

3  
2<sup>ej.</sup>



# UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

Análisis de los sistemas de explotación  
aplicables a la mina Palmarejo, Municipio  
de Chinipas, Chihuahua

T E S I S

Que para obtener el Título de  
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

p r e s e n t a

JOSE ENRIQUE SANTOS JALLATH



México, D. F.

1992

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



Universidad Nacional  
Autónoma de México



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

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

Todo el material contenido en esta tesis 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.

## CONTENIDO

	Pag.
<b>RESUMEN</b>	<b>4</b>
<b>I. GENERALIDADES</b>	<b>6</b>
I.1    Introducción	6
I.2    Objetivos del trabajo	7
I.3    Localización geográfica y vías de acceso	7
I.4    Población, economía y servicios	8
I.5    Clima, vegetación y fauna	8
I.6    Historia	9
<b>II. DESCRIPCION GEOLOGICA</b>	<b>11</b>
II.1    Evolución geológica	11
II.1.1    Estratigrafía	12
II.1.2    Geología estructural	13
II.1.3    Yacimientos minerales y mineralogía	13
II.2    Reservas de mineral	14
<b>III. SITUACION ACTUAL DE LA MINA</b>	<b>16</b>
III.1    Descripción general	16
III.2    Operaciones	16
III.3    Equipo disponible	17
III.4    Servicios y recursos	19
<b>IV. ANALISIS Y SELECCION DE METODOS DE MINADO</b>	<b>20</b>
IV.1    Condiciones y características del depósito	20
IV.2    Factores a considerar en la selección	22
IV.3    Selección de los métodos de minado	23
IV.4    Aplicación de los métodos seleccionados.	26
<b>V. PLANEACION DE LAS OPERACIONES</b>	<b>28</b>
V.1    Rampa Rosario - nivel 6	28
V.2    Ampliación del nivel 6	28
V.3    Contrapozos generales	32
V.4    Métodos de minado	35
V.4.1    Tumbe sobre carga	35
V.4.2    Corte y relleno	39
V.4.3    Rebajes abiertos con pilares	47
V.5    Acarreo sobre el nivel 6	51
V.6    Acarreo general sobre el nivel Socorro	52
V.7    Equipo necesario	54

<b>VI.</b>	<b>COMPARACION DE COSTOS</b>	<b>55</b>
VI.1	Costos para tumbe sobre carga	56
VI.2	Costos para corte y relleno	58
VI.3	Costos para rebajes abiertos	64
VI.4	Costos de acarreo intermedio	67
VI.5	Costos de acarreo general	68
VI.6	Costos generales	69
VI.7	Comparación de costos	69
<b>VII.</b>	<b>PLANTA DE BENEFICIO</b>	<b>71</b>
VII.1	Ubicación	71
VII.2	Proceso de Beneficio	72
VII.2.1	Trituración	72
VII.2.2	Molienda	72
VII.2.3	Flotación	73
VII.2.4	Filtrado y secado	73
VII.3	Parámetros de operación	74
VII.3.1	Reactivos	74
VII.3.2	Dilución de pulpa	75
VII.3.3	Balance metalúrgico	75
VII.4	Servicios	76
<b>VIII.</b>	<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>78</b>
	<b>BIBLIOGRAFIA</b>	<b>82</b>
	<b>ANEXOS</b>	

## A N E X O S

	Pag.
ANEXO No. 1	84
Cálculo del costo de barrenación y explosivos	
ANEXO No. 2	88
Cálculo del costo de rezagado con winche neumático y escrepa	
ANEXO No. 3	90
Cálculo del costo de acarreo con cargador frontal	

## RESUMEN

La selección de los métodos de minado es sin duda una actividad de vital importancia para la explotación de un yacimiento mineral y es base fundamental para la operación equilibrada de una Unidad Minera.

En este trabajo se presenta un análisis de los métodos de minado aplicables en la veta La Prieta de la mina Palmarejo que actualmente es trabajada por la Compañía Minas Huruapa, S.A. de C.V..

El trabajo se inicia con el establecimiento de los objetivos por alcanzar, tales como: la selección de los métodos de minado, la aplicación de dichos métodos para optimar la explotación, el establecimiento de un sistema de acarreo intermedio y la comparación de costos de producción entre los métodos seleccionados y los actuales.

Para tener un panorama de lo que es la Unidad, en primera instancia se hace referencia a las características geográficas y sociales del lugar. Después se inicia propiamente el trabajo con una descripción geológica de los yacimiento minerales tanto a nivel regional como local.

Después, ya dentro de lo que es la mina, se detalla la distribución de obras, así como el sistema de explotación actual, los ciclos de operación, el equipo con que se cuenta y los servicios existentes.

Lo anterior es la base para la selección de métodos alternativos de minado y el análisis de su posible aplicación. En esta parte se eligen tres métodos de minado aplicables a tres zonas de la veta La Prieta; éstos son: tumba sobre carga, corte y relleno con tepetate y rebajes abiertos con pilares.

Una vez seleccionados los métodos, se planean las obras de preparación y los ciclos de explotación. En este mismo capítulo, se establece un sistema de acarreo intermedio para captar el mineral tumbado en los rebajes y se proyectan una serie de obras a lo largo de la veta para conducir el mineral hasta el nivel principal de acarreo.

El análisis de los métodos de minado termina con una comparación de costos de producción entre los métodos seleccionados y los costos que actualmente se tienen en la mina; finalmente, para completar la comparación, se hace una evaluación de la productividad a obtener con cada método.

Como complemento al proceso productivo de la Unidad Palmarejo y como un factor determinante en la selección de los métodos, se describen las características y el ciclo operativo de la planta de beneficio, así como los servicios auxiliares.

Finalmente, se llega a una serie de conclusiones referentes a los objetivos inicialmente planteados y como solución se establecen recomendaciones para alcanzar (en la medida de lo posible) los resultados que persigue el presente estudio.

# C A P I T U L O I

## GENERALIDADES

### I.1 INTRODUCCION

La selección del método de minado adecuado para la explotación de un depósito mineral es sin duda una tarea muy delicada, ya que de una buena elección depende en gran medida el mejor aprovechamiento de los recursos minerales.

Esta actividad implica la consideración de una serie de factores que en conjunto conduzcan a elegir el método que satisfaga de la mejor manera las necesidades actuales y futuras de operación. Dichos factores son los geológicos, los técnicos, los operativos y los económicos. Todos ellos permiten visualizar en forma global las características que debe cumplir el método por seleccionar.

El comportamiento de un yacimiento puede ser tan variable como las condiciones geológicas lo determinen; es por ello que en distintos métodos, dependiendo de los rasgos particulares que se presenten. El caso de la mina Palmarejo es un ejemplo, en el que el comportamiento y las características de las estructuras mineralizadas son muy variables.

El presente trabajo es un análisis general de los métodos de explotación aplicables en esta mina. En él, se discuten las características geológicas y operativas que prevalecen actualmente, y con base en ellas se hace la selección de los métodos más apropiados para aplicar a las diferentes zonas del sistema de vetas "La Prieta".

Una vez elegidos los métodos, se hace una proyección de obras y la planeación de las operaciones. Finalmente, se determinan los costos de explotación y se hace una comparación entre ellos, considerando la relación costo - productividad.

Los antecedentes que apoyan la realización de este trabajo, son los que a continuación se mencionan.

1) En el sistema de vetas en la mina Palmarejo arriba del nivel 6, se tiene un importante tonelaje de reservas potenciales. Los trabajos existentes son muy antiguos y es necesario adoptar métodos de minado que permitan una explotación más eficiente.

2) Las características y el comportamiento geológico de las vetas varían considerablemente, haciendo posible la aplicación de diferentes métodos de minado.

3) Los acarrees intermedios se realizan manualmente en la mina restando eficiencia a las operaciones, por lo que es necesario evitarlos o sustituirlos por un acarreo mecanizado que agilice los trabajos.

## I.2 OBJETIVOS DEL TRABAJO

Los objetivos planteados para la elaboración del presente trabajo fueron los siguientes :

- 1) Seleccionar los métodos de minado que se adapten a las características geológicas de las vetas y a las condiciones actuales de operación.
- 2) Analizar la posible explotación de los bloques ubicados arriba del nivel 6, aplicando métodos específicos para hacerlo en forma óptima.
- 3) Establecer un sistema de acarreo con cargador frontal sobre el nivel 6 hacia contrapozos generales que lleven el mineral al nivel principal de acarreo.
- 4) Hacer una comparación de productividad y costos entre los métodos seleccionados y los costos actuales de producción.

## I.3 LOCALIZACION GEOGRAFICA Y VIAS DE ACCESO

La unidad minera Palmarejo se localiza en el Estado de Chihuahua, a 13 km al este del municipio de Chinipas, cerca del límite con el Estado de Sonora. Sus coordenadas geográficas son 27°23'39" de latitud norte y 108°24'49" de longitud al oeste del meridiano de Greenwich.

El acceso a la mina puede ser a partir de Los Mochis, Sinaloa o de la ciudad de Chihuahua por medio del ferrocarril Chihuahua-Pacífico hasta la estación Témoris, la cual se encuentra a 11 km al sureste del poblado del mismo nombre.

De Témoris parte un camino de terracería hacia el noroeste, transitable todo el año y a 29 km está el pueblo de Palmarejo; el camino continúa hasta Chinipas.

El acceso también puede ser por aire, aterrizando en pequeñas pistas que hay en Témoris y Chínipas. Ver Figura No. 1.

#### **I.4 POBLACION, ECONOMIA Y SERVICIOS**

Palmarejo es un pequeño pueblo que se fundó a raíz de la minería. En el censo poblacional de 1990, junto con las pequeñas rancherías de los alrededores, alcanzó una población cercana a los 500 habitantes. De ésta, el 40% es económicamente activa y corresponde al sector masculino, ya que el femenino tiene como ocupación principal las labores del hogar.

La actividad económica más importante a través del tiempo ha sido la minería, sin embargo se han desarrollado otras, como la agricultura y ganadería que se realizan en pequeña escala.

Estas actividades se combinan y junto con el comercio constituyen la economía del pueblo. La mina es una fuente fija de trabajo, la agricultura se limita al cultivo de maíz y frijol, siendo la cosecha exclusivamente para consumo doméstico y la ganadería se restringe al ganado de tipo vacuno, porcino y caprino.

Entre los servicios con que cuenta el poblado están el correo, una línea telefónica rural con Témoris, servicios médicos a cargo de un médico de la Compañía, escuela primaria que imparte educación en todos los grados y dos tiendas de la Conasupo. El abastecimiento de agua se hace de arroyos y manantiales y la distribución es por medio de tubería hasta las tomas domiciliarias.

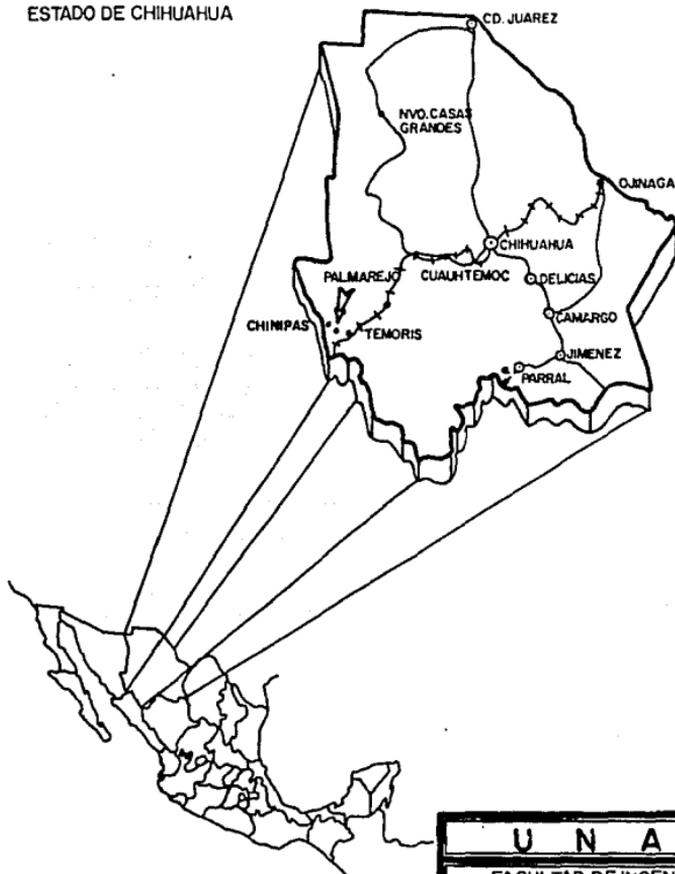
#### **I.5 CLIMA, VEGETACION Y FAUNA**

El clima en la zona de Palmarejo puede ser considerado en términos generales como extremoso dado que las temperaturas son muy variables a lo largo del año. En primavera la temperatura llega hasta 45° C, mientras que en invierno se registran hasta por debajo de los 0° C; la temperatura promedio es de 28° C.

El tiempo de lluvias se presenta durante el verano y parte del otoño, abarcando los meses de junio, julio, agosto y septiembre; más aún, en la época de invierno (diciembre, enero y febrero) se presentan lluvias ocasionales que llegan a prolongarse hasta cinco días consecutivos y que se conocen en la región con el nombre de Equipatas.

La vegetación es muy variada y entra en el tipo de selva de hoja temporal; en la época de lluvias se mantiene verde pero en

ESTADO DE CHIHUAHUA



———— CARRETERA  
+++++ FERROCARRIL

SIN ESCALA

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

PLANO DE LOCALIZACION  
UNIDAD PALMAREJO

TESIS PROFESIONAL

NOVIEMBRE 1992

JOSE E. SANTOS JALLATH

FIGURA No. 1

la época de sequía la mayoría de los arbustos se secan y los árboles se deshojan.

Los árboles en general no son muy altos pues miden entre 5 y 10 m. y su copa es muy extensa; predominan entre ellos el Palo Blanco, Guamuchil y Mezquite. Dentro de las plantas características en su gran mayoría son arbustos, pitayos, biznaga, nopal, lechuguilla y maguey.

Hacia el lado norte de Palmarejo y en las partes altas de la sierra, se tiene bosque siempre verde donde predominan las coníferas (pino, encino, etc.).

La fauna es también muy variada y extensa; entre las especies más abundantes están: venado, coyote, zorra, armadillo, tlacuache, tejón, zorrillo y ardilla; de los reptiles: víbora de cascabel, coralillo y alimacoa; en arácnidos: la tarántula; y aves: Águila, zopilote, urraca, gavián, tecolote y correcaminos.

## I.6 HISTORIA

Las primeras exploraciones de los yacimientos en la Sierra de Chinipas se remontan hacia finales del siglo XVI y principios del XVII, cuando los españoles recorrieron toda esa zona hasta llegar a Guazapares y Témoris (1). Es en el año de 1769 cuando se descubre el mineral de Huruapa (2).

Los datos precisos comienzan a tenerse en el año de 1886 cuando una compañía inglesa adquirió la mina. Esta instaló un molino en el margen noreste del río Chinipas; se tenía una planta hidroeléctrica para la obtención de energía y el mineral se acarrea por medio de un ferrocarril, construido desde la mina hasta el molino con un recorrido de 22 km.

El molino comenzó trabajando con 70 toneladas diarias y aumentó su capacidad a 125 toneladas en 1904. En 1908 la mina fue examinada por un ingeniero consultor inglés, E.T. McCarthy, quien recomendó obras de exploración y desarrollo, las cuales se llevaron a cabo en los siguientes tres años. Estos trabajos condujeron a pensar en la instalación de un molino de 300 toneladas al día.

---

(1) " Historia del Estado de Chihuahua ". Enciclopedia de México. Ciudad de México, 1978. Pags. 332 - 334.

(2) Idem. Pag. 336

El equipo del nuevo molino llegó por la costa del Pacífico y de allí, en tren, a Alamos, Sonora. Posteriormente por partes se llevó a la mina usando animales de carga; sin embargo, esta operación fue interrumpida en el año de 1912 a raíz de la Revolución y gran parte del equipo fue abandonada entre Alamos y la Mina.

No existen datos del tonelaje molido en ese período, pero se estima que no fue mayor de 500,000 toneladas.

Desde entonces la mina no había sido trabajada y en el año de 1961, con la terminación del ferrocarril Chihuahua - Pacífico se abrigaron nuevas esperanzas. En 1964 una compañía mexicana, Minas Huruapa S.A., adquirió la mina al grupo inglés y fue hasta fines de la década de los setenta cuando se reanudó la explotación del mineral.

## C A P I T U L O   I I

### DESCRIPCION GEOLOGICA

El Distrito Minero de Palmarejo presenta rasgos geológicos bien definidos. Para dar un panorama de la geología, primero se muestra una descripción a nivel regional, después se presentan rasgos locales como la estratigrafía, la geología estructural, los yacimientos minerales y la mineralogía; finalmente un cuadro de reservas que son la base del presente análisis.

#### II.1 EVOLUCION GEOLOGICA

La mina de Palmarejo se localiza ligeramente en el extremo oriente de la sub-provincia de Barrancas, perteneciente a la gran provincia fisiográfica de la Sierra Madre Occidental (1). La Sierra está formada por un paquete de rocas volcánicas de edad Cretácica a Terciaria cuya composición varía de andesitas a riolitas.

El paquete de rocas volcánicas está intrusionado por rocas plutónicas que actualmente afloran como troncos en el fondo de los cañones, pero a profundidad son intrusivas de grandes dimensiones que constituyen el basamento de la Sierra Madre Occidental.

En el distrito de Palmarejo se observa tanto la Serie Volcánica Inferior (Cretácico Tardío - Terciario Temprano), como la Serie Volcánica Superior (Terciario Medio). La primera serie consiste de riolitas y andesitas, estas últimas constituyen la roca huésped de las estructuras mineralizadas; la segunda serie consta de ignimbritas de composición riolítica y es de edad post-mineral.

Intrusionando la Serie Volcánica Inferior se observan dos tipos de cuerpos intrusivos; pórfidos en forma de diques que presentan fenocristales de feldespato en una matriz afanítica (en el área de Palmarejo), y en la parte central del distrito se observa un stock de pórfido granítico con fenocristales de feldespato, cuarzo y biotita.

---

(1) De acuerdo a la división de Erwin Raisz, 1964.

## II.1.1 ESTRATIGRAFIA

La estratigrafía en el Distrito Palmarejo, se remite a rocas cuyas edades van del Cretácico Tardío al Terciario Medio. Estas conforman paquetes que por edades y posición se han clasificado en dos series; la Volcánica Superior y Volcánica Inferior.

### Serie Volcánica Inferior

**Formación Riolítica.**- La formación riolítica está cubierta por la formación andesítica y probablemente descansa en una roca cuya composición también es andesítica, según evidencias de campo observadas en el arroyo Palmarejo al suroeste de la mina. Consta de tobas de ceniza y polvo volcánico feldespático, totalmente afaníticas, de color café claro a rosado. Se encuentra muy silicificada y piritizada con abundante ramaleo de cuarzo, sobre todo en la cercanía de la veta.

**Formación Andesítica.**- Esta formación, de aproximadamente 500 m de espesor, descansa concordantemente con la formación riolítica y cubre casi en su totalidad la superficie de la mina.

Consiste de una toba de ceniza de color verde oscuro a verde claro y textura afanítica; sin embargo, en algunos lugares de la mina presenta un aspecto fanerítico con fenocristales blancos de plagioclasa.

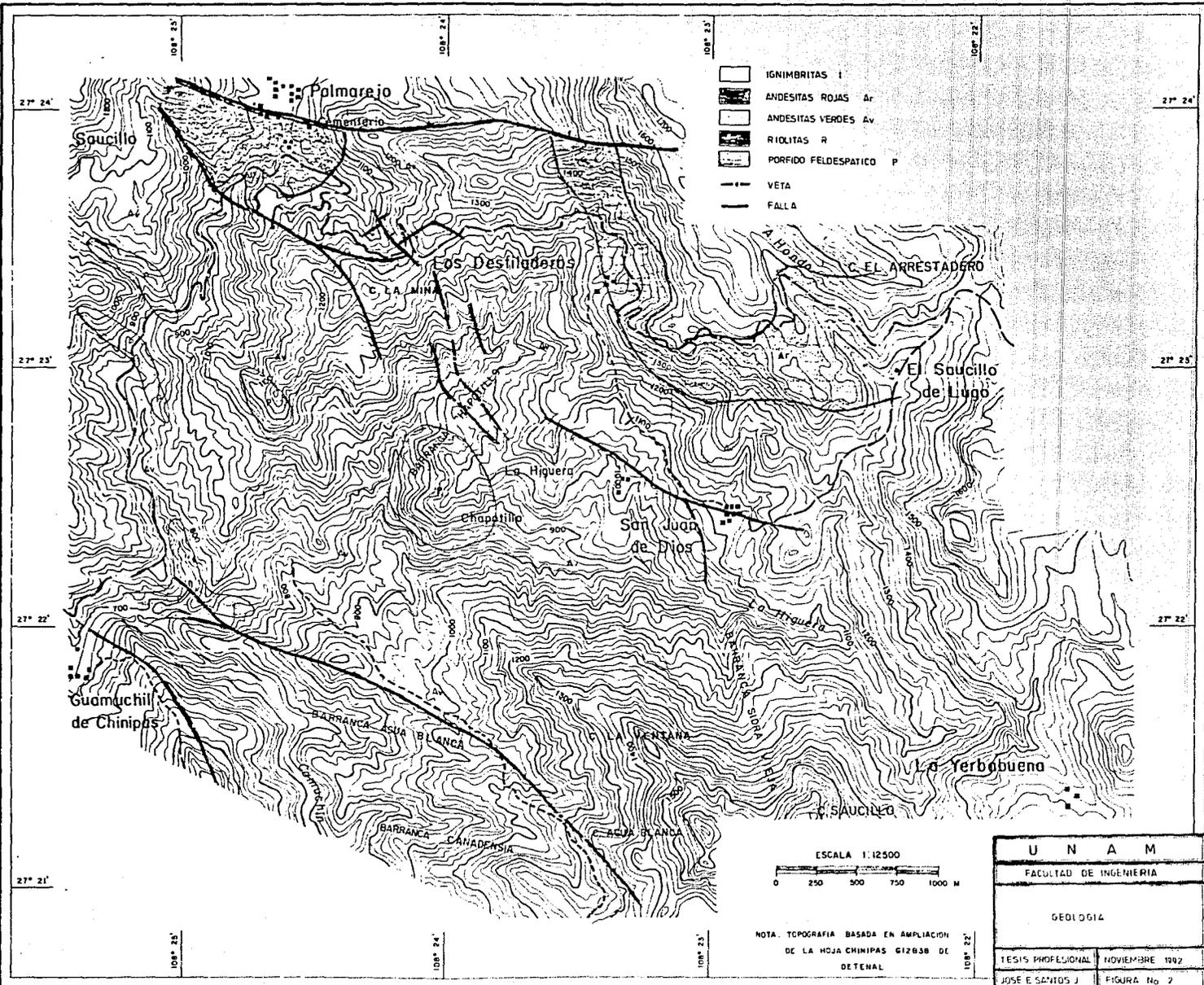
Un rasgo distintivo de esta unidad es la presencia de amígdalas rellenas de calcita, zeolita y clorita. La alteración más marcada que presenta es una oxidación de tipo propilitico sobre todo en los respaldos de la veta.

### Serie Volcánica Superior

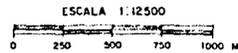
Las rocas de la Serie Volcánica superior sobreyacen en marcada discordancia con la formación andesítica y representan las rocas más jóvenes del distrito ya que son de edad post-mineral.

Consta de una capa de ingnimbritas de composición riolítica, estratificadas y pobremente consolidadas, de color rosado y textura afanítica. La alteración más marcada es la oxidación. En la zona, esta roca aflora en el lado norte del arroyo Palmarejo.

La Figura No. 2 muestra los rasgos de la geología.



- IGNIMBRITAS I
- ANDESITAS ROJAS Ar
- ANDESITAS VERDES Av
- RIOBITAS R
- PORFIDO FELDEPATICO P
- VETA
- FALLA



NOTA. TOPOGRAFIA BASADA EN AMPLIACION DE LA HOJA CHINIPAS 62638 DE DETENAL

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
GEOLOGIA	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS J.	FIGURA No. 2

## II.1.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Los rasgos estructurales están definidos por un sistema de fallas con rumbo predominante NW - SE y echados tanto al SW como al NE; las fallas son de tipo normal y sirvieron para alojar a las soluciones mineralizadas.

La estructura principal es la falla donde se aloja la veta La Prieta; tiene un rumbo que varía de N 55° W a N 75° W y un echado entre 35° y 75° al SW.

Una gran parte de los ramales que se desprenden de la estructura principal son fracturas de tensión desarrolladas por cambios en la dirección del fallamiento.

La potencia de la zona mineralizada varía considerablemente, es mayor en los ángulos agudos formados entre la estructura principal y sus bifurcaciones donde el fracturamiento ha sido intenso; alejándose de esos puntos el fracturamiento se reduce, así como la potencia.

De las fallas post-minerales identificadas, una se ubica cerca del poblado de Palmarejo y presenta un rumbo NW-SE con echado al NE. Esta falla coloca a la Serie Volcánica Superior (en el alto) en contacto con la Serie Volcánica Inferior (al bajo), indicando un desplazamiento de tipo normal, al parecer de varios cientos de metros. Otra de las fallas se muestra en el interior de la mina hacia el lado oriente, su rumbo es también NW - SE y el echado varía entre 40° y 60° al SW. Es de tipo normal y desplaza a la veta La Prieta en algunos niveles.

## II.1.3 YACIMIENTOS MINERALES Y MINERALOGIA

Las vetas principales que se han trabajado en la mina Palmarejo son: La Prieta, Victoria y La Blanca.

La Prieta es la veta principal y muestra un rumbo que varía de N 55° W a N 75° W y un echado entre 35° y 75° al SW; su espesor es variable ya que va desde 0.8 m hasta 8.0 m. Aflora irregularmente en superficie y se le conoce una longitud de 2 km.

Victoria es un desprendimiento de La Blanca y se une hacia el oriente con la Prieta. Tiene un rumbo N 80° W y echado de 40° a 70° al SW, con un espesor de 1.5 a 2.0 m. Esta veta no aflora en superficie y sólo se observa en algunos niveles de la mina.

La Blanca es en extensión la veta más grande que se desprende de La Prieta. Tiene rumbo N 20° W y echado de 60° al SW; su intersección con La Prieta se conoce en el nivel principal de la mina. Esta estructura tiene como característica ser muy incompetente. Su espesor promedio es de 2.0 m.

Además de las mencionadas, existen otras vetas pertenecientes al sistema; hacia el alto de La Prieta se encuentran las vetas San Juan de Dios y la 220, al bajo están El Moa, Rosario, Santo Domingo y dos más que aún no están bien delimitadas. La Figura No. 3 es un croquis de la disposición de los cuerpos minerales.

Dentro del mismo Distrito, sólo que al sureste de Palmarejo está la veta Guadalupe, que actualmente se explora.

Estos yacimientos son considerados como de relleno de falla o fisura y su origen es hidrotermal, de tipo epitermal. Se han identificado inclusiones de cuarzo que indican la presencia de fluidos ricos en vapor, lo que demuestra que al momento de la mineralización las soluciones se encontraban en estado de ebullición.

Las estructuras muestran una distribución típica de sistemas epitermales, la presencia de zonas favorables mineralizadas con una extensión vertical limitada y una lateral más difundida.

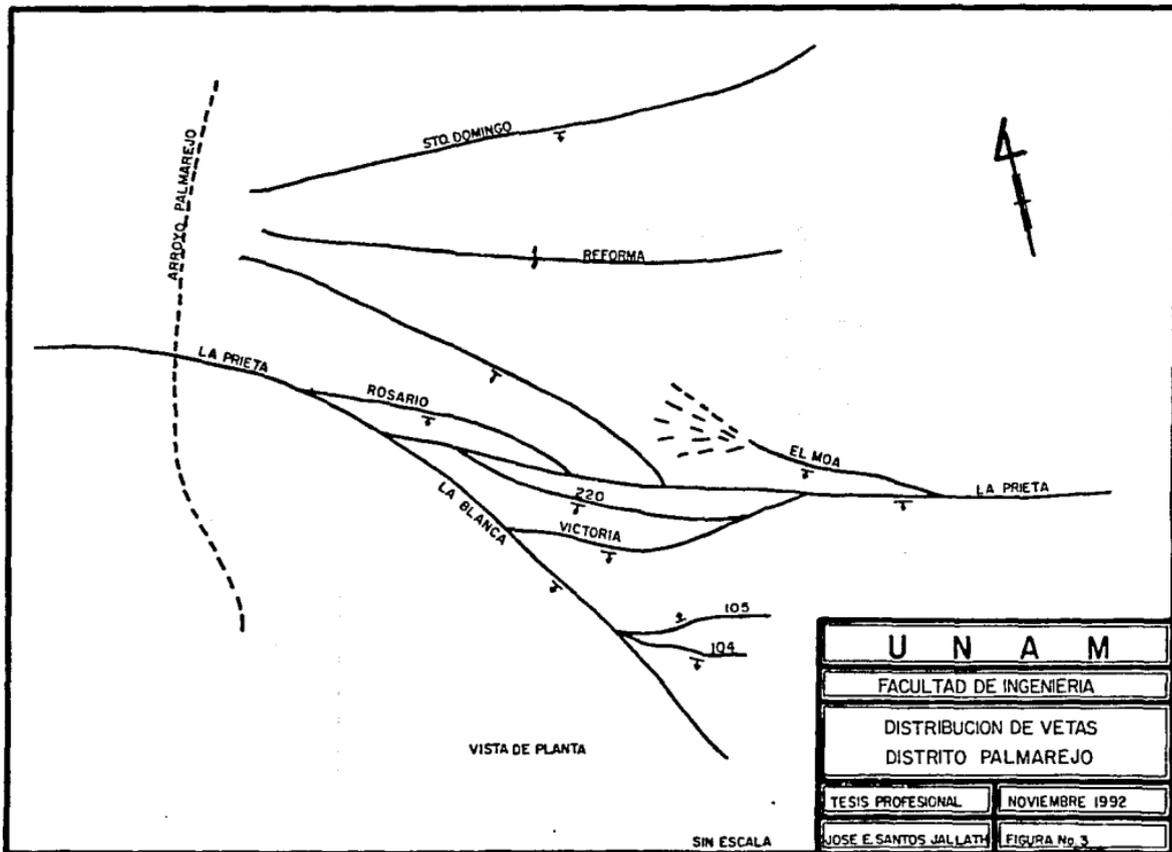
La mineralización consiste en cuarzo, calcita y cantidades menores de rodonita. En cuanto a sulfuros que puedan ser considerados como ganga están la pirita y granos ocasionales de calcopirita, galena y esfalerita. La mena la constituyen sulfuros de color negro de grano sumamente fino, con valores de plata y oro, probablemente argentita en su mayor parte.

La roca encajonante presenta efectos de alteración hidrotermal, que consiste principalmente en cloritización, piritización y silicificación.

## II.2 RESERVAS DE MINERAL

La cubicación de reservas para los bloques ubicados arriba del nivel 6 se hizo con base en un muestreo realizado a lo largo de la veta sobre las obras a cada 2 m. Una vez analizadas las muestras, la clasificación de reservas se hizo de acuerdo a la confiabilidad de la estimación.

Los resultados fueron los siguientes:



	RESERVAS (tons)	LEYES (g/ton)	
		Au	Ag
ZONA ORIENTE			
Probadas	14,516	2.1	260
Indicadas	5,579	2.2	276
Posibles	28,132	1.3	150
TOTAL	48,227		
ZONA CENTRO			
Probadas	8,748	2.3	290
Indicadas	14,580	2.0	275
Posibles	34,992	1.5	165
TOTAL	58,320		
ZONA PONIENTE			
Probadas	9,113	2.5	305
Indicadas	15,187	2.0	287
Posibles	36,450	1.8	180
TOTAL	60,750		

De acuerdo a la clasificación de reservas, las totales son:

RESERVAS	TONELADAS	LEYES (g/ton)	
		Au	Ag
Probadas	32,377	2.3	285
Indicadas	35,346	2.1	279
Posibles	99,574	1.5	165
Total	167,297		

## C A P I T U L O    I I I

### SITUACION ACTUAL DE LA MINA

En este capítulo se presenta un panorama general de la mina, de las operaciones, los servicios y la infraestructura de la Unidad Minera. Esto es con el fin de tener presentes las condiciones bajo las cuales se propondrán los cambios en la producción.

#### III.1 DESCRIPCION GENERAL

La mina Palmarejo ha sido dividida en dos secciones, teniendo como base los cuerpos mineralizados de mayor extensión, La Prieta y La Blanca. Este último, por el momento no se trabaja debido a la incompetencia de la estructura y a que en su mayor parte es inaccesible; sin embargo, se tienen planos que muestran los laborios trabajados en la antigüedad.

La Prieta presenta mejores condiciones para su explotación; hasta ahora se han trabajado además de ésta, las vetas Victoria, 220 y El Moa, estando en preparación la veta Rosario.

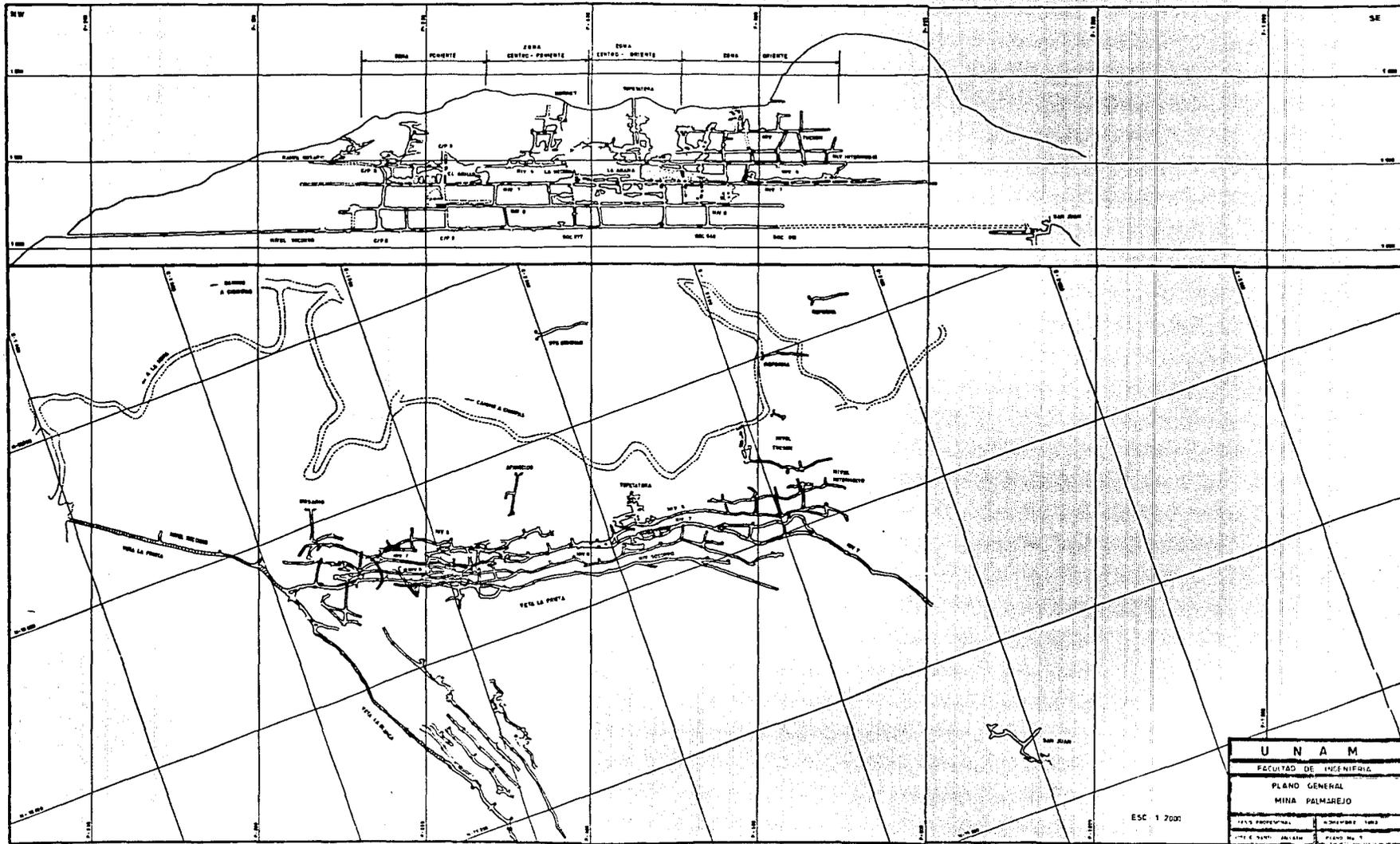
Sobre la veta La Prieta, la mina consta de siete niveles, siendo el nivel Socorro el principal y general de acarreo. Abajo de éste y con diferencia de elevaciones de 104 m, está el nivel Dios Padre con un desarrollo de 230 m. Arriba de Socorro se tienen los niveles 8, 7, 6, Intermedio y Tucson. Ver Plano No.1.

Todos ellos están comunicados por caminos de escalera y hay obras que salen a superficie, siendo buena la ventilación en términos generales.

Se trabajan dos turnos diarios durante seis días a la semana y la capacidad instalada es de 120 ton/día.

#### III.2 OPERACIONES

Las operaciones en la mina siguen tres etapas que son: desarrollo, preparación y tumba; se llevan a cabo de manera simultánea y constituyen un ciclo. De este modo los trabajos tienen una secuencia adecuada, pues hay lugares en desarrollo, en preparación y en explotación, simultáneamente.



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PLANO GENERAL	
MINA PALMAREJO	
ING. PROFESIONAL CARLOS GARCIA	DICIEMBRE 1983 PLANO No. 1

Por ejemplo, el nivel 8 está en desarrollo hacia el lado oriente; la veta Rosario está en preparación, colándose una rampa desde superficie hasta el nivel 6 y continuando el contrapozo 2 al mismo nivel 6 y en tumbe se tienen los rebajes 625 y 665 en el nivel 7.

El método de minado que se aplica en cada rebaje depende de las características y rasgos que muestran tanto la veta como la roca encajonante; por ejemplo, los rebajes 625 y 665 se explotan con el método de rebajes abiertos con pilares irregularmente distribuidos.

La barrenación se hace con perforadora de pierna neumática y se emplean barras de 1.8 m de largo y 1 1/2" de diámetro. La plantilla usada en los rebajes es rectangular de 0.7 x 0.7 m.

Para las frentes y contrapozos, las plantillas de barrenación varían de 20 a 25 barrenos, dependiendo de la sección que se requiera, ya sea de 1.8 x 1.8 m ó 2.0 x 2.0 m. La cuña generalmente usada es la triangular de seis barrenos.

Los explosivos son Tovex 100 y Supermexamón "D"; como artificios se tienen fulminantes del número 6, cañuela, conectores y thermalita.

La rampa Rosario tiene como finalidad comunicar la superficie con el nivel 6 y preparar el bloque superior de las vetas Rosario y La Prieta. La sección de la obra es de 3.0 x 3.0 m, con una plantilla de 29 a 31 barrenos y se desarrollan 60 m. El rezagado se hace con un cargador frontal de 2 yd<sup>3</sup>. El contrapozo 2 es parte de la preparación de la veta y servirá como chorreadero general.

Una vez tumbado el mineral, se rezaga con winche neumático y escropa hasta el nivel inmediato inferior y después se acarrea con carros de 0.8 ton. El mineral cae en las tolvas del nivel Socorro y de aquí se extrae en conchas de 1.3 ton jaladas por una locomotora de baterías tipo "Mancha".

Fuera de la mina, se vacía el mineral en un chorreadero que va hasta la elevación del nivel Dios Padre, cayendo en dos rebajes que sirven como tolva. De ahí se conduce con conchas a la tolva de gruesos de la planta de beneficio.

### III.3 EQUIPO DISPONIBLE

El equipo con que se cuenta para realizar las operaciones de la mina es el siguiente :

**CANTIDAD****C A R A C T E R I S T I C A S**

1	Compresor Atlas Copco XA350 con capacidad de 750 pcm.
1	Compresor Gardner Denver 750 modelo SPQUD con capacidad de 750 pcm.
8	Perforadoras de pierna neumática Atlas Copco BBC-16W.
2	Winches neumáticos Joy de doble tambor con capacidad de 3/4 ton.
3	Winches neumáticos Denver Quincy WME 22 de doble tambor y capacidad de 3/4 ton.
3	Escrepas con capacidad de 0.255 m <sup>3</sup>
3	Escrepas con capacidad de 0.120 m <sup>3</sup>
1	Pala neumática EIMCO de 2 ft <sup>3</sup>
1	Locomotora de baterías tipo Mancha.
12	Conchas de 1.3 ton de capacidad.
5	Carros mineros de 0.8 ton.
1	Cargador frontal Wagner ST-82 de 2 yd <sup>3</sup>

En general el equipo está en buenas condiciones y casi en su totalidad se ocupa en las diferentes labores.

### III.4 SERVICIOS Y RECURSOS

Entre los servicios con que cuenta la mina se tiene un camino de terracería que comunica con el pueblo y la planta de beneficio, un pequeño almacén, cuarto de lámparas, cuarto de compresores, dos polvorines, un tanque de almacenamiento de diesel con capacidad de 10,000 litros y energía eléctrica generada con cuatro plantas a diesel con capacidad total de 750 KW

Dentro de la mina está tendida la red de agua y aire que lleva el suministro a todas las labores.

El agua para los niveles Intermedio, 6 y 7 se abastece de una pila que está en la parte superior del cerro y para los niveles 8 y Socorro se toma de un barreno que en el nivel 8 comunicó con un manto acuífero.

El aire se conduce desde fuera de la mina sobre el nivel Socorro, estando conectados ambos compresores a la misma red de distribución. La tubería sobre el nivel general Socorro es de 3" de diámetro y es de 2" hacia los niveles superiores.

El mantenimiento del equipo en general se hace en el taller mecánico - eléctrico ubicado en la planta de beneficio, pero para el equipo pesado (cargador frontal, pala y locomotora) el mantenimiento se da en la mina.

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

Empleados	10
Trabajadores Mina	38
Trabajadores Planta	18
Trabajadores Superficie	7
Total	<u>73</u>

## C A P I T U L O    I V

### ANALISIS Y SELECCION DE METODOS DE MINADO

En este capítulo se hace un análisis del comportamiento geológico-estructural de la veta La Prieta, así como de las características de las obras y operaciones mineras. Para ello se divide a la veta en tres zonas: Poniente, Centro y Oriente.

En cada una de ellas se hace la descripción de los rasgos geológicos con los que, en primera instancia, se tendrá una idea de los métodos de minado que podrán ser aplicados.

Posteriormente se enlistan una serie de factores que a nivel Unidad Minera tienen una importancia significativa en la selección; así, conjuntamente con las características geológicas, se determinarán los métodos de minado que mejor se adapten a las necesidades de explotación en cada una de las zonas en las que se dividió la veta La Prieta.

#### IV.1 CONDICIONES Y CARACTERISTICAS DEL DEPOSITO

Como se describió en la parte de geología, la veta La Prieta es la madre de un sistema de vetas que conforman la zona de más interés en el Distrito Palmarejo. En su extensión presenta variaciones importantes en cuanto al comportamiento, la potencia, el echado y la mineralización, que aunados a la roca encajonante, son las características más marcadas que cambian a lo largo de la veta.

Esta disposición de la estructura requiere que los métodos de minado aplicados sean diferentes, dependiendo de las condiciones que se van presentando. Para los fines de este trabajo, se analiza el comportamiento de la veta del nivel 6 hacia arriba.

De acuerdo con los rasgos geológicos existentes, se puede dividir a la veta La Prieta en tres zonas: poniente, centro y oriente. Estas se estudian por separado para establecer el método de minado apropiado en cada una de ellas. El Plano No. 1 muestra la división de la veta en zonas.

#### ZONA PONIENTE

El lado poniente corresponde a una serie de ramaleos en donde a

partir de La Prieta se desprenden otras vetas como son La Blanca, Victoria, 220 y Rosario; esta última junto con La Prieta se convierten en las más importantes.

Estos ramaleos que se desprenden de La Prieta forman un cuerpo bastante potente, que podría verse como un stockwork y las leyes que se presentan resultan muy atractivas. Aunque aún no se delimita completamente a lo ancho, se puede considerar una potencia entre 7 y 15 m. El buzamiento para cada veta es diferente pero en conjunto varía de 70° a 80°.

El comportamiento de las vetas es uniforme verticalmente, ya que están bien definidas tanto en superficie, como en niveles inferiores.

En esta zona la roca va de medianamente competente a competente, mientras que el mineral es competente. Esto se puede observar en algunas obras antiguas del nivel 6.

Las leyes promedio están en el orden de 2.5 g/ton de Au y 305 g/ton de Ag.

#### ZONA CENTRO

La zona centro puede dividirse en centro poniente (CW) y centro oriente (CE). Está constituida por los rebajes del nivel 7, que se conocen con los nombres de La Araña, El Grillo y La Hormiga. Estos ya han sido trabajadas en parte, pero las características de la veta continúan arriba del nivel 6.

Presenta algunos ramaleos menores al bajo, correspondientes a la veta El Moa, que se han seguido, dejando a La Prieta intacta en algunos lugares. Sin embargo, pese a los trabajos realizados en la zona, el potencial de reservas existente es importante.

Aquí la veta se muestra más echada que en la zona poniente, con una inclinación que va de 50° a 65°. La potencia también disminuye pues sólo se trata de una estructura; no obstante se tiene un ancho promedio de 6 m, disminuyendo ligeramente hacia arriba.

El mineral es competente, mientras que la roca encajonante se considera medianamente competente. La distribución de valores es variable pero no muy marcada, en términos generales es de 2.3 g/ton de Au y 290 g/ton de Ag.

## ZONA ORIENTE

La zona oriente representa una serie de bloques delimitados por los niveles 6, Intermedio y Tucson. Estos no han sido trabajados y casi en su totalidad son accesibles. El muestreo hecho en cada uno de ellos los constituye como un cuadro importante de reservas, con leyes promedio de 2.1 g/ton de Au y 260 g/ton de Ag.

El oriente muestra variaciones más marcadas en cuanto a las características geológicas. El buzamiento en las partes cercanas al centro varía entre 40° y 45°, pero al oriente llega a ser de 35° y hasta 30°.

La potencia también cambia considerablemente, pues aquí disminuye y se mantiene en un promedio de 1.3 a 2.0 m. En cuanto a la competencia, la roca encajonante y el mineral permanecen igual que en la zona centro.

## IV.2 FACTORES A CONSIDERAR EN LA SELECCION

Dentro de lo que es la explotación de un depósito mineral, la selección de los métodos de minado es una tarea que requiere especial atención pues de ella depende, en gran medida, que las operaciones minero - metalúrgicas se realicen en forma óptima.

Para llevar a cabo esta tarea, es necesario considerar una serie de factores que no se limitan solamente a las operaciones de la mina, sino que abarcan y tienen gran influencia en las operaciones a nivel Unidad. Es decir, que para la selección de un método de minado se debe tener una visión general de las condiciones de operación actuales y de las que estén planeadas a futuro, a fin de establecer un equilibrio entre la explotación del yacimiento, el beneficio del mineral y las condiciones económicas.

Los factores a considerar son:

### Geológicos

- a) Inherentes al yacimiento tales como forma, tamaño, posición espacial y profundidad.
- b) Grado de mineralización y distribución de los valores dentro del depósito.
- c) Propiedades mecánicas del yacimiento y de la roca encajonante.

## Operativos

- d) Ritmo de producción, capacidad instalada, infraestructura, grado de capacitación del personal y posibilidades de ampliación en la mina y planta.
- e) Seguridad en las operaciones y prevención de contaminación ambiental.

## Económicos

- f) Rangos de producción, costos de minado y precio del producto.
- g) Posibilidades económicas de la empresa.

Todos ellos manejados en conjunto conducen a elegir uno o más métodos que se adapten de la mejor manera a las necesidades actuales y futuras en la explotación de un depósito mineral.

### IV.3 SELECCION DE LOS METODOS DE MINADO

Una vez que ya se han establecido las características geológicas, debe analizarse la situación de la mina en cuanto a tamaño de obras, tipo de equipo existente, ritmo de producción deseado, seguridad, servicios, etc.. Todos estos factores en conjunto determinarán qué métodos son factibles de aplicar en la mina.

En nuestro caso un punto importante a considerar es la existencia de lugares parcialmente trabajados en la antigüedad, que en un momento dado podrían dificultar la preparación y explotación; ésto no es obstáculo para que se pueda aplicar un método específico, sino al contrario es una oportunidad de corregir y en lo sucesivo llevar una explotación técnicamente más eficiente, aunque dicha corrección no sea fácil.

Uno de los parámetros que influyen de manera determinante en la selección de los métodos es el referente al ritmo de producción deseada; en nuestro caso éste lo rige la planta de beneficio, ya que con una capacidad de 100 ton/día no se puede pensar en métodos altamente productivos.

Aunque en algunos lugares las dimensiones del depósito son propicias para producir grandes volúmenes, se deben considerar métodos que se adecúen a las necesidades de mineral en la planta de beneficio.

También, deben tomarse en cuenta el tamaño de las obras que en

promedio es de 2.0 x 2.0 m y el tipo de equipo convencional que se utiliza en las operaciones: perforadoras de pierna, winches neumáticos, escrapas y locomotoras de batería. Esto es con el fin de aprovechar las obras y equipo que se tienen de modo tal que se obtenga la producción deseada sin necesidad de realizar una inversión mayor.

Por lo anterior, primeramente se presentarán una serie de métodos de minado que son aplicables de acuerdo a las características del yacimiento mineral y a las condiciones existentes en la mina; después se seleccionará en cada zona aquel que mejor se adapte.

Con la finalidad de facilitar el análisis de los métodos propuestos, en la Tabla No. 1 se muestran con sus principales características.

Una vez analizado cada uno de los métodos, a continuación se seleccionará el adecuado para cada una de las zonas en las que se ha dividido la veta La Prieta.

#### ZONA PONIENTE

La zona poniente presenta varias estructuras mineralizadas cuyo echado varía de 70° a 80°, la potencia de 7 a 15 m (10 m en promedio) y la roca encajonante, así como el mineral son competentes.

De acuerdo a las dimensiones del cuerpo mineral, podría aplicarse un método altamente productivo; sin embargo, la capacidad de la planta de beneficio, el tamaño de obras, las reservas existentes, el equipo disponible, el grado de capacitación del personal y las posibilidades de inversión, son factores que no permiten una alta mecanización en la mina.

Pasado en los factores geológicos mencionados para una primera selección, el corte y relleno con tepetate, así como el tumbé sobre carga son dos métodos que pueden adaptarse fácilmente a las condiciones actuales y su flexibilidad hace posible trabajar con los parámetros que requieran las operaciones.

El corte y relleno presenta una serie de ventajas muy importantes, como son la disposición inmediata del mineral, la alta selectividad y un amplio rango de producción. No obstante para la aplicación de este método en la zona poniente, se tendrían que realizar obras adicionales, como contrapozos, para llevar el material de relleno desde superficie; el volumen de tepetate o de jal por utilizar sería muy grande y mayor su movimiento y debido al

METODOS CARACTERISTICAS		TUMBE SOBRE CARGA	CORTE Y RELLENO CON TEPETATE	TAJ.A No. 1 METODOS APLICABLES CORTE Y RELLENO HIDRAULICO	TUMBE POR SUBNIVELES	REBAJES ABIERTOS CON PLARES	CUARTOS Y PLARES
1) TIPO DE YACIMIENTOS A LOS QUE SE APLICAN	CUERPOS DISEMINADOS - VETAS - CHIMENEAS - STOCKWORK	CUERPOS DISEMINADOS - VETAS - CHIMENEAS - STOCKWORK	CUERPOS DISEMINADOS - VETAS - CHIMENEAS - STOCKWORK	CUERPOS DISEMINADOS - VETAS - CHIMENEAS - STOCKWORK	CUERPOS DISEMINADOS - VETAS POTENTES - CHIMENEAS - STOCKWORK	MANTOS - VETAS ANCHAS	MANTOS
2) CARACTERISTICAS GEOLOGICAS	POTENCIA VARIABLE 1 A 10 m - BUZAMIENTO MAYOR 80 - ROCA ENCAJONANTE - MINERAL COMPETENTE - MINERALIZACION - UNIFORME	POTENCIA VARIABLE MAYOR DE 2 m - BUZAMIENTO MAYOR 45 - ROCA ENCAJONANTE - DE COMPETENTE A SEMI-COMPETENTE - MINERAL DE PREFERENCIA - COMPETENTE - MINERALIZACION VARIABLE	POTENCIA VARIABLE MAYOR DE 2 m - BUZAMIENTO MAYOR 45 - ROCA ENCAJONANTE - DE COMPETENTE A SEMI-COMPETENTE - MINERAL DE PREFERENCIA - COMPETENTE - MINERALIZACION VARIABLE	POTENCIA VARIABLE MAYOR DE 2 m - BUZAMIENTO MAYOR 45 - ROCA ENCAJONANTE - DE COMPETENTE A SEMI-COMPETENTE - MINERAL DE PREFERENCIA - COMPETENTE - MINERALIZACION VARIABLE	CUERPOS POTENTES MAYORES DE 5 m - BUZAMIENTO MAYOR 80 - ROCA ENCAJONANTE - DE COMPETENTE A SEMI-COMPETENTE - MINERAL COMPETENTE - MINERALIZACION - UNIFORME	CUERPOS POCO POTENTES 1.5 A 2.5 m - BUZAMIENTO VARIABLE - ROCA ENCAJONANTE - DE COMPETENTE A SEMI-COMPETENTE - MINERAL COMPETENTE - MINERALIZACION VARIABLE	POTENCIA VARIABLE 1.5 A 10 m - BUZAMIENTO 0 - 30 - ROCA ENCAJONANTE - DE COMPETENTE A SEMI-COMPETENTE - MINERAL COMPETENTE - MINERALIZACION VARIABLE
3) RANGOS DE PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD	VARIABLE DE PLAZO DEL TAMAÑO DEL REBAJE Y DE LOS LUGARES DE BARRENACION. PUEDE SER DE POCO A ALTAMENTE PRODUCTIVO	VARIABLE DEPENDE DEL TAMAÑO DEL REBAJE Y DEL GRADO DE MECANIZACION. PUEDE SER DE MEDIANO A ALTAMENTE PRODUCTIVO	VARIABLE DEPENDE DEL TAMAÑO DEL REBAJE Y DEL GRADO DE MECANIZACION. PUEDE SER DE MEDIANO A ALTAMENTE PRODUCTIVO	VARIABLE DEPENDE DEL TAMAÑO DEL REBAJE Y DEL GRADO DE MECANIZACION. PUEDE SER DE MEDIANO A ALTAMENTE PRODUCTIVO	METODO ALTAMENTE PRODUCTIVO PARA CUERPOS POTENTES	POCO A MEDIANAMENTE PRODUCTIVO. DEPENDE DE LA POTENCIA DEL YACIMIENTO	POCO A MEDIANAMENTE PRODUCTIVO. DEPENDE DE LA POTENCIA DEL MANTO Y DEL GRADO DE MECANIZACION
4) EQUIPO	REQUERTE DE EQUIPO CONVENCIONAL. PERFORADORA PNEUMÁTICA DE PIERNA	VARIABLE, CON EQUIPO CONVENCIONAL. EQUIPO MECANIZADO DEPENDE DE LAS DIMENSIONES DEL YACIMIENTO	VARIABLE, CON EQUIPO CONVENCIONAL. EQUIPO MECANIZADO DEPENDE DE LAS DIMENSIONES DEL YACIMIENTO	VARIABLE, CON EQUIPO CONVENCIONAL. EQUIPO MECANIZADO DEPENDE DE LAS DIMENSIONES DEL YACIMIENTO	GENERALMENTE EQUIPO MECANIZADO DE POCO A LAS DIMENSIONES DEL YACIMIENTO Y A LOS RITMOS DE PRODUCCION QUE ALCANZA	EQUIPO CONVENCIONAL DE BARRENACION Y REZAGADO	VARIABLE, EQUIPO CONVENCIONAL. EQUIPO MECANIZADO, DEPENDE DEL TAMAÑO Y DEL RITMO DE PRODUCCION
5) PREPARACION	- COP DE ACCESO - COP DE VENTILACION - SUBNIVEL PARA INICIO DEL TUMBE - CONOS DE CAPTACION - CRUCEROS DE EXTRACCION	- COP DE ACCESO Y VENTILACION - METALENAS - REFERIALES - SUBNIVEL PARA INICIO DEL TUMBE - CRUCEROS DE EXTRACCION	- COP DE ACCESO - METALENAS - REFERIALES - SUBNIVEL PARA INICIO DEL TUMBE - DUCTOS PARA LA INTRODUCCION DEL JAL - SUBNIVEL DE INICIO - CRUCEROS DE EXTRACCION	- RANPA DE ACCESO - COP RANPA - CRUCEROS DE ACCESO - SUBNIVEL - CONOS DE CAPTACION - CRUCEROS DE EXTRACCION	- COP DE ACCESO - SUBNIVEL DE INICIO - METALENAS - PREPARACIONES PARA EL WINGHE - CRUCEROS DE EXTRACCION	- FRENTES DE ACCESO - FRENTES DE AVANCE - CRUCEROS - SUBNIVEL - CRUCEROS DE EXTRACCION	
6) VENTAJAS	- POCAS OBRAS DE PREPARACION - FLEXIBLE - REZAGADO POR GRAVEDAD - Poca MECANIZACION - SEGURO - ECONOMICO	- FLEXIBLE - SEGURO - DISFRUTE INMEDIATO DEL DEL MINERAL - ALTA RECUPERACION	- FLEXIBLE - SELECTIVO - DISFRUTE INMEDIATO DEL MINERAL - DISFRUTE INMEDIATO DEL RELLENO - BUENA VENTILACION - SEGURO - ALTA RECUPERACION	- METODO PRODUCTIVO - ECONOMICO - ALTA RECUPERACION - DISFRUTE INMEDIATO DEL MINERAL - REZAGADO POR GRAVEDAD - SEGURO - BUENA VENTILACION	- SELECTIVO - DISFRUTE INMEDIATO DEL MINERAL - PRODUCTIVO - BUENA VENTILACION - SEGURO - ECONOMICO	- SELECTIVO - DISFRUTE INMEDIATO DEL MINERAL - PRODUCTIVO - BUENA VENTILACION - SEGURO	
7) DESVENTAJAS	- NO ES INMEDIATO EL DISFRUTE DE MINERAL - PUEDE NO SER BUENA LA VENTILACION - PUEDE SER POCO SELECTIVO	- MANEJO DE TEPETATE - MUCHAS OBRAS DE PREPARACION - EL VAGADO Y DISTRIBUCION DE TEPETATE GENERA GRAN CANTIDAD DE POLVOS	- MANEJO DE JAL - MUCHO CONTROL EN LA GRAN COMETA DEL JAL - MUCHAS OBRAS DE PREPARACION	- PUEDE SER POCO SELECTIVO - MUCHAS OBRAS DE PREPARACION - ALTO GRADO DE MECANIZACION - ESPECIAL SUPERVISION EN LA RECUPERACION DE PLARES	- BAJA PRODUCCION - BAJA RECUPERACION - EL REZAGADO PUEDE SER LENTO - ESPECIAL SUPERVISION EN LA RECUPERACION DE PLARES	- MUCHAS OBRAS DE PREPARACION - CICLOS DE OPERACION LARGOS CUANDO NO ES MECANIZADO - BAJA RECUPERACION DEL CUERPO MINERAL	
8) ZONAS EN LAS QUE PUEN SER APLICABLES	PONIENTE CENTRO	PONIENTE CENTRO	PONIENTE CENTRO	PONIENTE	PONIENTE	ORIENTE	ORIENTE

ancho de la veta se haría muy lento el movimiento de mineral usando winche neumático y escrepa.

El tumbe sobre carga es un método más práctico, pero tiene la gran desventaja de no poder disponer inmediatamente del mineral. Sin embargo se adapta perfectamente a las características geológicas de la veta y sus rangos de producción, aunque no son muy amplios, si cumplen con los requerimientos de mineral.

El tumbe por subniveles desde el puente de vista geológico, sería muy recomendable ya que la potencia, el echado, la mineralización, la competencia de la roca encajonante y el mineral, son propicias para este método; sin embargo, el rango de producción y el alto grado de mecanización que se requeriría hacen que el método no sea adecuado para las necesidades de la mina.

Con la anterior comparación y de acuerdo a las condiciones de la mina, para la zona poniente se selecciona el método de tumbe sobre carga. Se apega al tipo de yacimiento, se cubren las necesidades de mineral y el equipo actual es suficiente para las operaciones; además resulta un método barato aún cuando de inmediato el mineral no se disfrute en su totalidad.

## ZONA CENTRO

En la zona centro, las características geológicas cambian respecto de las de la zona poniente. Aquí se tienen dos estructuras en la parte Centro Poniente y una sola en la Centro Oriente, el echado varía de 50° a 65°, la potencia es de 6 m en promedio, la roca encajonante es medianamente competente y el mineral es competente.

De la misma manera que en la zona poniente, en el centro también son aplicables los métodos de tumbe sobre carga y corte y relleno. Sin embargo, este segundo método parece ser de mejor adaptación dadas las condiciones existentes; además, debido a la mediana competencia de la roca encajonante, se requiere de un método de minado con soporte para mantener la estabilidad de la mina, lo cual no se tiene con el tumbe sobre carga.

En la zona, ya existen obras que pueden ser utilizadas para las operaciones en el corte y relleno, están La Tepetatera y El Hornet que anteriormente han servido para ventilación e introducción de servicios.

De acuerdo con la potencia de la veta, el equipo disponible es perfectamente utilizable (perforadoras de pierna, winches neumáticos y escrepas). Asimismo, el método es flexible y los ciclos de opera-

ción se pueden manejar según las necesidades de mineral.

El relleno a usar será tepetate pues además de que ya se tienen obras por donde se puede introducir el material desde la superficie, resulta más fácil su manejo. Comparativamente el relleno con jal resultaría más costoso debido a la ubicación de la mina respecto de la planta, pues la distancia horizontal así como la diferencia de elevaciones lo harían más problemático. Aunado a esto, el relleno hidráulico requeriría de un mayor número de obras de preparación.

#### ZONA ORIENTE

Hacia el oriente las características geológicas cambian considerablemente. En esta zona la potencia de la veta La Prieta se reduce, siendo entre 1.3 m y 2.0 m (1.7 m en promedio); el echado varía hasta 35° y la roca encajonante se mantiene medianamente competente.

La sección de las obras que delimitan a los bloques, generalmente es pequeña (1.8 x 1.8 m), debido al espesor de la veta.

Con estas características geológicas el método de rebajes abiertos con pilares es perfectamente aplicable, ya que se adapta especialmente a cuerpos angostos y con poco buzamiento, la explotación es eficiente y requiere de poca mecanización; en cambio para el método de cuartos y pilares la explotación sería lenta con el equipo existente (perforadora de pierna, winche neumático y escrepa).

El método se puede llevar en forma ascendente, dejando como protección pilares irregularmente distribuidos. Estos servirán como soporte durante la explotación dada la mediana competencia de la roca encajonante.

Además, es un método económico y seguro, que ofrece rangos de producción acordes con las necesidades de la unidad.

Para disfrutar de una mayor cantidad de mineral, el método puede ir acompañado de una recuperación de pilares que podrá llevarse simultáneamente con el tumbado para dejar atrás los posibles caídos, o bien, terminar la explotación para después recuperarlos. De esta forma, una vez terminada la explotación se cierra el acceso a los rebajes.

#### IV.4 APLICACION DE LOS METODOS SELECCIONADOS

Se ha hecho una selección de los métodos de minado que se consideran más adecuados a las condiciones geológico - mineras

prevalecientes; ahora deben analizarse las posibilidades técnicas y operativas para establecerlos.

Uno de los aspectos más importantes a evaluar es el referente a las obras antiguas, ya que éstas tienen gran influencia en la adaptación de los métodos discutidos.

El nivel 6 tiene una longitud total de 615 m aproximadamente, en su mayor parte es accesible y su sección general es de 1.80 x 1.80 m. No presenta fuertes desviaciones ya que sigue el rumbo franco de las estructuras. Sólo hay dos partes en las que está interrumpido: la primera, de poniente a oriente, es la que corresponde al rebaje conocido como El Venado, en donde la carga de mineral tumbado bloquea el paso y la segunda es el lugar llamado La Araña, que también está tapado por mineral de las obras antiguas. El resto del nivel presenta buenas condiciones para su ampliación.

En cuanto a las obras existentes arriba del nivel 6, puede decirse que la parte más trabajada es la zona Centro. Aquí se tienen algunos comidos sobre el nivel y frentes que no alcanzan gran desarrollo. Hacia el centro - poniente al parecer las obras están coladas sobre la veta El Moa, dejando a la veta La Prieta al alto.

La zona poniente también cuenta con algunas obras que se limitan a pequeños rebajes y subniveles poco desarrollados. Estos están colados sobre la veta 220 por lo que al bajo quedan sin trabajar La Prieta y Rosario.

Hacia el oriente no se muestran trabajos de explotación, sólo niveles y contrapozos que delimitan la veta en pequeños bloques. Puede decirse que esta zona está lista para explotarse; sin embargo, es conveniente esperar la ampliación del nivel 6 para de éste modo agilizar las operaciones de acarreo intermedio.

Como ya se mencionó la existencia de estas obras, hace que el establecimiento de los métodos seleccionados no sea tarea fácil, ya que requerirá del acondicionamiento previo de algunos lugares para iniciar la explotación en forma sistemática.

## C A P I T U L O    V

### PLANEACION DE LAS OPERACIONES

Una vez que se han seleccionado los métodos de minado apropiados para cada una de las zonas de la veta La Prieta, es necesaria una planeación de las operaciones que se realizarán cuando se apliquen dichos métodos.

En este capítulo se hace en primer lugar una descripción de los trabajos por realizar en el nivel 6, que será el nivel de acarreo intermedio para el mineral tumbado. Después, se hace referencia a la planeación de los ciclos de trabajo en cada uno de los métodos, buscando de manera específica la optimización de las operaciones para cumplir con las requerimientos de mineral de la planta de beneficio. Finalmente, se discute brevemente la utilidad del equipo actual.

#### V.1 RAMPAS ROSARIO - NIVEL 6

En la actualidad se ha terminado el cuele de una rampa con un desarrollo total de 60 m, partiendo desde superficie en la veta Rosario y terminando en el nivel 6 sobre La Prieta. Su sección es 3.0 x 3.0 m y la pendiente del 10%.

La rampa tiene varios objetivos que se contemplan a corto y largo plazo. Entre los primeros está el acondicionamiento de un crucero que comunica La Prieta con la veta La Blanca, para dar acceso a esta última por el nivel E y así poder comenzar a trabajar; los segundos se enfocan a la preparación y explotación de la veta La Prieta Poniente y Rosario.

La importancia de la rampa radica en el hecho de que se convertirá en punto de acceso para el equipo pesado hacia el nivel 6, que será el nivel de arrastre para el mineral de los bloques superiores.

#### V.2 AMPLIACION DEL NIVEL 6

Como se mencionó, la rampa Rosario llega hasta el nivel 6 en la zona del Contrapozo 2, donde comienza el crucero hacia la veta La Blanca (Plano No.1).

En esta parte el nivel 6 es accesible hacia el oriente hasta 35 m después del Contrapozo 3 y su sección promedio es de 1.8 x 1.8 m. Corresponde a la zona del stockwork y comprende a las vetas 220, La Prieta y Rosario.

El desarrollo total de la ampliación que se requiere es de 127 m totalmente sobre mineral, esto es, del paralelo P - 137 al P - 255 (Plano No. 2). La sección adecuada para que opere el cargador frontal de 2 yd<sup>3</sup> es de 3.0 x 3.0 m.

Aunque el nivel 6 continua, está tapado por retajes antiguos de un rebaje que se conoce con el nombre de El Venado. No se puede determinar con certeza el tonelaje existente, pero por relación con unas obras que hay sobre la veta El Moa, se considera superior a 300 toneladas.

Las muestras tomadas de la carga han resultado con leyes de 1.5 g/ton de Au y 180 g/ton de Ag por lo que se convierte en mineral aprovechable.

De los planos topográficos, se estima que la parte tapada por la carga de El Venado es de 15 m (P - 255 a P - 270). Los rasgos geológicos en esta zona indican que las obras están hechas todavía sobre la veta 220.

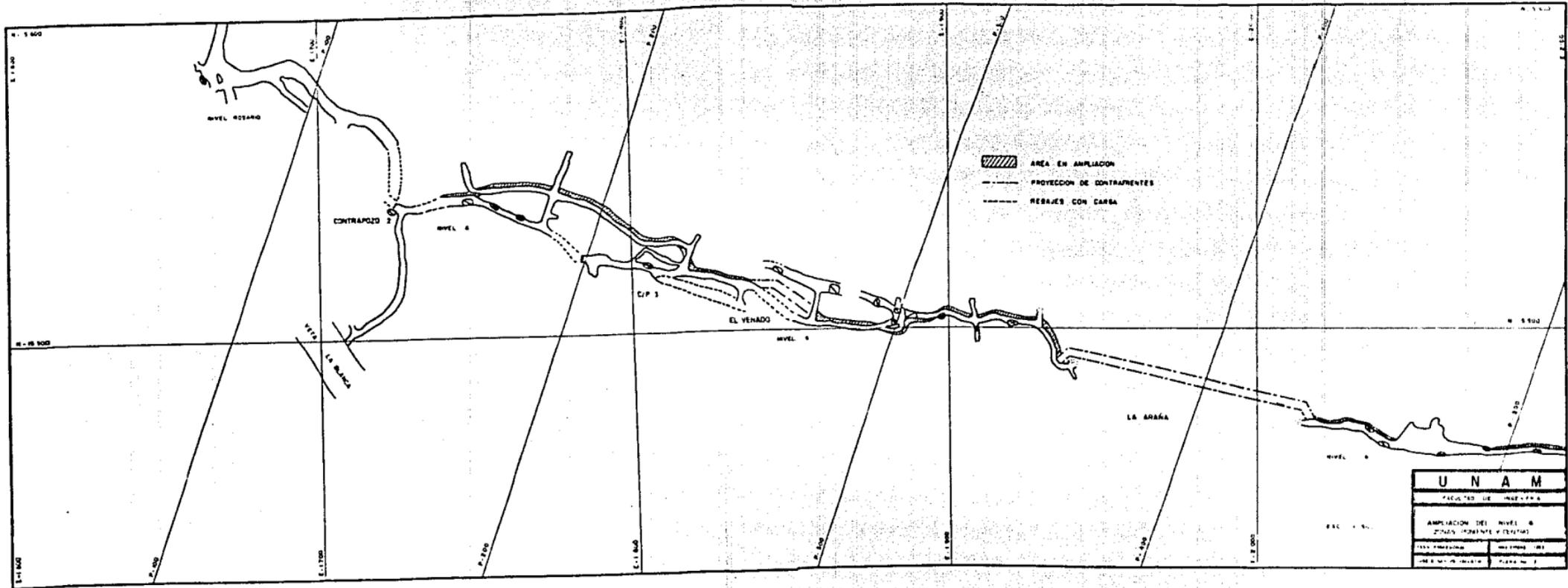
Después de El Venado el nivel 6 sigue ya sobre la veta La Prieta y parte de El Moa. Su sección permanece de 1.8 x 1.8 m y se requerirán ampliar 95 m (P - 270 a P - 360), hasta la parte centro conocida como La Araña, donde nuevamente el nivel está tapado por retajes antiguos (Plano No. 2).

La parte superior de El Moa ya está trabajada y hay algunas obras que comunican a superficie; pero es probable que la veta La Prieta no se haya tocado.

La Zona Centro que corresponde en su parte inferior al rebaje La Araña del nivel 7, está parcialmente explotada hacia arriba. El nivel se interrumpe por la carga de esas obras, que de acuerdo a la ley que tiene (1.4 g/ton de Au y 178 g/ton de Ag) también resulta aprovechable. La parte tapada es de 70 a 80 m (P - 360 a P - 434).

Pasando La Araña están los rebajes El Grillo y La Hormiga, y el nivel 6 vuelve a ser accesible. También muestra algunas obras en la parte superior y corresponden ya únicamente a la veta La Prieta. Sobre el mismo nivel 6 la sección aumenta y es de 2.0 x 2.0 m. hasta el paralelo P - 500, aunque hay algunos lugares que por la potencia de la veta son más anchos (Plan No. 2).

La longitud por desarrollar con esta sección es de 68 m (P - 434 a P - 500) y la ampliación será totalmente sobre mineral.



A partir de este punto comienza la parte oriente de la veta La Prieta, donde la potencia se reduce a un promedio de 1.6 m. Como ya se había señalado, esta zona está bloqueada hasta el tope del nivel 6 y no muestra obras donde se haya tumbado mineral (Plano No. 3).

La sección es de 1.8 x 1.8 m y se necesitarán ampliar 217 m (P - 500 a P - 700).

Llegando a este punto es conveniente continuar el desarrollo del nivel 6 para explorar hacia el oriente la veta La Prieta, pues por relación con las evidencias geológicas de los niveles inferiores hay continuidad.

Para calcular el tonelaje por tumbiar en la ampliación, se tomará en cuenta el área requerida para las secciones de las obras.

El cálculo se hará para 1.0 m de avance, considerando que la densidad del mineral es de 2.7 ton/m<sup>3</sup>.

- Tonelaje por metro para ampliación de 2.0 x 2.0 m a 3.0 x 3.0 m

$$T = 5.0 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ ton/m}^3 = 13.5 \text{ ton}$$

- Tonelaje por metro para ampliación de 1.8 x 1.8 m a 3.0 x 3.0 m

$$T = 5.8 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ ton/m}^3 = 15.6 \text{ ton}$$

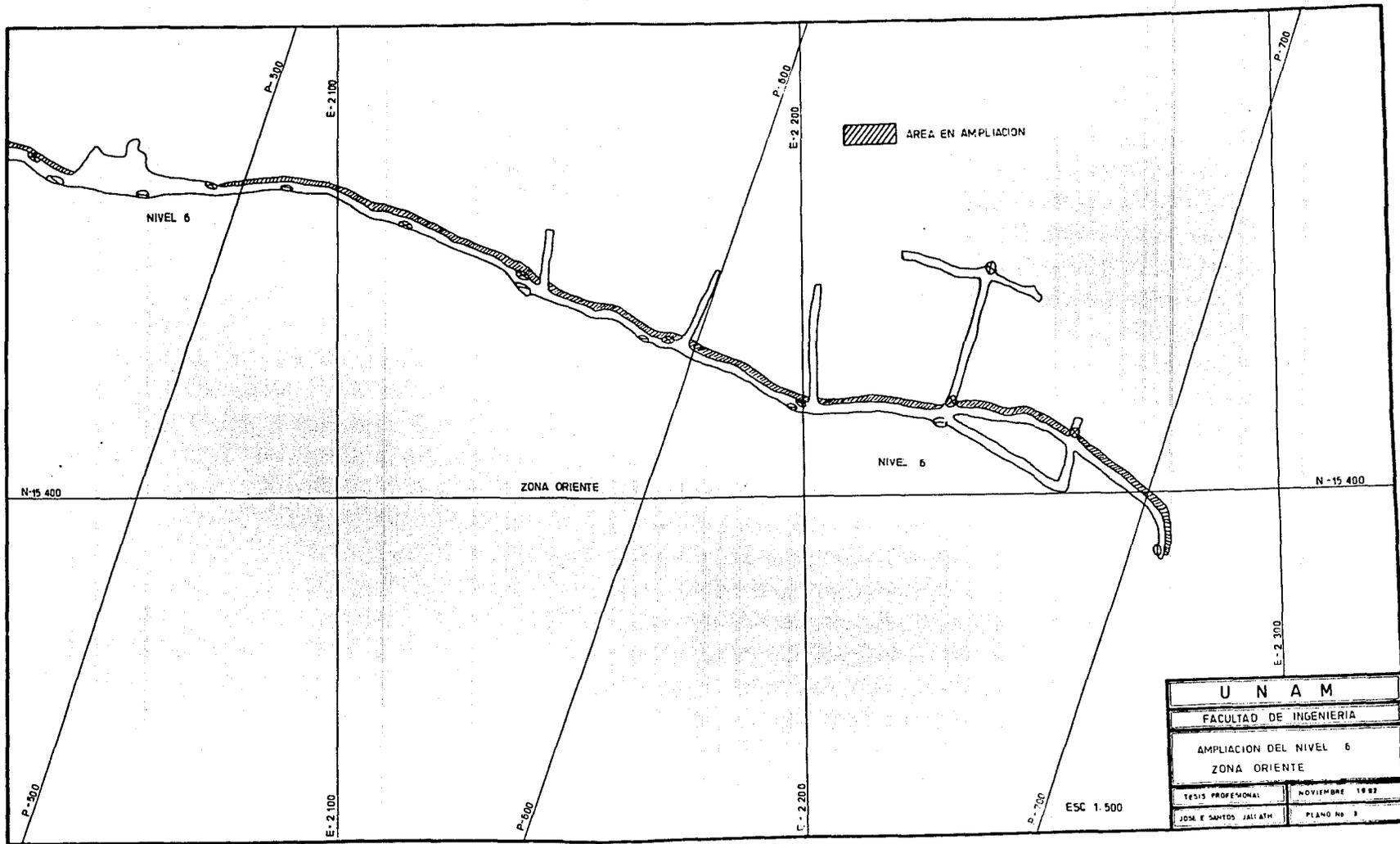
La ampliación del nivel puede hacerse con perforadora neumática de pierna usando barra de 2.4 m. Las Figuras No. 4 y No. 5 muestran la plantilla de barrenación para ampliar la sección de 1.8 x 1.8 m a 3.0 x 3.0 m y de 2.0 x 2.0 m a 3.0 x 3.0 m respectivamente.

A continuación se puede obtener el mineral por tumbiar en cada parte del nivel 6 según lo descrito.

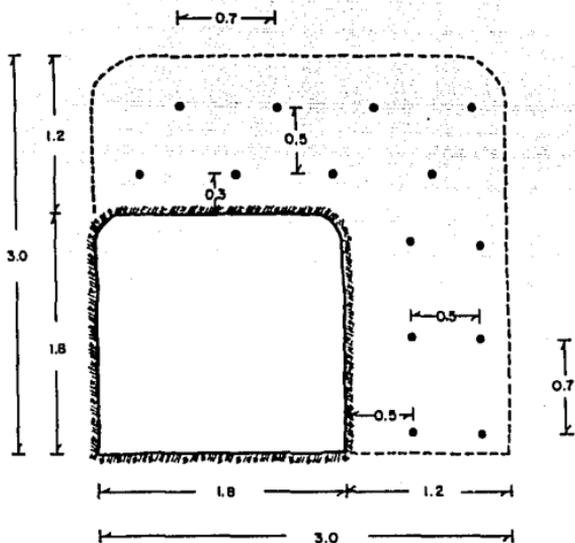
1.-) P - 137 a P - 255.- Del Contrapozo 2 hasta 35 m después del Contrapozo 3.

En ampliación 127 m x 15.6 ton/m = 1,975 ton sobre mineral.

2.-) P - 255 a P - 275.- Corresponde a la carga del rebaje El Venado. No se conoce qué cantidad de carga existe pero convendría limpiar el nivel mientras la ley sea buena, por ejemplo 150 g/ton de Ag.



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
AMPLIACION DEL NIVEL 6 ZONA ORIENTE	
TESIS PROFESIONAL:	NOVIEMBRE 1983
JOSÉ E. SANTOS JARATH	PLANO No. 3



ACOTACIONES EN m.  
ESCALA



U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

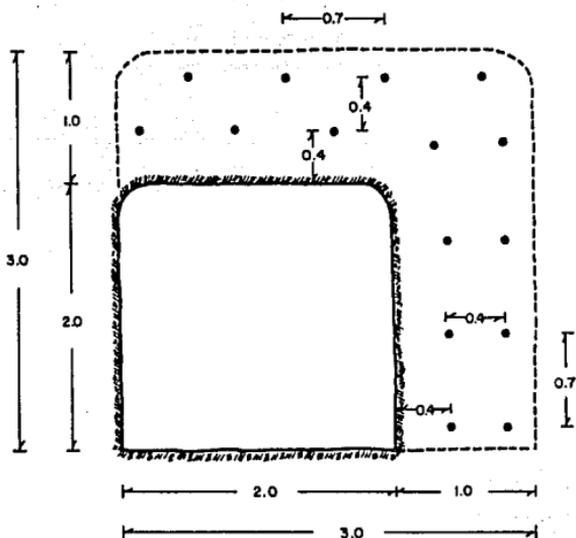
PLANTILLA DE BARRENACION PARA  
AMPLIACION DEL NIVEL 6  
DE 1.8 x 1.8m. A 3.0 x 3.0m.

TESIS PROFESIONAL

NOVIEMBRE 1992

JOSE E. SANTOS JALLATH

FIGURA No. 4



ACOTACIONES EN m.

ESCALA



U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

PLANTILLA DE BARRENACION PARA  
AMPLIACION DEL NIVEL 6  
DE 2.0x2.0 A 3.0 x 3.0m.

TESIS PROFESIONAL

NOVIEMBRE 1992

JOSE E. SANTOS JALLATH

FIGURA No. 5

En este punto, al no conocer el tamaño del rebaje y las condiciones que presente, la opción que se plantea es el cuele de una contrafrente al bajo. De este modo, las operaciones se hacen más seguras y se protege el equipo; al mismo tiempo que mediante cruces se puede extraer el retaque.

El cuele total de la contrafrente sería de 20 m y probablemente sea sobre mineral pues a esa altura se tiene la estructura de La Prieta. La Figura No. 6 muestra una plantilla de barrenación para contrafrente.

El volumen y tonelaje tumbado en la contrafrente de El Venado sería:

Sección 3.0 x 3.0 m ---- 9 m<sup>2</sup>

$$V_1 = 9 \text{ m}^2 \times 20 \text{ m} = 180 \text{ m}^3$$

$$T = 2.7 \times 180 = 486 \text{ ton.}$$

3.-) P - 275 a P - 360.- Parte de las vetas El Moa y La Prieta.

En ampliación 95 m :: 15.6 ton/m = 1,477 ton en mineral.

4.-) P - 360 a P - 434.- Al igual que en El Venado, esta parte está cubierta por carga de laboríos antiguos con buena ley (1.4 g/ton de Au y 178 g/ton de Ag). Aquí se presenta la alternativa de sacar el retaque o hacer la contrafrente.

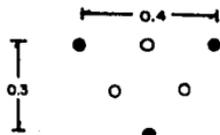
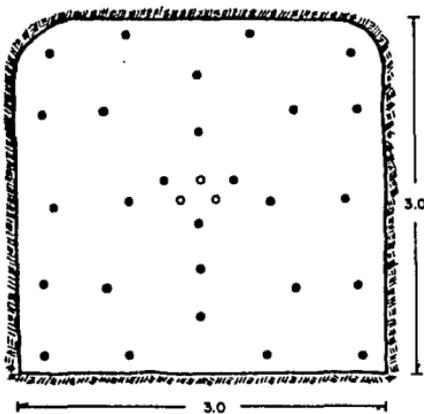
En La Araña hay de 70 a 80 m interrumpidos por carga y no se sabe qué tanto pueda estar tapado el nivel. Por otro lado la idea de colar una contrafrente lleva implícita la posibilidad de que parte de la obra vaya sobre estéril, pues a esta altura el nivel va sobre La Prieta y ya no se tienen otras estructuras al bajo.

Tomando en cuenta que El Hornet (Ver Plano No. 1) es el punto donde se unen El Moa y La Prieta, se considera que los primeros 18 m de la contrafrente serán sobre mineral y los restantes 70 m sobre tepetate.

Así el mineral por tumbar es:

$$V = 9 \text{ m}^2 \times 18 \text{ m} = 162 \text{ m}^3$$

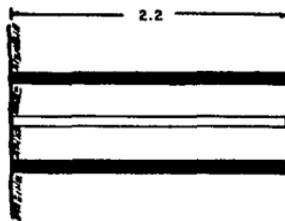
$$T = 162 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ ton/m}^3 = 437 \text{ ton ( mineral)}$$



CUÑA TRIANGULAR DE 6 BARRENOS

● BARRENO CARGADO

○ BARRENO SIN CARGA



ACOTACIONES EN m.

SIN ESCALA

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PLANTILLA DE BARRENACION PARA CONTRAFRENTE 30 x 30m	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E SANTOS JALLATH	FIGURA No. 6

Y de tepetate a tumbar:

$$V = 9 \text{ m}^2 \times 70 \text{ m} = 630 \text{ m}^3$$

$$T = 630 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ ton/m}^3 * = 1,575 \text{ ton (tepetate)}$$

\* Densidad del tepetate

5.-) P - 434 a P - 500.- El Grillo y la Hormiga. Es posible que en algunos puntos necesite ademe para protección.

En ampliación  $68 \text{ m} \times 13.5 \text{ ton/m} = 918 \text{ ton}$  de mineral.

6.-) P - 500 a P - 700.- Al oriente la veta se reduce a una potencia de 1.6 m por lo que para la ampliación se tendría una dilución del 40 %. De manera convencional el producto se considera como mineral de baja ley, no obstante, esto dependerá de los resultados de los ensayos que se hagan a la carga tumbada.

En ampliación  $217 \text{ m} :: 15.6 \text{ ton/m} = 3,374 \text{ ton}$  de mineral con baja ley (130 g/ton de Ag).

Finalmente el acondicionamiento del nivel 6 puede resumirse de la siguiente manera:

LONGITUD DEL NIVEL	615 m
EN AMPLIACION	507 m
CONTRAFRENTES	108 m
TONELAJE TOTAL SOBRE MINERAL	5,293 ton
TONELAJE DE MINERAL CON BAJA LEY	3,374 ton
TONELAJE TOTAL SOBRE TEPETATE	1,575 ton

### V.3 CONTRAPOZOS GENERALES

La ampliación del nivel 6 para el uso de cargador frontal en el acarreo del mineral hace necesario planear los contrapozos generales que sirvan como metaleras y lleguen hasta el nivel de acarreo.

En la actualidad sólo se cuenta con dos, ubicados en el lado poniente de la mina. El contrapozo 2 que parte del nivel Socorro y llega al nivel 6, y el contrapozo 3 que también va desde el nivel Socorro y comunica a superficie (Ver Plano No. 1).

A fin de que la carga tumbada en los rebajes pueda manejarse con facilidad, se han proyectado tres contrapozos generales que darán servicio a todos los niveles hasta el 6. Para ello se hicieron algunas consideraciones importantes, de manera tal que su desarrollo reporte el mayor beneficio posible.

Tales consideraciones son las siguientes:

- a) Preferentemente que vayan colados sobre mineral
- b) Tratar de aprovechar algunas obras existentes
- c) La separación entre ellos sea la apropiada para hacer más corto el acarreo
- d) Que den servicio a todos los niveles

Los contrapozos proyectados parten del nivel Socorro y se les denominó Soc - 377, Soc - 560 y Soc - 615.

**Soc - 377.**- El Plano No. 4 muestra la sección del contrapozo 377, que corresponde a una tolva sobre el nivel Socorro. Hasta el nivel 8 es un contrapozo que anteriormente servía como vaciadero.

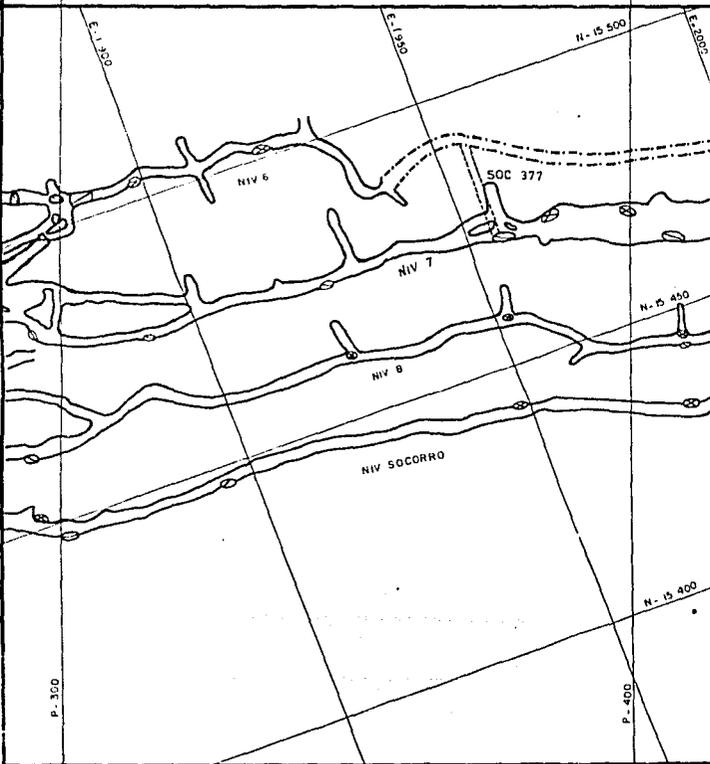
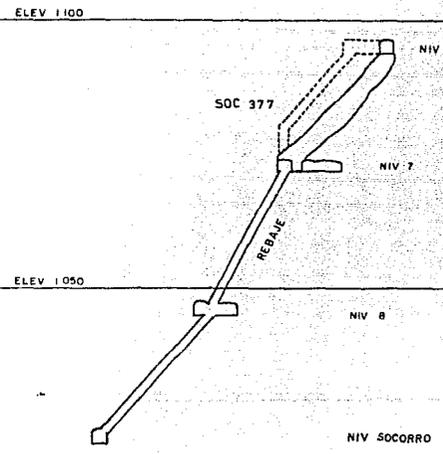
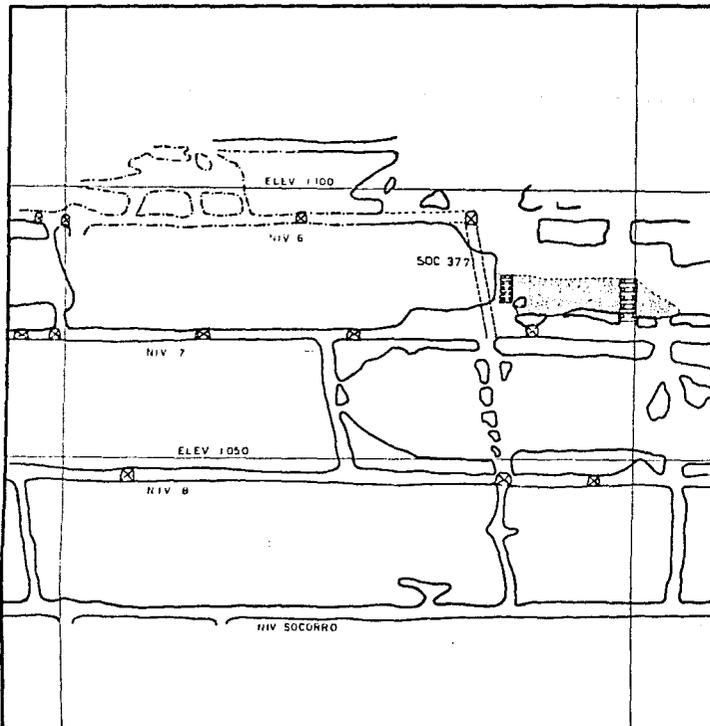
Hacia el nivel 7 se aprovecha un rebaje que tiene una pendiente aproximada de  $45^\circ$  y desemboca al contrapozo del nivel 8. Del nivel 7 al nivel 6 está el rebaje Araña; aquí se proyecta un contrapozo para colar una parte en forma vertical y otra paralela al rebaje hasta el nivel 6. En este punto sobre el nivel 6 se tendrá que dar una obra al alto de la veta para llegar al contrapozo.

El contrapozo tendrá inicialmente un desarrollo vertical de 4 m y posteriormente, con una inclinación de  $50^\circ$  y rumbo N franco, se colarán 20 m más. El crucero en el nivel 6 para comunicar al contrapozo tendrá un desarrollo de 5 m.

Es necesario que esta parte de La Araña se rellene para evitar problemas estructurales.

**Soc - 560.**- El contrapozo 560 (Ver Plano No. 5) está proyectado a partir de una contrafrente del nivel Socorro, colada sobre un desprendimiento de La Prieta que se conoce como Prieta del Bajo Oriente (PBE); la unión de las dos estructuras se dá entre los niveles 7 y 6.

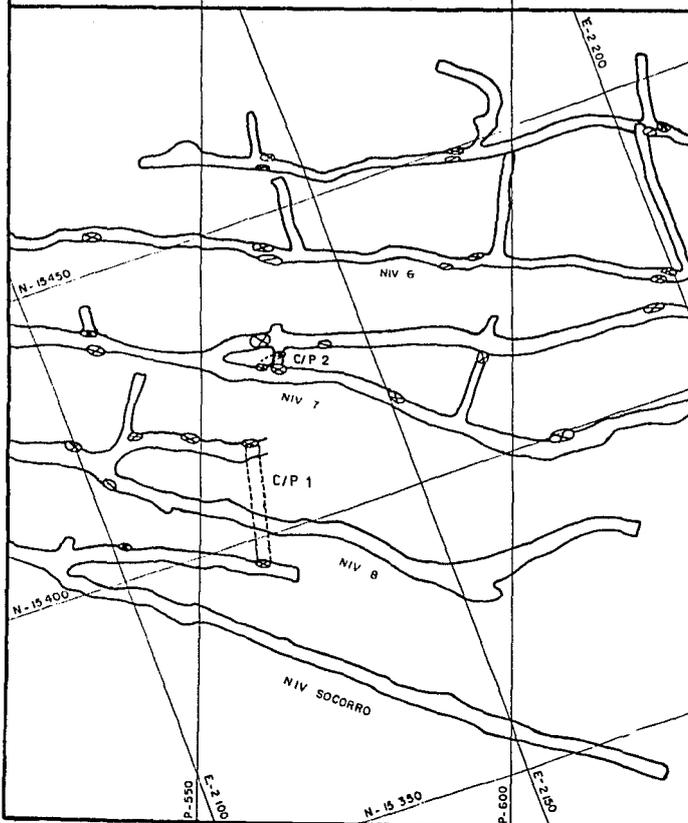
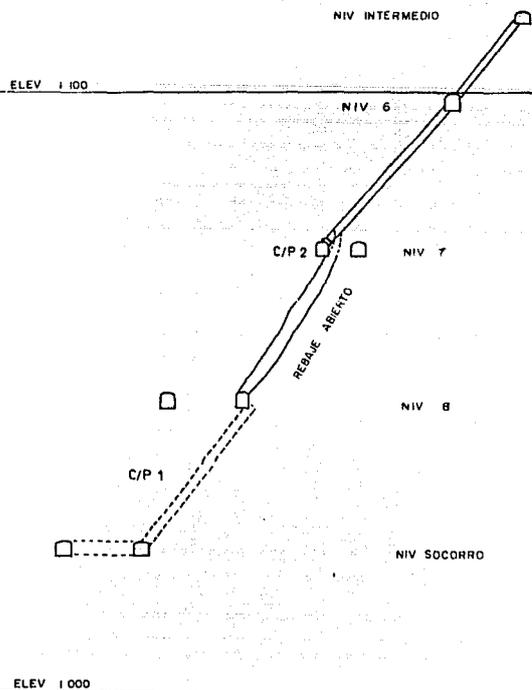
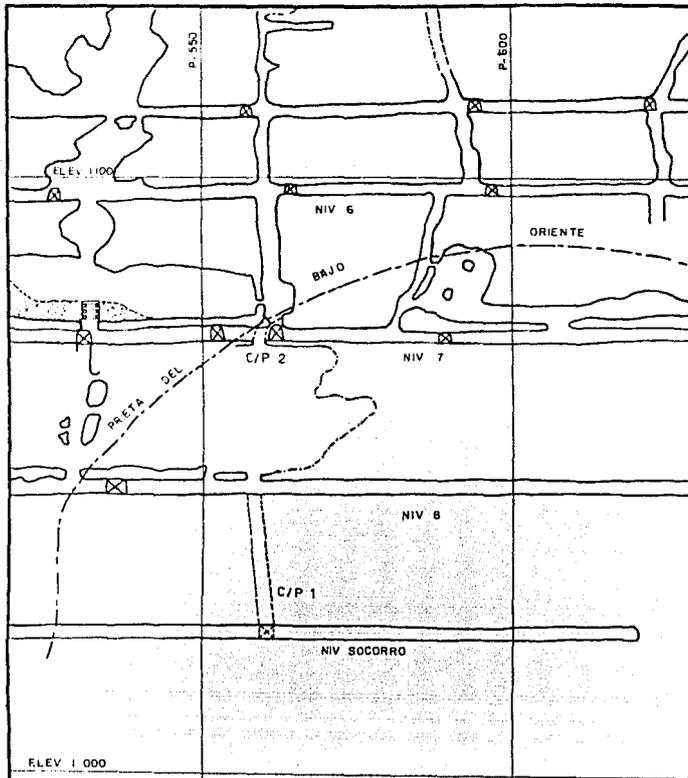
Hasta el nivel 8 el contrapozo se dá sobre mineral de la PBE, con rumbo N  $16^\circ$  E, inclinación de  $54^\circ$  y un desarrollo total de 28 m. De aquí al nivel 7 se aprovecha una parte del rebaje Hormiga por donde la carga corre fácilmente.



PROYECCION DEL CONTRAPOZO  
 DESARROLLO VERTICAL 4 m  
 DESARROLLO INCLINADO 20 m  
 INCLINACION 50 °  
 RUMBO N FRANCO  
 DESARROLLO CRUCERO 5 m

ESC 1:500

<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CONTRAPOZO GENERAL SOC 377	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E SANTIAGO JALLATH	PLANO No 4



CONTRAPOZO 1  
 RUMBO N 16° E  
 INCLINACION 54°  
 DESARROLLO 28 m

CONTRAPOZO 2  
 RUMBO N 72° E  
 INCLINACION 70°  
 DESARROLLO 5 m

Esc 1: 500

<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CONTRAPOZO GENERAL SOC 560	
TEMA PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E SANTOS JALLATH	PLANO No 5

Del nivel 7 al 6 ya está un contrapozo que sirve como vaciadero y para usarlo se tendrá que fundear y comunicar con otro contrapozo pequeño a la salida del rebaje Hormiga, para formar así el general. Tendrá un rumbo N 72° E, inclinación de 70° y desarrollo de 5 m.

**Soc - 615 .-** En la frente Socorro se proyectó un crucero -- (N 15,371, E 2,134) para cortar la estructura de la PBE y seguir sobre ella; así la obra se aprovecharía para darle la inclinación apropiada al contrapozo y facilitará la extracción del mineral. El rumbo del crucero es N 85° E y su desarrollo de 45 m.

El Soc 615 (Ver Plano No. 6) está proyectado sobre dicha obra y llega al nivel 7 sobre la misma veta (PBE). Su rumbo es N 30° E, su inclinación es 50° grados y el desarrollo de 65 m. A partir de éste se colará otro contrapozo para dar servicio al nivel 8 ya sobre la veta La Prieta; su rumbo será S 30° W, inclinación de 50° y desarrollo de 6.5 m.

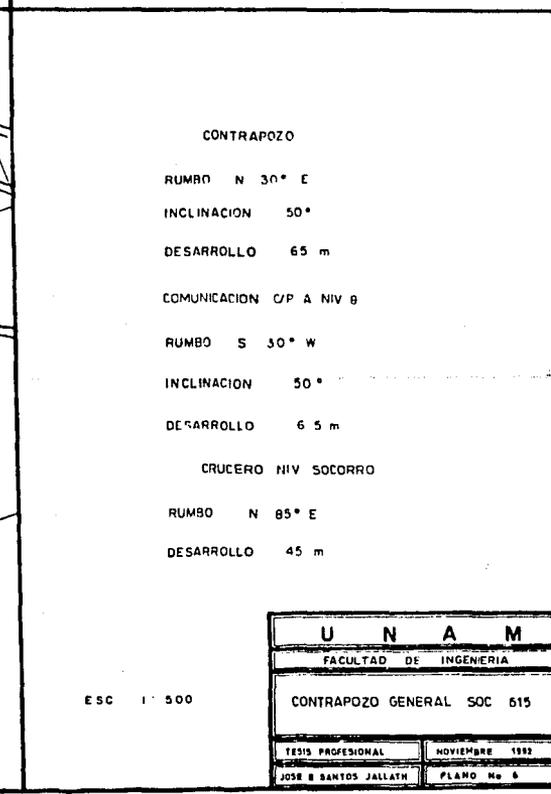
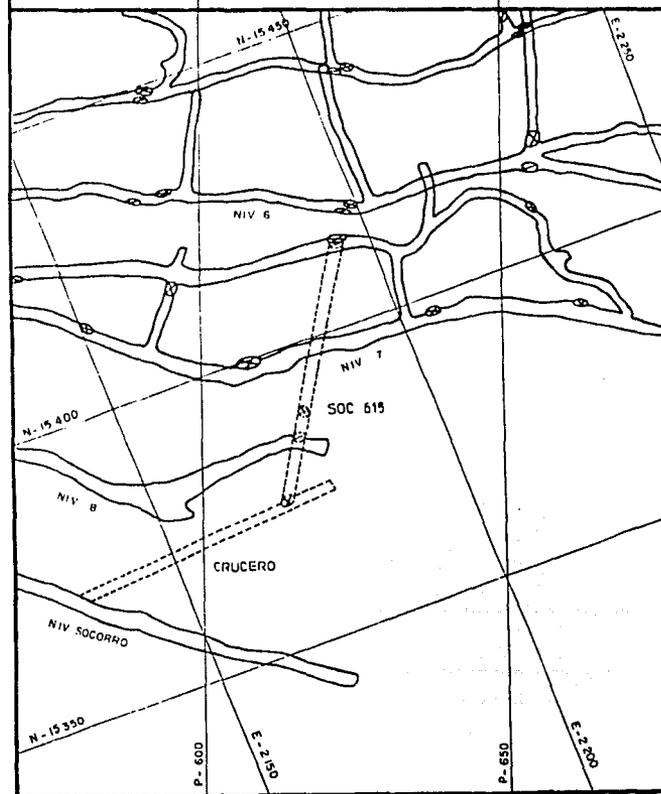
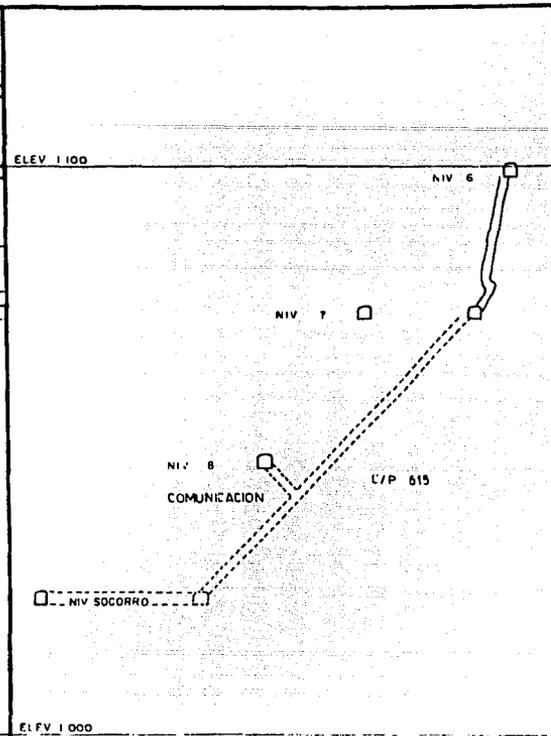
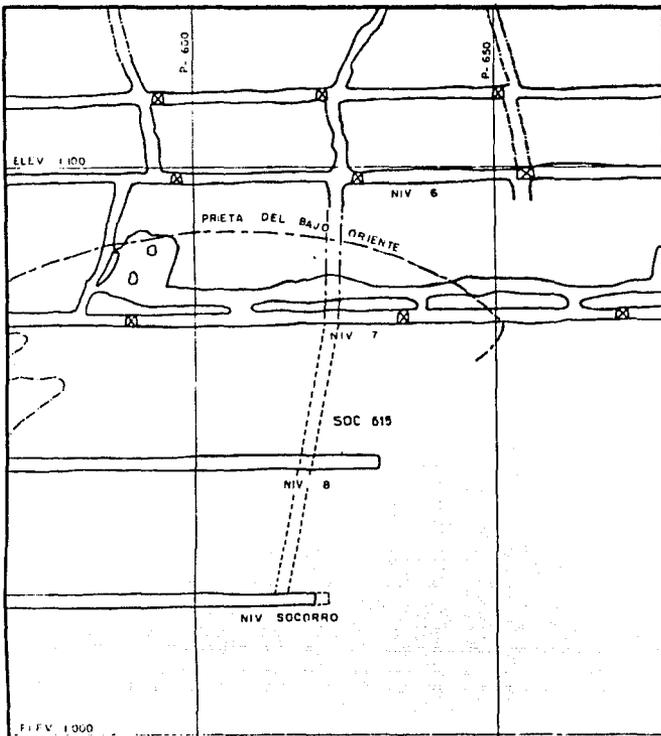
Del nivel 7 al 6 ya existe un vaciadero y queda comunicado al punto donde deberá llegar el Soc 615.

De este modo, los contrapozos proyectados cumplirán con las condiciones que se establecieron y su distribución, junto con los ya existentes, permitirá manejar mineral en todo el nivel 6. La Figura No. 7 presenta la plantilla de barrenación apropiada para los contrapozos.

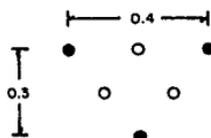
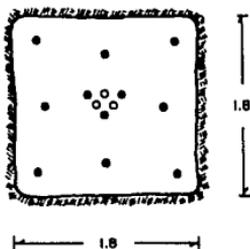
A continuación se muestra la separación entre los contrapozos y su respectiva área de influencia.

CONTRAPOZOS	SEPARACION	AREA DE INFLUENCIA
2 a 3	92 m	Poniente (W)
3 a 377	160 m	Centro Poniente (CW)
377 a 560	180 m	Centro Oriente (CE)
560 a 615	65 m	Oriente (E)

Así, la distancia máxima que recorrería el cargador frontal para el acarreo del mineral sería de 90 m, que es una distancia aceptable, si se considera que el rango de distancia para que este equipo opere en condiciones óptimas va de 50 a 100 m.



PLANTA

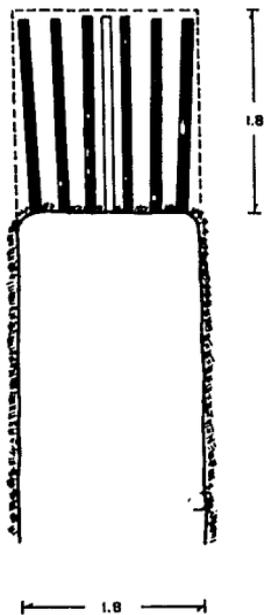


CUÑA TRIANGULAR DE 6 BARRENOS

- BARRENO CARGADO
- BARRENO SIN CARGA

ACOTACIONES EN m.

SIN ESCALA



SECCION  
TRANSVERSAL

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PLANTILLA DE BARRENACION PARA CONTRAPOZO	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 7

#### V.4 METODOS DE MINADO

En el capítulo anterior se hizo la selección de los métodos de explotación que se consideraron más apropiados según las características geológico - estructurales del cuerpo mineralizado y las condiciones de operación de la mina. Así, para la zona poniente se seleccionó el método de tumbe sobre carga, para la zona centro el de corte y relleno con tepetate y para la zona oriente el de rebajes abiertos con pilares.

En este capítulo se hace la planeación de las operaciones que se realizarán al aplicar los métodos seleccionados, empezando con el acceso al nivel 6, la ampliación del mismo y el desarrollo de los contrapozos para chorrear el mineral al nivel Socorro.

A continuación se hace la descripción de los ciclos de operación de cada uno de los métodos. Se inicia con la preparación de los bloques, posteriormente la explotación, el rezagado de mineral y el relleno con tepetate; finalmente se obtiene la productividad de cada método para, más adelante, hacer una comparación entre ellos.

##### V.4.1 TUMBE SOBRE CARGA

El tumba sobre carga, método seleccionado para la Zona Poniente que corresponde desde Rosario hasta después del Contrapozo 3, es aplicable a un bloque cuyas dimensiones aproximadas son las siguientes:

Largo	150 m
Altura	50 m
Ancho	10 m (en promedio)

La explotación del bloque depende en gran medida de su longitud. Las limitantes pueden ser hacia el lado poniente los rebajes antiguos de la veta 220 y al oriente los rebajes de El Venado, que por evidencias geológicas parecen estar sobre la misma veta 220. Sin embargo, aún están sin explotar las vetas La Prieta y Rosario localizadas al bajo de la 220.

Sobre el nivel, la sección de obra y la competencia de la roca son favorables para el cuele de las obras de preparación (cruceros de extracción y conos de captación), así como para las operaciones de explotación.

### a) Preparación

La preparación del bloque consistirá de dos contrapozos colados en los extremos, o en acondicionar las obras existentes sobre la veta 220 para que sirvan como camino, para la ventilación del rebaje y por ellas introducir los servicios.

A 5 m del nivel 6 se colará un subnivel para preparar los conos de captación y posteriormente iniciar el tumbe.

Dentro del bloque se puede colar un contrapozo para ventilación que además sirva para explorar la veta. La Figura No. 8 muestra las obras de preparación.

El mineral se recibirá en conos de captación colados entre el nivel 6 y el subnivel. La inclinación que se les dá a los conos es de 50° para que la carga corra con facilidad y el diámetro del cono será de 10 m para abarcar el cuerpo. Los conos tendrán una separación de 10 m de centro a centro.

La extracción del mineral se hará por el nivel, dando cruceros de extracción a cada 20 m. Cada crucero dará servicio a dos conos de captación (Ver Figura No. 9).

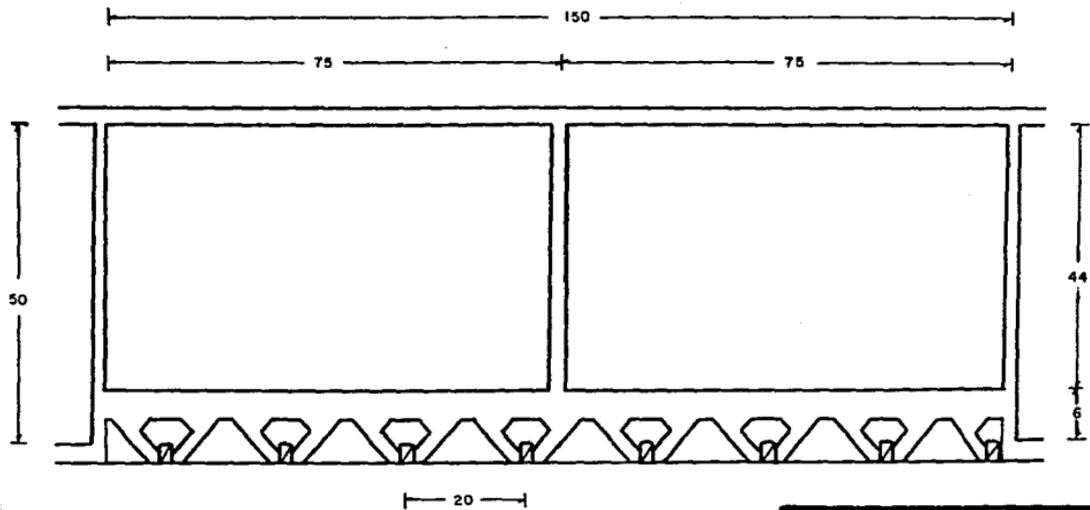
En resumen, la preparación del bloque constará de:

- Dos contrapozos en los extremos
- Un subnivel para iniciar el tumbe
- Un contrapozo de ventilación
- Conos de captación
- Cruceros de extracción

### b) Explotación

La explotación puede iniciarse en alguno de los extremos o de ambos hacia el centro, partiendo en forma ascendente desde el subnivel. Los cortes deberán ir escalonados a fin de tener diferentes lugares de trabajo y de esta forma ciclar de la mejor manera las operaciones de tumbe y extracción del mineral.

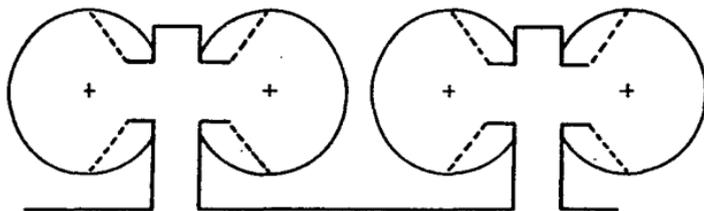
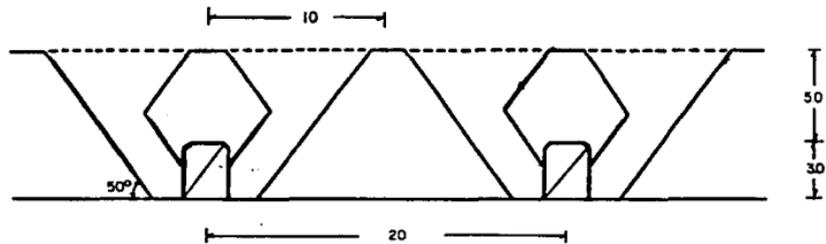
La barrenación será en forma convencional utilizando perforadoras de pierna neumática, barra de 2.4 m de largo y 7/8" de diámetro. La perforación se hará horizontalmente delimitando un corte



ACOTACIONES EN m.

ESCALA 1:750

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
OBRAS DE PREPARACION ZONA PONIENTE	
TUMBE SOBRE CARGA	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 8



ACOTACIONES EN m.  
ESCALA 1:250

<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CONOS DE CAPTACION Y CRUCEROS DE EXTRACCION TUMBE SOBRE CARGA	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No 9

de 2 m de altura. Con algunas pruebas en la mina se diseñó una plantilla de barrenación de 0.8 x 0.8 m y el rendimiento que se tiene es de 0.504 m<sup>3</sup> de mineral por metro barrenado, considerando una longitud efectiva de barrenación de 2.2 m.

Así, teniendo un corte de 2 m de altura y considerando un ancho promedio de la veta de 10 m, la distribución de los barrenos será como se muestra en la Figura No. 10.

De esta forma en el corte se pueden dar 36 barrenos y tomando en cuenta el rendimiento de barrenación tenemos que el volumen tumbado es:

$$\text{No. de barrenos} = 36$$

$$\text{Longitud por barrenar} = 36 \times 2.2\text{m} = 79.2 \text{ m}$$

$$\text{Rendimiento de barrenación} = 0.504 \text{ m}^3/\text{m}$$

$$\text{Volumen} = 0.504 \times 79.2 = 39.9 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 2.7 \times 39.9 = 107.8 \text{ ton}$$

La velocidad de perforación que se tiene sobre mineral es de 12 m/hr, por lo que el tiempo de perforación (TP) será:

$$\text{TP} = \frac{79.2 \text{ m}}{12 \text{ m/hr}} = 6.6 \text{ hr}$$

Si operan dos máquinas simultáneamente, el tiempo se reduce a la mitad.

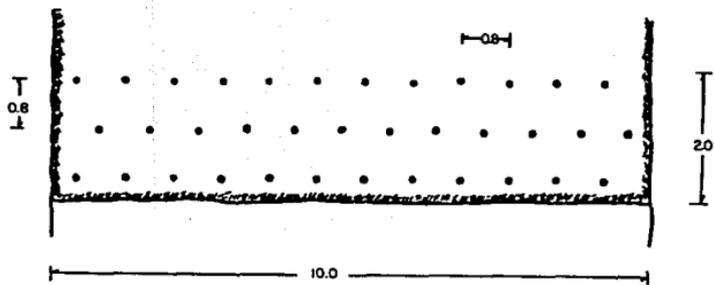
$$\text{TP} = 3.3 \text{ hr}$$

Los explosivos a utilizar son el Tovex 100 (1" x 8") y Super Mexamón D; como iniciadores fulminantes del número 6, conectores y thermalita.

Como es propio de este método, la carga sirve como piso para la barrenación; por ello, del rebaje sólo se puede extraer la tercera parte del mineral tumbado. Así el volumen disponible después de la barrenación será:

$$\text{Volumen} = \frac{39.9 \text{ m}^3}{3} = 13.3 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 35.9 \text{ ton}$$



PLANTILLA EN TRESBOLILLO 0.8x0.8  
No. DE BARRENOS 36

ACOTACIONES EN m.

ESCALA 1:75

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PLANTILLA DE BARRENACION EN CORTE	
TUMBE SOBRE CARGA	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 10

Una vez terminado de explotar el rebaje podrá extraerse todo el mineral almacenado; en esta etapa se puede obtener una producción mayor. El ciclo de explotación de este método se muestra en la Figura No 11.

### c) Productividad

El método de tumba sobre carga tiene dos etapas; la primera es de baja productividad ya que sólo se dispone de una tercera parte del mineral tumbado; la segunda se caracteriza por ser altamente productiva pues consiste en la extracción del mineral que sirvió como piso para el tumba.

La productividad en este método se obtiene considerando un ciclo de operación completo de tumba y extracción en un mes, esto a fin de tener un mismo punto de comparación con los otros métodos seleccionados.

#### - Barrenación

Tonelaje tumbado por tronada = 107.8 ton

Turnos por mes = 25

Tonelaje/mes = 25 x 107.8 = 2,695 ton

Personal por turno = 2 perforistas  
1 ayudante

Pueblos por mes = 75

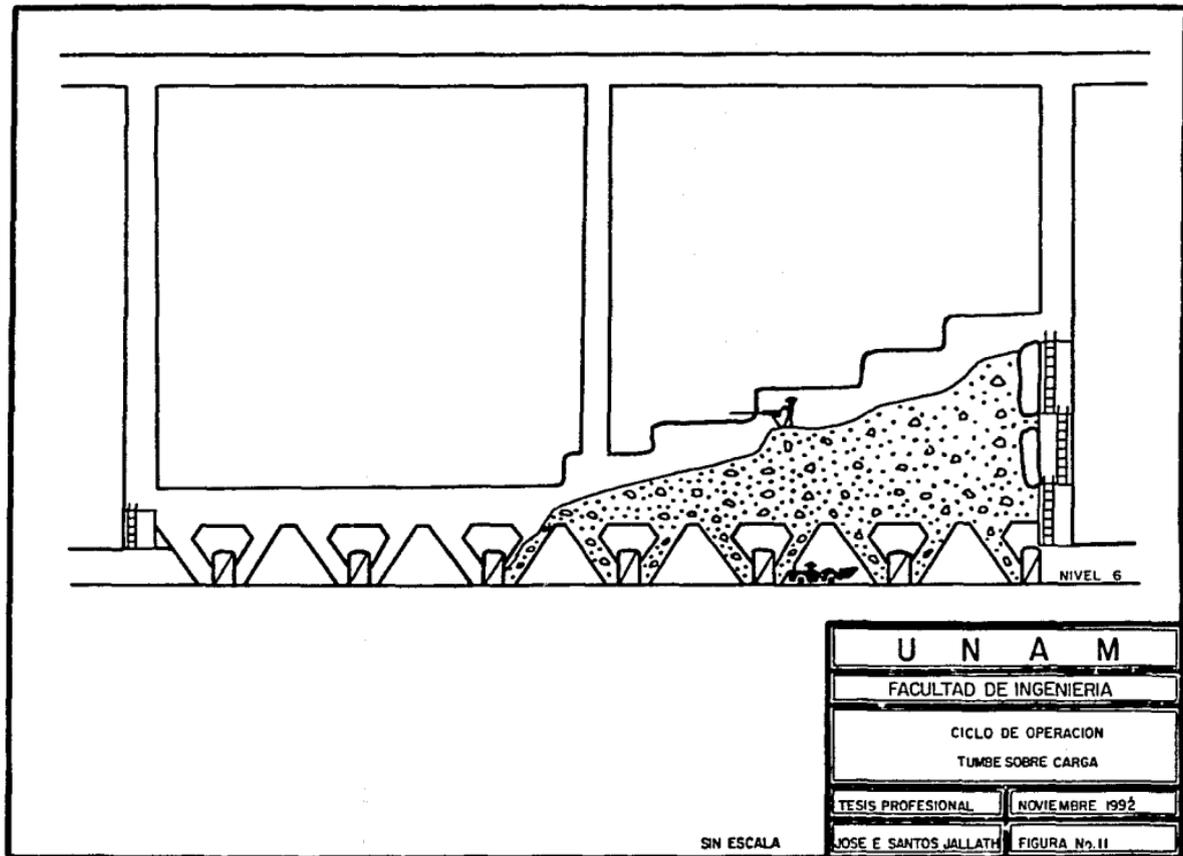
#### - Acarreo

La producción en el ciclo de explotación corresponde a una tercera parte del mineral tumbado.

Tonelaje tumbado/mes = 2,695 ton

Tonelaje producido/mes = 898 ton

Volumen por rezagar =  $\frac{898}{2.7} = 333 \text{ m}^3$



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CICLO DE OPERACION TUMBE SOBRE CARGA	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E SANTOS JALLATH	FIGURA No.11

De las operaciones en la mina se obtuvo el rendimiento del cargador frontal considerando su capacidad, distancia de rezagado y tiempo de ciclo; éste es de 10.5 m<sup>3</sup>/hr. En el inciso V.5 se muestra el cálculo.

Rendimiento del cargador = 10.5 m<sup>3</sup>/hr

Tiempo de rezagado =  $\frac{333}{10.5} = 32$  hrs

Tiempo efectivo de rezagado = 5 hrs/turno

Turnos de rezagado =  $\frac{32}{5} = 7$  turnos

Personal por turno = 1 operador

Puebles por mes = 7

En resumen

OPERACION	TURNOS	PUEBLES
Barrenación	25	75
Acarreo	7	7
	-----	-----
Total	32	82

Producción por mes = 898 Ton.

Puebles por mes = 82 hombres

Productividad =  $\frac{898}{82} = 11$  Ton/hombre

#### V.4.2 CORTE Y RELLENO

El corte y relleno fue seleccionado para la Zona Centro, que va desde el rebaje El Venado hasta después del lugar conocido como La Tepetatera. Para su explotación, se dividirá la zona en Centro Poniente (CW) y Centro Oriente (CE), constituyendo así dos bloques con las siguientes dimensiones cada uno:

Largo	100 m
Altura	60 m
Ancho	6 m (en promedio)

La dificultad que aquí se presenta son las obras antiguas que se tienen arriba del nivel 6. Algunas de ellas servirán para introducir servicios durante la preparación y después se podrán acondicionar para iniciar el tumbe. En cuanto a los comidos en el nivel, es posible que se tengan que rellenar, o bien, realizar obras al bajo para comunicar hacia arriba con la veta y de este modo comenzar la explotación sistemática.

Una ventaja de este método es su flexibilidad pues permite modificaciones según vayan variando las características de la veta.

#### a) Preparación

La preparación del bloque se inicia con dos contrapozos en los extremos, con sección de 3.0 x 3.0 m, que servirán como camino y para introducir servicios.

A partir de los contrapozos y dejando un pilar de 4 m con el nivel, se cuele un subnivel con sección de 2.0 x 2.0 m para comunicarlo después a las metaleras y posteriormente iniciar el tumbe.

Sobre el nivel 6 y dado que el acarreo también se hará con cargador frontal, se darán cruceros a cada 33.3 m hacia el bajo de la veta. Del fondo de estos, se cuelean hasta el subnivel los contrapozos que servirán como metaleras.

Para introducir el relleno al rebaje son necesarias las tepetateras, por lo que cada bloque delimitado contará con una (CW - Hornet y CE - Tepetatera); sin embargo será necesario colar otras para tener una mejor distribución del relleno; esto se hará a partir del subnivel y sobre mineral, teniendo una separación de 32 m entre ellas.

Finalmente las obras de preparación pueden resumirse de la siguiente manera:

- Dos contrapozos en los extremos para camino y servicios
- Un subnivel para metaleras e inicio de tumbe
- Dos contrapozos para chorrear tepetate

- Cuatro cruceros de extracción
- Metaleras

La Figura No. 12 muestra las obras de preparación.

#### b) Explotación

La explotación se inicia desde el subnivel de preparación barrenando con perforadora de pierna neumática, barra de 2.4 m de longitud y 7/8 " de diámetro.

La barrenación se hará en forma horizontal y los cortes podrán ser de 2 m de altura utilizando como piso la carga de la tronada anterior. De esta forma se facilita el trabajo de los perforistas (Ver Figura No.13).

Como es propio de este método, el rebaje debe ser dividido en tres secciones, de tal modo que en cada una de ellas se realice alguna de las operaciones de tumba, rezagado o relleno. Así, el tumba de mineral se puede llevar en una sección, en otra el rezagado y en la última el vaciado y extendido de relleno (Ver Figura No. 14).

Con parámetros obtenidos en la mina, como por ejemplo el factor de carga (1.5 kg/m<sup>3</sup>), y algunas pruebas realizadas en las operaciones, se diseñó una plantilla de barrenación de 0.8 x 0.8 m. De esta manera para un corte de 2 m se pueden dar tres hileras y un total de 23 barrenos por corte. La disposición de éstos es en tresbolillo, ya que así se han obtenido los mejores resultados (Ver Figura No. 15).

Tomando en cuenta que el rendimiento de barrenación que se tiene en la mina es de 0.504 m<sup>3</sup>/m barrenado, el volumen tumbado en la tronada será:

No. de barrenos = 23

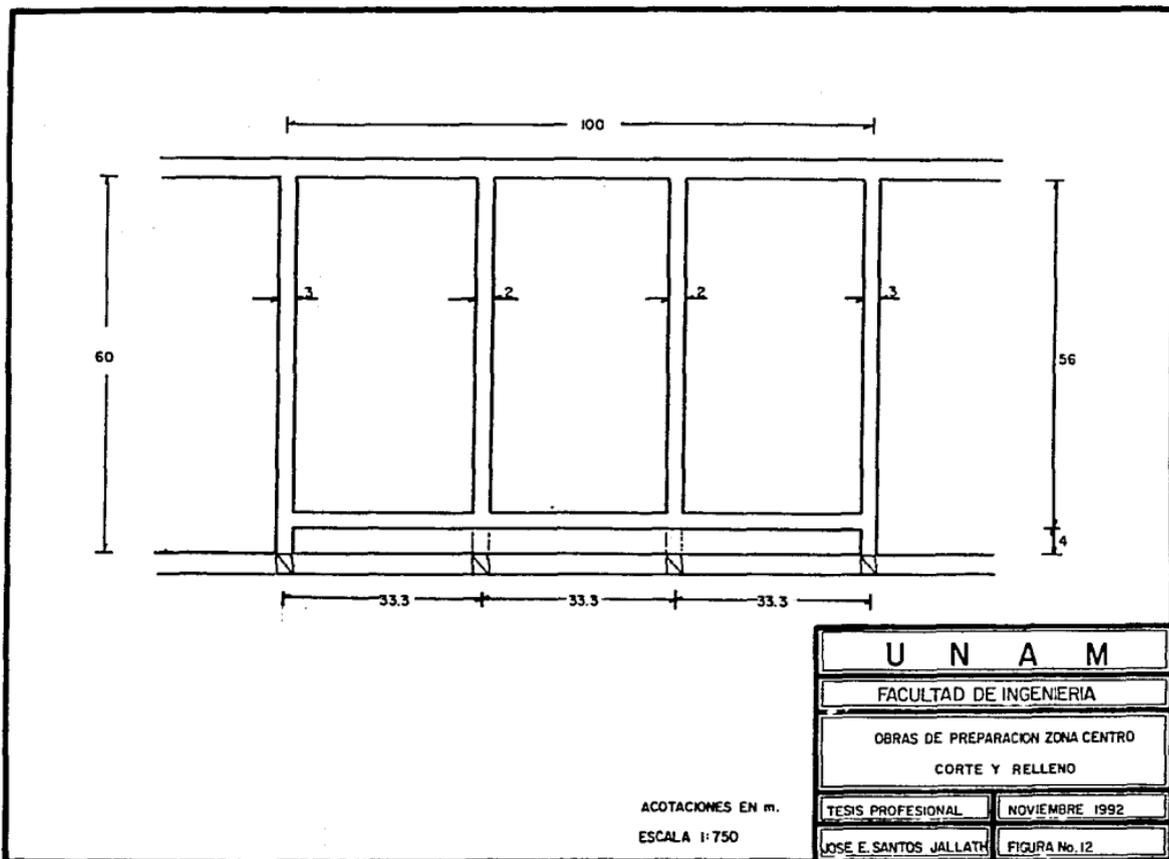
Longitud efectiva por barreno = 2.2 m

Rendimiento de barrenación = 0.504 m<sup>3</sup>/m

Volumen = 23 x 2.2 x 0.504 = 25.5 m<sup>3</sup>

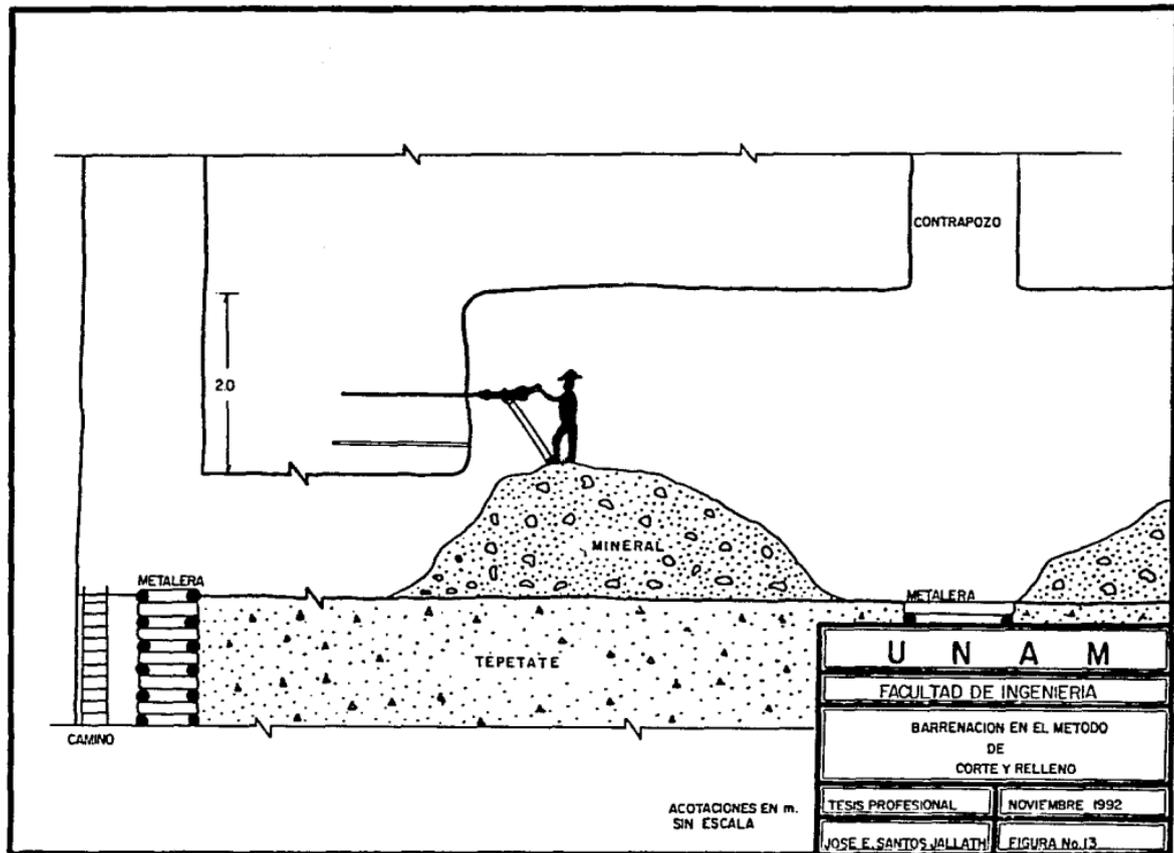
Tonelaje = 68.9 ton

Otro parámetro obtenido en la mina es la velocidad de barrenación, 12 m/hr. Con ésta, el número de barrenos y la longitud



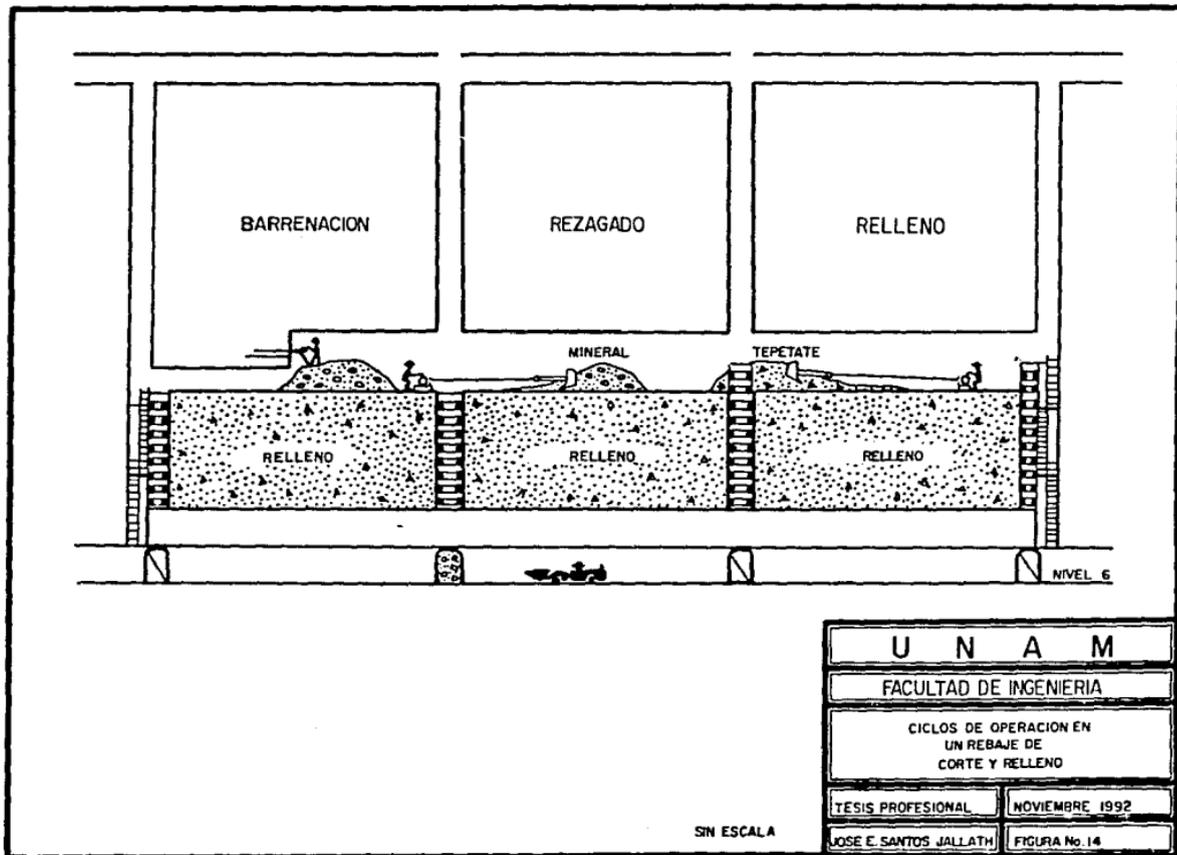
ACOTACIONES EN m.  
 ESCALA 1:750

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
OBRAS DE PREPARACION ZONA CENTRO	
CORTE Y RELLENO	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 12



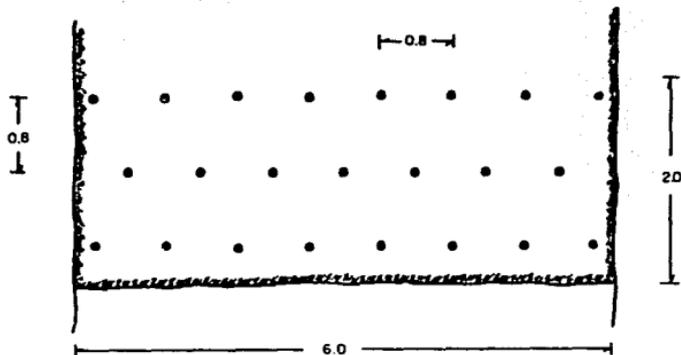
ACOTACIONES EN m.  
SIN ESCALA

<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
BARRENACION EN EL METODO DE CORTE Y RELLENO	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATHI	FIGURA No.13



SIN ESCALA

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CICLOS DE OPERACION EN UN REBAJE DE CORTE Y RELLENO	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 14



PLANTILLA EN TRESBOLILLO 0.8 x 0.8  
 No. DE BARRENOS 23

ACOTACIONES EN m.  
 ESCALA 1:50

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

PLANTILLA DE BARRENACION EN CORTE  
 CORTE Y RELLENO

TESIS PROFESIONAL

NOVIEMBRE 1992

JOSE E. SANTOS JALLATH

FIGURA No. 15

efectiva de barrenos, se determina el tiempo necesario de perforación (TP).

$$TP = \frac{23 \times 2.2}{12} = 4.2 \text{ hr}$$

Los explosivos a utilizar son Tovex 100 (1" x 8") y Super Mexamón D; como iniciadores fulminantes del número 6, conectores y thermalita.

### c) Rezagado

La operación de rezagado se llevará simultáneamente en otra sección del rebaje. El equipo a emplear serán los winches neumáticos de 3/4 de tonelada y escrepas con capacidad de 0.255 m<sup>3</sup>.

Debido a las dimensiones del bloque y considerando que éste se dividirá en tres secciones, cada una de ellas será de 33.3 m. Es decir, que para chorrear la carga al nivel inferior se contará con cuatro metaleras, dos dentro del rebaje y dos en los extremos habilitados como camino y metalera.

De este modo, colocando al winche en alguna de las metaleras la distancia de rezagado sería de 16 m, quedando dentro del rango de mayor eficiencia de estos equipos.

En la mina se obtuvo que el rendimiento de rezagado para una distancia de 20 m con el equipo antes mencionado es de 6.4 m<sup>3</sup>/hr.

Considerando la voladura de 23 barrenos y el volumen tumbado por éstos, se calculará el tiempo necesario para rezagar la carga.

Volumen por rezagar = 25.5 m<sup>3</sup>

Rendimiento de rezagado = 6.4 m<sup>3</sup>/hr

El tiempo de rezagado (TR) será:

$$TR = \frac{25.5}{6.4} = 4 \text{ hr}$$

Así, la operación de rezagado puede ser realizada en un turno al igual que la barrenación.

#### d) Relleno

Otra operación por realizar dentro del rebaje es la del relleno, que abarca el vaciado del tepetate desde superficie, extender el relleno y subir el anillado de las metaleras.

El material para relleno se obtendrá de un terrero que se tiene en superficie y que está disponible para su utilización.

El material en superficie podrá ser movido con camiones de volteo hasta la tepetatera, auxiliándose con equipo pesado tal como es un trascavo, o bien con el propio cargador frontal.

Para la introducción del relleno, como ya se mencionó, se cuenta con dos contrapozos localizados uno en cada parte de la Zona Centro; el Hornet en la parte Centro Poniente (CW) y la Tepetatera en la Centro Oriente (CE). Ambos están conectados desde superficie hasta el nivel 6. No obstante será necesario colar otro contrapozo en cada rebaje para que la distribución del relleno no se haga en distancias muy grandes.

En el rebaje la separación de las tepetateras debe ser tal que por su ubicación facilite la distribución del relleno con el equipo destinado para este fin. Como dicha separación es de 32 m, permite, al igual que el rezagado, tener distancias de 16 m favorables para optimar la operación y abarcar completamente al rebaje.

Antes de comenzar la tarea de relleno, es necesario subir el anillado de las metaleras hasta la altura donde va a llegar aquel. Para ello se utilizan rollizos de madera de 8" x 5' y para fijarlos clavos de 6".

Una vez subido el anillado se comienza a extender el relleno. Dado que el corte en la barrenación es de 2 m, esta misma altura tendrá que rellenarse antes de comenzar nuevamente a barrenar.

La carga tumbada en una tronada es de 25.5 m<sup>3</sup> pero para calcular el volumen de tepetate necesario hay que considerar un 30 % como factor de abundamiento, así tenemos:

Volumen tumbado = 25.5 m<sup>3</sup>

Factor de abundamiento = 30 %

Volumen de tepetate =  $\frac{25.5}{1.3} = 19.6 \text{ m}^3$

Con el rendimiento de rezagado 6.4 m<sup>3</sup>/hr se determina el tiempo necesario para rellenar (TR').

$$TR' = \frac{19.6}{6.4} = 3.1 \text{ hr}$$

La Figura No. 14 presenta el ciclo de operaciones para el corte y relleno.

#### e) Productividad

También para el método de corte y relleno se determinará la productividad a fin de tener un punto de comparación de la eficiencia de las operaciones respecto de los otros métodos.

El análisis se hará con base en la producción de un mes.

#### - Barrenación

Turnos al mes = 25

Toneladas por turno = 68.9 ton

Toneladas por mes = 1,723 ton

Personal por turno = 1 perforista  
1 ayudante

Puebles por mes = 50

#### - Rezagado

Volumen por rezagar =  $\frac{1,723}{2.7} = 638 \text{ m}^3$

Turnos por mes = 25

Personal por turno = 1 winchero  
2 ayudantes

Puebles por mes = 75

- Anillado

Al mes se tumban 53 m lineales con una altura de corte de 2 m, por lo que en el mismo periodo de tiempo será necesario subir 2 metaleras.

Subir una metalera de 2.0 m de altura tarda 3 turnos.

No. de metaleras al mes = 2

No. de turnos por metalera = 3

No. de turnos por mes = 6

Personal por turno = 1 ademador  
2 ayudantes

Puebles por mes = 18

- Manejo de tepetate en superficie

Volumen tumbado al mes = 638 m<sup>3</sup>

Factor de abundamiento = 30 %

Volumen de tepetate =  $\frac{638}{1.3}$  = 491 m<sup>3</sup>

Utilizando un camión de 6 m<sup>3</sup> de capacidad

No. de camiones necesarios = 82

Viajes de camión por turno = 21

No. de turnos = 4

Personal por turno = 2 operadores

Puebles por mes = 8

- Distribución de tepetate

Volumen de tepetate = 491 m<sup>3</sup>

En las operaciones con winche neumático y escrepa, el tiempo normal de trabajo es de 4.5 hrs efectivas por turno con un rendimiento de 6.4 m<sup>3</sup>/hr, el tiempo empleado en el mes para esta actividad será:

$$TR' = \frac{491}{6.4} = 77 \text{ hr}$$

No. de turnos por mes = 17

Personal por turno = 1 winchero  
2 ayudantes

Puebles por mes = 51

- Acarreo de mineral

Volumen por rezagar = 638 m<sup>3</sup>

Rendimiento del cargador = 10.5 m<sup>3</sup>/hr

$$\text{Tiempo de rezagado} = \frac{638}{10.5} = 61 \text{ hr}$$

Tiempo efectivo de rezagado = 5 hr/turno

$$\text{Turnos de rezagado} = \frac{61}{5} = 13$$

Personal por turno = 1 operador

Puebles por mes = 13

En resumen se tiene

OPERACION	TORNOS	PUEBLES
Barrenación	25	50
Rezagado	25	75
Anillado	6	18
Manejo en superficie	4	8
Distribución	17	51
Acarreo	13	13
Total	90	215

Producción mensual = 1,723 ton

Puebles al mes = 215 hombres

Productividad =  $\frac{1,723}{215}$  = 8 ton/hombre  
215

#### V.4.3 REBAJES ABIERTOS CON PILARES

En la Zona Oriente, donde el método por aplicar será el de rebajes abiertos con pilares irregularmente distribuidos, la veta ya está delimitada en pequeños bloques. Sus dimensiones en promedio son: largo 30 m, altura 30 m y ancho 1.60 m.

Debido al tamaño de los bloques, resulta conveniente juntar dos de ellos y explotarlos como si se tratara de uno solo, con el objeto de evitarse obras de preparación y agilizar las operaciones. Así, los bloques quedarían de 60 m de largo y 30 m de altura.

##### a) Preparación

La preparación comienza con los contrapozos que delimitan al bloque; en este caso ya están dados y sólo resta acondicionarlos para que sirvan como camino y para introducir los servicios de agua y aire.

A partir de uno de los contrapozos, se colará un subnivel a 3 m del nivel 6, que servirá para comunicar las metaleras y a partir de él iniciar el tumble posteriormente.

Sobre el nivel 6 se darán cruceros hacia el bajo de la veta a cada 15 m y en el fondo de éstos se iniciarán los contrapozos que servirán como metaleras. Se les dará la forma de embudo para que tengan más radio de acción.

Al alto de la veta sobre el subnivel, justo arriba de cada metalera se cuele un pequeño crucero, en donde se pueda instalar el winche que se usará para el rezagado.

En resumen las obras de preparación son las siguientes:

- Acondicionamiento de los contrapozos que delimitan el bloque
- Subnivel para metaleras e inicio del tumble

- Cruceros de extracción
- Metaleras
- Cruceros para el equipo de rezagado.

La Figura No. 16 muestra las obras de preparación.

#### b) Explotación

La explotación en este método de minado se inicia en uno de los extremos del bloque y termina en el opuesto. Conforme se va tumbando el mineral se dejan pilares irregularmente distribuidos que servirán como protección durante las operaciones.

Los cortes para el tumbado del mineral, se harán en forma escalonada a fin de avanzar el bloque y simultáneamente formar los pilares. De este modo el equipo de rezagado se moverá paralelamente con la explotación.

Al hacer la selección del método, se propuso una recuperación de pilares para aprovechar la mayor cantidad de mineral posible. Esto dependerá de la competencia de la roca encajonante, de la estabilidad de la mina y de la ubicación de las obras principales de acceso; como estas últimas están coladas sobre veta y serán de uso permanente, para no afectarlas la recuperación no será total, sino que se reducirá el número de pilares al mínimo permisible, evitando que se presenten desprendimientos de roca.

La selección de los pilares por tumbado se hará una vez que se haya terminado la explotación del rebaje. Se escogerán estratégicamente de modo tal que no afecte la estabilidad de la mina.

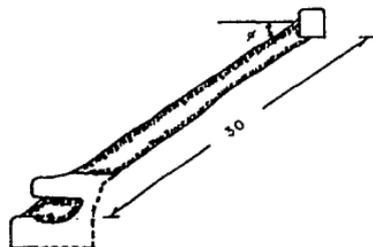
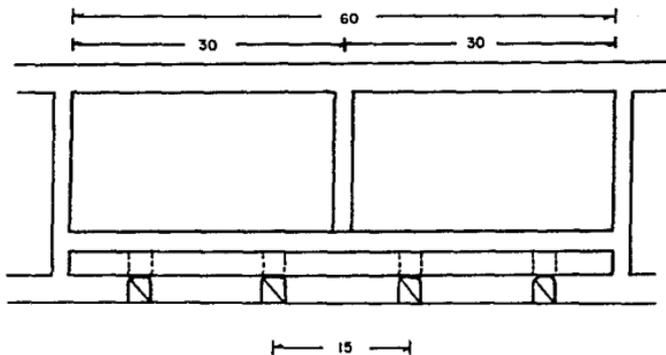
En la Figura No. 17 se muestra la secuencia de minado.

La barrenación se hará utilizando perforadora de pierna neumática, barra de 2.4 m y diámetro de 7/8". Considerando los parámetros de factor de carga y velocidad de barrenación, se diseñó una plantilla de 0.8 x 0.8 m, sólo que debido al espesor de la veta, su disposición será rectangular (Ver Figura No. 18).

Con la longitud efectiva de barreno 2.2 m y rendimiento de barrenación 0.504 m<sup>3</sup>/m barrenado, se determina el volumen tumbado para un corte con 20 barrenos.

No. de barrenos = 20

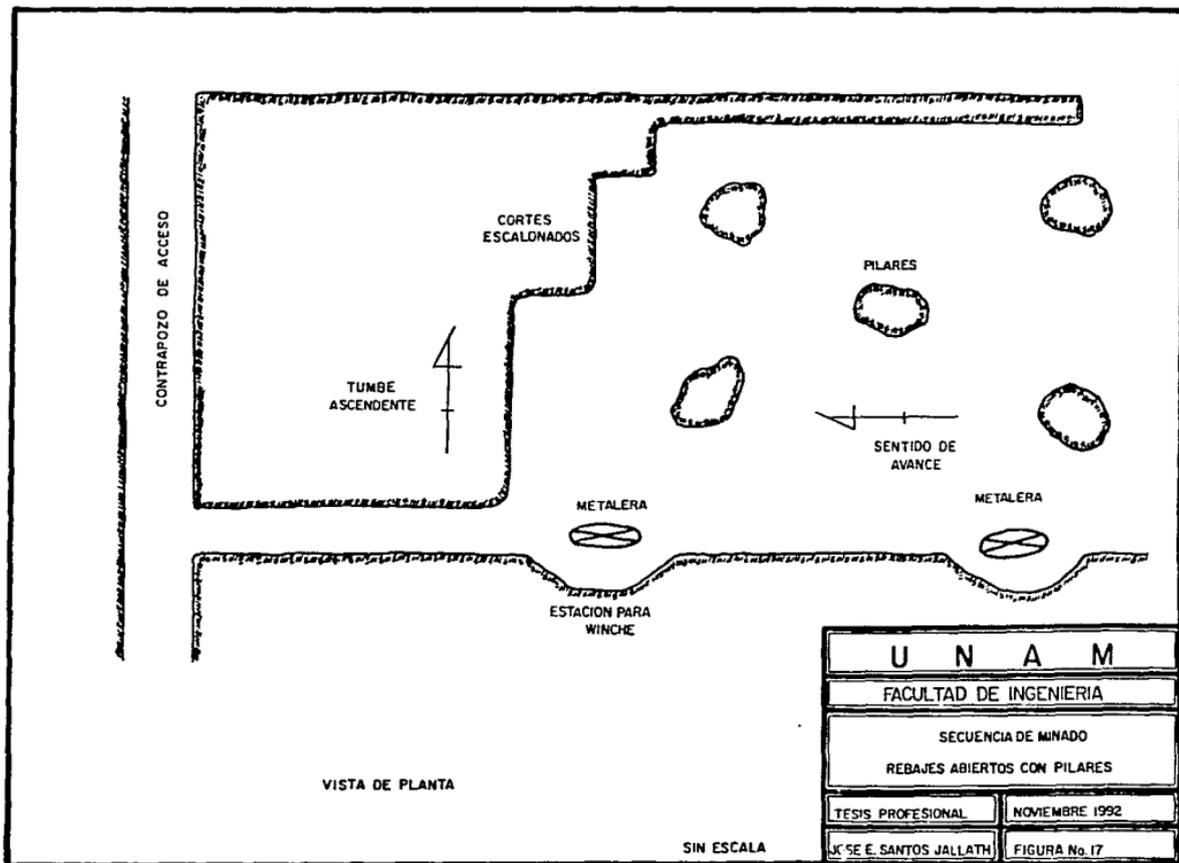
Longitud de barreno = 2.2 m



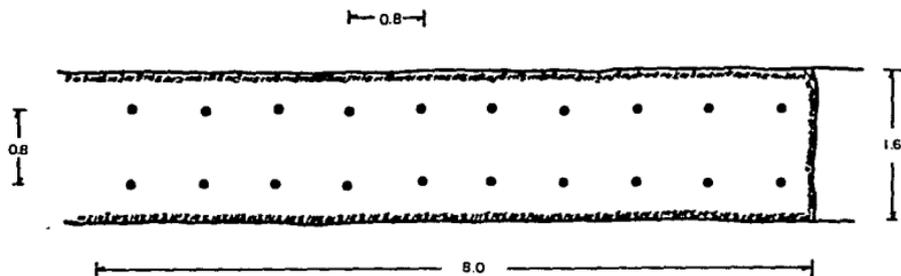
$\beta = 35^\circ - 45^\circ$

ACOTACIONES EN m.  
ESCALA 1:500

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
OBRAS DE PREPARACION ZONA ORIENTE REBAJES ABIERTOS	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E SANTOS JALLATH	FIGURA No.16



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SECUENCIA DE MINADO	
REBAJES ABIERTOS CON PILARES	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSÉ E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 17



PLANTILLA RECTANGULAR 0.8 x 0.8 m.  
No. DE BARRENOS 20

ACOTACIONES EN m.

ESCALA 1:50

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PLANTILLA DE BARRENACION EN CORTE REBAJES ABIERTOS	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 18

Rendimiento de barrenación = 0.504 m<sup>3</sup>/m

Volumen = 20 x 2.2 x 0.504 = 22.2 m<sup>3</sup>

Tonelaje = 59.9 ton

La velocidad de barrenación también se considera igual; con el número de barrenos y la longitud efectiva de barreno se obtiene el tiempo de perforación.

$$TP = \frac{20 \times 2.2}{12} = 3.7 \text{ hr}$$

De esta forma la barrenación puede realizarse con una sola máquina y en un turno. Los explosivos por usar son el Tovex 100 -- (1" x 8") y Super Mexamón D; como iniciadores fulminantes del número 6, conectores y thermalita.

### c) Rezagado

El rezagado se hará con winches neumáticos de 3/4 de tonelada y escrapas de 0.255 m<sup>3</sup>.

El winche se monta en los cruceros colados arriba de cada metalera y así el rezagado se hará en forma inclinada (Ver Figura No. 19). Como el tumba se lleva en un solo sentido y los cortes son a todo lo alto del bloque, el equipo se irá moviendo paralelamente conforme avance el tumba.

La distancia máxima a rezagar será de 24 m y corresponde a la parte más alta del bloque. En la mira el rendimiento de rezagado en posición inclinada y a una distancia entre 15 y 20 m, es de 7.6 m<sup>3</sup>/hr.

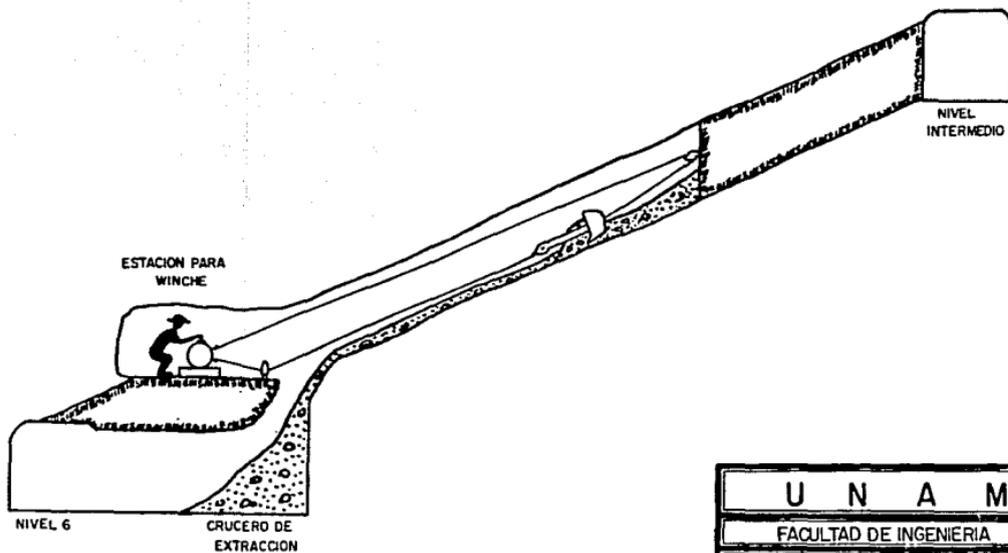
Tomando este dato y la voladura de 20, barrenos se calcula el tiempo de rezagado (TR) necesario.

Volumen por rezagar = 22.2 m<sup>3</sup>

Rendimiento de rezagado = 7.6 m<sup>3</sup>/hr

$$TR = \frac{22.2 \text{ m}^3}{7.6 \text{ m}^3/\text{hr}} = 2.9 \text{ hr}$$

Esto indica que la operación puede ser realizada en un turno.



SECCION TRANSVERSAL

SIN ESCALA

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
REZAGADO EN UN REBAJE	
REBAJES ABIERTOS	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 19

#### d) Productividad

De igual manera que para los métodos anteriores, se obtendrá la productividad de este método para tener un punto de comparación.

La producción considerada para el análisis es la correspondiente a un mes, al igual que en los métodos anteriores.

##### - Barrenación

Turnos por mes = 25  
Toneladas por turno = 59.9 ton  
Toneladas por mes = 1,498 ton  
Personal por turno = 1 perforista  
1 ayudante  
Pueblos por mes = 50

##### - Rezagado

Volumen =  $\frac{1,498}{2.7} = 555 \text{ m}^3$   
Turnos por mes = 25  
Personal por turno = 1 winchero  
2 ayudantes  
Pueblos por mes = 75

##### - Acarreo

Volumen por rezagar = 555 m<sup>3</sup>  
Rendimiento del cargador = 10.5 m<sup>3</sup>/hr  
Tiempo de rezagado =  $\frac{555}{10.5} = 53 \text{ hr}$   
Tiempo efectivo de rezagado = 5 hrs

$$\text{Turnos de rezagado} = \frac{53}{5} = 11$$

Personal por turno = 1 operador

Puebles por mes = 11

En resumen se tiene

OPERACION	TORNOS	PUEBLES
Barrenación	25	50
Rezagado	25	75
Acarreo	11	11
Total	61	136

Producción mensual = 1,498 ton

Puebles al mes = 136 hombres

$$\text{Productividad} = \frac{1,498}{136} = 11 \text{ ton/hombre}$$

## V.5 ACARREO SOBRE EL NIVEL 6

Uno de los trabajos que resta eficiencia a las operaciones en la mina es el acarreo intermedio que se realiza con carros mineros. La ampliación del nivel 6 tiene como propósito poder agilizar el acarreo del mineral mediante el uso de cargadores frontales.

Anteriormente se proyectaron tres contrapozos, que junto con dos que ya funcionan podrán dar servicio a todo el nivel. La separación máxima que habrá entre dos de ellos será de 180 m, lo que implica que la distancia máxima de acarreo sería de 90 m.

Por otro lado, los métodos propuestos están planeados con cruceros de extracción para disponer del mineral tumbado. De esta forma, con el cargador frontal se puede extraer mineral de cualquier rebaje y llevarlo hasta alguno de los chorreaderos generales.

En la mina se obtuvo el rendimiento de rezagado con un cargador frontal Wagner de 2 yd<sup>3</sup>.

Capacidad = 1.07 m<sup>3</sup>

Distancia de rezagado = 100 m

Tiempo de ciclo (1) = 6 min 7 seg

No. de viajes por hora = 9.8

Volumen rezagado/hr = 1.07 m<sup>3</sup> x 9.8 viaj/hr

Volumen/hr = 10.5 m<sup>3</sup>/hr

Si se considera un tiempo efectivo de trabajo para el cargador de 5 horas por turno, el volumen que se podrá mover es:

Tiempo efectivo de trabajo = 5 hrs/turno

Capacidad por turno = 10.5 m<sup>3</sup>/hr x 5 hrs/turno

Capacidad por turno = 52.5 m<sup>3</sup>/turno

Capacidad por turno = 142 ton

Comparando la capacidad por turno del cargador frontal y los requerimientos de mineral en la planta (100 ton/día), se puede ver que además de los trabajos de acarreo, el cargador podrá realizar otras actividades en el turno, como por ejemplo, el abastecimiento de tepetate desde superficie.

## V.6 ACARREO GENERAL SOBRE EL NIVEL SOCORRO

El mineral tumbado llega hasta el nivel principal de acarreo por los contrapozos generales. En este nivel, el mineral se capta en tolvas de madera.

La extracción del mineral se hace con una locomotora de baterías tipo " Mancha " y conchas de 1.3 ton de capacidad.

En la mina se obtuvieron los parámetros para determinar la capacidad de acarreo que se puede alcanzar con este equipo. Para ello se consideraron las distancias mínima (Contrapozo 2) y máxima (T - 6) a las que se va a acarrear.

-----  
(1) El ciclo comprende cargado, transporte, vaciado y retorno.

Con los siguientes datos se calcula la capacidad de acarreo para dichas distancias.

- Acarreo desde el Contrapozo 2

Velocidad media de la locomotora (V) = 5 km/hr

Distancia del viaje redondo (D) = 1,140 m

Tiempo efectivo de carga y descarga (CD) = 15 min

Tiempo efectivo de acarreo (A) = 6 hrs

Toneladas acarreadas por viaje (T) = 13 ton

Así se tiene:

$$\text{Tiempo en cada viaje (Tv)} = \frac{D}{V} + \frac{CD}{60}$$

$$TV = \frac{1.140}{5} + \frac{15}{60} = 0.48 \text{ hrs}$$

$$\text{No. de viajes por turno (Vt)} = \frac{A}{Tv}$$

$$Vt = \frac{6}{0.48} = 12.5 = 12$$

Se consideran 12 viajes completos en un turno.

$$\text{Capacidad de acarreo (Ca)} = T \times Vt$$

$$Ca = 13 \times 12 = 156 \text{ ton/turno}$$

Capacidad de acarreo = 156 ton/turno

- Acarreo desde la tolva T - 615

Permanecen los mismos parámetros, sólo cambia la distancia de acarreo.

Distancia de viaje redondo = 2,120 m

$$T_v = \frac{2.120}{5} + \frac{15}{60} = 0.67 \text{ hrs}$$

$$V_t = \frac{6 \text{ hr}}{0.67 \text{ hr}} = 8.9 = 9 \text{ viajes/turno}$$

$$C_a = 13 \times 9 = 117 \text{ ton/turno}$$

Capacidad de acarreo = 117 ton/turno

## V.7 EQUIPO NECESARIO

En la descripción que se hizo de los métodos de minado aplicables, se mencionaron las características y tipo de equipo a emplear en las operaciones de explotación. En general este equipo es el mismo que se usa actualmente en la mina, por lo que no se tendrá que hacer ningún tipo de inversión adicional.

La variación que se presenta es el uso del cargador frontal para acarrear el mineral sobre el nivel 6 hacia los contrapozos generales. Actualmente la empresa cuenta con un equipo Wagner ST - B2 de 2 yd<sup>3</sup> de capacidad.

En condiciones favorables de trabajo, el rendimiento que tiene el cargador es de 10.5 m<sup>3</sup>/hr; esto significa que a una distancia de 100 m puede mover en una hora 28 ton.

De acuerdo con la capacidad instalada en la planta de beneficio (100 ton/día), los requerimientos de mineral pueden ser satisfechos ampliamente con el equipo actual.

## C A P I T U L O VI

### COMPARACION DE COSTOS

Cuando se hizo la selección de los métodos de minado, se establecieron previamente una serie de factores que son de vital importancia para que el método elegido se ajuste a las condiciones de operación tanto de mina como de planta.

Entre dichos factores se encuentran los económicos, referentes a los rangos de producción, costos de minado, precio del producto y posibilidades económicas de la empresa.

En este capítulo se analizan específicamente los costos de producción para cada método, a fin de poder hacer una comparación entre ellos y posteriormente evaluar las diferencias con los costos actuales.

En cuanto a los costos de las obras de preparación, ya han sido absorbidos en gran medida pues de alguna manera las obras existentes servirán cuando se comience con la aplicación de los métodos propuestos. Sin embargo, posteriormente cuando se haga la planeación detallada para el establecimiento de los métodos, será necesario un programa de obras en el que se incluyan dichos costos.

El análisis de costos de los métodos seleccionados se hará considerando en primer término los costos que varían para cada método de acuerdo al tonelaje producido y posteriormente aquellos costos que son fijos. Finalmente se hará una comparación entre métodos tomando como parámetro la relación costo - productividad.

Los costos para este estudio corresponden al promedio obtenido durante el año de 1970 y se recabaron de los informes mensuales sobre costos de producción de Minas Huruapa S.A. (1).

Para cada método se considerará el análisis de productividad hecho en el capítulo anterior y con base en éste se determinarán los costos de explotación.

Con el objeto de uniformar conceptos y poder hacer una comparación en los mismos términos, todos los costos se expresarán por tonelada de mineral producida.

---

(1) Minas Huruapa, S.A. Informe mensual de costos de producción.

## VI.1 COSTOS PARA TUMBE SOBRE CARGA

Como se mencionó en el análisis de productividad para este método hay dos etapas de operación, una de tumbado y otra de extracción. Sin embargo, aunque en la primera de ellas sólo se extrae una tercera parte del mineral tumbado, para efecto de costos se debe considerar el total gastado en el tumbado de mineral.

El acarreo se calculará por tonelada extraída y finalmente se obtendrá un costo total por tonelada producida. De esta manera, visto el método en forma global, el costo de producción obtenido es representativo en cualquiera de sus etapas.

### a) Costo de barrenación y explosivos

En el Anexo 1 está detallado el cálculo de los costos por concepto de barrenación y explosivo.

#### - Mano de obra

Para tumbar las 2,695 ton se requiere de 25 turnos y tres trabajadores por turno (Anexo 1 inciso B).

Costo de mano de obra = \$ 52,358/turno

25 turnos x \$ 52,358/turno = \$ 1'308,950

Costo mano de obra =  $\frac{1'308,950}{2,695 \text{ ton}}$  = \$ 486/ton

#### - Acero para barrenación

No. de barrenos/turno = 36

No. de turnos/mes = 25

No. de barrenos = 25 x 36 = 900

Longitud = 2.2 m

Metros por barrenar = 900 x 2.2 = 1,980 m

Costo por metro = \$ 954/m

$$\text{Costo/acero} = \frac{954 \times 1,980}{2,695 \text{ ton}} = \$ 701/\text{ton}$$

- Aire comprimido

El aire que consume una perforadora de pierna neumática es 131 PCM y en el soplado y cargado de barrenos el consumo aproximado es de 120 PCM.

El tiempo por barreno de 2.2 m es de 11 min y para soplar y cargar 1.5 min.

El consumo de aire por barreno es:

Barrenación	131 PCM x 11 min	= 1,441 PC
Soplado y cargado	120 PCM x 1.5 min	= 180 PC
		1,621 PC

Del Anexo 1 se tiene que

$$\text{Costo por PC} = \$ 0.43$$

$$\text{Costo por barreno} = 0.43 \times 1,621 = \$ 697$$

$$\text{No de barrenos} = 900$$

$$\text{Costo/aire} = \frac{900 \times 697}{2,695 \text{ ton}} = \$ 233/\text{ton}$$

- Lubricantes

$$\text{Costo/lubricantes} = \$ 167/\text{ton}$$

- Mantenimiento

$$\text{Costo/mantenimiento} = \$ 471/\text{ton}$$

- Explosivos

También en el Anexo 1 se muestran los costos por concepto de explosivos.

Costo de explosivo/barreno = \$ 7,574

No de barrenos = 900

Costo/tumbe =  $\frac{900 \times 7,574}{2,695 \text{ ton}}$  = \$ 2,529/ton

Finalmente el costo por explotación será de:

Mano de obra	\$ 486/ton
Acero	\$ 701/ton
Aire comprimido	\$ 233/ton
Lubricantes	\$ 167/ton
Mantenimiento	\$ 471/ton
Explosivos	\$ 2,529/ton
	-----
TOTAL	\$ 4,587/ton

Costo para tumbe sobre carga = \$ 4,587/ton

## VI.2 COSTO PARA CORTE Y RELLENO

En este método se tomará para el cálculo un tonelaje de mineral de 1,723 ton que corresponde a la producción de un mes.

### a) Costo de barrenación y explosivos

En el Anexo 1 se muestran los costos calculados por concepto de barrenación y explosivos.

- Mano de obra

Se requieren 25 turnos. El personal por turno son un perforista y un ayudante (Anexo 1 inciso A).

Costo por mano de obra = \$ 34,057/turno

25 turnos x \$ 34,057/turno = \$ 851,425

Costo/mano de obra =  $\frac{851,425}{1,723 \text{ ton}}$  = \$ 494/ton

- Acero para barrenación

No. de barrenos/turno = 23

No. de turnos/mes = 25

No de barrenos = 23 x 25 = 575

Longitud = 2.2 m

Metros por barrenar = 575 x 2.2 = 1,265 m

Costo por metro = \$ 954

Costo total = 1,265 x 954 = \$ 1'206,810

Costo/acero =  $\frac{1'206,810}{1,723 \text{ ton}}$  = \$ 701/ton

- Aire comprimido

El consumo de aire del equipo de perforación es de 131 PCM en la barrenación y para el soplado y cargado de los barrenos se consumen 120 PCM aproximadamente.

El tiempo en que se perfora un barreno de 2.2 m es de 11 min, y el tiempo aproximado en que se sopla y carga es de 1.5 min.

Barrenación 131 PCM x 11 min = 1,441 PC

Soplado y cargado 120 PCM x 1.5 min = 180 PC

-----  
1,621 PC

Costo por PC = \$ 0.43

Costo por barreno = 0.43 x 1,621 = \$ 697

No de barrenos = 575

Costo por aire =  $\frac{575 \times 697}{1,723 \text{ ton}}$  = \$ 233/ton

- Lubricantes

Costo por lubricantes = \$ 167/ton

- Mantenimiento

Costo por mantenimiento = \$ 471/ton

- Explosivos

Costo de explosivo por barreno = \$ 7,574

No. de barrenos = 575

Costo por tumbe =  $\frac{575 \times 7,574}{1,723 \text{ ton}} = \$ 2,528/\text{ton}$

El costo total por barrenación y explosivos es:

Costo/barrenación y explosivos = \$ 4,594/ton

b) Costo de rezagado

Los costos que se calcularon para el rezagado con winche neumático y escropa se muestran en el Anexo 2.

- Mano de obra

Tonelaje por rezagar = 1,723 ton

No de turnos = 25

Costo por turno = \$ 48,795/turno

Costo/mano de obra =  $\frac{25 \times 48,795}{1,723 \text{ ton}} = \$ 708/\text{ton}$

- Aire comprimido

Volumen por rezagar = 658 m<sup>3</sup>

Rendimiento de rezagado = 6.4 m<sup>3</sup>/hr

Tiempo de rezagado =  $\frac{658}{6.4} = 100 \text{ hr}$

Costo por hora = \$ 5,160

$$\text{Costo/aire} = \frac{100 \times 5,160}{1,723 \text{ ton}} = \$ 299/\text{ton}$$

- Materiales y mantenimiento

Costo/materiales y mantenimiento = \$ 363/ton

El costo total de rezagado es:

Costo de rezagado = \$ 1,370/ton

c) Costo de anillado

Al terminar un corte se necesitan subir las metaleras 2 m con rollizos de 8" x 10'. Se requieren tres turnos por metalera y trabajan un ademador y dos ayudantes por turno.

Los materiales necesarios para una metalera son 10 rollizos de madera de 6" x 10' y 2.5 kg de clavos de 6".

El costo se calculará para las dos metaleras del rebaje que se necesitan subir en el mes.

- Mano de obra

No. de trabajadores = 3

Salario por turno = \$ 15,756/ton

Costo/mano de obra = \$ 47,268/turno

No. de turnos/mes = 6

$$\text{Costo/mano de obra} = \frac{6 \times 47,268}{1,723 \text{ ton}} = \$ 165/\text{ton}$$

- Materiales

Madera Costo del rollizo 8" x 10' = \$ 75,000/pza  
No de piezas = 10  
Costo de la madera = \$ 750,000

Clavo Costo de clavo de 6" = \$ 3,400/kg  
Kg de clavos = 2.5 kg  
Costo de clavos = \$ 8,500

Costo de materiales/metalera = \$ 758,500

Costo/materiales =  $\frac{2 \times 758,500}{1,723 \text{ ton}}$  = \$ 880/ton

Costo total/anillado = \$ 1,045/ton

d) Costo por manejo del tepetate en superficie

En superficie el tepetate se moverá con un camión de volteo, que podrá ser llenado con el propio cargador frontal. Esto es por no contar con el equipo apropiado para la operación.

El tonelaje de tepetate por mover es de 491 m<sup>3</sup> y el rendimiento del cargador frontal es de 10.5 m<sup>3</sup>/hr.

Tiempo de acarreo =  $\frac{491}{10.5}$  = 46.8 hrs

En el Anexo 3 se calculó el costo de rezagado con cargador frontal.

Costo de rezagado = \$ 31,595/hr

Costo de acarreo = 46.8 x 31,595

Costo de acarreo = 1'478,646

Los gastos que se tienen por el uso del camión de volteo son de \$ 100,000 por día y corresponden al sueldo del operador, combusti-

ble, lubricantes y mantenimiento. Se necesitan cuatro turnos, que corresponden a dos días de trabajo, para acarrear el tepetate.

Costo por camión =  $100,000 \times 2 = \$ 200,000$

Costo por acarreo = 1'478,646

Costo total = \$ 1'678,646

Costo/manejo tepetate =  $\frac{1'678,646}{1,723 \text{ ton}} = \$ 974/\text{ton}$

**e) Costo por distribución del tepetate**

Dentro del rebaje la distribución del tepetate se hace con el mismo equipo de rezagado (Ver costos en el Anexo 2).

El volumen por distribuir en el mes es de 491 m<sup>3</sup>; considerando el peso específico del tepetate 2.5 ton/m<sup>3</sup>, éste representa 1,228 ton/mes.

**- Mano de obra**

No de turnos = 17

Costo mano de obra = \$ 48,795/turno

Costo/mano de obra =  $\frac{17 \times 48,795}{1,723 \text{ ton}} = \$ 481/\text{ton}$

**- Aire comprimido**

Tiempo de distribución = 77 hrs

Costo por hora = \$ 5,160

Costo/aire =  $\frac{77 \times 5,160}{1,723 \text{ ton}} = \$ 231/\text{ton}$

- Materiales y mantenimiento

Costo/materiales y mantenimiento = \$ 363/ton

El costo total por distribución del tepetate es:

Costo/distribución = \$ 1,075/ton

En resumen los costos por tonelada involucrados en el método de corte y relleno son los siguientes:

Barrenación y explosivos	\$ 4,594
Rezagado	\$ 1,370
Anillado	\$ 1,045
Manejo de tepetate en superficie	\$ 974
Distribución del tepetate	\$ 1,075
	-----
TOTAL	\$ 9,058

El costo total por explotación será:

Costo para corte y relleno = \$ 9,058/ton

### VI.3 COSTOS PARA REBAJES ABIERTOS

El cálculo de los costos para este método se hace con base en la producción mensual en el rebaje que corresponde a 1,498 ton.

#### a) Costo de barrenación y explosivos

Los costos calculados por concepto de barrenación y explosivos se pueden ver en el Anexo 1.

#### - Mano de obra

La barrenación se hace en 25 turnos y se requiere de un perforista y un ayudante por turno (Anexo 1 inciso A).

Mano de obra = \$ 34,057/turno

$$\text{Costo/mano de obra} = \frac{25 \times 34,057}{1,498 \text{ ton}} = \$ 568/\text{ton}$$

- Acero para barrenación

No. de barrenos/turno = 20

No. de turnos/mes = 25

No. de barrenos = 25 x 20 = 500

Longitud de barreno = 2.2 m

Metros por barrenar = 500 x 2.2 = 1,100 m

Costo por metro = \$ 954

$$\text{Costo/acero} = \frac{1,100 \times 954}{1,498 \text{ ton}} = \$ 701/\text{ton}$$

- Aire comprimido

El equipo de barrenación es similar al utilizado en el método de corte y relleno, por lo que el consumo de aire comprimido por barreno es de 1,621 PC.

Costo por PC = \$ 0.43

Costo por barreno = \$ 697

No de barrenos = 500

$$\text{Costo/aire} = \frac{500 \times 697}{1,498 \text{ ton}} = \$ 233/\text{ton}$$

- Lubricantes

Costo por lubricantes = \$ 167/ton

- Mantenimiento

Costo por mantenimiento = \$ 471/ton

- Explosivo

Costo del explosivo/barreno = \$ 7,574

No. de barrenos = 500

$$\text{Costo/tumbe} = \frac{500 \times 7,574}{1,498 \text{ ton}} = \$ 2,528/\text{ton}$$

El costo total por concepto de barrenación y explosivo es:

Costo/barrenación y explosivo = \$ 4,668/ton

b) Costo de rezagado

El detalle de los costos calculados por concepto de rezagado aparece en el Anexo 2.

- Mano de obra

Número de turnos = 25

Costo mano de obra = \$ 48,795/turno

$$\text{Costo/mano de obra} = \frac{25 \times 48,795}{1,498 \text{ ton}} = \$ 814/\text{ton}$$

- Aire comprimido

Volumen por rezagar = 555 m<sup>3</sup>

Rendimiento de rezagado = 7.6 m<sup>3</sup>/hr

Tiempo de rezagado = 73 hr

Costo por hora = \$ 5,160

$$\text{Costo/aire} = \frac{73 \times 5,160}{1,498 \text{ ton}} = \$ 251/\text{ton}$$

- Materiales y mantenimiento

Costo/materiales y mantenimiento = \$ 363/ton

El costo total por rezagado es:

Costo de rezagado = \$ 1,428/ton

Así, se tiene que los costos por concepto de explotación para el método de rebajes abiertos son:

Barrenación y explosivo	\$ 4,668/ton
Rezagado	\$ 1,428/ton
	<hr/>
TOTAL	\$ 6,096/ton

Finalmente el costo total por explotación será:

Costo para rebajes abiertos = \$ 6,096/ton

#### VI.4 COSTOS DE ACARREO INTERMEDIO

La producción esperada de los rebajes, considerando que se trabajen las tres zonas simultáneamente, sería:

Tumbe sobre carga	36 ton/día
Corte y relleno	69 ton/día
Rebajes abiertos	60 ton/día
	<hr/>
TOTAL	165 ton/día

En condiciones normales de trabajo el cargador opera un tiempo efectivo de 5 hrs por turno y en ellas mueve un total de 142 ton. Con esta capacidad los requerimientos de la planta de beneficio serán cubiertos ampliamente; permitiendo así que el cargador pueda ser utilizado para otras actividades.

En el Anexo 3 se muestran los costos calculados para el rezagado con cargador frontal y de acuerdo a ellos se tiene que:

Costo por hora = \$ 31,595/hr

Rendimiento del cargador = 10.5 m<sup>3</sup>/hr

Carga acarreada = 10.5 x 2.7 = 28.4 ton/hr

Costo por tonelada =  $\frac{31,595}{28.4} = \$ 1,113$

Así, el costo por tonelada acarreada será de:

Costo por acarreo intermedio = \$ 1,113/ton

#### VI.5 COSTOS DE ACARREO GENERAL

El acarreo general se realiza con una locomotora de baterías tipo "Mancha" y con conchas de 1.3 ton de capacidad.

Los gastos a considerar son los referentes a la mano de obra, consumo de fuerza (energía para cargar las baterías), materiales y mantenimiento para la locomotora, las conchas y vía.

En promedio el acarreo con locomotora es de 1,428 ton/mes. El consumo de fuerza por mes es de \$ 427,049.

Costo por fuerza =  $\frac{427,049}{1,428} = \$ 299/\text{ton}$

Mano de obra por mes = \$ 791,267

Costo por mano de obra =  $\frac{791,267}{1,428} = \$ 554/\text{ton}$

Materiales y mantenimiento por mes = \$ 992,623

Costo por materiales y mantenimiento =  $\frac{992,623}{1,428} = \$ 695/\text{ton}$

Así tenemos que el costo de acarreo es:

Costo por acarreo general = \$ 1,548/ton

## VI.6 COSTOS GENERALES

Los costos generales de la mina son los referentes a la supervisión, lámparas, ensaye, muestreo, oficinas de mina, higiene y seguridad, alumbrado, ingeniería y servicios.

En promedio los costos generales en un mes son de \$ 9'766,814. Considerando la producción mensual promedio de 1,594 toneladas, el costo es:

$$\text{Costos generales} = \frac{9'766,814}{1,594 \text{ ton}} = \$ 6,127/\text{ton}$$

$$\text{Costos generales} = \$ 6,127/\text{ton}$$

## VI.7 COMPARACION DE COSTOS

En los incisos anteriores se obtuvieron los costos de producción para cada uno de los métodos propuestos, basándose en los ciclos de operación establecidos en este estudio.

A continuación se presenta una tabla donde se muestran de manera resumida, los costos para las diferentes etapas del ciclo operativo y la productividad obtenida en cada uno de los métodos.

	TUMBE SOBRE CARGA	CORTE Y RELLENO	REBAJES ABIERTOS
<b>Costos directos</b>			
Barrenación y explosivos	\$ 4,587	\$ 4,594	\$ 4,668
Rezagado	- -	\$ 1,370	\$ 1,428
Relleno	- -	\$ 3,094	- -
Acarreo intermedio	\$ 1,113	\$ 1,113	\$ 1,113
Acarreo general	\$ 1,548	\$ 1,548	\$ 1,548
<b>TOTAL</b>	<b>\$ 7,248</b>	<b>\$ 11,719</b>	<b>\$ 8,757</b>
<b>Costos indirectos</b>			
Generales	\$ 6,127	\$ 6,127	\$ 6,127
<b>Productividad</b>			
Producción por mes	898 ton	1,723 ton	1,498 ton
Producción por hombre	11 ton	8 ton	11 ton

En la tabla los costos están expresados por tonelada producida. En cuanto al costo por relleno, es la suma del costo del manejo de tepetate en superficie, anillado y distribución dentro del rebaje.

De la tabla se observa que el método más económico es el de tumba sobre carga que corresponde a la zona poniente, le sigue el método de rebajes abiertos con pilares en la zona oriente y por último el de corte y relleno en la zona centro.

Se puede notar que el costo se incrementa conforme se requiere de una mayor cantidad de personal y equipo. Por ejemplo, el tumba sobre carga prácticamente se limita a la barrenación y tumba del mineral; en cambio para el corte y relleno, además de la barrenación y tumba se requiere de rezagado del mineral, introducción del relleno desde superficie y su distribución dentro del rebaje.

Cada método tiene su ciclo operativo y de éste depende el costo de explotación y la productividad que se puede obtener. Sin embargo, en los tres casos el costo de explotación está por debajo del costo que actualmente se tiene en la mina, que es de \$ 17,778/ton.

La siguiente tabla muestra el costo de explotación de los tres métodos propuestos y se compara con el costo de minado actual.

COSTOS DIRECTOS	TUMBE SOBRE CARGA	CORTE Y RELLENO	REBAJES ABIERTOS	METODO ACTUAL
Barrenación	\$ 4,587	\$ 4,594	\$ 4,668	\$ 10,984
Rezagado	- -	\$ 1,370	\$ 1,428	\$ 4,133
Relleno	- -	\$ 3,094	- -	- -
Acarreo Intermedio	\$ 1,113	\$ 1,113	\$ 1,113	\$ 1,113
Acarreo General	\$ 1,548	\$ 1,548	\$ 1,548	\$ 1,548
	-----	-----	-----	-----
TOTAL	\$ 7,248	\$ 11,719	\$ 8,757	\$ 17,778

Como se puede notar el costo de los tres métodos propuestos está por debajo del costo actual de minado, por lo que su aplicación para la explotación de la veta La Prieta, además de significar una mayor eficiencia en las operaciones, disminuirá el costo de producción.

Finalmente los costos generales en la mina, que ascienden a -- \$ 6,127/ton, son muy elevados comparados con el volumen que se maneja, pero al aplicar los métodos propuestos e incrementar la producción diaria, estos costos disminuirán considerablemente.

## C A P Í T U L O VII

### PLANTA DE BENEFICIO

Uno de los factores importantes en la selección de los métodos de minado es la capacidad instalada de la planta de beneficio. No sería conveniente que la producción de la mina estuviera por encima de la capacidad de la planta y por otro lado, no hay posibilidades de inversión para incrementar la capacidad de esta última.

De esta forma se optó por adaptar métodos que cubran ampliamente las necesidades de la planta a fin de que trabaje al ciento por ciento de su capacidad.

Así, en este capítulo se hace una descripción de la planta de beneficio, su ubicación, proceso, parámetros y servicios con que cuenta, a fin de tener una visión completa del proceso de explotación y beneficio en la Unidad Palmarejo.

#### VII.1 UBICACION

La planta de beneficio se encuentra a 1,500 m del poblado de Palmarejo a un costado del arroyo del mismo nombre. Está dividida en dos secciones generales: una de trituración y la otra de molienda y flotación.

El área de trituración se ubica en la falda NW del Cerro de Minas y la de molienda y flotación en el lado norte del arroyo. Ambas están unidas por una banda transportadora, que lleva el mineral triturado a las tolvas de finos. Los desechos del beneficio van a la presa de jales, situada a 1,300 m aguas abajo del arroyo.

Como ya se describió, el mineral sale de la mina por el nivel Socorro y se vacía en un chorradero en superficie, cayendo en dos tolvas acondicionadas en el socavón Dios Padre; de aquí con conchas se acarrea hasta la tolva de gruesos.

Además de las instalaciones para el beneficio, se tienen en el área el almacén, los talleres generales, las plantas de fuerza, el laboratorio de ensayos y las oficinas generales.

## VII.2 PROCESO DE BENEFICIO

El proceso de beneficio es el de flotación, obteniéndose un solo producto: concentrado de oro y plata. La planta se divide en cuatro secciones que son: trituración, molienda, flotación y secado.

### VII.2.1 TRITURACION

La sección de trituración se inicia en la tolva de gruesos que tiene una capacidad de 70 toneladas, a donde llega el mineral con un tamaño en promedio de 6".

De la tolva el mineral cae a la banda No 1, de 20" de ancho que alimenta a una quebradora de quijadas Denver, de 24" x 12"; antes de ésta, una parrilla con abertura de 1 1/2" separa al mineral de menor tamaño. De la quebradora el mineral sale a un tamaño de 1 1/2", teniendo una relación de trituración de 4:1.

El producto se junta con el de la parrilla y pasa a la banda No. 2, de 16" de ancho, que lo lleva hasta una criba vibratoria de 3' x 6', con una sola cama y malla de abertura 3/4"; aquí se separa el mineral que va a la tolva de finos, de aquel que aún no tiene el tamaño adecuado.

Los gruesos de la criba caen a una quebradora secundaria de cono cabeza corta Symons de 3' y abertura a 3", el mineral entra a - + 1 1/2" y descarga a un tamaño de - 3/4", siendo la relación de trituración de 2:1.

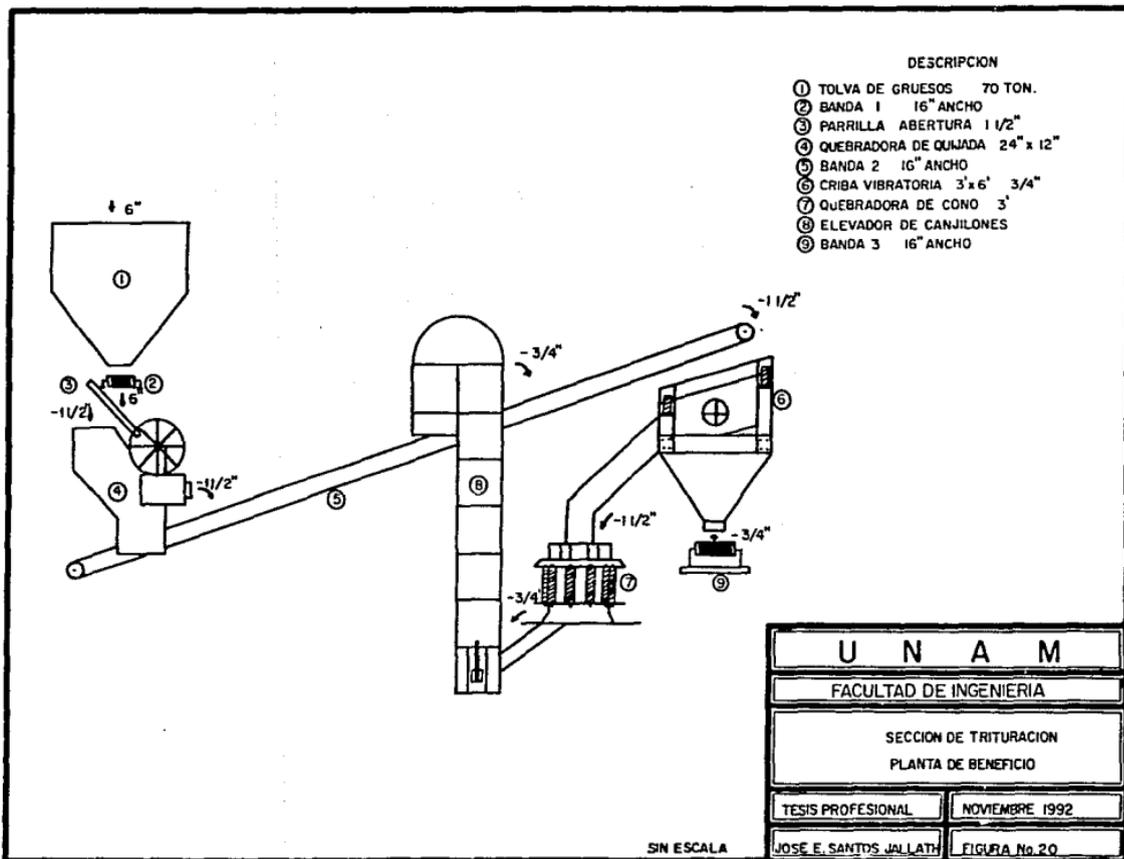
La quebradora secundaria descarga a un elevador de canchales, el que regresa el mineral hasta la banda No 2, cerrando de esta manera el circuito.

El producto con tamaño de - 3/4" pasa a la criba y cae a la banda No 3, de 16" de ancho y 135 m de longitud, llevándolo hasta la tolva de finos No 1. La banda No 4 es continuación de la 3 y descarga en la tolva No 2. La Figura No. 20 muestra el proceso de trituración.

La capacidad de trituración es de 26 ton/hr.

### VII.2.2 MOLIENDA

Se tienen dos tolvas de finos con capacidad de 120 ton cada una. De éstas, por medio de las bandas No 5 y 6 se alimenta a dos



DESCRIPCION

- ① TOLVA DE GRUESOS 70 TON.
- ② BANDA 1 16" ANCHO
- ③ PARRILLA ABERTURA 1 1/2"
- ④ QUEBRADORA DE QUIJADA 24" x 12"
- ⑤ BANDA 2 16" ANCHO
- ⑥ CRIBA VIBRATORIA 3' x 6' 3/4"
- ⑦ QUEBRADORA DE CONO 3'
- ⑧ ELEVADOR DE CANJILONES
- ⑨ BANDA 3 16" ANCHO

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

SECCION DE TRITURACION

PLANTA DE BENEFICIO

TESIS PROFESIONAL

NOVIEMBRE 1992

JOSE E. SANTOS JALLATH

FIGURA No. 20

SIN ESCALA

molinos Marcy 5' x 6', cuya capacidad es de 50 ton/día cada uno.

Los molinos son de bolas y operan a una velocidad de 26 RPM; la carga de bolas es de 5 toneladas y se usan con tamaño de 3" de diámetro.

La descarga de los molinos se manda a dos ciclones de 6" de diámetro, en donde se clasifica la pulpa cuyos sólidos tienen una granulometría de 100 mallas y pueden pasar a la flotación. Los sólidos más gruesos retornan al molino.

La capacidad de molienda es de 100 ton/día.

### VII.2.3 FLOTACION

De los ciclones la pulpa va a un tanque acondicionador de 4' x 5', en donde se agregan los reactivos y se dá el tiempo necesario de acondicionamiento. De ahí se pasa a dos bancos de flotación, cada uno con seis celdas FIMSA de 20 ft<sup>3</sup>. En cada banco cinco celdas se usan para la flotación primaria y una para la limpia de concentrado.

Las colas de la flotación van a un tanque asentador de 28' x 8' en donde se recupera agua para el proceso y finalmente se mandan a la presa de jales.

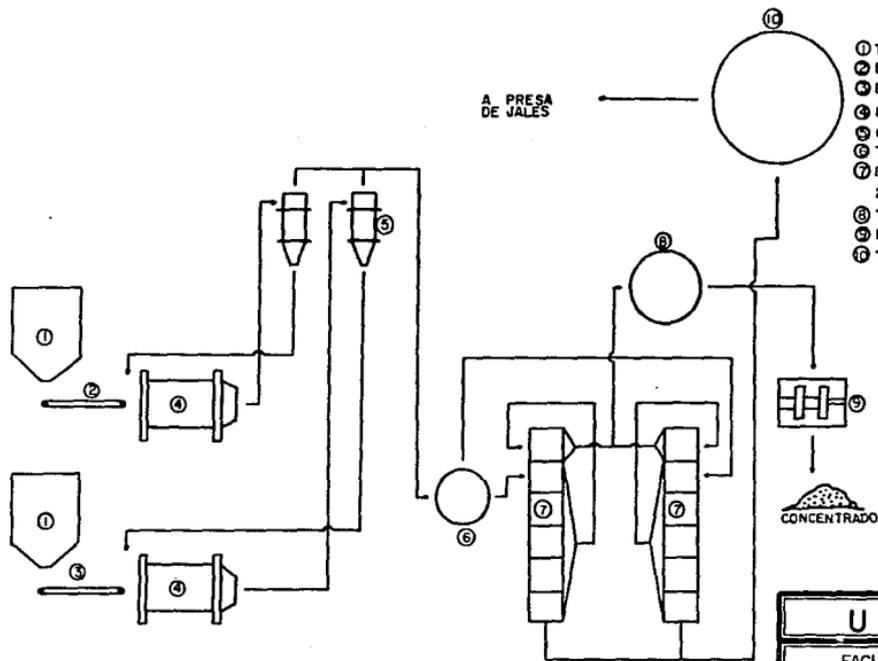
### VII.2.4 FILTRADO Y SECADO

El concentrado de la flotación se manda a un tanque asentador de 10' x 8', del cual también se recupera agua para el proceso. De aquí va a dos filtros de disco de 4' de diámetro, saliendo el concentrado con una humedad de 15%.

Finalmente, el concentrado se extiende en patios para secarlo completamente al sol.

La capacidad instalada de la planta es de 100 ton/día, pero por razones de operación y falta de personal, en la actualidad está trabajando a la mitad de su capacidad.

En la Figura No. 21 se ilustran los procesos de molienda, flotación, filtrado y secado.



DESCRIPCION

- ① TOLVAS DE FINOS 120 TON. C/U.
- ② BANDA 5
- ③ BANDA 6
- ④ MOLINOS DE BOLAS 5'x6' 50 TON/DIA.
- ⑤ CICLONES 6" DIAMETRO
- ⑥ TANQUE ACONDICIONADOR 4'x5'
- ⑦ BANCOS DE FLOTACION 5 CELDAS c/u 20 FT<sup>3</sup>.
- ⑧ TANQUE ASENTADOR 10'x8'
- ⑨ FILTROS DE DISCO 4' DE DIAMETRO
- ⑩ TANQUE ASENTADOR 26'x8'

A PRESA DE JALES

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SECCION DE MOLIENDA, FLOTACION FILTRADO Y SECADO PLANTA DE BENEFICIO	
TESIS PROFESIONAL	NOVIEMBRE 1992
JOSE E. SANTOS JALLATH	FIGURA No. 21

SIN ESCALA

## VII.3 PARAMETROS DE OPERACION

### VII.3.1 REACTIVOS

Las menas explotadas hasta cierto punto son muy nobles y no presentan mayor dificultad en su tratamiento por flotación. Por ello los reactivos usados se limitan a Xantatos y Aeropromotores, así como espumantes.

Los ractivos utilizados son:

- Aeropromotor 404 (A 404)
- Aeropromotor 3477 (A 3477)
- Aerofloat 208 (A 208)
- Xantato 350 (X 350)
- Cyanafond 70 (C 70)

En la siguiente tabla se muestra el punto de aplicación y la cantidad adicionada de cada uno de ellos.

REACTIVO	PUNTO DOSIFICACION	CANTIDAD
Aero 404	Molino	5.5 cc/min
Xantato 350 - Aero 3477	Acondicionador y celdas	4.0 cc/min
Xantato 350 - Aero 208	Acondicionador y celdas	3.0 cc/min
Cyanafond 70	Acondicionador	2.0 cc/min

Con el xantato 350 se hacen dos compósitos, uno con aeropromotor 3477 y otro con aerofloat 208. Todos los reactivos se preparan con dilución al 5 %, a excepción del espumante, que se agrega sin diluir.

El consumo de reactivos por tonelada molida es el siguiente:

REACTIVO	CONSUMO
A 404	9.0 g/ton
A 3477	1.6 g/ton
A 208	2.4 g/ton
X 350	2.5 g/ton
C 70	46.6 g/ton

### VII.3.2 DILUCION DE PULPA

La dilución de la pulpa es un parámetro que constantemente se está revisando en diferentes puntos del proceso, con el objeto de tener una mejor separación de las partículas sólidas y alcanzar el tamaño apropiado (100 mallas) al llegar a la flotación.

La dilución de la pulpa se mide con base en el porcentaje de sólidos que contiene y los puntos más importantes donde se controla son: en la descarga del molino, en la salida de los gruesos del ciclón que regresan al molino y en la salida de los finos del ciclón que van a la flotación.

Así, se tiene que para alcanzar los mejores resultados en la molienda y clasificación, las diluciones apropiadas son las siguientes:

LUGAR	% DE SOLIDOS
Molino	80
Retorno a molino	76
Salida del ciclón	30

Otros puntos en donde también debe cuidarse la dilución, son la entrada y salida de los tanques espesadores del concentrado y colas. Aquí se busca tener la mayor recuperación de agua posible y, al mismo tiempo, facilitar el manejo de las colas hacia la presa de jales y el del concentrado a los filtros.

La dilución apropiada para estos dos puntos es:

	ENTRADA	SALIDA
Espesador de colas	30 %	45 %
Espesador de concentrado	30 %	85 %

### VII.3.3 BALANCE METALURGICO

El balance metalúrgico se elabora mensualmente en un formato que permite llevar el control diario y simultáneamente el acumulado del mes.

En él, se establecen las toneladas molidas, leyes, contenidos, recuperaciones, relaciones de concentración, toneladas de concentrado y toneladas de colas.

A continuación se muestran los resultados de un balance metalúrgico.

Toneladas molidas	2 784 ton
Toneladas de concentrado	44.2 ton
Toneladas de colas	2739.8 ton

	Au		Ag	
Leyes de cabeza	2.60	g/ton	353.00	g/ton
Leyes de concentrado	90.00	g/ton	16,615.00	g/ton
Leyes de colas	1.19	g/ton	90.40	g/ton
Contenido de cabezas	7,238.40	g	982,752.00	g
Contenido de conc	3,978.00	g	734,383.00	g
Contenido de colas	3,260.30	g	247,677.92	g
Recuperaciones	54.96	%	74.73	%
Relación de conc	37.34	%	62.93	%

Las toneladas molidas se obtienen mediante un factor de carga determinado para la banda alimentadora y el tiempo efectivo que trabajan los molinos.

Las leyes de oro y plata se determinan en el laboratorio de la Unidad, ensayando las muestras por el método de copelación.

Las relaciones de concentración se obtienen a partir de las leyes y con éstas se determinan el tonelaje de concentrado y de colas. Los contenidos resultan de multiplicar la ley por el tonelaje tanto de las cabezas, como del concentrado y colas. La recuperación es la relación que existe entre el contenido de concentrado y el contenido de cabezas.

#### VII.4 SERVICIOS

En el lugar donde se ubica la planta de beneficio también se encuentran las oficinas de la superintendencia, de geología, topografía, contabilidad y talleres de mantenimiento.

El almacén controla todo lo referente a refacciones, materiales y herramientas de trabajo. Se tiene una zona destinada al almacenamiento de combustibles y lubricantes así como, otra destinada para guardar el concentrado.

Los talleres mecánico y eléctrico, también se ubican en esta área y se encargan del mantenimiento del equipo de la planta y de la mina.

Los ensayos del mineral se hacen en el laboratorio para los elementos de oro y plata por el método de copelación. Este laboratorio cuenta con una sección para preparación de muestras, otra donde se encuentra la mufla y una tercera de pesado.

La energía eléctrica para el consumo general de toda la unidad, se genera con plantas a diesel. Se tienen cuatro con las siguientes características:

- 3 Plantas con motor Cummins de 355 HP  
Generador Síncrono  
200 KW  
250 KVA  
220 - 440 V  
656 - 328 A  
1,800 RPM
  
- 1 Planta con motor Cummins de 318 HP  
Generador Síncrono  
150 KW  
187.5 KVA  
220 - 440 V  
492 - 246 A  
1,800 RPM

El agua que se utiliza en el proceso de beneficio es tomada del arroyo Palmarejo y en ocasiones de un socavón (Sta. Elena) que almacena agua durante la época de lluvias. Sin embargo, durante el tiempo de estiaje el abastecimiento de agua se torna un poco difícil ya que la cantidad que corre por el arroyo es mínima e insuficiente para las necesidades que se tienen.

De un balance de agua se obtuvo que para una producción de 100 ton/día, se requieren 120,562 l/día de agua. En la época de sequía, el agua para el proceso se puede obtener del río Chinipas, cuyo punto más cercano a la planta se encuentra a 12 km aproximadamente y a una diferencia de elevaciones de 500 m.

El transporte de agua puede hacerse con pipas, pues el camino está en buenas condiciones y al parecer sería más ventajoso que tender una red de tuberías con estaciones de bombeo desde el río.

## C A P I T U L O VIII

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Al principio del presente trabajo se establecieron una serie de objetivos encaminados a mejorar la explotación de la veta La Prieta en la mina Palmarejo.

Basado en las características del yacimiento mineral, en las condiciones actuales de operación y en los servicios disponibles en la Unidad, se hizo una selección de los métodos de minado que pueden ser aplicados y después se planeó su establecimiento.

A continuación se presentan una serie de conclusiones obtenidas a lo largo de la elaboración del trabajo, para dar paso posteriormente a las recomendaciones que, de alguna manera, permitan solucionar los problemas de la mina.

#### CONCLUSIONES

1) Los rasgos geológicos y el comportamiento a lo largo de la veta La Prieta arriba del nivel 6 cambian considerablemente. El echado, espesor, roca encajonante, competencia y composición del mineral, hacen necesaria la aplicación de diferentes métodos de minado para aprovechar de la mejor manera posible las reservas.

2) En general la Unidad Palmarejo puede ser considerada como medianamente productiva. La capacidad instalada de 100 ton/día va acorde con el tamaño de yacimiento, el equipo con que cuenta y los servicios disponibles. Por ello, la selección de los métodos de minado debe estar enfocada a satisfacer los requerimiento que a nivel Unidad se tienen.

3) El estudio se encaminó específicamente a la explotación de la veta La Prieta arriba del nivel 6 y para ello se plantearon dos objetivos fundamentales:

a) Seleccionar y establecer los métodos de minado apropiados para la explotación de la veta.

b) Planear un sistema de acarreo intermedio para agilizar el movimiento de mineral de la zona explotada al nivel principal de acarreo.

# ESTA TESIS NO DEBE SALIR DE LA BIBLIOTECA

4) La veta se dividió en tres zonas de acuerdo a los cambios geológicos que presenta; para cada zona se seleccionó un método, éstos fueron: tumbe sobre carga, corte y relleno con tepetate y rebajes abiertos con pilares.

Los tres métodos son aplicables al tipo de yacimiento, se adaptan a las condiciones de la mina, el equipo disponible es suficiente para establecerlos y su flexibilidad permite cumplir con los requerimientos de mineral.

5) Pese a la existencia de algunas obras antiguas arriba del nivel 6, los métodos son aplicables y representan una solución para realizar una explotación sistemática y racional de las reservas en esa parte de la veta.

6) Para mover el mineral de los bloques superiores, se propone acondicionar el nivel 6 como nivel de acarreo intermedio, para que con un cargador frontal el mineral explotado se conduzca a los contrapozos generales.

Esta propuesta va acompañada de la proyección de tres contrapozos generales, que aunados a dos ya existentes, cubren longitudinalmente la veta y facilitan la conducción del mineral al nivel general de acarreo.

7) Los costos de producción que se obtendrán con los métodos seleccionados, son menores a los que actualmente se tienen. Esta disminución en el costo es el reflejo de un aumento en la productividad, al trabajar en forma eficiente con un método de minado específico.

8) La combinación de los tres métodos cubre ampliamente los requerimientos de mineral en la planta de beneficio, logrando con ello que la planta pueda trabajar al ciento por ciento de su capacidad, lo cual no se logra actualmente con la forma de explotación que se lleva.

## RECOMENDACIONES

1) La selección de los métodos de minado se hizo con base en las características actuales y futuras de operación, así como en el tipo de yacimiento.

La flexibilidad de los métodos permite que puedan ser aplicados con relativa facilidad y una vez establecidos cubrirán ampliamente las necesidades de mineral. Además es necesaria la aplicación de métodos específicos para hacer más eficiente la explotación del mineral.

2) Para aplicar los métodos seleccionados será necesario elaborar un programa detallado de obras, ya que la existencia de obras antiguas hace posible que algunas de ellas puedan ser utilizadas para la preparación o incluso para la explotación.

El programa debe estar enfocado a utilizar al máximo las obras existentes y a adaptar los métodos a las condiciones actuales, para abatir en la medida de lo posible el costo de las obras de preparación.

3) Uno de los principales problemas de operación es el acarreo intermedio que se hace manualmente. Para solucionar este problema se planteó un sistema de acarreo con cargador frontal.

La ampliación del nivel 6 a partir de la rampa Rosario será muy necesaria, pues servirá para mover el mineral tumbado en los rebajes a lo largo de la veta. Conjuntamente los contrapozos generales proyectados desde el nivel general de acarreo (Socorro) hasta el nivel 6, están distribuidos de tal manera que las distancias de acarreo sean las recomendables para éste equipo.

4) Una vez preparados los rebajes para aplicar los métodos, se necesitará hacer un ajuste en los ciclos de trabajo a fin de equilibrar la producción de la mina con los requerimientos de la planta de beneficio; esto ayudará a llevar una explotación más eficiente del yacimiento y a aprovechar mejor los recursos minerales.

5) Los costos de producción en este trabajo se calcularon primeramente con los parámetros de operación en la mina y segundo con base en un ritmo de producción acorde con las necesidades de mineral. Así, será muy importante cuidar que los parámetros de operación sean lo más eficientes posible y que el ritmo de producción planeado no disminuya, ya que sólo de esta manera se podrá lograr una disminución de costos.

6) En la planta de beneficio es necesario el establecimiento de un programa de mantenimiento preventivo para mantener en buen estado el equipo, pues con la explotación propuesta en la mina la planta tendrá que trabajar los tres turnos a su máxima capacidad. El programa es extensivo al equipo empleado en la mina, pues sólo así se podrá asegurar la producción deseada.

El programa de mantenimiento debe ir acompañado de un abastecimiento seguro de materiales y refacciones para garantizar el trabajo de los talleres.

7) Finalmente, para continuar con la planeación de las operaciones futuras, es necesario y muy importante realizar trabajos de exploración

para descubrir y cubicar reservas que prolonguen la vida de la mina.

Esta actividad parece estar relegada, sin embargo es conveniente recordar, que es tan necesaria e importante como cualquiera otra que se realice en la Unidad Minera.

El Distrito Palmarejo es sin duda uno de los más antiguos en la historia de la minería en México y como tantos otros, puede seguir otorgando grandes beneficios a la economía del país.

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

- ALBINSON F. Tawn. COMENTARIOS AL POTENCIAL DEL DISTRITO DE PALMAREJO, CHIHUAHUA. México. Grupo Catorce. 1986.
- ALBINSON F. Tawn. ZONEAMIENTOS TERMICOS Y SU RELACION A LA DISTRIBUCION DE MINERAL EN ALGUNOS YACIMIENTOS EPITERMALES EN MEXICO. México. Memorias de la XVI Convención del AIMMG. 1985.
- CUMMINS B. Arthur and GIVEN A. Ivan. MINING ENGINEERING HANDBOOK. Vol. I y II. New York. Mudd Series Society of Mining Engineers of AIME. 1973.
- "Chihuahua". Enciclopedia de México. Tomo 3. México. Enciclopedia de México. 1978.
- HUSTRULID William A. UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK. New York. Society of Mining Engineers of AIME. 1982.
- "Informes de Operación Mina y Planta de Beneficio". Datos de Archivo. Minas Huruapa, S.A. de C.V.. 1990.
- "Informe Mensual de Costos". Datos de Archivo. Minas Huruapa, S.A. de C.V.. 1990.
- "Manual para el Uso de Explosivos". México. Segunda Edición. Du Pont, S.A. de C.V., Departamento de Explosivos. 1983.
- RIVERA Abundis Reynaldo. ESTUDIO GEOLOGICO Y ESTIMACION DE RESERVAS MINERALES DE LA MINA PALMAREJO, MUNICIPIO DE CHINIPAS, EDO. DE CHIHUAHUA. México. Minas de San Luis, S.A. de C.V., Departamento de Geología. 1978.

- SANCHEZ Mejorada Pedro, Saenz R. y Taylor C.M. EXAMEN PRELIMINAR DE LA MINA PALMAREJO, MUNICIPIO DE CHINIPAS, CHIHUAHUA. México. Informe de la Cía. Minera Peñoles, S.A.. 1931.
- "Uso de Explosivos en México". México. Atlas de México, S.A. de C.V.. 1988.

A N E X O    1

**CALCULO DEL COSTO DE BARRENACION Y EXPLOSIVOS**

**1.-) COSTO POR BARRENACION**

Los costos de barrenación se calcularán para una perforadora de pierna neumática Atlas Copco modelo BBC - 16W y barra de acero integral de 7/8" x 2.4 m.

- Mano de obra

En la barrenación por turno se requiere de un perforista y un ayudante cuyos salarios son los siguientes:

	SALARIO/DIA	BONIFICACION/DIA	TOTAL/DIA
Perforista	\$ 9,968	\$ 8,333	\$ 18,301
Ayudante	\$ 9,923	\$ 5,833	\$ 15,756
			<hr style="width: 100%;"/>
		TOTAL	\$ 34,057

Si se emplean para la barrenación dos perforistas y un ayudante se tendría:

2 perforistas	2 x \$ 18,301	=	\$ 36,602
1 ayudante	1 x \$ 15,756	=	\$ 15,756
			<hr style="width: 100%;"/>
	TOTAL		\$ 52,358

Así, el costo de mano de obra es:

A)	1 perforista y 1 ayudante	\$ 34,057 / turno
B)	2 perforistas y 1 ayudante	\$ 52,358 / turno

- Acero para barrenación

El costo de la barra de acero integral de 7/8" x 2.4 m es de \$ 476,887. La vida promedio de las barras en la mina es aproximadamente de 500 m.

El costo por metro de barrenación es:

$$\text{Costo/metro} = \frac{\$ 476,887}{500 \text{ m}} = \$ 954/\text{m}$$

- Aire comprimido

Los gastos de compresor incluyen mano de obra, materiales (combustible y lubricantes) y mantenimiento del compresor y líneas de distribución.

En un mes los gastos del compresor son los siguientes:

Mano de obra	\$ 871,050
Materiales	\$ 3'554,695
Mantenimiento	\$ 337,702
	-----
TOTAL	\$ 4'763,447

En total el compresor trabaja en promedio 352 hrs, por lo que el costo por hora es:

$$\frac{\$ 4'763,447}{352 \text{ hr}} = \$ 13,532 / \text{hr}$$

La capacidad nominal del compresor es de 700 PCM. Si se considera una eficiencia del 75 %, la capacidad real será:

$$700 \text{ PCM} \times 0,75 = 525 \text{ PCM}$$

entonces el costo por pie cúbico

$$\frac{\$ 13,532 / \text{hr}}{525 \text{ PCM} \times 60 \text{ min/hr}} = \$ 0.43 / \text{PC}$$

$$\text{Costo por PC} = \$ 0.43$$

- Lubricantes

Corresponde al aceite empleado para las máquinas perforadoras; este costo en el mes es de \$ 266,365 y por tonelada es de \$ 167.

Costo por tonelada = \$ 167

- Mantenimiento

El mantenimiento de los equipos de perforación en el mes es de \$ 751,414 representando un costo por tonelada de \$ 471.

Costo por tonelada = \$ 471

2.-) COSTO POR EXPLOSIVOS

El costo de los explosivos y artificios en el mes de octubre de 1990 fue:

Caja de Tovex 100 (25 kg)	\$ 224,000
Bulto de Super Mexamón D (25 kg)	\$ 31,000
Rollo de cañuela (1,000 m)	\$ 437,000
Caja de fulminantes No 6 (100 pzas)	\$ 40,600
Caja de conectores (100 pzas)	\$ 25,500
Rollo de thermalita (30 m)	\$ 36,000

En el cálculo de la plantilla de barrenación, con el uso de la barra de 2.4 m de largo y 7/8" de diámetro, se obtuvo la carga de explosivo por metro lineal, tanto para el Tovex 100 como para el Super Mexamón D (1).

	Kg / m LINEAL	METROS	Kg EXPLOSIVO
Tovex 100	1.24	0.3	0.37
Super Mexamón D	1.02	1.7	1.73

-----  
(1) Manual para el Uso de Explosivos Dupont. Apéndice E, pags. 565 y 566

Con estos datos se puede calcular el costo por concepto de explosivo para un barreno de 2.2 m de longitud efectiva y 7/8" de diámetro.

PRODUCTO	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL
Tovex 100	0.37 kg	\$ 8,960	\$ 3,315
Super Mexamón	1.73 kg	\$ 1,240	\$ 2,145
Cañuela	2.50 m	\$ 437	\$ 1,093
Fulminante	1 pza	\$ 406	\$ 406
Conectore	1 pza	\$ 255	\$ 255
Thermalita	0.30 m	\$ 1,200	\$ 360
			\$ 7,574

Costo de explosivo por barreno = \$ 7,574

En resumen los costos son los siguientes:

#### COSTOS POR BARRENACION

Mano de obra	A)	\$ 34,057 / turno
	B)	\$ 52,358 / turno
Acero		\$ 954 / m
Aire comprimido		\$ 0.43 / PC
Lubricantes		\$ 167 / ton
Mantenimiento		\$ 471 / ton

#### COSTOS POR EXPLOSIVO

Explosivos \$ 7,574 / barreno

A N E X O 2

CALCULO DEL COSTO DE REZAGADO CON  
WINCHE NEUMATICO Y ESCREPA

El equipo empleado son winches neumáticos de 3/4 de ton y escrepas de 0.255 m<sup>3</sup> de capacidad. Los gastos a considerar son: mano de obra, aire comprimido, materiales y mantenimiento.

- Mano de obra

En la rezaga con escrepa se requieren un operador y dos ayudantes por turno.

	SALARIO/DIA	BONIFICACION/DIA	TOTAL/DIA
Operador	\$ 9,950	\$ 7,333	\$ 17,283
Ayudante	\$ 9,923	\$ 5,833	\$ 15,756
1 Operador		1 x \$ 17,283 =	\$ 17,283
2 Ayudantes		2 x \$ 15,756 =	\$ 31,512
TOTAL			\$ 48,795

Así, el costo por mano de obra es:

1 Operador y 2 Ayudantes = \$ 48,795 / turno

- Aire comprimido

El winche neumático tiene un consumo de 200 PCM, por lo que en una hora de trabajo efectivo requiere:

200 PCM x 60 min/hr = 12,000 PC/hr

El costo por pie cúbico es \$ 0.43, así que el costo por hora es:

$$12,000 \text{ PC/hr} \times \$ 0.43/\text{PC} = \$ 5,160 / \text{hr}$$

$$\text{Costo por aire comprimido} = \$ 5,160 / \text{hr}$$

- Materiales y mantenimiento

Los materiales utilizados tanto en el mantenimiento del equipo, como auxiliares en el rezagado (palas, picos, poleas, etc.), en el mes tiene un costo de \$ 578,286. Por tonelada el costo fue \$ 363.

$$\text{Costo por materiales y mantenimiento} = \$ 363 / \text{ton}$$

### A N E X O 3

#### CALCULO DEL COSTO DE REZAGADO CON CARGADOR FRONTAL

Los costos del rezagado con cargador frontal de 2 yd<sup>3</sup> de capacidad, incluyen mano de obra, materiales (combustible y lubricantes), mantenimiento y depreciación. En el mes estos son de:

Mano de obra	\$ 479,104
Materiales y mantenimiento	\$ 303,106
	<hr/>
	\$ 782,210

El tonelaje promedio que mueve el cargador en un mes es de 1,469 ton y el tiempo efectivo trabajado es de 52.4 hrs.

Costo por hr = \$ 14,928

El precio de adquisición del equipo fue de \$ 250'000,000 y se depreciará a cinco años con una tasa anual del 20 %. Así el costo por depreciación anual es:

Costo por depreciación = \$ 50'000,000 / año

Considerando que en la mina se trabajan 300 días en el año y son dos turnos por día, la depreciación por turno es:

Depreciación por turno = \$ 83,333

Para determinar el costo de depreciación por tonelada de mineral se debe conocer el tonelaje movido por turno lo cual es muy variable. Sin embargo, se tiene que establecer un ritmo de producción para que el costo por tonelada sea un parámetro constante y equivalga a la depreciación anual requerida.

Por esta razón la depreciación del equipo se calculará por hora, tomando como referencia el dato del inciso V.5 sobre las 5 hrs de trabajo efectivo del cargador frontal por turno.

Depreciación por turno = \$ 83,333

Horas efectivas por turno = 5

Depreciación por hora = \$ 16,667 / hr

En resumen

Mano de obra, materiales y mantenimiento	\$ 14,928 / hr
Depreciación	\$ 16,667 / hr
	-----
TOTAL	\$ 31,595 / hr

Costo de rezagado con cargador frontal = \$ 31,595 / hr