

2
2ej.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**AMPLIACION DE LAS OPERACIONES MINERAS
EN MINA SANTIAGO, DISTRITO MINERO
DE HUAUTLA, MORELOS.**

TESIS PROFESIONAL

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A:

Francisco Mac Gregor Arroyo



México, D. F.

1992

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas Tesis Digitales Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS © PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

AMPLIACION DE LAS OPERACIONES MINERAS EN MINA SANTIAGO,
DISTRITO MINERO DE HUAUTLA, MORELOS

INDICE

PAGINA

RESUMEN.

I. GENERALIDADES.

I.1 Localización y vías de comunicación.	1
I.2 Información histórica.	1
I.3 Infraestructura.	4
I.4 Topografía e hidrografía.	4
I.5 Clima.	5
I.6 Fauna y vegetación.	5
I.7 Actividades económicas.	5

II. INFORMACION GEOLOGICA.

II.1 Geología regional.	6
II.1.A Litología.	6
II.1.B Metalogenia.	7
II.1.C Alteración-Mineralización.	8
II.1.D Origen del yacimiento.	9
II.2 Geología local.	9
II.2.A Geología estructural.	9
II.2.B Mineralogía.	10
II.2.C Alteraciones.	11
II.2.D Roca encajonante.	11

III. OPERACIONES MINERAS ACTUALES.

III.1 Descripción de la mina.	12
III.2 Trabajos mineros actuales.	17
III.3 Sistema de explotación.	19

III.3.A Condiciones generales.	19
III.3.B Obras de desarrollo.	19
III.3.C Obras de preparación.	19
III.3.D Tambe.	20
III.4 Planta de Beneficio.	21
III.4.A Recepción del mineral.	22
III.4.B Trituración.	22
III.4.C Molienda.	23
III.4.D Flotación.	23
III.4.E Filtrado, secado y embarque.	24
III.4.F Leyes de operación.	25
IV. PROYECTO DE AMPLIACION DE OPERACIONES.	
IV.1 Cuantificación de reservas.	27
IV.2 Obras requeridas para la explotación de las reservas.	27
IV.2 A Frente 4-5560W.	27
IV.2.B Frente 4-5560E.	28
IV.2.C Subnivel 4-5650E.	28
IV.2.D Preparación y explotación de los bloques MS 1, MS 2, MS 4, MS 5 y MS 9.	28
IV.2.E Preparación y explotación de los bloques MS 3, MS 7 y MS 8.	29
IV.2.F Explotación de los bloques MS 6, MS 10 y MS 11.	29
IV.2.G Barrenación a diamante.	30
IV.3 Equipo necesario para realizar las obras indicadas.	31
IV.4 Profundización de la Mina Santiago.	32
IV.4.A Descripción detallada del proyecto.	33
IV.4.B Ruta crítica.	40

V. EVALUACION ECONOMICA.	
V.1 Análisis de costos.	44
V.1.A Costos de operación.	44
V.1.B Estimación de costos del proyecto de profundización de la Mina Santiago.	46
V.2 Inversión.	52
V.2.A Análisis del crédito.	53
V.3 Ingresos.	56
V.4 Depreciación y Amortización.	60
V.5 Estado de resultados.	62
V.6 Periodo de recuperación de la inversión.	66
V.7 Tasa interna de retorno.	69
VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	72
BIBLIOGRAFIA.	75
ANEXOS.	77

RESUMEN.

La exploración es una actividad primordial de toda compañía minera que la puede llevar a aumentar sus reservas de mineral, las cuales representan la posibilidad de darle continuidad a la empresa, teniendo en ello como límite las características geológicas de las estructuras mineralizadas presentes en el área en cuestión.

Parece ser que años atrás en el Distrito Minero de Huautla, esa actividad no fue considerada como prioritaria, lo que provocó que actualmente las reservas de mineral se estén extinguiendo.

Lo anterior, aunado a las bajas cotizaciones de la plata en los últimos años han llevado a esta empresa a una situación difícil.

Como medio para lograr ubicar reservas económicas, se puso en marcha un programa de exploración por obra directa y barrenación a diamante en las zonas más prometedoras de las minas que actualmente se encuentran en operación.

Esto llevó a ubicar en la mina Santiago 48,581 toneladas de reservas con una ley promedio de 330 g.Ag./ton., en uno de los niveles ya desarrollados de la mina (nivel 120) y 82.140 toneladas con una ley promedio de 414 g.Ag./ton. por debajo de este último nivel de la mina.

Debido a la cantidad tan limitada de reservas con las que se cuenta en los niveles conocidos, en este trabajo se presenta la forma en que se piensa llegar a crear un nuevo nivel (nivel 160), sin causar mayores trastornos a la producción y así prolongar la vida de esta mina.

El proyecto propuesto se podrá llevar a cabo en dos años, y operará durante 3 años más, además creará un nuevo nivel y modernizará el sistema de manto con lo que se podrá aumentar la producción manteniendo el costo por tonelada producida.

La inversión total de \$ 512'000.000.00 M.N., más los intereses generados por esta serán pagados fácilmente durante la operación del proyecto.

Al hacer la evaluación económica del proyecto se obtuvieron los siguientes resultados sobresalientes:

- 1) La utilidad neta acumulada será de: \$ 1,514'529,878.00 M.N..
- 2) La recuperación total de la inversión se logra a los 6 meses de iniciada la operación una vez terminado el proyecto.
- 3) Alcanza una tasa interna de retorno del 46.7%.

Considerando lo anterior, este proyecto demuestra ser económicamente viable, por lo que su realización resulta factible.

I. GENERALIDADES.

I.1 Localización y vías de comunicación.

La Unidad Huautla, perteneciente a la Compañía Rosario México, S.A. de C.V., se encuentra ubicada en el extremo suroeste del Estado de Morelos, cercana a los límites con los estados de Puebla y Guerrero. Sus coordenadas geográficas son las siguientes:

18° 26' de Latitud Norte y
99° 02' de Longitud Oeste.

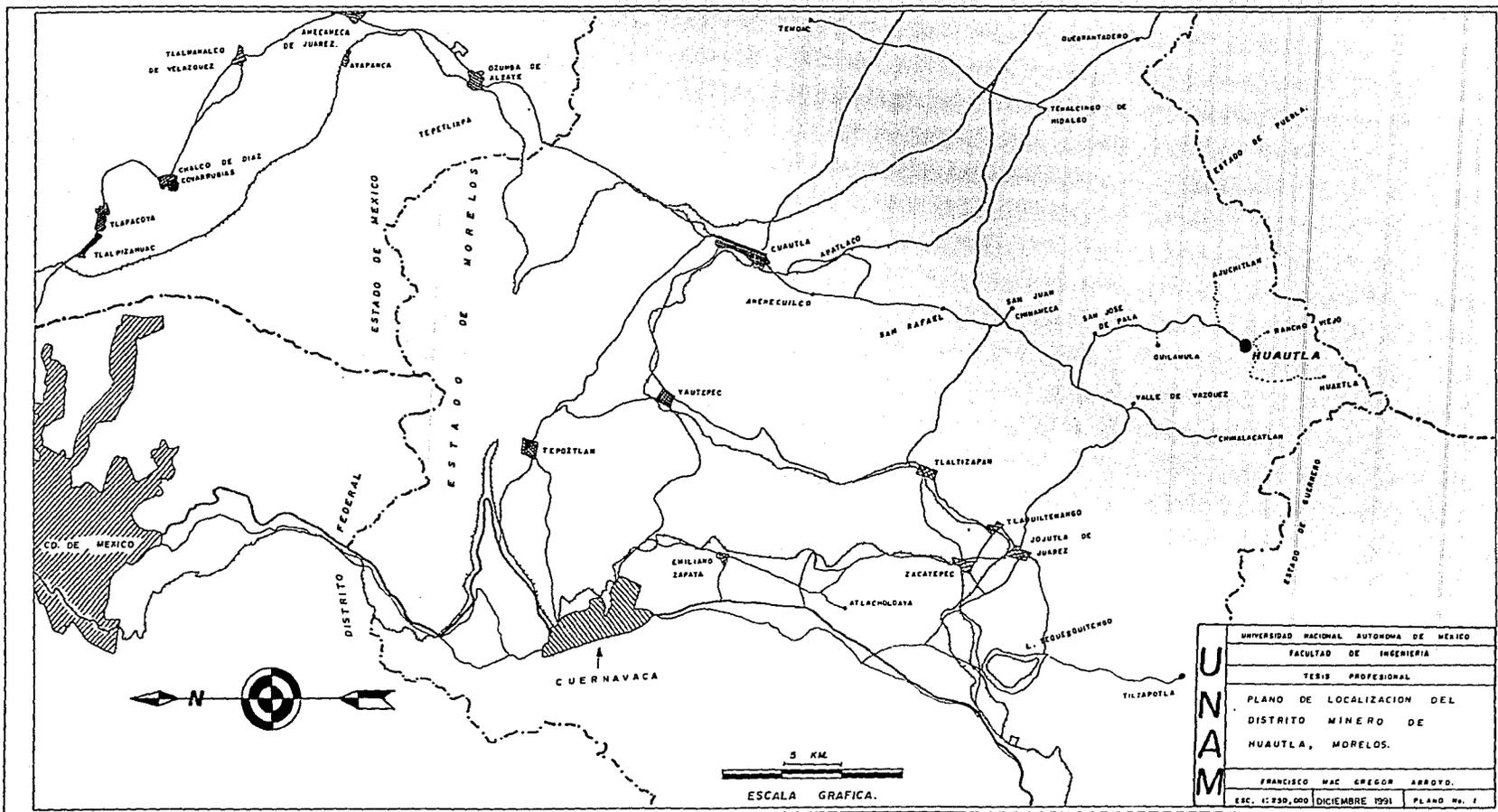
La población más cercana a la unidad es precisamente Huautla, la cual se localiza a unos 500 metros al noreste de la unidad y pertenece al municipio de Tlaquiltenango. Su elevación media sobre el nivel del mar es de 1.075 metros.

Esta unidad minero-metalúrgica se encuentra a 163 Km. de la Ciudad de México, a 86 Km. de Cuernavaca, a 60 Km. de Cuautla y a 47 Km. de Jojutla, Zacatepec y Tlaquiltenango aproximadamente. Para mayor detalle acerca de la ubicación de la Unidad Huautla ver el plano No. 1.

El poblado de Huautla se encuentra comunicado con la Ciudad de Jojutla de Juárez por medio de un camino estatal completamente pavimentado y transitable todo el año (aunque actualmente está en pésimas condiciones). La estación de ferrocarril más cercana es la de Juan Pagaza, la cual pertenece a la línea Cuautla - Puente de Ixtla y se localiza en el poblado de Tlaquiltenango.

I.2 Información histórica.

No se conoce la fecha en la que se hayan iniciado los trabajos mineros en la región, pero se sabe que a mediados de siglo XVIII, un grupo de españoles descubrió el mineral en la zona que actualmente se conocen como Tlachichilpa, San Francisco.



Santa Ana, Peregrina y Santiago, iniciándose la explotación de los yacimientos, llegando a extraer mineral de hasta 60 Kg. de Plata por tonelada. Aún en nuestros días quedan gran cantidad de ruinas, excavaciones y otras evidencias de la presencia de los españoles en la región, la cual exploraron exhaustivamente.

El sistema de explotación utilizado por los españoles, fue el de cortes descendentes (en forma de catas y pozos principalmente). Explotaron las minas hasta donde la tecnología de aquella época les permitió.

El mineral se beneficiaba por el "Método de Patio", actualmente existen vestigios de antiguas haciendas de beneficio como Tlachichilpa y La Restauradora.

Después de un período sin información histórica, se vuelve a saber de la explotación minera en la zona, de los años 1886 a 1906 por parte de la familia Noriega en las minas de Tlachichilpa y Santiago. Esta familia dejó de trabajar debido principalmente a los problemas acarreados por la Revolución Mexicana en esta zona.

En 1926 la Compañía Santiago y Anexas, mejor conocida como la Compañía Francesa, inició los trabajos de exploración y fue hasta 1929 cuando reanudó las operaciones. Explotó principalmente la Mina Santiago y algunos terreros, beneficiándolos primeramente en una planta de flotación y posteriormente en una planta de cianuración. El mineral beneficiado, alcanzaba las 80 toneladas diarias. Esta compañía suspendió sus operaciones en 1931 debido a la baja del precio de la Plata.

De 1935 a 1938 el distrito fue trabajado por el Sr. José Landeros, dueño de la Compañía Minera San José Pachuca y Anexas, bajo el nombre de Compañía Explotadora de Minas. Se dedicó únicamente a beneficiar los terreros de las minas Tlachichilpa, Santa Ana, San Francisco, Peregrina y San José, en la misma planta de la Compañía Santiago y Anexas, usando solamente la sección de flotación.

Entre 1939 y 1941 los fondos de la Compañía Santiago y Anexas estuvieron rentados por el Lic. Eduardo Vallejo, dedicándose sobre todo a minar pilares de las principales minas, beneficiando estas cargas junto con las obtenidas de los terreros de las mismas.

A fines de 1941, Santiago y Anexas, vendió todo su equipo a la Secretaría de Obras Públicas.

En 1944 los señores Jorge Deols y Manuel Gabito, formaron la Compañía Minera Interamericana, explorando la región en el Área de Santiago, San Esteban-Pájaro Verde y San José, dedicándose en realidad a la compra de mineral que los gambusinos sacaban de los pilares más ricos de las minas.

En el año de 1956 el señor Deols se asoció con el señor Flashman formando la Compañía Explotadora de Minas. Se instaló un molino con capacidad para 50 toneladas por día en el patio de la Mina Tlachichilpa, beneficiando el mineral proveniente de todas las minas de la región. Esta compañía operó hasta el fallecimiento del Sr. Deols en Octubre de 1960.

Posteriormente los obreros reclamaron salarios que se les adeudaban y obtuvieron un embargo sobre todo el equipo y la propiedad, incluyendo al molino y la planta de fuerza.

Más adelante, la mayor parte de las acciones de la Compañía Explotadora de Minas fueron adquiridas por el Sr. E. J. Ryan en el año de 1962. Se dedicó a desahogar parte de la Mina Peregrina y a explorar por medio de obra directa. La explotación de las minas estuvo prácticamente paralizada y sólo unos cuantos gambusinos extraían mineral de la Mina Tlachichilpa.

Entre 1963 y 1964 la compañía canadiense Rosario Resources Corporation adquiere todas las instalaciones, equipo y maquinaria en existencia, rentando los fundos al Sr. E.J. Ryan, reanudando las operaciones en las minas Santa Ana, San Francisco, Peregrina y Santiago.

En Junio de 1974, Rosario Resources Corporation y un grupo de inversionistas mexicanos, se unieron para formar la compañía Rosario México, S.A. de C.V., con la finalidad de expandir las operaciones de 100 a 300 toneladas por día, basando este objetivo en el estudio del potencial minero realizado por el Departamento de Exploración de Rosario Resources Co., que calculó reservas suficientes para un periodo de operación de 10 años.

A partir de entonces y hasta la fecha persiste la misma empresa, aunque sus inversionistas han cambiado, siendo ahora exclusivamente mexicanos.

1.3 Infraestructura.

La Comisión Federal de Electricidad construyó, con una aportación de Rosario México, una línea nueva de 40 Kilómetros de longitud desde la Ciudad de Jojutla, que provee de energía a la unidad.

Para el abastecimiento de agua se instaló una estación de bombeo en el tiro Tlachichilpa, acondicionando una línea de tubería de 3 Km. de longitud.

El poblado de Huautla cuenta con Jardín de Niños, escuela Primaria y Telesecundaria, así como una caseta telefónica de larga distancia. Sin embargo no cuenta con los servicios de correo y telégrafo.

Hay tres corridas diarias de autobuses de segunda clase entre este poblado y la Ciudad de Jojutla. Y es la única forma para entrar o salir de la región, si no se cuenta con transporte propio.

1.4 Topografía e hidrografía.

El Distrito de Huautla se ubica en la provincia fisiográfica de la Sierra Madre del Sur, dentro de la Sub-provincia de la Cuenca del Balsas-Mezcala. El área morfológicamente corresponde a elevados cerros en forma cómica, dando lugar a una sierra que contrasta con la topografía regional. Otro rasgo morfológico apreciable es la presencia de cañadas en la mayor parte de la región. La altitud en la zona varía aproximadamente entre los 1,000 y 1,250 metros s.n.m., teniendo el poblado de Huautla una altura sobre el nivel del mar de 1,075 metros.

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

I.5 Clima.

Por la situación geográfica (en la parte sur poniente del Estado de Morelos, cercano a Puebla y Guerrero): Huautla tiene un clima cálido subtropical, con temperaturas medias que oscilan entre los 19° C como mínima y 28° C como máxima, durante todo el año.

La precipitación pluvial es elevada, alrededor de 1.000 mm. anuales, por lo que la vegetación es bastante abundante en época de lluvias, las cuales se presentan de junio a septiembre.

I.6 Fauna y vegetación.

Debido a lo inaccesible de la zona y a la inexistencia de lugares cercanos con mucha población, no es extraño el observar diversas especies animales como: tejones, armadillos, zorrillos, liebres, conejos, tlacuache, zorras, covotes y aún venados, además de aves como huilotas, codornices, zopilotes, quebrantahuesos, águilas y halcones. Existe gran diversidad de reptiles como víbora de cascabel, coralillo, falso coralillo, iguana y gran cantidad de insectos ponzoñosos y no ponzoñosos.

La vegetación está formada en su mayoría por arbustos con o sin espinas y árboles de poco follaje, a excepción de los márgenes de los arroyos de temporal, en donde la vegetación es más abundante y variada.

I.7 Actividades económicas.

El poblado de Huautla cuenta aproximadamente con 5.000 habitantes, los cuales se dedican a la agricultura y ganadería en pequeña escala. La minería tiene gran importancia y absorbe a la mayor parte de la población económicamente activa. El comercio (en su mayoría de productos de primera necesidad) es otro de los renglones importantes en la economía de la región.

Un número importante de personas originarias de Huautla, tanto hombres como mujeres, han salido de la región en busca de mejores niveles de vida, tanto a otras partes del país como hacia el extranjero (E.U.A.).

II. INFORMACION GEOLOGICA.

II.1 Geología regional.

II.1.A Litología.

La litología se reduce a un complejo volcánico Oligo-Miocénico denominado Cerro Frio (según Carl Fries, Jr., 1965).

Posteriormente William R. Gee (1981) define a grandes rasgos la siguiente litología de la más antigua a la más joven (ver figura No.1):

Complejo Huautla.— Constituido por rocas volcánicas intermedias e intrusivas de poca profundidad de forma dómica, brechas y derrames muy alterados de andesitas, dacitas y traquiandesitas, de textura porfirítica y afanítica.

Las unidades son indiferenciadas; excepto las raices de un domo dacítico de biotita-hornblenda y un grupo tardío de derrames y brechas de dacitas andesitas.

Grupo Epiclástico.— En discordancia con el Complejo Huautla, se presenta una unidad interestratificada de rocas volcánicas y epiclásticas, tobas, lahars y brechas, este complejo se presenta ligeramente horizontal.

Dacita Barriga.— Se diferencian dos miembros: una dacita de biotita-hornblenda de fase dómica asociada con un intrusivo, brechas y remanentes de derrames. Una dacita de color gris púrpura brillante de textura porfirítica de biotita-hornblenda, asociada a un domo exógeno con escarpes concéntricos y derrames bandeados.

Derrames de dacita tardía.— Dacita de color gris púrpura, densa, de textura porfirítica-afanítica, de hornblenda.

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

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

EDAD	FORMACION	LITOLOGIA
PLIOCENO	DIQUES DE BASALTO	PRESENTAN UN COLOR NEGRO VERDOSO, TEXTURA AFANITICA, CON ALGUNOS PIROXENOS Y ESPESOR PROMEDIO DE UN METRO.
	FLUJO DE BASALTO	PRESENTA UN COLOR GRIS OSCURO, TEXTURA AFANITICA, EN OCASIONES PORFIDICA, CON PIROXENOS Y ALGUNOS CRISTALES DE HORNBLENDA.
MIOCENO	DACITA FLUIDA TARDIA.	FLUJOS DE LAVAS DE COMPOSICION DACITICA.
	DACITA BARRISA	CONSTA DE DOS MIEMBROS; UNO ASOCIADO A UN INTRUSIVO, PRESENTANDO BIOTITA Y HORNBLENDA EN UNA FASE DOMICA. EL OTRO ES UNA DACITA EADGENA DE COLOR GRIS PURPURA, DE TEXTURA PORFIRITICA CON BIOTITA Y HORNBLENDA, ADEMAS DE UN FLUJO CON BANDEAMIENTO.
	GRUPO EPICLASTICO	ROCAS VOLCANICA, TOBAS, LAHARES Y BRECHAS INTERESTRATIFICADAS, PRESENTANDO UNA PSEUDOSTRATIFICACION, LIGERAMENTE HORIZONTAL.
OLIGOCENO	DISCORDANCIA	
	COMPLEJO HUAUTLA	BRECHAS Y DERRAMES LAVICOS DE COMPOSICION ANDESITICA CON ESPESOR DE 600 MTS.
	DISCORDANCIA	
CRETACICO SUPERIOR	BASAMENTO	AFLORA EN LAS CERCANIAS DE JOJUTLA, SECUENCIA DE CALIZAS SOBREVACIADAS POR UNA SECUENCIA DE ARENISCAS Y LUTITAS.

UNAM	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL DISTRITO MINERO DE HUAUTLA MORELOS.	
	FRANCISCO MAC GREGOR ARROYO	
ERODUIS	DICIEMBRE 1981	FIG. No. 1

Cortando a toda las litologías anteriores se tienen unos diques basálticos, uno de ellos observado en la parte sur de la Mina Santiago y otro en la parte oriental del Cerro de San Francisco, atravesando a la veta Santa Ana.

II.1.B Metalogenia.

Los yacimientos minerales de Huautla, observan características de tipo epitermal, presentándose como relleno de fisuras, con mineralización lenticular tanto horizontal como vertical, existiendo clavos mineralizados, que oscilan entre 40 y 50 m. de largo.

Las vetas conocidas en la región se identifican con los nombres de: Peregrina, San Francisco, Santa Ana, Tlachichilpa, Cuatro Ases, Plomosas, Reforma, Santiago, Juan Cuerdas, San Esteban, Pájaro Verde, El Cuchillo, La Leona, Santa Cruz, La Chistorra, Los Riscos, El Clarín, América, La Fortuna y otras, así como innumerables fracturas.

Las principales estructuras mineralizadas están orientadas NW 80° SE, con echados que varían de 45° a 55° al SW, a excepción de la veta Santiago, cuya inclinación es de 85° al NW con variantes de 85° al SW. La veta Juan Cuerdas en la mina Santiago tiene una inclinación de 60° a 65° al NW.

La mineralización económica es exclusivamente de plata, ya que muestras de cabezas de las minas reportan un combinado de plomo - zinc de 3.5% aproximadamente.

La mineralogía está constituida por:

Mineral de Mena:

Plata Nativa, Argentita, Pirargirita, Galena Argentífera, Cloruros y Bromuros de Plata.

Mineral de Ganga:

Cuarzo, Cuarzo Amatista, Calcedonia y Calcita.

II.1.C Alteración-Mineralización.

Las alteraciones principales que se identifican en la región de Huautla son:

i) Propilitica.

William R.Gee (1981) incluye esta alteración tanto dentro de la influencia de las vetas así como fuera de estas. Sin embargo la que está fuera de la influencia de las vetas es la alteración deutérica, debido a la alteración meteórica (IMMSA, 1984). La causa de esta alteración es debida a autohidratación, definitivamente no relacionada a causas o procesos de mineralización.

En realidad esta alteración, aparentemente es similar a la producida por puntos calientes de soluciones mineralizantes. Pero relaciones de campo y estudios de petrogenesis muestran que se debe a autohidratación.

La alteración propilitica en la influencia o cercanía de la vetas consiste en clorita y raramente epidota (J. Martinez Chávez 1984).

ii) Silicificación.

Esta alteración es muy importante, ya que se localiza muy cerca de las estructuras mineralizadas, tiene un rango de 10 m. aproximadamente alrededor de estas.

También el fracturamiento relleno con cuarzo es una guía importante, en ocasiones de tipo stock-work o paralelo a las vetas, tiene un rango de influencia de 5 m. aproximadamente antes de llegar a la zona de veta.

iii) Alteración Argílica.

Esta alteración se presenta en las inmediaciones de la unidad Huautla y hacia el poblado del mismo nombre. Además W.R. Gee (1981) incluye una alteración zeolítica y la ubica entre las minas Santiago y Tlachichilpa.

II.1.D Origen del yacimiento.

El yacimiento de Huautla es del tipo epitermal, con características muy particulares. Es muy probable que tenga relación con alguna caldera. En el país existen algunos ejemplos de yacimientos con relación a calderas, como son: Tayoltita, Dgo., y los yacimientos de la región de Acaponeta, Nay..

Para comprobar esto, debe hacerse un estudio regional, enfocándose principalmente al complejo volcánico Oligo-Miocénico de Cerro Frio y litologías adyacentes.

En el Distrito Minero de Huautla no se han reconocido hasta la fecha afloramientos de rocas sedimentarias; solamente aparecen rocas ígneas extrusivas de composición andesítica, traquítica, latitas de cuarzo y algunas coladas esporádicas de basaltos que son correlacionables con las rocas del Grupo Buenavista, ya que presentan una composición semejante. Las rocas ígneas que afloran son en su mayoría de carácter extrusivo y se reducen al complejo volcánico descrito con anterioridad.

II.2 Geología local.

II.2.A Geología estructural.

La veta Santiago, es más bien una veta - falla como las demás del distrito, aunque particularmente en algunos tramos se abre a la brecha mineralizada y en general presenta el aspecto de una verdadera veta.

Es común encontrarla asociada con uno o más relices o espejos de falla, siendo estos las aberturas por las cuales ascendieron las soluciones mineralizantes, por lo cual la mineralización económica puede indistintamente encontrarse al alto o al bajo o bien a ambos lados del reliz principal.

Existieron diferentes eventos de fallamiento y fracturamiento y por lo tanto también de mineralización, siendo la intensidad de estos variable. Se observa un fallamiento premineral que dió origen a los espacios abiertos para que ascendieran y se alojaran los fluidos cargados con mineralización, principalmente de plata, plomo y zinc. Posteriormente vino una reactivación.

dando lugar a un fallamiento postmineral, estos movimientos fueron a rumbo de las estructuras ya mineralizadas: esto se ha podido comprobar al encontrarse tramos donde existen sulfuros masivos con escasos bandeamientos de cuarzo, donde se aprecian minerales bien cristalizados, sobre todo de galena y esfalerita, pero con deformación de sus caras producto de movimientos postmineralizantes. Cabe mencionar que este reliz o espejo de falla es una guía importante en la exploración y localización de las vetas del distrito.

Es claro un zoneamiento natural de la mineralización en toda la mina en el sentido vertical, existiendo desde el nivel 80 hasta superficie ley económica de plata con valores de plomo y zinc muy erráticos; sin embargo, del nivel 120 al 80 se ha comprobado el incremento de las leyes de plomo y zinc, aunque los valores de plata se han mantenido, además de aumentar el espesor de veta así como la uniformidad en su mineralización y distribución de valores.

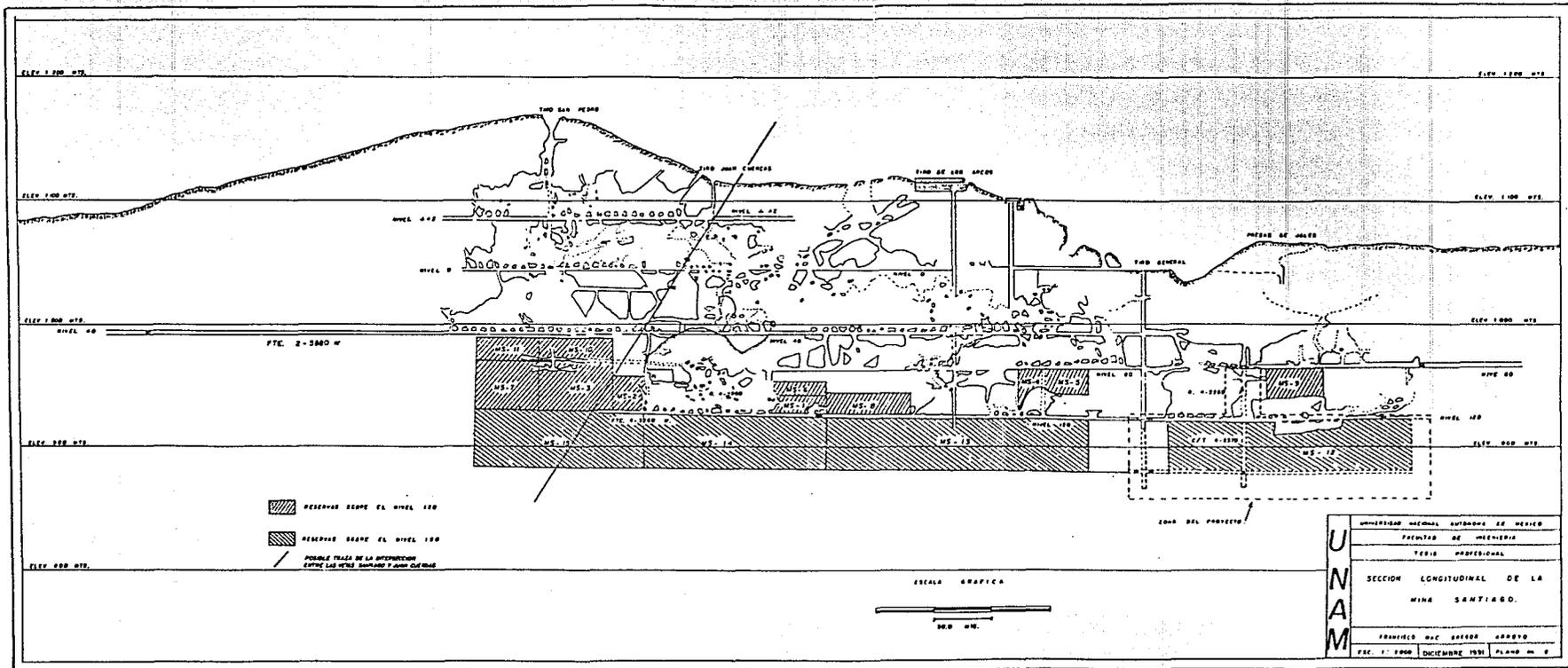
El rumbo medio de la veta es de NW 68° SE con echado de 80° al SW, variando estos datos en la intersección con algunas fallas pequeñas; presenta una potencia media de 1.20 metros. Además ocurren zonas de clavos mineralizados separados por tramos estériles cortos, en los cuales la veta se estrecha, disminuyendo los valores de plata; esto sucede tanto en sentido horizontal como en la dirección del echado.

Esta veta sufre un cruce con la veta Juan Cuerdas, bien definido en todos los niveles a excepción del nivel 120. Se tiene la teoría de que después de este cruce la mineralización en la veta Santiago no prospera hacia el poniente. Sin embargo, esto no se ha podido comprobar en el nivel 120, ya que actualmente se tienen reservas sobre la frente poniente en este nivel, más allá de la zona de intersección de vetas, por lo que se ha planteado en el futuro inmediato la solución a este problema geológico.

Ver plano No.2.

II.2.B Mineralogía.

i) Mena: Galena Argentífera, Estromellerita, Esfalerita, Plata Nativa y Argentita.



UNAM

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO
 FACULTAD DE INGENIERÍA
 TESIS PROFESIONAL

SECCION LONGITUDINAL DE LA
 MINA SANTIAGO.

FRANJISCO MAC SAFFER ARROYO
 FEB. 17 1968 DICIEMBRE 1931 PLANO N. 8

III. OPERACIONES MINERAS ACTUALES.

III.1 Descripción de la mina.

La mina Santiago se localiza aproximadamente a 500 metros al poniente del poblado de Huautla y se encuentra comunicada a él por un camino revestido en sus primeros 300 metros, que pasa a ser un camino de terracería (transitable todo el año) en sus últimos 200 metros.

La mina Santiago se encuentra formada por seis distintos niveles +42, 0, 25, 40, 80 y 120, los cuales se irán describiendo uno por uno. (ver plano No. 2).

Además de estos niveles, también se tienen como obras principales varios tiros: Juan Cuerdas, De Los Arcos, San Pedro y General. De ellos, únicamente el último funciona como tal. El tiro General comunica con los niveles 25, 40, 80 y 120. La entrada a los niveles 0 y + 42 se hace por socavones. En la mina Santiago se han explotado dos estructuras principales: veta Juan Cuerdas y veta Santiago, las que se han trabajado de la siguiente forma:

- Veta Juan Cuerdas.

Se explotó a lo largo de todo el nivel +42. El nivel 0 se explotó en los últimos 210 metros de la frente, abarcando desde el inicio de la estructura hasta llegar a una zona de problemas estructurales, que conllevó una baja en los valores de plata.

Al igual que el nivel 0, en el nivel 40 se explotó por espacio de 220 metros, hasta encontrar una zona de bajos valores.

A profundidad y hacia el oriente, no se tienen indicios de la continuidad de Juan Cuerdas con valores económicos.

- Veta Santiago.

Su explotación se llevó a cabo en los niveles 0, 40 y 80, hacia el poniente, hasta llegar a la intersección con Juan Cuerdas en donde su potencia disminuye considerablemente, así como sus valores. A profundidad se tienen otras perspectivas sobre la posible continuación de Santiago después del cruce con Juan Cuerdas, pero esto aún no se ha definido.

Hacia el oriente del tiro General, únicamente se ha explotado la veta Santiago hasta su límite en cuanto a valores económicos se refiere, ya que se cuenta con información confiable que confirma la continuidad de la veta, pero sin valores económicos.

A profundidad se tienen cubiertas reservas con tonelajes y leyes que aseguran la vida de la mina por un periodo de 24 meses, considerando una producción diaria de 81 toneladas durante 6 días de la semana.

- Nivel +42.

Es un socavón que se localiza a unos 300 metros al oriente del Tiro General y tiene una longitud total de 305 metros. Esta obra también tiene comunicación con la superficie por medio de los tiros Juan Cuerdas y San Pedro. La obra actualmente se encuentra abandonada y totalmente inaccesible debido a derrumbes.

El desarrollo de la obra es hacia el poniente, ya que hacia el oriente es imposible debido a la topografía. En los primeros 70 metros no se explotaron rebajes debido a la proximidad de la superficie y bajos valores. Sin embargo en los siguientes 220 metros se tuvieron rebajes. Los rebajes localizados más al poniente causaron problemas, debido a la baja de valores y a la aparición de salbanda, esto debido a que la veta es afectada por una falla paralela a esta. Dichas condiciones persisten en los últimos metros de la frente.

- Nivel 0.

Es un socavón que se inicia a unos 15 metros al poniente del brocal del Tiro General y tiene un desarrollo total de 560 metros. A lo largo de todo el nivel existen derrumbes y zonas que se encuentran comunicadas con los rebajes provenientes del nivel 40, por lo que únicamente se tiene acceso a los primeros 120 metros del nivel.

En este nivel se localizan los polvorines interiores de mina y comunica al camino de emergencia proveniente del nivel 40.

Actualmente no tiene ningún otro uso, debido a que no hay interés en continuar la frente, debido a su proximidad con una amplia zona de problemas estructurales y por la gran cantidad de trabajos de rehabilitación que deberían realizarse.

Su desarrollo al oriente es imposible, debido a las condiciones topográficas del terreno.

- Nivel 25.

Únicamente se tienen desarrollados unos 45 metros de frente, 20 al poniente y 25 al oriente (la frente oriente está totalmente ocupada por una pileta colectora de agua proveniente de escurrimientos que vienen desde la superficie). Su desarrollo no se justifica ya que todas las reservas minables que pudieran haber existido fueron explotadas a partir del nivel 40.

- Nivel 40.

Se tienen desarrollados 45 metros de frente al oriente y 870 metros al poniente, siendo esta la obra de mayor extensión en toda la mina. Hacia el lado oriente se tiene total acceso a la frente, mientras que hacia el poniente sólo se tiene acceso a los primeros 450 metros, a consecuencia de los caídos sobre el nivel, así como, a tolvas y tacones con carga que se han venido abajo.

A lo largo de los primeros 570 metros de la frente poniente se explotaron varios rebajes con buenos valores, muchos de ellos fueron comunicados a propósito con el nivel 0, lo que causó la desaparición parcial de dicho nivel. En los últimos 300 metros de la frente no se hicieron preparaciones para tumbes, ya que se entró a una amplia zona con problemas estructurales en la que se aprecia una falla con material de salbando (verde o roja), que corre paralela y en contacto con el bajo de la veta. Lo anterior ocasionó una baja sensible de los valores de plata, haciendo antieconómica su explotación.

En la parte más cercana al tope, la falla absorbió a la veta, lo que causó un menor efecto de la falla sobre la veta: sin embargo esto generó graves problemas para lograr el sostenimiento de las obras. Finalmente se detuvo la obra y se trató de darle continuidad con un contracañon, del cual sólo se colaron unos cuantos metros.

No se piensa continuar esta obra debido a que se tienen indicios de la prolongación de la unión de la veta y la falla con valores de plata antieconómicos a los precios actuales. además de la existencia de otros problemas: inaccesibilidad a la obra, inundación de la frente debido a escurrimientos sobre la veta-falla y topografía superficial desfavorable, lo que ocasionaría -en su caso- la explotación de bloques pequeños.

La frente oriente, siempre presentó buenos valores en toda su extensión, sin embargo tuvo que ser detenida por su proximidad con la superficie, presas de jales antiguas y el arroyo llamado "De la Barranca Chiquita".

- Nivel 80.

Sobre esta frente se han desarrollado 530 metros al poniente, teniéndose acceso a partir del Tiro General a los primeros 50 metros, distancia a la cual se tiene bloqueado el paso por razones de seguridad, debido a caídos y a tramos en donde el nivel se ha venido abajo por la sobreexplotación de los rebajes provenientes del nivel 120.

Hacia el lado oriente se tienen colados 320 metros, accesibles en sus primeros 120 metros. Los siguientes metros se encuentran inaccesibles debido a derrumbes en el nivel, consecuencia de la gran cantidad de salbanda que acompaña a la veta (con espesores de salbanda mayores a un metro).

Como se puede apreciar, la sección poniente en este nivel no tiene posibilidades de ser trabajada. Hacia el lado oriente se tuvieron buenas leyes en casi toda la extensión a la que actualmente se tiene acceso, estas reservas fueron explotadas parcialmente de este nivel hacia arriba, debido a la proximidad de la presa de jales. Se sabe que lo largo de toda esta frente se tiene salbanda acompañando a la estructura y que los siguientes metros de la frente no reportan leyes atractivas ya que en el tope de esta sólo se aprecia el reliz de la veta sin valores.

- Nivel 120.

Actualmente es el único nivel que se encuentra en operación, su desarrollo hacia el poniente es de 500 metros, totalmente accesibles y 210 metros al oriente, accesibles únicamente en sus primeros 110 metros, ya que a esa distancia se localiza una excavación antigua que abarca el ancho de la frente, teniendo una longitud de 60 metros y una profundidad media de 10 metros (actualmente se encuentra inundada), esta excavación impide el acceso a los últimos 100 metros de la frente; también se tiene el gran problema de la salbanda a lo largo de toda la frente oriente, no así del lado poniente en donde aparece ocasionalmente. Esta sección de la mina es la única que se encuentra en operación y será descrita a detalle posteriormente.

- Infraestructura, maquinaria y equipo.

En esta sección únicamente se describirán los aspectos de mayor importancia. Como infraestructura se puede mencionar lo siguiente:

La energía eléctrica proviene del poblado de Jojutla y para su distribución en la Unidad, se cuenta con una subestación en la planta de beneficio y en lo particular, la mina Santiago cuenta con un transformador de 110 KVA.

El agua para barrenación proviene del agua que se bombea de la mina, la cual es almacenada en una pileta en superficie. El agua potable se obtiene de la misma línea que alimenta al pueblo y viene de una mina abandonada (Pájaro Verde).

Se cuenta con un comedor (para 30 personas), oficina, bodega y cuarto de lámparas. Además se tienen cercanos los servicios del almacén general y del taller electro-mecánico.

Se cuenta con la siguiente maquinaria y equipo:

- * Malacate (sin marca) con motor de 75 HP y una capacidad máxima de carga efectiva de 17.620 lbs.
- * Horca para el malacate, construida con perfiles de acero, con una altura máxima desde la superficie del terreno hasta el centro de la polea de 20.8 metros.

- * Tolva metálica, con capacidad de 150 toneladas, equipada con dos chutes que abren y cierran por medio de pistones neumáticos.
- * Compresor marca Gardner Denver, modelo Electra Screw, con capacidad nominal de 900 pcm.
- * Dos bombas Fairbanks Morse con motores de 30 HP, para el desagüe en las piletas de los niveles 80 y 120.
- * Un cargador de marca Nife para lámparas mineras.
- * Un estante para el cargado de lámparas mineras MineSpot MLII, con una capacidad para 60 lámparas, marca MSA.
- * 15 lámparas mineras MineSpot MLII, marca MSA.
- * Una locomotora tipo mancha de 1.5 ton.
- * Dos baterías para el motor mancha y un cargador para las baterías.
- * Dos palas neumáticas marca EIMCO, modelo 12B.
- * Siete carros mineros tipo Z de 20 pies cúbicos de capacidad cada uno.
- * Tres máquinas perforadoras marca Gardner Denver, modelo S83F.

III.2 Trabajos mineros actuales.

En la zona poniente del nivel 120 se tienen problemas de tipo estructural, ya que en esta zona la mineralización sobre la veta Santiago sólo llega hasta el nivel 80 donde es cortada por una falla y la veta Juan Cuerdas, por lo que se está tratando de encontrar su continuidad después de la intersección con esta falla mineralizada, o bien verificar si estas estructuras formaron un sello a los fluidos y no permitieron la mineralización después de ellas. Además la frente actualmente se encuentra en bajos valores (20 g. de plata/ton.) y sólo presenta el reliz principal, por lo que se planea realizar exploración a diamante para definir su continuidad.

También se sabe que existe hacia el norte la veta Juan Cuerdas, por lo que se pretende explorar posteriormente con barrenación a diamante, para definir su potencial económico, aunque sobre esta estructura se tienen pocas esperanzas ya que históricamente siempre ha tenido valores mucho más bajos que los de la veta Santiago y se sabe que a profundidad sus valores han ido deca- yendo.

El único nivel en el cual se realizan trabajos es el 120. Estos trabajos son principalmente: acarreo y manto de mineral, bombeo y mantenimiento de las instalaciones. En la fecha de realización de este trabajo, no se estaban efectuando trabajos de explotación.

La producción actual de la mina es de 45 toneladas diarias, con una ley promedio de 250 g. de plata/ton.. Toda la producción proviene del rebaje 4-5960, el cual se terminó de tumbar y quedó libre con aproximadamente 8.000 toneladas listas para ser extraídas.

El acarreo y manto se realiza en dos turnos diarios. La distancia media de acarreo es de 430 metros hasta el Tiro General, en donde se realiza el manto por medio del sistema carro-calesa hacia la tolva general de superficie. Cada carro tiene una capacidad de 0.86 toneladas.

El bombeo de la pileta del nivel 120 hacia la pileta del nivel 80 y de esta hacia la pileta en superficie, se lleva a cabo en forma continua. Los trabajos de mantenimiento de toda índole se van realizando dependiendo de la urgencia que tengan estos, pues no se cuenta con ningún programa de mantenimiento preventivo en operación.

III.3 Sistema de explotación.

Debido a lo antiguo de las excavaciones mineras, así como a la diversidad de sistemas de explotación usados a través de los años, la mina no presenta una distribución o diseño ideal en las excavaciones para poder implantar la explotación por el sistema de Tumble sobre Carga de manera convencional, por lo que se han tenido que hacer una serie de obras extras (dependiendo de la situación que presente cada bloque en particular) para poder implantar alguna variante del tumble sobre carga.

Sin embargo, por no ser tema de esta Tesis el presentar éstas variantes del sistema de explotación, nos enfocaremos a describir el sistema en su forma más general para el caso particular de la Mina Santiago. (Ver plano No.3).

III.3.A Condiciones generales.

Se debe contar con un nivel superior completamente desarrollado (que por lo menos debe abarcar la longitud total del rebaje que se pretende preparar en el nivel inferior), dotado de servicios tales como: agua para barrenación, aire comprimido y vía. Además debe de estar bien ventilado para a su vez proporcionar ventilación al rebaje proveniente del nivel inferior. (Ver plano No.3A).

III.3.B Obras de desarrollo.

Se cuelan 60 metros de frente (con sección de 2.0 m. x 2.0 m.), equipada con tuberías para agua y aire comprimido, así como con vía, para preparar un rebaje de 54 metros de longitud.

Al terminar el cuele de la frente se deberá iniciar un contrapozo entre niveles (con un cuele de 3 metros aproximadamente) que determinará el límite del rebaje y servirá como camino de acceso, además de proporcionar ventilación y servicios. Se continuará el cuele de este contrapozo hasta comunicarlo con el nivel superior, momento en el que se construyen las tolvas en las preparaciones del rebaje y una tolva que permita almacenar la carga de aproximadamente 4 metros lineales de cuele del contrapozo. (Ver plano No.3B).

III.3.C Obras de preparación.

Están constituidas por los contrapozos (numerados del 1 al 6 siguiendo la dirección en que fué colada la frente), de sección 1.8 m. x 1.5 m., para la instalación de las tolvas para recepción de mineral (separadas 8.0 m. de centro a centro, cada una). Primeramente se darán los desbordes necesarios para el acomodo de las tolvas sobre el nivel (4.0 metros cúbicos por tolva) y 4 metros lineales hacia arriba siguiendo el echado de la estructura, en cada contrapozo, incluyendo al de acceso, al que le corresponde la tolva número 7 y está separado únicamente

6.0 m. del último contrapozo. Después se rezaqa toda esa carga (81 metros cúbicos) y se inicia la construcción de las tolvas de madera, comenzando por la del contrapozo número 7, para continuar con la número 6, 5, 4, 3, 2, y 1 sucesivamente. (Ver plano No.3C).

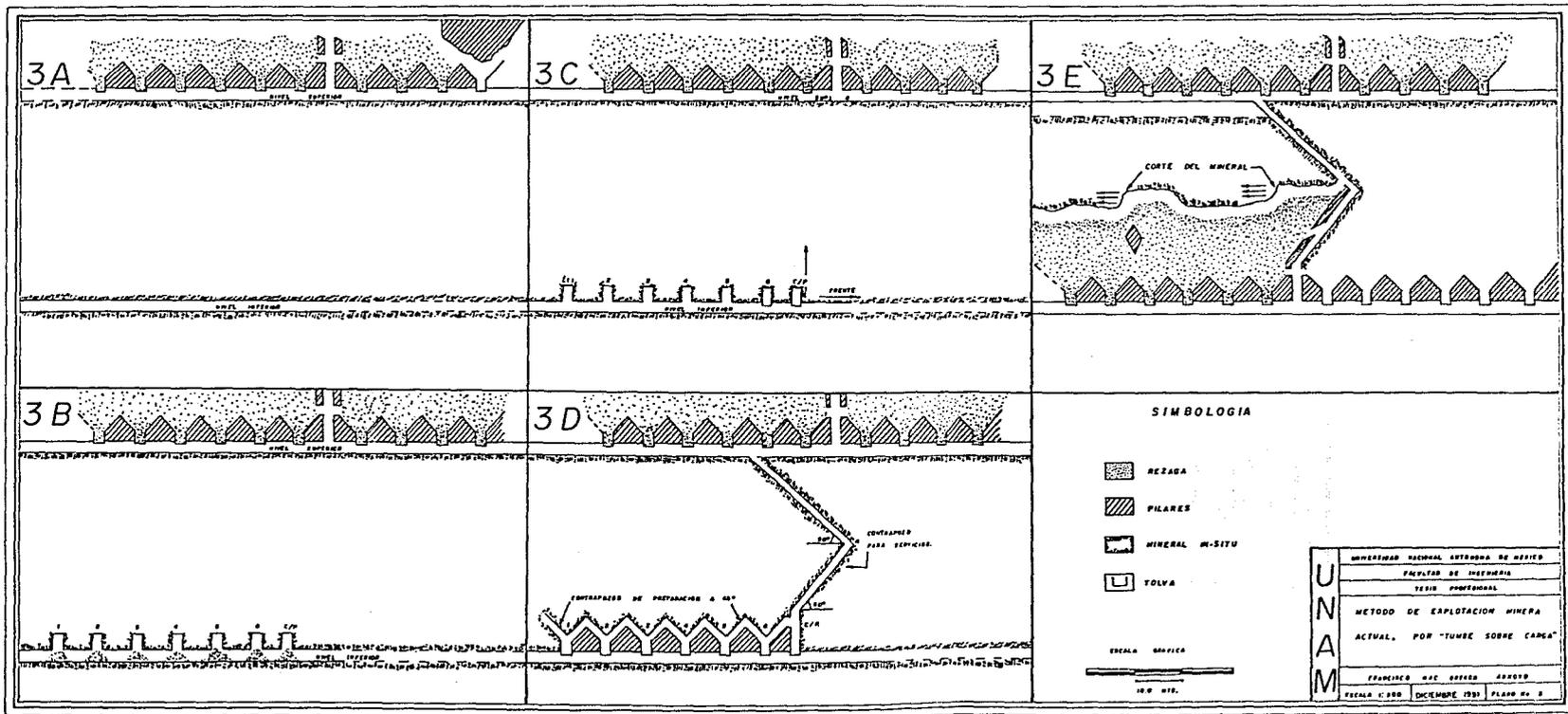
Al momento de terminar la tolva del contrapozo de acceso, se podrá reiniciar el desarrollo de la frente, para posteriormente preparar el rebaje siguiente.

Terminando la tolva No. 7, se deberá reiniciar el cuele del contrapozo para acceso, y al terminar la tolva No. 4 se deberá de iniciar el cuele de los contrapozos con 45° de inclinación, para comunicar las tolvas entre si, partiendo de la tolva No. 6. (Ver plano No.3D).

III.3.D Tumba.

Antes de estar terminadas las tolvas y las comunicaciones entre estas, deberá haberse terminado el contrapozo de acceso. Para construir el camino hacia el rebaje (en algunas ocasiones habilitado como camino de emergencia entre nivel y nivel) y desde el nivel superior bajar hasta el punto de comunicación con el rebaje las tuberías para agua y aire comprimido de donde se iniciará el corte hacia el otro extremo del rebaje.

Cada corte se abre con cuña en sentido vertical en un extremo del rebaje y se continúa el corte en sentido horizontal con barrenación a tresbolillo (con separaciones entre barreno y barreno de 0.6 a 0.8 metros aproximadamente), hasta llegar al otro extremo del rebaje y así sucesivamente. Normalmente cada corte se hace de aproximadamente 15 barrenos de 1.3 metros de longitud y el tonelaje de mineral tumbado en un rebaje en el que se dan 2 cortes diarios es de 45 toneladas diarias, de las cuales sólo son aprovechables inmediatamente 15 toneladas (Ver figura No. 3E).



3A

3C

3E

3B

3D

SIMBOLOGIA

-  REZAGA
-  FILARES
-  MINERAL IN-SITU
-  TOLVA

ESCALA GRAFICA



UNAM	MINISTERIO NACIONAL ESTADOS UNIDOS MEXICANOS	
	DIRECCION GENERAL DE INGENIERIA	
	SECCION DE INGENIERIA	
	METODO DE EXPLOTACION MINERA	
	ACTUAL, POR "TUNEL SOBRE CARRERA"	
PROYECTADO POR: GONZALEZ, JUAN		
FECHA: 1950	DECEMBER 1950	PLANO No. 3

A lo largo de la vida del rebaje se podrán dejar pilares en forma de rombo en zonas débiles o estériles y según se haya necesario, se irán dando comunicaciones hacia el contrabozo de acceso para tener siempre una entrada libre al rebaje. También se tiene la opción de abrir un corte intermedio (al momento de estar iniciando el corte en alguno de los extremos del rebaje) para así llevar dos cortes simultáneamente y hacer más productivo el rebaje. Como es sabido, en este sistema no se obtiene el disfrute inmediato de todo el mineral tumbado, por lo que sólo se deberá extraer la carga necesaria (hasta un 40% como máximo, según la experiencia en la Unidad) para tener un piso seguro de trabajo dentro del rebaje.

A pesar de ser un sistema de explotación que en algunas unidades ha venido siendo sustituido por otros sistemas más productivos y mecanizados, debido a las características de la mineralización aún sigue siendo aplicable en la Unidad Huautla.

III.4 Planta de Beneficio.

La planta de beneficio instalada en la unidad Huautla, beneficia el mineral proveniente de las dos minas que actualmente se tienen en operación: San Francisco y Santiago. Su capacidad nominal es de 300 toneladas por día, pero actualmente sólo se procesan 152 toneladas por día, operando seis días a la semana.

El proceso metalúrgico utilizado es el de flotación, del cual se obtiene un concentrado Bulk o único.

Este proceso consta de las siguientes etapas: Recepción de Mineral, Trituración, Molienda, Flotación, Filtrado, Secado y Embarque.

Consultar el diagrama de flujo de la planta de Beneficio que aparece en la figura No. 2.

III.4.A Recepción de mineral.

El mineral es acarreado hasta la planta por un camión de volteo con capacidad para 9.6 toneladas, propiedad de la empresa, y es vaciado en las tolvas de gruesos.

Se tienen 5 tolvas de gruesos con capacidad de 150 toneladas cada uno; sin embargo, dos de ellas se utilizan para almacenar granza, el cual es mineral que no es alcanzado a moler por los molinos y posteriormente se recircula a estos. Por lo tanto se tienen 3 tolvas libres para la recepción del mineral.

Estas tolvas están fabricadas en concreto, en su parte superior cuentan con una parrilla hecha con rieles con una abertura de 8". El mineral al ser descargado por el camión sobre la parrilla entra a la tolva y el mineral que llega a quedar sobre la parrilla es reducido de tamaño a marro.

El mineral sale de las tolvas hacia la banda transportadora No.1 por medio de chutes equipados con vibradores eléctricos, para ser enviado a la sección de trituración.

III.4.B Trituración.

Se cuenta con un circuito cerrado de trituración que funciona de la siguiente forma: el material entra primeramente a una quebradora de quijada Pettibone de 20" x 36" (60 ton/hr. de capacidad), en donde es reducido a un tamaño de -3". posteriormente el material pasa a la banda transportadora No. 2 y por medio de un chute de transferencia a la No. 3, que lo vacía en una criba vibratoria de 2 camas de 5' x 10', la superior de 1½" x 2" y la inferior de ½" x ½". Las partículas mayores a ½" caen directamente a la quebradora de cono estándar Symmons de 3' (con capacidad de 40 ton/hr.), que descarga en la banda transportadora No. 2, para así cerrar el circuito. Las partículas menores a ½" pasan a través de la criba para caer en la banda transportadora No.4 que las lleva hacia la tolva de finos, con capacidad para 450 toneladas, que descarga a cualquiera de las dos bandas que alimentan a los molinos.

III.4.C Molienda.

Existen dos molinos primarios de 7' x 6' Morse Bros y Allis Chalmers (denominados 4 y 5 respectivamente). Estos dos molinos actúan en circuito abierto con cada uno de los molinos secundarios 5' x 4' Morse Bros, (denominados 2 y 3) que trabajan en circuito cerrado con los ciclones Krebs de 10'.

Estos dos circuitos con molienda, remolienda y clasificación cerrada pueden trabajar de manera conjunta o independiente, que es como se está trabajando actualmente.

El molino No. 1 es cónico, marca Hardinge y está fuera de uso.

El tiempo total de molienda y clasificación es de 15 minutos y el mineral sale con una granulometría de 65% a -200 mallas, para así alcanzar el tamaño de liberación de la partícula.

Este circuito de molienda tiene una capacidad máxima de 350 toneladas por día. El mineral molido (pulpa) es enviado a un tanque acondicionador de 7' x 6' de donde se bombea a las caldas de flotación.

III.4.D Flotación.

Se utiliza este proceso de concentración para recuperar principalmente los valores de Ag y Pb, los valores de Zn contenidos en el mineral no han podido ser recuperados en forma satisfactoria debido principalmente a las características de su mineralización. Es por lo anterior que se obtiene un concentrado único.

El circuito está formado por 3 bancos de flotación: un banco primario formado por 6 celdas de 100 pies cúbicos de capacidad cada una; un banco limpiador formado por 6 celdas de 48 pies cúbicos de capacidad cada una; y un banco agotativo formado por seis celdas de 48 pies cúbicos de capacidad cada una.

La pulpa es bombeada a partir del tanque acondicionador al banco primario, de donde se obtiene un concentrado final y un concentrado primario que se alimenta al banco de limpias en donde el derrame se envía al banco primario y las colas (medios) se alimentan al banco agotativo, en donde se producen un concentrado primario y las colas finales, las que son bombeadas hacia la presa de jales.

El tiempo de flotación total es de 40 minutos y el proceso se lleva a cabo con un pH constante de 7.

Los reactivos utilizados son los siguientes:

REACTIVO	FUNCION	DOESIFICACION
Aeropromotor 347	Promotor	80 a 100 g/ton.
Xantato 343	Colector	80 a 100 g/ton.
Xantato 350	Colector	80 a 100 g/ton.
CC-1065	Espumante	10 a 15 g/ton.
Sulfato de Zinc	Depresor	100 a 150 g/ton.
Cal	Depresor	100 a 150 g/ton.
Cianuro de Sodio	Depresor	100 a 150 g/ton.

Tanto promotores como colectores y espumantes, se agregan de la siguiente forma: la mitad en la molienda y la otra mitad en el tanque acondicionador. Los depresores no siempre son utilizados, esto depende de la ley de cabeza de Zinc que se esté manejando; cuando se agregan, normalmente se utilizan en las cantidades arriba mencionadas y se adicionan en el tanque acondicionador. Utilizando este proceso la recuperación promedio de plata es de 84.0%.

III.4.E Filtrado, secado y embarque.

Todo el concentrado final obtenido se envía a un tanque espesador de 10' x 12', de donde después de asentarse el concentrado se bombea a un filtro de 3 discos de 6' de diámetro con 10 sectores por disco (con capacidad de 36 ton/día).

De aquí el concentrado sale con una humedad del 25%. Sin embargo para que el concentrado sea aceptado en la fundición debe llevar una humedad menor al 10%; es por esto, así como por lo que significaría en los costos de flete, que el concentrado se lleva a una plancha de secado (que funciona con quemadores a base de diesel y aire comprimido), para obtener una humedad final del 7%.

Para enviarse a la fundición, el concentrado se empaqueta en costales de yute con un peso de 50 Kg. por costal, para cargarse a un camión con capacidad de 15 toneladas, el que se envía a la Fundición de Met-Mex Peñoles en Torreón, Coahuila.

III.4.F Leyes de operación.

Los valores promedio que se presentan a continuación, son los obtenidos durante el año de 1990:

* Leyes de Cabezas.

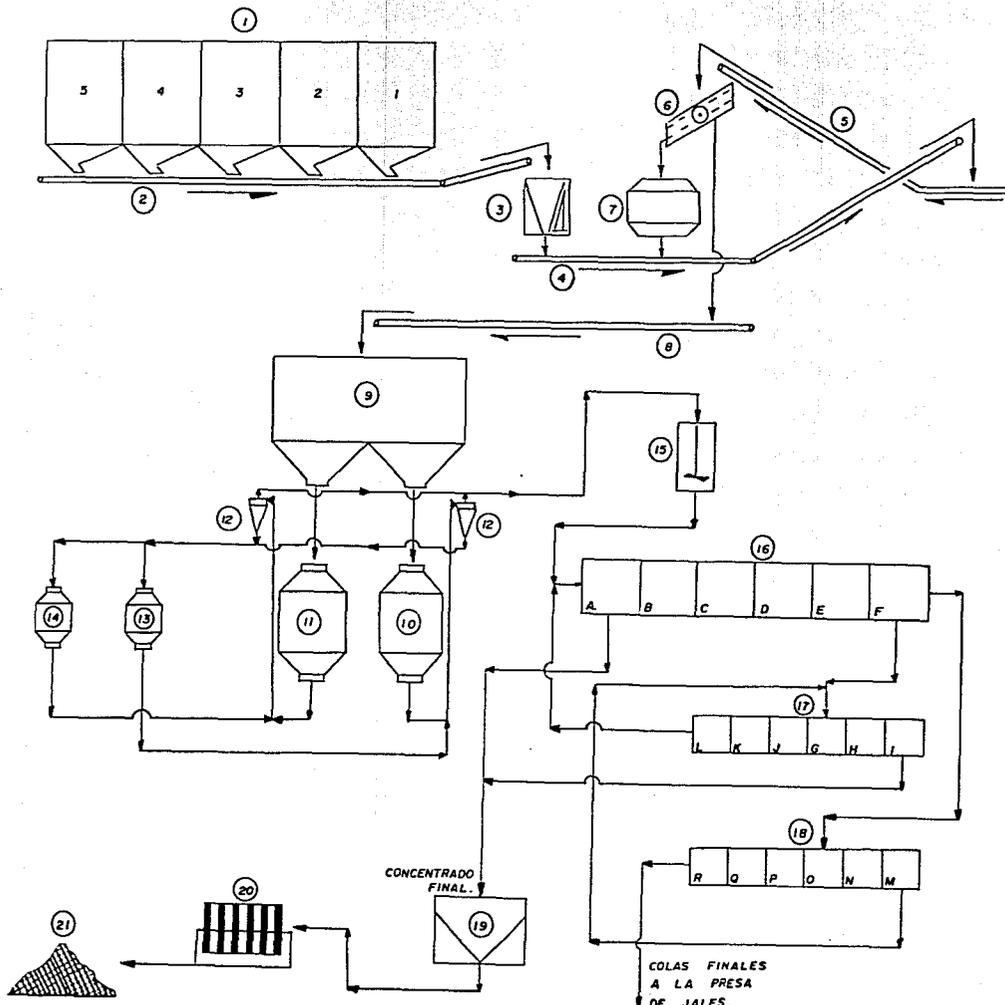
Plata	528 g./ton.
Plomo	1.08 %
Zinc	1.33 %
Oro	trazas

* Leyes de Concentrado.

Plata	14,777 g./ton.
Plomo	18.29 %
Zinc	19.54 %
Oro	8.14 g./ton

* Leyes de Colas.

Plata	74.06 g./ton.
Plomo	0.56 %
Zinc	0.75 %
Oro	-----



- 1.- TOLVAS DE GRUESOS CON CAPACIDAD DE 150 TONS. C/U.
- 2.- BANDA No. 1 (GRUESOS) DE 24".
- 3.- QUEBRADORA DE QUIJADA PETTIBONE 20" X 36".
- 4.- BANDA No. 2 (QUEBRADORAS) DE 24".
- 5.- BANDA No. 3 (RETORNO) DE 24".
- 6.- CRIBA VIBRATORIA ALLIS CHALMERS 5' X 10'.
- 7.- QUEBRADORA DE CONO ESTANDAR SYMONS DE 3'.
- 8.- BANDA No. 4 (FINOS) DE 24".
- 9.- TOLVA DE FINOS CON CAPACIDAD DE 450 TONS.
- 10.- MOLINO DE BOLAS No. 5, ALLIS CHALMERS 7' X 6'.
- 11.- MOLINO DE BOLAS No. 4, MORSE BRDS. 7' X 6'.
- 12.- CICLONES IREBS D-10.
- 13.- MOLINO DE BOLAS No. 3, MORSE BRDS. 5' X 6'.
- 14.- MOLINO DE BOLAS No. 2, MORSE BRDS. 5' X 6'.
- 15.- TANQUE ACCONDICIONADOR 7' X 6'.
- 16.- BANCO DE FLOTACION PRIMARIO, DE 6 CELDAS FIMSA, DE 100 FT³ C/U.
- 17.- BANCO DE FLOTACION LIMPIADOR, DE 6 CELDAS FIMSA, DE 48 FT³ C/U.
- 18.- BANCO DE FLTACION AGOTATIVO, DE 6 CELDAS FIMSA, DE 48 FT³ C/U.
- 19.- TANQUE ESPESADOR DE 10' X 12'.
- 20.- FILTRO DE DISCOS DE 6' DE DIAMETRO.
- 21.- CONCENTRADO FINAL.
- 22.- COLAS FINALES A LA PRESA DE JALES.

UNAM	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE BENEFICIO.		
	FRANCISCO MAC GREGOR ARROYO		
CROQUIS	DICIEMBRE 1991	FIS. No. 2	

IV. PROYECTO DE AMPLIACION DE OPERACIONES.

Al no encontrarse momentaneamente otra posibilidad para crear reservas y seguir produciendo mineral con leyes económicas en los niveles existentes, se propuso por parte del personal encargado de la operación en aquel tiempo (1989), lo siguiente:

Continuar produciendo mineral proveniente del rebaje 4-5960 hasta terminar con la totalidad de la carga quebrada (lo cual sucedería en un lapso aproximado de 6 meses) y entonces, teniendo libre el Tiro General profundizarlo (60 metros), crear un nuevo nivel para cubicar reservas y explotarlo, además de modernizar el sistema de manto.

Se estima que la profundización del tiro y demás obras tardarían en concluirse un mínimo de doce meses, lapso en el que no habría producción.

Sin embargo al hacer un estudio sobre reservas positivas en posibilidad de ser explotadas, que antes no habían sido consideradas debido a la falta de conocimiento de las estructuras y de la topografía de la mina, la cual se ha ido reconstruyendo paulatinamente, así como de obras de desarrollo que podrían continuarse con posibilidades de encontrar mineral, se obtuvieron los resultados que se presentan en este capítulo.

Este proyecto se puede dividir en dos etapas principales:

La primera de ellas consiste en cuantificar y explotar la mayor cantidad de reservas en los niveles conocidos, para poder alargar la vida de la mina lo suficiente como para poder realizar otras acciones que puedan resolver el problema del agotamiento de reservas.

La segunda etapa será la profundización de la mina basándose en las reservas conocidas por debajo del nivel 120 v teniendo como base para la supervivencia de la mina, las reservas cubicadas en la primera etapa, mientras se realiza el proyecto y se comienza a operar desde un nuevo nivel,

IV.1 Cuantificación de reservas.

Conociendo la situación por la que pasa la Mina Santiago por la falta de reservas, se llevaron a cabo una serie de actividades a fin de ubicar reservas a corto plazo. Estas acciones fueron las siguientes: localización de bloques no explotados y accesibles en los distintos niveles de la mina; localización de bloques de mineral que pudieran haber sido dejados a los lados de la frente al llevar esta (por algún error) fuera de la estructura; continuación del cuele en las frentes que pudieran dar resultados positivos.

En el Anexo No. 1 se presentan los resultados (tonelajes, anchos y leyes de cada bloque) que se obtuvieron como conclusión del estudio realizado para localizar la mayor cantidad de reservas positivas y explotables, afectándolas con un 10% de dilución, tanto en ley como en tonelaje. Ver el plano No.2.

IV.2 Obras requeridas para la explotación de las reservas.

Las obras de desarrollo y preparación que se tendrán que hacer, a fin de explotar las reservas ubicadas sobre el nivel 120, serán las siguientes:

IV.2.A Frente 4-5560W.

Cuele de 143 metros lineales de frente con una sección de 2.2 x 2.0 metros (1,636 toneladas), de los cuales 23 metros lineales (263 toneladas) corresponden a desarrollos necesarios para la preparación del bloque de reservas MS 2, 65 metros lineales (744 toneladas) al bloque de reservas MS 3 y 55 metros lineales (629 toneladas) al bloque de reservas MS 7.

IV.2.B Frente 4-5560 E.

Desarrollo de 50 metros lineales de frente con sección de 2.0 x 2.0 metros (520 toneladas), necesarios para la posterior preparación del bloque de reservas MS 8. Limpia de 100 toneladas de tepetate que se encuentran sobre el nivel, para poder preparar los 20 metros lineales de frente que corresponden al bloque de reservas MS 8.

IV.2.C Subnivel 4-5650E.

Cuele de 70 metros lineales con sección de 1.8 x 2.0 metros. Los 20 primeros metros lineales, serán colados en tepetate (187 toneladas), para poder tener acceso al bloque MS 9 con el cuele de los restantes 50 metros lineales (468 toneladas) sobre mineral.

IV.2.D Preparación y explotación de los bloques MS 1, MS 2, MS 4, MS 5 y MS 9.

La preparación de los bloques mencionados se hará con contrapozos de sección 1.6 x 1.8 metros. Los metros lineales de preparaciones necesarios para iniciar el tumbé, así como el tonelaje que se obtendrá de la explotación se presentan a continuación:

BLOQUE	PREPARACIONES (metros lineales)	TONELAJE PREPARACION	TONELAJE EXPLORACION
MS 1	27.0	202	2,034
MS 2	18.0	135	4,425
MS 4	9.0	67	1,669
MS 5	9.0	67	2,980
MS 9	54.0	404	4,034
	<hr/>	<hr/>	<hr/>
	117.0	875	15,142

IV.2.E Preparación y explotación de los bloques MS 3, MS 7 v MS 8.

Estas preparaciones, se harán con contrapozos de sección 1.6 x 1.8 metros. Los metros lineales de preparaciones necesarios para el tumba, así como el tonelaje que se obtendrá como resultado de la explotación se presentan en la siguiente tabla:

BLOQUE	PREPARACIONES (metros lineales)	TONELAJE PREPARACION	TONELAJE EXPLOTACION
MS 3	72.0	539	11,297
MS 7	63.0	472	5,530
MS 8	81.0	607	3,221
	<hr/>	<hr/>	<hr/>
	216.0	1,618	20,048

IV.2.F Explotación de los bloques MS 6, MS 10 v MS 11.

Dado que estos bloques ya cuentan con la frente respectiva, al explotarlos se obtendrá el siguiente tonelaje:

BLOQUE	TONELAJE
MS 6	1,540
MS 10	3,576
MS 11	2,046
	<hr/>
	7,162

Tomando en cuenta lo mencionado y considerando la limitada cantidad de reservas con que se cuenta actualmente, únicamente se tiene producción asegurada para 600 días hábiles (24 meses), que es el tiempo con el que se cuenta para encontrar, ubicar y comenzar a explotar a un ritmo satisfactorio, nuevas reservas minerales económicas.

Las reservas que se explotarán durante esos 24 meses corresponden a aquellas que se ubicaron mediante los trabajos que se enunciaron en el capítulo IV inciso 1.

Debido a la situación que guarda la operación en cuanto al tonelaje de reservas positivas existentes y sabiendo que las posibilidades de que éstas se amplíen dependen de los resultados que se obtengan de la barrenación a diamante en la zona poniente del nivel 120, se ha pensado en profundizar la mina y crear un nuevo nivel, que sería el 160. Lo anterior basándose en las reservas de mineral ubicadas por debajo del nivel 120.

IV.2.G Barrenación a diamante.

Debido a las características estructurales de las vetas en esta región y al poco conocimiento que se tiene acerca de su comportamiento se tratará de localizar la continuidad de la veta Santiago, ya que de obtener resultados positivos cambiaría radicalmente la situación en que se encuentra la mina. Sin embargo se estima que las posibilidades de éxito son apenas de un 50% y es por esto que no se hace mención alguna sobre reservas que puedan ser ubicadas con este trabajo.

Primeramente se darán 3 barrenos cortos que definirán la presencia o ausencia del mineral; en caso positivo se continuará con una segunda etapa de barrenación; si no ocurriera así, se tendría entonces que tomar otra solución, la cual se describirá adelante.

Esta barrenación se llevará a cabo a partir de un crucero que tiene una longitud de 15 metros y dirección noroeste 45°, colado desde el tope de la frente 4-5560W.

Los 3 barrenos se propone darlos de la siguiente forma:

- 1) Barreno horizontal con una distancia total de 55 m. y que cortará a 50 m. del tope de la frente 4-5560W, siguiendo la dirección que llevaba la veta Santiago.
- 2) Barreno con una inclinación de +45°, distancia total de 60 m. y con la misma dirección del barreno anterior, por lo que deberá cortar veta en la misma zona, pero 30 m. más arriba.
- 3) Barreno con una inclinación de +25°, distancia total de 35 m. con la misma dirección que los barrenos anteriores y cortará la estructura a 25 m. del tope de la frente mencionada.

En total se barrenarán 150 metros lineales, en aproximadamente 2 meses. Hasta entonces se podrán saber las posibilidades que se tienen hacia el poniente.

* Información proporcionada por el Departamento de Ingeniería y Geología de la Unidad Huautla, Rosario México, S.A. de C.V..

IV.3 Equipo necesario para realizar las obras indicadas.

Para poder realizar las obras mencionadas a la brevedad posible fué necesario traer de Mina América (perteneciente a la misma Unidad, pero actualmente fuera de operación), el siguiente equipo:

- Compresor estacionario marca Gardner Denver, modelo Electra Screw, con capacidad nominal de 1,200 p.c.m..
- 25 lámparas mineras MineSpot MLII, marca MSA.
- Un motor tipo mancha de 1.5 toneladas.
- 7 carros mineros tipo Z. de 20 pies cúbicos de capacidad cada uno.
- 5 máquinas perforadoras neumáticas marca Gardner Denver, modelo S83F.

Además fué necesario contratar a 20 trabajadores más y mejorar considerablemente la vía instalada a lo largo de todo el nivel 120 para poder cumplir con una cuota diaria de producción de 81 toneladas.

IV.4 Profundización de la Mina Santiago.

Una vez tomada la decisión de realizar una profundización con la cual se ampliaría la vida de la mina, se estableció que esto debería efectuarse a la brevedad posible, empleando los equipos y materiales con los que cuenta la empresa y suspendiendo el mínimo posible la producción en la mina. Todo lo anterior se tomó en cuenta para afectar en el menor grado posible la situación económica de la compañía.

- Selección del lugar para hacer la profundización.

Ya que el Tiro General es el único equipado en operación, con comunicación a superficie y al nivel 120 y el objetivo final a cumplir es la profundización del mismo, la primera opción analizada fue profundizar directamente este Tiro. Sin embargo, al considerar las ventajas y desventajas esto a todas luces resulta imposible por el momento, ya que tendría que pararse totalmente la producción.

Por lo anterior se pensó en hacer un contratiro lo más cerca posible al Tiro General, para que una vez estando a la elevación del nivel 160, se pueda colar un crucero hasta la proyección del Tiro General y llegar al nivel 120 por medio de un contrabozo, lo cual casi no causaría trastornos a la producción.

En principio se contempló llevar el contratiro sobre veta, pero debido a lo fracturado del terreno en la zona cercana al tiro y a los cambios constantes de echado de la veta, se prefirió hacerlo en tepetate, lo que permitirá colarlo de una forma más rápida y segura.

Considerando lo anterior se escogió al Contratiro 4-5570 como punto ideal para realizar la obra, por las siguientes razones:

- a) Su proximidad con el Tiro General (85 metros al oriente).
- b) Es un contratiro antiguo colado entre los niveles 80 y 120, con una sección de 3.0 m. x 1.7 m..
- c) Se tiene fácil acceso a él por cualquiera de los 2 niveles.
- d) Existe un subnivel (4-4520), el cual comunica con el Contratiro 4-5570, que se usará para instalar el malacate.

- e) Tiene cerca dos rebajes vacíos (uno a cada lado): al poniente el rebaje 4-5560, en el que será descargado todo el tepetate producido en el cuele y al oriente el rebaje 4-5650, en donde se vaciará el mineral procedente de los desarrollos hechos sobre el nivel 160. Este último rebaje cuenta con dos tolvas de extracción de mineral sobre el nivel 120, respectivamente a 7 y 12 metros al oriente de la proyección del Contratiro 4-5570, sobre la frente 4-5960E. Ver plano No.4.

IV.4.A Descripción detallada del proyecto.

En esta sección se detallarán uno a uno, los trabajos a realizar para llevar a cabo la profundización y lograr así la cubicación de nuevas reservas minerales. Estos trabajos se dividirán en dos etapas:

- a) Profundización del contratiro 4-5570.
- b) Comunicación y acondicionamiento del Tiro General entre los niveles 120 y 160.

A continuación se detallan cada uno de los trabajos a realizar:

- a) Profundización del contratiro 4-5570.

Estos trabajos dotarán de la infraestructura necesaria al contratiro 4-5570 y permitirán realizar el ademe del contratiro entre los niveles 80 y 120, profundización entre los niveles 120 y 160, tolva para mineral, parrilla, etc.. Al término de estos trabajos se iniciará la segunda etapa.

- i) Contrapozo para el cable, entre el malacate y la polea.

Se utilizará un malacate en el contratiro 4-5570, que servirá para manteear todo el material (mineral o tepetate), proveniente de la profundización del contratiro, cuele del crucero de acceso a la frente, desarrollo del nivel 160 -tanto al oriente como al poniente- y demás obras que se llevarán a cabo.

Se cuenta con un malacate de un solo tambor y motor para este, que se colocará sobre el subnivel 4-4520, a una distancia de 9.0 m. a partir del Contratiro 4-5570.

Se dará un contrapozo para conducir el cable entre el malacate y la polea, que tendrá una inclinación de 45° , con una longitud de 10.0 m. y sección de 1.5 m. x 1.5 m..

ii) Contrapozo para tepetate.

Este contrapozo se colará con el fin de poder descargar directamente al rebaje 4-5560 (que se encuentra vacío) el tepetate proveniente de la profundización y del crucero de acceso y así evitarse un mayor manejo de este material.

El contrapozo se colará a partir del rebaje 4-5560, hasta la proyección vertical del contratiro 4-5570, con una longitud total de 7.0 m., sección de 1.8 m. x 1.8 m. y 50° de inclinación.

iii) Contrapozo para mineral.

Se colará para vaciar el mineral proveniente de los desarrollos del nivel 160, en el rebaje 4-5650, que cuenta con dos tolvas de extracción de mineral sobre el nivel 120, de donde se acarreará el mineral hasta el Tiro General, para ser manteado a la tolva general de superficie.

Partirá del subnivel 4-5650 hasta la proyección del Contratiro 4-5570, comunicando con el contrapozo descrito en el inciso anterior, teniendo 12.0 m. de longitud, sección de 1.8 m. x 1.8 m. y 50° de inclinación.

iv) Contrapozo de vaciadero para el skip.

Este contrapozo se colará a partir de la intersección entre los 2 contrapozos anteriores, hasta comunicar al Contratiro 4-5570 a la altura del subnivel 4-4520. Su función será la de comunicar los dos contrapozos descritos con el contratiro 4-5570, para así poder colocar en la intersección una compuerta que pueda dirigir la carga hacia uno u otro rebaje, dependiendo de si se trata de tepetate o mineral.

Tendrá una longitud de 3.0 m. con una sección de 1.8 m. x 1.8 m. y 50° de inclinación. En la intersección de los contrapozos se darán desbordes para facilitar la operación de vaciado del bote y acceso al lugar.

v) Ademe del contratiro 4-5570.

Este contratiro tiene 41 metros de desarrollo entre los niveles 80 y 120, los cuales deberán acondicionarse y ademarse para colocar las guías sobre las que correrá el skip, el camino de acceso y un claro para servicios (agua, aire y energía eléctrica). Esta distribución de los tres claros se mantendrá en la profundización.

vi) Instalación del malacate, polea y skip.

Como se mencionó, el malacate quedará situado en el subnivel 4-4520 y será necesario desbordar esa zona para que haya el espacio suficiente para su instalación.

La polea se situará en el nivel 80, a nivel de piso, montada sobre una estructura de viguetas de acero, que será anclada con concreto al macizo rocoso.

El skip a utilizar tendrá la siguientes medidas: 0.65 m. x 0.65 m. x 1.15 m., con una capacidad efectiva de 0.884 toneladas.

vii) Profundización y ademe del contratiro 4-5570.

Este contratiro se irá ademando conforme vaya profundizándose y tendrá una profundidad total de 53 metros.

A partir del nivel 120 se iniciará la profundización del contratiro, hasta lograr una longitud de 42 metros para llegar a la proyección de lo que será el piso del nivel 160, más otros 11 metros de cuele para dar cabida a la caja (donde se instalará el sistema de bombeo) y a la boquilla de la tolva para llenar el skip de manto.

viii) Crucero de acceso a la Veta Santiago, a la altura del Nivel 160.

Al llegar a los 42 metros de profundidad, en lo que será el nivel 160, se dará un crucero con una longitud de 17 metros y sección de 2.0 m. x 2.0 m. hasta cortar la veta Santiago.

ix) Tolva para recepción del mineral.

A los 47 metros de profundidad y a partir del contratiro, se colarán 9.0 metros de contrapozo con una sección de 1.8 m. x 1.8 m. y una inclinación de 50° hasta comunicar al crucero descrito en el inciso anterior; asimismo, se darán los desbordes necesarios para ampliarlo en forma de tolva, la cual tendrá una capacidad efectiva de 60 toneladas.

Esta tolva tendrá de una parilla de rieles en el nivel 160, así como una boquilla para cargar el mineral al skip.
Ver plano No.4.

b) Comunicación y acondicionamiento del Tiro General entre los Niveles 120 y 160.

Para comunicar al nivel 160 con el Tiro General, primero se deberá colar un crucero de acceso a la veta Santiago, para posteriormente desarrollar las frentes oriente y poniente e iniciar la preparación de los rebajes. Al llegar a la proyección transversal del Tiro general sobre la frente poniente, se colará un crucero de acceso a su proyección vertical. También se harán otro tipo de trabajos complementarios como son: ampliación de la ventanilla en el nivel 160, instalación del sistema de bombeo, caja para el tiro, instalación de tolva para mineral, skip, maroma en el castillo, etc. (Ver plano No.4).

Los trabajos a realizar serán:

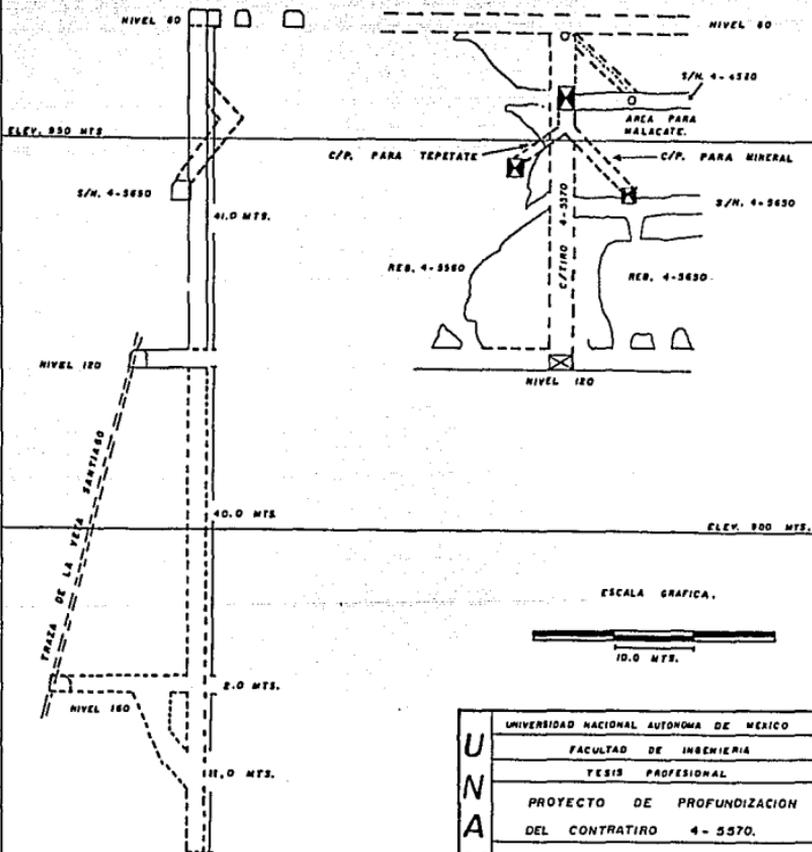
i) Desarrollo de las frentes oriente, poniente y preparación de rebajes.

Una vez terminadas las obras de profundización del contratiro, se deberán desarrollar las frentes oriente y poniente para así poder preparar y posteriormente explotar las reservas.

A partir de la proyección horizontal del Contratiro 4-5570 sobre el nivel 160 se colarán hacia el poniente 86.0 metros lineales de frente (con sección 2.0 m. x 2.0 m.), 64.0 metros en zona de reservas y 22.0 metros sobre mineral de baja ley, hasta llegar a la altura del Tiro General sobre el nivel 160. Además deberán colarse 8.0 metros más de frente, para poder desarrollar

SECCION TRANSVERSAL

SECCION LONGITUDINAL



UNAM	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	PROYECTO DE PROFUNDIZACION DEL CONTRATIPO 4-3370.	
	FRANCISCO MAC GREGOR ARROYO	
ESC. 1:500	DICIEMBRE 1981	PLANO NO. 6

la ventanilla del nivel 160, con espacio suficiente para colocar la parrilla de la tolva para recepción de mineral y los cambios de vía necesarios para el manejo de los carros mineros; por lo anterior el total de metros de frente a desarrollar es de 94.0. (Ver plano No. 5).

Hay que recordar que, de acuerdo a la mineralización de la veta, al colar esos 94.0 metros se estará todavía sobre la zona estéril y para salir de ella se deberán colar otros 40.0 metros.

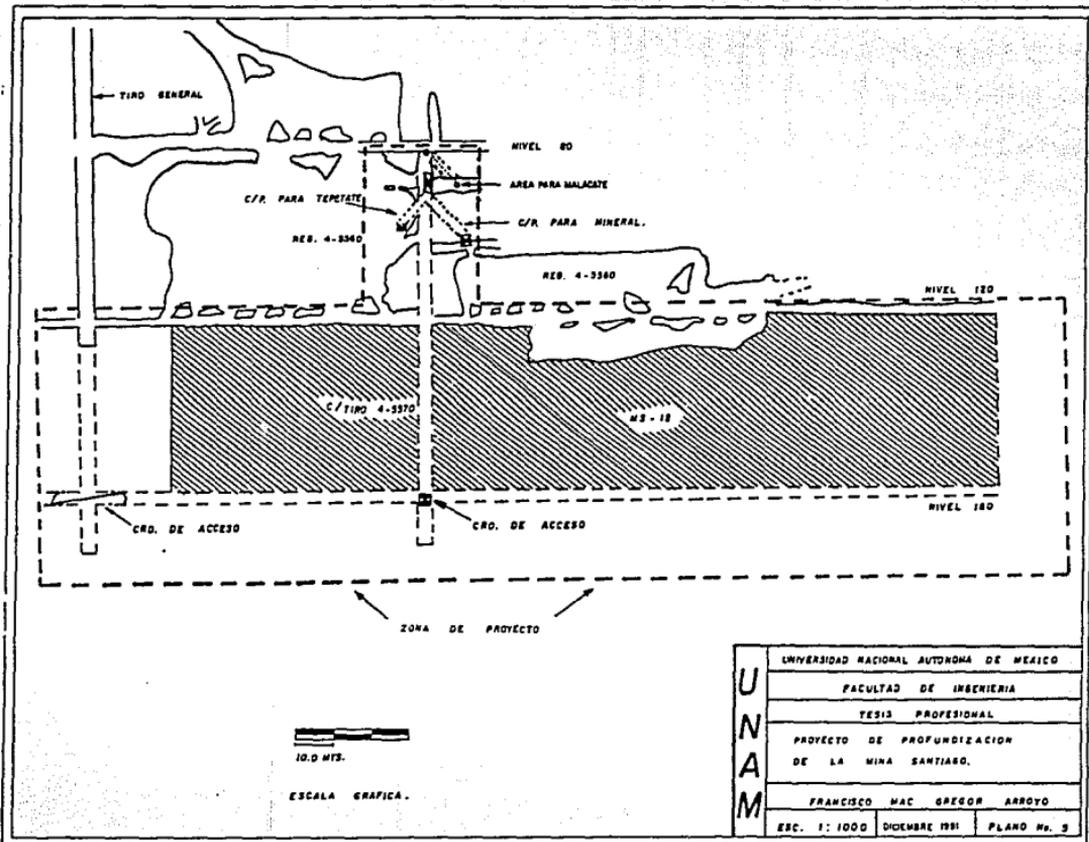
Se puede apreciar en el plano No.5, que hacia el oriente se podrán preparar dos rebajes, cada uno con longitudes aproximadas de 72 metros (8 tolvas para recepción de mineral), mientras que hacia el poniente se podrá preparar un rebaje de 64 metros de longitud (7 tolvas para recepción de mineral). Estos tres rebajes permitirán explotar en su totalidad las reservas del bloque MS 12, el cual consta de 20.615 toneladas de mineral.

Como se puede observar, hacia el oriente ya no se tienen cubiertas más reservas y hacia el poniente, al terminar este bloque, se tiene localizada una zona estéril (ley de plata menor a 90 g./ton.) que se extiende por espacio de 70 metros lineales, para después volver a entrar en zona de reservas. Justamente dentro de esta zona estéril es donde se localiza la proyección vertical del Tiro General.

Se pretende preparar únicamente estos rebajes y no iniciar su tumba hasta que se esté en posibilidad de mantear la carga por el Tiro General (con el fin de evitar el doble manejo del mineral) y tener estos rebajes listos para trabajarlos en el momento en que se complete la profundización del Tiro General.

Los dos rebajes hacia el oriente se prepararán inmediatamente, siguiendo la metodología expuesta en la sección III.3.

Sin embargo hacia el poniente, debido a la urgencia que se tiene de llegar cuanto antes a la proyección vertical del Tiro General, únicamente se desarrollará la frente y posteriormente se hará la preparación del rebaje.



UNAM	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	PROYECTO DE PROFUNDIZACION DE LA MINA SANTIAGO.		
	FRANCISCO MAC GREGOR ARROYO		
ESC. 1:	1000	DICIEMBRE 1991	PLANO No. 3

ii) Crucero de acceso a la proyección vertical del Tiro General en el Nivel 160.

Se deberá colar un crucero con una longitud total de 12.5 metros lineales, a los 80 metros al poniente del contratiro 4-5570, hasta cortar con la proyección vertical del Tiro General.

De este crucero los primeros 5.5 metros lineales se harán con una sección de 2.0 m. x 2.0 m., los 7.0 metros restantes se harán con una sección de 2.0 m. x 3.0 m., para tener un mayor espacio para maniobras en la ventanilla del nivel. A partir del tope de este crucero y sobre la tabla poniente, se colarán como desbordes 10.5 metros lineales, con un ancho de 2.0 m., que permitirán tener el espacio necesario para colocar los cambios de vía y la parrilla de la tolva en donde se vaciará el mineral. (Ver plano No.6).

iii) Contrapozo vertical hacia el Nivel 120, partiendo de la proyección vertical del Tiro General en el Nivel 160.

En realidad este contrapozo será la continuación del Tiro General hasta el nivel 160. Tendrá una longitud de 34.0 metros, con una sección de 3.4 m. x 2.2 m.. (Ver plano No.6).

A fin de que los trabajos restantes se realicen en forma segura, en un principio este contrapozo no se comunicará con el actual fondo del Tiro General (el cual se encuentra 6.0 metros por debajo del nivel 120).

iv) Cuele del Tiro General del Nivel 160 hacia abajo.

Esto se hará para tener el espacio suficiente para la caja y poder llenar el skip fácilmente a partir de la tolva. Se colarán 12.0 metros lineales de tiro con sección de 3.4 m. x 2.2 m..

Para poder colar esta obra se adaptará provisionalmente un winche de aire sobre una plataforma de madera en el Tiro General, 5.0 metros arriba del nivel 160.

v) Contrapozo para tolva de recepción de mineral.

Se colará un contrapozo partiendo del Tiro General, 7.0 metros

abajo del nivel 160, del lado poniente del tiro para comunicar al centro de la ventanilla sobre el nivel 160. Este contrapozo tendrá una longitud de 9.0 metros lineales, con una sección de 1.8 m. x 1.8 m., y una inclinación de 50°, más los disturbios necesarios para darle a la tolva una capacidad efectiva de 60 toneladas.

La tolva irá equipada con parrilla de rieles sobre el nivel 160 y una boquilla para cargar el mineral al skip.

vi) Comunicación del Tiro General entre el Nivel 120 y el Nivel 160.

Para hacer esta comunicación se colarán los 4.0 metros de contrapozo restantes entre los niveles 120 y 160, con una sección de 3.4 m. x 2.2 m.. (Ver plano No.6).

vii) Ademe del Tiro General desde el Nivel 120 hasta 9 metros por debajo del Nivel 160.

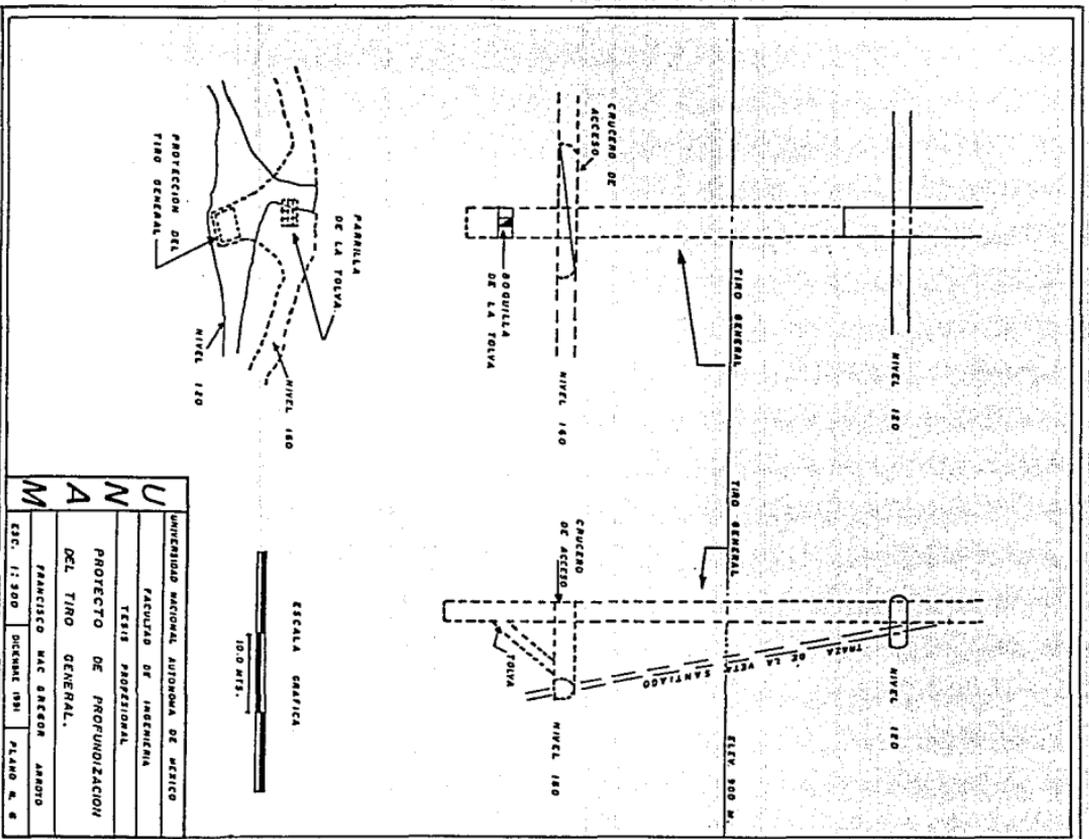
Se incluye el ademe de 9.0 m. extras por debajo del piso del nivel 160, debido a que es la distancia necesaria para que el skip pueda llegar a la boquilla de la tolva y pueda ser cargado.

En total se ademarán 51 metros de tiro, dejando tres claros:

- 1) Servicios: Para ubicar las tuberías para agua, aire comprimido y líneas de energía eléctrica.
- 2) Calesa: para el transporte de personal, materiales y equipo.
- 3) Skip: para el manto del mineral.

viii) Skip, calesa y maroma en el castillo.

Actualmente el Tiro General está equipado con dos calesas, que ocupan cada uno de los dos claros existentes. Esta instalación de doble calesa ha sido necesaria debido a que el manto se realiza por medio del sistema carro-calesa y por ende la existencia de dos calesas hace más rápido el manto. Sin embargo con la in-



clusión de un skip en el claro poniente del tiro. Únicamente será necesaria una calesa que sólo será utilizada para el transporte de personal, material y equipo. La calesa del lado oriente permanecerá sin ninguna modificación.

Para poder sustituir eficazmente el manto por carro-calesa, el skip será de una capacidad de 1.156 metros cúbicos (con dimensiones de 0.85 m. x 0.85 m. x 1.60 m.) y teniendo el mineral un peso específico de 2.6 toneladas por metro cúbico, tendrá una capacidad efectiva de 2.0 toneladas de mineral

El castillo del Tiro General deberá ser acondicionado con una maroma para el vaciado automático del skip. Además será necesario reacondicionar la tolva de superficie para que el vaciado del mineral proveniente del skip se haga de manera eficiente.

IV.4.B Ruta Crítica.

Generalmente cualquier compañía llega a tener la necesidad de ejecutar trabajos no rutinarios o ajenos a sus labores de costumbre, lo cual la obliga a crear planes y desarrollar una serie de pasos que en su mayoría son visualizados como esfuerzos de una sola ocasión, ya que no volverán a repetirse, o por lo menos no bajo las mismas condiciones.

Por ello, para poder afrontar con éxito tales problemas denominados proyectos, es común que sean utilizadas técnicas diferentes a las empleadas generalmente para el control de las operaciones rutinarias (producción, desarrollos, exploración, etc.).

El Método de la Ruta Crítica representa una herramienta muy útil para planear, organizar, ejecutar y controlar el proyecto en cuestión.

Para el proyecto de profundización de la Mina Santiago se aplicaron las técnicas de programación del Método de Ruta Crítica y así se determinaron: el orden de cada actividad del proyecto, su duración, sus tiempos de programación y las actividades críticas y no críticas.

Se consideraron como actividades para la aplicación de este método los trabajos de mayor importancia dentro del proyecto y

se numeraron basándose en la posición que ocupan dentro del diagrama de Ruta Crítica, su duración fué calculada dependiendo de las condiciones en que se realizará cada trabajo y por la experiencia de trabajos similares hechos anteriormente en la Unidad Huautla.

La determinación de las actividades críticas y no críticas, se basó en el cálculo de los tiempos flotantes totales, libres y de interferencia cuyo significado práctico es el siguiente (8):

El tiempo flotante total es el exceso del tiempo disponible sobre el tiempo de ejecución requerido.

El tiempo flotante libre es el tiempo que puede ser excedido en la terminación de una actividad sin afectar a ninguna otra actividad del proyecto, ni en su tiempo flotante ni en la duración total del proyecto.

El tiempo flotante de interferencia es la diferencia entre el tiempo flotante total y el tiempo flotante libre. Indica de esa manera que mientras la terminación de la actividad en este tiempo no afecta la duración total del proyecto, si afecta a las actividades subsecuentes disminuyéndoles sus tiempos flotantes respectivos.

Este método señala con precisión las actividades cuyos tiempos de terminación son responsables en la duración total del proyecto. Con las actividades críticas claramente identificadas, puede ponerse un mayor énfasis para conservarlas en tiempo a fin de que no se altere la duración total del proyecto. Además da una evaluación cuantitativa de la cantidad de tiempo flotante libre que se tiene en cada una de las actividades. Las actividades no críticas pueden retrasarse sin ningún detrimento en la duración total del proyecto.

La Ruta Crítica es la ruta formada por las líneas que unen a todas las actividades críticas, la cual siempre comprende de un extremo a otro del diagrama.

Al analizar la hoja de programación por ruta crítica podemos concluir que:

- * El total de actividades a realizar para llevar a cabo el proyecto es de 30.
- * Existen un total de 13 actividades críticas dentro del proyecto.

- * Es indispensable seguir el desarrollo de las actividades críticas y evitar su retraso ya que esto afectaría inevitablemente la duración de todo el proyecto.
- * El tiempo flotante libre de la gran mayoría de las actividades no críticas es muy poco o nulo, a excepción de las actividades Nos. 4, 26, 27 y 28, por lo que el cumplimiento en tiempo de estas actividades no deberá excederse, si se quiere tener control sobre la duración del proyecto.

Los resultados de la aplicación de esta técnica aparecen en la hoja de programación (Ver tabla anexa), a partir de la cual se elaboraron los diagramas de ruta crítica y de barras que se muestran en las figuras Nos. 3 y 4 respectivamente, en donde se puede apreciar en forma gráfica la programación del proyecto.

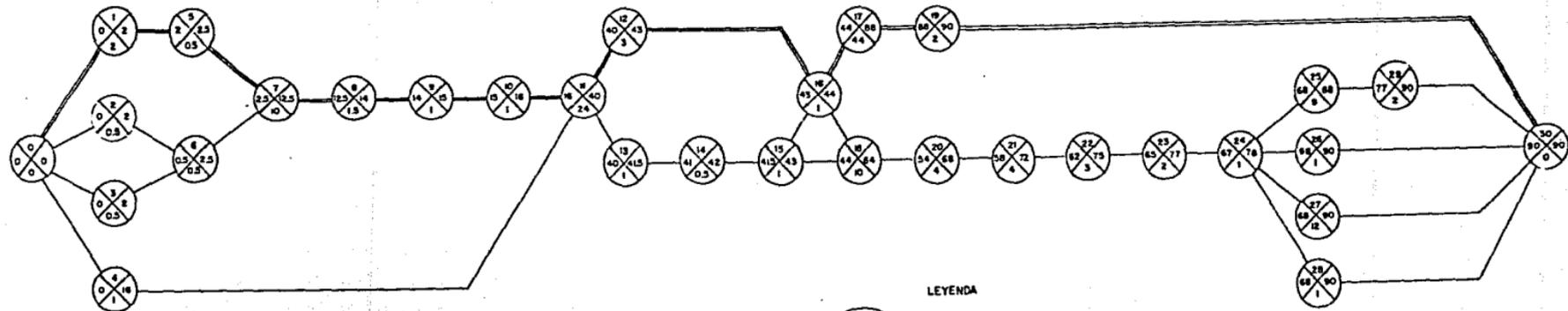
(8) Obregón Andria, Juan José .Sección G, Pags. 26 y 27.

HOJA DE PROGRAMACION POR RUTA CRITICA

PROYECTO: PROFUNDIZACION DE LA MINA SANTIAGO.

PERIODO DE TIEMPO: SEMANAS

ACTIV	DESCRIPCION	DURACION	MAS PROXIMA		MAS ALEJADA		TIEMPO FLOTANTE			ACTIV
			INICIA	TERMINA	INICIA	TERMINA	TOTAL	LIBRE	INTERF.	
0	Inicio del proyecto	0	0	0	0	0	0	0	0	1
1	Contrapozo para anclacate	2	0	2	0	2	0	0	0	1
2	Contrapozo para mineral	0.5	0	0.5	1.5	2	1.5	0	1.5	
3	Contrapozo para trepante	0.5	0	0.5	1.5	2	1.5	0	1.5	
4	Instalación de tuberías	1	0	1	15	16	15	15	0	
5	Desbordes para malacate	0.5	2	2.5	2	2.5	0	2	0	1
6	Contrapozo para vaciadero	0.5	0.5	1	2	2.5	1.5	1.5	0	
7	Acero del Contrapozo 4-5570	10	2.5	12.5	2.5	12.5	0	0	0	1
8	Instalación del malacate	1.5	12.5	14	12.5	14	0	0	0	1
9	Instalación de la polea	1	14	15	14	15	0	0	0	1
10	Instalación del cable y del skip	1	15	16	15	16	0	0	0	1
11	Profundización del Contrapozo 4-5570	24	16	40	16	40	0	0	0	1
12	Crucero en el nivel 160	3	40	43	40	43	0	0	0	1
13	Contrapozo para tolva	1	40	41	40.5	41.5	0.5	0	0.5	
14	Desbordes para tolva	0.5	41	41.5	41.5	42	0.5	0	0.5	
15	Instalación de parrilla y chufe	1	41.5	42.5	42	43	0.5	2.5	0	
16	Estación de bombeo	1	43	44	43	44	0	0	0	1
17	Desarrollo y preparación de rebs. al ste.	44	44	88	44	88	0	0	0	1
18	Desarrollo de la frente al toconete	18	44	54	54	64	10	3	13	
19	Trabe en rebajes al oriente	2	88	90	88	90	0	0	0	1
20	Crucero de acceso	4	54	58	64	68	10	0	10	
21	Contrapozo vertical	4	58	62	63	72	10	0	10	
22	Cuello del Tiro General	3	62	65	72	75	10	0	10	
23	Contrapozo para tolva	2	65	67	75	77	10	0	10	
24	Comunicación entre niveles 160 y 120	1	67	68	77	78	10	0	10	
25	Preparación del rebaje al poniente	9	68	77	79	88	11	3	11	
26	Instalación de arosna y skip	1	68	69	69	69	21	21	0	
27	Acero del Tiro General	12	68	80	78	90	10	10	0	
28	Sistema de bombeo	1	68	69	69	69	21	21	0	
29	Trabe en el rebaje poniente	2	77	79	88	90	11	2	9	
30	Inicio de la producción desde el nivel 160	0	90	90	90	90	0	0	0	1



LEYENDA



— RUTA CRITICA

UNAM	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	PROGRAMACION POR RUTA CRITICA DEL PROYECTO DE PROFUNDEZACION DE LA MINA SANTIAGO		
	FRANCSHO	HAC SEÑOR	ANNO
CADAVA	DICIEMBRE 1951	FOLIO No. 5	

V. EVALUACION ECONOMICA.

En este Capitulo se pretende analizar los costos de operación más los costos de inversión para el proyecto (exresos). Al compararlos con los ingresos obtenidos por la venta de concentrado en el periodo de duración que tendrán las reservas a cubicar con el proyecto más las ya existentes.

Esta evaluación nos indicará si el proyecto será viable o no en la forma en que se ha planteado. Si el resultado es negativo deberá replantearse el problema y buscar otras alternativas de solución.

En el caso de que resulte viable, durante el proceso de realización del proyecto este podrá ser modificado si se asegura que de esa forma se obtendrán mayores beneficios.

V.1 Análisis de costos.

Se dividirán en costos de operación y de inversión. Los primeros tratan acerca de los costos relacionados directamente con los trabajos rutinarios que se hacen en la mina, tales como: desarrollos, preparaciones, tumba, acarreo y manto, además de otras actividades: bombeo, mantenimiento de obras, etc., a los que se sumará el costo generado en los demás departamentos de la Unidad.

Los costos de inversión, son aquellos que se realizan eventualmente a fin de llevar a cabo alguna obra que se sale de la normalidad, o para adquirir materiales y/o equipos que por su precio, no son considerados dentro de los costos de operación.

V.1.A Costos de operación.

De manera simultánea a la profundización de la Mina Santiago, se llevarán a cabo los trabajos de desarrollo, preparación y explotación de los bloques MS 1 a MS 11. Estos trabajos en los bloques de reservas que están sobre el nivel 120, prácticamente no influirán en los costos de operación que se han estado manejando y los costos derivados de la profundización serán considerados como una inversión. Por lo anterior, el costo por tonelada producida en la Unidad, quedaría como sigue:

CONCEPTO	COSTO POR TONELADA PRODUCIDA
Mina Santiago	48.934
Planta de Beneficio	28.776
Mantenimiento y Servicios	3.714
Oficinas	4.652
Gastos de Venta	1.778
Contratistas	2.962

COSTO TOTAL POR TONELADA PRODUCIDA \$ 90.816 M.N.*

Considerando que en Mina Santiago se tiene una producción de 1,900 toneladas mensuales, el costo total de la operación es de: \$ 172'550,400.00 M.N.*.

* Datos obtenidos del Informe Mensual de Costos de la Unidad Huautla, Rosario México, S.A. de C.V. (diciembre de 1990).

Con la realización del proyecto durante los años -2 y -1, se cambiará el sistema de carro-calesa por el de skio, esto traerá como consecuencia mayor rapidez y eficiencia en la operación, lo que redundará en una mayor producción.

Con estas modificaciones, no variarán los costos de mina, a excepción de los de manto por la reducción del personal que se empleará en este trabajo. Lo anterior hace que el costo por tonelada en la Mina Santiago tenga una reducción del 3.37%, esto ocasiona que el costo total por tonelada producida también se modifique una vez terminado el proyecto, a partir del año +1.

CONCEPTO	COSTO POR TONELADA PRODUCIDA
Mina Santiago	47.776
Planta de Beneficio	28.776
Mantenimiento y Servicios	3.714
Oficinas	4.652
Gastos de Venta	1.778
Contratistas	2.962

COSTO TOTAL POR TONELADA PRODUCIDA \$ 89.658 M.N.

La variación en el costo de mina será de un 3.37% a la baja, lo que hará aún más rentable la operación.

V.1.B Estimación de costos del proyecto de profundización de la Mina Santiago.

Los costos de estas obras se estimaron de dos formas distintas:

- a) Para obras que se realizan comúnmente en la Unidad, como son: cuele de frentes y cruceros, contrapozos y tiros, además de desbordes en cualquiera de las obras mencionadas, se tomó el costo unitario total para cada obra, el cual aparece en los informes de costos de la Unidad.
- b) Para obras de las cuales no se tiene fijado un costo unitario total, se estimó la mano de obra a emplear (más prestaciones), así como materiales y un 10% para otros gastos que comprenden entre otros: materiales menores, desgaste de equipos, lubricantes, mantenimiento y costos de administración.

Se consideró un 10% para otros gastos, ya que por experiencia, en la Unidad se sabe que estas erogaciones representan aproximadamente ese porcentaje.

Tomando como base la descripción detallada del proyecto anteriormente hecha, se tiene lo siguiente:

- 1) Contrapozos para malacate, vaciadero, mineral, tepetate y tolva de recepción (se incluyen desbordes).

Costo por metro lineal de contrapozo	\$ 165,985
Metros lineales de contrapozo a colar	x 41

Costo total de contrapozos	\$ 6'805,385

Costo por metro cúbico desbordado	\$ 26,505
Metros cúbicos a desbordarse	x 31

Costo total de desbordes	\$ 821,655

Costo total de contrapozos y desbordes \$ 7'627,040 M.N.

- 2) Acondicionamiento y ademe del contratiro 4-5570, entre los Niveles 80 y 120.

Mano de obra*	\$ 16'380.000
Madera	13'680.000
Tubería	5'600.000
Varios (10%)	3'566.000
Costo total	\$ 39'226,000 M.N.

- * En la mano de obra calculada en todos estos incisos, se consideró un sueldo promedio de 13.000 pesos por hombre, más un 40% de prestaciones.

- 3) Instalación de malacate, polea y skip.

Mano de obra*	\$ 3'057.600
Acero	400.000
Concreto	250.000
Varios (10%)	370.400
Costo total	\$ 4'078,000 M.N.

- 4) Profundización y ademe del contratiro 4-5570.

Mano de obra*	\$ 49'140.000
Madera	16'680.000
Explosivo	8'100.000
Acero	4'820.000
Varios (10%)	7'875.000
Costo total	\$ 86'618,000 M.N.

- 5) Crucero de acceso a la Veta Santiago, a la altura del Nivel 160.

Costo por metro lineal de frente o cruceo	\$ 243.975
Metros lineales de cruceo	x 17
Costo total	\$ 4'147,575 M.N.

- 6) Parrilla y chute para tolva.

Mano de obra*	\$ 874.000
Materiales (rieles y concreto)	4'000.000
Varios (10%)	487.000
Costo Total	\$ 5'361,000 M.N.

- 7) Sistema de bombeo**.

Mano de obra*	\$ 510.000
Materiales (base para bomba)	500.000
Tubería	2'000.000
Varios (10%)	300.000
Costo total	\$ 3'310,000 M.N.

** La bomba a utilizar ya existe en la Unidad.

- 8) Desarrollo de las frentes oriente y poniente, preparación de rebajes.

Costo por metro lineal de frente	\$ 243.975
Metros lineales de frente	x 238
Costo total de los Desarrollos	\$ 58'066.050

Costo por metro cúbico desbordado	\$	26,503
Metros cúbicos a desbordar para tolvas	x	104

Costo total de desbordes	\$	2'756,312

Costo por metro lineal de contrapozo	\$	165,983
Metros lineales de contrapozos	x	380

Costo total preparaciones	\$	63'073,540

Costo por tolva de madera construida	\$	625,000
Número de tolvas a construir		26

Costo total de tolvas	\$	16'250,000

Costo total de desarrollos y preparaciones \$ 140'145,902 M.N.

9) Crucero de acceso a la proyección vertical del Tiro General.

Costo por metro lineal de crucero	\$	243,975
Metros lineales de crucero	x	12.5

Costo total de los cruceros	\$	3'049,687.5

Costo por metro cúbico desbordado	\$	26,503
Metros cúbicos a desbordar	x	75

Costo total de desbordes	\$	1'987,725

Costo total del Crucero de Acceso \$ 5'037,412.5 M.N.

10) Contrapozo vertical.

Costo por metro lineal de contrapozo	\$	250.000
Metros lineales de contrapozos	x	34

Costo total del contrapozo	\$	8'500,000 M.N.

11) Cuele del Tiro General.

Costo por metro lineal de tiro colado y ademado	\$	1'425.000
Metros lineales de tiro	x	12

Costo total del cuele del tiro	\$	17'100,000 M.N.

12) Contrapozo para tolva de recepción de mineral.

Costo por metro lineal de contrapozo	\$	165.983
Metros lineales de contrapozos	x	9

Costo total de cuele del contrapozo	\$	1'493.847

Costo por metro cúbico desbordado	\$	26.503
Metros cúbicos a desbordarse	x	8

Costo total de desbordes	\$	212.024

Costo total de contrapozo para tolva	\$	1'705,871 M.N.

13) Ademe del Tiro General.

Costo por metro lineal ademado	\$	980.650
Metros lineales a ademar	x	52

Costo total del ademe del tiro	\$	50'993,800 M.N.

1d) Instalación de la estación de bombeo, skip y maroma en el castillo.

Estación de bombeo.

Bomba de 60 hP.	\$ 30'000.000
Mano de obra*	436.800
Materiales	500.000
Varios (10%)	3'093.680

Costo total de la estación de bombeo \$ 34'030.480

Costo del skip**.

Mano de obra*	\$ 218.400
Materiales	220.000
Varios (10%)	43.840

Costo total del skip \$ 482.240

** Unicamente se tendrá que hacer una adaptación a un skip ya existente en la unidad.

Maroma en el castillo y boquilla de la tolva interior.

Mano de obra*	\$ 546.000
Materiales	2'700.000
Varios (10%)	324.600

Costo total de maroma y boquilla \$ 3'570.600

Costo total del skip, bombeo y maroma \$ 38'083,320 M.N.

El total de la inversión requerida para realizar todos los trabajos listados, será de:

\$ 411'933,920.500 M.N.

A continuación se presentará un cuadro resumen de la inversión requerida para realizar todos los trabajos listados:

RESUMEN DE COSTOS*

C O N C E P T O	C O S T O
1) Contrapozos y desbordes	7'627,040
2) Ademe del contratiro 4-5570	39'226,000
3) Instalación de malacate, polea y skip	4'078,000
4) Profundización del contratiro 4-5570	86'618,000
5) Crucero de acceso a la veta Santiago	4'147,575
6) Parrilla y chute para tolva	5'361,000
7) Sistema de bombeo	3'310,000
8) Desarrollos y preparaciones	140'145,902
9) Crucero de acceso al Tiro General	5'037,412
10) Contrapozo vertical	8'500,000
11) Cuele del Tiro General	17'100,000
12) Contrapozo para tolva	1'705,871
13) Ademe del Tiro General	50'993,800
14) Bombeo, skip y maroma	38'083,320
Costo Total de la Inversión	411'933,920

* Todas las cantidades estan expresadas en moneda nacional.

V.2 Inversión.

Una inversión es un desembolso cuyos efectos se extienden a más de un ejercicio contable.

Las inversiones que producen renta (como la hecha en este proyecto), tienen por objetivo principal el generar utilidades: en los proyectos las inversiones generalmente ocurren una sola vez (o más en caso de reposición de equipo o aumento de capacidad), mientras que las utilidades se generan a través de toda la vida útil del proyecto.

Esas utilidades no solamente deberán pagar el desembolso original sino proporcionar a la vez una tasa de interés sobre el mismo, esta tasa que deberá ser proporcional a los riesgos asumidos por la inversión y a los resultados estimados por la empresa.

Los recursos para realizar una determinada inversión pueden provenir ya sea de algún préstamo externo o de un financiamiento interno.

El capital propio, es aquel que es arriesgado con la esperanza de recibir una utilidad. Sin embargo, en este caso en particular, a fin de asegurar para la empresa el pago del capital invertido, fué calculado el pago del capital más los intereses que ese capital generaría durante la vida del proyecto.

V.2.A Análisis del Crédito.

A pesar de que el financiamiento para el proyecto es interno (es decir, hecho por la misma empresa), se considerarán ciertas condiciones para el pago de dicho capital y sus intereses.

El crédito será utilizado en tres disposiciones, debido a los avances que se tendrán durante los dos años de duración del proyecto y a la necesidad de renovar algunos equipos durante el primer año de operación posterior a la terminación del proyecto.

Cada una de estas disposiciones del crédito se utilizará para la ejecución de las obras y adquisición de los equipos que se mencionan a continuación:

a) Año - 2.

- * Contrapozos para malacate, vaciadero, mineral, tepetate y tolva de recepción.
- * Acondicionamiento y ademe del contratiro 4-5570, entre los niveles 80 y 120.
- * Instalación del malacate, polea y skip.
- * Profundización y ademe del contratiro 4-5570.
- * Crucero de acceso a la veta Santiago, a la altura del nivel 160.
- * Parrilla y chute para tolva.
- * Sistema de bombeo.
- * Inicio del desarrollo de las frentes oriente y poniente, preparación de rebajes.

b) Año - 1.

- * Terminación de los desarrollos de los frentes oriente y poniente, preparación de rebajes.
- * Crucero de acceso a la proyección vertical del Tiro General.
- * Contrapozo vertical.
- * Cuele del Tiro General.
- * Contrapozo para tolva de recepción de mineral.
- * Ademe del Tiro General.
- * Instalación de la estación de bombeo, skip y maroma en el castillo.

c) Año + 1.

- * Dos baterías para motor mancha.
- * Cuatro máquinas perforadoras Gardner Denver S83F.
- * Veinte lámparas mineras.
- * Otros equipos menores.

Esta inversión será para la renovación de equipos, siendo su monto de \$100'000,000.00 M.N. (ver sección V.4 Depreciación y amortización). Con esto el importe del principal será de: \$ 512'000,000.00 M.N..

Tipo de Crédito:	Interno.
Importe del Principal:	\$ 512'000,000 M.N.
Amortización del Principal:	3 anualidades, a pagar del año +1 al +3.
Tasa de Interés:	30% anual.
Período de Gracia:	2 años. Los intereses generados por el principal en estos dos años, serán pagados conjuntamente con los del año + 1.

Los gastos financieros que deberá enfrentar el proyecto se calcularon basándose en los datos proporcionados líneas arriba y aparecen en cuadro No. 1.

CUADRO No. 1

GASTOS FINANCIEROS

AÑO	DISPOSI- CIONES DEL CREDITO	CAPITAL SOBRE EL QUE SE PAGAN INTERESES	INTERESES GENERADOS	AMORTIZACION DEL PRINCIPAL	INTERESES CUBIERTOS	TOTAL DE PAGOS
-2	185,000	185,000	55,500	---	---	---
-1	227,000	412,000	140,250	---	---	---
+1	100,000	512,000	207,330	170,666	403,000	573,746
+2	---	341,334	102,400	170,666	102,400	273,066
+3	---	170,668	51,200	170,668	51,200	221,868
	512,000	1'621,002	556,680	512,000	556,680	1'068,680

* Todas estas cantidades estan expresadas en miles de pesos.

V.3 Ingresos.

Se hará un cálculo aproximado de los ingresos que se obtendrán durante la explotación de las reservas del proyecto, para posteriormente compararlos con los costos de operación de la mina y los de inversión para el proyecto.

Para el cálculo de los ingresos se tomará en cuenta lo siguiente:

- i) Precio de la Plata : 4.40 dólares por onza trov. (Precio promedio de liquidación por la fundición Met-Mex Peñoles durante 1990).
- ii) Liquidación de un 95% de los contenidos de Plata embarcados.
- iii) Precio del Plomo : 36.04 centavos de dólar por libra. (Precio promedio de liquidación por la fundición Met-Mex Peñoles durante 1990).
- iv) Liquidación de un 85% de los contenidos de Plomo embarcados.
- v) Precio del Oro : 387.7 dólares por onza troy. (Precio promedio de liquidación por la fundición Met-Mex Peñoles durante 1990).
- vi) Liquidación de un 95% de los contenidos de Oro embarcados.
- vii) Balances Metalúrgicos presentados como anexos en la parte final del presente trabajo. Los cuales se tomarán en cuenta debido a las distintas leyes de cabeza con las que se operará durante la realización del proyecto.
- viii) Paridad: 1 dólar U.S. Cy = 2,960 pesos M.N..
- ix) Onza troy = 31.1 gramos.

Debido a que se tiene estimada en 5 años la duración total de las reservas cubicadas, se hizo el cálculo de los ingresos año por año, basándose en los tonelajes y leyes a obtener de las obras de desarrollo, preparación y tumba.

Cabe hacer notar que los ingresos derivados del mineral extraído de la mina como consecuencia de la ejecución del proyecto, no serán abonados a este (años - 2 y - 1), sino a la Unidad. Lo anterior se debe a ciertas razones que beneficiarán al proyecto y que se explican a continuación:

- a) Financieras.- El pago de intereses y capital del préstamo utilizado, se comenzará a pagar hasta que el proyecto genere ingresos y de esta forma evitar pérdidas.
- b) Tributarias.- El proyecto no pagará impuestos mientras no genere utilidades, lo cual sucederá a partir del año 0.
- c) Operación.- El cálculo de la producción se hará más sencillo al contabilizarla como una sola muestra cuando el proyecto comience a generar ingresos.

Por lo anterior se considerará que sólo hasta la puesta en operación del proyecto (año + 1) este comenzará a generar ingresos.

Para realizar el análisis económico del proyecto a presentar, se tomarán en cuenta las leyes esperadas durante su desarrollo, las cuales se presentan en seguida. De igual forma se presentan los balances metalúrgicos que se tomarán en cuenta para el cálculo de los ingresos (ver anexos al final de este trabajo).

En el cuadro No. 2 aparecen los tonelajes y leyes a extraer anualmente como consecuencia del proyecto.

CUADRO No. 2

AÑO	TONELAJE	LEYES (g.Ag/ton.)	LEY PROMEDIO (g.Ag/ton.)
-2	1,147	695	695
-1	7,700	695	679
	350	325	
	8,050		
+1	11,768	695	510
	10,642	325	
	942	282	
	23,352		
+2	12,983	325	308
	13,389	282	
	3,208	350	
	29,580		
+3	3,594	282	338
	16,417	350	
	20,011		

Basándose en estos datos y en los balances metalúrgicos, se proyectarán los ingresos para cada año (en moneda nacional):

AÑO	INGRESOS POR:			INGRESOS TOTALES
	PLATA	PLOMO	ORO	
-2	272'086,000	26'534,000	6'597,800	305'217,800
-1	1,861'645,800	176'660,800	33'793,600	2,072'100,200
+1	4,009'230,400	532'675,700	87'616,000	4,629'522,100
+2	2,994'770,000	499'645,800	110'378,500	3,604'794,300
+3	2,249'997,400	359'306,700	81'667,950	2,690'972,050
	11,387'729,600	1,594'823,000	320'053,850	13,302'606,450

Como se mencionó, el resto de la mina aún cuenta con reservas por aproximadamente 48,581 toneladas de mineral con leyes de 330 g.Ag/ton., a extraer en los dos primeros años de realización del proyecto. Por este concepto, aparte de los ingresos calculados anteriormente, se obtendría lo siguiente:

AÑO	TONELAJE	LEY PROMEDIO (g.Ag/ton.)
-2	27,581	330
-1	21,000	330

AÑO	INGRESOS POR:			INGRESOS TOTALES
	PLATA	PLOMO	ORO	
-2	3,027'966,500	452'874,000	131'812,650	3,612'653,150
-1	2,305'474,600	345'141,900	100'401,400	2,751'017,900
	5,333'441,100	798'015,900	232'214,050	6,363'671,050

Partiendo de los ingresos calculados en esta sección, se elaboraron los estados de resultados para así calcular la utilidad neta a obtener, tanto del proyecto por sí solo, como de la unidad en general, para poder saber el impacto que tendrán las inversiones en la economía de la unidad y también para calcular el período de recuperación de la inversión, basándose en los ingresos generados exclusivamente por las obras del proyecto.

V.4 Depreciación y Amortización.

Puede decirse que el proceso de depreciación o amortización, no intenta medir el valor del activo en algún punto específico del tiempo, sino que trata de medir el valor de los servicios que ha proporcionado ese activo durante el período contable.

Así, los valores monetarios asignados a activos con vida útil mayor de un año representan, por tanto, la porción del costo original que todavía no ha sido tratado como un gasto, es decir, depreciado.

En este caso, la inversión de 412'000.000, que se hará durante los 2 primeros años será amortizada, debido a que este capital está conformado por el pago de mano de obra y materiales para la realización de obras mineras, mientras que los 100'000,000 invertidos en el tercer año, se depreciarán, ya que ese capital se utilizará para reponer equipo minero, el cual se enumera a continuación:

CANTIDAD	EQUIPO	COSTO
2	Baterías para motor mancha	25'000,000
4	Máquinas perforadoras	60'000,000
20	Lámparas mineras	13'000,000
	Otros	2'000,000
	TOTAL	\$ 100'000,000

Debido a que durante el tiempo de realización del proyecto (años -2 y -1) este no generará ingresos, y posteriormente sólo se cuenta con tres años de operación en los que sí habrá ingresos, Como por el momento no se cuenta con ninguna garantía que asegure la continuación de las operaciones y el flujo de ingresos por más tiempo, y con la finalidad de cancelar totalmente la depreciación y amortización, estas se harán por el Método de Línea Recta en 3 años.

Amortización

Cantidad a Amortizar: 412'000.000.00 M.N. a partir del año +1.

Método: Línea Recta.

Plazo: 3 años.

Depreciación

Cantidad a Depreciar: 100'000.000 M.N. a partir del año +1.

Método: Línea Recta.

Plazo: 3 años.

AÑO	AMORTIZACION	DEPRECIACION
-2	---	---
-1	---	---
+1	137'333,333	33'333,333
+2	137'333,333	33'333,333
+3	137'333,334	33'333,334
TOTAL	412'000,000	100'000,000

V.5 Estado de Resultados.

Se elaboró un estado de resultados para los cinco años que tardarán en extraerse las reservas cubicadas como consecuencia del proyecto, en el cual aparecen las utilidades netas al final de cada período. Este estado de resultados se hizo con el fin de utilizar la información contenida para calcular el período de cancelación de la inversión y saber si el proyecto se puede pagar por sí mismo.

De igual forma aparece el estado de resultados de la unidad, para así poder saber la influencia que tendrá el proyecto en la economía de la unidad y los resultados acumulados sobre utilidades netas en ese mismo lapso de tiempo.

El estado de resultados, es un estado financiero del proyecto o Unidad que revela si el negocio alcanzó o no la generación de utilidades netas o ganancias.

Los estados de resultados se elaboran enumerando los ingresos obtenidos durante un periodo analizado, así como los gastos en que se incurrió para generar estos ingresos calculando las diferencias se podrá determinar si se obtuvo una utilidad ó una pérdida neta.

Estos estados de resultados se construyeron de acuerdo a lo siguiente:

Se consideraron los ingresos totales anuales calculados en el capítulo de ingresos (V.3), aclarando que para los años + 1, + 2 y + 3, estos ingresos son los mismos tanto en el estado de resultados del Proyecto como en el de la Unidad, debido a que en estos tres años ya no existirá ninguna otra producción adicional a la que se obtenga como resultado del proyecto.

Para el proyecto en el año - 2 y - 1, no habrá costos de operación ya que no se hará ningún trabajo de operación rutinaria, sólo habrá costos de inversión, los cuales aparecen en el renglón de gastos financieros. Esto no sucede así en el estado de resultados para la Unidad ya que durante todos los años analizados se llevarán a cabo las operaciones de producción rutinarias en la mina y por ende se tendrán costos de operación.

Los costos de operación se calcularon multiplicando las toneladas producidas anualmente por el costo total por tonelada molida.

Los gastos financieros son iguales para los dos estados de resultados y su cálculo aparece en la sección de análisis del crédito (V.2.A).

La amortización y depreciación también es la misma en los dos estados de resultados, ya que las inversiones para el proyecto y para la operación se aplicaron de igual forma al proyecto y a la Unidad. Ver sección sobre depreciación y amortización (V.4).

Con los datos anteriores se procedieron a calcular, para los dos estados de resultados, los siguientes conceptos:

Utilidad gravable, impuesto sobre la renta (36% de la utilidad gravable), reparto de utilidades (10% de la utilidad gravable), utilidad neta anual y utilidad neta acumulada del año - 2 al año + 3.

Los dos estados de resultados mencionados aparecen en los cuadros No. 3 y 4.

CUADRO No. 3

ESTADO DE RESULTADOS

UNIDAD

CONCEPTO	AÑO - 2	AÑO - 1	AÑO + 1	AÑO + 2	AÑO + 3
Ingresos totales	4,223'088,750	6,895'218,300	4,629'522,100	3,604'794,300	2,690'972,050
Costos de operación	2,608'962,048	3,375'117,900	2,093'693,616	2,652'083,640	1,794'146,238
Gastos financieros	- - -	- - -	573'746,000	273'066,000	221'868,000
Amortización	- - -	- - -	137'333,333	137'333,333	137'333,333
Depreciación	- - -	- - -	33'333,333	33'333,333	33'333,333
Utilidad gravable	1,614'126,702	3,520'100,400	1,791'415,818	508'977,994	504'291,146
I.S.R. (36%)	581'085,613	1,267'236,144	644'909,694	183'232,078	181'544,813
Reparto de utilidades	161'412,670	352'010,040	179'141,582	50'897,799	50'429,115
Utilidad neta	871'628,419	1,900'854,216	967'364,542	274'848,117	272'317,219
Utilidad neta acumulada	871'628,419	2,772'482,635	3,739'847,777	4,014'695,294	4,287'012,513

CUADRO No. 4

ESTADO DE RESULTADOS
PROYECTO

CONCEPTO	AÑO - 2	AÑO - 1	AÑO + 1	AÑO + 2	AÑO + 3
Ingresos totales	- - -	- - -	4,629'522,100	3,604'794,300	2,690'972,050
Costos de operación	- - -	- - -	2,093'693,616	2,652'083,640	1,794'146,238
Gastos financieros	- - -	- - -	573'746,000	273'066,000	221'868,000
Amortización	- - -	- - -	137'333,333	137'333,333	137'333,333
Depreciación	- - -	- - -	33'333,333	33'333,333	33'333,333
Utilidad gravable	- - -	- - -	1,791'415,818	508'977,994	504'291,146
I.S.R. (36%)	- - -	- - -	644'909,694	183'232,078	181'544,813
Reparto de utilidades	- - -	- - -	179'141,582	50'897,799	50'429,115
Utilidad neta	- - -	- - -	967'364,542	274'848,117	272'317,219
Utilidad neta acumulada	- - -	- - -	967'364,542	1,242'212,659	1,514'529,878

V.6 Período de Recuperación de la Inversión.

Este método se basa en la obtención del flujo neto de efectivo acumulado año con año y se define como el número de años que deben transcurrir antes de recuperar la inversión, es decir, es el tiempo necesario para que los ingresos acumulados sean iguales a la inversión acumulada.

El flujo neto de efectivo es igual a la utilidad neta más la depreciación y amortización y aparece calculado tanto para el proyecto como para la Unidad en los cuadros Nos. 5 y 6 respectivamente.

Con el resultado del flujo neto de efectivo acumulado durante la vida del proyecto se presenta el cálculo del período de recuperación de la inversión. La inversión total será de: \$ 512'000,000.00, \$ 412'000,000.00 de la inversión directa en el proyecto y \$ 100'000,000.00 para la renovación de equipos.

La recuperación de la inversión se logra durante el primer año de operación del proyecto (año +1), ya que es el primer año en que el proyecto generará ingresos y estos ingresos son mayores en \$ 626'031,208 a la inversión total. Por lo anterior, falta por determinar en que mes del año +1 se logra la recuperación de la inversión. Esto se determina en el siguiente cuadro.

PERIODO DE RECUPERACION

PROYECTO

AÑO +1

MES	FLUJO MENSUAL DE EFECTIVO	RECUPERACION DE LA INVERSION
0	(512'000,000)	(512'000,000)
1	94'835,934	(417'164,066)
2	94'835,934	(322'328,132)
3	94'835,934	(227'492,198)
4	94'835,934	(132'656,264)
5	94'835,934	(37'820,330)
6	94'835,934	57'015,604

CUADRO No. 5

FLUJO NETO DE EFECTIVO
PROYECTO

CONCEPTO	AÑO - 2	AÑO - 1	AÑO + 1	AÑO + 2	AÑO + 3
Utilidad neta	- - -	- - -	967'364,542	274'848,117	272'317,219
Amortización	- - -	- - -	137'333,333	137'333,333	137'333,333
Depreciación	- - -	- - -	33'333,333	33'333,333	33'333,333
Flujo neto de efectivo	- - -	- - -	1,138'031,208	445'514,783	442'983,885
Flujo neto de efectivo acumulado	- - -	- - -	1,138'031,208	1,583'545,991	2,026'529,876

CUADRO No. 6

FLUJO NETO DE EFECTIVO

UNIDAD

CONCEPTO	AÑO - 2	AÑO - 1	AÑO + 1	AÑO + 2	AÑO + 3
Utilidad neta	871'628,419	1,900'854,216	967'364,542	274'848,117	272'317,219
Amortización	- - -	- - -	137'333,333	137'333,333	137'333,333
Depreciación	- - -	- - -	33'333,333	33'333,333	33'333,333
Flujo neto de efectivo	871'628,419	1,900'854,216	1,138'031,208	445'514,783	442'983,885
Flujo neto de efectivo acumulado	871'628,419	2,772'482,635	3,910'513,843	4,356'028,626	4,799'012,511

Como se puede apreciar, el periodo de recuperación de la inversión se logra en el transcurso del primer año después de terminado el proyecto. Esto ocurre a los 6 meses de haberse iniciado la producción del proyecto.

V.7 Tasa interna de retorno.

La tasa interna de retorno (TIR) es un método para la evaluación de proyectos, que consiste en obtener la tasa de descuento a la cual la suma algebraica de los flujos netos de efectivo más la inversión del proyecto sea igual a cero, tasa encontrada mediante una serie de tanteos a distintas tasas de descuento.

Este método permite calcular la rentabilidad de la inversión; es decir, no se necesita conocer ninguna tasa de interés para poder determinar la tasa de rendimiento o recuperación.

La tasa interna de retorno en términos económicos, es aquella tasa de interés que se gana sobre el saldo no recuperado de una inversión, en forma tal que al final de la vida de esa inversión el saldo no recuperado sea igual a cero.

Para el proyecto en cuestión, se hicieron los siguientes tanteos para posteriormente poder calcular la tasa interna de recuperación:

PRIMER TANTEO

AÑO	FLUJO NETO DE EFECTIVO	FACTOR DE ACTUALIZACION 45%*	VALOR ACTUAL
0	(512'000,000)	1.0000	(512'000,000)
-2	- - -	0.6897	- - -
-1	- - -	0.4756	- - -
+1	1,138'031,208	0.3280	373'274,236
+2	445'514,783	0.2262	100'775,444
+3	442'983,885	0.1560	69'105,486
			31'155,166

SEGUNDO TANTEO

AÑO	FLUJO NETO DE EFECTIVO	FACTOR DE ACTUALIZACION 50%*	VALOR ACTUAL
0	(512'000,000)	1.0000	(512'000,000)
-2	- - -	0.6667	- - -
-1	- - -	0.4444	- - -
+1	1,138'031,208	0.2963	337'198,647
+2	445'514,783	0.1975	87'989,170
+3	442'983,885	0.1317	58'340,978
			(28'471,205)

* Valores obtenidos de tablas de interés compuesto correspondientes a intereses del 45% y 50% respectivamente.

Para igualar el saldo a cero se debe interpolar entre las tasas de interés dentro de las cuales éste cambia de signo y así obtener la tasa interna de rendimiento.

$$TIR = \frac{(R2 V1 - R1 V2)}{V1 - V2}$$

Donde:

R1= 45

R2= 50

V1= 31'155,166

V2= 28'471,205

Por lo tanto:

TIR= 47.61%

Al analizar los resultados finales de la evaluación económica practicada, se concluye que este proyecto tiene una utilidad neta acumulada al término del período analizado, la cual permite recuperar totalmente la inversión durante el primer año de operación del proyecto. Esta utilidad permite alcanzar una tasa interna de retorno que resulta atractiva al compararse con las tasas de interés que se otorgan en inversiones de renta fija. por todo lo anterior, el proyecto resulta ser económicamente viable.

VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

a) Conclusiones.

Como resultado de los análisis presentados a lo largo de este trabajo, es claro que para continuar con la explotación de la Mina Santiago, se deben ubicar reservas suficientes. Estas reservas se localizaron sobre el nivel 120 y abajo de este. Las primeras permitirán continuar la explotación de la mina mientras se realizan los trabajos de profundización para crear el nivel 160 y poder darle mayor vida a la mina.

Las conclusiones más sobresalientes obtenidas a partir de este trabajo se resumen en los siguientes puntos:

- 1) Los yacimientos localizados en el Distrito Minero de Huautla, se presentan en forma de vetas-falla siendo estas de tipo epitermal.
- 2) En la Mina Santiago se han explotado históricamente dos estructuras: Santiago y Juan Cuerdas.
- 3) El único nivel desarrollado en el que se tienen reservas disponibles es el 120 con 48,581 toneladas de mineral, con una ley promedio de 330 g.Ag/ton.
- 4) Es necesario realizar obras de desarrollo y preparación para lograr explotar dichas reservas.
- 5) Se tendrá que mejorar considerablemente la vía instalada y el equipo de acarreo para aumentar la producción de 45 a 81 toneladas diarias.
- 6) El sistema de explotación utilizado es el de Tumba sobre Carga.
- 7) Mientras se explotan las reservas sobre el nivel 120 se llevará a cabo la profundización de la mina para crear el nivel 160.

- 8) Con esta profundización se dispondrá de 82.140 toneladas de mineral, con una ley promedio de 414 g.Ag/ton.
- 9) Se modernizará el sistema de manto, al cambiarlo de carrocalesa a skip.
- 10) La duración total de todas las reservas cubicadas hasta el momento será de cinco años.
- 11) El costo por tonelada producida permanecerá prácticamente sin cambio, sin embargo al modernizar el sistema de manto la producción se elevará a 96 toneladas por día.
- 12) La inversión total a realizar para llevar a cabo el proyecto será de \$ 412'000.000.00 M.N.. Mientras que para la renovación de equipo se invertirán \$ 100'000.000.00 M.N..
- 13) La inversión total de \$ 512'000.000.00 M.N. más los intereses generados por esta, serán pagados en los tres años de operación del proyecto.
- 14) La utilidad neta acumulada del proyecto en esos cinco años será de: \$ 1.514'529.878.00 M.N.
- 15) La recuperación de la inversión hecha para la realización del proyecto se logra a los seis meses de iniciada la operación una vez terminado el proyecto.
- 16) Al alcanzar una tasa interna de retorno del 46.7%, este proyecto demuestra tener un buen rendimiento si se compara con las tasas de interés que otorgan las inversiones de renta fija.

b) Recomendaciones.

- 1) Las obras necesarias para lograr la explotación de las reservas cubicadas en el nivel 120 deberán hacerse con la mayor rapidez posible.
- 2) No deberá perderse tiempo por lo que deberán llevarse simultáneamente la profundización y la explotación minera en el nivel 120, para asegurar la continuidad de la producción.
- 3) Todas las actividades críticas determinadas por el Método de Ruta Crítica deberán cumplirse a tiempo para no afectar la

duración total del proyecto.

- 4) Será indispensable continuar haciendo trabajos de exploración de toda índole y hacer las obras pertinentes para lograr la explotación de las reservas que se pudieran ubicar a la brevedad posible, para mantener en producción esta mina. Deberán anticiparse todos estos trabajos, ya que esta tesis propone la continuación de la explotación únicamente durante 5 años más.
- 5) Simultáneamente a la operación de la mina, deberán buscarse nuevas técnicas o métodos que puedan aplicarse a la operación de la mina, para hacerla más productiva y abatir costos.

BIBLIOGRAFIA.

- 1) Industrial Minera México, S.A. Estudio Geofísico Litogeoquímico en las Áreas San Esteban-Pájaro Verde, Xochipala, América y Tilzapotla, Unidad Huautla, Morelos. Subdirección de Exploraciones México. D.F. 1984.
- 2) Consejo de Recursos Naturales no Renovables. Estudio Geológico Minero del Distrito de Huautla, Morelos. 1962.
- 3) Tillson, Benjamin Franklin. Mine Plant. SME/AIME. New York 1976.
- 4) Cummins and Given. Mining Engineering Handbook. SME/AIME. New York 1973.
- 5) Rosario México, S.A. de C.V. Datos de Archivo. Huautla, Morelos. 1977-1991.
- 6) Portugal, José de la Luz Ing. Comunicación Personal. Superintendente del Departamento de Ingeniería y Geología de la Unidad Huautla. Huautla. Morelos. 1989-1991.
- 7) Torres, Eufemio Ing. Comunicación Personal. Superintendente de la Planta de Beneficio de la Unidad Huautla. Huautla. Morelos. 1991.
- 8) Obregón, Andria Juan José Ing. Programación con Ruta Crítica. México, D.F. 1978.
- 9) Obregón, Andria Juan José Ing. Evaluación Económica de Proyectos de Inversión. México. D.F. 1981.

10) Von Wahl, Siegfried.

Investment Appraisal and
Economic Evaluation of Mining
Enterprise.
Transtech Publications, 1983.

11) Pyle, White, Larson.

Principios Fundamentales de
Contabilidad.
CECSA, México, D.F.1981.

A N E X O S

ANEXO No.1

CUANTIFICACION DE RESERVAS.

NOMBRE DEL BLOQUE	TONELADAS	ANCHO PROMEDIO (metros)	LEY g.Aa/ton.
MS 1	2,236	1.00	315
MS 2	4,812	2.20	315
MS 3	12,580	3.00	405
MS 4	1,736	2.00	315
MS 5	3,047	1.50	333
MS 6	1,540	1.18	270
MS 7	6,631	1.15	360
MS 8	4,400	1.50	252
MS 9	4,719	1.10	225
MS 10	3,576	1.06	270
MS 11	2,046	1.20	360
Subtotal	48,581		

Estas reservas disponibles en el nivel 120 tienen un ancho promedio de 1.85 metros y una ley de plata promedio de 330.62 g/ton.

MS 12	20,615	1.10	695
MS 13	23,975	1.20	325
MS 14	17,925	1.30	282
MS 15	19,625	1.50	350
Subtotal	82,140		
TOTAL	130,721		

Estas reservas se encuentran disponibles en el nivel 160 tienen un ancho promedio de 1.27 m. y una ley promedio de plata de 414 g/ton.

Para el gran total de reservas sus promedios son los siguientes:

Ancho promedio = 1.48 metros.
Ley promedio = 383 g.Ag/ton.

* Estos tonelajes se calcularon tomando como base el aprovechamiento de un 85% del bloque, debido a los pilares que se deben dejar entre niveles y dentro de los rebajes.

**ESTA TESIS NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA**

ANEXO No. 2

BALANCE METALURGICO AÑO - 2

UNIDAD

CONCEPTO	PESO SECO (ton.)	ENSAYES				CONTENIDOS				RECUPERACION			X:1
		Au (g/t)	Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	Au (kg.)	Ag (kg)	Pb (ton.)	Zn (ton.)	Ag (%)	Pb (%)	Zn (%)	
CABEZAS	1,147	Tr	695	2.1	2.3	Tr	797.2	24.1	26.4	86	55	46	25
CONCENTRADO	45.88	4.1	14,942	28.9	26.5	0.188	685.5	13.3	12.1				
COLAS	1,102.1	Tr	97	0.9	1.2	Tr	111.7	10.8	14.3				

ANEXO No. 3

BALANCE METALURGICO AÑO - 1

UNIDAD

CONCEPTO	PESO SECO (ton.)	ENSAYES				CONTENIDOS				RECUPERACION			X:1
		Au (g/t)	Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	Au (kg.)	Ag (kg)	Pb (ton.)	Zn (ton.)	Ag (%)	Pb (%)	Zn (%)	
CABEZAS	8,050	Tr	679	2.0	2.3	Tr	5,466	161	185.1	86	55	46	25
CONCENTRADO	322	3.0	14,598	27.5	26.5	0.966	4,700.5	88.5	85.3				
COLAS	7,728	Tr	95	0.9	1.2	Tr	769.4	72.5	99.8				

A N E X O No. 4

B A L A N C E M E T A L U R G I C O A Ñ O +1

PROYECTO Y UNIDAD

CONCEPTO	PESO SECO (ton.)	ENSAYES				CONTENIDOS				RECUPERACION			X:1
		Au (g/t)	Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	Au (kg.)	Ag (kg)	Pb (ton.)	Zn (ton.)	Ag (%)	Pb (%)	Zn (%)	
CABEZAS	23,352	Tr	510	2.1	2.4	Tr	11,909.5	490.4	560.4	85	55	45	28
CONCENTRADO	834	3.0	12,138	32.0	30.0	2.5	10,123	266.9	250.2				
COLAS	22,518	Tr	76	0.9	1.3	Tr	1,786.4	223.5	310.2				

ANEXO No. 5

BALANCE METALURGICO AÑO +2

PROYECTO Y UNIDAD

CONCEPTO	PESO SECO (ton.)	ENSAYES				CONTENIDOS				RECUPERACION			X:1
		Au (g/t)	Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	Au (kg.)	Ag (kg)	Pb (ton.)	Zn (ton.)	Ag (%)	Pb (%)	Zn (%)	
CABEZAS	29,580	Tr	308	1.6	2.2	Tr	9,110.6	473.3	650.8	83	53	41	30
CONCENTRADO	986	3.2	7,669	25.4	27.0	3.1	7,561.6	250.4	266.2				
COLAS	26,594	Tr	52	0.75	1.3	Tr	1,549	222.9	384.6				

ANEXO No. 6

BALANCE METALURGICO AÑO + 3

PROYECTO Y UNIDAD

CONCEPTO	PESO SECO (ton.)	ENSAYES				CONTENIDOS				RECUPERACION			X:1
		Au (g/t)	Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	Au (kg.)	Ag (kg)	Pb (ton.)	Zn (ton.)	Ag (%)	Pb (%)	Zn (%)	
CABEZAS	20,011	Tr	338	1.6	2.2	Tr	6,763.7	320.2	440.2	84	56	46	30
CONCENTRADO	667	3.5	8,517	27.0	30.0	2.3	5,680.8	180.1	200.1				
COLAS	19,344	Tr	54	0.7	1.2	Tr	1,082.9	140.1	240.1				

ANEXO No. 7

BALANCE METALURGICO AÑOS - 2 Y - 1

UNIDAD

CONCEPTO	PESO SECO (ton.)	ENSAYES				CONTENIDOS				RECUPERACION			X:1
		Au (g/t)	Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	Au (kg.)	Ag (kg)	Pb (ton.)	Zn (ton.)	Au (%)	Pb (%)	Zn (%)	
CABEZAS	48,581	Tr	330	1.5	2.2	Tr	16,032	728.7	1,069	84	55	46	30
CONCENTRADO	1,619	4.1	8,316	24.7	30.4	6.6	13,464	399.9	492.2				
COLAS	46,962	Tr	52.8	0.67	1.19	Tr	2,568	328.8	576.6				