

24.2



*Universidad Nacional Autónoma  
de México*

---

*Facultad de Ingeniería*

*Proyecto para el cambio de sistema de explotación  
en la Unidad Huautla Edo. Morelos*

**TESIS PROFESIONAL**

*Que para obtener el título de  
Ingeniero de Minas y Metalurgista  
p r e s e n t a*

*Juan Carlos Peña Mata*



*México, D. F.*

**1988**



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

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

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

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

## i. PROLOGO.

La necesidad creciente que se tiene en la actualidad por mejorar o eficientar las operaciones mineras con el fin de abatir costos y hacer frente a los momentos de crisis por los que atraviesa nuestro país, obliga a las empresas mineras a buscar cambios, en ocasiones radicales, para lograr operaciones cada vez más productivas y mediante las cuales se pueda explotar un yacimiento mineral con el mínimo de dilución y el máximo de recuperación.

En el presente trabajo se lleva a cabo un análisis para proponer el cambio de sistema de explotación en la Unidad -- Huautla de la Cía. Rosario México. El sistema que se emplea actualmente para explotar el yacimiento es el de Tumbes Sobre Carga, que a resultado ser un método muy deficiente y poco productivo; el sistema que se propone es el de Corte y Relleno Hidráulico el cual es un método que puede resultar más productivo de acuerdo a las condiciones de la Unidad y a que permite dividir cada rebaje en módulos de trabajo sobre los cuales se puede llevar un control bien definido y estricto, además de permitir trabajar con pisos firmes y mantiene una estabilidad perfecta del rebaje durante su explotación y una vez concluido su minado.

En el primer capítulo del presente trabajo se da un panorama general del área donde se encuentra ubicada la Unidad - Huautla, sus coordenadas geográficas, vías de acceso, clima, bosquejo histórico, así como la geología de la región y las características de los cuerpos minerales del Distrito Minero de Huautla.

En el segundo capítulo se presenta el cuadro de reservas de mineral de la Unidad para dar una idea del potencial con

que cuenta el Distrito.

En el capítulo tres se describen las condiciones en las que se encuentra la Unidad actualmente, describiendo el sistema de explotación, los equipos empleados en las minas y el proceso de concentración en la Planta de Beneficio.

En el capítulo cuarto se lleva a cabo una comparación entre las ventajas y desventajas de los sistemas de Tumble Sobre Carga y Corte y Relleno.

En el capítulo cinco se hace la descripción del Proyecto para el cambio de sistema de explotación, describiendo las etapas del Sistema de Corte y Relleno Hidráulico. Se incluye también el cálculo de la Planta de Deslamado para el tratamiento del material de relleno.

En el capítulo seis se presenta el análisis de costos de ambos métodos considerando los centros de costo que intervienen en forma directa para la explotación de un rebaje.

En el capítulo siete se describe la programación de las operaciones dentro del rebaje, los tiempos de barrenación, rezagado y relleno que se emplean para ciclar la operación.

Por último en el capítulo ocho se presentan las conclusiones y recomendaciones obtenidas del análisis presentado a lo largo del trabajo.

## ii. INDICE

	Página
i Prólogo.	
I. Introducción.	1
I.1. Generalidades.	1
I.1.a Ubicación.	1
I.1.b Acceso y vías de comunicación.	1
I.1.c Población.	3
I.1.d Clima, flora y fauna.	3
I.1.e Servicios.	3
I.1.f Bosquejo histórico.	4
I.1.g Infraestructura.	7
I.2 Geología.	8
I.2.a Litología.	8
I.2.b Metalogenia.	10
I.2.c Fisiografía.	11
I.2.d Hidrografía.	12
I.2.e Yacimientos minerales.	12
I.2.f Alteraciones.	13
I.2.g Etapas de mineralización.	13
II. Reservas de mineral.	15
II.1 Clasificación de las reservas.	15
II.2 Estimación de reservas.	17
II.2.a Cálculo del valor unitario para la <u>evalua</u> ción de reservas.	18
II.2.b Valor mínimo costeable de un bloque de -- reservas.	19
11.3 Límites de ley de los bloques de reservas.	19
11.4 Cuadro de reservas de la Unidad.	20

	<b>Página</b>
III. Condiciones actuales de la Unidad.	23
III.1 Mina.	23
III.1.a Sistema actual de explotación.	23
III.1.b Equipos utilizados.	26
III.1.c Descripción de las operaciones mineras.	28
III.2 Planta de Beneficio.	32
III.2.a Proceso y equipos.	32
III.2.b Reactivos utilizados.	34
III.2.c Ley de cabezas.	36
III.2.d Ley de concentrados.	36
III.2.e Ley de colas.	36
III.2.f Producción y destino del concentrado.	36
IV. Comparación del sistema de explotación de Corte y Relleno en relación al sistema de Tumbe Sobre Carga.	37
IV.1 Ventajas del sistema de Tumbe Sobre Carga.	38
IV.2 Desventajas del sistema de Tumbe Sobre Carga.	39
IV.3 Ventajas del sistema de Corte y Relleno.	41
IV.4 Desventajas del sistema de Corte y Relleno	42
V. Descripción del Proyecto para el cambio de sistema de explotación.	44
V.1 Corte y Relleno Hidráulico.	45
V.1.a Preparación del rebaje.	46
V.1.b Tumbe de mineral.	46
V.1.c Extracción del mineral.	49
V.1.d Operación de relleno.	49

	Página	
V.2	Cálculo de la Planta de Deslamado.	51
V.2.a	Cálculo del volúmen de alimentación al ciclón.	55
V.2.b	Selección de la bomba de alimentación al ciclón	55
V.2.c	Selección del ciclón.	56
V.2.d	Cálculo del cajón de succión de nivel constante.	56
VI.	Análisis de costos.	59
VI.A	Costos del método de Tumbe Sobre Carga.	59
VI.A.1	Preparación del rebaje.	59
VI.A.2	Tumbe de mineral.	69
VI.A.3	Extracción del mineral.	71
VI.A.4	Mineral almacenado en los rebajes.	71
VI.B	Costos del método de Corte y Relleno.	74
VI.B.1	Preparación del rebaje.	74
VI.B.2	Tumbe de mineral.	80
VI.B.3	Rezagado de mineral.	84
VI.B.4	Operación de relleno.	85
VI.B.5	Perforación de barrenos a diamante.	88
VI.B.6	Costo de la Planta de Deslamado.	88
VII.	Programación del rebaje.	94
VII.1	Determinación del tiempo de barrenación.	94
VII.2	Determinación del tiempo de rezagado.	95
VII.3	Determinación del tiempo de relleno.	95
VIII.	Conclusiones y recomendaciones	101
IX.	Bibliografía.	

## I. INTRODUCCION

### I.1 Generalidades.

#### I.1.a Ubicación.

La Unidad Huautla de la Compañía Minera Rosario México, S.A. de C.V., se encuentra situada al extremo sur-poniente del Estado de Morelos, cerca de los límites con los Estados de Guerrero y Puebla.

Sus coordenadas geográficas son:

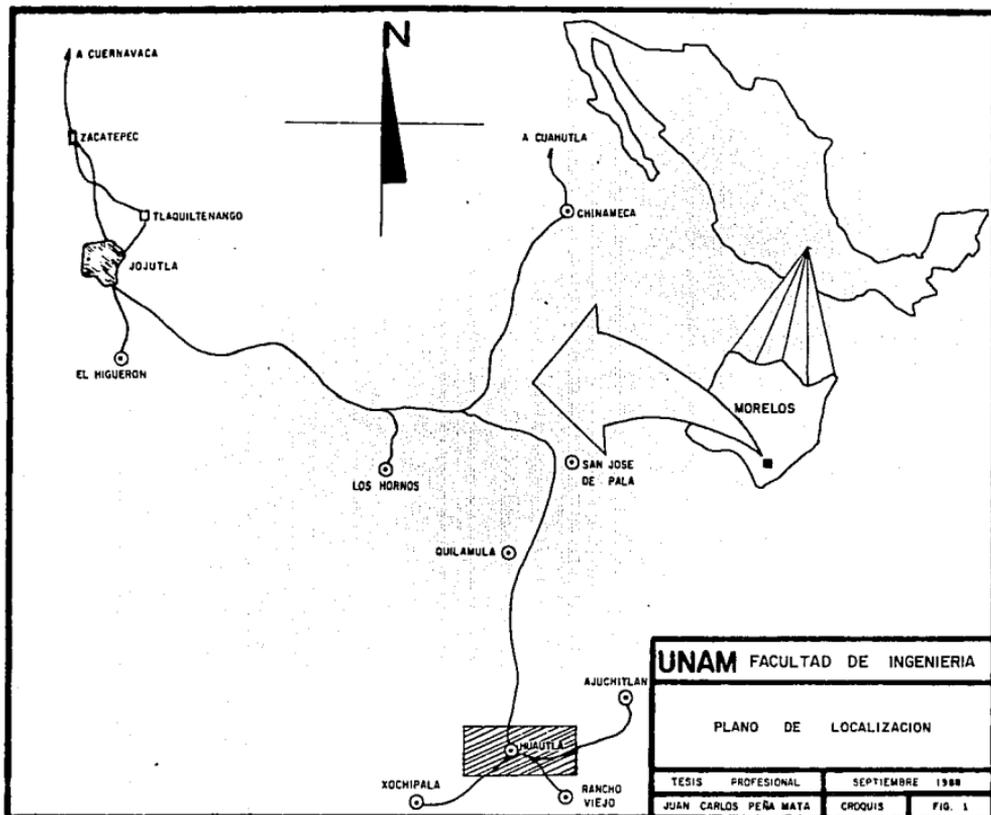
18° 26' de latitud norte

99° 02' de longitud oeste

El poblado más cercano, localizado aproximadamente a 1 km. al NW de la Unidad, es Huautla, el cual pertenece al Municipio de Tlaquiltenango y tiene una elevación media sobre el nivel del mar de 1075 mts. La Ciudad de México se encuentra a una distancia de 200 kms. de Huautla, Cuernavaca a 93 kms., Cuautla a 59 kms., mientras que Jojutla, Zacatepec y Tlaquiltenango se localizan a 50 kms. de distancia. Ver fig. No. 1.

#### I.1.b Acceso y vías de comunicación.

El poblado de Huautla se encuentra comunicado con la -- Ciudad de Jojutla mediante un camino estatal completamente pavimentado y transitable todo el año. La estación del ferrocarril más cercana es la de Tlaquiltenango que pertenece a la línea Cuautla-Puente de Ixtla, a unos 48 kms. de Huautla. La ruta México-Balsas pasa por Zacatepec a unos 4 kms. más al norte.



**UNAM** FACULTAD DE INGENIERIA

PLANO DE LOCALIZACION

TESIS	PROFESIONAL	SEPTIEMBRE	1988
JUAN CARLOS PEÑA MATA	CROQUIS	FIG. 1	

### I.1.c Población.

Huautla cuenta con 6,000 habitantes los cuales se dedican en una parte a la ganadería y agricultura. La minería tiene gran importancia y absorbe a la mayor parte de la población económicamente activa. El comercio es otro de los renglones importantes en la economía de la región.

### I.1.d Clima, Flora y Fauna.

El clima se puede clasificar como cálido sub-tropical con temperaturas que oscilan entre 19° y 28° C todo el año. La precipitación pluvial es elevada, alrededor de 1,000 mm. anuales.

Respecto a la vegetación, ésta es bastante abundante en época de lluvias, las cuales se presentan de junio a septiembre.

La región es bastante pródiga por sus tierras fértiles, pudiéndose observar árboles frutales de todos tipos, la caña de azúcar se da en abundancia, así como el maíz, frijol y trigo.

En las partes altas de la sierra se pueden observar venados y conejos. Existen una gran variedad de aves, así como tejones, armadillos, réptiles y animales ponzoñosos. Los asnos y mulas se encuentran con abundancia en toda la región.

### I.1.e Servicios.

Huautla cuenta con Jardín de Niños, Escuela Primaria y

Telesecundaria, así como una Caseta Telefónica de Larga Distancia y próximamente con los servicios de Correo y Telégrafo.

Hay varias corridas de autobuses de 2a. clase que enlazan a este poblado con las ciudades de Jojutla y Cuautla. Recientemente se implantó un servicio colectivo de combis entre Jojutla y Huautla.

La región es muy conocida por sus balnearios como El Rollo, Iguazú, Las Estacas, Temixco, etc. La Laguna de Tequesquitengo es un centro turístico muy importante.

La remodelación del poblado de Huautla y la construcción de la presa de Vázquez ha traído como consecuencia la atracción del turismo hacia este lugar.

#### I.1.f Bosquejo Histórico.

Huautla es uno de los primeros campos mineros de México, a ciencia cierta no se tiene información de la fecha en la cual se haya descubierto el mineral de la región, pero se sabe que a mediados del siglo XVIII un grupo de españoles descubrió mineral en esta zona, trabajando las minas que ahora se conocen como Tlalchichilpa, San Francisco, Santa Ana, Pe-regrina y Santiago. En esa época se logró extraer mineral -- hasta de 60 kgs. de plata por tonelada, de Tlalchichilpa y San Francisco.

Los españoles utilizaron un sistema de extracción descendente y de su trabajo quedan vestigios como tiros, obras secundarias y trabajos de ademe de madera.

El mineral se beneficiaba por el Método de Patio, en el que era molido a base de gente o mulas y luego se amalgamaba haciendo la torta de la misma manera. Actualmente quedan ruinas de antiguas Haciendas de Beneficio como La Restauradora, Las Palmas y Guadalupe.

Se dice que parte del mineral de la mina Tlalchichilpa - se llevaba en mulas para ser beneficiado en las haciendas de Ixtoluca, donde actualmente es El Astillero, Mapastitlán, Villa de Ayala y Huatecalco, cerca de Tlaltizapán, mismas que se localizaban por carretera a una distancia de 40, 50 y 45 kms. respectivamente.

Después de un período del cual no se tiene información, se vuelve a saber de una explotación por parte de la familia No riega durante los años de 1885 a 1906, en las minas de Tlalchichilpa y Santiago. No existe ningún plano o informe que indique como se explotaba el mineral y se cree que se beneficiaban con molinos chilenos. Esta familia dejó de trabajar - en tiempos de la Revolución, tiempo en el cual se cuenta, -- Huautla se convirtió en cuartel del Gral. Emiliano Zapata y durante el período de 1910 hasta 1919 el área fué prácticamente inaccesible.

En el año de 1926, la Compañía Santiago y Anexas, mejor conocida como la Compañía Francesa, empezó los trabajos de exploración y fué hasta 1929 cuando reanudó las operaciones. Explotó principalmente la mina Santiago y benefició el mineral y los terreros con una combinación de flotación y cianuración; la cantidad beneficiada era de alrededor de 80 tons. por día. La compañía suspendió sus operaciones en 1931 debido a la baja del precio de la plata.

De 1935 a 1938 el Distrito fué trabajado por Don José -- Landeros dueño de la Cía. Minera San José Pachuca y Anexas, - bajo el nombre de Cía. Explotadora de Minas, beneficiando -- únicamente los terreros de Tlalchihilpa, Santa Ana, San Fran- cisco, Peregrina y San José, en la misma planta de la Cía. - Santiago y Anexas, usando solamente la sección de flotación.

El Lic. Eduardo Vallejo tuvo rentados los fundos de la - Cía. Santiago y Anexas de 1939 a 1941, minando pilares de -- las principales minas beneficiándolas junto con los terreros de las mismas. A finales de 1941, Santiago y Anexas vendió - su equipo a la Secretaría de Obras Públicas.

En 1944 los señores Jorge Deols y Manuel Gabito, forma-- ron la Cía. Minera Interamericana, explorando la región en - el área de Santiago, San Esteban-Pájaro Verde y San José, de dicándose en realidad a la compra de mineral que los gambusi nos sacaban de los pilares más ricos de las minas.

En el año de 1956 el señor Deols se asoció con el Sr. -- Flashman formando la Cía. Explotadora de Minas; instalaron - un molino de 50 toneladas por día en el patio de Tlalchichil pa, beneficiando el mineral de todas las minas de la región. Esta compañía operó hasta octubre de 1960, año en el que mu- rió el Sr. Deols.

Después de la muerte del Sr. Deols, los obreros reclama- ron los salarios atrasados que se les debían y obtuvieron un embargo sobre todo el equipo y la propiedad, incluyendo el molino y la planta de fuerza.

Lo último que se conoce de este período es que la mayor parte de las acciones de la Cía. Explotadora de Minas fueron

adquiridas por el Sr. E. J. Ryan en el año de 1962, dedicándose a desaguar parte de la Mina Peregrina y a la vez explorando por medio de obra directa. En cuanto a la actividad minera estaba casi paralizada y sólo unos cuantos gambusinos se dedicaban a sacar mineral de la mina Tlalchichilpa.

Por los años de 1963 o 1964 Rosario Resources Co. adquiere los fondos, reanudando las operaciones en las minas Sta. Ana, San Francisco, Peregrina y Santiago.

En junio de 1974, Rosario Resources Co. y un grupo de inversionistas mexicanos, se unieron para formar la Cía. Rosario México, S.A. de C.V., con la finalidad de expandir las operaciones de 100 a 300 toneladas por día, basando este objetivo en el estudio de potencial geológico, hecho por el Departamento de Exploración de Rosario Resources Co., que calculó reservas para un período de operación de 10 años.

#### I.1.g Infraestructura.

La Unidad Huautla es abastecida de agua potable por medio de una estación de bombeo, localizada en el Tiro Tlalchichilpa; el agua se conduce por medio de una línea de tubería que se extiende a lo largo de 3 kms. hasta la zona habitacional.

El agua utilizada para las operaciones del molino proviene de las minas Santiago y San Francisco principalmente, así como la que se recupera por decantación de la presas de -- jales.

La Comisión Federal de Electricidad construyó, con una aportación de Rosario México, una línea de 40 kms. de longi-

tud desde la Ciudad de Jojutla, que provee de energía eléctrica a la Unidad.

## 1.2 Geología.

### 1.2.a Litología.

La litología se reduce a un complejo volcánico Oligo-Miocénico denominado Cerro Frío, con una edad del Terciario Superior (según Carl Fries, 1965). Recientemente William R. -- Gee (1981), define a grandes rasgos la litología de la más antigua a la más joven, de la siguiente manera. Ver tabla -- No. 1.

Complejo Huautla.- constituido por rocas volcánicas intermedias e intrusivas de poca profundidad, de forma dómica, breccias y derrames muy alterados de andesita, dacitas y traquiandesitas de textura porfírica y afanítica.

Las unidades son indiferenciadas, excepto las raíces de un domo dacítico de biotita-hornblenda y un grupo tardío de derrames y breccias de dacitas-andesitas.

Grupo Epiclástico.- en discordancia con el Complejo Huautla, se presenta una unidad interestratificada de rocas volcánicas y epiclásticas, tobas, lahares y breccias, este complejo se presenta ligeramente horizontal.

Dacita Barriga.- se diferencian dos miembros:

a) Una dacita de biotita-hornblenda de fase dómica asociada con un intrusivo, breccias y remanentes de derrames.

TABLA No. 1 - CUADRO LITOLÓGICO DEL ÁREA DE HUAUTLA, MOR.

EDAD	FORMACION	LITOLOGIA
PLIOCENO	DIQUES DE BASALTO	PRESENTAN UN COLOR NEGRO VERDOSO, TEXTURA AFANITICA CON ALGUNOS PIROXENOS Y ESPESOR PROMEDIO DE UN METRO.
	FLUJO DE BASALTO	PRESENTA UN COLOR GRIS OSCURO, TEXTURA AFANITICA, EN OCASIONES PORFIADICA, CON PIROXENOS Y ALGUNOS CRISTALES DE HORNBLENDA
	DACITA FLUIDA TARDIA	FLUJOS DE LAVAS DE COMPOSICION DACITICA.
MIOCENO	DACITA BARRIGA	CONSTA DE DOS MIEMBROS: UNO ASOCIADO A UN INTRUSIVO, PRESENTANDO BIOTITA Y HORNBLENDA EN UNA FASE DOMICA. EL OTRO ES UNA DACITA EXOGENA DE COLOR GRIS PRUPURA, DE TEXTURA PORFIRITICA -- CON BIOTITA Y HORNBLENDA, ADEMÁS DE UN FLUJO CON BUNDEAMIENTO.
	GRUPO EPICLASTICO	ROCAS VOLVANICAS, TOBAS, LAHARES Y BRECHAS INTERESTRATIFICADAS, -- PRESENTANDO UNA PSEUDOESTRATIFICACION, LIGERAMENTE HORIZONTAL.
OLIGOCENO	DISCORDANCIA	
	COMPLEJO HUAUTLA	BRECHAS Y DERRAMES LAVICOS DE -- COMPOSICION ANDESITICA CON ESPESOR DE 600 MTS.
	DISCORDANCIA	
CRETACICO SUPERIOR	BASAMENTO.	AFLORA EN LAS CERCANIAS DE JOJUTLA, SECUENCIA DE CALIZAS SOBRE YACIDAS POR UNA SECUENCIA DE -- ARENISCAS Y LUTITAS.

b) Una dacita de color gris púrpura brillante de textura porfirítica de biotita-hornblenda, asociada a un domo exógeno con escarpes concéntricos y derrames bandeados.

Derrames de Dacita Tardía.- dacita de color gris púrpura densa, de textura porfirítico-afanítica, de hornblenda.

Todas las descripciones anteriores son de edad Miocénica y posiblemente del Oligoceno Superior.

Sobre las litologías descritas se presentan unos derrames basálticos de color gris oscuro, grano fino en ocasiones porfíricos y afaníticos, clasificados como basaltos de piroxenos.

Cortando a todas las formaciones se encuentran unos diques basálticos, uno de ellos observado en la parte sur de la mina Santiago y otro en la parte oriente del Cerro de San Francisco, atravezando a la veta Santa Ana.

#### I.2.b Metalogenia.

Los yacimientos minerales de Huautla observan características del tipo epitermal, presentándose como relleno de fisuras con mineralización lenticular tanto horizontal como vertical, existiendo clavos que oscilan entre 400 y 500 mts. de largo y alturas entre 30 y 40 mts.

Las vetas conocidas en la región se identifican con los nombres de: Peregrina, San Francisco, Santa Ana, Tlalchichilpa, Cuatro Ases, Plomosa, Reforma, Santiago, Juan Cuerdas, - San Estebán, Pájaro Verde, Cuchillo, Los Riscos, El Clarín, América, Santa Cruz, La Fortuna, así como innumerables fractu

ras.

Las principales estructuras mineralizadas tienen un rumbo aproximado este-oeste, con echados hacia el sur que varían de 55° a 65° presentándose inclinaciones de 85° como en la veta Santiago. La veta Juan Cuerdas, en la mina Santiago, tiene un echado de 60° a 65° al norte. Los espesores de los cuerpos varían de unos cuantos centímetros a 3 metros teniendo un promedio de 1.5 mts.

La mineralización económica es exclusivamente de plata, ya que en muestras de cabezas de todas las minas se reporta un combinado de Pb-Zn de + 0.5%.

La mineralogía se constituye de la siguiente manera:

Mena	Ganga
Plata nativa	Cuarzo
Argentita	Cuarzo amatista
Pirargirita	Calcedonia
Galena argentífera	Calcita
Cloruros de plata	Minerales arcillosos
Bromuros de plata	Hematita
Estromeyerita	
Esfalerita	

### I.2.c Fisiografía.

El Distrito de Huautla se ubica en la provincia fisiográfica de la Sierra Madre del Sur, dentro de la Sub-provincia de la Cuenca del Balsas-Mexcala. El área, morfológicamente, corresponde a elevados cerros en forma dómica, dando lugar a una sierra que contrasta con la topografía regional. Otro --

rasgo morfológico apreciable es la presencia de cañadas en la mayor parte del área.

#### I.2.d Hidrografía.

En el área es común observar arroyos principalmente, entre los más importantes se encuentran: El Arroyo Grande, El Aguacate, El Salitre, Quilamula y Ajuchitlán. Todos ellos -- tienen su drenaje en dirección sur hacia el río Amacuzac, -- que es uno de los tributarios del Río Balsas. La mayoría de los arroyos son intermitentes, conduciendo agua sólo en época de lluvias.

#### I.2.e Yacimientos Minerales.

La mineralización según William R. Gee, es de edad Mioceno Tardío, producto de soluciones hidrotermales emplazadas en un sistema de fallas orientadas este-oeste, representadas por vetas de relleno de fisuras y brechas tectónicas con mineralización lenticular, tanto en sentido vertical como horizontal, teniendo como roca encajonante rocas volcánicas de composición andesítica.

El origen de las soluciones hidrotermales que formaron los depósitos minerales se desconoce, ya que no hay evidencias geológicas que den indicios o que ayuden a formar una hipótesis aceptable de la génesis del yacimiento.

Las vetas presentan leyes variables, pero en general contienen de 250 a 300 grs./tons. de plata y en algunas zonas -- hasta un 2% de plomo. A profundidad las leyes de plata disminuyen aumentando los valores de plomo-zinc.

### 1.2.f Alteraciones.

Las principales alteraciones identificadas en la región de Huautla son:

a) Alteración propilitica.- William R. Gee (1981) incluye esta alteración tanto dentro de la influencia de las vetas así como fuera de éstas. En la influencia o cerca de las vetas ésta alteración consiste de clorita y raramente epidota.

b) Silicificación.- ésta alteración es muy importante ya que se localiza muy cerca de las estructuras mineralizadas, tiene un rango de influencia de + 10 mts. alrededor de ellas.

También el fracturamiento relleno con cuarzo es una guía importante, en ocasiones se presenta como stock-work o bien en forma paralela a las vetas, tiene un rango de influencia de + 5 mts. antes de llegar a la zona de veta.

c) Alteración argílica.- esta alteración se presenta en la inmediaciones de la Unidad y hacia el poblado de Huautla. W.R. Gee incluye una alteración zeolítica, la ubica entre la mina Santiago y la mina Tlachichilpa.

### 1.2.g Etapas de Mineralización.

Se han identificado tres etapas de mineralización en el Distrito de Huautla y son:

1) Primera etapa asociada a cuarzo de coloración verdosa.

2) Segunda etapa asociada con cuarzo-calcita de coloración gris oscura con fierro y plata.

3) Tercera etapa asociada a cuarzo amatista y sulfuros -  
de plomo zinc.

## II. RESERVAS DE MINERAL

El cálculo de reservas en cualquier Unidad Minero-Metalúrgica es uno de los puntos de mayor importancia que existen, ya que de las reservas depende la continuidad de las operaciones y de hecho la vida misma de la Unidad.

El Distrito Minero de Huautla cuenta con un potencial de reservas bastante importante. A lo largo de su vida productiva se han logrado extraer "clavos" de mineral con leyes muy altas de plata (60 kg./ton.) y actualmente se han llegado a encontrar zonas con valores superiores a 1 kg./ton. de plata.

En el presente capítulo se da un panorama general del potencial de reservas con que cuenta el Distrito Minero de Huautla, así como los parámetros que controlan la clasificación de las reservas.

### II.1 Clasificación de la Reservas.

Existen diferentes criterios para dividir y sub-dividir cada tipo de reserva, muchas veces ésto depende de las preferencias o experiencias de cada Unidad en particular.

Las reservas pueden ser clasificadas de la siguiente manera:

- 1) Probadas, probables y posibles.
- 2) Medidas, indicadas e inferidas.
- 3) Desarrolladas y prospectivas
- 4) Explotables y de interés.

En la Unidad Huautla se tiene actualmente una clasificación que se basa en la utilidad económica de las reservas, - de acuerdo al costo total de producción, de la siguiente manera:

**Mineral Explotable.**- son todas aquellas reservas que tienen un valor mínimo de \$27,770.00\*por tonelada.

**Mineral Positivo.**- se encuentra bien definido en tamaño, forma y contenido, tiene una confiabilidad superior al 85% y un valor mayor a \$27,770.00 por tonelada.

**Mineral Probable.**- su tonelaje y ley se estima por medio de muestreos, barrenos y proyecciones geológicas. Posee una confiabilidad de 70 a 85% y su valor es superior a \$27,770.00 por tonelada.

**Mineral Quebrado.**- son cargas disponibles en rebajes, la ley debe ser superior a 100 gr./ton. y un valor mínimo de -- \$27,770.00.

**Mineral Marginal.**- es el mineral que se obtiene en la explotación o en la preparación y que es inferior al valor de reservas (\$27,770.00), pero que cubren los costos de mina, - molino y mantenimiento (\$24,204.00), o bien con leyes de Pb-Zn que mejoran la operación.

**Mineral Medido.**- tiene la misma confiabilidad del mineral positivo, pero no es costeable por su ley, su valor se encuentra entre \$27,770.00 y \$24,204.00.

**Mineral de Interés.**- son reservas que cubren los costos directos de la Unidad, o sea, el 67% del valor de las reservas positivas.

\* COSTO TOTAL DE OPERACION, SUMA DE LOS COSTOS DE MINA, MOLINO, MANTENIMIENTO, ADMON. UNIDAD Y OFICINAS MEXICO.

Mineral Inferido.- se obtiene de datos geológicos, a partir de deducciones y barrenos aislados o proyecciones de los cuerpos que se encuentran en obras cercanas, su valor puede ser igual o mayor que el mineral explotable.

Mineral Inaccesible.- es aquel que ha quedado aislado en obras antiguas a través del tiempo de operación y que requiere de obras especiales para extraerse. Este mineral puede tener las características de un mineral positivo o probable.

## II.2 Estimación de Reservas.

Se incluye para la estimación de reservas el mineral de las minas que a continuación se enlistan, aclarando que todos los datos que aquí se presentan están referidos a diciembre de 1987.

San Francisco - Peregrina  
Santiago - Juan Cuerdas  
América - La Fortuna  
Los Cuatro Ases  
Reforma - Plomosa

De la misma manera se incluye la información de reservas para las minas Tlalchichilpa y San Estebán-Pájaro Verde.

Los precios de los metales y condiciones para efecto de cálculo son:

	Precio	Impuesto de Producción
Oro	\$400/oz. troy	7% del valor
Plata	\$6.5/oz. troy	7% del valor
Plomo	\$0.20/lb.	5% del valor

	Precio	Impuesto de Producción
Zinc	\$0.40/lb.	5% del valor
Cobre	\$0.65/lb.	5% del valor

De los precios anteriores sólo se empleará el de la plata para el cálculo de los valores económicos de los bloques de la Unidad.

11.2.a Cálculo del valor unitario para la evaluación de reservas.

Para este cálculo tomaremos en cuenta los siguientes factores:

Valor de una onza de plata	\$ 6.50
Valor neto de una onza de plata	\$ 6.07
Tipo de cambio	\$ 2,100/dllr.
Recuperación metalúrgica	73 %

De acuerdo a lo anterior el valor de una onza de plata - en moneda nacional es de:

$$\$ 6.07/oz. \times \$ 2,100/dllr. = \$ 12,747/oz.$$

Convirtiendo las onzas a gramos obtendremos el valor de un gramo de plata:

$$\$ 12,747 \div 32.1504 = \$ 396.48/gr.$$

Finalmente agregando un 2% al valor anterior (incentivo fiscal) obtendremos el valor total por cada gramo de plata, o sea:

$$\$396.48 + \$7.93 = \$404.41/\text{gr.}$$

### II.2.b Valor mínimo costeable de un bloque de reservas.

La ley mínima de mineral explotable nos la proporciona el cociente del costo total de producción y el valor unitario obtenido:

$$\$27,770 \div \$404.41 = 69 \text{ gr./ton.}$$

Esta es la ley mínima que debe tener un bloque de reservas para ser considerado como mineral explotable y su valor debe ser igual o mayor a \$27,770.00 por tonelada.

Para dar un mayor margen de seguridad a las reservas, se considera como ley mínima 156 gr./ton. de plata, considerando la recuperación y un factor de inflación.

Para bloquear mineral marginal o medido se considera el 87% del costo del mineral explotable, el cual cubre los costos directos de la Unidad, o sea 136 gr./ton. de plata.

Para bloquear mineral de interés se toma como valor mínimo 105 gr./ton. de plata, lo que quiere decir que su valor se encontrará entre \$24,204.00 y \$27,770.00 por tonelada, con lo cual se cubren los costos directos de la Unidad (67% del valor de las reservas positivas).

### II.3 Límites de ley de los bloques de reservas.

Mineral Positivo.- debe tener una ley superior a 156 gr./ton.

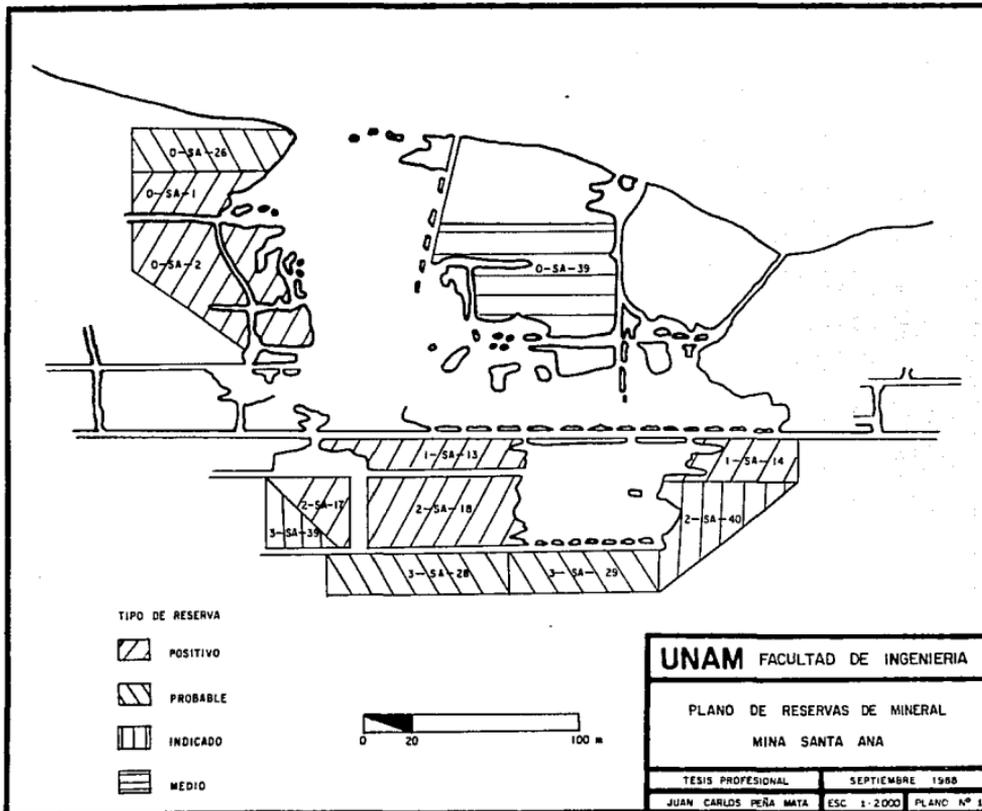
Mineral Medido.- su ley se encuentra entre 136 y 156 gr./ton.

Mineral Marginal.- la ley de los bloques considerados como marginales se encuentra entre 136 y 156 gr./ton. además - de contar con leyes de Pb-Zn que mejoran la operación en el molino.

#### II.4 Cuadro de Reservas de la Unidad.

Reservas Explotables. Ver planos No. 1 y 2.

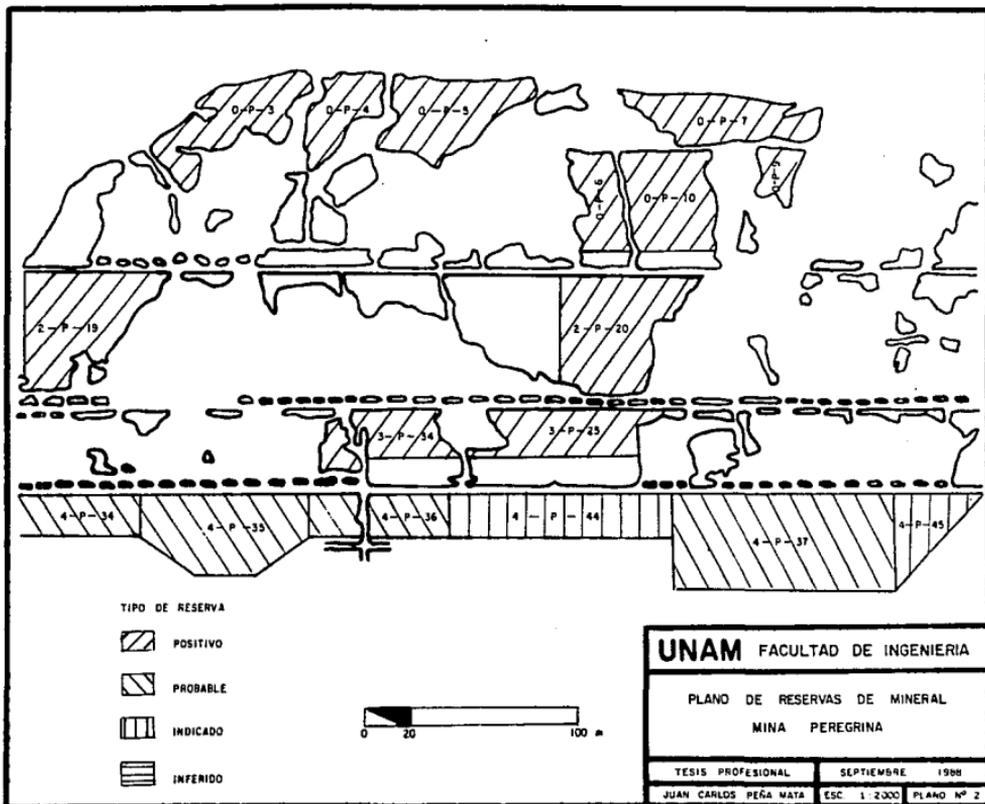
	Tons.	Ag.
Positivo	300,307	185
Probable	325,062	187
Quebrado	56,356	247
Gran Total	681,725	191
Reservas de Interés		
Medido	18,067	94
Indicado	144,794	235
Inferido	543,075	342
Gran Total	705,936	314



0-SA-26  
0-SA-1  
0-SA-2

0-SA-39

1-SA-13  
1-SA-14  
2-SA-17  
2-SA-18  
2-SA-40  
3-SA-38  
3-SA-28  
3-SA-29



### III. CONDICIONES ACTUALES DE LA UNIDAD

#### III.1 Mina.

Actualmente la Unidad Huautla cuenta con 3 minas en producción, éstas son:

- 1) San Francisco - Peregrina
- 2) Santiago - Juan Cuerdas
- 3) América

El sistema de explotación empleado en todas ellas es el de Tumba Sobre Carga, utilizando tolvas o chutes de madera para la extracción del mineral quebrado.

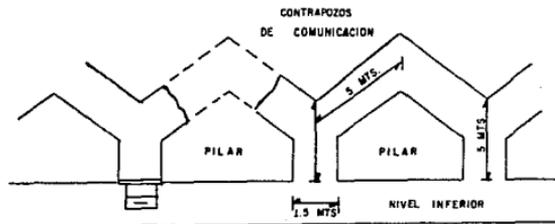
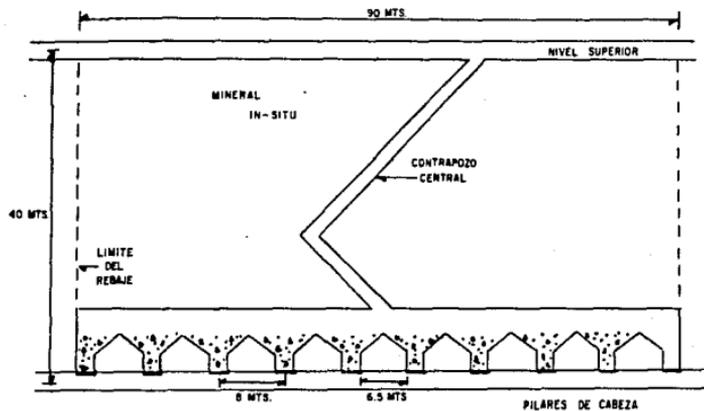
La Compañía cuenta con otras minas que por el momento se encuentran abandonadas, pero que representan un polo de desarrollo muy importante a mediano plazo, éste es el caso de las minas Tlachichilpa, San Estebán-Pájaro Verde y Plomosa, que muestran, reservas con buenas leyes, de acuerdo a viejos planos de muestreo.

#### III.1.a Sistema Actual de Explotación.

Como se mencionó el sistema de explotación empleado actualmente es el de Tumba Sobre Carga, el cual se describirá a continuación:

##### a) Preparación del Rebaje.

Las dimensiones de los rebajes son variables debido a las características físicas de las vetas, la forma lenticular



**UNAM** FACULTAD DE INGENIERIA

PREPARACION DE UN REBAJE  
METODO DE TUMBE SOBRE CARGA

TESIS PROFESIONAL

SEPTIEMBRE 1988

JUAN CARLOS PEÑA MATA

CROQUIS

FIG. Nº 2

de las mismas limita la longitud de los rebajes en un rango de 80 a 100 mts; la altura queda determinada por la separación entre niveles, la cual es de 40 mts. y de ancho por la potencia de las vetas que es de 1 a 3 mts.

La preparación del bloque consiste, en primer lugar, en el cuele de los contrapozos-metalera a partir del "cielo" -- del nivel, con una separación de 8 mts. de centro a centro, una sección de 1.5 x 1.5 mts. y una altura de 5 mts., siguiendo el echado de la veta.

Posteriormente y una vez rezagada la carga de los contrapozos se instalan las tolvas de madera y después se comunican los contrapozos de tal manera que se formen prismas, los cuales tienen como finalidad encauzar la carga quebrada hacia las tolvas de extracción. Ver fig. No. 2

Una vez comunicados los contrapozos se inicia un corte - a partir de uno de los extremos del rebaje para emparejar la cabeza del mismo, durante ésta operación el acceso al rebaje se hace por la primera o la última tolva dependiendo de por dónde se haya iniciado el corte de empareje.

Ya que el sub-nivel queda listo se cuela un contrapozo al centro del rebaje el que se comunica con el nivel inmediato superior. Este contrapozo tiene como finalidades: proporcionar cara libre a los primeros cortes, como camino de acceso, así como para introducir la tubería de aire y agua.

#### b) Explotación del Rebaje.

Los primeros cortes de producción se inician a partir -- del contrapozo central, el cual divide al rebaje en dos partes denominados oriente y poniente respectivamente. La barre

renación se da en forma horizontal con barras de 1.80 mts. generalmente, la altura de los cortes es variable, teniendo un promedio de 2 mts. Los cortes se avanzan hacia ambos lados del rebaje a partir del contrapozo central, tratando de formar bancos o caras de corte. Ver fig. No. 3

En cada rebaje se cuenta con un perforista por turno con su respectivo ayudante. Los rebajes se trabajan dos turnos - por día.

Del total del mineral quebrado sólo una tercera parte -- puede ser extraída, dado que se requiere de un piso firme pa ra poder seguir barrenando. En promedio se tumban alrededor de  $115 \text{ m}^3$ , lo que equivale a 300 toneladas de mineral por se mana y por rebaje aproximadamente, de las cuales únicamente se tienen disponibles para extracción 100 ton.

### III.1.b Equipos Utilizados.

El equipo empleado en todas las minas es similar y se en listan a continuación:

#### 1) Equipos de barrenación.

Máquinas perforadoras Gardner Denver.

Modelo S53 F con un diámetro de pistón de 2 9/16".

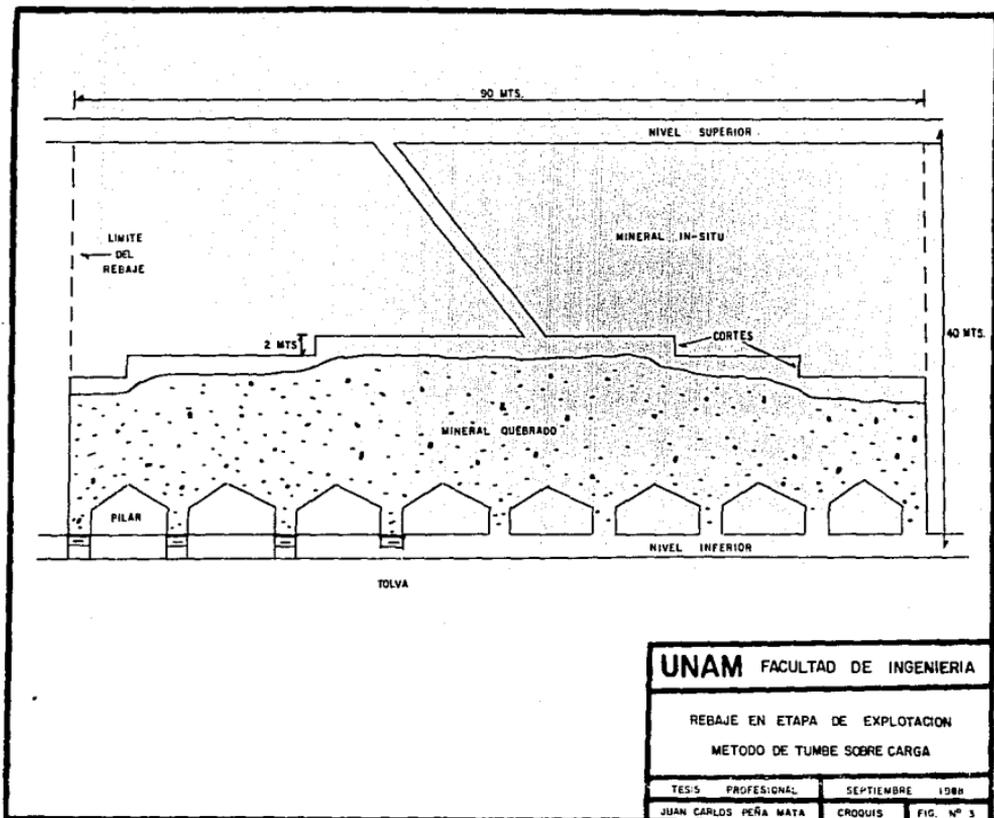
Modelo S83 F con un diámetro de pistón de 3".

Piernas neumáticas.

Modelo FL6 de 48" de carrera el pistón (cambio rápido)

Modelo FL7 de 54" de carrera el pistón (retráctil)

Barrenas de acero hexagonal con pastilla de carburo - de tungsteno, con longitud de 5' 6' y 8'.



**UNAM** FACULTAD DE INGENIERIA

REBAJE EN ETAPA DE EXPLOTACION  
METODO DE TUMBE SOBRE CARGA

TES-S	PROFESIONAL	SEPTIEMBRE	1980
JUAN CARLOS PEÑA MATA		CROQUIS	FIG. N° 3

2) Equipo de rezagado.

Palas neumáticas EIMCO 12B.

3) Equipo de acarreo.

Motores de baterías tipo Mancha M-335 (1.5 toneladas de capacidad).

Carros de 40 ft<sup>3</sup> (góndolas) para niveles de acarreo.

Carros de 20 ft<sup>3</sup> (coquetas) para manto.

Actualmente se producen en promedio unas 280 ton./día, - con una ley de 220 gr./ton. de plata, que son transportadas al molino por medio de camiones de volteo.

III.1.c Descripción de las Operaciones Mineras.

a) Mina Santiago - Juan Cuerdas.

Esta mina se encuentra en las inmediaciones de la Unidad Huautla, cuenta con 5 niveles denominados +42, 0, 40, 80 y 120. Actualmente las zonas de trabajo están concentradas - en los niveles 40, 80 y 120, los dos primeros niveles (+42 y 0), fueron explotados hace tiempo, quedando solamente pilares y cargas quebradas en rebajes antiaguos, aunque éstos se encuentran en malas condiciones debido al paso del tiempo y al difícil acceso a los mismos.

En el nivel 40 se tienen 2 motores Mancha y carros de 40 ft<sup>3</sup> para el acarreo del mineral, el cual es descargado a una metalera que lo conduce al nivel 80; además se cuenta con -- una pala de viento para el rezagado de la frente que se encuentra en desarrollo hacia el lado poniente.

En el nivel 80 el acarreo se realiza por medio de un motor Mancha y carros de 20 ft<sup>3</sup> con descarga frontal.

El nivel 120 se encuentra en rehabilitación, cuenta para el rezagado con dos palas impulsadas con aire comprimido y -carros de 20 ft<sup>3</sup> empujados a mano.

El acceso a los niveles de trabajo se efectúa por medio del Tiro Santiago ubicado en el nivel 0, el tiro tiene dos -claros de 3 x 3 mts. cada uno, por donde circulan las calesas movidas por un malacate de tambor de dos puntas. El manteo -se lleva a cabo por medio del sistema carro-calesa, utilizan do "ruletas" para introducir los carros de 20 ft<sup>3</sup> a la calesa.

Esta mina cuenta actualmente con un sólo rebaje en tumbé, el cual se encuentra en el nivel 120, en éste mismo se está preparando un rebaje hacia el lado poniente. El nivel 80 no cuenta con rebajes, ni obras en desarrollo\*. En el nivel 40 -se cuenta con varios rebajes con cargas quebradas. A futuro se espera contar con una mayor producción y esto se logrará con el desarrollo de la frente del nivel 40 y la rehabilitación del nivel 120.

b) Mina San Francisco - Peregrina.

Se localiza al SE de la Unidad, a unos 3 kms. de distancia. Es la mina de mayor producción y de hechos son varias -minas intercomunicadas entre sí: San Francisco, Peregrina, -Santa Ana, Los Cuatro Ases y Santa Cruz. Cuenta con 4 niveles denominados 0, 1, 2 y 3.

El nivel 0 se encuentra comunicado directamente a superficie por medio de los socavones San Francisco y Peregrina,

\* ÚNICAMENTE SE UTILIZA COMO NIVEL DE ACARREO.

así como por el socavón Rosario. Es el nivel general de acarreo y se cuenta con dos motores de baterías y carros de 40 ft<sup>3</sup>. En este nivel se tienen 5 rebajes en explotación; dos en la veta Peregrina, dos en la veta Santa Cruz y el último en la veta Santa Ana.

En el nivel 1 se tiene un rebaje en producción, el mineral extraído de este lugar se acarrea por medio de carros de 20 ft<sup>3</sup> empujados a mano y vaciados en una metalera que lo -- conduce al nivel 2.

Por medio del socavón Peregrina se puede llegar al contratiro 415, el que cuenta con un bote o skip de 700 tons. - de capacidad para el manto del mineral del nivel 2; el contratiro es inclinado y el bote se desliza sobre rieles.

El nivel 2 de Peregrina comunica, por medio de un cruce-ro, a la veta Los Cuatro Ases, en donde se tienen dos rebajes en tumba y algunos más con carga quebrada. El acarreo en este nivel se realiza por medio de dos motores y carros de - 40 ft<sup>3</sup> que conducen el mineral hasta el contratiro 415.

El nivel 3 se encuentra en rehabilitación y desarrollo. La frente sobre la veta Santa Ana se encuentra avanzando --- hacia el poniente, por otra parte se esta colando un cruce-ro que comunicará a Peregrina con Cuatro Ases. Se encuentra tam bién en construcción una pileta que captará toda el agua pa- ra bombearla directamente a superficie.

El acarreo se lleva a cabo por medio de dos motores Mancha y carros de 20 ft<sup>3</sup>, el rezagado es con palas de viento - EIMCO 12B. El mineral del nivel 3 se manta por medio del -- Tiro Rosario con el sistema carro-calesa, el tiro cuenta con

un malacate de doble tambor y comunica a los niveles 0, 2 y 3.

c) Mina América.

Situada a unos 4 kms. al NE de la Unidad cuenta con 5 niveles de los cuales sólo 2 se encuentran en actividad, estos son el nivel 0 y el nivel 1, el nivel 2 está abandonado por el momento y los niveles 3 y 4 se encuentran inundados y en proceso de desagüe.

El nivel 0 esta comunicado directamente a superficie y cuenta con 2 rebajes en preparación, así como una frente que se está desarrollando hacia el lado poniente. El acarreo se realiza por medio de un motor Mancha y carros de 40 ft<sup>3</sup>, el mineral es vaciado al Tiro Guadalupe, que se utiliza como motalera y lo conduce al nivel 1; el tepetate es tirado a un terrero ubicado a la salida del socavón. El rezagado se lleva a cabo con una pala de viento.

En el nivel 1 de tiene 4 rebajes en tumbe y 2 más en preparación. El acarreo se efectúa por medio de un motor Mancha y carros de 20 ft<sup>3</sup>. Se tiene una frente que se esta desarrollando hacia el lado poniente. El rezagado se realiza con una pala mecánica EIMCO 12B.

El manteo del mineral, al igual que en las dos minas anteriores, se lleva a cabo con el sistema carro-calesa. El Tiro América comunica a todos los niveles excepto el nivel 0 y en superficie se cuenta con un malacate de 2 tambores.

Esta mina es muy importante por sus reservas y porque no tienen tantos problemas de obras antiaguas y en malas condiciones, como en el caso de Santiago y San Francisco.

### III.2 Planta de Beneficio.

#### III.2.a Proceso y Equipos.

La Planta de Beneficio de la Unidad Huautla tiene una capacidad instalada de 300 toneladas por día, en ella se beneficia el mineral proveniente de las 3 minas en producción -- con que cuenta la Cía. Rosario México y mediante el proceso de flotación se obtiene un concentrado Bulk ó concentrado -- único. El proceso se describe a continuación.

##### a) Tolvas de Recepción.

El mineral proveniente de las minas (280 tons, por día), se deposita en 3 de las 5 tolvas de gruesos con que cuenta la Planta de Beneficio, en las dos restantes se almacena el material denominado "granza", que es mineral que se recircula de los molinos.

Cada tolva tiene una capacidad de 150 toneladas; están fabricadas en concreto y cuentan en la parte superior con pa rillas de riel, con una abertura de 8".

El mineral depositado en las tolvas es descargado a la banda número 1, por medio de repartidores vibratorios, para enviarlo a la sección de trituración.

##### b) Sección de Trituración.

La banda número 1 conduce directamente el material a la quebradora primaria Pettibone de 20" x 36" (60 ton./hr. de capacidad), en donde se reduce el mineral a 3" aproximadamente, la quebradora descarga en la banda número 2 que a su vez

envía el mineral a la banda número 3 por medio de un chute de transferencia; esta última descarga el material sobre una criba vibratoria de 5' x 10' con dos camas, la superior de 1 1/2" x 2" y la inferior de 1/2" x 1/2".

El mineral se clasifica separando las partículas mayores a 1/2" que pasan a la quebradora secundaria Symonds de 3' (40 toneladas por hora de capacidad), de cabeza estándar para descargar en la banda número 2 y cerrar el circuito. El mineral que pasa la criba cae a la banda número 4 para ser transportado a la tolva de finos cuya capacidad es de 400 toneladas.

#### c) Sección de Molienda.

De la tolva de finos la carga se alimenta a los molinos - por medio de dos bandas transportadoras, una por molino; los molinos primarios son de 7' x 6' Morse Bros y Allis Chalmers (denominados 4 y 5 respectivamente). El molino 5 actúa en circuito cerrado con un hidrociclón krebbs de 10', mientras que el molino 4 puede trabajar en circuito cerrado con un segundo ciclón krebbs de 10', o bien, en circuito abierto con uno de los molinos secundarios de 5' x 4' (denominados 2 y 3). El molino 1 es cónico y está fuera de servicio.

El circuito de molienda tiene una capacidad de 350 toneladas por día. El mineral molido es enviado a un tanque acondicionador de 6' x 5' de donde se bombea a la siguiente sección, la de flotación.

#### b) Sección de Flotación.

Del tanque acondicionador la pulpa es enviada a las celulas de flotación. El circuito se inicia al bombear la pulpa a

a una celda primaria de 100 ft<sup>3</sup> de capacidad, de esta celda sale el concentrado final que se deposita en un tanque de -- concentrados, las colas de flotación primaria se envían a un banco de 5 celdas agotativas de 100 ft<sup>3</sup> cada una, el concentrado de estas celdas se bombea a un segundo banco de 4 celdas limpiadoras 21 sub-A de 40 ft<sup>3</sup> cada una, mientras que -- las colas se envían a la presa de jales. El concentrado de -- las celdas limpiadoras se deposita en el tanque de concentra dos y las colas se recirculan a la flotación primaria. La re cuperación de plata es de 75%.

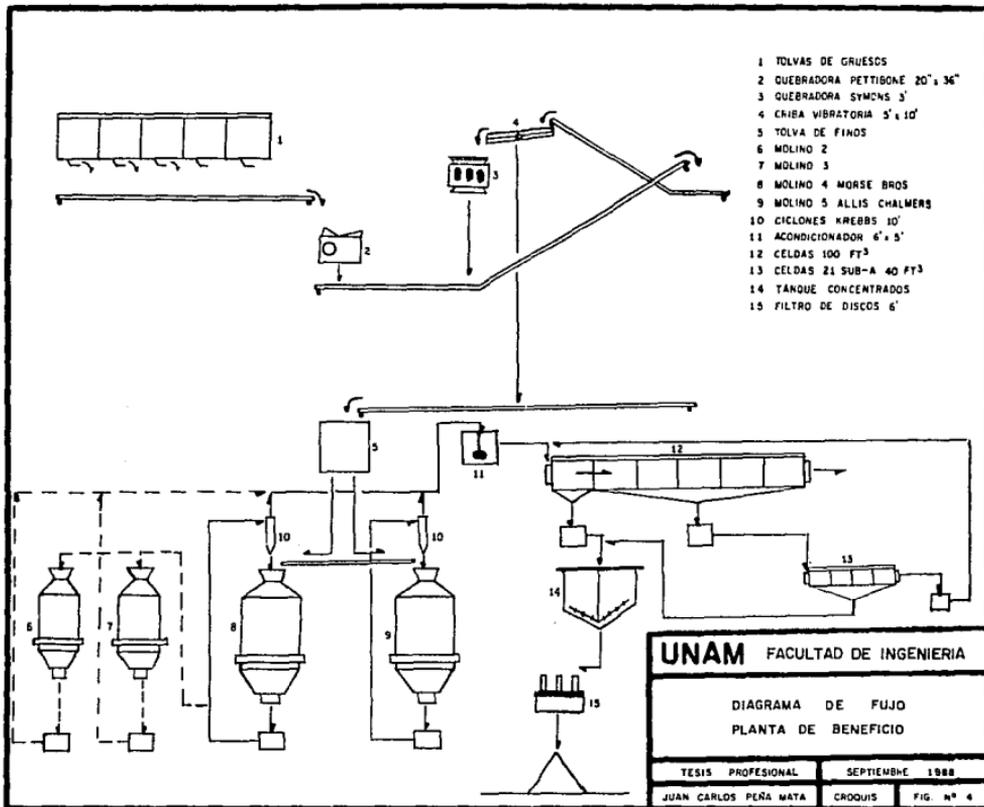
e) Sección de Filtrado y Secado.

En esta sección se reduce la humedad a un 20 o 25% por - medio de un filtro de 3 discos de 6' con 10 sectores por dis co (36 ton./día de capacidad). Posteriormente el concentra do se envía a una plancha o parrilla de secado para obtener finalmente una humedad de 7 a 9% en el concentrado. Ver fig. No. 4

III.2.b Reactivos Utilizados.

Reactivos	Cantidad	Lugar de Adición
Silicatos de sodio	250 cc	Molino 4
Xantato*	90 cc	Bomba Molino 4
Promotor 404	30 cc	Bomba Molino 4
Xantato*	90 cc	Bomba Molino 5
Espumante CC-1065	5 cc	Tanque Acondic.
Promotor 404	30 cc	Bomba Molino 5
Complex 49	100 cc	Tanque Concentrados

\* Xantato Isopropílico de Sodio y Amílico de Potasio.



### III.2.c Ley de Cabezas.

Plata	220-250 gr./ton.
Plomo	0.4-0.3 %
Zinc	0.4-0.5 %
Oro	trazas

### III.2.d Ley de Concentrados.

Plata	14 kg./ton.
Plomo	12 %
Zinc	9-10 %
Cobre	1 %
Oro	5-6 gr./ton.

### III.2.e Ley de Colas.

Plata	6 gr./ton.
Plomo	0.1-0.2 %
Zinc	0.2-0.3 %

### III.2.f Producción y Destino del Concentrado.

Se producen en promedio 7.5 toneladas de concentrado por día, el cual se empaqueta en costales de yute con un peso de 50 kgs. por costal. El concentrado es enviado a la Fundición de Torreón (Met-Mex Peñoles), o bien a la Fundición de IMMSA en San Luis Potosí, por medio de un trailer de 30 ton. de capacidad.

#### IV. COMPARACION DEL SISTEMA DE EXPLOTACION DE CORTE Y RELLENO EN RELACION AL SISTEMA DE TUMBE SOBRE CARGA.

Debido a que las minas de la Unidad Huautla se han trabajado por diferentes compañías desde hace mucho tiempo, el método de explotación no se ha podido establecer de manera uniforme en todos los lugares de trabajo. Existen rebajes que fueron explotados sin llegar al límite del bloque, al ser abandonados y extraída la carga quebrada, estos quedaron abiertos, teniéndose la necesidad de colar obras auxiliares, como contrapozos y subniveles, para llegar a la cabeza de los mismos, creando muchos problemas para recuperar el mineral insitu y en algunos casos ha resultado imposible recuperar los pilares.

No todos los lugares se encuentran en estas condiciones, se cuenta con varios rebajes que llevan el Tumble Sobre Carga propiamente dicho, aunque también tienen sus problemas, debido a las características del método mismo.

La idea de un posible cambio de sistema de explotación nació en gran medida, de las deficiencias observadas en la aplicación del método que actualmente se utiliza en los rebajes de las minas de la Unidad, deficiencias que a continuación se describen.

De los problemas más importantes que se presentan con frecuencia en la operación es el "encampane o atragante" que sufre la carga cuando se extrae de los rebajes en tumba. Lo anterior crea situaciones peligrosas para los perforistas, además de tenerse la necesidad de suspender el trabajo en la parte afectada del rebaje, hasta lograr eliminar esta situación de peligro.

En ocasiones al momento de sacar carga de los rebajes en tumbe, aparentemente el flujo de carga puede presentarse normal, pero en un momento dado encampanarse sin que el perforista o la gente de acarreo lo noten, ésto crea condiciones sumamente peligrosas y de consecuencias que podrían resultar fatales.

Otro de los inconvenientes del método se presenta cuando la carga se ha extraído casi por completo del rebaje, ya que es necesario "rodar" el mineral embancado hacia las tolvas, la gente que realiza la operación esta expuesta a un gran riesgo porque el rebaje se encuentra abierto y tanto los respaldos como la cabeza del mismo se pueden hallar flojos por las disparadas y cualquier roca que se desprenda puede lesionar gravemente a las personas que se encuentran en el lugar.

Los problemas anteriores pueden considerarse como deficiencias operativas de la Unidad, pero ésto no es del todo exacto; cuando los rebajes se encuentran a más de la mitad de su explotación, los atragantes se vuelven más frecuentes, y ésto es debido a que el volúmen de la carga quebrada es lo suficientemente considerable cómo para que, por su propio peso se compacte, provocando los encampanes. Por otra parte conforme la explotación avanza los jalones de carga se vuelven menos predecibles, porque la carga no siempre desciende en el área de la tolva donde se extrae, puede jalar en forma diagonal hacia el oriente o poniente del rebaje, por lo que podemos pensar que más que deficiencias operativas, son desventajas del sistema de explotación actual.

#### IV.1 Ventajas del Sistema de Tumble Sobre Carga.

1) En mayor o menor cantidad, el método produce mineral desde las primeras etapas de preparación y desarrollo.

2) Una extracción bien llevada permite recuperar casi la totalidad del mineral quebrado.

3) Presenta costos de operación bajos.

4) Durante la etapa de tumbe la carga quebrada mantiene una buena estabilidad de las tablas.

5) Proporciona un piso de trabajo firme.

6) Posee un grado de selectividad aceptable cuando se encuentran caballos de tepetate.

7) Se puede emplear barrenación horizontal o semi-vertical de acuerdo a las necesidades y equipos empleados.

#### IV.2 Desventajas del Sistema de Tumble Sobre Carga.

El sistema de Tumble Sobre Carga posee grandes desventajas que lo convierten en un método no muy seguro, poco productivo y aunque aparentemente es de bajos costos, si se toman en cuenta todos los problemas que se presentan durante la operación y que causan retrasos y suspensiones en los tumbe, esos costos ya no se pueden considerar tan bajos. Las principales desventajas del método se enlistan en seguida:

1) Es uno de los sistemas con más bajo índice de seguridad de todos los métodos de explotación actualmente empleados en la minería subterránea.

2) Baja producción debido a que no se dispone del total de la carga tumbada; sólo la tercera parte de la misma se puede extraer mientras el rebaje se encuentre en etapa de tumbe.

3) Alta probabilidad de oxidación del mineral quebrado - dentro del rebaje, lo cual puede traer como consecuencia probelmas en el proceso de concentración.

4) Se requiere de un mayor control de granulometría en - la carga quebrada, ésto implica un consumo extra de explosivo en "moneo" y "plasteo", además de la necesidad de cerrar -- las plantillas de barrenación para evitar fragmentos muy --- grandes que puedan provocar "atragantes".

5) Si los respaldos no permanecen competentes habrá mucha dilución, sobre todo en el proceso de extracción de la carga quebrada.

6) Se tiene un gran capital estático dentro de los rebajes y ésto resulta a todas luces económicamente inconveniente en la actualidad.

7) Cuando los rebajes minados por este sistema llegan a cierta altura, ofrecen cierto peligro por lo errático que -- pueden ser sus jalones o por encampanes no detectados a tiempo.

Es claro que el sistema analizado tiene desventajas y -- crea problemas considerables, sobre todo en lo referente a - seguridad y producción, renglones que son de suma importancia en la operación minera. A continuación se enlistan las ventajas y desventajas del Sistema de Corte y Relleno para tener algunos puntos de comparación entre este último método, que es el sistema que se propone y el sistema que actualmente se emplea en la Unidad.

### IV.3 Ventajas del Sistema de Cortes y Relleno.

Las ventajas de este sistema lo convierten en un método bastante atractivo, si lo comparamos con el sistema de Tumble Sobre Carga. Algunas de ellas se enlistan a continuación:

- 1) Disponibilidad inmediata del mineral tumbado a lo largo de toda la etapa de producción del rebaje.
- 2) El método es altamente selectivo.
- 3) Provee un mejor soporte a las tablas del rebaje.
- 4) La dilución es muy baja.
- 5) El método presenta una opción inmejorable para el depósito del jal de la planta de beneficio o del tepetate de las obras de desarrollo.
- 6) No existe la posibilidad de oxidación del mineral tumbado.
- 7) Proporciona un piso firme y seguro para barrenar.
- 8) Si la veta no tiene el ancho suficiente para el equipo utilizado, se puede abrir el corte a las tablas y el tepetate utilizarlo como relleno.
- 9) Alta susceptibilidad de mecanización dentro del rebaje.
- 10) Productividad mucho mayor que en el Tumble Sobre Carga.

#### IV.4 Desventajas del Sistema de Corte y Relleno.

1) Si se descuida la supervisión de la operación los costos pueden elevarse considerablemente.

2) Se requiere de una mayor y mejor capacitación para todo el personal.

3) Es necesario llevar una planeación bien definida a --corto y mediano plazo en todas las etapas del sistema.

4) Se tiene una gran dependencia del relleno para llevar una continuidad en las operaciones.

5) Se requiere de una inversión mayor, para adoptar este sistema, principalmente en las obras de preparación y de relleno tales como, tuberías de conducción, planta de deslamado, barrenos de diamante, redes de decantación, etc.

6) Si se pierde el ciclo de operación en el rebaje, pueden provocarse problemas en la producción por falta de carga.

El sistema de Corte y Relleno también tiene desventajas importantes, sin embargo los resultados finales son los que cuentan para tomar una decisión respecto al cambio de sistema. En el cuadro No. 1 se hace un resumen de las características de ambos métodos.

Cuadro No. 1. Resumen de Ventajas y Desventajas.

Características	Corte y Relleno	Tumbe Sobre Carga*
Seguridad	buena	deficiente
Producción	buena	regular
Oxidación del mineral	no existe	alta probabilidad
Fragmentación	buena	regular
Dilución	5%	15%
Mineral almacenado	no necesario	necesario (66-67%) <sup>1</sup>
Atragantes	esporádicos	constantes
Desenbanque de carga	no necesario	necesario <sup>2</sup>
Ventilación	buena	deficiente
Porcentaje de extracción	100%	33 - 34% <sup>3</sup>
Selectividad de tumbe	buena	regular
Recuperación de mineral	98-100%	90%
Estabilidad del rebaje		
a) en la etapa de tumbe	buena	buena
b) posterior a la extracc.	buena	mala
Capacitación al personal	necesario	no necesario
Soporte o ademe	relleno	pilares
Susceptibilidad de mecanización del rebaje	alta	baja

1 porcentaje del mineral tumbado

2 sobre todo en el proceso de vaciado del rebaje.

3 en el proceso de tumbe

\* Parámetros obtenidos en la Unidad

## V. DESCRIPCION DEL PROYECTO PARA EL CAMBIO DE SISTEMA DE EXPLOTACION.

El cambio de explotación en cualquier Unidad se hace necesario cuando el método empleado no resulta lo suficientemente satisfactorio para cubrir las necesidades de producción y crea demasiados problemas para continuar aplicandolo con eficiencia.

Este es el caso de la Unidad Huautla, en la que el sistema actual (Tumbe Sobre Carga) no permite elevar la producción al ritmo deseado, por la serie de problemas que presenta y que ya se expusieron.

Los costos se han elevado por los constantes paros e ineficiencias en los tumbes, debido principalmente a los jalones erráticos de la carga y a los constantes atragantes, así como al comportamiento caprichoso de las vetas que no permite tener una selectividad de tumbe adecuada. La dilución es otro de los factores que influyen de manera importante para pensar en otra opción de explotación para el yacimiento.

Se pensó en el Sistema de Corte y Relleno por ser el que más se adapta a las características del yacimiento, las cuales son:

- a) Vetas angostas 1.5 mts. en promedio.
- b) Distribución heterogénea de los valores.
- c) Echados mayores a 55 grados.
- d) Mineral competente, autosoportable.
- e) Roca encajonante relativamente estable.
- f) Presencia de ramaleos al alto y al bajo.

Este sistema permite utilizar el mismo equipo que se emplea actualmente, la única diferencia es que se tendrá una necesidad mayor de emplear winches y escrepas, lo cual no presenta problema ya que se cuenta con algunas unidades disponibles.

El método de Corte y Relleno presenta dos grandes opciones para sustituir el volúmen tumbado y dotar al rebaje de piso para barrenar nuevos cortes, éstas son:

- 1) Relleno hidráulico.
- 2) Relleno con tepetate.

Estas dos opciones se pueden combinar, si la cantidad de jal disponible no es suficiente para cubrir las necesidades de relleno, o bien, si los rebajes en relleno se encuentran muy alejados de la línea de jal o se encuentren a una elevación mayor para que el jal sea distribuido por gravedad. En el caso que nos ocupa, se cuenta con suficiente jal para relleno y respecto a las diferencias de altura no hay problema.

Se analizará a continuación el sistema con relleno hidráulico ya que el relleno con tepetate es mucho más lento y problemático, por la dificultad de proporcionar el relleno suficiente, lo que provoca una operación intermitente y por lo tanto menos productiva.

#### V.1. Corte y Relleno Hidráulico.

Para poder describir el sistema consideraremos que las dimensiones del rebaje serán las siguientes: longitud 90 mts. que será la separación entre los contrapozos de exploración,

altura 40 mts. que será la distancia entre niveles y un ancho de 1.5 mts. el cual está dado por la potencia promedio de las vetas. Se trabajarán dos turnos por día y con dos perforistas por turno.

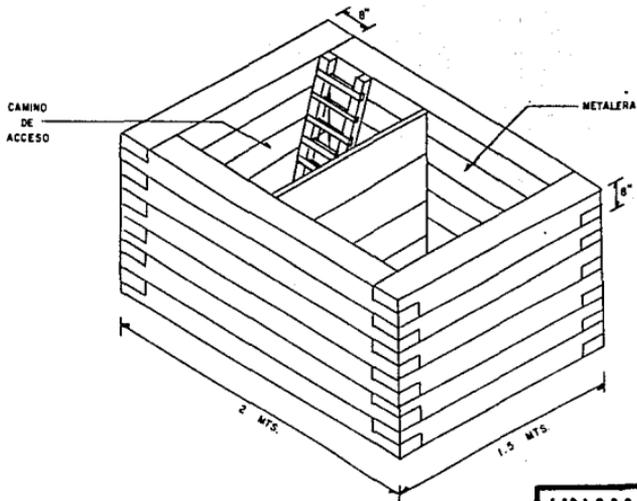
#### V.1.a) Preparación del Rebaje.

La preparación se iniciará con el cuele de los contrapozos-metalera, siguiendo el echado de la veta y separados 30 mts. de centro a centro, esta separación tiene la finalidad de dividir el rebaje en 3 módulos de trabajo, la distancia máxima de separación queda determinada por la capacidad de rezagado (más adelante se verá cuál es el tiempo que se requiere para rezagar cada módulo). La sección de cada contrapozo será de 2 x 1.5 mts. y tendrán una altura de 5 mts. Una vez terminados los contrapozos se instalarán las tolvas de madera y los caminos de acceso al rebaje. Los caminos y metaleras se construirán con anillos, los cuales pueden ser de madera o metal, que irán subiendo conforme se vaya rellenando el rebaje. Ver. fig. No. 5

El siguiente paso será el cuele de un subnivel con una sección de 2 x 1.5 mts. a todo lo largo del rebaje, quedando un pilar de cabeza de 3 mts. de espesor entre nivel y subnivel. De esta manera los contrapozos quedarán comunicados y podrá establecerse un circuito de ventilación junto con los contrapozos de exploración. Con ésto queda listo el rebaje para iniciar el tumbe. Ver fig. No. 6

#### V.1.b) Tumbe de Mineral.

La barrenación se iniciará a partir de uno de los extremos del rebaje, tomando como cara libre el contrapozo de ex-

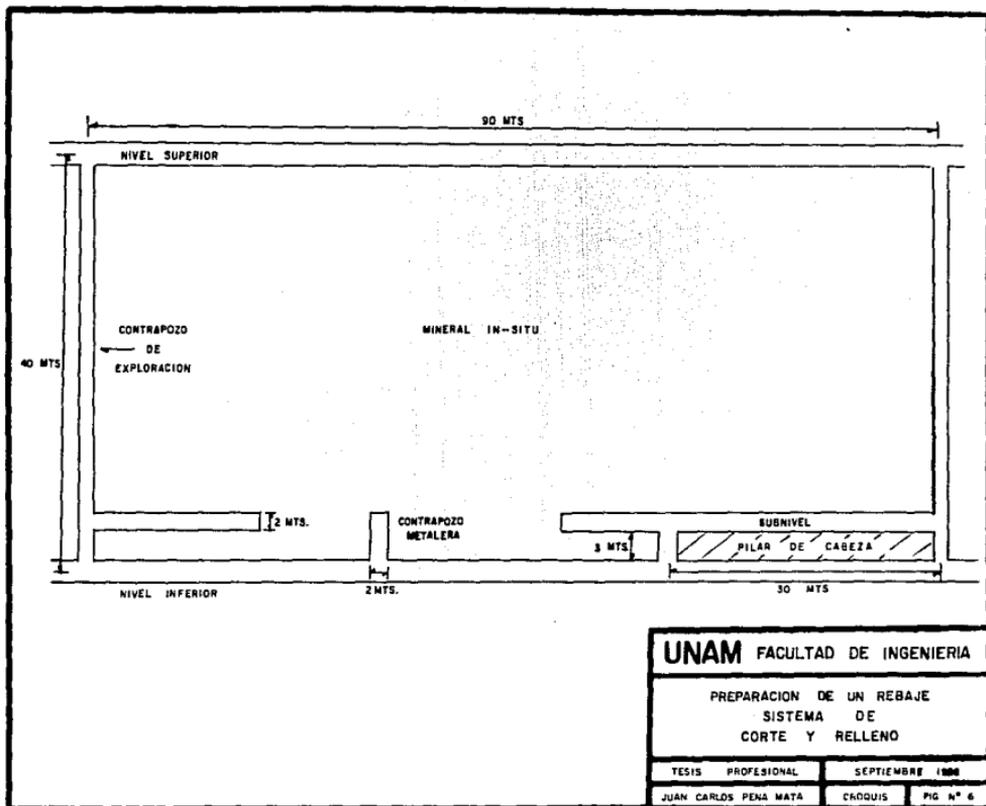


**UNAM** FACULTAD DE INGENIERIA

ANILLADOS PARA METALERA Y CAMINO

TESIS PROFESIONAL	SEPTIEMBRE 1988
-------------------	-----------------

JUAN CARLOS PEÑA MATA	CROQUIS	FIG N° 3
-----------------------	---------	----------



<b>UNAM</b> FACULTAD DE INGENIERIA			
PREPARACION DE UN REBAJE SISTEMA DE CORTE Y RELLENO			
TESIS	PROFESIONAL	SEPTIEMBRE	1988
JUAN CARLOS PENA MATA	CRDQUIS	FIG N° 6	

ploración que limita al rebaje avanzando el corte hasta el otro extremo. Se emplearán en esta operación máquinas perforadoras Gardner Denver S83 F y barras integrales de 7/8" con una longitud de 2.40 mts., los barrenos se darán con una inclinación de 80° respecto a la horizontal, con una separación entre barrenos de 0.70 mts., una separación entre líneas de 0.80 mts. y distribuidos al tresbolillo.

La barrenación dada en forma inclinada nos da la ventaja de poder llevarla en forma continua, lo cual reduce los tiempos auxiliares en el ciclo, cosa que es más difícil en la barrenación horizontal. Con lo anterior se puede llevar adelante la operación de barrenación a los de rezagado y relleno.

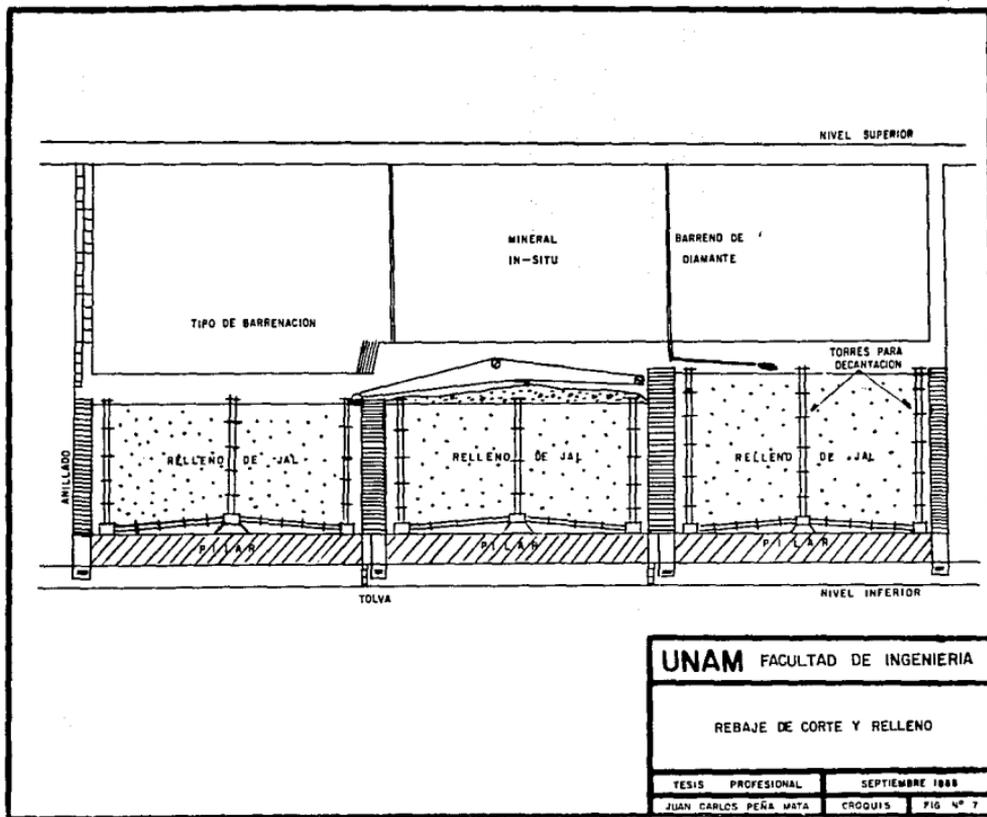
Una vez que se ha barrenado todo el módulo se procederá a disparar la barrenación, para esto los mismos perforistas se harán cargo de la operación. Ver fig. No. 7

#### V.1.c) Extracción del Mineral.

Para rezagar la carga tumbada se utilizará un winche neumático de 15 H.P. y escrepa de 36 pulgadas, la capacidad de éste equipo es de 85 ton. por turno. El mineral será arrastrado hasta la metalera más cercana para posteriormente acarrearlo en carros de 40 ft<sup>3</sup>. Ver fig. No. 7

#### V.1.d) Operación de Relleno.

Una vez que todo el mineral ha sido retirado se procede a colocar los canalones y torres de decantación que se construirán con tubos de concreto de 6" de diámetro y 3' de largo. Los canalones se formarán con los tubos unidos con cemento y una pendiente de 5°, los tubos de las torres tendrán --



**UNAM** FACULTAD DE INGENIERIA

REBAJE DE CORTE Y RELLENO

TESIS	PROFESIONAL	SEPTIEMBRE 1988
JUAN CARLOS PEÑA MATA	CRQUIS	FIG N° 7

perforaciones de 1 1/4" por donde percolará el agua del relleno y se cubrirán con dos capas de tela de henequén separadas por tiras de madera para evitar el paso de jal que pueda obstruir el sistema de decantación. Ver fig. No. 8. Las torres se colocarán a una distancia de 12 a 15 mts. una de otra, dependiendo del área a rellenar y de ahí se derivarán los canales según se requiera.

Los anillos de las metaleras y caminos de acceso se elevarán para proceder a rellenar con jal toda la sección.

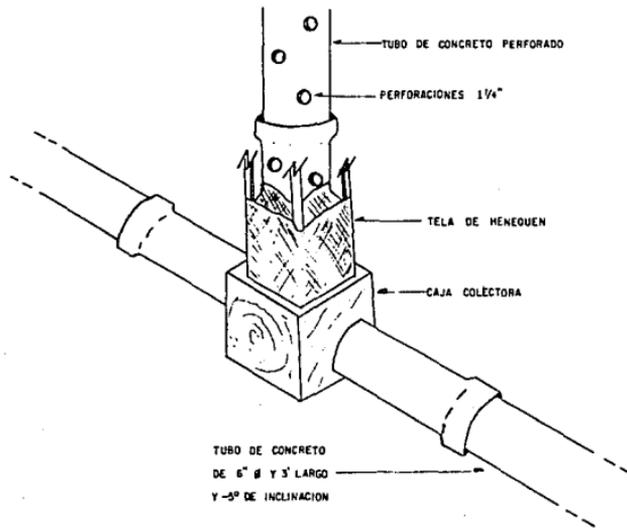
El jal se conducirá al rebaje por medio de barrenos de diamante de 3" de diámetro y de éstos se distribuirá con mangueras Heliflex PVC conectadas a los barrenos por medio de boquillas de tubo con flange soldado en la punta para atornillar la manguera. Ver. fig. No. 9. Se empezará a rellenar de las tablas hacia las torres con la manguera inclinada hacia arriba unos 70° para que caiga en forma de lluvia, la finalidad de esta operación es la de evitar la formación de zonas pantanosas. Ya que la sección ha sido rellenada quedará una separación de 3 mts. entre piso y cabeza del rebaje, con lo cual se podrá iniciar a barrenar el nuevo corte.

Antes de enviar el jal a los rebajes debe pasar por una etapa previa de clasificación para eliminar las lamas; para esto se deberá contar con una Planta de Deslamado, cuyo cálculo y especificaciones se muestran a continuación.

## V.2. Cálculo de la Planta de Deslamado. (1)

El jal a emplearse como relleno será el que procede de la Planta de Beneficio, el cual se bombeará a la Planta de Deslamado que se ubicará en una posición intermedia entre las minas.

(1) MEMORIA DEL PRIMER SIMPOSIUM DE MINERIA, CHIHUAHUA, CHIH. 1977 A.I.M.M.G.M.



<b>UNAM</b> FACULTAD DE INGENIERIA	
SISTEMA DE DECANTACION	
TESIS PROFESIONAL	SEPTIEMBRE 1968
JUAN CARLOS PEÑA MATA	FIG N° 8



El análisis de mallas del jal se muestra a continuación:

Malla	Peso	% Peso	% Acumulado
+ 40	59.92	21.4	21.4
- 40 + 60	1.68	0.6	22.0
- 60 + 100	100.52	55.9	57.9
-100 + 150	17.64	6.3	64.2
-150 + 200	7.84	2.8	67.0
- 200	92.4	33.0	100.0
	<hr/>	<hr/>	
	280.0	100.0	

De acuerdo al cuadro anterior (Datos de la Planta de Beneficio de la Unidad), se puede observar que el porcentaje de jal disponible es de un 70%, en el cual se puede incluir un 10% del producto a -200 mallas, el cual es necesario para lubricar las líneas de conducción.

Para el cálculo de la Planta se requerirán de los siguientes datos<sup>(1)</sup>:

Toneladas molidas por día	280 tons.
Toneladas producidas de concentrado	7.5 tons.
Tonelaje disponible de colas	272.5 tons.
Densidad del mineral in-situ	2.6 ton./m <sup>3</sup>
Gravedad específica del sólido seco	1.26 ton./m <sup>3</sup>
Volúmen tumbado por día 280/2.6	107.7 m <sup>3</sup>

(1) Memoria del Primer Simposium de Minería, Chihuahua, Chih. 1977. A.I.M.M.G.M.

Tonelaje disponible para relleno (70%)	190.7 ton.
Metros cúbicos rellenos 190.6/2.6	151.35 m <sup>3</sup>

### V.2.a) Cálculo del volúmen de alimentación al ciclón.

El porcentaje de sólidos en la alimentación es de 33% y el tonelaje de volas disponibles es de 272.5 ton. por día, o sea, 300.24 toneladas cortas por día.

$$\text{GPM/TPH} = 4.02 \left( \frac{\% \text{ agua}}{\% \text{ sólido}} + \frac{1}{\text{gr. sp.}} \right) (1)$$

$$\text{GPM/TPH} = 4.02 \left( \frac{67}{38} + \frac{1}{1.26} \right) = 11.35$$

$$\text{Para } 300.24 \text{ s.t./día} = 11.35 \left( \frac{300.24}{24} \right) = 141.99 \text{ GPM}$$

### V.2.b) Selección de la bomba de alimentación al ciclón.

Volúmen de colas = 141.99 GPM

Volúmen de recirculación = 40 GPM

Total = 181.99 GPM

$$\text{Gr. sp. de la pulpa} = \frac{100}{\% \text{ agua} + \frac{\% \text{ sólido}}{\text{gr.sp. sólido}}} (1)$$

(Gravedad específica)

$$\text{Gr. sp.} = \frac{100}{67 + \frac{33}{1.26}} = 1.07$$

Datos:

Volúmen = 131.99 GPM

Cabeza total = 20 ft

Gr. sp. = 1.07

Cálculo de la potencia

$$\text{BHP} = \frac{\text{GPM} \times \text{Ht} \times \text{Gr. sp.}^{(1)}}{3960 \times \text{ef.}} = \frac{181.99 \times 20 \times 1.07}{3960 \times 0.65} = 1.51$$

BHP = 2 HP. De acuerdo al catálogo del fabricante se tie que la bomba más adecuada es una Denver SRL - C2" x 2".

V.2.c) Selección del ciclón.

Volúmen de alimentación al ciclón = 181.99 GPM

De acuerdo a lo anterior el ciclón más adecuado es un --- D 10-B de 10"  $\phi$ , apex 2 1/4  $\phi$  y 25 lbs/in<sup>2</sup> de presión de ali-  
mentación. La descarga del ciclón llevará 70% de sólidos.

V.2.d) Cálculo del cajón de succión de nivel constante.

$$H = 1.5W^{(1)}$$

H = altura en la cara de succión.

W = ancho en la cara de succión.

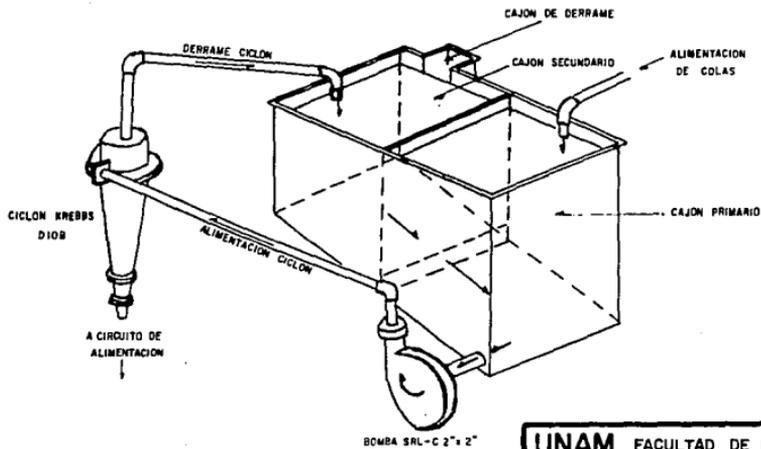
$$W^3 = \frac{\text{GPM}^{(1)}}{7.45} + \frac{181.99}{7.45} = 24.43 = 25$$

$$W = \sqrt[3]{25} = 2.92 \text{ ft}$$

$$H = 1.5 (2.92) = 4.39 \text{ ft}$$

El cajón estará dividido en dos secciones: un cajón primario en donde descargarán las colas del molino, de donde se bombearán para alimentar el ciclón, la descarga del ciclón se conducirá al sistema de distribución de la mina y el derrame alimentará al cajón secundario, donde recibirá una reclasificación, ya que los gruesos bajarán y pasarán al cajón primario por la parte inferior por medio de una ranura, para unirse al jal del molino y ciclonearse nuevamente. Los finos y las lamas que queden en superficie serán separados y enviados por gravedad a la presa. Ver fig. No. 10

Las arenas clasificadas se conducirán a las minas por medio de mangueras vulcanizadas de 4" Ø, las cuales tienen una vida promedio de 6 a 8 años.



**UNAM** FACULTAD DE INGENIERIA

PLANTA DE DESLAMADO

TESIS PROFESIONAL

SEPTIEMBRE 1966

JUAN CARLOS PEÑA MATA

CROQUIS

FIG. N° 10

## VI. ANALISIS DE COSTOS.

Se analizarán los costos de cada sistema de explotación por separado, considerando los siguientes renglones: mano de obra, explosivo, acero, materiales, herramientas, aceite, equipo, aire comprimido, tuberías y supervisión, ya que son los centros de costo que inciden directamente en la explotación del rebaje. Posteriormente se hará una comparación entre los costos de ambos sistemas tomando en cuenta y por separado las etapas de preparación, tumba, rezagado y para el caso del sistema propuesto, la etapa de relleno. Los precios para este análisis están referidos a diciembre de 1987 de acuerdo a los costos que en ese momento se tenían en la Unidad.

### VI.A. Costos del Método de Tumba Sobre Carga.

#### VI.A.1 Preparación del Rebaje.

Las obras necesarias para preparar un rebaje en tumba sobre carga son las siguientes:

- 1) Cuele de 12 contrapozos de 1.5 x 1.5 x 5 mts.
- 2) Cuele de 22 contrapozos de 1.5 x 1.5 x 5 mts. a 45°.
- 3) Instalación de 12 tolvas de madera con puerta metálica.
- 4) Cuele de un contrapozo al centro del rebaje de 1.5 x 1.5 x 40 mts.

Por lo cual se considera que las dimensiones del rebaje por analizar serán las siguientes: 90 mts. de longitud, 40 mts. de altura y 1.5 mts. de ancho.

Para llevar a cabo estas obras se trabajarán dos turnos por día contando con un perforista y su ayudante en cada turno.

1) Cuele de los contrapozos - metalera.

a) Costo por concepto de mano de obra.

1 perforista	\$9,570/día + bonif.	=	\$11,006.00
1 ayudante	\$7,746/día + bonif.	=	\$ 8,906.00
	total	=	\$19,912.00

Por cada disparo de contrapozo se tiene un avance efectivo de 1.6 mts.

Costo por m.l. de avance =  $\$19,912 \div 1.6 \text{ mts.} = \$12,445$

b) Costo por concepto de explosivos.

Para calcular la cantidad de explosivo a utilizar por barrenos de 1.80 mts., se considerarán los siguientes datos:

densidad del tovox 100 = 1.1 gr./cc

densidad del mexamón G = 0.8 gr./cc

De tablas<sup>(2)</sup> y de acuerdo a las densidades anteriores se obtiene que la cantidad de explosivo por metro de barrenos es:

tovox 100 = 0.55 kg. por metro

mexamón G = 1.23 kg. por metro

Por cada barrenos se utilizará 1 cartucho de tovox, se dejará un taco de 0.30 mts. aproximadamente y el resto se lle-

(2) MANUAL DE EXPLOSIVOS DUPONT.

nará con mexamón G. Por lo que la cantidad de explosivo a --  
utilizar será:

tovex 100 = 0.5 kg./m. x 0.2032 mts. = 0.112 kg.

mexamón G = 1.23 kg./m. x 1.3 mts. = 1.6 kg.

Costo de explosivo por barreno de 1.80 mts.

tovex 100 0.112 kg. x 7,453.57/kg. = \$ 834.80

mexamón G 1.6 kg. x 800.00/kg. = \$1,280.00

cañuela 2 mts. x 458.00/m. = \$ 916.00

fulminantes 1 pza. x 402.00/pza. = \$ 402.00

conectores 1 pza. x 273.00/pza. = \$ 273.00

thermalite 0.60 mts. x 900.00/m. = \$ 540.00

Costo por barreno = \$4,245.80

En cada contrapozo se dan 17 barrenos de 1.80 mts. cada uno y se dispararán 14, teniendo un avance efectivo de 1.60 mts., por lo que el costo por disparo es de:

\$ 4,245.80 x 14 = \$ 59,441.20

El costo por explosivo y por m.l. de avance es de:

\$ 59,441.20 ÷ 1.6 = \$ 37,150.75

c) Costo por concepto de acero para barrenar.

Se utilizan barrenas integrales de acero hexagonal de --  
7/8" y 1.80 mts. de longitud, la cual tiene un costo de ----  
\$260,000.00 y una vida promedio de 400 mts. barrenados.

costo por m.l. barrenado = \$260,000 ÷ 400 = \$ 650.00

costo por disparo = \$ 650 x 17 = \$ 11,050.00

costo por m.l. de avance =  $\$11,050 \div 1.6 = \$ 6,906.00$

d) Costo por depreciación de las máquinas perforadoras.

El costo de una máquina perforadora con todo y pierna -- neumática es de  $\$2'500,000.00$  y tienen un período de depreciación de 3 años o 900 días (considerando 300 días laborables por año), por lo tanto:

$900 \text{ días} \times 2 \text{ tnos./día} = 1800 \text{ turnos}$

costo por turno =  $\$ 2'500,000 \div 1,800 = \$ 1,388.90$

costo por m.l. de avance =  $\$1,388.90 \div 1.6 = \$868.10$

e) Costo por concepto de materiales.

Se considera el siguiente material empleado en la barrenación:

1 tramo de manguera de 1" x 15 mts.	\$ 395,000.00
1 tramo de manguera de 1/2" x 15 mts.	\$ 180,000.00
1 juego de conexiones para manguera	\$ 80,000.00
total:	<u>\$ 655,000.00</u>

Estos materiales tienen una vida útil de 5 meses o 125 - días, considerando 25 días hábiles por mes.

$25 \text{ días} \times 2 \text{ tns./día} = 250 \text{ turnos}$

costo por turno =  $\$655,000 \div 250 = \$ 2,620.00$

costo por m.l. de avance =  $\$ 2,620 \div 1.6 = \$1,637.50$

## f) Costo por concepto de herramientas.

Se considera un costo de \$ 180,000.00, incluyendo llaves stilson, maneros, palas, picos, etc. Este equipo tiene una vida útil de 4 meses o 100 días.

$$100 \text{ días} \times 2 \text{ tns./días} = 200 \text{ turnos}$$

$$\text{costo por turno} = \$ 180,000 \div 200 = \$ 900.00$$

$$\text{costo por m.l. de avance} = \$ 900 \div 1.6 = \$ 562.50$$

## g) Costo por concepto de aceite para perforadora.

Se consume 1 litro de aceite por turno, cada litro cuesta \$ 2,300.00.

$$\text{costo por m.l. de avance} = \$ 2,300 \div 1.6 = \$ 1,437.50$$

## h) Costo por concepto de aire comprimido.

Se cuenta con un compresor de 1,500 ft<sup>3</sup>/min., con un motor de 300 H.P., el cual tiene un valor de \$80'000,000.00. El tiempo de operación por día es de unas 18 hrs.<sup>(\*)</sup> en promedio.

## h.1) Consumo de energía.

$$1 \text{ HP} = 746 \text{ watts} = 0.746 \text{ kw.}$$

$$300 \text{ HP} \times 0.746 \text{ kw} = 223.8 \text{ kw} \times 18 \text{ hrs.} = 4,028.4 \text{ kw hr.}$$

El costo promedio por kw hr. de energía consumida es de \$ 12.00.

$$\text{costo de energía por día} = 4,028.4 \times 12 = \$48,340.80$$

(\*) CONSIDERANDO QUE EL COMPRESOR TRABAJA 6 HRS. EFECTIVAS POR TURNO.

## h.2) Depreciación del equipo.

El compresor tiene un periodo de depreciación de 5 años o 1,500 días.

costo de depreciación por día =  $80'000,000 \div 1500 = \$53,333.33$

## h.3) Mantenimiento.

Se tiene un costo mensual de \$1'300,000.00 por concepto de mantenimiento de compresores.

costo de mantenimiento por día =  $\$ 1'300,000 \div 25 = \$52,000.00$

## h.4) Mano de obra.

Se requiere de 3 compresoristas, uno por turno, con un salario de \$ 7,800.00 por día.

costo de mano de obra =  $\$7800 \times 3 = \$ 23,400.00$

## h.5) Consumo de aceite.

Se requiere de 200 litros de aceite por mes, cada litro tiene un valor de \$3,000.00. El consumo por día será de 8 litros.

costo de aceite por día =  $8 \times 3000 = \$ 24,000.00$

De acuerdo a lo anterior se tiene un costo total de - - -  
\$201,074.13/día.

Producción de aire comprimido por día.

$$18 \text{ hrs./día} \times 60 \text{ min./hr.} = 1080 \text{ min./día}$$

$$1080 \text{ min./día} \times 1500 \text{ ft}^3/\text{min.} = 1'620,000 \text{ ft}^3/\text{día.}$$

El costo unitario de producción será el siguiente:

$$(\$201,074.13 \div 1'620,000) \times 1000 = \$124.12/\text{millar ft}^3$$

Consumo de aire comprimido en barrenación.

Una máquina G.D. S83F consume  $126 \text{ ft}^3/\text{min.}$  de aire comprimido a  $90 \text{ lb./in}^2$ . El tiempo empleado para perforar un barreno es de 5 min. y se dan un total de 17 barrenos por turno. - Se considera además 2 minutos por barreno para cambio de posición y para soplar, por lo tanto el tiempo total de barrenación es de 119 minutos.

$$\text{consumo de aire por turno} = 119 \times 126 = 14,994 \text{ ft}^3$$

$$\text{consumo de aire por m.l.} = 14994 \div 1.6 = 9371.25 \text{ ft}^3$$

$$= 9.3713 \text{ millares ft}^3/\text{m.l.}$$

$$\text{costo de aire comprimido por m.l. de avance} = 9,3713 \times 124.12 = \$ 1,163.16$$

i) Costo por concepto de supervisión.

Se considera el siguiente personal:

1 jefe de mina	\$ 800,000.00
3 jefe de turno	\$1'500,000.00
1 topógrafo	\$ 450,000.00
1 aydte. topógrafo	\$ 350,000.00
total:	<u>\$3'100,000.00 / mes</u>

costo por día =  $\$3'100,000 \div 25 = \$ 124,000.00$

costo por turno =  $\$ 124,000/2 = \$ 62,000.00$

Por turno se supervisan un promedio de 7 lugares por lo tanto:  $62,000 \div 7 = \$ 8,857.14/\text{lugar-tno.}$

costo por m.l. de avance =  $8,857.14 \div 1.6 = \$ 5,535.71$

Resumen de costos en contrapozos-metalera.

a) Mano de Obra	\$ 12,445.00
b) Explosivos	\$ 37,150.75
c) Acero	\$ 6,906.00
d) Equipos	\$ 868.10
e) Materiales	\$ 1,637.50
f) Herramientas	\$ 562.50
g) Aceite	\$ 1,437.50
h) Aire comprimido	\$ 1,163.16
i) Supervisión	\$ 5,535.71

Costo Total por m.l. de avance \$ 67'706.22

2) Cuele de los contrapozos de comunicación a 45°.

De igual manera que en los contrapozos-metalera se tiene lo siguiente:

a) Costo por concepto de mano de obra = \$ 12,445.00

b) Costo por concepto de explosivo = \$ 37,150.75

- c) Costo por concepto de acero = \$ 6,906.00
- d) Costo por concepto de equipo = \$ 868.10
- e) Costo por concepto de materiales = \$ 1,637.50
- f) Costo por concepto de herramientas = \$ 562.50
- g) Costo por concepto de aceite = \$ 1,437.50
- h) Costo por concepto de aire comprimido = \$ 1,163.16
- i) Costo por concepto de supervisión = \$ 5,535.71
- j) Costo por concepto de tuberías.

El costo del material es el siguiente:

1 tramo de tubería de 3" = \$ 58,000.00

1 tramo de tubería de 1" = \$ 27,000.00

total = \$ 85,000.00

Cada tramo tiene una longitud de 6 mts. por lo tanto:

costo por m.l. de tubería =  $85,000 \div 6 = \$ 14,166.67$

costo por m.l. de avance =  $14,166.67 \div 1.6 = \$ 8,854.17$

De lo anterior se tiene:

costo total por m.l. de avance = \$ 76,560.39

### 3) Instalación de las tolvas de madera.

La construcción de las tolvas estará a cargo de los mismos perforistas.

- a) Costo por concepto de mano de obra.

Un perforista y su ayudante construyen una tolva en cuatro turnos por lo tanto:

Costo por tolva = \$ 19,912 x 4 = \$ 79,648.00

b) Costo por concepto de materiales para la tolva.

3 trancas de 8" x 8" x 16' \$ 50,000 x 3 = \$150,000.00

1 tranca de 4" x 6" x 16' \$ 14,000 x 1 = \$ 14,000.00

3 tablones de 3" x 12" x 16' \$ 26,000 x 3 = \$ 78,000.00

2 tablones de 2" x 12" x 16' \$ 17,000 x 2 = \$ 34,000.00

5 rollizos de 4" \$ 1,000 x 5 = \$ 5,000.00

costo total de madera = \$281,000.00

1 pza. lámina 1/4 \$ 105,000.00

5 kg. clavos de varias medidas \$1,200 x 5 = 6,000.00

costo del material por tolva = \$ 392,000.00

costo total por tolva = \$ 471,648.00

costo de 12 tolvas = \$5'659,776.00

El rebaje cuenta con 5,400 m<sup>3</sup> para tumbe, de estos aproximadamente 700 m<sup>3</sup> se quedan como pilares, por lo tanto se tendrán 4,700 m<sup>3</sup> para tumbe, o sea, 12,220 ton.

costo por ton. in-situ = 5'659,776 ÷ 12,220 = \$463.16

4) Cuele de un contrapozo al centro del rebaje.

El costo por m.l. de avance es el mismo que el de los contrapozos de comunicación, o sea de:

\$ 76,560.39

## VI.A.2 Tumba de Mineral.

La barrenación se lleva a cabo en forma horizontal con barras de 1.80 mts., la altura de los cortes es de 2.00 mts. -- aproximadamente. Por turno se pueden barrenar dos cortes, con 8 barrenos por corte, con lo cual se tumban en promedio 25 ton.<sup>(\*)</sup>

## a) Costo por concepto de mano de obra.

$$\text{costo por ton. tumbada} = \$19,912 \div 25 = \$ 764.48$$

## b) Costo por concepto de explosivo.

$$\text{costo por disparo} = \$4,245.80 \times 15 = \$ 63,687.00$$

$$\text{costo por ton. tumbada} = \$63,687 \div 25 = \$ 2,547.50$$

## c) Costo por concepto de acero.

$$\text{costo por disparo} = \$ 650 \times 15 = \$ 9,750.00$$

$$\text{costo por ton. tumbada} = \$ 9,750 \div 25 = \$ 390.00$$

## d) Costo por concepto de equipo.

$$\text{costo por turno} = \$ 1,388.90$$

$$\text{costo por ton. tumbada} = \$ 1,388.90 \div 25 = \$ 55.56$$

## e) Costo por concepto de materiales.

$$\text{costo por turno} = \$ 655,000 \div 250 = \$ 2,620.00$$

$$\text{costo por ton. tumbada} = \$ 2,620 \div 25 = \$ 104.80$$

## f) Costo por concepto de herramientas.

$$\text{costo por turno} = \$ 180,000 \div 200 = \$ 900.00$$

$$\text{costo por ton. tumbada} = \$ 900 \div 25 = \$ 36.00$$

(\*) CONSIDERANDO LA POTENCIA DE LA VETA IGUAL A 1.5 MTS. Y LA DENSIDAD DEL MINERAL DE 2.6 TON./M<sup>3</sup>.

g) Costo por concepto de aceite.

$$\text{costo por ton. tumbada} = \$2,300 \div 25 = \$ 92.00$$

h) Costo por concepto de aire comprimido.

$$\text{tiempo total de barrenación} = 105 \text{ minutos (15 bnos.)}$$

$$\text{consumo de aire por turno} = 105 \times 126 = 13,230 \text{ ft}^3$$

$$\text{consumo por aire por ton. tumbada} = 13,230 \div 25 =$$

$$529.2 \text{ ft}^3 = 0.53 \text{ millares ft}^3/\text{ton.}$$

$$\text{costo de aire comp. por ton. tumbada} = 0.53 \times 124.12 =$$

$$\$ 65.80$$

i) Costo por concepto de supervisión.

$$\text{costo por lugar-turno} = \$ 8,857.14$$

$$\text{costo por ton. tumbada} = 8,857.14 \div 25 = \$ 354.28$$

j) Costo por concepto de tuberías.

$$\text{costo por m.l. de tubería} = \$ 14,166.67$$

$$\text{costo por ton. tumbada} = \$14,166.67 \div 25 = \$ 566.67$$

#### Resumen de costos de barrenación y tumbado.

a) Mano de obra	\$ 764.48
b) Explosivo	\$ 2,547.50
c) Acero	\$ 390.00
d) Equipo	\$ 55.56
e) Materiales	\$ 104.80

f) Herramientas	\$	36.00
g) Aceite	\$	92.00
h) Aire comprimido	\$	65.80
i) Supervisión	\$	354.28
j) Tuberías	\$	566.67
Costo total por ton. tumbada	\$	4'977.09

#### VI.A.3 Extracción del Mineral.

En este punto se considera el costo por "plasteo" y "mo-neo" para extraer la carga del rebaje.

De acuerdo a los datos estadísticos se consume la siguiente cantidad de explosivo en esta operación.

Dinamita = 0.013 kg./ton. x \$7,453.57 = \$ 96.9/ton.

Mexamón = 0.017 kg./ton. x \$ 800.00 = \$ 13.6/ton.

Costo por ton. extraida = \$ 110.50

#### VI.A.4 Mineral Almacenado en los Rebajes.

Un factor de costo muy importante que debe tomarse en -- cuenta en el sistema de tumbe sobre carga, es el que resulta de tener una inversión de capital inactiva, en forma de mineral tumbado. Para conocer de manera aproximada lo que cuesta tener mineral quebrado almacenado, se calculará de acuerdo a los siguientes datos.

Valor por ton. de mineral in-situ	\$ 27,770.00
Valor por ton. de mineral quebrado (10% dil)	\$ 24,930.00
Costo por ton. operación total	\$ 15,000.00 <sup>(1)</sup>
Costo por ton. operación parcial (descontando tumbe \$ 4,977.00)	\$ 10,023.00
Ingreso a obtener por cada ton. almacenada.	
	\$ 24,930 - 10,039 = \$ 14,907.00

El rebaje cuenta con 12,220 ton. para tumbar, las cuales se explotan a un ritmo de 1,250 ton. mensuales, durante 10 - meses. Si el ritmo de extracción, una vez concluido el tumbe se estima en 1,300 ton. mensuales, el tiempo para extraer el mineral será de 6 meses, de acuerdo a lo anterior se tendrá:

Tumbe mensual (10 meses)	1,250 ton.
Extracción mensual (10 meses)	$1,250 \div 3 = 417$ ton.
Se almacena por mes (10 meses)	833 ton.
Se extraen por mes ( 6 meses)	1,300 ton.

El ingreso que se obtendría por cada tonelada almacenada sería de \$ 14,907 por mes durante la etapa de tumbe, pero al quedar almacenado el mineral, se está dejando de percibir: - 833 ton. x \$ 14,907 = \$ 12'417,531 durante 10 meses, al final de los cuales se extraerá a un ritmo de 1,300 ton. por mes - y se ganará 1,300 ton. x \$ 14,907 = \$ 19'379,100 durante 6 - meses.

Ahora si, para fines de cálculo, asignamos al capital -- inactivo una tasa de interés de 25% anual o 2.08 mensual, al final del décimo mes el valor del flujo será:

(1) DATO OBTENIDO DE LOS COSTOS DE LA UNIDAD.

$$S = 12'417,531 \frac{(1 + 0.02)^{10} - 1}{0.02} = \$ 135'968,000.00$$

Si proyectamos esta cantidad 6 meses a futuro con la misma tasa de interés, el valor será:

$$S = \$ 135'968,000 (1 + 0.02)^6 = \$153'122,000.00$$

Por otra parte, si el mineral o dinero que representa, se invirtiera al extraerse, tomando la misma tasa de interés el valor de sub-flujo sería:

$$S = 19'379,100 \frac{(1 + 0.02)^6 - 1}{0.02} = \$ 122'245,000.00$$

La diferencia de capitales al final del 16<sup>o</sup> mes sería:

$$\$ 153'122,000 - \$ 122'245,000 = \$ 30'877,000.00$$

Esta cantidad representa el costo de tener almacenado mineral quebrado en el rebaje. Si lo calculamos por tonelada obtendríamos:

$$\$ 30'877,000.00 \div 12,220 = \$ 2,524.10$$

## VI.B Costos del Método de corte y Relleno.

### VI.B.1 Preparación del Rebaje.

Se requerirá de las siguientes obras para preparar un re  
baje en Corte y Relleno:

- 1) Cuele de dos contrapozos de 1.5 x 2 x 5 mts.
- 2) Cuele de un subnivel de 90 mts. de longitud.
- 3) Instalación de 4 tolvas de madera y caminos de acceso al rebaje.

Para llevar a cabo estas obras se trabajarán 2 tnos./día con dos perforistas con su respectivo ayudante en cada turno. Las dimensiones del rebaje serán las mismas que se describieron en el sistema de tumba sobre carga.

#### 1) Cuele de los contrapozos-metalera.

a) Costo por concepto de mano de obra.

2 perforistas	\$ 22,012.00
2 ayudantes	<u>\$ 17,812.00</u>
total:	\$ 39,824.00

Los dos perforistas darán un avance de 3.2 mts./tno.  
(1.6 mts. por c/p).

Costo por m.l. de avance =  $\$39,824 \div 3.2 = \$12,445$

## b) Costo por concepto de explosivo.

En cada contrapozo se darán 20 barrenos de 1.80 mts. cada uno y se dispararán 17, dado que la sección de los contrapozos será de 2 x 1.5 mts.

costo por disparo = \$4,245.80 x 17 = \$ 72,178.60

costo por m.l. de avance = \$72,178.60 ÷ 1.6 =  
\$ 45,111.63.

## c) Costo por concepto de acero.

costo por disparo = \$ 650 x 20 = \$ 13,000.00

costo por m.l. de avance = \$13,000 ÷ 1.6 = \$8,125.00

En los incisos d, e, f, g, i los costos son iguales que en el tumba sobre carga.

## d) Costo por depreciación de las máquinas perforadoras.

costo por m.l. de avance = \$ 868.10

## e) Costo por concepto de materiales.

costo por m.l. de avance = \$ 1,637.50

## f) Costo por concepto de herramientas.

costo por m.l. de avance = \$ 562.50

g) Costo por concepto de aceite para perforadora.

costo por m.l. de avance = \$ 1,437.50

h) Costo por concepto de aire comprimido.

El tiempo empleado en la barrenación por turno =  
140 min (20 barrenos)

consumo de aire por turno =  $140 \times 126 = 17,640 \text{ ft}^3$

consumo de aire por m.l. =  $17,640 \div 1.6 = 11,025 \text{ ft}^3$

= 11.025 millares  $\text{ft}^3/\text{m.l.}$

costo de aire por m.l. de avance =  $11.025 \times 124.12 =$   
\$ 1,368.42

i) Costo por concepto de supervisión.

costo por m.l. de avance = \$ 5,535.71

Resumen:

a) Mano de obra	\$ 12,445.00
b) Explosivo	\$ 45,111.63
c) Acero	\$ 8,125.00
d) Equipo	\$ 868.10
e) Materiales	\$ 1,637.50
f) Herramientas	\$ 562.50
g) Aceite	\$ 1,437.50
h) Aire comprimido	\$ 1,368.42
i) Supervisión	\$ 5,535.71
Costo total por m.l. de avance	\$ 77,091.36

## 2) Cuele de 90 mts. de subnivel.

a) Costo por concepto de mano de obra.

costo por m.l. de avance = \$ 12,445.00

b) Costo por concepto de explosivo.

Por cada barrenación de subnivel se darán 23 barrenos de 1.80 mts. para disparos 20, teniendo un avance --- efectivo de 1.6 mts.

costo por disparo = \$ 4,245.80 x 20 = \$ 84,916.00

costo por m.l. de avance = \$ 84,916 ÷ 1.6 = \$ 53,072.50

c) Costo por concepto de acero.

costo pr disparo = \$ 650 x 23 = \$ 14,950.00

costo por m.l. de avance = \$ 14,950 ÷ 1.6 = \$ 9,343.75

d) Costo por depreciación del equipo.

costo por m.l. de avance = \$ 868.10

e) Costo por concepto de materiales.

costo por m.l. de avance = \$ 1,637.50

f) Costo por concepto de herramientas.

costo por m.l. de avance = \$ 562.50

g) Costo por concepto de aceite para perforadora.

costo por m.l. de avance = \$ 1,437.50

h) Costo por concepto de aire comprimido.

tiempo total de barrenación = 161 min. (23 bnos.)

consumo de aire por turno =  $161 \times 126 = 20,286 \text{ ft}^3$

consumo de aire por m.l. =  $20,286 \div 1.6 = 12,678.75 \text{ ft}^3$   
 = 12,679 millares  $\text{ft}^3/\text{m.l.}$

costo de aire por m.l. de avance =  $12,679 \times 124.12$

\$ 1,573.72

i) Costo por concepto de supervisión.

costo por m.l. de avance = \$ 5,535.71

j) Costo por concepto de tuberías.

costo por m.l. de tubería =  $\$ 85,000 \div 6 = \$ 14,166.67$

costo por m.l. de avance =  $\$ 14,166.67 \div 1.6 = \$ 8,854.17$

#### Resumen de costos en el cuele del subnivel.

a) Mano de obra.	\$ 12,445.00
b) Explosivo	\$ 53,072.00
c) Acero	\$ 9,343.75
d) Equipo	\$ 868.10
e) Materiales	\$ 1,637.50
f) Herramientas	\$ 562.50
g) Aceite	\$ 1,437.50
h) Aire comprimido	\$ 1,573.72
i) Supervisión	\$ 5,535.71
j) Tuberías	\$ 8,854.17
Costo por m.l. de avance	\$ 95,330.45

3) Instalación de las tolvas de madera y caminos de acceso.

De igual manera que en el sistema de Tumble Sobre Carga, - los perforistas instalarán las tolvas y en este caso los caminos de acceso al rebaje.

a) Costo por concepto de mano de obra.

costo por tolva = \$ 19,912 x 4 = \$ 79,648.00

b) Costo por concepto de materiales para la tolva.

costo por tolva = \$ 392,000.00

c) Costo por concepto de materiales para los caminos - de acceso.

Se colocarán 2 escaleras, dos descansos y un tramo de partido por contrapozo.

2 escaleras	=	\$ 2,000.00
2 descansos	=	\$ 18,000.00
1 tramo partido	=	<u>\$ 14,000.00</u>
total	=	\$ 34,000.00

Costo total por tolva-camino = \$ 505,648.00

Costo de 4 tolvas = \$ 2'022,592.00

El rebaje cuenta con 5,400 m<sup>3</sup> de los cuales 400 m<sup>3</sup> que darán como pilares, por lo que se tendrán 5,000 m<sup>3</sup> o - 13,000 ton. para tumble.

costo por ton in-situ = \$ 2'022,592 ÷ 13,000 = \$ 155.60

### VI.B.2 Tumbe de Mineral.

El rebaje quedará dividido en 3 secciones de 30 mts. cada una. Se barrenará toda la sección antes de disparar, con una plantilla de 0.70 x 0.80 mts. con barras de 2.40 mts. -- de longitud y una inclinación de 80° con respecto a la horizontal. Para ésto se trabajarán dos turnos con dos perforistas y su respectivo ayudante en cada turno. La altura del -- corte será de 2.3 mts.

Se requerirán de 4 turnos para barrenar toda la sección (más adelante se detallará la forma de obtener este tiempo) y el tonelaje por tumbado será: 30 mts. x 2.3 mts. x 1.5 = 103.5 m<sup>3</sup> x 2.6 ton./m<sup>3</sup> = 269.1 toneladas.

#### a) Costo por concepto de mano de obra.

2 perforistas	=	\$ 22,012.00
2 ayudantes	=	<u>\$ 17,812.00</u>
total	=	\$ 39,824.00

costo total = \$ 39,824 x 4 = \$ 159,296.00

costo por ton. tumbada = \$159,296 ÷ 269.1 = \$ 591.96

#### b) Costo por concepto de explosivo.

Por cada barreno de 2.40 mts. se utilizará 1 cartucho de tovox, se dejará un taco de 0.40 mts. y el resto se llenará con mexamón G, por lo que la cantidad de explosivo a usar será:

tovox 100 = 0.55 kg./m. x 0.2032 mts. = 0.112 kg.

mexamón G = 1.23 kg./m. x 1.8 mts. = 2.21 kg.

Costo de explosivo por barreno de 2.40 mts.

tovex 100 = 0.112 kg. x \$ 7,453.57/kg.	= \$ 834.80
mexamón G = 2.21 kg. x \$ 800/kg.	= \$ 1,768.00
cañuela = 2.5 mts. x \$ 458/m.	= \$ 1,145.00
fulminantes = 1 pza. x \$ 402/pza.	= \$ 402.00
conectores = 1 pza. x \$ 273/pza.	= \$ 273.00
thermalite = 0.60 mts. x \$ 900/m.	= \$ 540.00
costo por barreno	= <u>\$ 4,962.80</u>

De acuerdo a la plantilla de barrenación será necesario dar unos 95 barrenos a lo largo de los 30 mts. de la sección, con las dos máquinas, entonces:

costo total por disparo = \$ 4,962.80 x 95 = \$ 471,466.00

costo por ton. tumbada = \$471,466 ÷ 269.1 = \$ 1,752.00

c) Costo por concepto de acero.

La barra de 2.40 mts. tiene un costo de \$ 280,000.00 y -- tiene una vida útil de 400 mts. barrenados.

costo por m.l. barrenado = \$280,000 ÷ 400 = \$ 700.00

costo por disparo = 700 x 95 = \$ 66,500.00

costo por ton. tumbada = 66,500 ÷ 269.1 = \$ 247.12

d) Costo por concepto de depreciación del equipo.

costo de depreciación de 2 máquinas por tno. = \$1,388.90 x 2

costo total por secc. barrenada = 1,388.90 x 2 x 4 = \$11,111.20

costo por ton. tumbada = \$11,111.20 ÷ 269.1 = \$ 41.30

## e) Costo por concepto de materiales.

Se utilizará el siguiente material, el cual tiene una vida promedio de 5 meses o 250 turnos.

2 tramos de manguera de 1" x 15 mts.	= \$ 790,000.00
2 tramos de manguera de 1/2" x 15 mts.	= \$ 360,000.00
2 jgos. de conexiones para manguera	= \$ 160,000.00
total	= \$1'310,000.00

costo por turno = \$1'310,000 ÷ 250 = \$ 5,240.00

costo por secc. barrenada = \$ 5240 x 4 = \$ 20,960.00

costo por ton. tumbada = \$20,960 ÷ 269.1 = \$ 77.86

## f) Costo por concepto de herramientas.

costo por secc. barrenada = \$ 900 x 4 = \$3,600.00

costo por ton. tumbada = \$ 3,600 ÷ 269.1 = \$ 13.40

## g) Costo por concepto de aceite.

Se consumirán 2 lts. de aceite por turno por lo tanto:

costo por secc. barrenada = \$ 4,600 x 4 = \$ 18,400.00

costo por ton. tumbada = \$ 18,400 ÷ 269.1 = \$ 68.40

## h) Costo por concepto de aire comprimido.

El tiempo total de barrenación será de 665 min. (95 bnos.)

consumo de aire por secc. barrenada = 665 x 252 = 167,580 ft<sup>3</sup>

consumo de aire por ton. tumbada = 167,580 ÷ 269.1 = 622.74ft<sup>3</sup>  
= 0.63 millares ft<sup>3</sup>/ton.

costo de aire por ton. tumbada = 0.63 x 124.12 = \$78.20

## i) Costo por concepto de supervisión.

costo por lugar - tno. = \$ 8,857.14

costo por secc. barrenada = \$ 8,857.14 x 4 = \$ 35,428.56

costo por ton. tumbada = \$ 35,428.56 ÷ 269.1 = \$ 131.65

## j) Costo por concepto de tuberías.

costo por m.l. de tubería = \$ 14,166.67

costo por secc. barrenada = \$ 14,166.67 x 4 = \$ 56,666.68

costo por ton. tumbada = \$ 56,666.68 ÷ 269.1 = \$ 210.50

## Resumen.

a) Mano de Obra	\$ 591.96
b) Explosivo	\$ 1,752.00
c) Acero	\$ 247.12
d) Equipo	\$ 41.30
e) Materiales	\$ 77.86
f) Herramientas	\$ 13.40
g) Aceite	\$ 68.40
h) Aire comprimido	\$ 78.20
i) Supervisión	\$ 131.65
j) Tuberías	\$ 210.50
Costo por ton. tumbada	\$ 3,212.40

### VI.B.3 Rezagado de Mineral.

El costo principal en esta operación es la mano de obra. Se requerirá un winchero por turno y la carga se rezagará en 3 turnos.

a) Costo por concepto de mano de obra.

1 winchero = \$ 7,642.65 + bonif. = \$ 8,406.92  
 costo por día = \$ 8,406.92 x 3 = \$ 25,220.76  
 costo por ton. rezagada = \$25,220.76 ÷ 269.1 = \$ 93.72

b) Costo por concepto de depreciación del winche.

El costo del winche es de \$ 1'500,000.00 y tiene un período de depreciación es de 3 años o 900 días.

costo de depreciación por día = \$1'500,000 ÷ 900 = \$1,666.67  
 costo por ton. rezagada = \$1,666.67 ÷ 269.1 = \$ 6.20

c) Costo por concepto de materiales.

Se tiene en la unidad un costo mensual de \$ 250,000.00 -- por concepto de materiales, incluyendo mangueras, conexiones, válvulas, etc.

costo por día = \$ 250,000 ÷ 25 = \$ 10,000.00  
 costo por ton. rezagada = \$10,000 ÷ 269.1 = \$ 37.20

d) Costo por concepto de aire comprimido.

El winche trabajará un promedio de 18 hrs. por día, o sea, 1,080 min. Se considera que el winche consumirá 350 ft<sup>3</sup>/min. de aire a 90 lb./in<sup>2</sup> de presión.

consumo de aire por día =  $1,080 \times 350 = 378,000 \text{ ft}^3$

consumo de aire por ton. rez. =  $378,000 \div 269.1 = 1,404.70 \text{ ft}^3$   
 = 1.405 millares  $\text{ft}^3/\text{ton}$ .

costo por ton. rezagada =  $1.405 \times 124.12 = \$ 174.40$

**Resumen:**

a) Mano de obra	\$	93.72
b) Equipo	\$	6.20
c) Materiales	\$	37.20
d) Aire comprimido	\$	174.40
<b>Costo total por ton. rezagada</b>	<b>\$</b>	<b>311.52</b>

**VI.B.4 Operación de Relleno.**

1) Instalación de la red de decantación y anillados para las metaleras.

a) Costo por concepto de mano de obra.

1 Ademador = \$ 11,006.00

1 Ayudante = \$ 8,906.00

total = \$ 19,912.00Ttno.

costo por día = \$  $19,912 \times 2 = \$ 39,824.00$

costo por ton. tumbada = \$  $39,824 \div 269.1 = \$ 147.93$

b) Costo por concepto de materiales para la red de decantación.

Se requiere del siguiente material para esta operación:

32 tubos de concreto de 6" de diámetro y 3' de long.

3 cajas colectoras de 8" por lado.

6 tubos de concreto con perforaciones de 1 1/4".

Los canalones y cajas colectoras servirán para toda la --  
etapa de tumbe de la sección en donde se instalen, por lo  
tanto:

costo de la red horiz. = 32 tubos x \$10,000/tubo = \$320,000.00

costo de las cajas colectoras = 3 x \$ 5,000 = \$ 15,000.00

costo total = \$ 335,000.00

El tonelaje a tumbar por sección es de 4,333.33 ton.

costo por ton. in-situ de la red horiz. = \$335,000 ÷ 4,333.33 =  
\$ 77.31

Las torres de decantación se formarán con los tubos perfo-  
rados y se cubrirán con dos capas de tela de henequén se-  
parados con tiras de madera.

costo de las torres de decantación = 6 x \$10,000 = \$ 60,000.00

costo de la tela de henequén = 2 m.l. x \$ 8,000 = \$ 16,000.00

costo total = \$ 76,000.00

costo por ton. tumbada = \$ 76,000 ÷ 269.1 = \$ 282.42

c) Costo por concepto de materiales para los anillados.

Por cada corte será necesario elevar los anillados 2 mts.  
aproximadamente para conservar una altura de 3 mts. entre  
piso y cabeza del rebaje. Se requerirá del siguiente mate-  
rial:

40 rollizos de 8"	40 x \$ 2,000	= \$ 80,000.00
2 tramos de partido	2 x \$ 1,400	= \$ 28,000.00
3 m.l. de tela de henequén	3 x \$8,000	= <u>\$ 24,000.00</u>
	total	= \$132,000.00

costo por ton. tumbada = \$ 132,000 ÷ 269.1 = \$ 490.52

Resumen de costos:

a) Mano de Obra	\$	147.98
b) Materiales torres	\$	282.42
c) Materiales anillados	\$	490.52
Costo por ton. tumbada	\$	920.92

2) Distribución del jal en la sección.

Se considerará el siguiente personal por turno: 2 hombres en el rebaje, 1 revisador de línea, 1 operador de planta para deslamado a tres turnos.

a) Costo por concepto de mano de obra.

12 personas x \$ 10,000 = \$ 120,000.00

costo por ton. tumbada = \$ 120,000 ÷ 269.1 = \$ 445.93

b) Costo por concepto de materiales.

Se considera un costo de \$ 40,000.00 por disparo, incluyendo mangueras, reposición de flanges, tornillos, pernos etc.

costo por ton. tumbada = \$ 40,000 - 269.1 = \$ 148.64  
 costo de relleno por ton. tumbada = \$ 594.60  
 costo total por ton. tumbada en la operación de relleno.  
 = \$ 1,515.52  
 costo por ton. in-situ de la red horizontal = \$ 77.31

#### VI.B.5 Perforación de barrenos a diamante.

Se tendrán dos barrenos por rebaje, el cuele de los barrenos estará considerado como exploración del bloque, para cálculo de reservas e información geológica.

El costo por m.l. perforado es de \$9,850.00, se considera que cada barreno tendrá una longitud de 40 mts., por lo que:

costo total de un barreno = \$ 9,850 x 40 = \$ 394,000.00  
 costo total de los dos barrenos = \$ 788,000.00  
 costo por ton. in-situ = \$ 788,000 ÷ 13,000 = \$ 60.62

#### VI.B.6 Costo de la planta de Deslamado.

El equipo y material necesario para construir esta planta es el siguiente:

1 hidrociclón krebbs 10'	\$ 5'000,000.00
1 Bomba Denver SRL 2" x 2"	\$ 2'000,000.00
Cajón de nivel constante	\$ 500,000.00
Tuberías de distribución	\$ 80,000.00
Mangueras de conducción a las minas (6,000 mts.)	\$60'000,000.00
costo total =	\$67'500,000.00

De acuerdo a los datos presentados a lo largo de este análisis podemos obtener los siguientes conceptos:

a) Tiempo empleado para preparar un rebaje.

Tumbe Sobre Carga.

1) Cuele de 60 mts. lineales para contrapozos metalera.

Por día se tiene un avance efectivo de 3.2 mts., por lo tanto se requerirá de:

$$60 \text{ mts.} \div 3.2 \text{ mts./día} = 18 \text{ días}$$

2) Cuele de 110 mts. lineales para contrapozos de comunicación.

$$110 \text{ mts.} \div 3.2 \text{ mts./día} = 34 \text{ días}$$

3) Cuele de 40 mts. lineales para contrapozo central.

$$40 \text{ mts.} \div 3.2 \text{ mts./día} = 13 \text{ días}$$

4) Instalación de 12 tolvas de madera.

Se requiere de dos días para instalar una tolva, por lo tanto:

$$12 \text{ tolvas} \times 2 \text{ días} = 24 \text{ días}$$

El tiempo total resulta ser de 89 días o 3.5 meses --- aproximadamente.

b) Tiempo empleado para preparar un rebaje.

Corte y Relleno.

- 1) Cuele de 20 mts. lineales para contrapozos metale-  
ra.

Por día se tiene un avance efectivo de 6.4 mts., por  
lo tanto se tendrá lo siguiente:

$$20 \text{ mts.} \div 6.4 \text{ mts./día} = 4 \text{ días}$$

- 2) Cuele de 90 mts. lineales para subnivel.

$$90 \text{ mts.} \div 6.4 \text{ mts./día} = 14 \text{ días}$$

- 3) Instalación de 4 tolvas de madera.

$$4 \text{ tolvas} \times 2 \text{ días} = 8 \text{ días}$$

El tiempo total resulta ser de 36 días o 1.5 meses.

- c) Costo total de preparación de un rebaje.

Tumbe Sobre Carga.

- 1) Contrapozos metalera.

$$\$ 67,706.22/\text{m.l.} \times 60 \text{ m.l.} = \$ 4'062,373.2$$

- 2) Contrapozos de comunicación.

$$\$ 76,560.39/\text{m.l.} \times 110 \text{ m.l.} = \$ 8'421,642.9$$

- 3) Contrapozo central.

$$\$ 76,560.39/\text{m.l.} \times 40 \text{ m.l.} = \$ 3'062,415.6$$

- 4) 12 tolvas de madera.

$$\$ 5'659,776.00$$

Costo total de preparación = \$ 21'147,920.00

d) Costo total de preparación de un rebaje.

Corte y Relleno.

1) Contrapozos metalera.

\$ 77,091.36 x 20 = \$ 1'541,827.20

2) Subnivel.

\$ 95,330.45/m.l. x 90 m.l. = \$ 8'579,740.50

3) 4 tolvas de madera.

\$ 2'022,595.00

4) 2 barrenos de diamante.

\$ 9,850 m.l. x 80 m.l. = \$ 788,000.00

Costo total de preparación = \$ 12'891,159.00

d) Productividades.

1) Toneladas por hombre-turno (Tumbe Sobre Carga)

En cada disparo se tumban 25 toneladas de mineral, con dos hombres (perforistas y ayudante), por lo tanto se tendrá.

25 ton. ÷ 2 hombres tno. = 12.5 ton./h. tno.

## 2) Toneladas por hombre-turno. (Corte y Relleno)

En cada disparo se tumbaron 269.1 toneladas por mine-  
ral, para lo cual se emplean 4 turnos y en cada turno  
4 hombres (2 perforistas y 2 ayudantes), por lo tanto.

$$269.1 \text{ ton.} \div 4 \text{ hrs.} = 67.3 \text{ ton./tno.}$$

$$67.3 \text{ ton./tno.} \div 4 \text{ hombres} = 16.8 \text{ ton/h. tno.}$$

En los siguientes cuadros se hará un resumen de los datos  
obtenidos en este análisis.

## Cuadro Comparatido de Costos.

## Tumbe Sobre Carga.

CONCEPTO	METALERAS (\$/M.L.)	COMUNIC. (\$/M.L.)	C/P CENTRAL (\$/M.L.)	TOLVAS (\$/M.L.)	TUMBE (\$/M.L.)	EXTRACC. (\$/M.L.)	MIN. AL., AC. (\$/TON.)
M de O	12,445.00	12,445.00	12,445.00	79,648.00	764.48		
EXPLOS.	37,150.75	37,150.75	37,150.75		2,547.50	110.50	
ACERO	6,906.00	6,906.00	6,906.00		390.00		
EQUIPO	868.10	868.10	868.10		55.56		
MAT.	1,637.50	1,637.50	1,637.50	392,000.00	104.80		
HERRAH.	562.50	562.50	562.50		36.00		
ACEITE	1,437.50	1,437.50	1,437.50		92.00		
AIRE	1,163.16	1,163.16	1,163.16		65.80		
SUPERV.	5,535.71	5,535.71	5,535.71		354.28		
TUBERIA	-	8,854.17	8,854.17		566.67		
TOTAL	67,706.22	76,560.39	76,560.39	463.16	4,977.09	110.50	2,524.10

## Corte y Relleno.

CONCEPTO	METALERAS (\$/M.L.)	SUBNIVEL (\$/M.L.)	TOLVAS (\$/TON.)	TUMBE (\$/TON.)	EXTRACC. (\$/TON.)	DECANT. (\$/TON.)	RELLENO (\$/TON.)
H. DE O.	12,445.00	12,445.00	79,648.00	591.60	93.72	147.98	445.93
EXPLS.	45,111.63	53,072.50		1,752.00			
ACERO	8,125.00	9,343.75		247.12			
EQUIPO	868.10	868.10		41.30	6.20		
MAT.	1,637.50	1,637.50	416,000.00	77.86	37.20	772.94	148.64
HERRAM.	562.50	562.50		13.40			
ACEITE	1,437.50	1,437.50		68.40			
AIRE	1,368.42	1,573.72		78.20	174.40		
SUPERV.	5,535.71	5,535.71		131.65			
TUBERIA	-	8,854.17		210.50			
TOTAL:	77,091.36	95,330.45	155.60	3,212.30	311.52	920.92	592.60

## Cuadros comparativos entre alternativas.

Ganancia bruta por ton. de mineral in-situ.		
Concepto	Tumbe Sobre Carga	Corte y Relleno
Valor de la ton. in-situ	\$ 27,770.00	\$ 27,770.00
Costo por ton. tumbada	\$ 4,961.39	\$ 3,193.92
Recuperación	90 %	100 %
Ganancia	(27,770 - 4,961.39) 0.9	(27,770 - 3,193.92) 1.0
	\$ 20,527.75	\$ 24,576.08
Porcentaje de dilución	15 %	5 %
Valor de la ton. diluida	\$ 24,147.00	\$ 26,447.00
Tonelaje tumbado p/día	50 ton.	134.6 ton.
Número de cortes p/día	4	2
Productividad p/corte	12.5 ton.	67.3 ton.
Productividad ton/h.tno.	12.5 ton.	16.8 ton.
Tiempo de prep. por reb.	3.5 meses	1.5 meses
Número de tolvas p/rebaje	12	4
Costo total inst. tolvas	\$5'659,776.00	\$2'022,592.00

## VII. PROGRAMACION DEL REBAJE.

Como se mencionó, el rebaje una vez que ha sido preparado, quedará dividido en 3 secciones de 30 mts. cada una limitadas por los chorreaderos o metaleras.

La finalidad de hacer esta división es, primordialmente, la de ciclar el rebaje para mantener una operación continua en la explotación del mismo.

Para explicar en forma más clara el ciclo de trabajo, se calcularán los tiempos de barrenación, rezagado y relleno, empleados en una sección de 30 mts. de longitud.

### VII.1 Determinación del tiempo de barrenación.

De acuerdo a la fórmula siguiente el tiempo necesario para barrenar una sección de 30 mts. será:

$$T = \frac{bhd^{(1)}}{vne}$$

b = ancho del rebaje = 1.5 mts.

h = altura del corte = 2.3 mts.

d = distancia máxima de rezagado = 30 mts.

v = velocidad de penetración de la barrena = 15 mts./hr.

n = turnos de máquina por día = 4

e = eficiencia de barrenación = 0.85 m<sup>3</sup>/m.l. barrenado

$$T = \frac{1.5 \times 2.3 \times 30}{15 \times 4 \times 0.85} = 2 \text{ días} = 4 \text{ turnos}$$

(1) ING. ENRIQUE CERVANTES MONTES. OPERACION DE ALTA PRODUCTIVIDAD EN UN REBAJE DE VETA ANGOSTA - MINERA MEXICANA SOMBRERETE. ZACATECAS, ZAC. 1982

Se requieren 4 turnos para barrenar toda una sección de 30 mts., empleando 2 máquinas por turno.

### VII.2 Determinación del tiempo de rezagado.

La capacidad del equipo de rezagado es de 85 ton. por turno, por lo que el tiempo necesario para limpiar una sección es:

$$T = \frac{269}{85} = 3 \text{ turnos}$$

### VII.3 Determinación del tiempo de relleno.

Para calcular este tiempo se asumirá que el relleno se proporcionará a un ritmo de  $8 \text{ m}^3$  por hora<sup>(1)</sup>. La fórmula que proporciona dicho tiempo es la siguiente:

$$T = \frac{hd (1.5 a - 1.5)}{r}$$

h = altura del corte = 2.3 mts.

a = ancho de la veta = 1.5 mts.

d = distancia máxima de relleno = 30 mts.

r = ritmo de relleno =  $8 \text{ m}^3/\text{hr}$ .

$$T = \frac{2.3 \times 30 (1.5 \times 1.5 - 1.5)}{8} = 6.5 \text{ hrs.}$$

Este es el tiempo que se requiere para distribuir el jal a lo largo de la sección, por otra parte, será necesario considerar el tiempo empleado para instalar la red de decantación

y para elevar los anillados de las metaleras. Los dos hombres que se harán cargo de esta operación requerirán de un turno para completarla, por lo que el tiempo total para la operación de relleno será de dos turnos.

El tiempo total para barrenar, tumbar, rezagar y rellenar una sección de 30 mts. y un ancho de 1.5 mts. es de 10 turnos, con lo cual se completa un ciclo en la sección mencionada.

Tomando como base los datos anteriores, se describirá a continuación el ciclo de trabajo en el rebaje.

Etapa 1. La sección número 1 se iniciará a barrenar, con las dos máquinas. Se darán un total de 90 a 95 barrenos para lo cual se requerirá de 4 turnos.

Las secciones 2 y 3 se encontrarán inactivas. Ver fig. 11

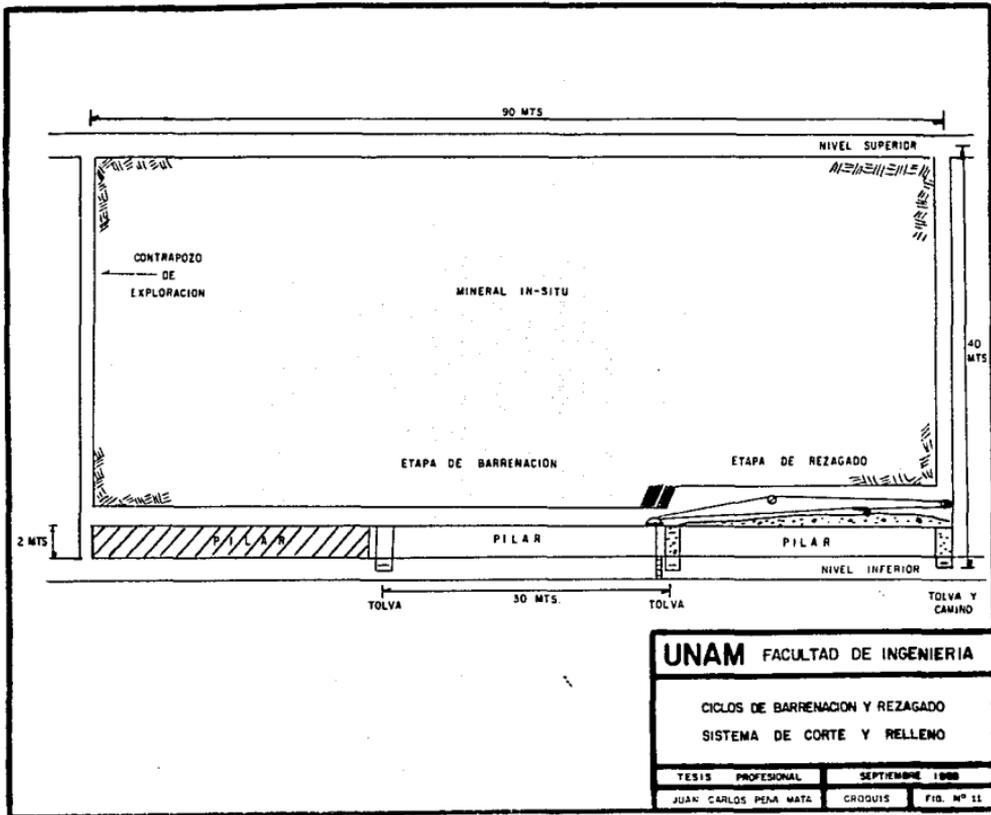
Etapa 2. Se procederá a cargar y disparar la barrenación de la sección 1, para ésto se estima necesario todo un turno.

La sección 2 iniciará la fase de barrenación (etapa 1) y la sección 3 estará inactiva.

Etapa 3. La carga tumbada en la sección 1 se rezagará con la escrepa y el winche, para lo cual será necesario trabajar 3 turnos.

La sección 2 continuará en la fase de barrenación, mientras que la sección 3 no tendrá cambio.

Etapa 4. Una vez rezagada la carga de la sección 1, se instalará la red y torres de decantación, así como los anillados de las metaleras. Una vez hecho lo anterior se procederá



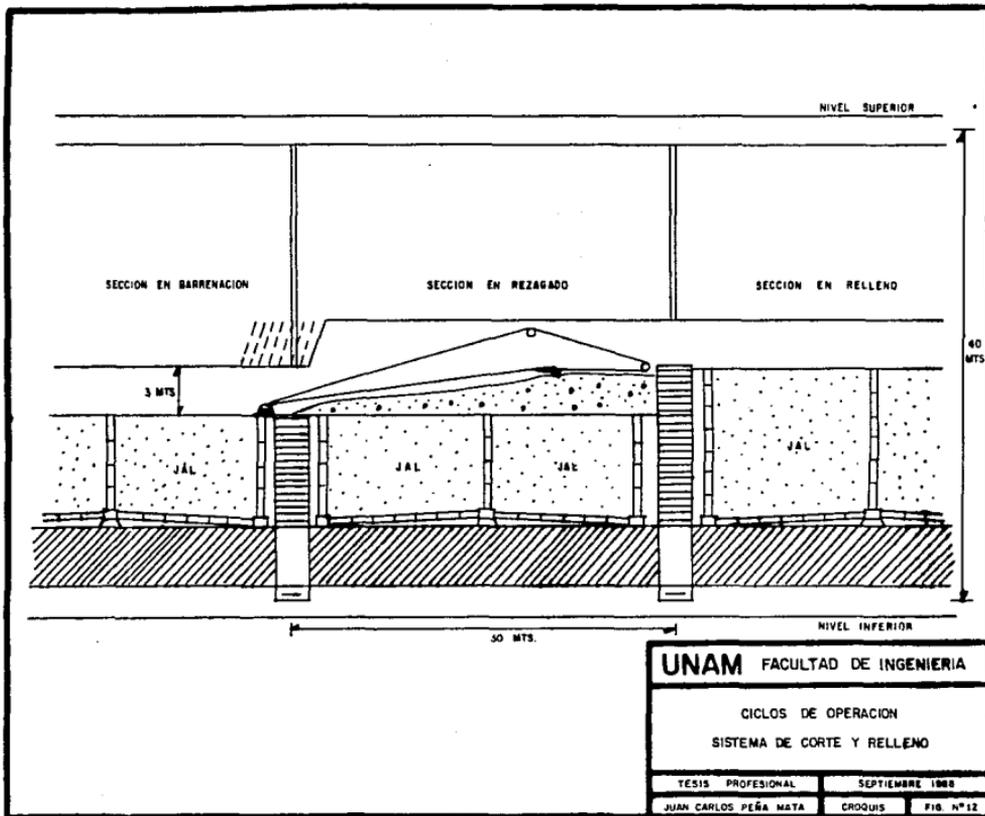
a rellenar con jal, el tiempo de relleno consumirá 2 turnos.

La sección 2 se encontrará barrenada y lista para tumbar el mineral, la sección 3 permanecerá sin cambio. Ver fig. 11

Con esta última actividad se cierra el primer ciclo en la sección 1, que quedará en reposo para que el jal tome la consistencia necesaria para poder barrenar nuevamente.

La sección 2 entrará en las etapas 2 y 3, mientras que la sección 3 iniciará el ciclo de barrenación. Ver fig. 12

Durante el tiempo que dure en reposo la sección rellenada se aprovechará para revizar y dar mantenimiento a tuberías, barrenos, torres de decantación, caminos y anillados de las metaleras. Este tiempo dependerá del avance en el ciclo de barrenación de la sección que se encuentre en esta etapa. Ver tabla 2



SECCION	DIA	LUNES			MARTES			MIERCOLES			JUEVES			VIERNES			SABADO			LUNES	MARTES	MIERCOLES	JUEVES	VIERNES	SABADO												
	TURNO	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3									
1	B	B	O	B	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O	B	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O		
2	O	O	O	O	O	O	B	B	O	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O	B	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R		
3	O	O	O	O	O	O	O	O	O	O	O	O	O	O	B	B	O	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O	B	B	O	B	O

SECCION	DIA	LUNES			MARTES			MIERCOLES			JUEVES			VIERNES			SABADO			LUNES	MARTES	MIERCOLES	JUEVES	VIERNES	SABADO											
	TURNO	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3								
1	B	B	O	B	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O	B	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O	
2	M	M	O	M	M	O	B	B	O	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O	B	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	
3	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O	B	B	O	B	O	B	O	T	E	E	E	R	R	M	M	O	M	O	B	B	O	B	O	B	O

B = ETAPA DE BARRENACION  
 T = ETAPA DE TUMBE  
 E = ETAPA DE EXTRACCION  
 R = ETAPA DE RELLENO  
 M = MANTENIMIENTO Y REPARACION  
 O = ETAPA INACTIVA

**UNAM** FACULTAD DE INGENIERIA

PROGRAMACION DE LAS OPERACIONES  
 EN UN REBAJE DE CORTE Y RELLENO

TESIS PROFESIONAL

SEPTIEMBRE 1988

JUAN CARLOS PERA MATA

CROQUIS

TABLA N° 2

## VIII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

De acuerdo al análisis presentado a lo largo del presente trabajo se puede concluir que el Sistema de Corte y Relleno - presenta ventajas considerables sobre el Sistema de Tumba Sobre Carga, los renglones de más importancia son los siguientes:

## VIII.1 Conclusiones.

- 1) Una mayor seguridad en todas las etapas de operación - en el sistema propuesto.
- 2) Aumento en la productividad por hombre-turno, de 12.5 ton. a 16.8 ton.
- 3) Disminución en la dilución del mineral tumbado, de un 15% a un 5%.
- 4) Mayor control en la fragmentación del mineral de corte a corte.
- 5) Al no tener mineral almacenado, se evitarán los problemas de oxidación y sobre todo el costo de \$2,524 por ton. almacenada, lo cual es digno de tomarse muy en cuenta.
- 6) Se podrá contar con el 100% de la carga tumbada a lo largo del tiempo de explotación del rebaje, lo cual resulta - ventajoso ya que ayuda a evitar estrangulamientos de producción por falta de carga.
- 7) Excelente recuperación del mineral tumbado, de 98 a -- 100%.

8) Disminución en el tiempo de preparación del rebaje, - de 3.5 meses a 1.5 meses.

9) Reducción de 12 a 4 tolvas por rebaje, lo cual representa un ahorro de cerca de 4 millones de pesos por rebaje.

10) El costo por ton. tumbada resulta de \$3,212.40 para - el Sistema de Corte y Relleno, contra \$4,977.09 del Sistema de Tumba Sobre Carga.

11) Se obtiene una ganancia bruta por ton in-situ de - - \$24,576 en el Corte y Relleno, contra \$20,527 del Tumba Sobre Carga.

El sistema de Corte y Relleno requiere de una capacitación constante para todo el personal de operación, esto podría tomarse como una desventaja considerable, pero si se -- analiza con detalle, se puede concluir que una persona capacitada tendrá una mejor respuesta en el trabajo que se le -- asigne, ya que lo hará con mayor seguridad que una persona - no capacitada.

La inversión en instalación de la Planta de Deslamado y sistemas de conducción es considerable, pero son definitivas y ayudarán a elevar y mejorar la producción.

La sistematización del trabajo dentro de los rebajes dará como resultado un mayor control en la operación y esto es fácil de lograr en el Sistema de Corte y Relleno. En el Sistema de Tumba Sobre Carga, los problemas de atragantes hacen que la operación sea intermitente y en ocasiones llegan a -- suspenderla provocando estrangulamientos en la misma.

## VIII. 2 Recomendaciones.

En cuanto a las recomendaciones se puede citar lo siguiente:

Para poder implantar el sistema propuesto de una manera - más sencilla, sería muy recomendable preparar un rebaje piloto en el cual se obtengan los parámetros que permitan estandarizar la operación a escala de Unidad.

En este rebaje se podrán hacer todas las variaciones que permitan eficientar la operación y también en él se podrá capacitar al personal en todas las etapas que abarca el método de explotación propuesto.

## IX. BIBLIOGRAFIA.

- Ing. Felipe Arredondo C.      Estudio Geofísico - Litogeoquímico en la Areas de San Esteban Párrajo Verde, Xochipala, América y Tilzapotla, Huautla, Mor. 1984. IMMSA Subdirección de Exploraciones.
- Ing. E. E. Campbell              Informes de Exploración y Geología Huautla, Mor. 1979
- Ing. Enrique Cervantes M.        Operación de Alta Productividad en un Rebaje de Veta Angosta. Minera Mexicana Sombrerete GRUCAT. 1982.
- Robert S. Lewis                    Elements of Mining  
John Wiley Sons.  
Third Edition Cap. 12
- Robert Peele                        Mining Engineer's Handbook --  
Vol. 2
- Sr. Gustavo Schulze                Contribución al Estudio Petroológico y Mineralógico-Económico del Mineral de Huautla 1931.
- AIME. Sección México  
Ordoñez C. (Editor)                Las Minas Mexicanas  
Tomos 1 y 4 - 1986.
- A.I.M.M.G.M.                        Memoria del Primer Simposium de Minería. Chihuahua, Chih. 1977.

Ing. Ivan F. Wilson

The Huautla Silver Mining District State of Morelos.  
Cía. Fresnillo, S.A. 1963.

Rosario México, S.A.  
Unidad Huautla

Programa de Operación y Exploración Huautla, Mor.  
1985 - 1987

Rosario México, S.A.  
Unidad Huautla

El Resurgimiento de Huautla  
Folleto Informativo.  
Huautla, Mor. 1975.