

3
2 ej



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

**ANALISIS DE LA OPERACION MINERA
EN LA UNIDAD ZACUALPAN**

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A :

JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ

**TESIS CON
FALLA DE OMBEN**

MEXICO, D. F.

1991



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.

INDICE

	PAG.
INTRODUCCION	
I.- GENERALIDADES.....	1
1.1.-Localización.....	1
1.2.-Vias de comunicación.....	1
1.3.-Orografia.....	1
1.4.-Hidrografia.....	3
1.5.-Clima.....	3
1.6.-Vegetación.....	3
1.7.-Antecedentes históricos.....	4
1.8.-Datos socio-económicos.....	4
II.- INFORMACION GEOLOGICA.....	6
II.1.-Fisiografia y Geomorfologia.....	6
II.2.-Estratigrafia local.....	6
II.3.-Tectónica.....	9
II.4.-Yacimientos minerales.....	10
II.5.-Mineralogia.....	12
II.6.-Zonamiento.....	12
II.7.-Reservas minerales.....	13
III.-SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION.....	16
III.1.-Descripción general de la Unidad.....	16
III.2.-Antecedentes de la explotación minera.....	23
III.3.-Sistema actual de explotación.....	24
III.4.-Programas de operación en minas de la Unidad Zacualpan.....	31

INDICE

PAG.

IV.-OPTIMACION DE LA EXPLOTACION MINERA.....	34
IV.1.-Introducción.....	34
IV.2.-Factores externos.....	35
IV.3.-Factores internos.....	37
IV.4.-Elementos de la operación minera.....	38
IV.5.-Alternativas de la operación minera.....	55
V.-SISTEMA DE BENEFICIO.....	90
V.1.-Trituración.....	90
V.2.-Molienda.....	91
V.3.-Flotación.....	91
V.4.-Espesamiento y Filtrado.....	93
V.5.-Presa de jales.....	93
V.6.-Balances metalúrgicos.....	94
VI.-CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	97
VI.1.-Conclusiones.....	97
VI.2.-Recomendaciones.....	99
BIBLIOGRAFIA	

INTRODUCCION:

Dentro del proceso productivo de las minas subterráneas de la Unidad Zacualpan, a mediados del año de 1990 tuvo lugar un cambio tendiente a mejorar los procedimientos de operación, con base en una mejor integración del equipo de trabajo y fomentando la participación del personal implicado en la supervisión de trabajos mineros; con esta acción, se empezaron a detectar fallas y a proponerse alternativas para la ejecución de nuevos métodos de trabajo. En función de lo anterior, surgió como una oportunidad realizar un tema de tesis que plasmara las características de la operación minera, analizando las posibles alternativas de cambio de los procesos operativos a fin de modificarlos, ya que por años permanecieron estáticos. Además, se consideró como una buena oportunidad, el evaluar los posibles beneficios que traerían consigo las alternativas de cambio.

En el desarrollo de esta tesis, el primer capítulo presenta los aspectos generales del municipio de Zacualpan, a fin de enmarcar el ambiente en que se efectúa la operación de la Unidad minera metalúrgica Campana de Plata. El segundo capítulo presenta en forma específica los aspectos más importantes en cuanto a la información geológica del distrito minero de Zacualpan, a efecto de contar con un primer parámetro base sobre el potencial minero de la región.

En cuanto al aspecto general de la operación minera, el tercer capítulo presenta una descripción de las minas de la Unidad, los antecedentes de la explotación y la descripción de

los aspectos técnicos más importantes del sistema de explotación empleado presentándose en este capítulo las bases que servirán como punto de partida para un análisis más específico.

En el cuarto capítulo se presentan de manera más detallada los factores que afectan la operación minera y el panorama económico bajo el cual se desenvuelven las operaciones de la Unidad; la finalidad que se persigue es la de poder determinar cuáles son las posibles acciones o modificaciones que se pueden estructurar y cuáles son los posibles beneficios que se obtendrían, de llevarse a cabo la implantación.

Como parte medular de esta tesis, una vez analizados los factores directos que intervienen y afectan la operación minera, se proponen tres alternativas básicas de cambio; estas alternativa y sus principales resultados son:

Alternativa A: referida al factor mano de obra, alternativa en la que se estima que puede obtenerse un ahorro en la operación minera de aproximadamente un 17 % del costo de operación mina.

Alternativa B: asociada a la modificación del factor materiales y del factor métodos, lo que implica una optimización de procedimientos, que de aplicarse, pueden significar un ahorro aproximado del 19 % del costo de la operación mina.

Alternativa C: referente a un cambio del sistema de explotación, o bien, a la combinación de sistemas de explotación que sean aplicables a los yacimientos de la Unidad, sistemas con la característica de ser más baratos que el sistema actualmente

utilizado. Con esta alternativa, se observa que existen métodos de explotación que presentan mayores ventajas y tienen un costo de hasta cinco dólares menos por tonelada, respecto del sistema actual.

Como parte complementaria, se presenta una descripción del proceso de beneficio del mineral, para redondear el concepto general de explotación y beneficio de minerales en la Unidad Zacualpan.

Como parte final de esta tesis se presentan las conclusiones del trabajo realizado así como las recomendaciones, a fin de expresar el punto de vista del autor.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Localización

La Unidad minero-metalúrgica Zacualpan, de la compañía Campana de Plata S.A. de C.V. (CAPSA), que pertenece al Grupo Peñoles, se localiza en el Municipio de Zacualpan, Estado de México, ubicada en la porción sur-central del Estado, a 1.2 Km. al poniente de la población de Zacualpan.

Sus coordenadas geográficas son: 18° 44' 00" latitud norte y 99° 44' 00" longitud oeste del meridiano de Greenwich. Su elevación es aproximadamente 1970 m.s.n.m. (figura 1)

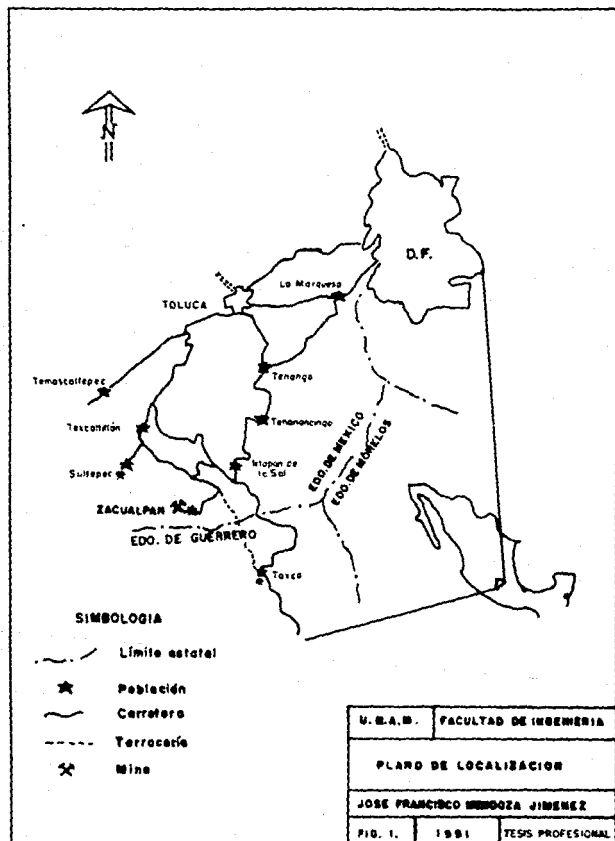
1.2 Vías de comunicación

De la ciudad de México puede llegarse al poblado de Zacualpan por dos rutas; la primera tiene un recorrido de 127 Kms. y es por la vía Toluca-Texcaltitlán-Zacualpan y la segunda, con una extensión de 130 Kms., es vía La Marquesa-Ixtapan de la Sal-Zacualpan; ambas rutas son por carretera pavimentada.

Existe un camino de la ciudad de Taxco Gro. al poblado de Zacualpan con un recorrido de 30 Kms.; este camino es de terracería y no guarda buenas condiciones para su tránsito.

1.3 Orografía

La topografía del lugar refleja características geomorfológicas heterogéneas; por zonas se tienen etapas geomorfológicas de pendientes abruptas y otras de pendientes suaves. El relieve más alto es el parteaguas constituido por los cerros de Momostle y La Tentación y es sobre el flanco noroeste



de este cerro que se localizan las minas del Distrito. Las pendientes de los cerros que definen este parteaguas son muy pronunciadas al noroeste y suaves hacia el noreste.

Las elevaciones predominantes de la región son: Cerro La Tentación, 2710 m.s.n.m., el cerro de Coronas, 2540 m.s.n.m., el cerro Ayotusco, 2326 m.s.n.m. y el cerro de Moostle con 2470 m.s.n.m.

1.4 Hidrografía

El área en que se encuentra la Unidad minera, está configurada por una red dendrítica de un sistema de enrejado de arroyos paralelos; los cuatro arroyos más importantes son: el Ayotusco, Gama, El Alacrán y de San Jerónimo. Todos estos arroyos son intermitentes, llenando su caudal en tiempo de lluvias y son afluentes del río Apetlahuacan, tributario a su vez del río Pilcaya.

1.5 Clima

El clima predominante en el Municipio es cálido-húmedo, con una precipitación media anual de 1350 mm. de agua. La temperatura media anual es de 22° centígrados. Las temperaturas extremas varían entre los 12° centígrados y los 34° centígrados.

1.6 Vegetación

La vegetación se caracteriza por ser abundante, encontrándose especies de Encino Blanco, Cedro, Madroño y diversas familias de pináceas; también es común encontrar gran variedad de árboles frutales, como guayabo, zapote, aguacate, durazno, etc..

En la zona se siembra maíz, frijol, chile y legumbres, en pequeñas parcelas, generalmente de temporal, aunque existen algunas tierras de riego.

1.7 Antecedentes históricos

En la antigüedad la región de Zacualpan y Sultepec era conocida como la Provincia de Las Platas, debido a la abundancia de minerales argentíferos.

Se supone que los Españoles llegaron entre los años 1521 y 1525, iniciando los primeros trabajos de explotación en 1543, estos trabajos fueron llevados a cabo por el Marqués del Valle, Don Gonzalo López, construyéndose el primer molino en el arroyo Tepetitlán y más tarde la primera fundición en el poblado de Almoloya de Alquiciras.

Durante los siglos XVI, XVII y XVIII, se explotaron con regularidad varias minas y con motivo de la guerra de Independencia se pararon los trabajos de 1810 a 1815, siendo en el año de 1815 que se descubrió un clavo mineral en el socavón "Dios nos Guie", que hizo volver el auge minero al Distrito.

En los tiempos actuales, la explotación de los yacimientos en Zacualpan fue realizada desde 1950 hasta 1985 por la Compañía Minera Continental. Posteriormente, pasaron los derechos a Industrias Peñoles misma que mantiene las concesiones hasta la fecha.

1.8 Datos socio-económicos

El poblado de Zacualpan tiene una población de 5,500 habitantes, cuya principal actividad económica es la minería y

eventualmente la agricultura de temporal, la cual es realizada en pequeñas parcelas.

La mano de obra de la mina habita en pequeñas comunidades aledañas a Zacualpan. La principal comunidad aportadora de mano de obra es Gama de La Paz, seguida del Ayotusco, Mamatla y Zotzocola.

Referente al aspecto educativo, el pueblo cuenta con preprimaria, primaria, secundaria y nivel técnico medio (CEBETIS).

En el sector comunicaciones se tienen servicios de teléfono, telégrafo, correo y en cuanto a transporte terrestre, se tienen dos líneas de autobuses foráneos que comunican a las ciudades de Ixtapan de la Sal, Toluca, Tenango, Tenancingo y ciudad de México.

El sector salud está cubierto en Zacualpan por una clínica de la Secretaría de Salud y por una clínica del Seguro Social en combinación con CAPSA, existiendo además consultorios de médicos particulares.

CAPITULO II

INFORMACION GEOLOGICA

11.1 Fisiografía y Geomorfología

El distrito minero de Zacualpan está localizado en el borde septentrional de la subprovincia fisiográfica denominada Sierra Madre del Sur (E. Raisz, 1959). En el área de estudio aflora una secuencia de rocas vulcano-sedimentarias consideradas de edad Jurásico-Cretácico (Campa M.F., 1974).



























Estas rocas son típicas de un ambiente eugeosinclinal y forman parte de un antiguo arco de islas, desarrollado en el Mesozoico y estuvieron sujetas a diferentes eventos orogénicos como se manifiesta en el grado de metamorfismo regional correspondiente a las facies de esquistos verdes.

Regionalmente la secuencia vulcano-sedimentaria ha sido descrita y agrupada en dos unidades principales (Cserna, 1978). Roca Verde Taxco Viejo y Esquisto Taxco; esto tiene importancia por la influencia que estas rocas tienen en el control de mineralizaciones tipo veta y sulfuros masivos.

11.2 Estratigrafía local

En el distrito Zacualpan se tienen identificadas cuatro unidades lito-estratigráficas, reconocidas como unidades vulcano-sedimentarias ligeramente metamorfizadas (figura 2); dichas unidades son:

- 1.-Unidad Inferior
- 2.-Unidad Ayotusco
- 3.-Unidad de la Mina
- 4.-Unidad Superior.

EDAD		LITOLOGIA	DESCRIPCION	
CRETACICO INFERIOR	4		VMr	 Trazos de amonites m-8/10 y otros ostracods  Lutitas verdosas y tomarrubias  Trazos de amonites y otros ostracods  Trazos de amonites y otros ostracods  Lutitas rojas carbonosas tabacadas  Trazos de amonites y otros ostracods  Material fosforescente  Huesos de amonites y otros ostracods  Lutitas  Fragmentos producidos de amonites y otros ostracods  Fragmentos de ostracods y otros ostracods  Lutitas verdosas
			Vs	
			Vt	
			Vii	
	3		Vr	
			Vm	
			Vm	
			Vm	
	2		Vv	
			Vv	
	1		Vv	
			Vv	
			Vv	
			Vv	

FUENTE: RUIZ MORIAGA JOSE R (1989)

U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA
COLUMNA ESTRATIGRAFICA	
JOSE FRANCISCO BERDOZA JIMENEZ	
FIG. 2	1997 TESIS PROFESIONAL

Unidad inferior.- se extiende tanto al sur como al suroeste y está constituida principalmente por tobas y lavas de composición básica, con intercalaciones y lentes de tobas félsicas, tobas líticas y lutitas.

a) Tobas y lavas máficas.- Son de composición básica con un color verde oscuro, presentan una textura de tipo piroclástica y porfídica, el tamaño de los clastos es variable y están inmersos en una matriz de grano fino.

b) Tobas líticas.- Constituidas por fragmentos angulosos a sub-redondeados de dos a quince centímetros de espesor, con lentes arcillosos, presentan textura piroclástica y contienen pirita diseminada.

Unidad Ayotusco.- Está constituida por lutitas carbonosas de color negro y pardo oscuro al intemperismo. Los constituyentes principales son cuarzo, sericita, fierro, material carbonoso, clorita y abundante pirita.

Presenta una foliación muy fina que coincide con la estratificación, con fracturamiento intenso relleno por la clorita y el cuarzo. Dentro de la formación se encuentra un miembro de aglomerado volcánico con clastos alargados, cementados por una matriz tobácea-arcillosa de cuarzo clorita y minerales opacos.

Unidad de la Mina.- Se encuentra aflorando en todos los arroyos de la mina, está constituida por tobas félsicas, tobas félsicas calcáreas y tobas líticas con lentes arcillosos.

a) Tobas félsicas.- De composición dacítica con clorita, sericita y feldespatos, con clastos alargados en el sentido de la

foliación, intercaladas con lentes arcillosos y lentes de lavas porfídicas. El contenido de carbonato de calcio dentro del paquete es muy alto, a lo largo y ancho del mismo.

b) Tobas félsicas calcáreas.-Tienen textura piroclástica, los minerales se encuentran orientados de acuerdo a las fracturas, intercaladas con lentes arcillosos y tienen comportamiento concordante con las tobas líticas

Unidad Superior.-Está constituida por tobas y aglomerados máficos con fragmentos riolíticos, en alternancia con lutitas tobáceas y tobas arenosas, intercalada con delgados lentes arcillosos.

11.3 Tectónica

La parte basal denominada Esquisto Taxco muestra foliación secundaria en dos direcciones, la primera NE-SW presente en las unidades uno y tres, la segunda NW-SE presente en toda la unidad vulcano-sedimentaria.

Edades de deformación

a) Si la edad de la secuencia es Aptiano-Albiano entonces la primera deformación ocurrió en el Cenomaniano, provocando una foliación de rumbo NE-SE.

b) Al no existir depósitos paleocénicos y las rocas del Oligoceno Medio no presentar deformación alguna, se infiere la segunda deformación en el Paleoceno durando hasta el Oligoceno Medio.

Las estructuras resultantes de estas deformaciones debieron ser mineralizadas durante el Oligoceno ó Mioceno debido a la gran actividad ígnea que se efectuó en esa época y al emplazamiento de

cuerpos intrusivos, originando la gran cantidad de vetas existentes en el área.

a) Formación por procesos compresionales del tipo orogénico de una potente estructura de sobrecorrimiento regional de rumbo NW, que afectó a las unidades estratigráficas descritas.

Este evento tectónico es probable que se haya desarrollado durante el Cretácico, originando la formación de amplias zonas de brechamiento y fracturación en las áreas adyacentes al plano principal de sobrecorrimiento; se piensa que en el área de Zacualpan la superficie principal de sobrecorrimiento está representada por la estructura de Santa Inés-Esmeralda, siendo las Vetas Lipton, El Moral, San Felipe y Zacualpan, parte de un complejo sistema de fallamiento.

c) Otro evento está representado por la presencia de fuertes fallas normales de rumbo NW-SE que están cortando a las unidades vulcano-sedimentarias, seccionándolas en bloques, lo anterior posiblemente representa una fase orogénica final de acomodamiento.

II.4 Yacimientos minerales

Los yacimientos del distrito minero de Zacualpan son depósitos hidrotermales de temperatura media a baja, del tipo veta falla con relleno de cavidades.

Se tiene un patrón cónico que se extiende con rumbo NW y aflora en extensiones variables de hasta siete kilómetros de largo, las potencias de estos afloramientos van desde 0.50 metros hasta 20.0 m. (Veta Ancha); la mineralización tipo es de

sulfuros con contenidos de plata, plomo y zinc.

Existe un segundo sistema de vetas falla con rumbo NS, las cuales están asociadas a plegamientos; es en este sistema de vetas en donde se concentra gran parte de la operación minera de la Unidad.

Se tienen identificadas más de treinta vetas con mineral económico para su explotación, entre las más importantes están: Veta Lipton, San Lorenzo, Concha, Veta Prieta, Santa Rosa, San Diego y Veta Negra; las características más importantes de estas vetas se resumen en el cuadro siguiente:

VETA	RUMBO	ECHADO	POTENCIA	ROCA ENCAJONANTE
Lipton	N 45° W.	80° NE	2.0-4.0 m	Tobas félsicas y tobas calcáreas
San Lorenzo	N 55° W	60° NW	1.5 m	Tobas félsicas
Veta Prieta	N 5° W	75° SW	0.6 m	Tobas félsicas y pizarras
Orilla Baja	N 10° W	70° SW	1.0 m	Tobas félsicas y pizarras
Kena	N 10° W	75° NE	0.8 m	Tobas félsicas y pizarras
Santa Rosa	N 20° E	70° NW	0.5-1.5 m	Tobas félsicas foliadas
San Diego	N 20° W	65° NW	1.0-1.5 m	Tobas félsicas
V. Negra	N 40° W	75° NE	15.0 m	Tobas.

11.5 Mineralogía

Los minerales más importantes de los yacimientos son sulfuros identificados como: esfalerita, galena, calcopirita, tetraedrita y sulfosales de plata; los minerales de ganga son cuarzo, calcita y rodocrosita.

La esfalerita se presenta en agregados masivos, la galena en cristales octaédricos y en forma masiva asociada con esfalerita y calcopirita.

El cuarzo se encuentra cristalizado precediendo a los sulfuros y en ocasiones asociado con rodocrosita y a carbonatos como calcita.

Las sulfosales de plata como pirargirita y proustita se encuentran como microinclusiones dentro de la galena o como mineral tardío.

Entre los minerales de aporte hidrotermal o de metamorfismo y alteración, se encuentran el cuarzo, carbonatos, clorita y algo de feldespatos alcalinos.

11.6 Zonamiento

Se distinguen en las vetas de la Unidad tres zonas de mineralización:

- a) Zona de oxidación, reconocida desde superficie hasta el nivel 100. (150 metros de espesor)
- b) Zona de enriquecimiento supergénico, localizada entre el nivel 100 y el nivel 140. (40 metros de espesor)
- c) Zona de sulfuros primarios, ubicada abajo del nivel 140.

11.7 Reservas minerales

Las reservas de mineral de la Unidad Zacualpan están clasificadas en dos tipos, de acuerdo a su valor económico: estas clasificaciones son:

Mineral económico.- Es el mineral contenido en un bloque cuya ley tiene un valor superior al Valor Mínimo Costeable (V.M.C.), de acuerdo a las cotizaciones de los metales, los costos y la paridad del peso que se utilice para la determinación de este valor.

Mineral marginal.- Es aquel mineral en bloque, cuya ley media tiene un valor superior al costo de operación de la Unidad, pero inferior al V.M.C.

Por otro lado, se le asigna una categoría a las reservas de acuerdo al grado de certeza con que son conocidas; en este caso se tienen las siguientes categorías:

Mineral probado.- Es el mineral estimado a partir de zanjas, obras mineras y barrenos a diamante, donde la ley se estima con los resultados de un muestreo detallado, espaciado estrechamente y donde el tamaño, forma y continuidad del yacimiento tiene un grado de certeza superior al 85 %.

Mineral probable.- Es el mineral donde su ley y tonelaje se estiman por medidas específicas de muestreo, barrenos a diamante y datos de producción; el grado de certeza está entre el 70 % y el 85 %.

Mineral posible.- Mineral del cual su ley y tonelaje se estiman por conocimientos de carácter geológico, donde se tienen indicios

de extensiones de partes bien conocidas pero con insuficiente información derivada de muestreos y barrenos a diamante: su grado de certeza es menor al 70 %, pero mayor del 50 %.

Para el cálculo de reservas se utiliza el método de cálculo por bloques, utilizando para esto los datos geológicos y topográficos, los cuales son vaciados en planos de secciones transversales y longitudinales para cada estructura mineralizada: los resultados de tonelaje y ley son producto de los muestreos realizados en las obras mineras de frentes, contrapozos, rebajes, así como de los muestreos de núcleos de la barrenación a diamante para definir el comportamiento geológico de cada cuerpo mineral.

Para el caso de la Unidad Zacualpan, para el mineral probado, es suficiente la información de tres lados de un bloque, dándole una influencia de hasta 20.0 m hacia arriba y abajo del o de los bloques probados. (Consideraciones de acuerdo a la política del Grupo Peñoles).

La tabla 1 presenta las reservas de mineral para el año de 1990, de acuerdo a los tipos y categorías mencionadas.

TIPO	TONELAJE	Au	Ag	Pb	Zn
ECONOMICO					
Probado	634,600	0.03	254	0.54	0.97
Probable	398,000	0.04	264	0.41	1.03
Subtotal	1,032,600	0.03	257	0.49	0.99
MARGINAL					
Probado	57,100	—	196	0.40	0.82
Probable	25,000	—	184	0.60	1.10
Subtotal	82,100	—	192	0.46	0.91
ECONOMICO					
Possible	360,100	—	306	0.34	1.10
TOTAL	1,474,800	0.02	265	0.45	1.01

U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA	
RESERVAS DE MINERAL 1990 ZACUALPAN		
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ		
TABLA I	1991	TESIS PROFESIONAL

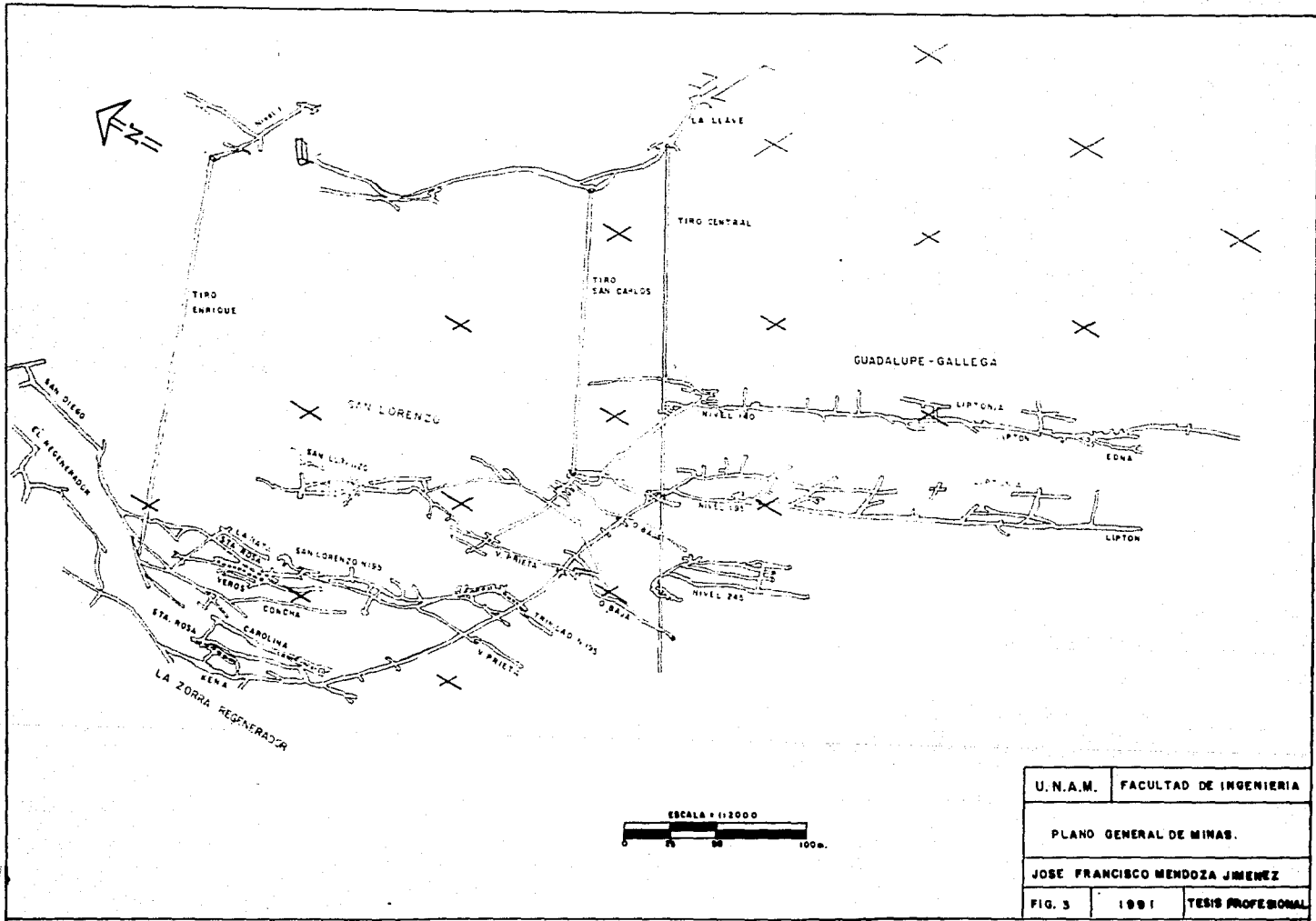
CAPITULO III
SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION

III.1 Descripción general de la Unidad

La Unidad Zacualpan es un complejo industrial integrado por el área de mina (incluye tres minas subterráneas y un tajo), una planta de beneficio para el tratamiento de mineral oxidado y mineral de sulfuros, oficinas para las actividades administrativas y de apoyo a la operación, un taller mecánico y un almacén de materiales; además cuenta con una colonia para empleados con sus respectivas instalaciones para actividades sociales y deportivas.

Tajo: La operación a cielo abierto se realiza entre los afloramientos de las vetas Socorro y Veta Negra; de este tajo, se explota mineral oxidado conteniendo principalmente valores de plata (200 g/t promedio) y bajos contenidos de oro (0.08 g/t promedio). La operación se realizaba removiendo el mineral con el razerador (riper) de un tractor, marca Caterpillar modelo D-8 y rezagando el mineral con un cargador frontal marca Michigan, modelo 25-B para posteriormente cargar camiones de 10 toneladas, los cuales están a contrato por tonelada movida. La producción promedio mensual es de 3,400 t/mes.

Minas Subterráneas: La Unidad Zacualpan se divide en tres minas principales, estas son: mina La Zorra-regenerador, mina Guadalupe-Gallega y mina San Lorenzo. Estas tres minas están intercomunicadas en su interior. (figura 3)



U. N. A. M.	FACULTAD DE INGENIERIA	
PLANO GENERAL DE MINAS.		
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ		
FIG. 3	1991	TESIS PROFESIONAL

Accesos a las minas: El acceso principal es el socavón "La Llave" (nivel cero de mina Guadalupe), tiene un cuele de 100 metros para comunicar del Área de oficinas y patio de mineral al "Tiro Central"; siguiendo este mismo nivel cero se puede salir al Área superficial de mina La Zorra.

Un tercer acceso a las minas es el socavón Del Regenerador, tiene un cuele de 450 metros y corresponde al nivel 195 bajo las labores de mina La Zorra (este acceso no está en condiciones de tránsito por estar enfangado hasta una altura de 60 cms.).

El acceso a las labores de mina Guadalupe puede hacerse por el Tiro Central o por la rampa 1475, la cual permite el acceso del nivel cero al nivel 140 de mina Guadalupe; el "Tiro Central" da acceso a los niveles 140, 195 y 245.

Niveles: Los principales niveles de operación son: nivel cero (acceso), nivel 140 (comunicado en minas Guadalupe - San Lorenzo, incomunicado en mina La Zorra), nivel 195 (intercomunica las tres minas) y nivel 245 (en etapa de exploración hacia la mina de Guadalupe-Gallega). El número de cada nivel indica la profundidad en metros, medida respecto del broca del tiro en el nivel cero.

Contratiros: Se tienen cuatro contratiros en las minas, localmente son conocidos como "Tiros", consideración que se asumirá en lo futuro; de estos cuatro tiros dos están en operación y dos fuera de servicio.

El Tiro Central es el principal, tiene un cuele de 290 m., está colado con una sección circular de 4.5 m. de diámetro y

tiene tres naves, de las cuales una es para botes de manteo, otra para la calesa y la tercera para camino de emergencia y servicios. Este tiro está equipado con dos malacates, uno de doble tambor, con capacidad de seis toneladas, utilizado en el manteo y otro malacate de un tambor con capacidad de tres y media toneladas, para los servicios de personal y materiales.

El otro contratiro en operación es el Tiro Enrique, ubicado en el Área de mina La Zorra; es un contratiro inclinado habilitado sobre rebajes abiertos, con un cuele de 160 m.. La sección promedio es de 4 m. x 2 m. y tiene instaladas guías de riel, utilizándose un bote en el movimiento de materiales y extracción del mineral de alta ley; por este tiro no se da servicio al personal. Está equipado con un malacate de un tambor, con capacidad de 1.5 toneladas.

Contratiro San Carlos: está ubicado en mina Guadalupe, tiene un cuele inclinado de 280 m. y se encuentra equipado con un malacate de doble tambor; actualmente está fuera de servicio debido principalmente a no realizarse trabajos de explotación en las vetas próximas al tiro.

Contratiro San Dnofre: está fuera de servicio, se ubica en el Área de San Lorenzo, en la veta de San Lorenzo del Bajo; su cuele es de 100 m., con una sección de 3 m. x 3 m., no tiene equipo instalado y sólo ayuda en la ventilación.

Rebajes : Los rebajes en operación (a noviembre de 1990) están divididos en rebajes con contenidos de mineral de plata; el criterio para esta agrupación está determinada por el porcentaje de zinc contenido en el mineral de la estructura, para

este caso, el porcentaje del mineral de zinc no excede del 2.0 %.

Rebajes con contenidos de mineral de plata-zinc: para agrupar este tipo de rebajes se considera que el porcentaje de zinc es superior al 2.0 %.

El mineral de alta ley está considerado como aquel que tiene una ley de plata superior a los 5 Kg/t.

Los rebajes de mineral de plata son: el 1714, 1741, 1770, 1680 y 1634 (San Lorenzo).

Los rebajes de mineral de plata-zinc son: el 1080 y 1050 (Guadalupe), el 1623 y los pilares de Veta Concha (La Zorra).

Rebaje de alta ley (Ley de Ag 7.5 Kg/t.): Veros, (La Zorra).

La tabla 2 presenta los rebajes en operación en la Unidad, así como sus principales características.

REBAJE	LARGO m.	POTENCIA m.	TONELAJE t.	A g g/l	Z n %	ADEME	SISTEMA
R. 1680	200	1.6	7,700	254	0.49	SI	C y R
R. 17145	150	1.8	13,500	249	0.42	SI	C y R
R. 1741	70	1.2	16,800	230	0.40	No	C y R
R. 1770	100	1.5	10,000	420	0.50	No	C y R
R. 1634	150	0.8	3,100	200	0.44	No	C y R
R. 1623	200	1.2	26,100	220	0.56	SI	C y R
R. 1050	80	0.5	3,300	200	3.10	No	C y R
R. 1080	200	1.8	7,200	207	2.62	SI	C y R
R. VEROS	15	0.30	3,700	7,500	8.80	No	ABIERTO
P. CONCHA	200	1.2	2,500	250	2.50	No	S / C

C y R Certe y Relleno

S/C Sobre Cargo

U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA	
REBAJES UNIDAD ZACUALPAN		
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMÉNEZ		
TABLA 2	1991	TESIS PROFESIONAL

Caminos: Los caminos para tránsito del nivel 140 al nivel 195, para el Área de San Lorenzo, están habilitados en los contrapozos 1511 (Veta Trinidad), 1505 (Veta Prieta) y 1680 (Veta San Lorenzo). Para el Área de mina Guadalupe-Gallega se tienen dos rampas, la rampa 1475 y la rampa 1080, estas rampas están separadas 500 m. una de otra y comunican el nivel 140 con el nivel 195.

Para llegar a las labores del nivel 140 de mina La Zorra, estando en el nivel 195, se tiene el camino general el cual está habilitado en un rebaje de la Veta La Rata.

Contrapozos Robbins: Se tienen catorce contrapozos Robbins en la mina, de los cuales la mayoría se utiliza para ventilación, otros como vaciaderos de tepetate para relleno y algunos como metaleras. De estos catorce contrapozos, doce están colados en mina Guadalupe-Gallega y tienen longitudes de hasta 140 m., llegando algunos hasta el nivel 195. Los otros dos contrapozos están en mina San Lorenzo, colados hasta el nivel 195 y tienen una longitud de 270 m. cada uno.

Nivel de acarreo: El nivel general de acarreo es el nivel 195, por el cual se acarrea el mineral de las tres áreas; esto es, todo el mineral tumbado se canaliza a tolvas de acarreo o cruceros cargadores, para de estos puntos cargar carros granby que serán arrastrados por locomotoras a diesel hasta la ventanilla del Tiro Central, donde se tiene una tolva con capacidad de 80 toneladas, la que está equipada con un martillo de impacto para reducir el tamaño de roca a -8 pulgadas.

III.2 Antecedentes de la explotación minera

Como se ha mencionado, antes de 1955 la compañía encargada de la explotación de las minas fue la Minera Continental; esta empresa realizó trabajos en el nivel 140 en las áreas de Guadalupe y La Zorra, el sistema utilizado para la explotación del mineral fue el sistema de tumba sobre carga, explotando las vetas San Pedro, Veta Prieta, Trinidad, Orilla Alta, Orilla Baja, San Lorenzo II, Lipton, Liptonia, San Diego, El Naranjo, Concha y Santa Rosa. Puede decirse que no se tenía mecanización en la mina y sólo se contaba con el equipo mínimo requerido para explotar el mineral.

La extracción de mineral se realizaba por los contratistas Enrique, San Carlos y por el socavón del Regenerador, y generalmente se empujaban las conchas de mineral a los puntos de extracción.

Al pasar los derechos al Grupo Peñoles, se comenzó una etapa de cambios tendientes a la mecanización de la mina. Así se cuela el socavón "La Llave", el "Tiro Central" y el nivel 195, para comunicar entre sí a mina La Zorra y mina Guadalupe. Se cambia el sistema de explotación a corte y relleno, probando algunas variantes del mismo, hasta implantar el sistema de corte y relleno utilizando contrapozos a superficie para surtir el relleno e introduciendo cargadores frontales de bajo perfil en los rebajes de veta Lipton, Liptonia e Intermedia.

Es en estas vetas, dada la potencia de los rebajes, su paralelismo y el valor del mineral, que se logra una época de alta producción (entre 1985 y 1987); sin embargo, con la

exploración no se detectan vetas con las mismas características y sin embargo se sigue considerando el mismo sistema y los mismos equipos para la explotación de los nuevos cuerpos detectados, aún y cuando fueran cuerpos angostos.

III.3 Sistema actual de explotación

Para la explotación de mineral en las vetas de la Unidad Zacualpan se utiliza preferentemente el sistema de corte y relleno; sin embargo, se tienen dos áreas asignadas a contratistas, los cuales tumban con otros sistemas de explotación: uno emplea el sistema de rebajes abiertos, minando en forma selectiva el mineral de alta ley, haciendo cortes en forma descendente. El otro contratista se encarga del tumbado de pilares de protección de rebajes antiguos de la veta Concha, utilizando una variante de tumbado sobre carga, ya que al tumbar el mineral, este le sirve de piso para alcanzar el siguiente corte y así sucesivamente hasta terminar el pilar. Una vez terminado el pilar se procede al rezagado del mineral.

El sistema de explotación más utilizado es el de corte y relleno, en el cual se utilizan rampas de acceso al rebaje para rezagar y rellenar con cargadores frontales de bajo perfil, utilizando material estéril proveniente del interior de la mina o de superficie canalizado por un contrapozo Robbins.

Las fases requeridas para la explotación de un rebaje de 200 m. de largo por 50 de alto y 1.4 m. de potencia (rebaje tipo para cualquier veta de la Unidad Zacualpan) son:

Exploración.- Las obras de exploración de un bloque de

mineral son: una frente 200 metros de longitud y cuatro contrapozos con un cuele total de 200 metros.

Se desarrolla la frente con sección de 1.8 m. x 2.0 m. en mineral y espaciados a cada 50 m. se cueian contrapozos de nivel a nivel, con esto se bloquea el mineral para efectos de cubicación y cálculo de reservas; los contrapozos se cueian con sección de 1.5 m. x 1.5 m. y además sirven para posteriormente introducir servicios de aire y agua al rebaje.

Preparación.— Existen tres variantes para preparar un rebaje por corte y relleno, estas variantes son:

a) Colar una contrafrente paralela a 10 m. de la frente, con sección de 2.5 m. x 2.5 m. y a cada 50 m. colar cruceros de acceso y extracción (puede o no dejarse pilar, dependiendo del valor del mismo).

b) Colar una losa de concreto que reciba al relleno y sirva de sostén y a partir de ahí desplantar el rebaje (se recupera el mineral de alta ley al no dejar pilar).

c) Colar un sill para proteger el nivel y a partir de este iniciar la explotación.

Posteriormente se cueia una rampa con sección de 2.5 m. x 2.8 m. con pendiente del 15%. En los rebajes preparados la rampa se colaba al alto de la estructura y en forma de ochos, la pendiente en los tramos curvos era de 10%.

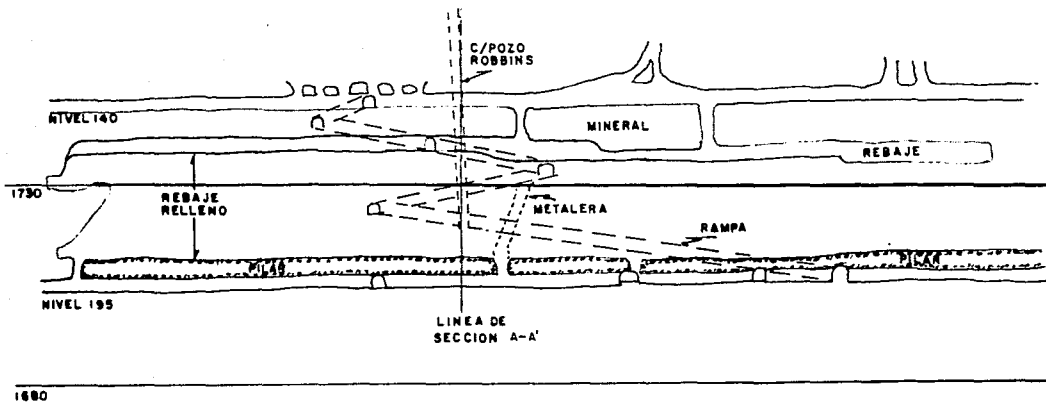
A partir de la rampa se colaban cruceros de acceso al rebaje con una sección de 2.5 m. x 2.5 m.; se hacían inicialmente con una pendiente negativa del 15% y se pivoteaban a una pendiente positiva de 15%.

Las obras necesarias para la preparación de un rebaje tipo en Zacualpan son:

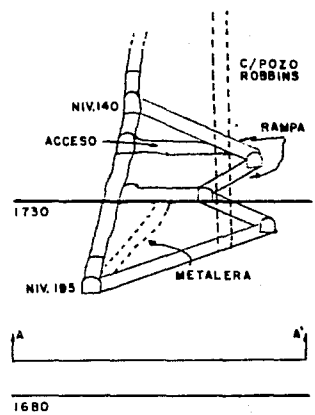
OBRA	CUELE
• Rampa (a 25 m. del cuerpo, pendiente del 15%),	390 m.
• Cruceos de acceso al rebaje, (8 cruceos),	200 m.
• Descabezar en tepetate para pivotar los accesos	Volumen: 187 m ³
• Contrapozos para metaleras	100 m.
• Cruceos acceso a metalera (9 cruceos)	90 m.
• Contrapozos para tepetatera	90 m.
• Cruceos acceso a tepetatera	90 m.
• Contrafrente	200 m.
• Construcción de dos tolvas de placa con sistema de pistón neumático.	

Existe otro tipo de obra llamada "Calle", esta obra se realiza en lugares donde se encuentran dos vetas paralelas y entre las cuales se tiene una rampa de acceso; con esta obra se logra la comunicación de las dos estructuras, dándole mayor versatilidad a la operación de rezagado.

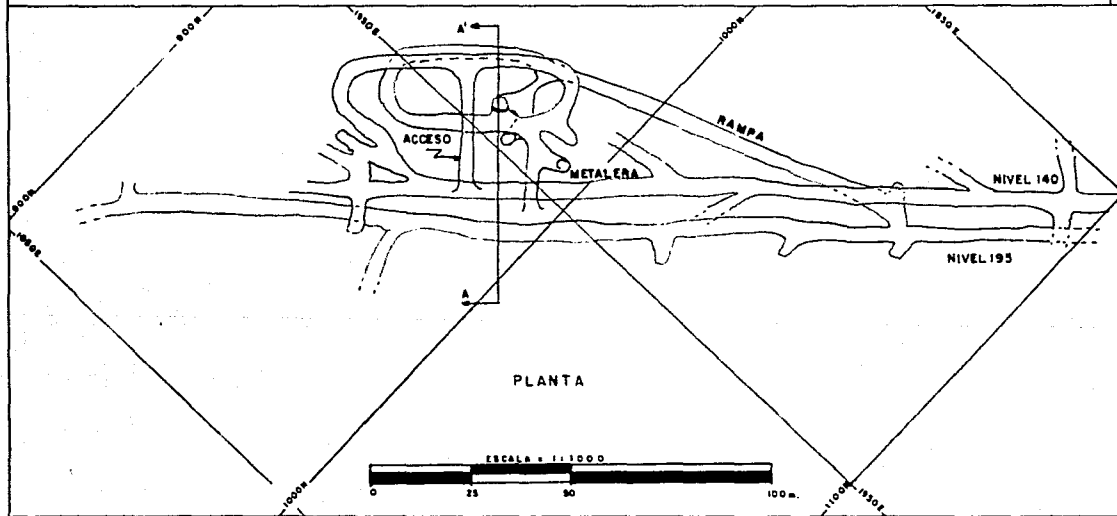
Obviamente la preparación de un rebaje se hace por etapas progresivas y no es necesario preparar todo el rebaje antes de iniciar la explotación. (figura 4 y 5)



SECCION LONGITUDINAL

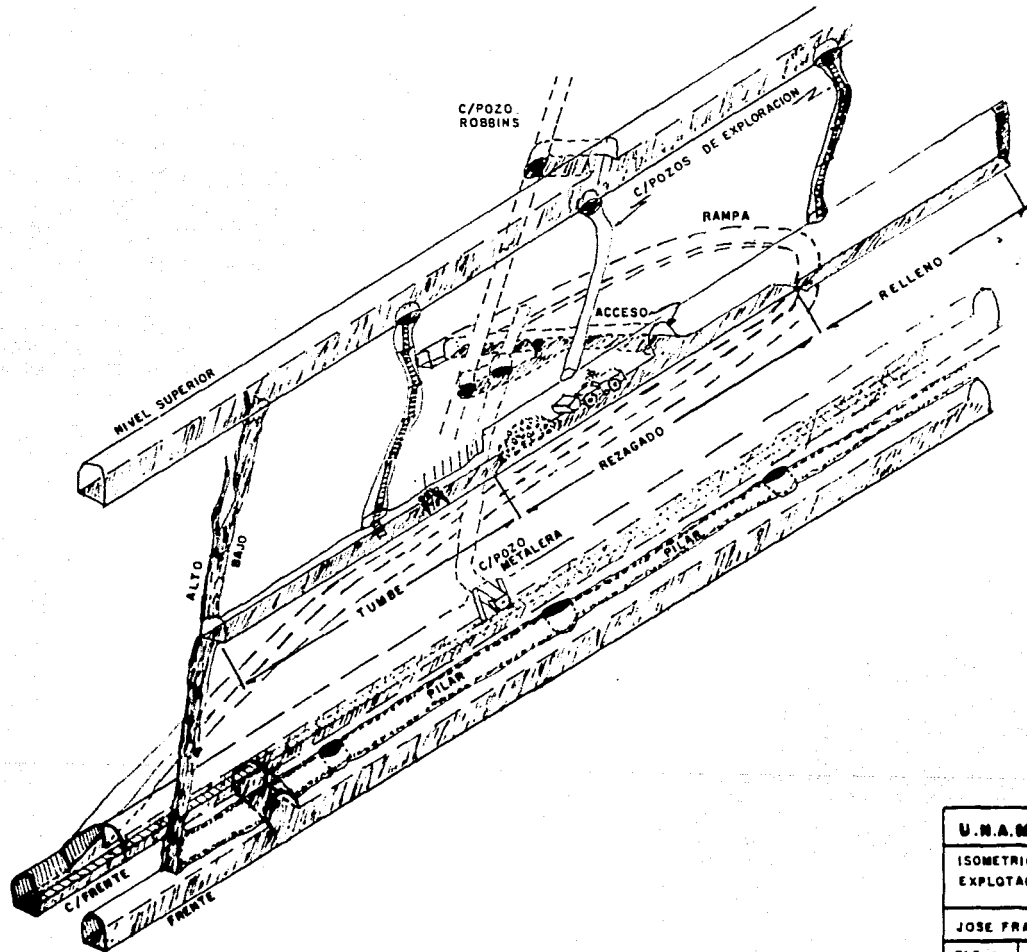


SECCION TRANSVERSAL A-A'



PLANTA

U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA
REBAJE TIPO EN EXPLOTACION POR CORTE Y RELLENO	
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ	
FIG. 4	1991 TESIS PROFESIONAL



U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA	
ISOMETRICO DE RESAJE TIPO EN EXPLOTACION POR CORTE Y RELLENO		
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ		
FIG. 5	1991	TESIS PROFESIONAL

Explotación.- La etapa de tumba de mineral para este sistema tiene dos variantes, determinadas por la estabilidad de la tabla del alto. Si la tabla del alto es poco competente, se requiere soporte artificial; si la tabla del alto es competente, entonces no se requiere dicho soporte.

Si se tiene la primera condición, entonces el ciclo de tumba se alarga debido a que debe llevarse a cabo una operación de anclaje.

La secuencia del ciclo de un rebaje tipo es:

Tumba.- operaciones de barrenación, cargado y disparado, efectuadas por un perforista y un ayudante; se utiliza una máquina de pierna neumática y se realiza una barrenación hacia arriba (60° a 70°), empleando barras de 1.9 m. de longitud. El estándar de barrenación es de 22 barrenos por turno, con los cuales se producen aproximadamente 13.2 toneladas por hombre turno.

Rezagado.- operación realizada por un operador empleando un cargador frontal, generalmente con capacidad de 2 yd³; esta actividad tiene un parámetro estadístico de 135 toneladas movidas por hombre turno.

Desborde.- consistente en la barrenación de la tabla del bajo con objeto de hacer espacio para el tránsito de un cargador frontal de 2 yd³; se realiza con un perforista y un ayudante, empleando una máquina de pierna neumática. Su productividad es de 15.4 m³ por hombre turno. Esta operación no se requiere cuando se tiene una veta con una potencia mínima de 1.8 metros.

Aplanille.- actividad tendiente a emparejar el piso del rebaje después del desborde; según la sección a desbordar pueden ocurrir dos situaciones:

- a) existe un excedente de tepetate, el cual hay que retirar del rebaje.
- b) todo el tepetate de desborde se puede aplanillar en el rebaje sin afectar la altura mínima de corte requerida para el tumba. El parámetro estadístico de aplanille es de 6.25 m³ en 30 minutos de operación del cargador frontal; generalmente el volumen de desborde a mover es de aproximadamente 10 m³.

Relleno.- este trabajo consiste en rellenar el hueco dejado por el corte de mineral (después del desborde, si lo hubo) hasta dar una altura libre de 2.5 m promedio.

Aparte del desborde existen otros dos tipos de fuentes del material de relleno: un material es el proveniente de las obras de preparación o de algunas de explotación cuando no tienen valores económicos y que está almacenado en obras cercanas al rebaje; el otro material es el proveniente de superficie, canalizado por contrapozos Robbins y almacenado en un lugar cercano al rebaje.

Con el material de relleno de superficie se tiene la ventaja de poderlo distinguir del mineral debido a su coloración rojiza, lo que es una muy buena guía para el operador, disminuyendo la dilución por rezagado; sin embargo, cuando dicho material está húmedo causa muchos problemas tanto de encampanamientos en el Robbins, como de atascamientos del cargador frontal en los

rebajes. (el material de relleno debe estar seco, una ligera lluvia es suficiente para que el material produzca problemas)

Anclaje.- esta operaci3n se efectúa en un 38% de los rebajes, los cuales aportan un 60% de la producci3n del mineral; este trabajo se hizo sistemático en algunos rebajes para llevar a cabo las operaciones en forma más segura debido principalmente a que el 70 % de los accidentes de mina eran producto de caídas de roca.

Esta actividad consiste en barrenar el alto de la veta, existiendo dos variantes para realizarla:

- a) anclaje con varilla corrugada, necesario en tablas medianamente competentes.
- b) anclaje con "Split-set", necesario en tablas muy incompetentes y en áreas donde comunica un acceso al rebaje.

Inyecci3n.- se emplea como complemento del anclaje con varilla; para la inyecci3n se prepara una mezcla arena-cemento-agua y se inyecta con aire a presi3n; para evitar escurrimientos se tapa el barreno con papel.

En resumen y de acuerdo al tipo de rebaje, los ciclos de tuabe pueden consistir en:

Rebaje incompetente.- Tuabe, rezagado, desborde, aplanille, relleno, anclaje e inyecci3n. (Ocurre en el 60 % de los rebajes).

Rebaje competente.- Tuabe, rezagado, desborde, aplanille y relleno. (Ocurre en el 30 % de los rebajes).

Rebaje potente.- Tuabe, rezagado, relleno, Anclaje e inyecci3n (Ocurre en el 10 % de los rebajes).

111.4 Programas de operación en minas de la Unidad Zacualpan

En este punto se proporciona un panorama más amplio en cuanto a la operación a futuro de las minas y para tal fin se presentan los programas de Exploración y Preparación para 19 meses, así como el programa de Explotación y Agotamiento de las minas de la Unidad Zacualpan.

(Ver figura 6 para referencia de los lugares de operación).

De los programas anteriores se observa lo siguiente :

- 1.- La preparación a realizar está diseñada en un 100 % para rebajes por corte y relleno.
- 2.- Se pretenden colar 4,146 metros en diferentes obras, para la preparación de siete rebajes.
- 3.- De acuerdo al plan de explotación, se contarán con siete rebajes, teniendo dos de ellos próximos a su terminación (1080 y 1680) y dos rebajes próximos a iniciar su operación (1623 y 1777).
- 4.- Se hace notar que los rebajes 1502 y 1461 ya están preparados, aunque se encuentran parados debido a que su explotación se consideró no conveniente por su próxima comunicación al nivel 140, en ese entonces utilizado como nivel de acarreo.
- 5.- En el programa de explotación no se consideran los rebajes 1160, 1546 y 1468, pero si en el programa de exploración y preparación, es decir que deberán aportar producción a futuro, por lo cual, se llevará a cabo su preparación.

PROGRAMA DE EXPLORACION Y PREPARACION

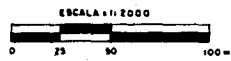
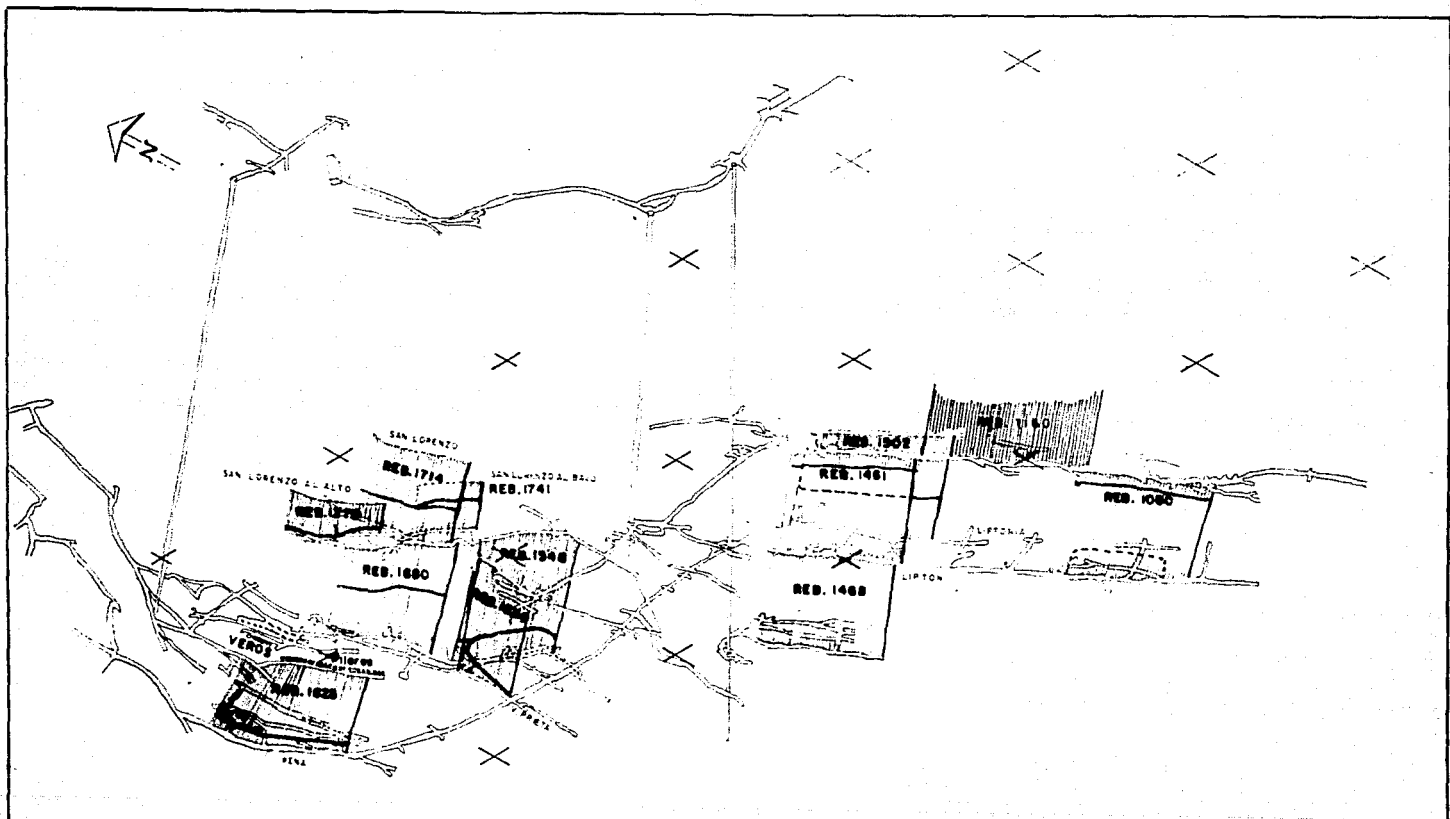
(elaborado por los deptos. de geología, planeación y mineral)

OBRA	REBAJES				CUELES				
Raspas	1714	1160	1080	1703	1623	1468	901	m	
Cro. Acceso	1714	1160		1680	1546	1623	1458	591	m
S/Nivel	1714	1160			1546	1623	1468	455	m
C/Pozo metalero	1714	1160		1680	1546	1623	1468	414	m
Cro. a metalera	1714	1160		1680	1546	1623	1468	346	m
C/Pozo Robbins							1468	94	m
Cro. a Robbins	1714	1160	1080	1703	1623	1468	1468	291	m
C/Frente				1703			1468	805	m
Calles							1468	149	m
TOTAL								2,146	m

PROGRAMA DE EXPLOTACION Y AGOTAMIENTO

(elaborado por los departamentos de planeación y mineral)

VETA	REBAJE	RESERVAS (toneladas)	DURACION (meses)
Lipton	1080	5,600	6
Lipton	1461	29,500	17
Liptonia	1502	29,500	17
Intermedia	1050	12,600	13
Edna	998	10,000	7
San Lorenzo	1680	16,000	8
San Lorenzo II	1714	32,700	11
San Lorenzo II	1777	15,600	7
Concha	Pilares	12,000	6
Kena	1623	38,600	19
San Diego	1980	33,900	19



U. N. A. M.	FACULTAD DE INGENIERIA
REBAJES EN OPERACION U. ZACUALPAN	
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ	
FIG. 5	1991
TESIS PROFESIONAL	

CAPITULO IV

OPTIMACION DE LA OPERACION MINERA

IV.1 Introducción

Quizá el factor más importante en la realización y desarrollo de esta tesis, es el hecho de que existió la oportunidad de analizar los procedimientos y de que se propusieron e implantaron cambios a estos procedimientos; es decir que no basto saber que se estaba incurriendo en errores y fallas sino que se dió la mecánica para aportar soluciones y para desarrollarlas e implantarlas, de tal modo que, en forma global, despues del análisis de la operación, se propone una optimación en base a alternativas de cambio a los procedimientos que por años permanecieron estáticos.

De este modo, para hablar de optimar una operación, se debe plantear una base de la cual se parta hacia un objetivo; en el caso de esta tesis, se plantean como base dos aspectos fundamentales para el análisis: uno está referido a los factores externos que afectan en forma indirecta el aspecto económico de la Unidad, pero los cuales no pueden modificarse con acciones llevadas a cabo en la operación; el otro aspecto se refiere a los factores internos que también afectan los costos de operación, pero que tienen la característica de poderse modificar, es decir, poderse optimar para lograr reducciones en el costo del proceso: sin embargo, es necesario conocer cuáles son los elementos auxiliares que intervienen en la operación a fin de poder plantear alternativas de cambio que nos ofrezcan mejoras al proceso productivo.

Para tal fin, se describirán cuáles son y cómo afectan los factores, tanto externos como internos y cuáles son los elementos auxiliares que intervienen en la operación, y a partir de esta base se plantearán las alternativas de optimización.

IV.2 Factores externos

Los factores externos están influenciados por las circunstancias adversas en los mercados de los metales, ocasionadas por las grandes reservas de plata, una mayor oferta de los metales y por la contracción de la demanda debida principalmente a la recesión económica, lo que ha llevado a cotizar los metales a precios tan deprimidos como los ocurridos en el año de 1976. Por otro lado, la devaluación del dólar a una tasa del 5% anual, es sensiblemente menor a la inflación en pesos, lo que provoca que la industria minera nacional esté atrapada en una situación de mayores costos y menores ingresos.

Para mostrar la influencia de estos factores en la operación de la Unidad Zacualpan, se hará referencia a los costos de operación tenidos durante el año de 1990:

CENTRO DE COSTO	COSTO (Dóls/t)	PORCENTAJE (%)
costo directo mina	9.55	38.6
costo indirecto mina	2.33	9.4
costo directo planta	5.49	22.0
costo indirecto planta	0.54	2.0
costos generales	6.84	28.0
Total Unidad	<u>24.75</u>	<u>100.0</u>

El costo total anual de la Unidad es de 4'102,143 Dóls/año, teniendo una producción total anual de mineral de 165,614 toneladas, de las cuales 124,226 toneladas pertenecen a la

producción de sulfuros (minas subterráneas), 41,252 toneladas al mineral oxidado (producción del tajo) y 136 toneladas al mineral de alta ley (minas subterránea); estos datos nos arrojan un costo mina por tonelada producida de 11.88 Dlls/t y de manera particular, los costos de mina son los siguientes:

COSTOS MINA 1990

DIRECTOS	INDIRECTOS
(Dlls/año)	(Dlls/año)
Explotación	Servicios
483,303	34,414
Preparación	Tiros
287,005	21,324
Exploración	Mantenimiento
302,364	311,665
Acarreo y manto	Relleno
508,295	16,892
Otros	
3,4880	
TOTAL DIRECTOS	1'584,455
TOTAL INDIRECTOS	384,295
TOTAL MINA	1'968,750 (Dlls/año)
PROMEDIO MENSUAL	164,062 Dlls/mes

Nota Estos costos son promedio mensual para el año 1990 y están expresados en dólares por tonelada para facilitar el manejo de cifras; el tipo de cambio utilizado es de 2,900 pesos por dólar.

Para comparar estos egresos, se hará referencia también a los ingresos; un análisis a grosso modo nos indica lo siguiente:

Ley de mineral de reservas	257	g/t de plata
Dilución por explotación	20	%
Recuperación metalúrgica	85	%
Ley recuperada	174,7	g/t de plata
Onzas recuperadas	5.44	onzas troy/t
Cotización plata	4.9	Dls/oz troy
Valor del mineral	26.67	Dls/t

Sin considerar costos de flete y maquila de concentrados, al comparar este valor con el costo de operación de la Unidad de 24.75 Dlls/t, se observa que el margen de utilidad es de 1.92

Dlils/t, valor que está fuertemente condicionado a las variaciones de la recuperación metalúrgica, la cotización de la plata, a la ley de minado, etc.; de acuerdo a estas situaciones, se observa que la operación de la Unidad es muy sensible a dichos cambios, por lo tanto, se considera que plantear alternativas tendientes a la optimización en la operación minera, podría lograr una disminución de costos en los procesos que sean factibles de optimizarse, lo que reeditaría en un incremento en la utilidad por la explotación y beneficio de minerales, que a su vez permitiría una operación menos sensible a los factores externos.

IV.3 Factores internos

Respecto de los factores internos, se hará referencia al costo añadido que no está presente en el producto pero que se tiene que pagar, es decir, se referirá a los costos elevados o gastos inútiles que no agregan valor a los productos finales pero que recargan los costos de forma indirecta, debido a desperdicios, reprocesos, tiempos extras, excesos de supervisión, etc.

El análisis de los factores internos, se basará primordialmente en las condiciones actuales de la explotación minera subterránea, debido a que es en esta área, en donde se desarrolló en forma directa la participación del suscrito dentro del proceso productivo; esto es, se hacen consideraciones de acuerdo con lo relatado en el capítulo III (sistema actual de explotación), bajo las cuales se observa que en el sistema de explotación los ciclos de preparación son muy largos y se tienen

actividades repetitivas, provocando bajas productividades, inclusive algunas actividades están sobradas y por lo tanto no son efectivas. Por otro lado, existen situaciones que implican mantener gente ocupada en trabajos no productivos o incluso subutilizar la capacidad de equipos de acarreo y manto; las consecuencias son que se tenga que gastar más dinero en el movimiento de tepetate (a veces en mayor proporción respecto del mineral), o tener asignados operadores de cargador frontal en trabajos de limpieza, o una insuficiente supervisión de trabajos en los turnos de primera y segunda y subutilizada (debido a la cantidad de trabajos por supervisar) en el turno de tercera; sin embargo, para plantear alternativas de cambio a los procesos, como paso previo se tendrán que describir cuáles y cómo son esos procesos, a fin de plantear opciones de optimización, que de llevarse a cabo, permitirían abatir los costos de la operación minera así como la mejora de esos procesos, lo que traería mayores utilidades en la Unidad.

IV.4 Elementos de la operación minera

Hasta ahora se han mencionado las obras y trabajos requeridos para la realización de la exploración, preparación y explotación de mineral, sin embargo, existen más elementos que intervienen en conjunto para llevar a cabo la operación, estos elementos se determinarán y posteriormente se analizarán, para ver la posibilidad de llevar a cabo una optimización que permita cumplir el objetivo de minimizar los factores internos negativos de la operación minera y lograr una mayor utilidad para hacer menos sensible a la Unidad Zacualpan a los factores

externos. Para determinar esos componentes se hará uso del diagrama de Causa-Efecto o diagrama de Ishikawa (figura 7); este diagrama agrupa los elementos que intervienen en la operación, en cinco factores causales:

Factor materiales.- Constituido por las materias primas que intervienen en el proceso.

Factor mano de obra.- Se refiere a los operarios, inspectores y personal en general que hace posible el proceso.

Factor maquinaria.- Agrupa al equipo, herramienta e instrumentos que participan en la operación.

Factor métodos.- Incluye los procedimientos, sistemas, procesos y maneras en general de realizar un trabajo.

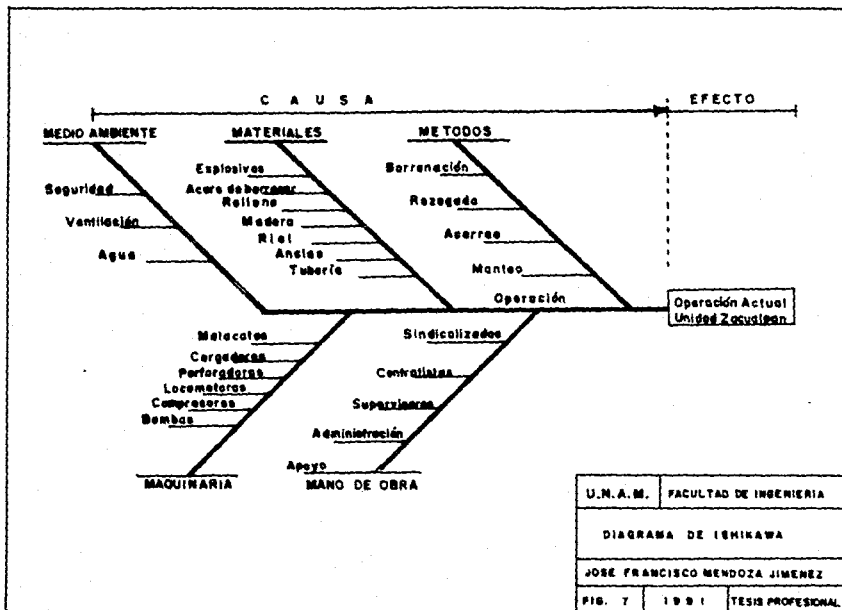
Factor medio ambiente.- Agrupa las condiciones climatológicas y de trabajo que influyen en el proceso.

Una vez establecido los factores, cada factor agrupa a los siguientes elementos.

Factor Materiales

El factor materiales está integrado por las siguientes materias primas utilizadas en la operación minera:

- Explosivos y artificios.
- Acero de barrenar.
- Material de relleno.
- Madera.
- Riel.
- Anclas.
- Tubería.



Explosivos y artificios.- El explosivo utilizado para el tumba y el cuele de obras es: Bombillos Tovex 100 de 1" x 5" (tumba) y 1" x 8" (cuelos), Supermexambón D (explosivo de baja densidad), Cañuela, Fulminante N° 6, Conector de cobre e Ignitacord (tipo medio 8 s/ft).

Ocasionalmente se utiliza el iniciador nonel L.P. (largo periodo), encadenando con E-cord.

* Nota: El explosivo de alta densidad Tovex, se utiliza en presentación de 1" x 8" en cueles por el tipo de salida de los barrenos.

Acero de barrenar.- El acero utilizado en la barrenación es de dos tipos, acero integral (usado en un 10%) y acero cónico con broca intercambiable de pastillas en cruz, diámetro de 2 1/4" (usado en un 90%), preferentemente utilizado en el tumba y en el cuele de obras de exploración. Esta selección se debe a que en el mineral la broca tiene un mejor barrido.

Habitualmente el uso del juego de barras, sólo se lleva a cabo en secciones muy reducidas; por lo general solamente se ocupa la barra de 1.8 metros.

Material de relleno.- Como se ha mencionado se tienen dos tipos de material de relleno, el proveniente del interior de la mina y el de superficie; el costo del metro cúbico de material de relleno del interior es de 1.63 Dlls/m³ y el costo del relleno de superficie es de 3.14 Dlls/m³ (datos estadísticos de operación). El costo del relleno externo se incrementa por la necesidad del uso de un tractor para cortar el material, una Pala Michigan para cargar camiones, la contratación de camiones de

acarreo para llevar el relleno a los contrapozos tepetateras, la actividad de desemparrille del material y el transporte en interior por un cargador frontal.

Madera.- La madera se utiliza muy poco en la unidad, ocasionalmente en enhuacalados para ademe, utilizándose el rollizo de 2.4 metros de longitud por 15 centímetros de diámetro; también se ocupa madera para el tranqueo de contrapozos utilizándose en este caso rajas de madera de 10 centímetros de diámetro, cortándolas del largo que se requiera.

Riel.- El riel utilizado en la instalación de vía es de 60 libras por yarda, generalmente es de recuperación de los lugares de acarreo fuera de servicio; actualmente no se llevan a cabo trabajos de instalación, pero se está recuperando riel para la habilitación del nivel 245, que será el futuro nivel de acarreo.

Anclas.- Se utilizan dos tipos de anclas:

Anclas de varilla corrugada de 3/8", cuyo costo por ancla colocada es de 11.37 Dlls/pza. y anclas tipo "split-set" las cuales tienen un costo de 18.82 Dlls/pza. colocada.

Tubería.- La tubería se requiere para el suministro de aire y agua a los lugares de trabajo, se utilizan tubos y accesorios con diámetros de dos pulgadas para el suministro de aire y de una pulgada para el suministro de agua; la tubería que se va requiriendo también se obtiene de lugares fuera de operación y sólo se compran accesorios para su instalación; el costo estadístico determinado en mina para la instalación en obra de un metro de tubería es de 15.27 Dlls.

Factor Mano de obra

La mano de obra que labora en la Unidad está distribuida en los siguientes grupos:

Sindicalizados
Contratistas
Supervisores
Administración mina
Apoyo

Mano de obra sindicalizada.- La distribución de este grupo es:

ASIGNACION	OBREROS
barrenación	40
rezagado	18
acarreo	9
manteo	7
tuberos	8
soldadores	7
ademe	6
albañilería	5
servicios generales	3
limpia de niveles	18
sanidad	2
bombeo	9

TOTAL 132 obreros.

Contratistas.- Se tienen cuatro contratistas que prestan servicio a la Unidad, los trabajos realizados y el personal a su cargo, así como sus principales datos, se enuncian a continuación:

El primer contratista tiene asignados trabajos de exploración en el nivel 245 y ocasionalmente en los niveles 140 y 195; además realiza trabajos de preparación de la tolva de manteo, habilitación de ventanilla y revestimiento del tiro en el nivel 245. Este contratista ocupa 29 trabajadores para realizar sus labores y su avance mensual en exploración es de 60 a 85 metros, empleando en su operación tres cuadrillas de barrenación por turno, en tres turnos, distribuidas en los diferentes lugares

de trabajo que tenga asignados.

El segundo contratista está encargado de trabajos especiales de recuperación de vía, instalación de tuberías y ademes; cuenta con nueve trabajadores para realizar sus trabajos y no se le asignan actividades de tumba.

Un tercer contratista tiene asignados trabajos de explotación de mineral de alta ley; esta explotación se realiza tumbando con cuña y marro, despuntando y pepenando el mineral, cuenta con seis obreros y su producción mensual es de aproximadamente 11 toneladas con leyes de 1.75 g/t de oro, 7.92 Kg/t de plata, 4.0% de plomo y 10.3% de zinc.

El cuarto contratista tiene asignados trabajos de explotación de pilares en la veta Concha y en la veta Santa Rosa; para sus labores utiliza nueve personas y produce aproximadamente 600 toneladas mensuales, con leyes de 350 g/t de plata y 2.0% de zinc.

Supervisión.- La supervisión de la mina está cubierta por seis empleados, dos supervisores son prácticos, dos pasantes de ingeniero y dos ingenieros de minas, que se rolan en tres turnos de operación, distribuyéndose dos por turno. Un supervisor se encarga de la operación directa y otro de los servicios y acarreo de mineral; generalmente en los turnos de segunda y tercera, el supervisor de servicios tiene asignados menos de diez obreros y se coordina con el otro supervisor para apoyarlo en otras áreas.

Administración mina.- La parte administrativa de la mina la realiza el superintendente y el asistente de mina, complementándose en las funciones de administración de la

operación minera.

Apoyos.- Este grupo se refiere a los departamentos de la Unidad que dan apoyo a las actividades mineras y entre estos grupos se encuentran: departamento de geología, departamento de planeación, departamento de seguridad, mantenimiento mina y relaciones industriales.

Factor Maquinaria

Los equipos utilizados en la operación son:

Equipo de barrenar.- La barrenación se realiza con máquinas de pierna neumática, marca Atlas Copco, empleando los siguientes modelos:

Modelo	Aire requerido p.c.m.	Agua requerida l/min
BBC16W	133	3
BBC24W	158	5
BBC34W	190	5

Cada obra cuenta con un equipo de barrenar que consta de:

- Una manguera para aire, con diámetro de 3/4", para alta presión
- Una manguera para agua, con diámetro de 1/2", para alta presión
- Una manguera de 2 a 3 m. (chicote), para conectar el lubricador
- Un lubricador tipo Atlas Copco, de un litro de capacidad.
- Una pierna neumática tipo BMI 90, con un peso de 17 Kgs.

Equipo de rezagado.- Consiste en cargadores frontales de bajo perfil, de los cuales se tienen un Jarvis-Clark de 1 yd³, dos Wagner de 1 yd³ (semicaútivos en los niveles 90 y 140 de la mina La Zorra), tres Tamrock de 1.5 yd³ y cuatro Jarvis-Clark de 2 yd³.

Este equipo se utiliza en las operaciones de rezagado, relleno, aplanille y cargado de carros granby.

Equipo de acarreo. - Para el acarreo de mineral se cuenta con tres locomotoras a diesel, de las cuales dos son marca A.G.V., y una marca Clayton, (locomotoras de ocho toneladas de peso) y se cuenta con diez carros granby de 80 ft³. Para el acarreo se utiliza una locomotora a la vez arrastrando un convoy máximo de seis carros granby, pudiéndose utilizar un doble acarreo con cinco carros cada locomotora.

Los puntos de llenado de mineral son:

Area	Metañera	Estación de Cargado	Distancia de acarreo
Guadalupe	10 de Gallega	Cro. 1045	800 m.
San Lorenzo	1 y 2 Sn. Lzo.	Cro. Rbb. 14	700 m.
La Zorra	1 de Kena	Reb. 1826	900 m.

Equipo de Manteo y Calesa. - En el nivel cero se encuentra el cuarto de malacates donde están instalados un malacate de doble tambor, marca Nordberg, con diámetro de 174 cms. y longitud de tambores de 91 cms., accionado por un motor de 250 h.p.; este malacate tiene una capacidad de seis toneladas y se utiliza en el manteo de mineral y un malacate de un tambor marca Ottumwa Iron Work con diámetro de 156 cms. y longitud de tambor de 51 cms. accionado por un motor de 100 h.p., ocupado en el servicio de personal y materiales. Los cables utilizados en los malacates tienen un diámetro de 1 1/8", de tipo pantera 6 x 19 con alma de fibra y pasan por un contrapozo hasta las poleas de donde caen a plomo por el Tiro Central.

El tiro está adernado con viguetas tipo IPR de 8" colocadas

a cada seis metros y está equipado con gatas de vigueta para la calesa y los botes. Se tienen dos botes para el mantenimiento de mineral, tipo Kimberly, con un peso de dos toneladas y una capacidad de 2.44 m³, equivalentes a 4.5 toneladas. El vaciado es de tipo pendulo.

Bajo las ventanillas de los niveles 19E y 24E se tienen estaciones de cartuchos para el llenado de los botes: la del nivel 24E solo se ocupa ocasionalmente pues esta en proceso de construcción.

La calesa utilizada para el movimiento de personal y materiales tiene por dimensiones 2.8 m de alto, 1.75 m. de ancho y 2.22 m. de fondo, pesa aproximadamente 1.3 toneladas; el cupo máximo permitido es de 12 personas, debido a la capacidad del malacate que la soporta.

Aire comprimido.- Se tienen dos estaciones de compresores en superficie, una en mina La Zorra (fuera de servicio) y otra en la entrada de mina Guadalupe (socavón "La Llave"), de esta estación se abastece la planta de beneficio (300 ft³/min) y la mina (750 ft³/min).

La estación de mina Guadalupe está equipada con cuatro compresores, los que trabajan en relevo, es decir que no trabajan todos a la vez. El equipo instalado consiste de:

Un compresor Sullair de 1600 ft³/min con una eficiencia del 90%, un compresor Atlas Copco DT-4 de 800 ft³/min con eficiencia del 90%, un compresor Ingersoll-Rand de 1000 ft³/min con una eficiencia del 85% y un compresor Joy de 600 ft³/min con eficiencia del 85%.

Equipo de bombeo.- En el interior de la mina se tienen cuatro estaciones de bombeo, dos en el nivel 140, una en el nivel 195 y otra en el nivel 245.

Nivel 245.- Equipada con dos bombas horizontales una de marca Evamex y otra Ocelco, de 50 h.p. y con un gasto de 15 l/s. cada una, las que bombean el agua al nivel 140.

Nivel 195.- Estación equipada con dos bombas horizontales, una marca Sultzer de 25 h.p. de 5 l/s y otra marca Worthington de 40 h.p. gasto de 5 l/s. El agua bombeada en esta estación se canaliza al nivel 140 por medio de una tubería de acero y "extrupack" de seis pulgadas de diámetro.

Nivel 140.- Se tienen dos estaciones de bombeo en este nivel, una para el agua industrial y otra para el agua potable.

Agua industrial.- Se tiene una estación equipada con dos bombas sumergibles verticales de 11 cuerpos marca Pomona, accionadas por motor de 50 h.p. cada una, los gastos son 10 l/s y 13 l/s. En esta estación se recibe el agua de los niveles 195 y 245.

Agua potable.- El agua potable proviene de un barreno a diamante y se almacena en una pileta con capacidad de 24 m³; de aquí se bombea a superficie con una bomba marca Sultzer de 60 h.p. con un gasto de 6.14 l/s.

Agua de barrenación.- El agua bombeada a superficie desde el nivel 140, se canaliza a un registro donde una bomba horizontal de 15 h.p. llena una pileta y por gravedad se alimenta la mina por medio de una tubería de dos pulgadas de diámetro.

Factor Métodos

El factor métodos está referido a el como se llevan a cabo las actividades de:

Organización mina.
Barrenación.
Rezagado.
Acarreo.
Manteo.

Organización mina.- La mina subterránea trabaja tres turnos por día, seis días por semana; en el tumba de mineral se tienen campañas de mineral de plata y mineral de zinc, las cuales duran de dos a seis días según la disponibilidad de rebajes, mineral en patios y recursos humanos. La producción diaria promedio de la mina subterránea es de 415 toneladas equivalentes a 10,350 toneladas por mes (promedio mensual durante 1990).

La distribución por turnos del personal de mina se hace de acuerdo a la siguiente relación:

DISTRIBUCION DE PERSONAL POR TURNOS

	turno 1a	turno 2a	turno 3a
sindicalizados			
op. directa	26	26	24
op. indirecta	32	15	7
contratistas	40	8	5
supervisión	2	2	2

Barrenación.- En barrenación se agrupan los trabajos de tumba, desborda, descabece y los trabajos de cuevas de obras mineras como contrapozos, frentes, contrafrentes, cruceros en tepetate y rampas; generalmente los realiza un perforista y un ayudante y son actividades similares en cualquier tipo de labor de barrenación. Los parámetros de barrenación se presentan en las tablas 3 y 4.

CONCEPTO	UNIDAD	TUMBE.	DESBORDE	DESCABECE
LONGITUD DE BARRENO	m.	1.70	1.70	1.70
AVANCE PROMEDIO	m.	1.95	1.60	1.60
VOLUMEN DE OBRA	m ³	10.26	8.64	8.97
PESO ESPECIFICO	t/m ³	3.00	2.80	2.80
TONELAJE DE OBRA	t	30.8	22.2	24.0
BARRENOS DADOS	pie.	22	22	20
BARRENOS DISPARADOS	pie.	22	22	20
PESO EXPLOSIVO ALTA DENSIDAD	Kg	0.07	0.07	0.07
PESO EXPLOSIVO BAJA DENSIDAD	Kg	0.821	0.821	0.821
IGNITACOR POR BARRENO	m	0.45	0.60	0.45
MAQUINA A USAR	modelo	BBC24	BBC24	BBC 24
AIRE REQUERIDO	m ³ /min	160	160	160
AGUA REQUERIDA	l /min	5	5	5
MINUTOS POR BARRENO	min	8	8	8
METROS BARRENADOS	m	27.4	27.4	34.0
COSTOS UNITARIOS	Dhs.	9.21 /t	15.50/m ³	14.89/m ³

U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA	
PARAMETROS DE OPERACION EN TUMBE		
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ		
TABLA B	1991	TESIS PROFESIONAL

CONCEPTO	UNIDAD	C/POZO	FRENTE	C/FTE.	RAMPA	CRUCERO
SECCION DE OBRA	m. s. m.	1.5 x 1.5	2.0 x 2.5	2.5 x 2.5	2.5 x 2.5	2.0 x 2.2
LONGITUD DE BARRENO	m.	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70
AVANCE PROMEDIO	m.	1.95	1.60	1.60	1.40	1.40
VOLUMEN DE OBRA	m ³	3.40	8.00	10.00	9.80	9.18
PESO ESPECIFICO	1/m ³	3.0	3.0	2.8	2.8	2.8
TONELAJE DE OBRA	t.	10.4	24.0	28.0	27.4	17.24
BARRENOS DADOS	pes.	14	24	25	25	24
BARRENOS DISPARADOS	pes.	11	21	23	25	21
PESO EXPLOSIVO ALTA DENSIDAD	Kg.	0.120	0.120	0.120	0.120	0.120
PESO EXPLOSIVO BAJA DENSIDAD	Kg.	0.850	0.850	0.850	0.850	0.850
IGBITACORD POR BARRENO	m.	0.21	0.30	0.32	0.32	0.30
MAQUINA A USAR	modelo	BBC16	BBC34	BBC34	BBC34	BBC34
AIRE REQUERIDO	ft ³ /min	133	190	190	190	190
AGUA REQUERIDA	l/min	3	3	3	3	3
MINUTOS POR BARRENO	min.	10	8	8	8	8
METROS BARRENADOS	m.	23.8	40.8	42.5	49.3	40.8
COSTOS UNITARIOS	Dls/m	77.7	108.8	121.6	140.2	114.4

U.N.A.M. FACULTAD DE INGENIERIA

PARAMETROS DE OPERACION EN TUNEL

JOSE FRANCISCO BENDOZA JIMENEZ

TABLA 4 1991 TESIS PROFESIONAL

Las actividades a realizar en una operación normal de barrenación, tienen la siguiente distribución en tiempos:

tiempo de ciclo	285 minutos
tiempo auxiliar del ciclo	70 minutos
tiempo auxiliar del turno	30 minutos
tiempos muertos	95 minutos (incluye traslados y comida)

Rezagado.- La operación consta de las siguientes actividades: puelle, revisión de equipo, transporte, amacize, regado (estas dos últimas actividades son realizadas ocasionalmente, cuando no se asigna cuadrilla de perforista a la obra) y ciclo de rezagado, aplanillado ó relleno.

Casi siempre se realizan dos o más ciclos por cargador frontal asignado, es decir, se pueden combinar las actividades de rezagar un tope, relleno un rebaje, rezagar un rebaje, aplanillar un desborde o cargar carros granby.

Una vez que termina el turno el cargador se vuelve a transportar a las ventanillas del Tiro Central (niveles 140 y 195), según el nivel de operación.

Acarreo.- El acarreo en la Unidad Zacualpan está distribuido en tres turnos de operación, utilizándose la locomotora Clayton para el arrastre, con esta locomotora se arrastran seis carros granby y en promedio se realizan de cinco a seis viajes por turno, independientemente del punto de acarreo, ya que las distancias son casi iguales; sin embargo, este acarreo está condicionado a la existencia de mineral tumbado o a las posibles demoras que ocurran por descompostura de equipos, encañanamientos de metaleras, capacidad de la tolva de manto.

Dándose las condiciones ideales, se aumenta el promedio de viajes al doble, es decir, pasa de seis a doce viajes por turno. El costo del acarreo en la Unidad es de 1.16 Dlls/t.

Manteo.- La operación de manteo se realiza generalmente en los turnos de segunda y tercera, es una actividad intermitente debido a que el mineral que está siendo acarreado tarda más tiempo en llegar que en lo que se mantea; debido a esto, el malacatero y los manteros tienen que esperar a la acumulación de mineral para llevar a cabo la extracción.

El costo por manteo es de 1.02 Dlls/t.

Factor Medio Ambiente

Este factor implica los elementos de:

Seguridad.
Ventilación.
Humedad.

Seguridad.- Como ya se mencionó se cuenta con un Departamento de Seguridad que coordina las actividades de seguridad e higiene; a continuación se presenta la estadística de accidentes en la mina de la Unidad, ocurridos en el año de 1990:

Accidentes con tiempo perdido	26
Accidentes sin tiempo perdido	33
Total	59 (accidentes en el año)

De estos 59 accidentes se tiene que el 70 % son originados por caída de piedra, situación originada por la poca competencia que llegan a presentar las tablas del alto y el mineral en algunas vetas; esta condición insegura se trata de contrarrestar efectuando la operación de anclaje.

Ventilación.- En general la ventilación en la mina no presenta problemas debido a los contrapozos Robbins comunicados a superficie. Sin embargo, en los cueles de obras y en algunos rebajes se llegan a tener problemas en la operación de rezagado, esto se debe a la emisión de gases de los cargadores frontales a diesel; por lo cual en lugares con ventilación deficiente se asignan los equipos que tienen una combustión eficiente.

Humedad.- Otro elemento que está presente en el medio ambiente de las minas de Zacualpan es la humedad; esta es producto de infiltraciones de agua por algunas zonas de gran fracturamiento de las vetas y roca encajonante, lo que provoca un ambiente húmedo, llegando a afectar la operación de algunas zonas de rebajes al restar competencia a la roca encajonante y al mineral. Además el continuo escurrimiento de agua en los niveles presenta problemas de azolvamiento de acequias y vías. Esta situación origina tener que disponer de personal para limpiar constantemente los niveles de acarreo.

De acuerdo al diagrama de causa efecto, con el aspecto referente a humedad incluido en el factor medio ambiente, se terminan de describir los elementos auxiliares de la operación minera, con lo cual, se partirá como base para la propuesta y el análisis de posibles alternativas de optimización que permitirían lograr mejoras productivas que a su vez reeditarían en un menor costo y un mayor ingreso; para este efecto, el siguiente inciso estará referido a las alternativas de cambio así como a sus posibles ventajas y desventajas.

IV.5 Alternativas de la operación minera

Para desarrollar este tema, se plantean tres alternativas básicas de cambio, estas alternativas son:

Alternativa A (Producir lo mismo con menos gente).

Alternativa B (Producir más con la misma gente).

Alternativa C (Modificar el sistema de explotación).

La alternativa A implica la reducción de personal de servicios, manteniendo el mismo personal en la operación de tumba; el concepto básico de esta opción es reducir el costo de la mano de obra.

La alternativa B implica el disponer de la misma gente en operación directa, pudiendo utilizar o no al personal de servicios.

La alternativa C básicamente busca poder substituir el sistema actual de explotación por un(os) sistema(s) más barato(s), a fin de que con la implantación de este(os) sistema(s), se logre abatir el costo por tonelada minada.

IV.5.1 Alternativa A (Producir lo mismo con menos gente)

Esta alternativa se basa en producir el mismo tonelaje, pero utilizando menos gente; para lograr este objetivo se propone suprimir de la operación a aquel personal que interviene en actividades indirectas de la operación (limpia de niveles y albañilería), redistribuir el personal a fin de conservar al más diestro, suprimir el exceso de ayudantes (soldadores, tuberos, adenadores, etc.) y conservar sólo el mínimo necesario, ya sea de personal contratista, sindicalizados o empleados.

De acuerdo a lo anterior y a la mano de obra con que se cuenta, se propone lo siguiente:

Contratistas:

- Dejar en operación al contratista encargado del tumbe de mineral de alta ley.
- Dejar en operación al contratista encargado del tumbe de pilares Concha y veta Santa Rosa.
- Suprimir la operación del contratista de trabajos de recuperación de vía, debido a que no afectaría la producción de mineral. Con esta acción no se limitaría la operación por falta de suministros o por trabajos preparatorios en áreas de explotación o exploración, ya que el contratista trabaja en áreas abandonadas y además se cuenta con 1000 metros de vía recuperada.
- Suprimir la operación del contratista encargado de la preparación del nivel 245, asignando personal sindicalizado en las obras de exploración del nivel 245, a fin de no parar la exploración de la Unidad.

Sindicalizados:

-De acuerdo a la premisa inicial de la alternativa A, se propone la siguiente plantilla:

ASIGNACION	OBREROS
barrenación	40
rezagado	14
acarreo	6
manteo	5
tuberos	3
soldadores	3
adems	3
servicios generales	2
limpia de niveles	4
bombeo	4
TOTAL	84 obreros.

Esta plantilla de trabajadores implica destinar la misma gente a barrenación de mineral, disminuyendo gente en rezagado, acarreo, manteo, servicios generales, limpia de niveles y albañilería.

Supervisión:

-Con base en la plantilla de sindicalizados propuesta se considera que pueden llevarse a cabo dos modificaciones:

a) Distribuir la plantilla de trabajadores en sólo dos turnos de operación suprimiéndose el tercero, con lo que podría disponerse de dos supervisores.

b) Distribuir la plantilla de trabajadores en tres turnos, asignando dos supervisores al primer turno, dos al segundo y uno al tercero, pudiendo disponer de un supervisor, el cual podría asignarse a otra mina del Grupo o pudiera encargarse de la supervisión de las operaciones del tajo.

Analizando estas alternativas, se considera que con la opción a) se tiene una concentración del personal de operación y de supervisión, se suprime el tercer turno, logrando abatir el consumo de energía eléctrica y el desgaste de equipos y se pueden optimizar los procedimientos para lograr cumplir las cuotas de producción.

De llevarse a cabo las medidas enunciadas en la Alternativa A, implicarían los siguientes aspectos:

1.- Ahorrar en el pago de mano de obra por contratistas, considerando como base un salario integrado de 6.5 (Día/hon día) y que se podría reducir el costo de 38 trabajadores; el ahorro sería de:

$38(\text{hoy}) \times 6.5(\text{Dlts/hoy día}) \times 30(\text{días/mes}) = 7,410 \text{ Dlts/mes.}$

Al considerar 10,350 toneladas producidas por mes, esta cantidad representa un ahorro de 0.71 Dlts/ton.

2.-Ahorro en insumos por dejar de colar como mínimo 60 metros/mes de obras ejecutados por el contratista del nivel 245.

Considerando los datos de la tabla No. A donde el costo promedio en cuele de frentes es de 108.8 Dlts/m, se ahorraría en los explosivos, acero, equipos, aire comprimido, tuberías y otros, la cantidad de 83.6 Dlts/m (la diferencia de 25.2 Dlts/t corresponde al costo por mano de mano de obra (16.2 Dlts/m) y al de supervisión (9.0 Dlts/m)).

El ahorro por llevar a cabo esta acción será:

$83.6(\text{Dlts/m}) \times 60 (\text{m/mes})=5,016 \text{ Dlts/mes}$

El ahorro equivalente por tonelada producida sería:

$5,016 (\text{Dlts/mes})/10,350 (\text{t/mes})=0.48 \text{ Dlts/t.}$

3.-Ahorrar por pago de mano de obra de personal sindicalizado a razón de 48 hoy/día con un costo de 6.5 Dlts/hoy.

$48(\text{hoy/día}) \times 6.5(\text{Dlts/hoy}) \times 30(\text{días/mes}) = 9,360 \text{ Dlts/mes}$

equivalentes a:

$9,360 (\text{Dlts/mes})/ 10,350 (\text{t/mes})= 0.90 \text{ Dlts/t.}$

4.-Ahorrar en supervisión, mínimo por un supervisor a razón de 900 Dlts/mes equivalentes a 0.08 Dlts/t, con 10,350 toneladas producidas por mes

5.-El ahorro mínimo para la alternativa A sería de:

mano de obra contratistas	0.71 Dlts/t
insumos por suspensión de obras	0.48 Dlts/t
mano de obra sindicalizados	0.90 Dlts/t
supervisión	0.08 Dlts/t
	<hr/>
total	2.17 Dlts/t.

Esta cantidad representaría un ahorro del 8.76 % del costo total de la Unidad y un 18.26 % del costo total mina.

IV.5.2 Alternativa B (Producir más con la misma gente)

Esta alternativa implica el concepto de hacer más productivos los procesos; es decir, que el mismo personal logre una operación más eficaz, pudiendo eliminar procedimientos inútiles o repetitivos; sin embargo, esta alternativa no implica el que la Alternativa A no se lleve a cabo, es decir que ambas pueden complementarse.

Específicamente la aplicación de esta alternativa estará referida a las modificaciones en dos de los factores vistos en el diagrama de Ishikawa; estos factores son:

Factor materiales:

Explosivos
Ancias

Factor métodos:

Organización
Barrenación
Rezagado
Acarreo
Manteo
Bombeo

Factor materiales

Explosivos.-La modificación propuesta es cambiar el iniciado en tumba, del tradicional cañuela-fulminante por el iniciador nonel de largo periodo; este iniciador se sometió a pruebas en los rebajes de la Unidad durante los meses de Septiembre y Octubre, encontrándose las siguientes ventajas:

- permite aumentar los espaciamientos entre barrenos
- se observa mayor estabilidad en las tablas y en el mineral
- buena fragmentación de la roca

- mayor eficiencia del explosivo
- se reduce el costo por disminución de engargolado de cañuelas.

Estas ventajas reeditan en la disminución del costo por consumo de explosivo, disminución del anclaje e indirectamente en el desgaste de equipos de rezagado y quebrado de mineral.

Las desventajas observadas para este cambio son:

- se requiere capacitar a los perforistas en el uso del iniciador nonei
- el encadenado es más lento que con cañuela debido a que se le debe dar secuencia de salida al disparo

De acuerdo a las cifras calculadas para los factores de carga por explosivos, se tiene que con el sistema tradicional el costo por explosivos en tunbe es de 0.91 Dlls/t y con el iniciador nonei es de 0.16 Dlls/t, dando un ahorro por tonelada tumbada de $(0.91 \text{ Dlls/t}) - (0.16 \text{ Dlls/t}) = 0.75 \text{ Dlls/t}$, y considerando que de las 10,350 toneladas producidas en la mina aproximadamente el 85 % del mineral proviene del tunbe, entonces el ahorro mensual sería de:

$$10,350 \text{ (t/mes)} \times (85 \% \text{ en tunbe}) \times (0.75 \text{ Dlls/t}) = 6,598 \text{ Dlls/mes}$$

Anclas.-Respecto de la utilización de anclas, se tiene que la diferencia entre el costo de emplear anclas de varilla (11.37 Dlls/pza), respecto de usar las anclas "Split set" (18.82 Dlls/pza), es de 7.45 Dlls/pza. Considerando una colocación de 360 anclas por mes (dato de mina), con el anclaje por "Split-set" se gastarían 2,682 Dlls. más, lo que equivale a 0.26 Dlls/t. producida.

De acuerdo a las modificaciones propuestas para el factor

materiales, se podrían tener los ahorros siguientes:

Explosivos	0.75 Dlls/t
Ancias	0.26 Dlls/t
Total	----- 1.01 Dlls/t.

Esta cantidad respecto a los 24.75 Dlls/t., representaría un ahorro del 4.08 % del costo total de la Unidad y un 8.50 % del costo de mina.

Factor Métodos

Organización Mina.- De acuerdo a lo expresado en la Alternativa A, donde se propone reducir el personal de servicios en la operación, la organización de la mina puede complementarse, reagrupando al personal en sólo dos turnos, lo que conllevaría beneficios tales como un menor consumo de energía, posible disminución del tiempo extra (al evitarse el ausentismo del tercer turno), el utilizar equipos de rezagado y acarreo más eficazmente, la concentración de trabajadores (segunda modificación al factor mano de obra, elemento supervisores, "ahorro máximo"), etc.; así, la distribución por turnos, conservando la misma cantidad de personal en operación directa, quedaría del modo siguiente:

	1er turno	2do turno
sindicalizados		
op. directa	32	32
op. indirecta	14	6
contratistas	15	0
supervisión	2	2

Barrenación.-En el tumba de mineral, pueden hacerse cambios de secuencia de turno a turno, esto es, cambiar el ciclo actual

de barrenar, cargar y disparar, a la secuencia de barrenar en un turno sin disparar y, barrenar, cargar y disparar en otro turno; este cambio eliminaría tiempos auxiliares del ciclo (armado, desarmado de equipo, ir por explosivo, cebado etc.), aumentando el tiempo de barrenado; para cada dos turnos, los ciclos tendrían los siguientes tiempos aproximados:

	ACTUAL (minutos)	PROPUESTO (minutos)
tiempo de ciclo	570	580
tiempo auxiliar del ciclo	140	50
tiempo auxiliar del turno	60	120
tiempos muertos	190	210
	-----	-----
Totales	960	960

El tiempo de barrenación en el ciclo actual sería de aproximadamente 340 minutos y en el ciclo propuesto serían 450 minutos. Este tiempo equivale a poder barrenar 15 barrenos más en los turnos, representando un aumento de productividad en el proceso.

Los 15 barrenos extras, representan un incremento del 25 % en cuanto a tumba; considerando que el 85 % del mineral de producción es aportado por la operación de tumba, entonces de las 10,350 toneladas mensuales, las correspondientes al tumba serían 8,798 toneladas, mismas que se verían incrementadas en el respectivo 25 %, esto es, se tendría una producción de aproximadamente 12,549 toneladas por mes, de las cuales 10,997 corresponderían al tumba de mineral.

Este aumento de productividad representaría una disminución del costo de explotación mina según los siguientes cálculos:

Costo por explotación: 483,303 Dlls/año (pag. 36)

Costo por mes: (483,303 Dlls/año)/(12 mes/año)= 40,275 Dlls/mes
Costo por tonelada: (40,275 Dlls/mes)/(10,997 t/mes)=3.66 Dlls/t
Costo actual: (40,275 Dlls/mes)/(8,798 t/mes)=4.58 Dlls/t.

Teniendo un ahorro de (4.58- 3.66)= 0.92 Dlls/t.

Rezagado.-El cambio propuesto consiste en no transitar en exceso el equipo de rezagado y para lograrlo se propone el contar con tambos para el suministro de aceites y combustibles en lugares cercanos a las áreas de operación, evitando con esto el tránsito de los cargadores frontales al principio y final de cada turno; con este cambio se podrían lograr varias ventajas, tales como el incrementar la vida de las llantas, disminuir el consumo de lubricantes y combustibles, la conservación del equipo, reducir posibles accidentes por tránsito de equipos, etc.

Para efectos de cálculo, se considerará un ahorro de un 10 % del costo por tonelada rezagada producida.

El costo del rezagado por tonelada es de 1.22 Dlls/t producida, el ahorro estimado sería de 0.12 Dlls/t.

Acarreo.- La modificación a esta actividad consiste en suprimir un turno de acarreo, es decir, que bastarán dos turnos para cumplir con la producción de la mina. Con esta modificación se podrá disponer de mano de obra y se logrará un ahorro en materiales y refacciones del equipo de acarreo.

El ahorro en mano de obra ya está incluido en la alternativa A, por lo que el ahorro por la aplicación de esta alternativa se estimará como una tercera parte del costo por tonelada (1.16 Dlls/t) indicado en el capítulo IV (pag. 53), (Considerados tres

turnos de acarreo, de los cuales se reducirían a dos), esto es, se reducirá en 0.38 Dls/t producida.

Manteo.- El manteo de mineral puede realizarse en un turno en vez de dos, con esta modificación se dispondría de mano de obra y se eliminaría un turno de acarreo en superficie. Al disminuir un turno de manteo, se ahorraría por la eliminación de la contratación del transporte de mineral a planta:

El costo por turno de acarreo a planta es de 86.2 Dls/tur., por lo que en un mes de operación se ahorraría la cantidad de 2,155 Dls/mes o bien 0.20 Dls/t producida.

Nota El camión de acarreo está contratado por turnos y no por toneladas acarreadas, situación que resulta desfavorable cuando no se tiene mineral que acarrear, pero sin embargo se tiene que pagar el turno de acarreo.

Bombeo.- La recuperación de agua de la presa de jales, más el agua proveniente del nivel 140 y del nivel 245, es suficiente para el proceso de beneficio, por lo tanto, puede eliminarse el bombeo de la estación del nivel 195, pudiéndose lograr ahorros por concepto de energía eléctrica, refacciones, mano de obra y desgaste de equipo; al suprimir el bombeo de esta estación no se afectaría la operación debido a que esa agua puede salir a superficie por el socavón del Regenerador.

De acuerdo a las modificaciones planteadas en la alternativa B, se pueden resumir los siguientes costos:

Factor materiales:		(Dls/t)
Explosivos	(Cambio de iniciador)	0.75
Anclas	(Suprimir uso de "Split set")	0.26

Factor métodos:

Organización (Incluido en alternativa A)		
Barrenación (Cambio de ciclo)	0.92	
Rezagado (Suprimir tránsito)	0.12	
Acarreo (Suprimir un turno)	0.38	
Manteo (Suprimir un turno)	0.20	
* Bombeo (suprimir una estación)	0.05	

* estimado	Total	2.68 Dlls/t.

Estos 2.68 Dlls/t, respecto del costo total de operación de 24.75 Dlls/t representan un 10.82 % y equivalen a un 22.55 % del costo mina.

IV.5.3 Alternativa C (modificar el sistema de explotación)

Esta alternativa se plantea debido principalmente a que el sistema utilizado en la actualidad requiere demasiadas obras de preparación y en el ciclo de explotación se llevan a cabo pasos que implican el tumbado de tepetate y actividades de fortificación. Para determinar posibles modificaciones al sistema o incluso la conveniencia de la adopción de nuevos sistemas, se enlistarán los criterios generales de selección de los sistemas de explotación:

Criterios de selección

Para establecer cuáles son los métodos factibles de aplicarse en los yacimientos de la Unidad Zacualpan, se enunciarán los principales criterios que dan pauta a la selección de los sistemas de explotación; estos criterios son:

- 1) Forma, tamaño y posición espacial del yacimiento mineral.
- 2) El valor absoluto de la distribución del mineral en el depósito.
- 3) Las propiedades mecánicas y químicas del mineral y de la roca encajonante.

- 4) Seguridad y reglamentos gubernamentales.
- 5) Aspectos financieros de la empresa.
- 6) Efecto de las operaciones en las instalaciones auxiliares presentes y futuras de la Unidad.
- 7) Factores económicos, incluyendo el valor absoluto del depósito, costos comparativos de minado y rangos de producción deseados.

Los tres primeros criterios son intrínsecos al depósito y su efecto es determinante en la selección de los sistemas que puedan ser empleados en el minado del depósito; esto es, dichos criterios nos darán pauta para eliminar aquellos sistemas no aplicables a los yacimientos tipo de la Unidad Zacualpan; los cuatro últimos criterios, son variables y pueden adaptarse o sujetarse a las condiciones locales de la Unidad.

Para considerar los posibles sistemas de explotación se hará referencia a la tabla 12.1 publicada en el manual de Cummins y Given, Mining Engineering Handbook, volumen. 11, capítulo 12-7.

De acuerdo con esta tabla y debido a que en el distrito se presentan yacimientos tipo vetas estrechas con echados casi verticales, con un mineral generalmente fuerte y con la tabla del alto poco competente, se considerarán los métodos de explotación siguientes:

Rebajes abiertos, tumba sobre carga, corte y relleno y la combinación de tumba sobre carga y corte y relleno.

TABLA PARA LA SELECCION DE METODOS DE EXPLOTACION «Extracto»

TIPO DE YACIMIENTO	ECHADO	COMPETENCIA MINERAL TABLAS		METODOS COMUNMENTE APLICADOS
VETAS MUY ESTRECHAS	VERTICAL	SUAVE O FIRME	SUAVE O FIRME	CORTE Y RELLENO POR ETAPAS (*RESUING*), REBAJES ABIERTOS
VETAS ESTRECHAS	LIGERAMENTE INCLINADOS	FIRME	FIRME	REBAJES ABIERTOS, SOBRE CARGA. CORTE Y RELLENO
	VERTICAL	FIRME	SUAVE	CORTE Y RELLENO, CUADROS CONJUGADOS (*SQUARE SET*)
			FIRME	REBAJES ABIERTOS, CUADROS CONJUGADOS
	SUAVE	SUAVE	TAJADAS DESCENDENTES (*TOP SLICING*), CUADROS CONJUGADOS	
VETAS ANCHAS	LIGERAMENTE INCLINADOS	SUAVE O FIRME	FIRME	REBAJES ABIERTOS CON PILARES CASUALES, CUARTOS Y PILARES
	VERTICALES	FIRME	FIRME	SUBNIVELES, METODOS COMBINADOS
			SUAVE	CORTE Y RELLENO, CUADROS CONJUGADOS, SUBNIVELES, TAJADAS DESCENDENTES, METODOS COMBINADOS.

Características de los métodos de explotación alternos

A continuación se describirán las principales características de cada sistema de explotación, a fin de contar con una base de comparación entre un sistema y otro.

Rebajes abiertos.- Este método es aplicable a cuerpos con buzamientos mayores a 50°, mineral firme y tablas competentes, pudiendo dejar pilares en mineral de baja ley; puede incluso fortificarse con trancas, anclas u otros medios, prefiriéndose aplicarlo en yacimientos competentes para brindar mayor seguridad al personal y evitar al máximo los trabajos secundarios.

Para su empleo en nuevos rebajes se considerará la variante de rebajes ascendentes con tranqueo y la de piso, utilizando tolvas y cruceros para la extracción del mineral.

Rebajes sobre carga.- Aplicables a cuerpos regulares de forma tabular, que buzán más de 50°. El mineral debe ser competente, las tablas deben ser suficientemente competentes para minimizar la dilución al vaciar el rebaje y el mineral no debe apelmazarse ni producir combustión espontánea al exponerse al aire o humedad.

Para la aplicación de este sistema se considerarán las variantes de preparación con tolvas, con cruceros de extracción y una variante de tumba inclinado sin preparación de tolvas ni cruceros.

Rebajes de corte y relleno.- Aplicables a cuerpos entre competentes y medianamente competentes, con tablas regulares o irregulares, el mineral puede ser más incompetente que en los

métodos sobre carga. Este sistema es fácilmente adaptable a cuerpos tabulares con echados de 50° o más y puede ser empleado en cuerpos sensiblemente horizontales.

Para la utilización de este método se considerará la variante de mantener cautivo un equipo menor.

Combinación de métodos.- Para los rebajes actuales en explotación, se considerará como alternativa utilizar la combinación de sistemas por corte y relleno y sobre carga, proponiéndose las siguientes variantes:

- Realizar un tumbe sobre carga en forma de triángulo.
- Realizar tumbe de rebaje por ranura
- Realizar la explotación en forma de triángulo, pero rezagando con equipo menor.

Características de los sistemas de explotación alternos

Rebajes abiertos.- Las obras requeridas para explotar el mineral son:

Exploración:

- Frente colada sobre veta.
- Contrapozos de exploración a cada 50 m.

Preparación:

- S/nivel para iniciar bancos.
- Contrapozos de acceso.
- Contrapozos para armado de tolva.
- Tolvas.
- Nivel de acarreo con vía.

En caso de dar cruceros de extracción, en vez de tolvas:

- * Cruceros de extracción.
- ** Contrapozos de crucero a veta.

Explotación:

Rebaje de piso.- Se realiza el tumbé en forma de bancos, con barrenación vertical hacia abajo.

Rebaje ascendente.- Se realiza una operación de colocado de trancas, para sobre ellas tender un piso o tarima y sobre este piso se procede a colocar el equipo para llevar a cabo el trabajo de barrenación por cortes horizontales. (fig. 8)

Rebajes sobre carga.- Las obras requeridas para explotar el mineral son:

Exploración:

- * Frente colada sobre veta.
- * Contrapozos de exploración a cada 50 m.

Preparación:

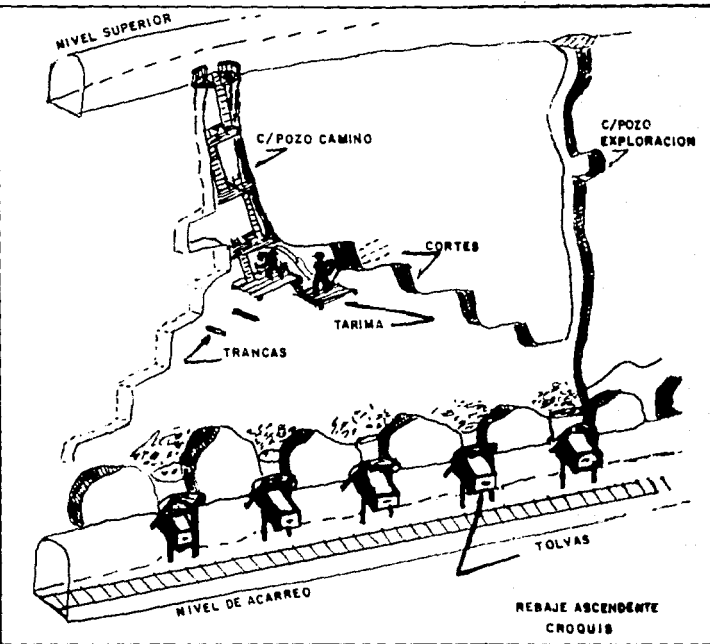
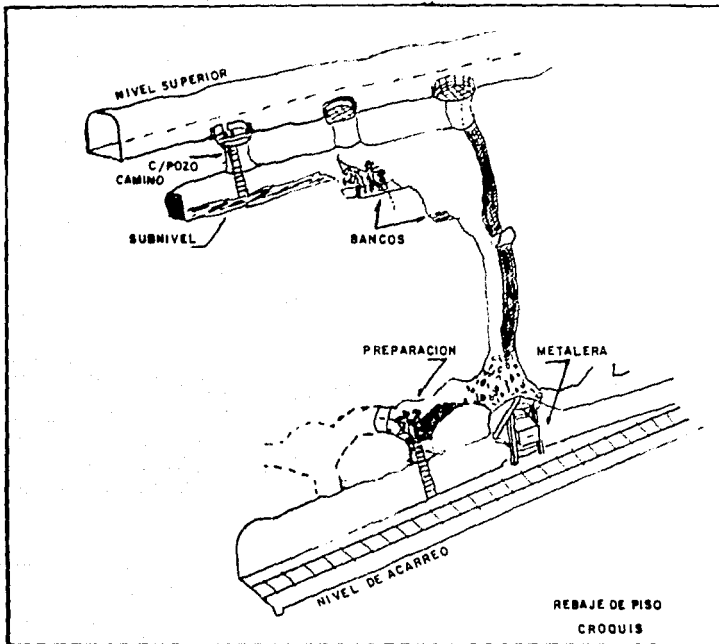
- * Contrapozos para armado de tolva.
- * Tolvas.
- * Nivel de acarreo con vía.

En caso de dar cruceros de extracción, en vez de tolvas:

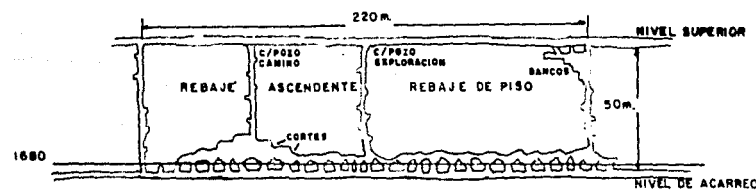
- ** Cruceros de extracción.
- ** Contrapozos de crucero a veta.
- ** Sill para iniciar barrenación.

Explotación:

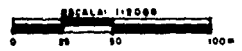
La explotación se inicia a partir de un Sill, realizando barrenaciones horizontales, verticales o inclinadas, según el equipo disponible y las condiciones del terreno, para la



1730



1680



U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA
ISOMETRICOS DE REBAJES TIPO ABIERTOS	
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ	
FIG. 8	1991 TESIS PROFESIONAL

extracción del mineral sólo puede disponerse de un 30-40 % del mineral tumbado, ya que de no hacerlo, se tienen problemas de ahogamiento del rebaje y en caso de extraerse más mineral puede quedar vacío o el piso bajo y no alcanzarse los cortes siguientes. (figura 9)

Tumbe sobre carga inclinado.- Para la explotación bajo la variante de tumba sobre carga inclinado, se requieren las siguientes obras:

Exploración:

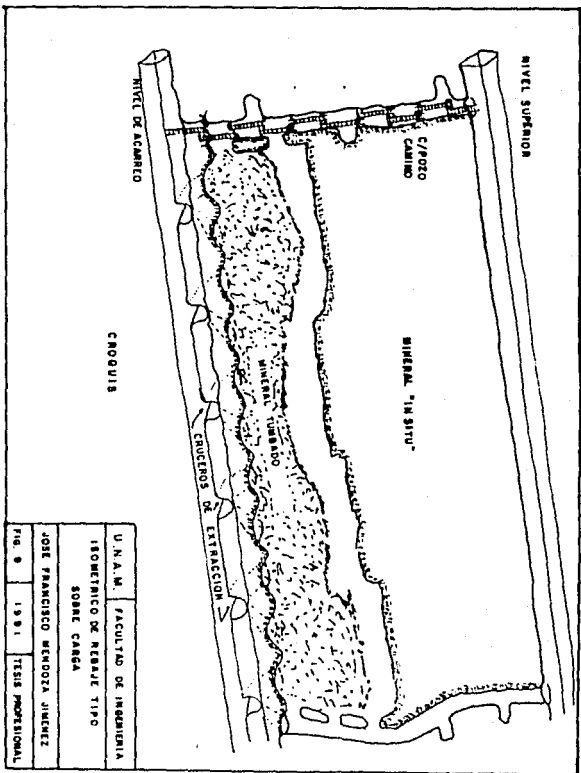
- Frente colada sobre veta.
- Contrapozos de exploración a cada 50 m.

Preparación:

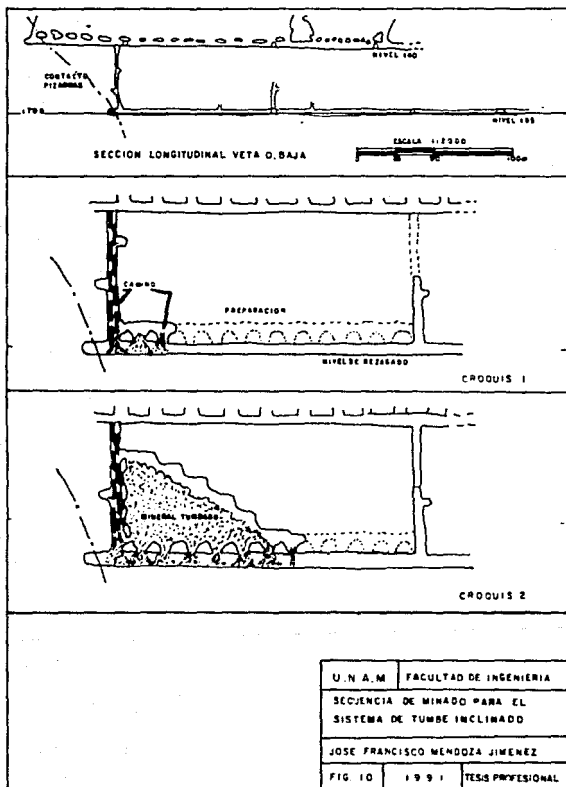
- Contrapozos de acceso y chorreadero de mineral (similar a los colados para la preparación de tolvas).

Explotación:

La explotación se inicia desde el tope de los contrapozos colados, para tal fin, se colará uno que sirva para el avance del tumba y otro que sirva para acceso; necesariamente se tendrán que comunicar entre sí, ya que con el producto del tumba, el primer contrapozo se ahogará y conforme avance el corte del bloque, se requerirán nuevos contrapozos, así como el tener acceso al rebaje por los contrapozos de exploración, el mineral excedente del tumba (30-40 %), se rezagará cuando sea necesario. (figura 10)



U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA
ISOMETRICO DE RENAJE TIPO	
SOBRE CARGA	
JOSE FRANCISCO MEMOZZA JIMENEZ	
FIG. 9	1991 TESIS PROFESIONAL



Corte y relleno con equipo cautivo.-Las obras requeridas para explotar el mineral son:

Exploración:

- Frente colada sobre veta.
- Contrapozos de exploración a cada 50 m.

Preparación:

- Rampa o crucero de acceso inicial para el equipo.
- Cruceros de acceso rebaje a contrapozos.
- Descabezar en tepetate.
- Contrapozos metaleras.
- Cruceros de escape al bajo de la veta.
- Cruceros de acceso a metalera y tepetatera.
- Contrapozos para tepetatera.
- Construcción de tolvas de placa.

Explotación:

La explotación bajo este método se hará como se realiza en el sistema actual o bien de acuerdo a las modificaciones propuestas en la Alternativa B; con esta variante se eliminará respecto del sistema actual el desborde, apianille y adonado; además, el hueco a relleno será menor que con el sistema actual.

Combinación de métodos.- Para los métodos combinados se está considerando que serán aplicados en los rebajes actuales, por lo tanto se asume que las fases de exploración y preparación ya no son necesarias.

Tumbe sobre carga en forma de triángulo.

Explotación:

Se explotarán cortes barrenando en forma inclinada, formando

un triángulo, el cual tendrá como vértice de giro un punto cercano al acceso al rebaje, los cortes se extenderán tanto como se pueda en el sentido longitudinal y se alcanzará una altura máxima que estará determinada por la pendiente del 12 % (máxima utilizada en la Unidad, para los equipos de rezagado); para llevar a cabo estos cortes, se considera la utilización del sistema de tumba sobre carga, sirviendo el mineral tumbado como piso a fin de terminar los cortes en forma de triángulo.

Una vez que se tenga mineral tumbado, se puede iniciar el rezagado, pero cuidando de no rezagar en exceso para evitar vaciar el rebaje.

Ya concluidos los cortes del triángulo y terminado el rezagado, se procederá a rellenar el rebaje, también en forma de triángulo, llevando a cabo un desborde en caso de ser necesario, este desborde será inclinado formando una ranura que servirá para posteriormente rezagar el siguiente corte.

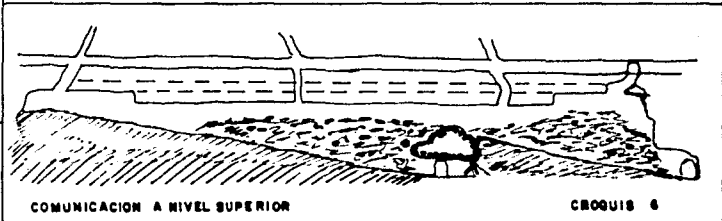
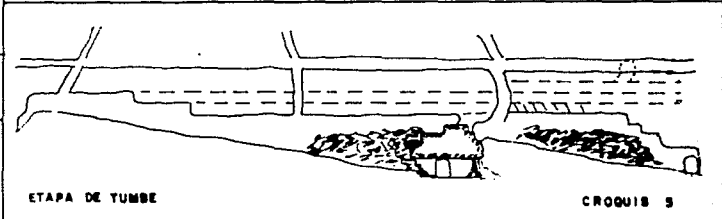
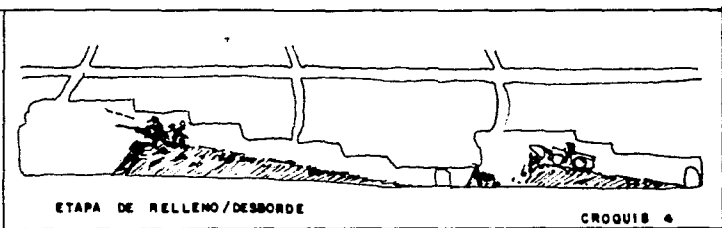
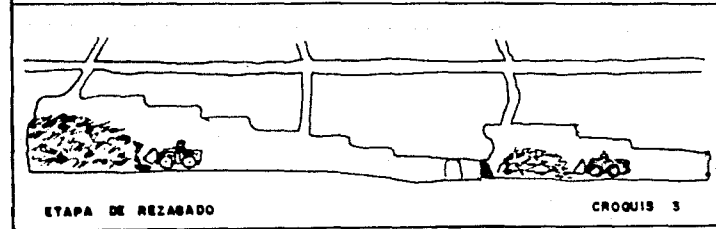
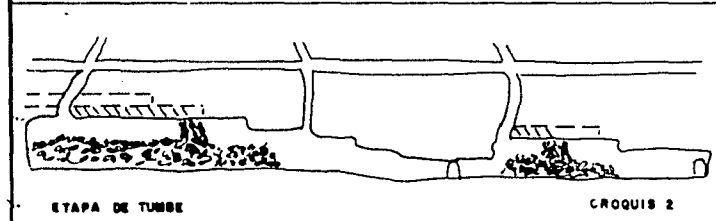
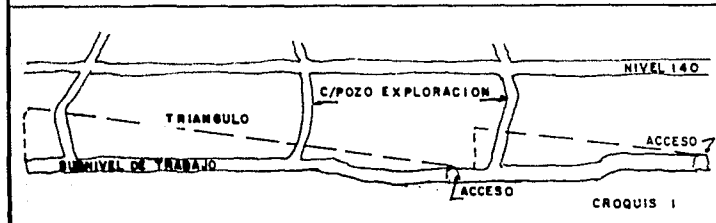
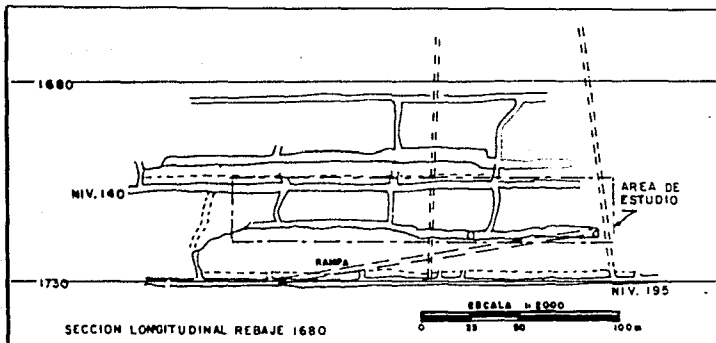
Ya relleno el rebaje se invertirá el triángulo, siendo el nuevo punto de giro el vértice más alto. (figura 11)

Tumba de rebaje por ranura

Explotación:

En el rebaje se seleccionará un bloque localizado en el extremo más alejado del acceso al rebaje, se procederá al tumba sobre carga de un bloque de aproximadamente 15 m de longitud por 10 m de altura, hasta comunicarlo al nivel superior; en caso de ser un pilar que pueda ahogarse al minarlo, se puede rezagar parte del mineral.

Una vez formada la ranura, se procederá a rellenar el hueco



U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA
SECUENCIA DE MINADO PARA EL METODO COMBINADO POR TRIANGULOS	
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ	
FIG. 11	1991 TESIS PROFESIONAL

desde el nivel superior en forma de cascada, pudiendo colocarse un retén en el subnivel de trabajo del rebaje, para evitar la dilución del mineral del siguiente corte.

Estas operaciones se repiten hasta minar el rebaje por completo, pudiéndose dejar pilares para protección de áreas de importancia. (figura 12)

Rebajes rezagados con equipo menor

Para esta variante se tienen los mismos procedimientos, ventajas y desventajas que en el sistema de corte y relleno con equipo cautivo antes mencionado, por lo tanto, no se explicarán los detalles. Obviamente, es aplicable a todos los rebajes actuales.

De acuerdo a lo enunciado en los párrafos anteriores, se presenta la tabla 5, la cual muestra un resumen de obras requeridas para cada sistema alternativo.

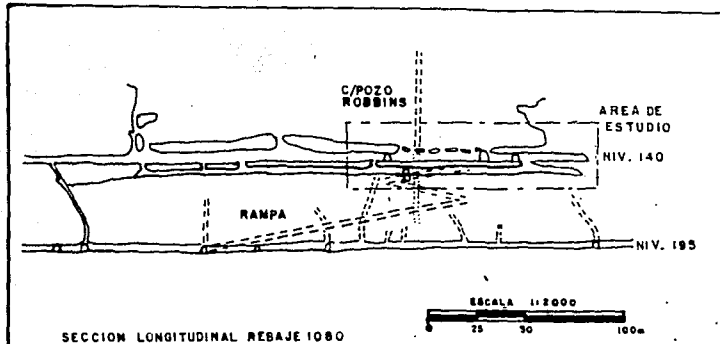
Ventajas y desventajas de los métodos alternos

Un buen parámetro para la selección o desecho de un sistema de minado sobre otro, estará basado en las ventajas y desventajas que presente uno respecto del otro, por lo tanto, en este inciso, se presentan las principales ventajas y desventajas de los sistemas alternos seleccionados.

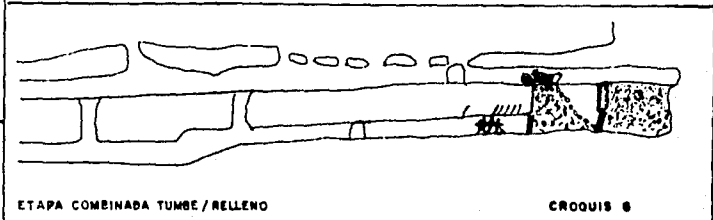
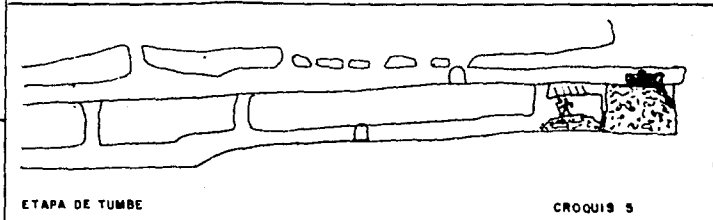
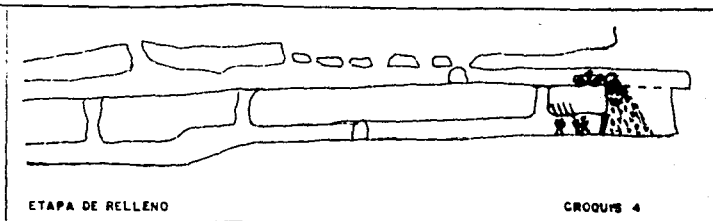
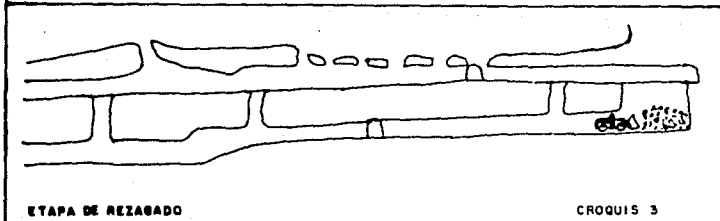
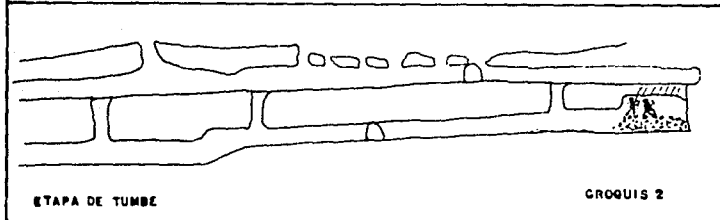
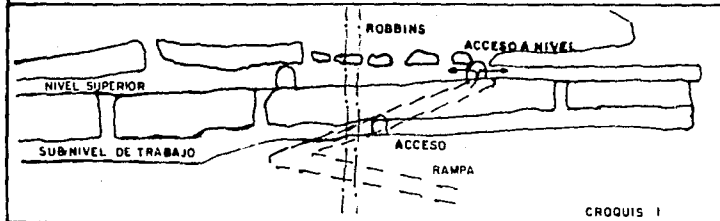
Rebajes abiertos:

Ventajas:

- Recuperación inmediata del mineral tumbado.
- La preparación se puede hacer por etapas, es decir, no necesita prepararse toda el rebaje para iniciar la explotación



SECCION LONGITUDINAL REBAJE 1080



U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA
SECUENCIA DE MINADO PARA EL METODO COMBINADO POR RAMURA	
JOSE FRANCISCO MENDOZA JIMENEZ	
FIG. 12	1991 TESIS PROFESIONAL

Desventajas:

- Requiere bastantes obras de preparación.
- Es un sistema en el que la barrenación es incómoda.
- La operación puede ser muy insegura si no se toman en cuenta acciones de seguridad como el amarrarse al trabajar y el amacizar.
- En el rebaje de piso no se tiene selectividad.
- Puede requerir trabajos secundarios de tranqueo y entarimado.
- En el rebaje de piso, el cuete del subnivel, tiene que realizarse a mano.

Umbe sobre carga:

Ventajas:

- Requiere menos preparación que los rebajes abiertos y de corte y relleno.
- La preparación se puede hacer por etapas, es decir, no necesita prepararse toda el rebaje para iniciar su explotación.
- Es un sistema más seguro respecto de los rebajes abiertos.
- Puede programarse más de una cuadrilla en el umbe, (según el suministro de servicios).
- Al terminarse el umbe en el rebaje, se puede disponer libremente del mineral.

Desventajas:

- Pueden existir encampanamientos y/o apelmazamientos.
- Puede haber dilución en la extracción final.
- Se mantiene pasivo el mineral tumbado que queda cautivo en el rebaje.
- Es medianamente selectivo.
- En la variante de tolvas se requiere el mantenimiento de estas.

Tumbe sobre carga inclinado:

Ventajas:

- No requiere mucha preparación.
- El tumbado inicia de inmediato.

Desventajas:

- Solo se podrá aplicar a bloques extremos, es decir, que se presenten en los límites del depósito o entre bloques minados, ya que el mineral tumbado caerá al nivel inferior.
- El acarreo será a grandes distancias.
- Al barrenarse se requiere aplanillar el piso, representando un trabajo extra para el perforista.
- Se pueden tener demoras ocasionadas por el ahogamiento de algún contrapozo.

Corte y relleno con equipo cautivo:

Ventajas:

- Disminución de obras de preparación respecto del sistema actual.
- Disminución de trabajos en el ciclo de tumbado.
- Menor dilución, por eliminar el desborde.

Desventajas:

- El equipo se conserva cautivo durante la vida del rebaje.
- Se prolongan los tiempos de mantenimiento del equipo cautivo.
- Se incrementan los tiempos de rezagado debido a la menor capacidad del equipo.

Combinación de métodos:

Tumbado sobre carga en forma de triángulo.

Ventajas:

- Evita cueles de cruceros y descabeces.
- Evita desbordes excesivos.

- Evita el aplanille.
- Disminuye la dilución.
- Evita el adonado.

Desventajas:

- Sólo es aplicable a rebajes de largas extensiones y próximos a comunicar al nivel superior.
- Requiere la proximidad del nivel superior para comunicarlo cuando se invierta el triángulo, para facilitar el relleno del rebaje.
- Se tiene que trabajar en rebaje abierto al rezagar el mineral, hasta rellenar el hueco producto del minado.

Tumbe de rebaje por ranura

Ventajas:

- Evita cuele de cruceros y descabeces.
- Evita desborde excesivo.
- Evita el aplanille.
- Disminuye la dilución.
- Evita el adonado.
- Acelera el relleno del hueco minado.

Desventajas:

- Es aplicable a rebajes próximos a comunicar al nivel superior
- Peligroso de aplicar en rebajes próximos a comunicar a niveles equipados con servicios de energía, aire y/o agua.

De lo expuesto en párrafos anteriores, se puede observar que la operación de rebajes abiertos presenta mayores desventajas, comparada con los sistemas restantes y que con los sistemas de tumba sobre carga, excepto la variante de tumba inclinado, se tienen mejores ventajas operativas, restando decir que con las alternativas de combinación de sistemas aplicables a los rebajes

actuales de operación, se podría lograr la reducción de costos por preparación y operaciones auxiliares al tumbe.

De acuerdo a las tablas 3, 4 y 5, se elaboró la tabla 6, la cual presenta los tiempos estimados para la exploración, preparación y explotación de los sistemas propuestos, observándose que el sistema de tumbe inclinado tiene la preparación más inmediata, seguido del sistema de corte y relleno con equipo cautivo, del tumbe sobre carga con tolvas y cruceros y que son más tardados los sistemas de rebajes abiertos y corte y relleno; en cuanto a las alternativas para los rebajes que están en explotación, el tumbe por triángulos disminuye la preparación y en el sistema de ranura se acelera la explotación, siendo esta variante más inmediata.

Cabe aclarar que de acuerdo a las producciones base (tablas 3 y 4), para cubrir la cuota de producción teniendo rebajes de tumbe sobre carga se requerirían aproximadamente 2.5 veces más rebajes que los requeridos en la explotación por corte y relleno, pero esta situación tenderá al equilibrio cuando se disponga de rebajes libres para extracción.

Consideraciones para la comparación económica:

De acuerdo con los criterios de selección de sistemas de explotación, el factor económico es determinante para evaluar las alternativas de cambio, ya que sería irreal el seleccionar un sistema que presente buenas ventajas, pero que sea muy costoso; por tal motivo, de acuerdo a los costos presentados para el sistema actual de explotación (tablas 3 y 4), se evaluarán los

TABLA 6

TIEMPOS ESTIMADOS PARA LA DISEÑACION, PREPARACION Y EJECUCION DE LOS SISTEMAS ALTERNOS

ETAPA DE TRABAJO	UNIDAD	CORTE Y RELLENO					ABIERTOS			SOBRE CARGA			CORTE Y RELLENO
		ACTUAL	TRABAJO	REPASA	EJEMPLO	TRABAJO	TOLAS	ORDENES	PISO	TOLAS	ORDENES	INCLINADO	CRATMO
					REPER	ED. TENDR							
DISYUNCIÓN	Surcos	254	254	254	254	254	254	254	254	254	254	254	254
PREPARACION	Surcos	777	530	777	777	46	300	259	229	300	259	73	367
EJECUCION	Surcos	3485	2273	3527	2780	2680	2700	2700	2800	3864	3864	3864	1714
TOTAL	Surcos	3629	3527	2884	3761	3372	3194	3213	2680	2532	2381	2486	2536

sistemas alternos, utilizando los costos por obra y de acuerdo a las consideraciones siguientes:

Rebajes abiertos

- En el rebaje ascendente se considerará que el ademe requerido tendrá igual costo que para el sistema actual.

La consideración para el rebaje ascendente está basada en la necesidad que se tendrá de la colocación de trancas y tarimas, para lo cual se estima que el personal encargado de la colocación de anclas será la encargada del carceleo y colocación de trancas.

- En el rebaje de piso se considerará que el nivel de acarreo ya tiene instalada la vía.

Rebajes sobre carga

- No está considerado el usar ademe.
- Se considera la variante de tumba inclinado, sin preparación de tolvas ni cruceros de extracción, debido a que se requiere un sistema que produzca mineral lo más pronto posible, sin necesidad de efectuar preparaciones en tepetate y sin necesidad de llevar a cabo trabajos de armado de tolvas y vía. Esto debido a la urgencia de producir mineral a bajo costo.

Corte y relleno con equipo cautivo:

- Se considera que el relleno a requerir es un 45 % menor en este sistema, debido a la eliminación del desborde.

Combinación de métodos:

- Para la aplicación de esta alternativa, se considera que los rebajes 1050, 1080, 1461, 1680, 1714 y 1770 cumplen con las características requeridas para su aplicación.

De acuerdo con las consideraciones mencionadas en las alternativas propuestas y con base en los costos unitarios para

las obras y trabajos. se presenta la tabla 7, la que muestra los costos estimados para llevar a cabo la explotación para cada alternativa, a fin de contar con un marco económico de comparación entre los métodos alternos.

En esta tabla, se observa que los sistemas más económicos son los de tumba sobre carga, siendo factible la aplicación de la optimización con el método de barrenación referido en la Alternativa B; no así los sistemas de rebajes abiertos que presentan cortes más limitados para la explotación (debido a las condiciones y diseño de bancos) y por último, se observa que los sistemas de corte y relleno son los más caros, aún y cuando se lleven a cabo las optimizaciones propuestas en la Alternativa B.

En resumen y para la Alternativa C, considerando las ventajas y el factor económico, se observa que los sistemas de tumba sobre carga son los más idóneos y particularmente los sistemas de preparación con tolvas deben preferirse; sin embargo, se puede emplear el sistema de tumba inclinado en los lugares en que su aplicación reduzca la incidencia de desventajas, tales como el perder acceso a áreas, ahogamiento de obras, etc.. En cuanto a las variantes para los sistemas en explotación, se considera que la variante de corte y relleno por ranura tiene la ventaja sobre la variante en triángulos de acelerar el tumba; sin embargo, puede considerarse una combinación de ambos, ya que el tumba por triángulos se puede aplicar a rebajes que cuentan con un pilar de mineral por minar mayor que por el sistema de ranura.

La aplicación del sistema sobre carga por tolva, respecto

TABLA 7

COSTOS ESTIMADOS PARA LA OPERACION DE RESTINGO-ALTORE

ETAPA DE TRABAJO	MEDIDA	CORTE Y RELLENO				ABRIERTOS			SOPORTE CARRA			CONTE Y RELLENO	
		ACTUAL	TRINCHILLO	ANCHO	VALLEJO FONDO	TRINCHILLO BR. FONDO	TOLINA	GRACERON	PIED	TOLINA	GRACERON	INCLINADO	CONTE
DEPURACION	0816/PL	1,285	1,285	1,285	1,285	1,285	1,285	1,285	1,285	1,285	1,285	1,285	1,285
PREPARACION	0816/PL	3,766	2,660	3,766	3,766	2,378	1,790	0,954	1,845	1,790	0,954	0,279	1,845
DEPURACION	0816/PL	80,305	9,378	8,089	8,953	8,789	7,370	8,521	6,488	6,488	7,432	7,432	8,079
TOTAL	0816/PL	85,356	13,323	13,140	13,004	12,452	10,445	10,460	9,600	9,579	9,401	9,346	11,230

del sistema actual de corte y relleno, tiene la ventaja de reducir el costo de explotación por tonelada en aproximadamente 5 Dlls/t y la aplicación de la variante de tumbe por triángulos reduciría el costo en aproximadamente 2 Dlls/t., lo cual representa una buena alternativa de cambio en el sistema de explotación.

Considerando que el tiempo de vida de un rebaje explotado por tumbe sobre carga es menor que el tiempo utilizado en la explotación actual por corte y relleno, se puede decir que sería preferible destinar los recursos económicos al tumbe de mineral en vez de destinarlos al tumbe de tepetate y a la ejecución de las actividades auxiliares requeridas, ya que el mineral tumbado por sobre carga podrá extraerse en mayor volumen una vez que el rebaje quede libre.

CAPITULO V SISTEMA DE BENEFICIO

La planta de beneficio instalada en la Unidad, cuenta con dos procesos de beneficio; la Cianuración, para el tratamiento de mineral oxidado producto del tajo Veta Negra y la Flotación, para el beneficio del mineral sulfuroso proveniente de las minas subterráneas.

El proceso de flotación, se trabaja por campañas, pudiéndose beneficiar mineral con contenidos de plata, con lo que se obtendría un concentrado de plomo con contenidos de plomo y plata; o bien beneficiar un mineral con contenidos de plata-zinc obteniéndose dos concentrados; uno de plomo con contenidos de plomo y plata y un concentrado de zinc con contenidos de zinc-plata.

Para el proceso de cianuración se obtiene como producto final un precipitado con contenidos de oro y plata.

V.1 Trituración

El mineral producto de la minas subterráneas se recibe en tamaños de -8° , y se almacena en tres tolvas con capacidad de 250 toneladas cada una, este mineral alimenta a una quebradora primaria de quijada de $15^{\circ} \times 24^{\circ}$ marca Denver la cual entrega un producto a -2° .

El mineral quebrado se clasifica en una criba vibratoria de $6' \times 15'$ marca Taylor y se alimenta a una quebradora secundaria de cono, marca Symons, de 3 ft tipo estándar, entregando un producto a $-1/2^{\circ}$, el mineral se reclasifica para cerrar el circuito con la quebradora secundaria y el mineral a $-1/2^{\circ}$ se alimenta a una quebradora terciaria, marca Symons, de cono con

cabeza corta de 4 1/2', entregando un producto a -3/8", el mineral producto de la trituración terciaria, alimenta una tercera criba vibratoria, marca Taylor, que clasifica el mineral a -3/8" y lo descarga en la banda N° 7 que también recibe el mineral clasificado de la criba N° 2; esta banda N°7 alimenta dos silos de almacenamiento de mineral fino con capacidad de 400 toneladas cada uno. El mineral oxidado recibe el mismo proceso de trituración, contándose con dos tolvas de gruesos con 200 toneladas cada una y una tolva para mineral fino con capacidad de 350 toneladas.

V.2 Molienda

Para los procesos de flotación, de las tolvas de finos se lleva el mineral a -3/8" por medio de alimentadores de placa a la banda No 8, que alimenta un molino de bolas marca Denver, de 7'x 10', en circuito cerrado con un ciclón marca Krebs modelo D-15; el cual clasifica la pulpa mandando un 65% a -200 mallas a la sección de flotación.

Para el proceso de cianuración se tiene un molino marca Denver, de 5' x 21', en circuito cerrado con un clasificador de rastrillos marca Denver, el producto entregado para cianuración es de un 50 % a -200 mallas.

V.3 Flotación

Se tienen dos procesos de flotación:

Para el mineral con contenidos de plata se realiza una flotación basta (bulk), para recuperar el máximo posible de los valores de plata en un concentrado de plomo.

Para el mineral con contenidos de plata-zinc se realizan dos flotaciones selectivas, una para obtener concentrado de plomo (donde se recupera el plomo y toda la plata posible) y otra flotación para obtener concentrado de zinc (donde se recupera el zinc y la plata asociada al mineral).

Flotación 'bulk' del concentrado de plomo:

El proceso se inicia en el tanque acondicionador donde se descarga la pulpa fina clasificada por el ciclón, de aquí la pulpa se bombea a un primer banco de celdas de flotación, el producto de este banco de celdas se bombea a un tanque espesador, las colas pasan a un banco limpiador, de cual el producto se manda al espesador de plomo y las colas se bombean a un tercer banco agotativo. El producto flotado se recircula al tanque acondicionador de plomo y las colas resultantes se bombean a un tanque deslamador, donde se le agrega un reactivo floculante para posteriormente mandarse a la presa de sales.

Flotación de concentrado de plomo del mineral de plata-zinc:

El circuito de plomo inicia en el tanque acondicionador de plomo, la pulpa pasa a un primer banco de flotación del cual el concentrado se bombea a un banco limpiador y las colas se mandan a una flotación agotativa; el producto de la limpia se bombea a un tanque espesador de concentrado de plomo y las colas retornan a la cabeza de flotación. Del banco agotativo, el producto retorna a la cabeza de flotación de plomo y las colas a la cabeza de la flotación de zinc.

Flotación de concentrado de zinc del mineral plata-zinc:

El circuito de zinc consta de un banco de flotación primaria

de donde el producto pasa a un banco limpiador y las colas del banco primario a uno agotativo, el producto del banco limpiador se bombea a un tanque espesador de concentrado de zinc y las colas retornan al tanque acondicionador de zinc. Las colas del banco agotativo se bombean a un tanque deslamador, y posteriormente a la presa de jales.

Los reactivos utilizados en los procesos de flotación son:

- Cianuro de sodio (depresor de pirita).
- Cal (para regular p.H.).
- Espumante Exmin 370.
- Xantato 350 (como colector).
- Promotor 3477.
- Sulfato de cobre (como activador de zinc).
- Xantato 343 (colector de zinc).
- Floculante Sepan MG-200 (para lamas).

V.4 Espesamiento y Filtrado

Los concentrados flotados se bombean a un tanque espesador de 20 pies de diámetro, donde se elimina el agua de la pulpa, que se retorna al proceso de flotación; el concentrado del espesador se bombea a un filtro de disco de 6 pies para eliminarle más agua, pues el concentrado al final del proceso de filtrado tiene una humedad promedio del 10%. Los filtros utilizados son marca Denver y cada filtro consta de seis discos para el filtrado; se cuenta con equipo independiente para el concentrado de plomo y para el concentrado de zinc.

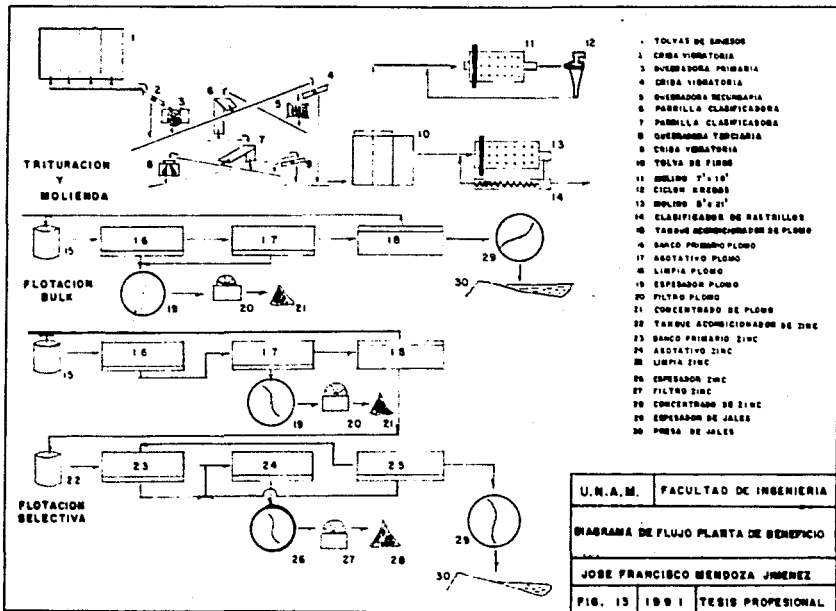
V.5 Presa de Jales

La presa de jales recibe las colas finales de flotación con un 48% de sólidos, estas colas se depositan por gravedad. La construcción del bordo de la presa se hace con material prestado, sin embargo, se contempla la alternativa de instalar ciclones

para clasificar el jal y hacer crecer el bordo sin requerir de material prestado. La figura 13 presenta los diagramas de flujo de los procesos utilizados en el beneficio de mineral.

V.6 Balance Metalúrgico

Se tienen dos balances metalúrgicos; uno para el mineral con contenidos de plata y otro para el mineral de plata-zinc; a continuación se presentan los dos balances, considerando los parámetros estadísticos de operación de la unidad en el año de 1980.



U.N.A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA
DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO	
JOSE FRANCISCO MENDOZA JUAREZ	
FIG. 13	1991 TESIS PROFESIONAL

BALANCE METALURGICO

MINERAL CON CONTENIDOS DE PLATA

	PESO	C A B E Z A				C O N T E N I D O S				R E C U P E R A C I O N E S			
		Au	Ag	Pb	Zn	Au	Ag	Pb	Zn	Au	Ag	Pb	Zn
CABEZA	40.01	0.060	220.00	0.63	0.90	0.002	8.80	0.25	0.36	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%
CONC. Pb	1.01	1.800	6081.60	18.90	18.00	0.002	6.802	0.109	0.180	75.00%	78.20%	75.00%	50.00%
COLAS	39.01	0.015	49.19	0.16	0.46	0.001	1.918	0.063	0.180	25.00%	21.80%	25.00%	50.00%

BALANCE METALURGICO

MINERAL CON CONTENIDOS DE PLATA ZINC

	PESO	C A B E Z A				C O N T E N I D O S				R E C U P E R A C I O N E S			
		Au	Ag	Pb	Zn	Au	Ag	Pb	Zn	Au	Ag	Pb	Zn
CABEZA	37.01	0.060	100.00	1.15	3.52	0.002	6.66	0.43	1.30	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%
CONC. Pb	1.01	1.665	4662.00	34.04	17.06	0.002	4.662	0.340	0.171	75.00%	70.00%	80.00%	17.10%
CONC. Zn	1.78	0.052	376.09	1.58	52.06	.000	0.639	0.027	0.899	4.00%	9.60%	6.30%	69.00%
COLAS	34.38	0.014	39.61	0.17	0.68	.000	1.359	0.058	0.233	21.00%	20.40%	17.70%	17.90%

CAPITULO VI
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VI.1 Conclusiones

1.- Existen reservas de mineral económico para por lo menos cinco años de operación a un ritmo de 11,000 toneladas por mes, lo que significa que se cuenta con el suficiente potencial para implantar cambios en los procedimientos de producción,

2.- Se tienen suficientes rebajes para la explotación y se cuenta con áreas exploradas para la preparación de nuevos rebajes, para por lo menos 19 meses de operación.

3.- El equipo de rezagado que se ha utilizado no es el más adecuado a los yacimientos de la Unidad, debido principalmente a que se están explotando vetas angostas.

4.- Hasta el momento se han realizado operaciones auxiliares al tumba (desborde, aplanille, anclaje), las cuales aumentan el tiempo y costo de la explotación de un rebaje.

5.- Puede considerarse que la mano de obra utilizada en los servicios de mina es demasiada, pudiéndose reducir, sin afectar la producción.

6.- Al suprimir los servicios efectuados por los contratistas (contratista de recuperación de vía y contratista de preparación de ventanilla del nivel 245), no se afectaría la producción de las minas subterráneas.

7.- En los procedimientos de barrenación se pueden eliminar trabajos auxiliares y demoras, al modificarse la secuencia de procedimientos de turno a turno.

8.- En las labores de acarreo y manto actualmente se requiere que el mineral se acumule, por lo que existen demasiadas demoras.

9.- El bombeo de la estación del nivel 195 no es indispensable, debido a que el agua proveniente del nivel 140 y el nivel 245 es suficiente para la operación de la planta de beneficio y para la operación de barrenación.

10.- Se ha demostrado que el iniciador nonel es más efectivo que el sistema de iniciado por cañuela-fulminante.

11.- Las anclas de varilla proporcionan un soporte igual o mejor que las anclas "Split set".

12.- Al hacer el análisis de los sistemas de explotación se observa que:

a.- El sistema actual de explotación es el más caro y tardado.

b.- En los sistemas de tumba sobre carga, se puede aplicar la alternativa de cambio de secuencia en la barrenación ya que los cortes pueden llevarse horizontales, semejante a los cortes de corte y relleno.

c.- Los sistemas de rebajes abiertos presentan más desventajas y no son tan económicos ni inmediatos como los rebajes de tumba sobre carga.

d.- La alternativa de minado por triángulo presenta mayores ventajas para continuar la explotación de los rebajes actuales en explotación debido a que no condicionan una altura máxima de bloque de mineral y a que su costo no es tan elevado como el sistema actual de explotación.

13.- Se analizaron tres alternativas básicas para la optimización de la operación minera, estas alternativas son:

a).- Producir lo mismo con menos gente.

Con esta alternativa se observa que puede lograrse un ahorro de 2.17 Dlls/t. lo que representa un 18.26 % del costo mina.

b).- Producir más con la misma gente.

Con esta alternativa se concluye que modificando los procedimientos de operación puede lograrse un ahorro de 2,68 Dlls/t. lo que representaría el 22.82 % del costo mina.

c).- Modificar el sistema de explotación.

Con esta alternativa se observa que existen variantes al sistema de explotación que pueden reducir el costo por tonelada producida en aproximadamente dos a tres dólares y que existen otros sistemas de explotación que reducirían el costo de explotación en aproximadamente cinco dólares.

VI.2 Recomendaciones

1.- Se propone reducir el personal de servicios ya que, de acuerdo a la alternativa de reducción de mano de obra, se obtiene un ahorro significativo y no se entorpece la producción.

2.- Es recomendable la suspensión de labores de los contratistas encargados de servicios, como complemento de la alternativa de reducción del factor mano de obra, pero a su vez, se debe asignar personal sindicalizado en la exploración del nivel 245.

3.- El cambio de secuencia en el procedimiento de barrenación debe llevarse a cabo, debido a que se incrementa la

productividad del personal.

4.- Debe capacitarse a los perforistas en el encadenado del iniciador nonel, a fin de implantar su utilización.

5.- Debe desecharse el uso de las anclas "Split set" ya que su costo es mayor que el costo del anclaje con varilla y los resultados del soporte son iguales.

6.- Al llevarse a cabo las modificaciones en el acarreo y mánteo se deben controlar sus procedimientos para evitar demoras y poder cumplir con las cuotas de producción.

7.- Para la explotación de los rebajes actuales en operación, se recomienda la utilización de la variante por triángulos, por ser más económica y versátil que el procedimiento tradicional.

8.- Se recomienda la utilización de los sistemas de tuabe sobre carga para la explotación de nuevos rebajes, debido a que son más económicos y presentan mayores ventajas en su operación, respecto del sistema utilizado actualmente.

BIBLIOGRAFIA

Toscano, F. A., Morin, G. J. y Medina R. J.G. (1989). Las minas Mexicanas; Volumen IV. Unidad Zacualpan.

Novelo, L. F. (1979). Estudio geológico estructural del distrito minero de Zacualpan, Estado de México. SIPSA. de C.V.. Informe inédito.

Noguez, A. B. (1982). Estudio geológico superficial del distrito minero de Zacualpan, Estado de México. SIPSA de C.V.. Informe inédito.

De la D Vizcarra, M. A. (1980). Optimización en la mecanización de la mina Lomo de Toro, Zimapan, Hidalgo; Tesis Profesional, Facultad de Ingeniería, UNAM.

Ruiz Noriega, J.P. (1989). Estudio paragenético y de inclusiones fluidas de la veta Liptonia, perteneciente a la mina Guadalupe en el Municipio de Zacualpan, Estado de México; Tesis Profesional, Facultad de Ingeniería, UNAM.

Martínez Infante, J. M. (1986). Determinación de la distribución de los valores en la mina de Santa Rita en Nieves Zacatecas; Tesis Profesional, Facultad de Ingeniería, UNAM

Tejera Buner, J.S. (1979). Estudio magnetométrico entre las minas Pachuqueño y Guadalupe de la Unidad Zacualpan; Tesis Profesional, UASLP.

Cummins, B. A., Given, A. J. (1973). SME Mining Engineering Handbook; Volumen II, capítulo 12.

SIPSA de C.V., (1990). Informes mensuales de operación, Unidad Zacualpan.

SIPSA de C.V., (1990). El supervisor y la calidad, Boletín de capacitación.

SIPSA de C.V., (1989, 1990). Informe de reservas de mineral para la Unidad Zacualpan.