



2
Zejem.
UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

Análisis del Cambio del
Sistema de Explotación
Minera en la Veta Cedral,
Unidad Tayoltita, Dgo.

T E S I S
Que para obtener el Título de
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P r e s e n t a
Francisco Flores Barraza



FALLA DE ORIGEN

México, D. F.

1995



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-I-016

SR. FRANCISCO FLORES BARRAZA
Presente

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

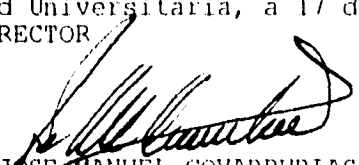
**ANALISIS DE CAMBIO DEL SISTEMA DE EXPLOTACION MINERA EN LA
VETA CEDRAL, UNIDAD TAYOLTITA, DGO.**

- I GENERALIDADES**
 - II DESCRIPCION GEOLOGICA**
 - III SITUACION ACTUAL DE LA MINA**
 - IV ANALISIS DEL CAMBIO EN EL SISTEMA DE
EXPLOTACION EN EL REBAJE 14-160**
 - V ANALISIS FINANCIERO**
 - VI SISTEMA DE BENEFICIO**
 - VII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**
- ANEXO**

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

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

A t e n t a m e n t e
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Ciudad Universitaria, a 17 de febrero de 1995
EL DIRECTOR


ING. JOSÉ MANUEL COVARRUBIAS SOLIS

JMCS+EGLM+tjh

A MIS PADRES

FRANCISCO FLORES NAVARRO
CELIA E. BARRAZA DE FLORES

por tantos años de sacrificios

A MI ESPOSA E HIJOS

AMERICA YAÑEZ DE FLORES
AMEURY F. FLORES YAÑEZ
LIBEYDA A. FLORES YAÑEZ

por su paciencia y comprensión

A MIS HERMANAS

JUANA M. FLORES BARRAZA
M. DEL ROCIO FLORES BARRAZA
NORA A. FLORES BARRAZA

por su cariño

Y MUY ESPECIALMENTE

- Ingenieros Luis H. Muruato G. y Salvador García L. de Minas de San Luis, por su espera.
- Ingeniero Mauricio Mazari H., por asesorarme en la realización de esta tesis.
- A todos mis compañeros y amigos de estudios y de trabajo.

INDICE

	PAGINA
INTRODUCCION	1
CAPITULO I	
GENERALIDADES	3
LOCALIZACION DEL AREA	3
VIAS DE ACCESO	3
ANTECEDENTES HISTORICOS	4
FISIOGRAFIA	6
CLIMA Y VEGETACION	7
CAPITULO II	
DESCRIPCION GEOLOGICA	8
GEOLOGIA REGIONAL	8
GEOLOGIA ESTRUCTURAL REGIONAL	9
GEOLOGIA ESTRUCTURAL DE LA MINA	10
CONCEPTO DE LA ZONA FAVORABLE	10
CARACTERISTICAS FISICAS DEL DEPOSITO MIN.	11
MINERALOGIA Y PARAGENESIS	12
MINERALIZACION SECUNDARIA	12
EDAD RELATIVA DE LA MINERALIZACION	13
ZONA FAVORABLE	13
CAPITULO III	
SITUACION ACTUAL DE LA MINA	15
DESCRIPCION GENERAL	15
PRODUCCION	15
ACARREO	16
VENTILACION	17
AIRE COMPRIMIDO	18
BARRENACION	18
SISTEMAS ACTUALES DE EXPLOTACION	19
CAPITULO IV	
ANALISIS DEL CAMBIO EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION EN EL REBAJE 14-160	21
ANALISIS DEL SISTEMA DE TUMBE SOBRE CARGA	21
ANALISIS DEL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO CON CAVO NEUMATICO	29
CORTE Y RELLENO CON RAMPAS AL BAJO	50

CAPITULO V	ANALISIS FINANCIERO.	57
	ANALISIS PARA EL METODO DE TUMBE SOBRE CARGA.	58
	ANALISIS PARA EL METODO DE CORTE Y RELLENO CON CAVO NEUMATICO.	62
	ANALISIS PARA EL METODO DE CORTE Y RELLENO CON RAMPA AL BAJO.	72
CAPITULO VI	SISTEMA DE BENEFICIO.	80
	GENERALIDADES.	80
	TRITURACION.	80
	MOLIENDA.	81
	TRATAMIENTO QUIMICO.	82
	CLARIFICACION Y PRECIPITACION.	84
	FUNDICION.	85
	MANEJO DE JALES.	85
CAPITULO VII	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	86
	 BIBLIOGRAFIA.	 88
	 ANEXOS	
	ANEXO No.1.	89
	ANEXO No.2.	95
	ANEXO No.3.	96

INTRODUCCION

El rebaje 14-160 se explota por el método de tumbe sobre carga. La veta tiene un ancho promedio de 1.2 m con una longitud de 80 m y una altura de 100 m

El bloque esta cubicado por el método de figuras geométricas con 25,920 ton con leyes promedio de 530 gr/ton Ag y 4.3 gr/ton Au.

Actualmente el bloque tiene explotados 60 m de altura que equivalen aproximadamente a 15,552 ton pero se tienen problemas por un desprendimiento de la veta, geológicamente se les llama a estos desprendimientos, veta simoidal, y esto ocurre a los 60 m de altura, que como ya se dijo, es hasta donde se tiene explotado el bloque.

El análisis se hará para explotar también esa segunda veta, en donde las leyes tienen valores iguales e incluso superiores a los valores de la veta principal.

Una de las alternativas para explotar el desprendimiento y la veta principal, es de la siguiente manera:

Se puede seguir el mismo sistema y explotar la veta principal hasta el nivel superior, dejando 3 m de pilar. Una vez tumbada, se procede a extraer el mineral hasta la altura en donde se tuvo el desprendimiento para que posteriormente se reinicie el tumbado en la veta que se desprendió, que se encuentra al bajo de la estructura principal, y de ésta manera explotarla hasta el nivel superior.

Una de las grandes desventajas que se tienen al explotar el rebaje de esta forma es, la gran cantidad de mineral de alta ley que se mantendrá almacenado con los costos consiguientes.

Otra desventaja es la disponibilidad del mineral que sería únicamente el 30% de lo tumbado, además existiría mucha dilución.

Otro sistema de explotación que podemos usar, es el de Corte y Relleno con Tepetate que es aplicable a vetas angostas, además, la disponibilidad del mineral es inmediata y con menor dilución, de un 10% aproximadamente, dado que el metal es de alta ley, sería una ventaja más para aplicar éste sistema.

Como se ve, la mejor opción es la segunda, es decir, explotarlo por corte y relleno con tepetate y de ésta manera ya se puede disponer de todo el mineral que se tiene tumbado.

Utilizando éste sistema se tienen 2 alternativas, una de ellas es colar una rampa descendente al bajo hasta la altura en que se quedó el corte, el desarrollo de esta rampa tendrá que bajar 40 m de altura.

La segunda alternativa es colar un subnivel rezagándolo con escrepa y winche; y posteriormente cuando se desplantara el rebaje tener un equipo cautivo, que podría ser un Scoop Tram de 2 yd o un cavo neumático.

En este trabajo se analizarán las tres alternativas:

- a) Tumba sobre carga.
- b) Corte y Relleno desarrollando un subnivel.
- c) Corte y Relleno con rampa al bajo.

Es importante mencionar que se tiene desarrollado un contrapozo Robbins de 1.5 m de diámetro desde el Nivel 10 hasta el Nivel 14 y que éste va a ser de gran utilidad para cualquiera de las tres alternativas.

I. - GENERALIDADES

I.1. - LOCALIZACION DEL AREA

El Distrito Minero de San Dimas, al cual pertenece Tayoltita, se localiza en el extremo oeste de la Sierra Madre Occidental, a una distancia aproximada de 125 Km al NE del puerto de Mazatlán, Sin. y a 150 Km al W-NW de la ciudad de Durango, Dgo. (Figura No. 1).

Las coordenadas geográficas del centro del área son:

28^o 06' 10" de latitud Norte
105^o 55' 45" de longitud Oeste

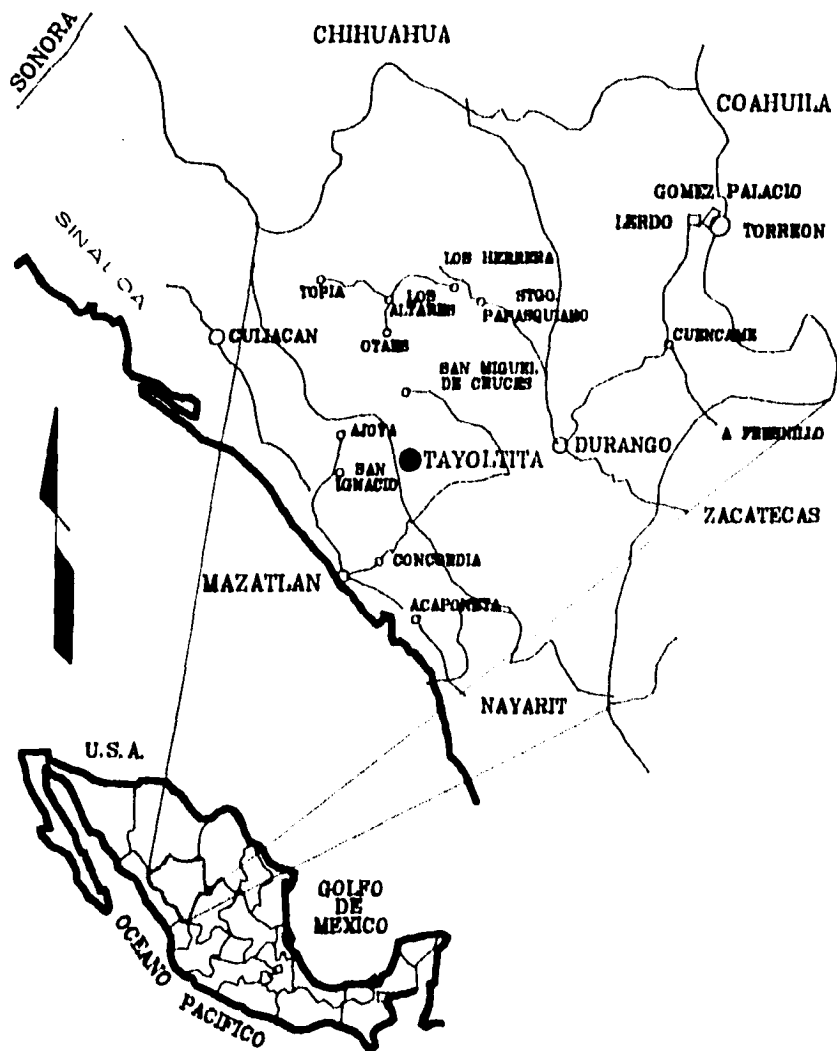
La elevación en el pueblo de Tayoltita, es de 450 msnm y de 1,985 msnm en la cordillera de la Soledad, lugar donde se encuentran situadas las obras mineras de mayor elevación topográfica.

El pueblo de Tayoltita cuenta con una población de 10,000 habitantes, y esta rodeado por varios poblados, destacando entre otros: General Rafael Buelna, San Dimas, Contraestaca, San Antonio y Guarisamey.

I.2. - VIAS DE ACCESO

Tayoltita es un lugar bien comunicado por vía aérea, ésta funciona todo el año. Se cuenta con una pista de aterrizaje y un helipuerto; dos, son las aerolíneas que prestan sus servicios para la comunicación a la Ciudad de Durango, Dgo. y a San Ignacio, Sin. Transportes Aereos y terrestres, S.A (T.A.T.S.A.) y las Aerolíneas Centauro S.A., la primera siendo una filial del grupo San Luis. Cabe mencionar que se tiene comunicación vía aérea eventual con otras poblaciones.

Por vía terrestre, existen dos opciones para llegar a Tayoltita. La primera es, por la carretera Federal No. 15 (tramo de Mazatlán a Culiacán, Sin), llegando al poblado de Coyotitán, Sin. tomando posteriormente por espacio de 35 Km la desviación



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
PLANO DE LOCALIZACION	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 1

San Ignacio, Sin., a partir de este poblado se toma la carretera de terracería de grava que ocupa el lecho del Río Piaxtla y que conduce aguas arriba por una distancia de 75 Km aproximadamente hasta llegar a Tayoltita. La segunda opción es por la carretera Federal No. 40 (entre Durango, Dgo. y Mazatlán, Sin.), a la altura del poblado de El Salto Dgo, se toma una desviación de terracería que conduce a San Miguel de Cruces y finalmente a Tayollita.

En la Unidad Tayoltita, se cuenta con una comunicación constante por radio con la Unidad San Antonio, y con las oficinas centrales de la Ciudad de Dgo. Además de que en el pueblo se tiene servicio de correos y de telégrafos; y para fines de comunicación interna se tiene instalada una red de teléfonos local.

En el mes de mayo entró en operación un teléfono, que está comunicado vía satélite a las oficinas centrales en la Cd. de Durango y de esta manera existe comunicación a cualquier parte del mundo.

1.3.- ANTECEDENTES HISTORICOS

El origen de Tayoltita, se remonta a inicios del S.XVI. En este siglo se comenzaron a fundar las primeras poblaciones mineras, abriéndose socavones de poco avance, y minas, tales como: San Bartolomé Humasen (hoy Tayoltita), San Cayetano, Mala Noche, La Libertad, Hacienda de los Angeles en Picachos, Ventana de Gatunal, La Freguita, La Consolación y San Vicente entre otras. Años después en este mismo siglo, se descubren las minas de San Lucas, Rosarito, San Pedro Obayón y Promontorio.

Los metales económicos de las primeras minas que se localizaban al sur de San Bartolomé Humasen, se fueron extinguiendo, dando un bajo flujo de metales de oro y plata y así la exploración y explotación de los metales, se comenzó a realizar por el lado norte de San Pablo Hetasi, hoy Gavilanes.

Cabe mencionar que esta región minera fué primeramente explotada por Españoles, Judíos, Chinos, Rusos, Alemanes, Ingleses y por último, al finalizar el S.XIX la explotación y beneficio corrió a cargo de la Compañía Minera Norteamericana San Luis Mining Co.

Siguiendo con los orígenes, la expansión minera se fué abriendo paso, cada vez más por el lado oriente de Tayoltita. En el año de 1774, una sociedad española se integra, para la explotación de metales preciosos. Años después, en 1810 se desata la Guerra de Independencia.

Por la Guerra de Independencia, el cacicazgo español huye de estas minas hacia el Norte y el Pacífico y las minas de Guarisamey, Ventanas, Contraestaca y Gavilanes, quedan en total abandono, no así, las de Tayoltita y San Dimas. En 1890, aparece la Compañía San Luis Mining Co. y se logran nuevos frutos, descubriendo las minas Cinco Señores, Arana y Nivel Quince, y en 1905, se descubren las minas de San Juan y Culebra.

Para el transporte de metales, la empresa contrata a los arrieros de la región para cubrir la ruta de las minas mencionadas hacia la Planta de Beneficio, y mas tarde se inicia la construcción de un teleférico que partía del Nivel Quince hacia la Planta de Beneficio, facilitando de esta manera el transporte de los metales hacia Tayoltita.

Por otra parte en el año de 1916, la Empresa Norteamericana San Luis Mining Co, hace la compra de la mina llamada Camichín, propiedad de los hermanos Antonio e Ignacio Galarza. Los que reciben la suma de \$8,225.00 M/N y por esta misma cantidad venden las huertas de Tapacoya, con una planta hidroeléctrica, incluyendo el cableado y las bombas de succión. Al adquirir la documentación correspondiente a esta compra, de inmediato se hacen los trabajos de preparación de la mina y comprendiendo las necesidades de transporte se tiende otra red teleférica pasándola por el cerro de La Petaca, con destino final en la Planta de Beneficio.

Posteriormente se instala otra red teleférica para el acarreo de metales en las minas; Arana, Cinco Señores, Culebra, San Juan y Nivel Quince. El sistema teleférico, pasaba por las partes laterales de arroyo San Luis o Arroyo Socavón y de esta manera hacen llegar los metales, mediante un sistema sofisticado de descarga que se hallaba instalado en la hacienda de beneficio habiendo en ese entonces una mollienda de 40 toneladas diarias.

En el año de 1963, al cumplir con la Reforma de la Ley Minera de 1959, el 51% del capital de inversión de la "San Luis Mining Company" fué obtenido por inversionistas Mexicanos.

Al iniciarse el proyecto de la mina de El Tunel, éste se abrió en el mes de mayo de 1971, y fué terminado en 1974, tres años después de labor ininterrumpida, siendo exacto el tiempo programado para abrir esa bocamina que sirviera para la preparación de extracción de metales, localizándose cerca del Arroyo del Pujido o Arroyo de la Bruja.

En el año de 1981, Minas de San Luis se reforma haciendo un nuevo cambio en su razón social y en ese entonces se denomina Compañía Minera Minas de San Luis, S.A. de C.V. como hasta hoy se conoce.

1.4. – FISIOGRAFIA

La Provincia fisiográfica de la Sierra Madre Occidental (Raisz, 1959) cubre una área aproximada de 250,000 Km cuadrados. Es de forma elongada, con un ancho promedio de 200 Km y una longitud de 1,400 Km, el eje mayor está orientado al noroeste, definiendo un paralelismo, con la costa del Océano Pacífico. Esta provincia se caracteriza por presentar una enorme acumulación de rocas volcánicas de composición principalmente ácida, provocando probablemente la más larga y continua exposición de ignimbritas en el mundo, el rango de elevación fluctúa entre los 300 y los 3,000 msnm.

Los contrastes provocados por erosión, litología y fallamiento da lugar a subprovincias fisiográficas en forma de franjas paralelas entre sí y de rumbo N-NW en general. Se reconocen de oeste a este las subprovincias de Barrancas, la Altiplanicie y Altas Llanuras (Raisz, 1959), a lo largo de las cuales se reconoce cierta incidencia característica de yacimientos minerales.

El Yacimiento de Tayoltita está situado en la subprovincia de Barrancas, la cual se caracteriza por presentar una topografía juvenil que le transfieren los grandes y profundos barrancos formados por la acción conjunta del fallamiento en forma de fosas y pilares y la intensa erosión de ríos y arroyos en su paso al Océano Pacífico, mostrando una red fluvial dentrítico angular según las características estructurales indicadas. Los desniveles observados en los barrancos son del orden de 1,000 a 1,500 m hecho que pone al descubierto las secuencias más antiguas, las cuales muestran horizontes mineralizados, otorgándole gran importancia económica a esta subprovincia.

En las subprovincias de la Altiplanicie y Altas Llanuras, el grado de erosión disminuye gradualmente en sentido oriental, presentando una topografía de madura a inicial, y una red fluvial preferentemente dentrítica y en menor escala angular. El hecho de que la erosión no haya actuado energéticamente, repercute en que las secuencias más antiguas afloren muy localmente, prevaleciendo en gran magnitud rocas recientes, las cuales están prácticamente desprovistas de mineralización económica importante.

I.5. – CLIMA Y VEGETACION

La región de Tayoltita, se caracteriza por un clima semi-húmedo, con temperaturas variables que van desde los 40°C como máximo en verano y 10°C como mínimo en invierno; la temporada de lluvias de la región está comprendida entre los meses de junio a febrero, en general la precipitación promedio en la región es de 700 mm.

La vegetación es variable, en las partes bajas existen abundantes matorrales, cactus, arbustos y árboles pequeños, mientras que en la parte alta la vegetación está constituida por bosques de encinos y pinos.

El drenaje de la región es del tipo dentrítico, de forma arborescente irregular. En general, los ríos fluyen hacia el SW y algunos desembocan en el Océano Pacífico.

II.- GEOLOGIA

II.1.- GEOLOGIA REGIONAL

El Distrito Minero de San Dimas, donde esta ubicada la mina de Tayoltita, ha sido dividido en tres grandes grupos.

- 1) Grupo Volcánico Inferior
- 2) Grupo Volcánico Superior
- 3) Grupo Intrusivas.

La base de toda la secuencia, aunque no aflora en la mina de Tayoltita, está representada por rocas Calcáreas, Mármoles, Esquistos, Filitas y Gneises (Fredikson, 1974; Henry, 1975; Clarke, 1984).

Sobreyaciendo a este basamento, afloran rocas volcánicas con una composición predominantemente andesítica, que varía en edad desde el cretácico tardío al pleoceno (grupo volcánico inferior).

Las rocas del grupo volcánico inferior se componen de intercalaciones de Tobas, Flujos y Aglomerados de composición predominantemente Félsica hacia la base y Andesítica hacia la cima. Aquí en este grupo, se encuentran emplazadas las vetas mineralizadas de Tayoltita.

Discordante a esta secuencia, se encuentran 1,500 m de Tobas Riolíticas de edad Oligoceno Tardío y Mioceno Temprano (grupo Volcánico Superior).

El grupo Volcánico Superior está formado por rocas de composición félsica en todo su espesor. Estas rocas son las que componen en su gran mayoría la secuencia de la Sierra Madre Occidental.

Por otra parte, existen rocas intrusivas de composición variada, que para su estudio han sido divididas en Batolito Piaxtla, Andesita Intrusiva, Stocks tipo Arana y Diques de muy variada composición. Estas rocas fueron deformadas y levantadas muy levemente durante Plioceno-Oligoceno y posteriormente fueron falladas durante el episodio del "Basin and Range" (" Sierras y Valles ") en el Mioceno Tardío. (Wright 1970).

II.2. – ESTRATIGRAFIA

GRUPO VOLCANICO INFERIOR: Las rocas del Grupo Volcánico Inferior son las más antiguas en la región de Tayoltita, y fueron divididas por Hershey (1932) en cuatro grandes unidades (de la más antigua a la más joven); Riollita Socavón, Andesita Bandeada Buelna, Riollita Portal y Andesita Productiva.

GRUPO VOLCANICO SUPERIOR: El Grupo Volcánico Superior forma las grandes mesetas de la Sierra Madre Occidental, en general, son rocas vulcano-sedimentarias en su parte inferior y Tobas Ignimbríticas en su parte superior, la composición de esta secuencia varía desde Riollita hasta Basaltos.

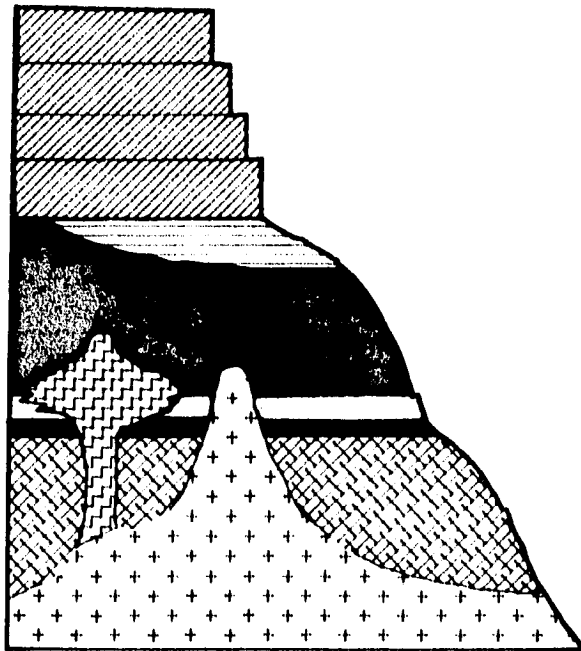
Este paquete de rocas ha sido dividido en 2 formaciones bien diferenciables y cartografiables que son: Formación Las Palmas y Formación Riollita Las Cumbres, este paquete de rocas, tiene un espesor máximo de 1,500 m.

ROCAS INTRUSIVAS: Los cuerpos intrusivos fueron generados en cuatro eventos, que son: El emplazamiento del Batolito Plaxtla durante el Terciario Temprano, posteriormente fué precedido por la intrusión del Stock tipo Candelaria (Andesita Intrusiva). Otro evento intrusivo fué el emplazamiento de los Stocks tipo Arana al Sur del sistema de vetas en la mina Tayoltita. y por último el emplazamiento de una serie de diques de composición variada: Pórfido feldespático, máfico, pórfido de cuarzo y aplíticos. (Figura No. 2).









II.3. – GEOLOGIA ESTRUCTURAL REGIONAL

Las grandes fallas con rumbo NW, que se pueden seguir por varios Km, caracterizan al Distrito Minero de San Dimas, dichas fallas pueden alcanzar desplazamientos verticales de cientos de metros y dividen el Distrito en 4 grandes bloques: San Vicente – El Reliz, Noche Buena–Camichín, San Luis–Arana y Sta. Rita–Promontorio.

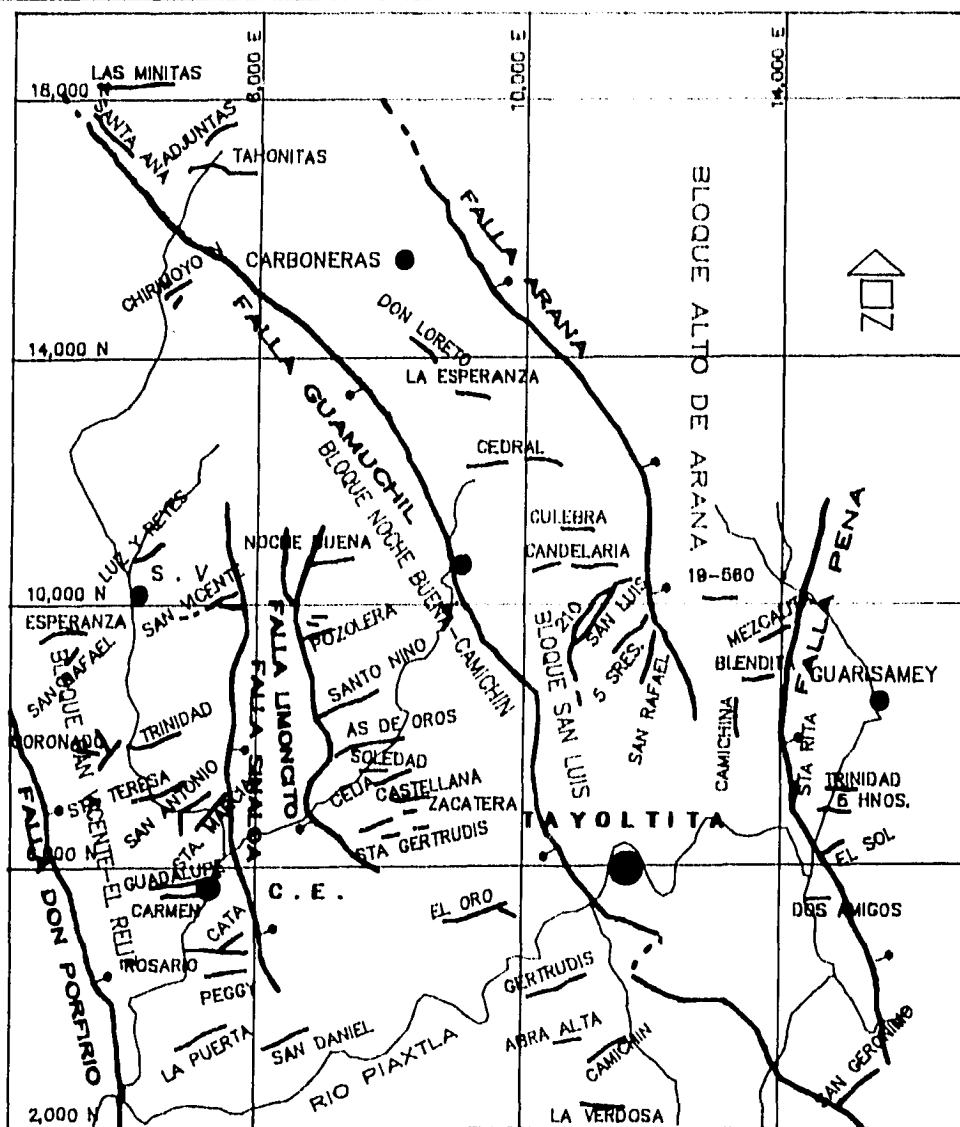
Cabe mencionar que el bloque San Luis–Arana, contiene las vetas de la mina Tayoltita. Por otra parte, de las grandes fallas mencionadas anteriormente podemos nombrar las 5 principales: Don Porfirio, Limoncito, Guamúchil, Arana y Peña. (Figura No.3).



HENSHAW (1953), RANDALL (1970), SMITH Y HALL (1974)

-  VOLCANICO SUPERIOR
-  CAPAS ROJAS
-  ANDESITA PRODUCTIVA
-  ANDESITA INTRUSIVA
-  RIOLITA PORTAL
-  ANDESITA BUELNA
-  RIOLITA SOCAVON
-  BATOLITO PIAXTLA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
SECCION DIAGRAMATICA DE LA ESTRATIGRAFIA Y FASES DE LA INTRUSION	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 2



DESPUES DE HENSHAW, (1953), CLARKE, (1986).

- VETA
- FALLA MAYOR INDICADO AL BLOQUE CAIDO

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
PLANO GEOLOGICO - ESTRUCTURAL DEL	
DISTRITO MINERO DE SAN DIMAS DGO.	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA
	1995
ESCALA	FIGURA
SN	3

II.4. – GEOLOGIA ESTRUCTURAL DE LA MINA TAYOLTITA

Las vetas de la mina Tayolita, se encuentran limitadas por dos grandes fallas hacia el oeste por la falla Guamúchil que presenta un rumbo $N12^{\circ}W$ y un echado de $60-74^{\circ}$ hacia el SW y hacia el E la falla Arana, con un rumbo de $N10^{\circ}$ y un echado de $65-70^{\circ}$ hacia el NE.

Las vetas se agrupan en 2 sistemas principales; el Norte Noreste con rumbo que varía de $25-31^{\circ}E$ y echado hacia el NW, el sistema Este – Oeste con rumbo $N70^{\circ} - 80^{\circ}E$ y echado hacia el N.

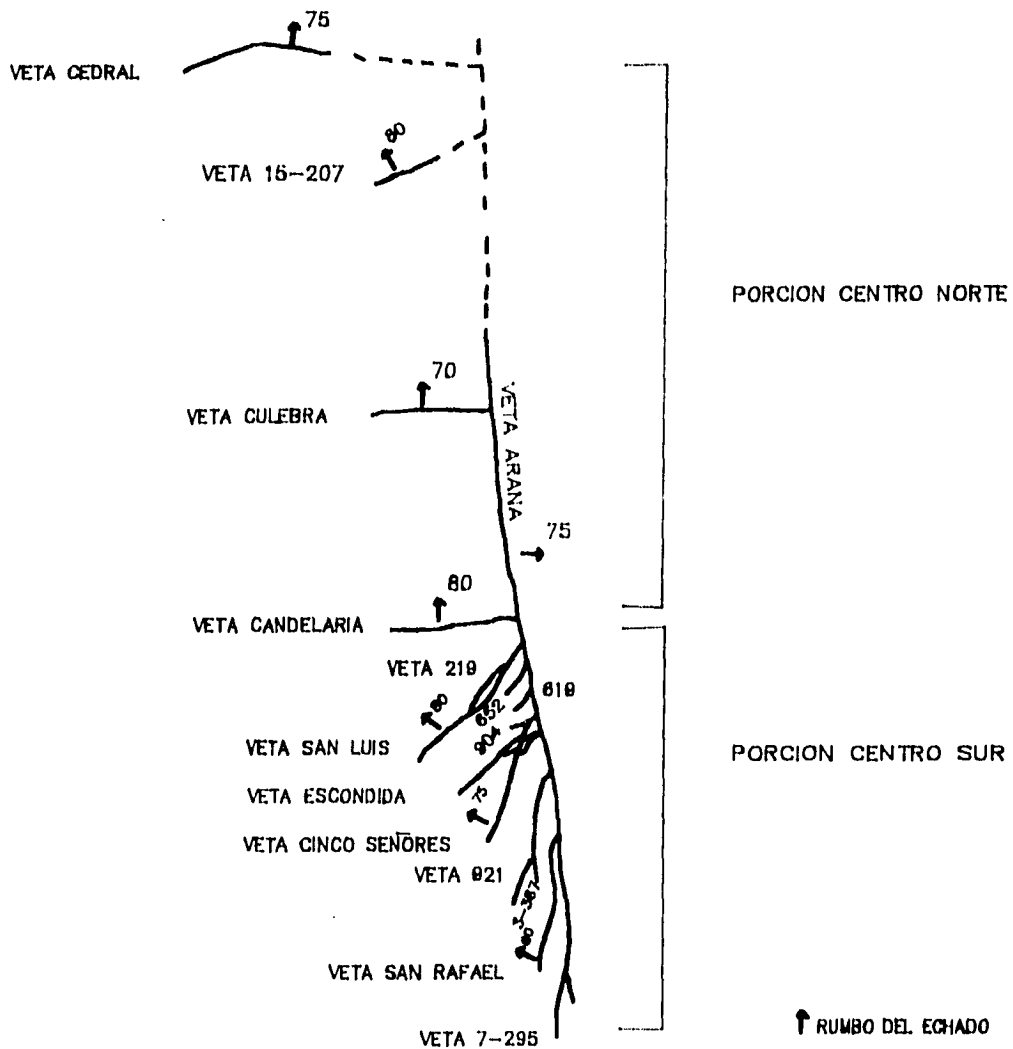
Smith y Hall (1974) dividieron estructuralmente la mina en 2 zonas, la primera, está comprendida en la intersección de Falla Arana con veta San Luis, denominada "Cuña Arana San Luis" que es un un intrincado sistema de vetas, que se intersectan con Falla Arana, formándose grandes clavos de metal de alta ley, sobre ambas estructuras.

La segunda zona estructural, se encuentra al Norte de la primera e incluye a las vetas del sistema E – W que son: Veta Candelaria, Cedral y Culebra. (Figura No. 4).

A nivel regional, el fallamiento es predominantemente normal y divide el Distrito Minero de San Dimas en 4 grandes bloques, el rumbo general de este fallamiento es N–NW. En el área de la mina tiene una tendencia de 35° al NE y ocasionalmente presenta fuerte variación, otro sistema de fallamiento que afecta el área de la mina tiene un rumbo E–W, las vetas mineralizadas de Tayoltita fueron emplazadas en 2 grupos de fallas, Las N–NE hacia el sur y las E–W hacia el norte.

II.5. – CONCEPTO DE LA ZONA FAVORABLE

Para la Mina Tayoltita, la zona favorable representa un horizonte seudo–estratigráfico hipotético, donde ocurre la mineralización de grado económico, este horizonte varía de 250–600 m de espesor y lateralmente no esta conocido, esta franja esta orientada con un rumbo $N17^{\circ}W$ y un buzamiento de $35^{\circ}E$, la zona favorable se restringe a las rocas del Grupo Volcánico Inferior, principalmente a la Riolita Portal y a la Andesita Productiva. Al final del capítulo se detallará más sobre este concepto.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
CARACTERISTICAS ESTRUCTURALES DE LAS VETAS	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 4

II.6. – CARACTERISTICAS FISICAS DEL DEPOSITO MINERAL

Forma del yacimiento: Las estructuras son cuerpos tabulares que en ocasiones se ensanchan o se angostan. En la región las vetas alcanzan longitudes que varían desde 70 metros y otras alcanzan hasta 800 metros de longitud y llegan a tener variedad de potencia que va de 0.5 a 10 metros.

Se han detectado vetas con profundidad de 1,000 metros, pero con la variación de la potencia pueden perder volumen a profundidad, lo que puede ocasionar vetas sin atractivo económico.

Cabe recalcar que los cuerpos mineralizados generalmente se encuentran localizados en el contacto entre la Riolita Portal y la Andesita Productiva aunque se prolonga hasta depositarse en formaciones inferiores, por ejemplo sobre la veta Cedraí. Estas rocas encajonantes son generalmente competentes, no presentan muchos planos de debilidad, aunque ocasionalmente se llegan a encontrar fallas post-minerales, además existe una marcada silicificación y la alteración de las rocas es moderada, los contactos de la veta con la roca encajonante, dan lugar a la formación de planos de debilidad en donde frecuentemente se originan fallamientos y se forma material de falla de la roca encajonante, que puede alcanzar espesores de hasta un metro, este mineral se desprende fácilmente causando dilución de mineral. En los lugares donde no existe fallamiento, las paredes de la roca encajonante son firmes y resistentes.

Lindgren (1933) clasificó las vetas de Tayoltita como depósitos epitermales de Au y Ag, asociados a vulcanismo Terciario, formadas por soluciones ascendentes a bajas temperaturas que van de 150 a 300^o C, y profundidades someras.

Características de los depósitos epitermales de Oro y Plata asociadas al vulcanismo.

- Asociación con coladas Andesíticas y Riolíticas, Tobas y Aglomerados de los cinturones Orogénicos.
- Edad del Terciario Medio a Tardío.
- Abundante alteración de la roca encajonante.
- Ambiente geológico de baja temperatura y cercanos a la superficie actual del terreno.
- Distribución errática de los valores de Plata y Oro, debido a lo complicado de los sistemas de fracturas.

II.7. – MINERALOGIA Y PARAGENESIS

Davidson (1932), Henshaw (1954), Randall (1968) y Clarke (1986) han reconocido 3 etapas de mineralización basándose en relaciones texturales y cruzamiento de las asociaciones mineralógicas en las vetas de Tayoltita. La mineralización ocurre en bandas rítmicas orbiculares y lineales, formadas típicamente por relleno de espacios abiertos.

ETAPA I. Esta etapa de relleno de veta por Cuarzo gris de grano medio a microcristalino, acompañado por Epidota y Piritización de la roca encajonante, con Sulfuros como Esfalerita, Galena y Calcopirita.

ETAPA II. Reapertura de los canales mineralizantes con fracturamiento del cuarzo temprano seguido por:

- a) Introducción de soluciones de Cuarzo gris, con Calcita y agregados de Clorita de grano fino y Manganeso.
- b) Por Cuarzo gris, Clorita de grano grueso y poco Manganeso.

La mineralización de los metales de Ag–Au está asociada con esta etapa.

Los principales sulfuros por orden paragenético son: Piritita, Esfalerita, Calcopirita, Galena, Pearcita, Polibasita – Acantita, Argentita y Eléctrum (mezcla de Plata – Oro) (Keller, 1974).

ETAPA III La tercera etapa se caracteriza por Cuarzo blanco de grano grueso y estéril, asociado a Cuarzo Amatista y Calcita. Esta tercera etapa, ocasiona la dilución de la mineralización de la segunda etapa.

La mayoría de los depósitos epitermales, incluyendo a Tayoltita, contienen Cuarzo, Calcita, Adularia, Rodonita, Clorita, Piritita, Galena, Esfalerita, Calcopirita como minerales de ganga y Argentita, Eléctrum, Pearcita, Polibasita y Jaspelita como minerales de mena.

II.8. – MINERALIZACION SECUNDARIA

El enriquecimiento supergénico y oxidación son insignificantes en algunas vetas se han detectado pequeñas cantidades de Calcosita, Covellita y Plata nativa asociados con Oxidos de Cobre, Hierro y Manganeso muy cerca a la superficie actual.

II.9. – EDAD RELATIVA DE LA MINERALIZACION

En el Distrito de San Dimas, las vetas de Cuarzo con metales preciosos fueron emplazados en el Grupo Volcánico Inferior que fué intrusionado por numerosas apófisis de diferentes composición, perteneciente al complejo batolítico Piaxtla.

Muestras tomadas de la veta Arana y muestreados por el método K–Ar, determinaron una edad de formación de la veta de aproximadamente 40 millones de años.

II.10. – ZONA FAVORABLE

La característica más notable de las vetas de la mina Tayoltita y del Distrito en general, es la restricción del mineral económico a un rango vertical en el cual aparecen los cuerpos mineralizados. Esto es definido como una franja u horizonte subparalelo a los estratos volcánicos, los cuales sufrieron un basculamiento postmineral de alrededor de 35° hacia el Este. A esta franja se le denomina como "Zona Favorable".

Para la mina en general, este horizonte mineralizado varía entre 100 y 600 m de espesor, en contraste, la extensión lateral de la "Zona Favorable" es del orden de varios Kilómetros (hasta 2.7 Km en las vetas 219–San Luis y su extensión norte).

En muchos lugares la rápida erosión del terreno ha removido gran parte de esta franja, como es el caso de las vetas San Luis, Candelaria y Culebra.

Tomando en cuenta el modelo de los depósitos epitermales, en los cuales los fluidos mineralizantes parten de una fuente principal en forma vertical para luego desplazarse hacia los extremos, se establece que esta zona favorable indica el horizonte en donde las condiciones fisicoquímicas fueron las ideales para la precipitación y depositación de la mena metálica de Oro y Plata.

En Tayoltita, la zona favorable se restringe a las unidades de rocas del Grupo Volcánico Inferior y el papel que juega cada una de estas unidades como control químico, es insignificante pues la mineralización económica ocurre indistintamente del tipo de roca. Esto es de gran significado, ya que indica que la estratigrafía al tiempo del depósito mineral no presentaba gran perturbación estructural.

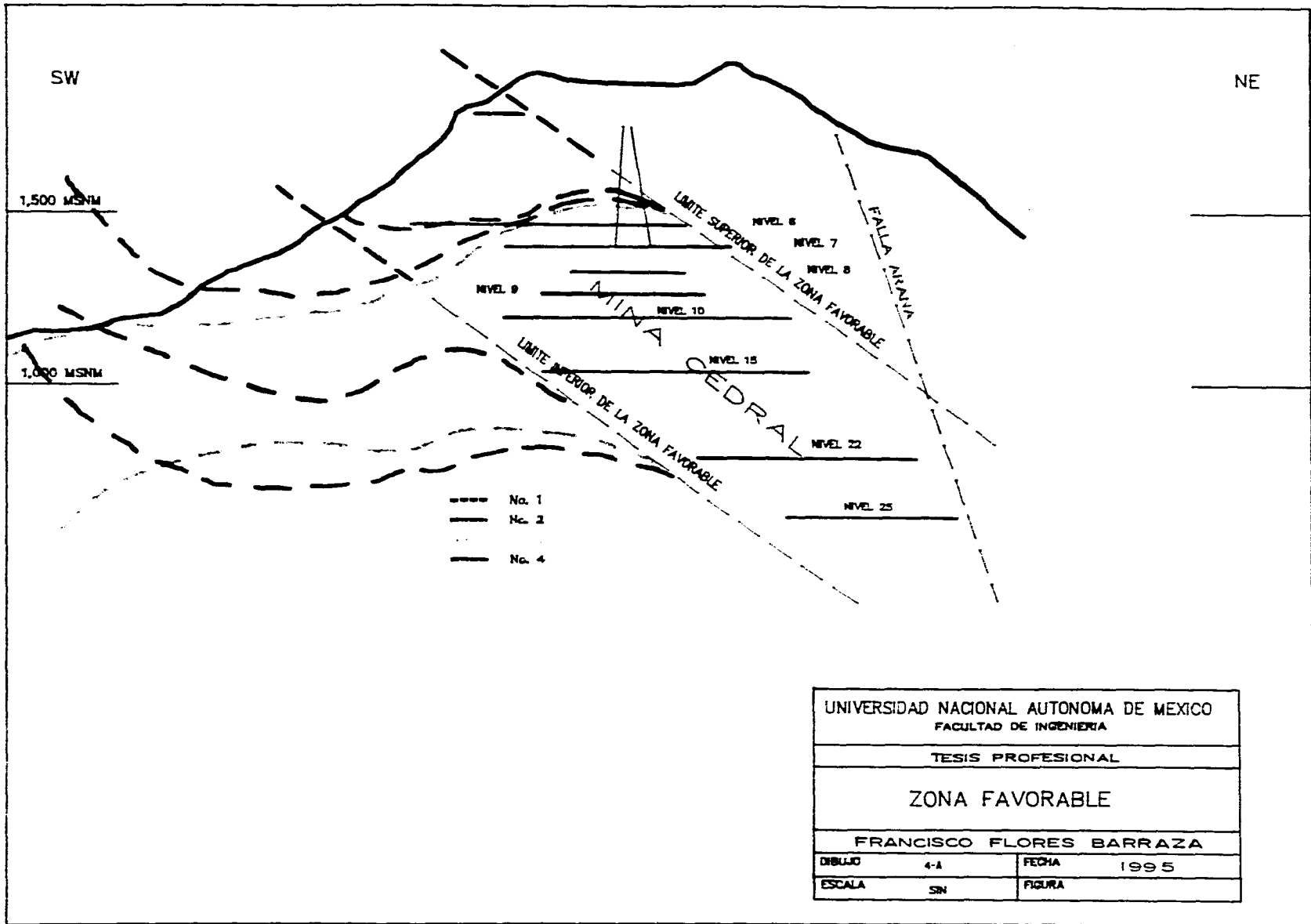
Tratando particularmente a la veta Cedral, la zona favorable tiene un espesor idealizado de 580 m, indicada por la información de las obras mineras, aunque su

límite inferior y parte superficial pueden tener variación, ya que en recientes estudios de cocientes metálicos y de Geoquímica; tanto de interior como de superficie, indican una zona anómala en la parte superficial, lo cual según el Dr Ulrich Petersen (1993) ha establecido varias teorías para el desplazamiento de los fluidos mineralizantes y por consiguiente la localización de la franja mineralizada.

Las teorías son las siguientes:

- 1.- La franja mineralizada salió a la superficie y fué erosionada.
- 2.- La franja mineralizada se mueve en forma ondulante saliendo a la superficie y la zona anómala es el límite inferior.
- 3.- La franja mineralizada se mueve en forma ondulante sin salir a la superficie y la zona anómala es el límite superior.
- 4.- La franja mineralizada se mueve en forma ondulante saliendo a la superficie y la zona anómala es el límite superior.

A la fecha se siguen haciendo estudios con más detalle ya que con las teorías 2, 3 y 4 se tiene la probabilidad de localizar mineralización económica más allá de los parámetros ya establecidos y de esta forma extender la vida de la mina.
(Figura No. 4-A)



III. – SITUACION ACTUAL DE LA MINA.

III.1. – DESCRIPCION GENERAL.

La mina Tayoltita está dividida actualmente en tres zonas de interés que son: Cedral, Culebra y San Luis.

La veta Cedral, que hasta la fecha ha sido la más importante la explotación se ha hecho desde el nivel 15 hasta superficie y como ya es muy poco el potencial se están haciendo obras de exploración y preparación para cubicar mineral desde el nivel 22 hasta el nivel 15 (Figura No.5).

El ancho promedio de la veta es de 2.0 m y su ley promedio es de 270 gr/ton de Ag y 1.5 gr/ton de Au.

Otra zona, que es de gran interés, y que hizo que la Compañía prosperara enormemente, es la veta San Luis y en donde, actualmente, se están recuperando pilares (Figura No.6).

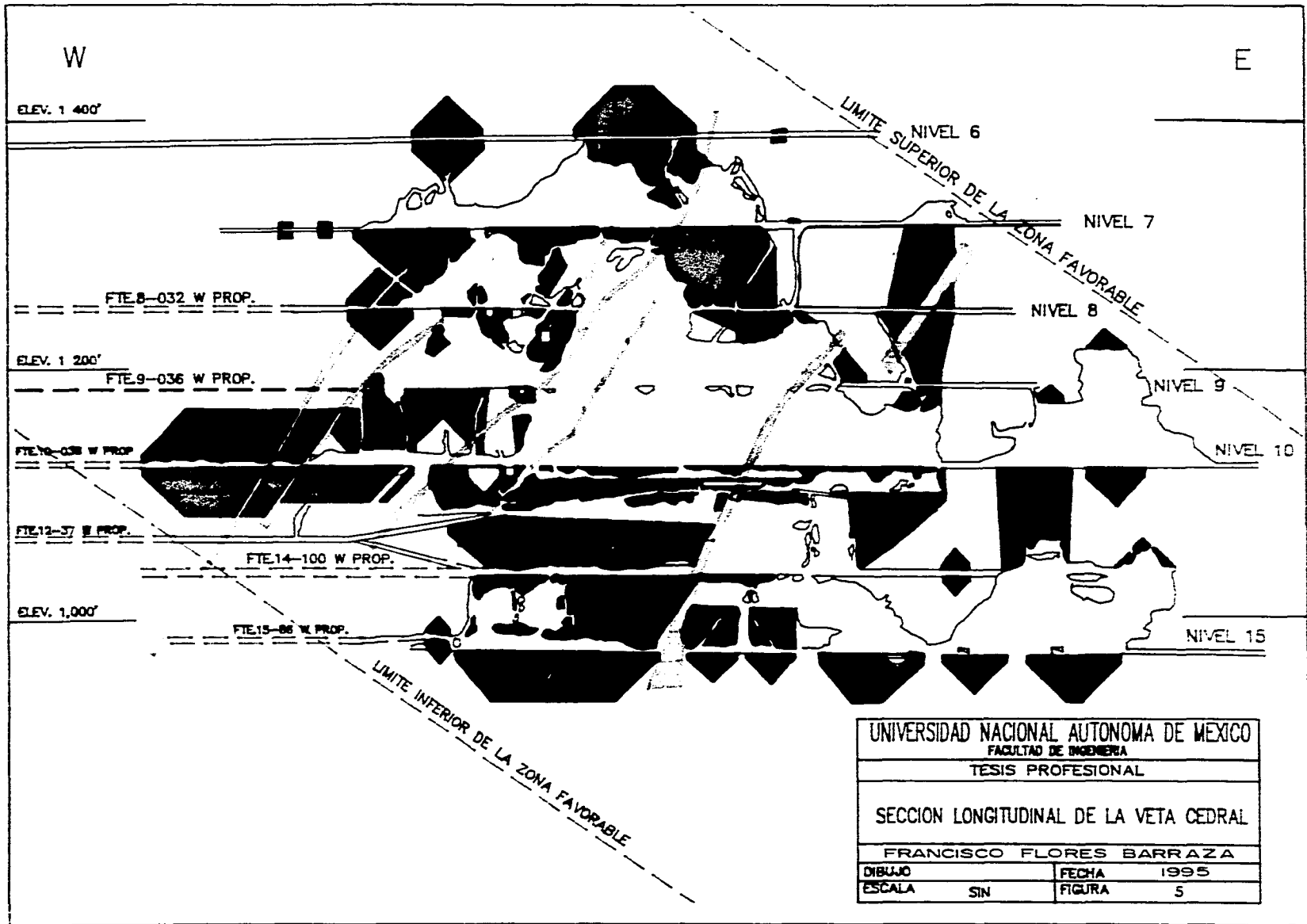
La veta Culebra que tiene un ancho promedio de 1.5 m con 500 gr/ton de Ag y 3.0 gr/ton de Au. Esta veta ha sido explotada únicamente del nivel 15 hasta superficie, y no se tiene niveles inferiores, únicamente como testigos de esta veta se tiene barrenación a diamante (Figura No. 7).

III.2. – PRODUCCION.

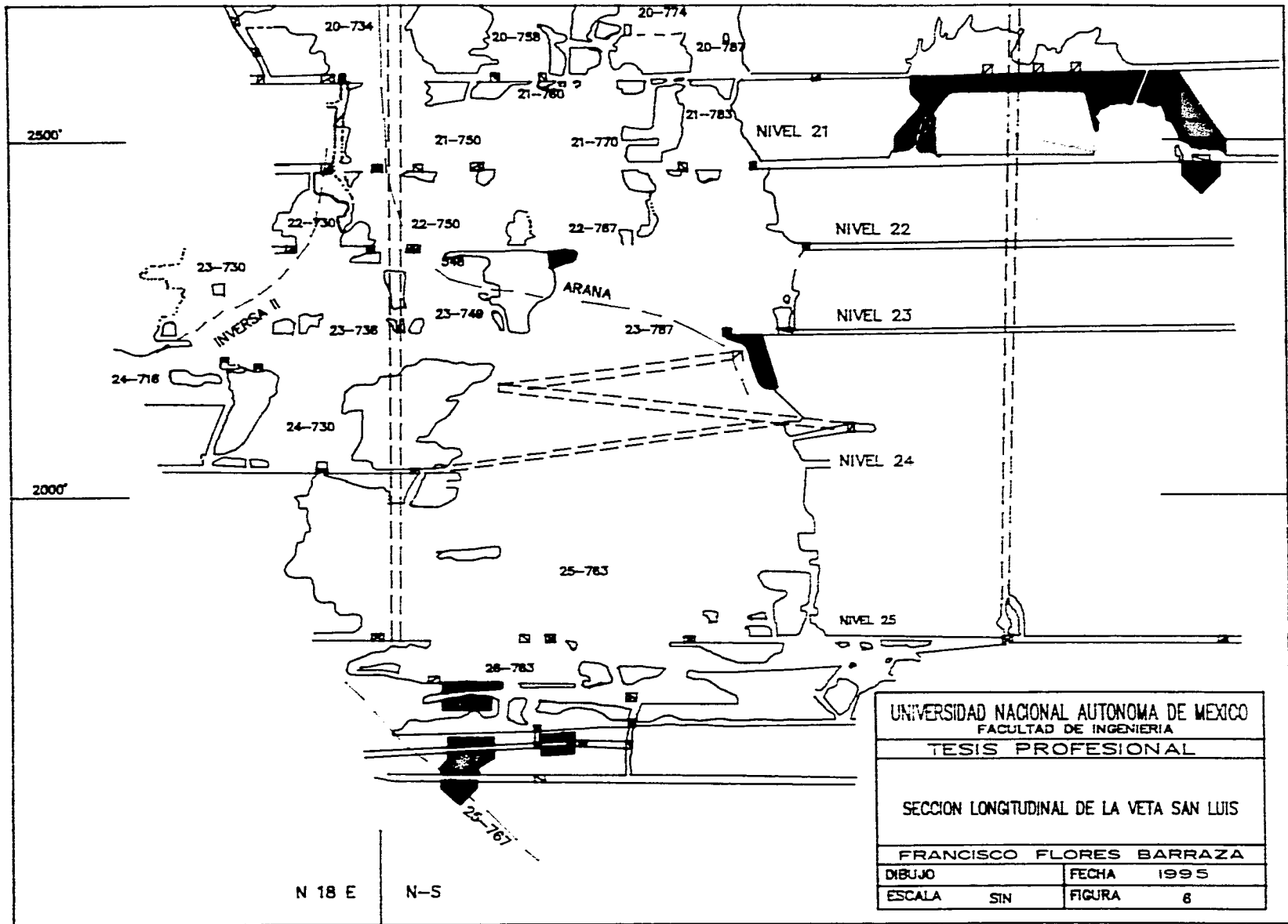
Actualmente se tiene una producción mensual de 28,000 toneladas métricas, con una ley de 300 gr de Ag/ton y de 2.0 gr de Au/ton, con el objetivo de cumplir con una cuota de 150,000 onzas troy de Plata en el mes. Se menciona solamente la producción en onzas de Plata debido a que en función de ésta, se maneja el sistema de productividad bajo el cual funciona la Unidad.

El costo real por tonelada molida es de 47.00 Dólares, y el costo por onza equivalente es de 3.70 Dólares; según el informe de costos de Octubre de 1993.

Del 100% de la producción mensual, sólo un 5% corresponde a los desarrollos.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
SECCION LONGITUDINAL DE LA VETA CEDRAL	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA
ESCALA	FIGURA
SIN	1995
	5



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
SECCION LONGITUDINAL DE LA VETA SAN LUIS	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 6

III.3. – ACARREO.

En todos los niveles, excepto el N-25, N-10, el acarreo se hace con equipo LHD.

En el N-10, que es un nivel donde se maneja en ocasiones hasta el 20% de la producción diaria, el acarreo se lleva a cabo con locomotoras de baterías y carros tipo Gramby de 66 pies cúbicos (2 ton métricas). En la veta culebra de este mismo nivel, el acarreo es por equipo LHD, todos los vaciaderos ubicados en este nivel comunican al N-15.

El N-15, que generalmente maneja el 70% de la producción, el acarreo es más eficiente y se efectúa por medio de locomotoras eléctricas tipo Trolley y carros de 66 pies cúbicos (2 ton métricas), en este nivel se manejan distancias de acarreo de 1,500 m. El 10% restante se obtiene de recuperación de pilares de rebajes antiguos.

En el N-25 que es el transporte final de la carga, se emplean locomotoras de gran capacidad, transportan en una corrida 10 carros tipo Gramby con una capacidad de 8 toneladas métricas. Teniendo generalmente el acarreo desde un solo punto en el interior, "Caymana" 25-830 localizada a 4,700 metros desde la bocamina.

Para el acarreo en la mina, se cuenta con el siguiente equipo:

Nivel 10

3 Manchas Goodman 30 CE

1 Mancha Goodman 40 CE

Esta locomotora generalmente trabajan con 3 carros tipo Gramby de 66 pies cúbicos (2 toneladas).

Nivel 15

1 Locomotora Trolley Goodman

1 Locomotora Trolley Jeffrey

Estas locomotoras generalmente trabajan con 10 carros tipo Gramby de 66 pies cúbicos (2 toneladas).

Nivel 25

1 Locomotora Plymouth 25 ton

2 Locomotoras Plymouth 20 ton

2 Locomotoras Plymouth 15 ton

Las locomotoras de 20 y 25, trabajan generalmente a una capacidad de arrastre de 100 toneladas (esto es, 10 carros con su contenido y su propio peso); las otras locomotoras de 15 toneladas trabajan solo con un máximo de 8 carros.

En el nivel 10 la carga es transportada hasta los chorreaderos que comunican al nivel 15, la locomotoras vacían solo en el contrapozo 10-012 los LHD en Robbins 10-128 y 9-270.

En el nivel 15, se transporta carga de las "caymanas" 110, 012 y 128 carga proveniente del N-14 y N-10 y de la "caymana" 270 proveniente de N-9 y N-14 de Culebra, toda esta carga es transportada y vaciada al chorreadero principal o "caymana" 830 que conduce la carga hasta el Nivel 25.

III.4. - VENTILACION.

La mina de Tayoltita cuenta con un circuito de ventilación forzada, para el cual se utiliza un extractor instalado en la rampa de Cedral en superficie a 1,400 msnm aproximadamente y con una capacidad de 130,000 pies cúbicos por minuto. En algunas obras se tienen instaladas cornetas de 6" con el fin de hacer más eficiente la ventilación y agilizar las operaciones en esos lugares.

III.5. – AIRE COMPRIMIDO.

Para el abastecimiento de aire comprimido, se cuenta con los siguientes compresores.

MARCA	HP	CAPACIDAD (PCM)
1 Ingersoll Rand Xle	500	2,000
4 Atlas Copco ER7	300	1,200
1 Gardner Denver	200	800
1 Joy	300	1,500

En total se tiene 8,800 pies cúbicos de capacidad instalada en superficie, El aire es suministrado a la mina, primero por más de un kilómetro de tubería de 12", luego se reduce a 8" una longitud de 2 Km aprox. Posteriormente pasa a 6" una longitud aproximada de 2 Km y finalmente de 4" y 2" de diámetro.

III.6. – BARRENACION.

Para la barrenación el equipo son las perforadoras neumáticas JACKHAMMERS marca GARDNER DENVER modelo S 83 F. Las barras empleadas son con punta cónica de y 8 pies de longitud y en ocasiones de 4 y 2 pies, aunque éstas pueden ser también con inserto de carburo de tungsteno, las brocas que se utilizan son de cuatro insertos en forma de cruz, las brocas tienen un diámetro de 1 1/2".

III.7. – SISTEMAS ACTUALES DE EXPLOTACION.

Los sistemas de explotación que se utilizan en la mina Tayoltita son Tumble Sobre Carga, Corte y Relleno y el de Rebajes Abiertos (ascendentes y descendentes).

III.7.1. – TUMBE SOBRE CARGA.

Este sistema de explotación se efectúa normalmente en cuerpos angostos en donde la roca encajonante es competente y su echado mayor a 60° , con el fin de obtener en la extracción el mínimo de dilución.

Las obras de preparación son una contrafrente al bajo de la veta y cruceros de extracción cada 12 m para Scoop Tram de 2 y 3 yd³.

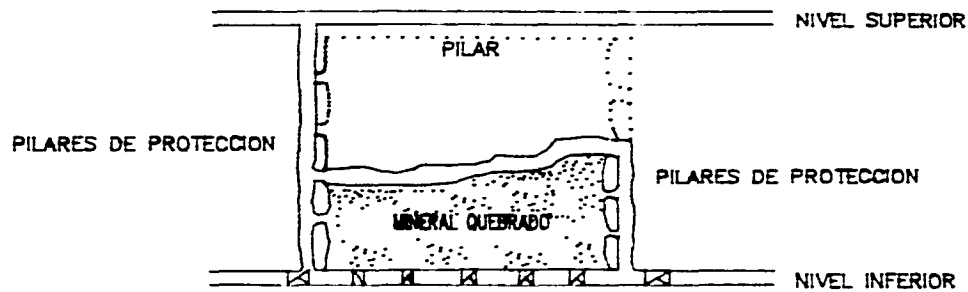
Los contrapozos de servicio pueden ser de tres diferentes formas:

1) Colando contrapozos convencionales en los extremos de rebaje y accedando del rebaje hacia éstos cada que se requiera. (Figura No. 8)

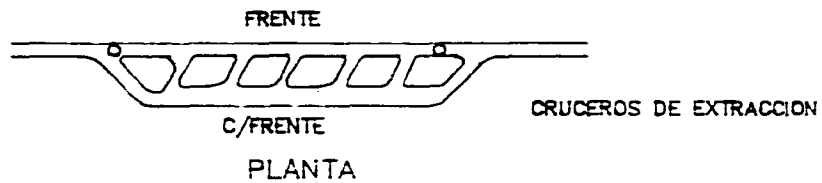
2) Levantando "peinecillos" de madera en los extremos del rebaje, que irán subiendo conforme avance el tumble. (Figura No. 9)

3) Combinando las dos formas anteriores. (Figura No. 10).

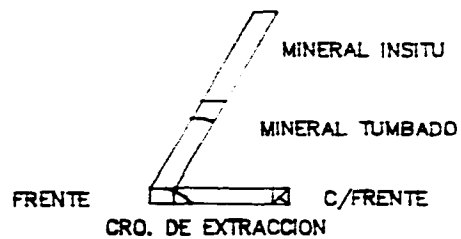
La decisión de optar por alguna de estas alternativas depende de la ley que tenga el bloque pues si su ley es alta se emplea la segunda alternativa, en cambio puede ocurrir que el bloque en un extremo la ley sea baja y el otro alta y entonces se utiliza la combinación de las dos primeras.



SECCION LONGITUDINAL

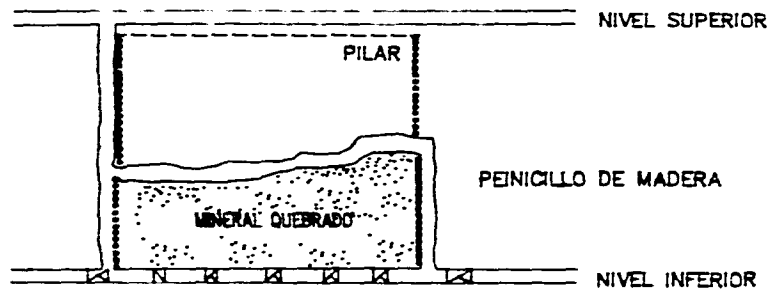


PLANTA

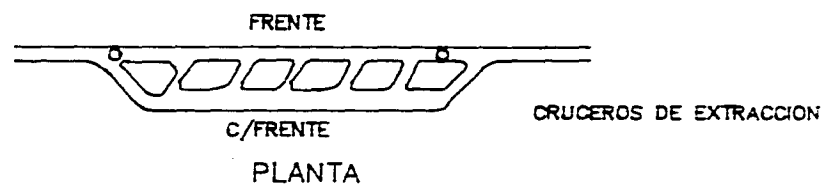


SECCION TRANSVERSAL

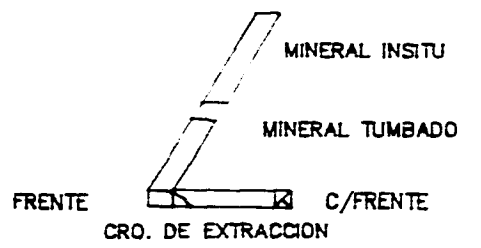
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
TUMBE SOBRE CARGA CON PILARES	
EN LOS EXTREMOS	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 8



SECCION LONGITUDINAL

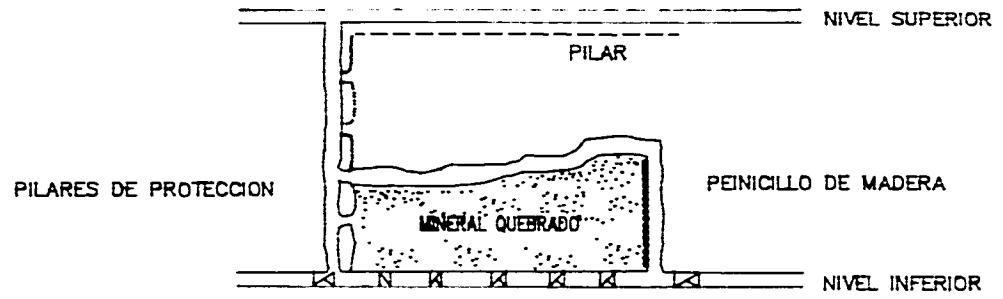


PLANTA

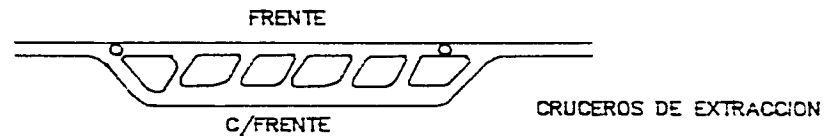


SECCION TRANSVERSAL

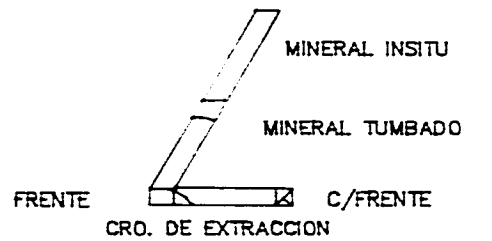
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
TUMBE SOBRE CARGA CON PEINECILLO DE MADERA EN LOS EXTREMOS	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 9



SECCION LONGITUDINAL



C/FRENTE
PLANTA



SECCION TRANSVERSAL

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
TUMBE SOBRE CARGA CON PEINECILLO DE MADERA Y PILARES EN LOS EXTREMOS	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 10

III.7.2. – CORTE Y RELLENO CON TEPETATE.

Este sistema se emplea cuando las características de estabilidad no son las adecuadas para la explotación por tumbe sobre carga y cuando, por la ley del mineral se requiere un mínimo de dilución y además la disponibilidad del mineral es inmediata.

Las obras de preparación son:

- 1) Contrafrente al bajo de la estructura en donde se distribuirán las tolvas para el acarreo del mineral.
- 2) Rampa al bajo y paralela al rebaje para servicios y camino.
- 3) Cruceros de extracción y acceso al rebaje que se repartirán a lo largo de la rampa.
- 4) Contrapozos metaleros al bajo y paralelos que estarán comunicados en cada acceso para chorrear el mineral hasta el nivel de acarreo.
- 5) Contrapozos tepetateros, que pueden estar dentro o fuera del rebaje.

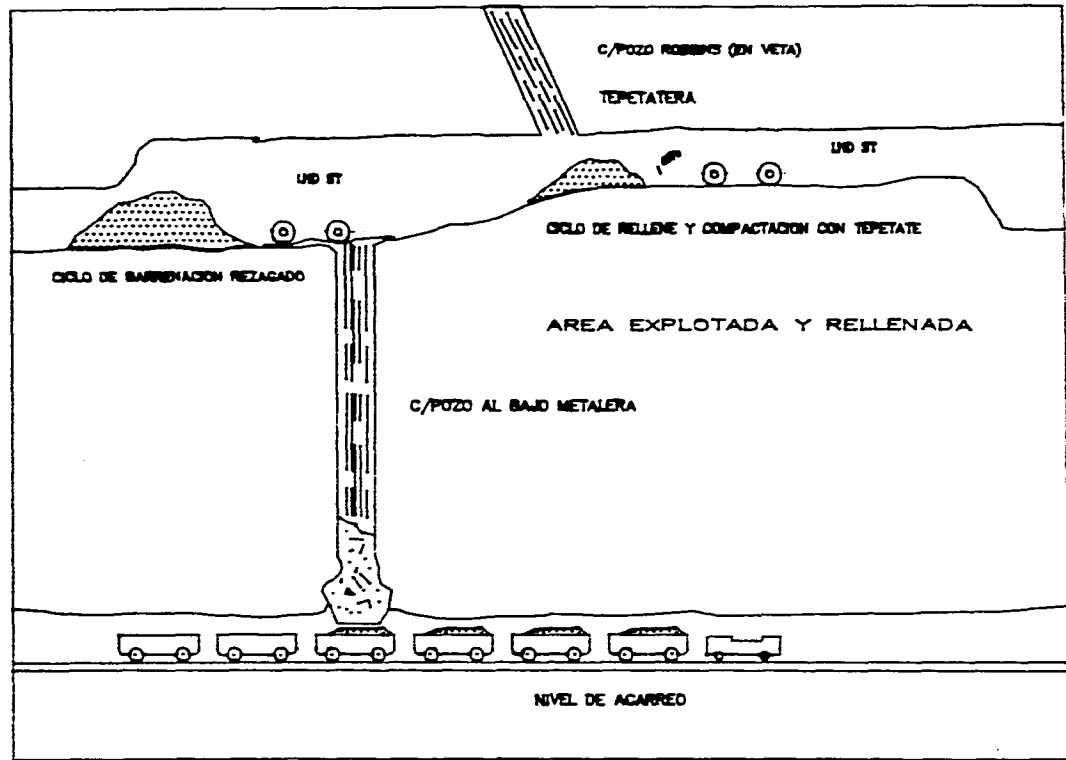
(Figura No. 11)

III.7.3. – REBAJES ABIERTOS (ASCENDENTES Y DESCENDENTES)

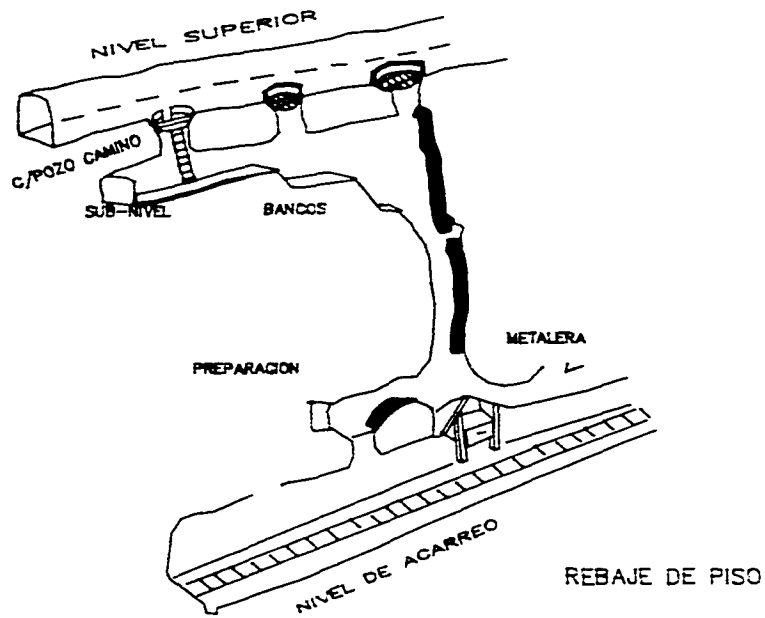
El sistema de rebajes abiertos se aplica únicamente para recuperar pilares de alta ley que se dejaron de rebajes antiguos.

Por no tener que hacer ninguna obra de preparación resulta bastante costeable.

(Figura No. 12)



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
SISTEMA DE CORTE Y RELLENE CON TEPETATE	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 11



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
REBAJE ABIERTO	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 12

IV.- ANALISIS DEL CAMBIO EN EL SISTEMA DE EXPLOTACION EN EL REBAJE 14 -160.

Como se mencionó al inicio de este trabajo se tienen tres alternativas que pueden ser aplicadas, una de ellas es continuar con el mismo sistema de explotación, y las otras dos alternativas son el cambio al sistema de Corte y Relleno con Tepetate, con rampa al bajo ó el mismo sistema pero utilizando un equipo cautivo que podría ser un Scoop Tram de 2 yd³ o un Cavo Neumático.

A continuación se hará el análisis de las tres alternativas.

IV.1.- ANALISIS DEL SISTEMA DE TUMBE SOBRE CARGA.

Si se decidiera continuar con el mismo sistema de explotación se tendría la ventaja de hacer una sola obra de 40 m en uno de los extremos de rebaje, que serviría como camino y para servicios. En el otro extremo, como se mencionó con anterioridad, se tiene un contrapozo Robbins desde el Nivel 10 hasta el Nivel 14. (Figura No. 13).

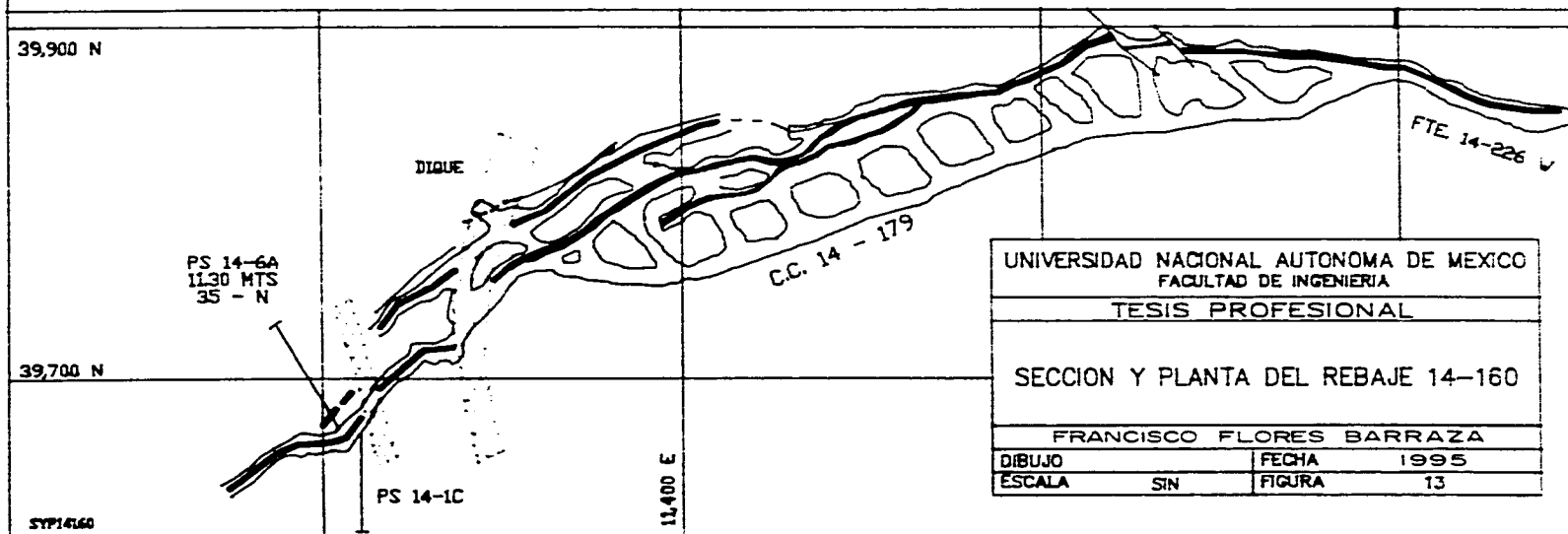
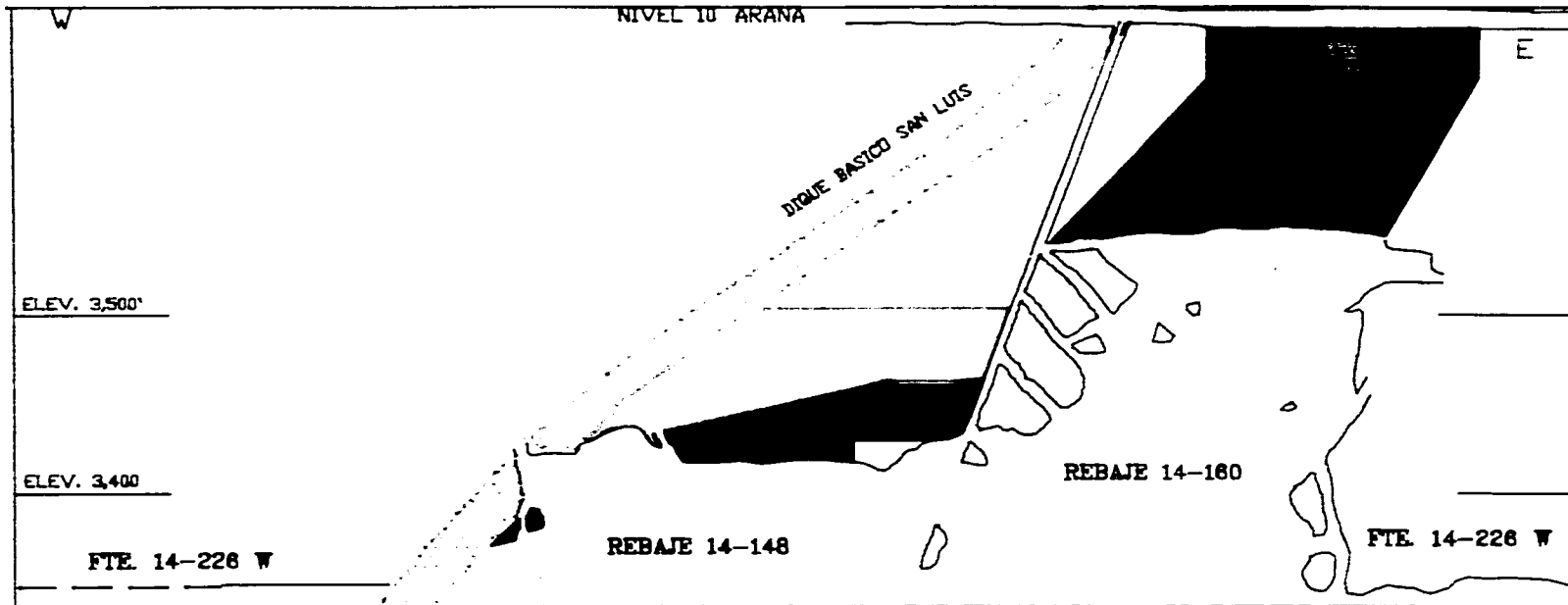
Si hacemos el cálculo del bloque de mineral tenemos:

VETA PRINCIPAL

80 m	Longitud
40 m	Altura
1.2 m	Potencia
2.7 ton/m ³	Densidad de Mineral.
74 ^o	Inclinación

Entonces:

$$(80)(40)(1.2)(2.7) = 10,368 \text{ ton}$$



DESPRENDIMIENTO

40 m Longitud
40 m. Altura
1.2 m. Potencia

$$(40)(40)(1.2)(2.7) = 5,184 \text{ ton}$$

Por lo tanto el tonelaje total es de:

Veta Principal	10,368 ton
Desprendimiento	5,184 ton

TOTAL	15,552 ton

Considerando un 20% de dilución y 97% de extracción final, se tiene:

$$(15,552 \text{ ton})(0.20)(0.97) = 18,102 \text{ ton}$$

IV.1.1. – OBRAS DE PREPARACION

La única obra de preparación en este sistema es un contrapozo de 40 m de altura que será necesario para servicios y ventilación.

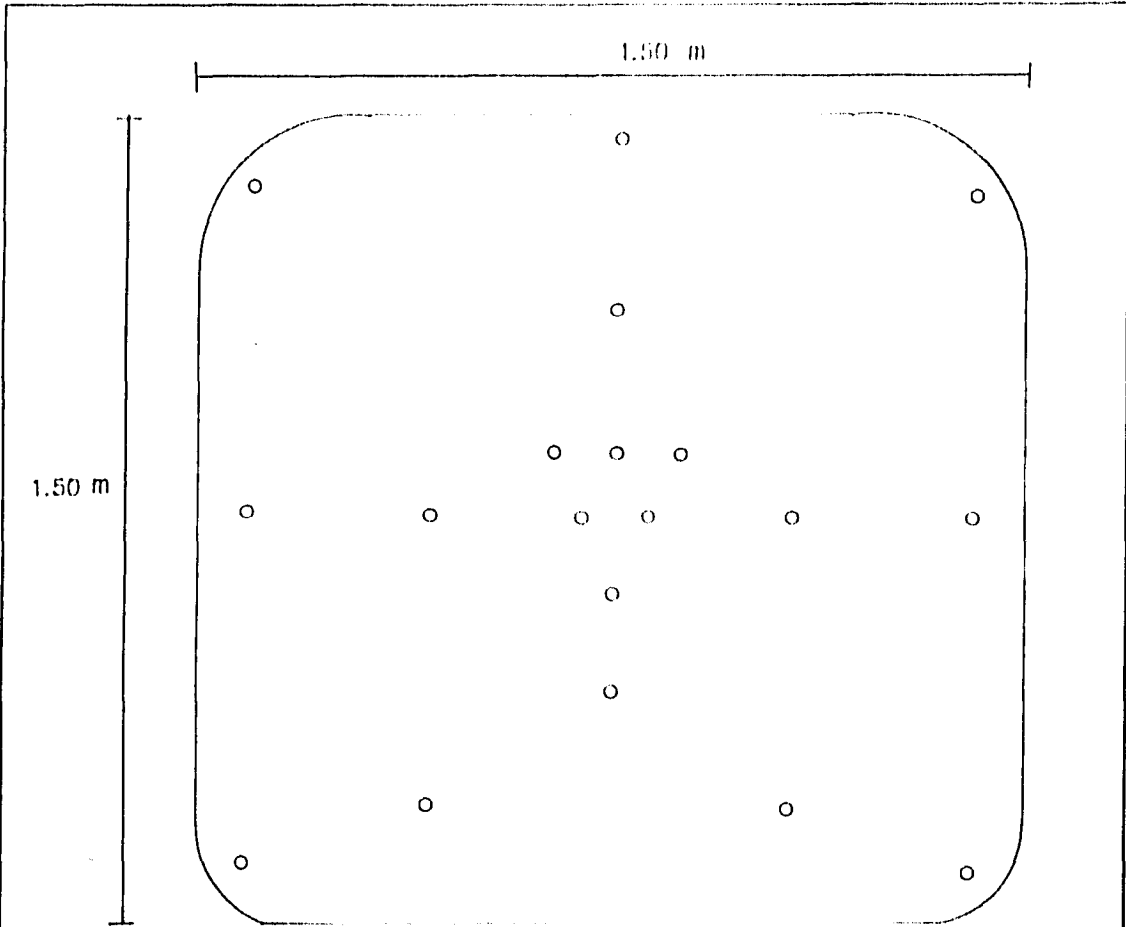
a) MANO DE OBRA

Para un contrapozo de 1.5 x 1.5 m se van a dar 18 barrenos de 1.7 m de longitud efectiva. (Figura No. 14).

Si consideramos una eficiencia por disparo de 85% entonces:

$$(1.7)(0.85) = 1.445 \text{ m}$$

Que sería el avance efectivo por turno.



LONGITUD DE BARRENACION 1.7 m
 EFICIENCIA POR DISPARO 88%
 LONGITUD REAL POR DISPARO 1.445 m
 DIAMETRO DE LOS BARRENOS EN CM 3.81 cm
 NUMERO DE BARRENOS DADOS 19
 NUMERO DE BARRENOS PEGADOS 16

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
PLANTILLA DE BARRENACION DE C/POZO	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 14

Si la longitud del contrapozo es de 40 m, tenemos que:

$$(40 \text{ m}) / (1.445 \text{ m/turno}) = 28 \text{ turnos}$$

Del anexo 1 observamos que el costo de mano de obra por turno es de: N\$ 281.75.

$$\text{Entonces } (N\$ 281.75)(28) = N\$ 7,889.00$$

COSTO DE MANO DE OBRA EN EL CONTRAPOZO.
N\$ 7,889.00

b) ACERO DE BARRENACION.

Tenemos que son 18 barrenos de 1.7 m de longitud, entonces:

$$(18)(1.7 \text{ m}) = 31 \text{ m barrenados}$$

Del anexo 1 tenemos que el costo de acero por metro barrenado es de N\$ 1.37 m

Entonces:

$(31 \text{ m})(N\$ 1.37/\text{m}) = N\$ 42.47$ que es el costo por tronada, y como son 28 tronadas para colar 40 m se tiene que :

$$(N\$ 42.47)(28) = 1,189.00$$

COSTO TOTAL DE ACERO.
N\$ 1,189.00

c) Perforadora y derivados.

También del anexo 1

El costo es de N\$ 1.02/m

$$\text{Entonces: } (N\$ 1.02/\text{m})(31 \text{ m})(28) = N\$ 885.00$$

COSTO TOTAL N\$ 885.00.

d) EXPLOSIVO.

El costo de explosivo para un barreno de 1.70 m es de N\$ 6.50/bno. (Tomando del anexo 1).
En el contrapozo se cargan 15 barrenos, entonces:

$$(N\$6.50/bno.)(15 bnos)(28) = N\$ 2,730.00$$

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO N\$ 2,730.00

e) REZAGADO.

El material que se va a generar por el cuele del contrapozo es de:

$$(1.5 m)(1.5 m)(40 m)(2.7) = 243 \text{ ton}$$

Del anexo 2, sabemos que el costo de rezagado por tonelada es de: N\$ 2.66/ton.

Entonces:

$$(243 \text{ ton})(N\$ 2.66/\text{ton}) = N\$ 646.00$$

COSTO POR REZAGADO N\$ 646.00

FINALMENTE TENEMOS EL COSTO TOTAL DEL CONTRAPOZO.

Mano de Obra	N\$ 7,889.00
Acero de Barrenación	N\$ 1,189.00
Perforadora y derivados	N\$ 885.00
Explosivo	N\$ 2,730.00
Rezagado	N\$ 646.00

Total	N\$ 13,339.00

COSTO TOTAL DEL CONTRAPOZO N\$ 13,339.00

IV.1.2. – EXPLOTACION

Al principio del capítulo se calculó el tonelaje total del bloque que es de 15,552 ton.

De estudios realizados en la unidad se tiene que en promedio, en un rebaje, se hacen 20 barrenos de 2.40 m en un turno.

La barrenación en la explotación del bloque será con una inclinación de 65° utilizando perforadoras de pierna neumática y la distribución de los barrenos se hará como se muestra en la (Figura No. 15).

a) MANO DE OBRA.

Como sabemos, en un turno se hacen 20 barrenos, entonces las toneladas tumbadas por turnos son:

$$(10 \text{ m})(1.9 \text{ m})(1.2 \text{ m})(2.7 \text{ ton/m}^3) = 62 \text{ ton/turno}$$

Entonces, los turnos necesarios para explotar 15,552 ton son:

$$(15,552 \text{ ton}) / (62 \text{ ton/turno}) = 251 \text{ turnos}$$

Del anexo 1 se tiene que el costo/turno es de N\$ 281.75

entonces:

$$(N\$ 281.75/\text{turno})(251 \text{ turnos}) = N\$ 70,720.00$$

COSTO DE MANO DE OBRA N\$ 70,720.00

b) ACERO DE BARRENACION.

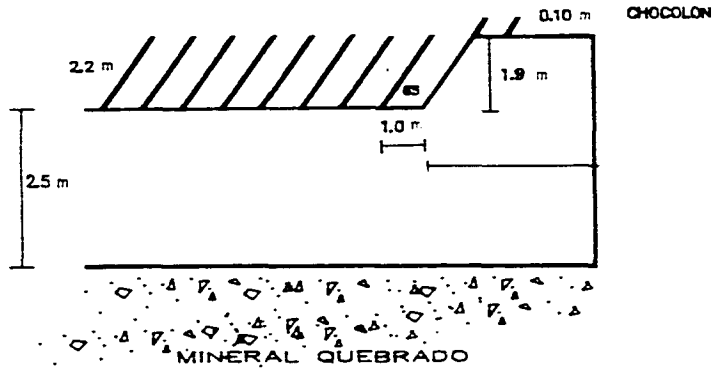
En un turno se hacen 20 barrenos de 2.2 m, entonces:

$$(20 \text{ barrenos})(2.2 \text{ m/bno.}) = 44 \text{ m}$$

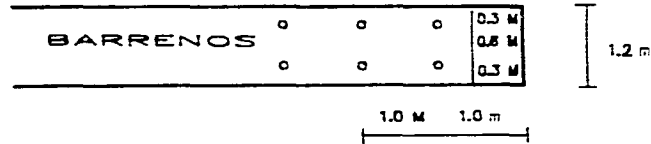
Por lo tanto, la cantidad requerida para tumbar todo el bloque son.

$$(44 \text{ m/turno})(251 \text{ turnos}) = 11,044 \text{ m}$$

MINERAL INSITU



SECCION LONGITUDINAL



PLANTA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
FACULTAD DE INGENIERIA		
TESIS PROFESIONAL		
PLANTILLA DE BARRENACION EN EL REBAJE		
FRANCISCO FLORES BARRAZA		
DEBUC	FECHA	1995
ESCALA	SIN	FIGURA 15

Del anexo 1, el costo del acero para un barreno de 2.4 m es de:
N\$ 1.50 /m.

Entonces, el costo de acero para 11,044 m es:

$$(11,044 \text{ m})(N\$ 1.50/\text{m}) = N\$ 16,566.00$$

COSTO TOTAL DE ACERO N\$ 16,566.00

c) PERFORADORA Y DERIVADOS.

Tomando del anexo 1, el costo por metro barrenado es:

N\$ 1.02/m

El costo para 11.044 m es:

$$(N\$ 1.02/\text{m})(11,044.00) = N\$ 11,265.00$$

COSTO TOTAL N\$ 11,265.00

d) EXPLOSIVO

El costo del explosivo para un barreno de 2.40 m es de:
N\$ 7.38/bno. (Del anexo 1)

barrenos/turno : 20
turnos/bloque : 251

$$\text{barrenos/bloque} = (251)(20) = 5,020 \text{ barrenos}$$

Entonces el consumo total de explosivo para minar el bloque es:

$$(5,020 \text{ barrenos})(N\$ 7.38/\text{barrenos}) = N\$ 37,048.00$$

COSTO TOTAL DE EXPLOSIVO N\$ 37,048.00

e) REZAGADO

Como se mencionó al principio del capítulo, consideramos un 20% de dilución y un 97% en la extracción final, el tonelaje total a mover es de 18,102 ton.

Del anexo 2 se tiene que el costo de rezagado es de N\$ 2.66/ton.

Por lo tanto, el costo por rezagado del mineral es el siguiente:

$$(N\$ 2.66/\text{ton})(18,102 \text{ ton}) = N\$ 48,151.00$$

COSTO POR REZAGADO N\$ 48,151.00

f) MATERIALES

Se requieren 2 redes de servicios, uno en cada extremo del rebaje.

Entonces:

Altura de rebaje: 40 m
Longitud de un tubo: 6 m

Por lo tanto:

$(40)(2) = 80 \text{ m de tubo de } 2''$
 $\text{y } 80 \text{ m de tubo de } 1''$
 $(80)/(6) = 14 \text{ tubos de } 2'' \text{ y } 14 \text{ de } 1''$
1 cople de 2" y 14 de 1"

Si consideramos un 10% de factor de seguridad son 15 pzas. de cada uno.

Descripción	Cantidad	Cto. Unitario	Costo Total
Tubos 2"	15	N\$ 132.20	N\$1,983.00
Tubos 1"	15	N\$ 63.27	N\$ 949.00
Coples 2"	15	N\$ 5.20	N\$ 78.00
Coples 1"	15	N\$ 2.33	N\$ 35.00
Valvula 2"	1	N\$ 189.94	N\$ 190.00
Valvula 1"	1	N\$ 66.73	N\$ 67.00

		Total	N\$3,302.00

COSTO TOTAL N\$ 3,302.00

COSTO TOTAL DE EXPLOTACION.

Mano de obra	N\$ 70,720.00
Acero de Barrenación	N\$ 16,566.00
Perforadora y Derivados	N\$ 11,265.00
Explosivo	N\$ 37,048.00
Rezagado	N\$ 48,151.00
Materiales	N\$ 3,302.00

Total	N\$ 187,052.00

COSTO TOTAL N\$ 187,052.00

IV.2. – ANALISIS DEL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO CON CAVO NEUMATICO.

Para desarrollar esta alternativa se colará una frente, con sección de 2.5 x 2.5 m y una longitud de 120 m ésta se va a iniciar a partir del contrapozo Robbins que delimita uno de los extremos del bloque.

El rezagado de la frente se hará con winche y escrepa.

El cuele de la frente o subnivel se desarrollará dejando, un pilar delgado, debido a la alta ley. En forma alterna se van desarrollando tres contrapozos a partir del rebaje que se llevaba con tumba sobre carga, estos contrapozos se distribuirán a cada 20 m y tendrán la altura necesaria para que con el desarrollo de la frente se comuniquen con ellos, es decir de 1 o 2 m los 3 contrapozos se usarán como metaleras, los cuales se llevarán con anillado de madera a partir del pilar que se deje de protección.

Para mayor seguridad se hará una losa de concreto armado, la cual se calculará en este capítulo.

Al finalizar el colado de la losa y ya que haya fraguado se desarrollará un contrapozo convencional en el extremo del rebaje, este contrapozo y el contrapozo Robbins nos delimitarán al bloque, además de esta manera se mantendrá una ventilación adecuada dentro del rebaje.

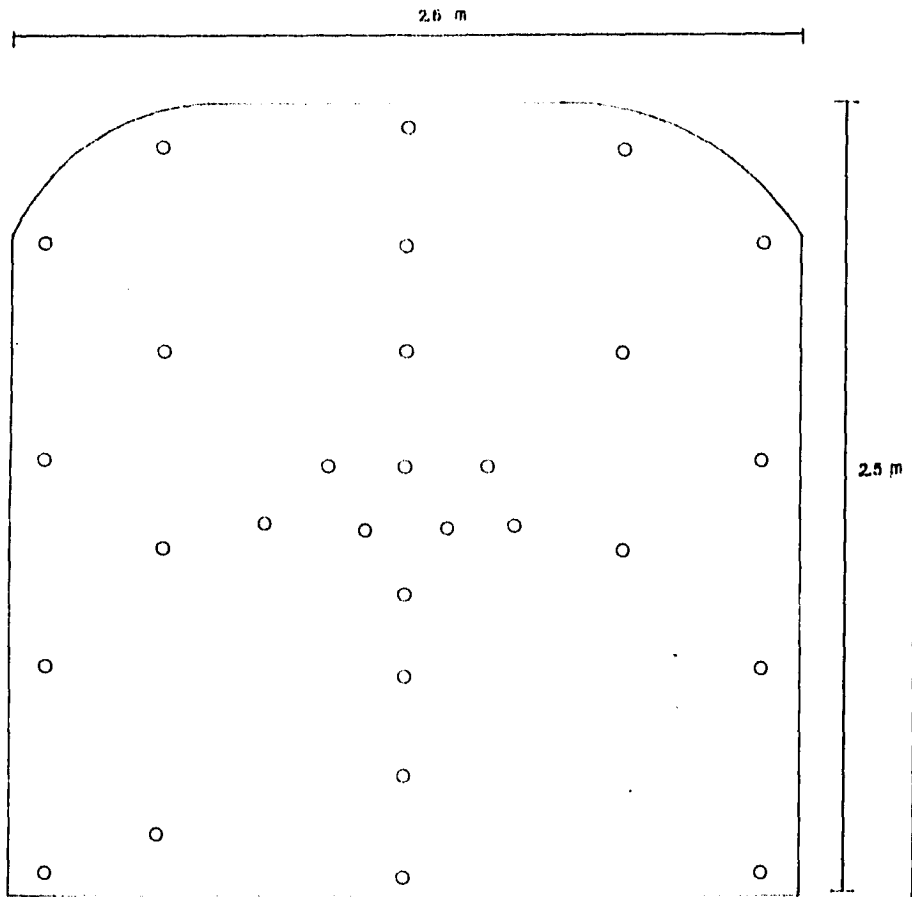
Otra de las funciones que tiene el contrapozo convencional es la de usarlo como tepetatera, además por éste se bajará, por partes, un cavo neumático de 1 yd³ de capacidad.

Se cree, por experiencias tenidas en otros rebajes, que es mejor mantener cautivo un cavo neumático que un Scoop Tram de 2 yd³, debido a que son más manejables las partes o refacciones de un cavo que las de un Scoop Tram. Por eso se optó por utilizar como equipo de rezagado un cavo neumático.

IV.2.1. – SUBNIVEL

Longitud	120 m
Sección	2.5 x 2.5 m

En una obra de esta sección se dan 30 barrenos de 1.7 m de longitud efectiva de barrenación y se tiene un avance de 1.53 m (Figura No. 16).



LONGITUD DE BARRENACION EN METROS	1.7 m
EFICIENCIA DE DISPARO	90 %
LONGITUD REAL POR DISPARO	1.53 m
DIAMETRO DE LOS BARRENOS EN CM	3.81 Cm
NUMERO DE BARRENOS DADOS	30
NUMERO DE BARRENOS PEGADOS	27

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
PLANTILLA DE BARRENACION EN UNA FRENTE O RAMPA	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
DIBUJO	FECHA 1995
ESCALA SIN	FIGURA 16

Los turnos que se requieren para desarrollar 120 m son:

$$(120 \text{ m}) / (1.53 \text{ m/turno}) = 79 \text{ turnos.}$$

a) MANO DE OBRA.

Tomando el dato de costo/turno del anexo 1 se tiene:
N\$ 281.75/turno

Entonces para 79 turnos:

$$(79 \text{ turnos})(281.75 \text{ N\$/turnos}) = \text{N\$ } 22,258.00$$

COSTO DE MANO DE OBRA N\$ 22,258.00

b) ACERO DE BARRENACION.

El costo por metro es de: N\$ 1.37 (ver anexo No.1) si en la frente se dan 30 barrenos de 1.7 m se tiene:

$$(30)(1.7) = 51 \text{ m barrenados/turno.}$$

$$\text{Entonces: } (79 \text{ turnos})(51 \text{ m/turno}) = 4,029 \text{ m}$$

Por lo tanto:

$$(4,029 \text{ m})(1.37 \text{ N\$/m}) = \text{N\$ } 5,520.00$$

COSTO DE ACERO N\$ 5,520.00

c) PERFORADORAS Y DERIVADOS.

Costo/m barrenado N\$ 1.02

$$\text{Entonces: } (4,029 \text{ m})(1.02 \text{ N\$/m}) = \text{N\$ } 4,110.00$$

PERFORADORAS N\$ 4,110.00

d) EXPLOSIVO

Del anexo 1

El costo por barreno es de: N\$ 6.50

Si se cargan 27 barrenos por turno, entonces en 79 turnos:

$(27)(79) = 2,133$ barrenos.

Costo: $(2,133 \text{ barrenos})(6.50 \text{ N\$/barreno}) = 13,865.00$

COSTO DE EXPLOSIVO N\$ 13,865.00

e) REZAGADO

De un estudio realizado en la Unidad Tayoltita en el mes de Marzo de 1993, se obtuvo el costo de rezagado con winche y escrepa que es de : N\$ 2.95/ton.

Entonces, el costo por rezagado es el siguiente:

Volúmen = $120 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} = 750 \text{ m}^3$

Densidad de Mineral = 2.7 ton/m^3

Tonelaje total = $(750 \text{ m}^3)(2.7 \text{ ton/m}^3) = 2,025 \text{ ton}$

Costo/Ton = N\$ 2.95

Por lo tanto: $(2,025 \text{ ton})(2.95 \text{ N\$/ton}) = \text{N\$ } 5,974.00$

COSTO TOTAL DE REZAGADO N\$ 5,974.00

COSTO TOTAL DEL SUBNIVEL.

Mano de obra	N\$ 22,258.00
Acero	N\$ 5,520.00
Perforadoras	N\$ 4,110.00
Explosivo	N\$ 13,865.00
Rezagado	N\$ 5,974.00

Total	N\$ 51,727.00

COSTO TOTAL N\$ 51,727.00

IV.2.2. – CONTRAPOZO.

El costo del contrapozo en esta alternativa va a variar únicamente en el costo de rezagado pues se tiene que hacer con winche y escrepa.

Del capítulo IV.1.1 se tienen los costos del contrapozo.

a) Mano de obra	N\$ 7,889.00
b) Acero de barrenación	N\$ 1,189.00
c) Perforadora y derivados	N\$ 885.00
d) Explosivo	N\$ 2,730.00
e) Rezagado	

El volúmen a rezagar del contrapozo es el siguiente :

$$(1.5 \text{ m})(1.5 \text{ m})(40 \text{ m}) = 90 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad del mineral} = 2.7 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{Entonces : } (90 \text{ m}^3)(2.7 \text{ ton/m}^3) = 243 \text{ ton.}$$

Como mencionamos anteriormente, el costo de rezagado con winche y escrepa es de N\$ 2.95/ton.

Entonces el costo por rezagado es:

$$(243 \text{ ton})(2.95 \text{ N\$/ton}) = \text{N\$ } 717.00$$

Por lo tanto el costo total es de:

Mano de Obra	N\$ 7,889.00
Acero de Barrenación	N\$ 1,189.00
Perforadora y derivados	N\$ 885.00
Explosivos	N\$ 2,730.00
Rezagado	N\$ 717.00

Total	N\$ 13,410.00

COSTO TOTAL N\$ 13,410.00

IV.2.3. – LOSA DE CONCRETO.

PROCEDIMIENTO DE CONSTRUCCION.

- 1.– Limpiar la rezaga, lodo y agua, del piso sobre el cual se a va a colar la losa de desplante.
- 2.– Formar una cama de tepetate de 33 cm de espesor, apisonarla y dejarla lo más horizontal posible.
- 3.– Colar directamente sobre la cama de tepetate una plantilla de concreto de 10 cm de espesor, en proporción: cemento,arena, grava de 1:3:4.5.
- 4.– Después de tres días de vaciada la plantilla, comenzar a dar a 12 cm del piso, barrenos de 3' separados 30 cm. En dichos barrenos se colocarán las anclas de bastón para sostener la malla. Esto se hará en la parte angosta de rebaje. En la zona más ancha los barrenos se van a dar de 6'.
- 5.– Inyectar las anclas de bastón.
- 6.– Colocar la malla a 12 cm de piso de la plantilla, ésto se logra colocando algún material que pueda quedar empotrado dentro del concreto (taquetes de madera).
- 7.– Antes de iniciar el colado de la losa, regar la superficie de la plantilla.
- 8.– Durante el vaciado de la losa usar vibradores.
- 9.– Una vez colada la losa, hay que regarla varias veces por día, para evitar cuarteaduras en su superficie.

El cálculo de la losa se hizo en 2 partes, una para la zona angosta del rebaje y la otra para donde se tiene el desprendimiento.

A continuación se presentan los cálculos. Primeramente para la veta principal y después para la zona en donde se tiene el desprendimiento.

a) ANALISIS DE COSTOS PARA LA VETA PRINCIPAL

m ² de la planta del S/N 12–160	
m ³ totales cama tepetate	40.9
m ³ totales plantillas cementos	
agregados	12.4
m ³ totales losa de desplante	21.3

PLANTILLA DE CEMENTO.

1. - Materiales.

Proporción en peso	Cantidad/m ³ de concreto	Costo/m ³ N\$
Cemento 1	244.0 kg X 0.4	97.60
Agua	200.1 l	0.00
Arena 3	772.8 kg X 0.2	146.10
Grava 4.5	1160.0 kg X 0.2	219.20
Acelerante 500 cc/sacos	2.3 l X 4.0	9.20

		472.10

2. - Mano de Obra.

Albañil de Primera + 7o. día N\$ 74.1

Cuatro por turno = N\$ 296.4

Peón + 7o día N\$ 56.2

Ocho por turno ==> N\$ 449.6

TOTAL ==> N\$ 746.0

Una cuadrilla de trabajo formada por 4 albañiles de primera y 8 peones cuelan un promedio de 8 m³ de concreto.

Turnos necesarios de cuele ==> 1.6

Costo mano de obra ==> N\$ 1,156.3

COSTO TOTAL DE PLANTILLA ==> N\$ 7,010.3

b) LOSA DE DESPLANTE.

1. - Cemento Agregado

Proporción en Peso	Cantidad/m ³ de concreto	Costo/m ³ N\$
Cemento 1	302.0 kg X 0.4	120.80
Agua	187.2 l	0.00
Arena 2	638.4 kg X 0.2	120.70
Grava 4	1,275.2 kg X 0.2	241.00
Acelerante 500 cc/sacos	3.7 l X 4.0	14.80

		497.30

2. - Armado

m ² necesarios de armado en S/N 12-160	-----	124.0
Precio unitario	-----	N\$ 66.35
Costo total de armado	-----	N\$ 8,226.9

3. - Mano de Obra

Albañil de Primera + 7o día N\$ 74.1

Cuatro por turno ==> N\$ 296.4

Peón + 7o. día N\$ 56.2

Ocho por turno ==> N\$ 449.6

Total ==> N\$ 746.0

Turnos necesarios de cuele ==> N\$ 2.7

Costo mano de obra ==> N\$ 1,985.3

Costo total losa de desplante ==> N\$ 20,799.1

c) ANCLADO DE LA LOSA.

No. de anclas de 3' a instalar	61.0
No. de anclas de 3' dadas/turno	60.0
No. de anclas instaladas/turno	64.0

1.- Barrenado

Perforista + 7o día	N\$ 74.1
Ayudante + 7o. día	N\$ 62.2

Total ==> N\$136.3

Turnos necesarios de barrenación = 1.0
Costo mano de obra de barrenación = N\$ 138.5

2.- Inyección

Responsable de cuadrilla + 7o. día	N\$ 74.1
Dos ayudantes + 7o día	N\$ 124.3

Total ==> N\$ 198.4

Turnos necesarios de barrenos = 1.0

Costo mano de obra barrenación = N\$ 189.1

3.- Materiales

Varilla corrugada de 5/8"		183.0 pies
Costo por pie de varilla	N\$	1.8
Costo total de Varilla	N\$	334.7
Cemento necesario		1.0 sacos
Costo por saco de cemento	N\$	20.0
Costo total de cemento	N\$	20.3

Costo de varilla y cemento N\$ 355.0

Costo total de anclado de la losa N\$ 682.7

COSTO DE PLANTILLA, LOSA Y ANCLADO DE LA VETA PRINCIPAL N\$28,492.1

CALCULO DE LA LOSA

DATOS

Resist. comp. concreto	174.0 kg/cm ²
Esf. Trabajo acero fs =	2,500.0 kg/cm ²
Mod. Elast. acero Es =	210,000.0 kg/cm ²
Mod. Elast. Conc. Ec =	14,000.0 kg/cm ²
Peso esp. tepetate =	3.0 ton/m ³
Luz =	2.0 m

Momento

Hm = 4/2*tgo =	5.5 m
W = (Hm*L*) /2 =	16.5 t/ml
Mmax = W*L/b =	549,495.5 kg/cm

Peralte

d = (M/Rb) 1/2 =	22.2 cm
R = 1/2*Fc*K*J =	11.2
Fc = 0.45 * fc =	78.3 kg/cm ²
K = Fc/(Fc+fs/n) =	0.3
n = Es/Ec =	15.0
J = 1-K/3 =	0.9

$$\text{Peralte} = d + r = 27.2 \text{ cm}$$

Area del acero

$$A_s = M/(f_s * J * d) = 11.1 \text{ cm}^2$$

Con base en tablas:

Varilla corrugada No.4 (1/2")	1.3 cm ²
No. de varillas =	9

Armado: 9 varillas No. 4 por metro doblemente armados, espaciadas 11 cm una de otra.

Varilla corrugada No. 5 (5/8") 1.6 cm²
 No. de varillas = 7

Armado: 7 varillas No. 5 por metro doblemente armadas,
 espaciadas 18 cm una de otra.

a) ANALISIS DE COSTOS PARA LA ZONA DEL DESPRENDIMIENTO.

m ² de la planta del S/N 12-160	333.0
m ³ totales cama tepetate	109.9
m ³ totales plantillas cemento agregados	33.3
m ³ totales losa de desplante	149.5

I.A. - PLANTILLA DE CEMENTO.

1. - Materiales

Proporción en Peso	Cantidad/m ³ de concreto	Costo/m ³ N\$
Cemento 1	224.0 kg X 0.4	97.6
Agua	200.1 l	0.0
Arena 3	772.8 kg X 0.2	146.1
Grava 4.5	1,160.0 kg X 0.2	219.2
Acelerante 500 cc/sacos	2.3 l X 4.0	9.2

		472.1

Costo de los materiales = N\$ 15,720.9

2. - Mano de Obra

Albañil de Primera + 7o día N\$ 74.1

Peón + 7o. día N\$ 56.2

Ocho por turno ==> N\$ 449.6

Total ==> N\$ 746.0

Una cuadrilla de trabajo formado por 4 albañiles de primera y 8 peones cuelan un promedio de 8 m³ de concreto.

Tumos necesarios de cuele = 4.2

Costo mano de obra ==> 3,105.2

Costo total de la plantilla ==> N\$ 18,826.1

b) LOSA DE DESPLANTE

I. - Cemento Agregados

Proporción en Peso	Cantidad/m ³ de concreto	Costo/m ³ N\$
Cemento 1	302.0 kg X 0.4	120.80
Agua	187.2 l	0.00
Arena 2	638.4 kg X 0.2	120.70
Grava 4	1,275.2 kg X 0.2	241.00
Acelerante 500 cc/sacos	3.7 l X 4.0	14.80

		497.30

2. - Armado

m² necesarios de armado en S/N 12-160 ==> 333.0

Precio unitario ==> N\$ 149.28

Costo Total del armado ==> N\$ 49,709.60

3. - Mano de Obra

Albañil de Primera + 7o. día N\$ 74.1

Cuatro por turno ==> N\$ 296.4

Peón + 7o día N\$ 56.2

Ocho por turno ==> N\$ 449.6

Total ==> N\$ 746.0

Turnos necesarios de cuele = 18.7

Costo mano de Obra ==> N\$ 13,936.6

Costo total losa de desplante ==> N\$ 137,965.0

ANCLADO DE LA LOSA

No. de anclas de 6' a instalar 68.0

No. de anclas de 6' dadas/turno 30.0

No. de anclas instaladas/turno 32.0

1. - Barrenado

Perforistas + 7o día N\$ 74.1

Ayudante + 7o día N\$ 62.2

Total ==> N\$136.3

Turnos de necesarios de barrenación 2.3

Costo mano de obra de barrenación = N\$ 308.8

2.- Inyección

Responsable cuadrilla + 7o. día N\$ 74.1
Dos ayudantes + 7o. día N\$ 124.3

Total ==> -----
N\$ 198.4

Tumos necesarios de barrenos = 2.1

Costo mano de obra de barrenación = N\$ 421.6

3.- Materiales

Varilla corrugada de 5/8"		408 pies
Costo por pie de varilla	N\$	1.8
Costo total de varilla	N\$	742.6
Cemento necesario		1.1 sacos
Costo por saco de cemento	N\$	20
Costo total de cemento	N\$	765.2
Costo total de anclado de la losa	N\$	1,495.7

COSTO DE PLANTILLAS, LOSA Y ANCLADO EN LA ZONA DE DESPRENDIMIENTO
N\$ 158,286.8

CALCULO DE LA LOSA

DATOS

Resist. comp. concreto	174.0 kg/cm ²
Esf. Trabajo acero fs =	2,500.0 kg/cm ²
Mod. Elast. acero Es =	210,000.0 kg/cm ²
Mod. Elast. Conc. Ec =	14,000.0 kg/cm ²
Peso esp. tepetate =	3.0 ton/m ³
Luz =	4.5 m

CALCULOS

Momento

$$\begin{aligned} H_m &= 4/23 t g O = 5.5 \text{ m} \\ W &= (H_m * L^*) / 2 = 37.1 \text{ t/ml} \\ M_{\max} &= W * L / 6 = 2'781,820.9 \text{ kg/cm} \end{aligned}$$

Peralte

$$\begin{aligned} d &= (M/R_b)^{1/2} = 49.9 \text{ cm} \\ R &= 1/2 * F_c * K * J = 11.2 \\ F_c &= 0.45 * f_c = 78.3 \text{ kg/cm}^2 \\ K &= F_c / (F_c + f_s / n) = 0.3 \\ n &= E_s / E_c = 15.0 \\ J &= 1 - K / 3 = 0.9 \end{aligned}$$

$$\text{Peralte} = d + r = 54.9 \text{ cm}$$

Area del acero

$$A_s = M / (f_s * J * d) = 25.0 \text{ cm}^2$$

Con base en tablas :

$$\begin{aligned} \text{Varilla corrugada No. 6 (3/4")} & 1.9 \text{ cm}^2 \\ \text{No. de varillas} &= 13 \end{aligned}$$

Armado: 13 varillas No. 6 por metro doblemente armadas, espaciadas 11 cm una de otra.

$$\begin{aligned} \text{Varilla corrugada No. 5 (5/8")} & 1.6 \text{ cm}^2 \\ \text{No. de varillas} &= 16 \end{aligned}$$

Armado: 16 varillas No. 5 por metro doblemente armadas espaciadas 8 cm una de otra.

Finalmente tenemos el costo total de la losa.

Veta Principal = N\$ 28,492.00

Zona del desprendimiento = N\$ 158,28.00

COSTO TOTAL LOSA DE CONCRETO = N\$ 186,779.00

IV.2.4. – EXPLOTACION.

El costo de explotación para el sistema de Corte y Relleno va a incrementar el doble comparado con el de Tumba Sobre Carga por que se tiene que manejar un ancho de 2.4 m en el rebaje para que nuestro equipo de rezagado trabaje libremente.

El ancho de la veta es de 1.2 m entonces se tiene que tumbar el mismo volumen de tepetate.

Tomando los costos de explotación del capítulo IV.1.2. – tenemos lo siguiente.

a) Mano de obra.

El costo por minar el bloque es de N\$ 70,720.00 y como se tiene que tumbar lo doble, entonces:

$$(N\$ 70,720.00) (2) = N\$ 141,440.00$$

COSTO DE MANO DE OBRA N\$ 141,440.00

b) Acero de barrenación.

El costo de acero en Tumba Sobre Carga fué de:
N\$ 16,566.00, entonces:

$$(N\$ 16,566.00)(2) = N\$ 33,132.00$$

COSTO DE ACERO N\$ 33,132.00

c) Perforadora y derivados:

En Tumba sobre carga fué de: N\$ 11,265.00

Por lo tanto:

$$(N\$ 11,265.00)(2) = N\$ 22,530.00$$

COSTO DE PERFORADORA N\$ 22,530.00

d) Explosivo.

El costo de explosivo en el sistema anterior es de :
N\$ 37,048.00

Entonces: $(N\$ 37,08.00)(2) = N\$ 74,096.00$

COSTO DE EXPLOSIVO N\$ 74,096.00

e) Rezagado.

El costo por rezagado en este sistema va a tener variación por que existe menos dilución que en el sistema de Tumba Sobre Carga, debido que en el sistema de Corte y Relleno existe mayor selectividad en tumba y rezagado. Por lo tanto se va a manejar un 10% de dilución (1).

Entonces el volúmen a manejar de mineral es:

$$(1.2 \text{ m})(120 \text{ m})(40 \text{ m})(1.1) = 6,336 \text{ m}^3$$

Que multiplicando por la densidad obtenemos:

$$(6,336 \text{ m}^3)(2.7 \text{ ton/m}^3) = 17,107 \text{ ton.}$$

Rezagado con cavo neumático:

Del anexo 3 tenemos que el costo por rezagado es de:
N\$ 2.85/Ton.

Entonces: $(17,107 \text{ ton})(2.85 \text{ N\$/ton}) = N\$ 48,755.00$

Rezagado con Scoop Tram en el nivel inferior:

Del anexo 2 sabemos que el costo por tonelada es de N\$ 2.66

Entonces: $(2.66 \text{ N\$/ton})(17,107 \text{ ton}) = N\$ 45,505.00$

Costo total de rezagado = $(N\$ 48,755.00) + (N\$ 45,505.00)$

COSTO TOTAL N\$ 94,260.00

(1) Información proporcionada por el Departamento de Geología.

f) Relleno.

El volúmen que se va a manejar es de:

$$(120 \text{ m})(2.4 \text{ m})(40 \text{ m}) = 11,520 \text{ m}^3$$

Factor de abundamiento = 30%

$$\text{Volúmen de tepetate} = (11,520)/(1.3) = 8,862 \text{ m}^3$$

En el mismo rebaje se generan:

$$(120 \text{ m})(1.2 \text{ m})(40 \text{ m}) = 5,760 \text{ m}^3$$

$$\text{Considerando el abundamiento} = (5,760 \text{ m}^3)(1.3) = 7,488 \text{ m}^3$$

Entonces, el volúmen de tepetate que se tiene que manejar en el nivel superior por medio de un Scoop Tram es de:

$$(8,862 \text{ m}^3) - (7,488 \text{ m}^3) = 1,374 \text{ m}^3$$

Que es la misma cantidad que tendrá que aplanillar el cavo neumático en el rebaje.

Entonces, para el Scoop Tram se tiene que:

$$\text{Volúmen a mover} = 1,374 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad del tepetate} = 2.5 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{Por lo tanto: } (1,374 \text{ m}^3) \times (2.5 \text{ ton/m}^3) = 3,435 \text{ ton.}$$

Del anexo 1

Costo por tonelada = N\$ 2.66

$$(3,435 \text{ ton})(2.66 \text{ N\$/ton}) = \text{N\$ } 9,137.00$$

$$\text{Costo de Scoop Tram} = \text{N\$ } 9,137.00$$

Para el relleno con el cavo neumático.

Del anexo 3 se sabe que el costo por tonelada es de: N\$ 2.85

$$\text{Entonces: } (3,453 \text{ ton})(2.85 \text{ N\$/ton}) = \text{N\$ } 9,790.00$$

Costo por relleno:

Scoop Tram =	N\$ 9,137.00
Cavo =	N\$ 9,790.00

Total =	N\$18,927.00

COSTO TOTAL DE RELLENO N\$ 18,927.00

g) Servicios.

Para abastecer de aire comprimido y agua al rebaje se instalará extrupack de 4" y tubos de 1" para aire y agua respectivamente, éstos se conectarán desde el Nivel 10 hacia abajo, utilizando para esto el contrapozo Robbins que ya se había mencionado anteriormente.

Teniéndose los servicios a la altura del subnivel se tenderán 2 líneas de viento con tubería de 2" y una línea de agua, la intención de tender dos líneas de aire es para que una de ellas se utilice únicamente para el equipo de rezagado y la otra para las máquinas perforadoras.

Estas redes principales de servicios se colocarán sobre la losa de concreto y se distribuirán estratégicamente niples de 2" y 1" que irán aumentando conforme avance el tumba.

A continuación haremos los cálculos necesarios de la tubería a utilizar.

1. – Extrupack de 4"

Se requieren 4 tramos de 12 m, el costo por cada tramo es de N\$ 685.84.

Entonces: $(N\$ 685.84)(4) = N\$ 2,743.00$

2. – Tubos de 2"

100 mts. de tubo de 2" para una red, entonces son 200 metros para las 2 redes. Cada tubo tiene una longitud de 6 m por lo tanto se requieren:

$(200)/(6 \text{ m}) = 34$ tubos de 2" para el tendido horizontal.

Si se distribuyen 5 tomas de viento para cada red horizontal se tiene que:

Altura a subir en niples : 38 m

Entonces:

$$(38 \text{ m})(2 \text{ redes})(5 \text{ niples}) = 380 \text{ m de tubo de 2"}$$

$$\text{Cantidad de tubos} = (380)/(6) = 64 \text{ tubos de 2"}$$

$$\text{Total de tubos de 2"} = (34) + (64) = 98 \text{ tubos.}$$

$$\text{El costo de un tubo es de} = \text{N\$ } 132.20$$

$$\text{Entonces} = (98)(\text{N\$ } 132.20) = \text{N\$ } 12,956.00$$

3. - Tubos de 1"

La cantidad de tubos de 1" es la mitad de los de 2",
entonces = $(98)/(2) = 49$ tubos de 1"

$$\text{Costo de tubo de 1"} = \text{N\$ } 63.27$$

$$\text{Costo total de tubos de 1"} = (\text{N\$ } 63.27)(49) = \text{N\$ } 3,100.00$$

COSTO TOTAL DE MATERIALES

Extrupack de 4"	N\$ 2,743.00
Tubos de 2"	N\$ 12,956.00
Tubos de 1"	N\$ 3,100.00

Total	N\$ 18,799.00

h) Anillado

Haciendo el cálculo del consumo de madera para los anillos se obtiene lo siguiente:

De cada tramo de madera de 6" x 8" x 16" se obtienen 3 piezas que se emplearán para ir dando forma a los anillados.

Debido al desgaste que se tiene en la madera por la fricción de la roca cuando se chorrea se optó por utilizar la madera de manera que la cara de 6" quede en el interior del anillado.

Esto se hizo para que las piezas tengan menor área de fricción y una mayor vida, aunque de cualquier forma se van a revestir con desechos de bandas transportadoras, para darle mayor duración a los anillados.

A cada pieza de madera se le hará una muesca de 1" para que ensamble una con otra y no tengan movimiento, es decir, para que no se cierre.

Entonces se tienen que por cada 4 piezas de 6" x 8" x 5" subimos 10" con el anillado.

Entonces:

Por cada 4 piezas subimos 10"

Se sabe que 1" = 2.54 cm

Por lo tanto: 10" equivalen a 0.254 m

Altura que tendrá cada anillado son :

$$(38 \text{ m})(4 \text{ piezas}) / (0.254 \text{ m}) = 600 \text{ piezas}$$

Como son necesarios 3 anillados:

$$(600)(3) = 1,800 \text{ piezas}$$

De cada tramo de 6" x 8" x 16" se obtienen 3 piezas entonces:
 $(1,800 \text{ piezas}) / (3 \text{ piezas/tramo}) = 600 \text{ tramo.}$

El costo de cada tramo es de = N\$ 96.00

$$\text{Por lo tanto : } (N\$96.00)(600) = \text{N\$ } 57,600.00$$

Por cuestión de rapidéz, los cortes de la madera la va a realizar un tercero, el cual cobra por cada tramo, cortado y muesqueado N\$ 40.00.

$$\text{Entonces: } (N\$ 40.00)(600) = \text{N\$ } 24,000.00$$

$$\text{Costo Total} = (N\$ 56,600.00) + (N\$ 24,000.00) = \text{N\$ } 81,600.00$$

COSTO TOTAL DE MADERA N\$ 81,600.00

COSTO TOTAL DE EXPLOTACION

Mano de Obra	N\$ 141,440.00
Acero de barrenación	N\$ 33,132.00
Perforadoras	N\$ 22,530.00
Explosivo	N\$ 74,096.00
Rezagado	N\$ 94,096.00
Relleno	N\$ 18,927.00
Materiales	N\$ 18,799.00
Madera	N\$ 81,600.00

Total	N\$ 484,784.00

COSTO TOTAL N\$ 484,784.00

COSTO TOTAL DEL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO CON CAVO NEUMATICO.

Subnivel	N\$ 51,727.00
Contrapozo	N\$ 13,410.00
Losa de concreto	N\$ 186,779.00
Explotación	N\$ 484,784.00

Total	N\$ 736,700.00

COSTO TOTAL DEL SISTEMA N\$ 736,700.00

IV.3. – CORTE Y RELLENO CON RAMPA AL BAJO.

En esta alternativa es necesario desarrollar una rampa al bajo de la estructura, ésta se colará en forma descendente. Cuando se esté en la posición o a la altura que deseamos se inicia el cuele de un subnivel y a partir de ahí se inicia al tumba, como la estructura es de 1.2 m de ancho, es necesario tumbar 1.2 m de material estéril para dar el ancho requerido para el Scoop Tram.

También se necesita un contrapozo para utilizarlo como tepetatero y de ventilación.

IV.3.1. – RAMPA DE SERVICIOS

Si se desarrolla una rampa con el 15% de pendiente es necesario colar 267 m y además 5 accesos de 20 m de longitud cada uno.

Entonces en total se van a desarrollar:

Rampa	267 m
Accesos	100 m

Total	367 m

En una obra de 2.5 x 2.5 m se hacen 30 barrenos y se tiene un avance efectivo de 1.53 m (Figura No.15).

Entonces, los turnos necesarios para colar 367 m son:

$$(367 \text{ m}) / (1.53 \text{ m/turnos}) = 240 \text{ turnos}$$

a). – Mano de Obra.

Del anexo 1 se sabe que el costo/turno es de: N\$ 281.75

Como se requieren 240 turnos para colar la rampa, entonces el costo es :

$$(240 \text{ turnos})(281.75 \text{ N\$/turno}) = \text{N\$ } 67,620.00$$

COSTO TOTAL N\$ 67,620.00

b) Acero de barrenación.

Tomando del anexo 1

El costo por metro barrenado es : N\$ 1.37 / m

La longitud efectiva del barreno es de 1.7 m que multiplicado por 30 obtenemos 51 m barrenados en un turno, entonces:

$$(240 \text{ turnos})(51 \text{ m/turno}) = 12,240 \text{ m}$$

Por consiguiente:

$$(1.37 \text{ N\$/m})(12,240 \text{ m}) = \text{N\$ } 16,769.00$$

c) Perforadoras.

El costo es de 1.02 N\$/m barrenado

$$\text{Entonces: } (12,240 \text{ m})(1.02 \text{ N\$/m}) = \text{N\$ } 12,485.00$$

COSTO PERFORADORAS N\$ 12,485.00

d) Explosivo

Del anexo 1

El costo de explosivo para un barreno de 1.8 m es de:
6.50 N\$/barreno.

Barreno cargados por turno	27
Turnos	240

$$\text{Total de barrenos: } (240)(27) = 6,480 \text{ barrenos}$$

Entonces el costo es:

$$(6,480 \text{ barrenos})(6.50 \text{ N\$/barrenos}) = \text{N\$ } 42,120.00$$

e) Rezagado

Del anexo 2 sabemos que el costo por tonelada es de:
N\$ 2.66

Volumen generado en un turno:

$$(1.53 \text{ m})(2.5 \text{ m})(2.5 \text{ m}) = 9.5625 \text{ m}^3$$

Densidad del tepetate: 2.5 ton/m^3

$$(9.5625 \text{ m}^3)(2.5 \text{ ton/m}^3) = 24 \text{ ton}$$

$$(240 \text{ turnos})(24 \text{ ton/turno}) = 5,760 \text{ ton}$$

$$\text{Costo total} = (5,760 \text{ ton})(2.66 \text{ N\$/ton}) = \text{N\$ } 15,322.00$$

COSTO TOTAL REZAGADO N\$ 15,322.00

f) Materiales

Se tiene que cada tubo de 2" o 1" mide 6 m de longitud, entonces la cantidad necesaria para 367 m de rampa es la siguiente:

$$(367)/(6 \text{ m}) = 61 \text{ tubos de 2"}$$

61 tubos de 1"

61 coples de 2"

61 coples de 1"

	pzas.	COSTOS N\$ / pza.	=	N\$
Tubo de 2"	61	132.2	=	8,064.00
Cople de 2"	61	5.2	=	317.00
Tubo de 1"	61	63.27	=	3,859.00
Cople de 1"	61	2.33	=	142.00
Válvula de 2"	4	189.94	=	760.00
Válvula de 1"	4	66.73	=	267.00
Total				13,409.00

TOTAL MATERIALES N\$ 13,409.00

COSTO TOTAL DE LA RAMPA

Mano de Obra	N\$ 67,620.00
Acero	N\$ 16,769.00
Perforadoras	N\$ 12,485.00
Explosivo	N\$ 42,120.00
Rezagado	N\$ 15,322.00
Materiales	N\$ 13,409.00

	N\$ 167,725.00

COSTO TOTAL N\$ 167,725.00

IV.3.2 Subnivel

Se consideran algunos costos igual que en el capítulo IV.2.1, el único que varía es el costo por rezagado pues en esta alternativa se utilizará Scoop Tram.

Entonces los costos son los siguiente.

Mano de obra	N\$ 22,258.00
Acero	N\$ 5,520.00
Perforadoras	N\$ 4,110.00
Explosivo	N\$ 13,865.00

Total	N\$ 45,753.00

a) Rezagado.

$$\text{Volumen} = (120 \text{ m})(2.5 \text{ m})(2.5 \text{ m}) = 750 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad del tepetate} = 2.5 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{Entonces: } (2.5 \text{ ton/m}^3)(750 \text{ m}^3) = 1,875 \text{ ton.}$$

Del anexo 2 se sabe que el costo por tonelada es de N\$ 2.66

$$\text{Por lo tanto: } (2.66 \text{ N\$/ton})(1,875 \text{ ton}) = \text{N\$ } 4,988.00$$

Costo por rezagado N\$ 4,988.00

COSTO TOTAL DEL SUBNIVEL

$(N\$ 45,753.00) + (N\$ 4,988.00) = N\$ 50,741.00$

N\$ 50,741.00

IV.3.3. – CONTRAPOZO

El costo del contrapozo que se usará como tepetatera, es el mismo que el del capítulo IV.1.1

COSTO DEL CONTRAPOZO N\$ 13,339.00

IV.3.4. – LOSA DE CONCRETO.

El costo es igual que el de la alternativa anterior.

COSTO DE LA LOSA N\$ 186,779.00

IV.3.5 EXPLOTACION.

En el costo de explotación las únicas variantes que existen es en el rezagado y el relleno debido a que se hará con Scoop Tram.

a) Rezagado.

Del anexo 2 se sabe que el costo por tonelada es de N\$ 2.66

Del capítulo IV.2.4, inciso e) se tiene que el tonelaje generado de mineral es de 17,107 ton.

Entonces; el costo total es de : N\$ 45,505.00 que es el costo por el manejo en el rebaje y sumando la cantidad originada por el rezagado en el nivel inferior, que es la misma se tiene:

COSTO POR REZAGADO

$(N\$ 45,505.00)(2) = N\$ 91.010.00$

COSTO TOTAL REZAGADO N\$ 91,010.00

b) Relleno.

El costo por relleno se calculó en el capítulo IV.2.4 que es de = N\$ 9,137.00 para movimiento de tepetate en el nivel superior, y será la misma cantidad para hacerlo en el rebaje.
Entonces:

$$(N\$ 9,137.00)(2) = N\$ 18,274.00$$

COSTO TOTAL DE RELLENO N\$ 18,274.00

Finalmente se tiene:

Mano de Obra	N\$ 141,440.00
Acero de barrenación	N\$ 33,123.00
Perforadora y derivados	N\$ 22,530.00
Explosivo	N\$ 74,096.00
Rezagado	N\$ 91,010.00
Relleno	N\$ 18,274.00
Materiales	N\$ 18,799.00
Madera	N\$ 81,600.00

	N\$ 480,881.00

COSTO TOTAL DE EXPLOTACION N\$ 480,881.00

COSTO TOTAL DEL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO CON RAMPA AL BAJO

Rampa	N\$ 167,725.00
Subnivel	N\$ 50,741.00
Contrapozo	N\$ 13,339.00
Losa de concreto	N\$ 186,779.00
Explotación	N\$ 480,881.00

Total	N\$ 899,465.00

COSTO TOTAL N\$ 899,465.00

IV.3.6. - RESUMEN DE COSTOS

SISTEMA DE EXPLOTACION	COSTO TOTAL N\$	TIEMPO DE EXPLOTACION MESES	PRODUCCION TON/DIA
TUM/CARGA	187,052.00	4	60
COR. Y REL. CON CAVO NEUMATICO	736,700.00	8	180
COR. Y REL. CON RAMPA AL BAJO	899,465.00	8	180

Como podemos observar en el cuadro anterior el sistema de explotación más económico es el sistema de Tumba Sobre Carga, pero tiene una gran desventaja: Únicamente se puede disponer del 30% del mineral debido al abundamiento. En cambio en las dos alternativas siguientes la extracción es constante.

Al hacer el análisis económico en el siguiente capítulo se sabrá cual es el sistema más factible de ser aplicado.

NOTA : Todos los costos de materiales y mano de obra, están considerado al mes de Mayo de 1993.

V.- ANALISIS FINANCIERO

Para obtener la rentabilidad de cada una de las alternativas se tomarán en cuenta los siguientes datos :

Toneladas del bloque.

Porcentaje de extracción.

Porcentaje de dilución.

Ley promedio del bloque y de extracción.

Para calcular el valor del mineral se tomarán en cuenta la paridad del Dolar y la cotización de la Ag y Au con fecha del 28/sep/93.

Se incluirá, también, el porcentaje de recuperación que se tiene en la planta de Beneficio.

Las fórmulas que se utilizarán para calcular la rentabilidad son las siguientes:

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

P = Valor Presente

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

A = Serie Uniforme de Pagos

F = Cantidad Futura

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

i = Tasa de Interés

n = Número de Periodos

V.1. – ANALISIS PARA EL METODO DE TUMBE SOBRE CARGA

Ton. In Situ = 15,552 ton

Ton. Industrial :

% Extracción = 97%

$$\text{ton} = (15,552)(0.97)(1.2) = 18,102 \text{ ton}$$

% Dilución = 20%

Leyes In Situ.

Leyes de Extracción

5.30 gr Ag/ton

$$530/1.2 = 441 \text{ gr Ag/ton}$$

4.3 gr Au/ton

$$4.3 \text{ gr}/1.2 = 3.6 \text{ gr Au/ton}$$

VALOR DEL MINERAL

Paridad = 3.292

Cotización = 4.00 Dlls/onza Ag.

365.55 Dlls/onza Au.

% RECUPERACION PLANTA DE BENEFICIO.

Para la Plata = 94% (441 gr/ton) (0.94)(1/32.1504)(4.0 Dlls/onza) = 51.58

Para el Oro = 96% (3.6 gr/ton) (0.96) (1/32.1504) (365.55) = 39.29

Total = 90.83 Dlls/ton minada

Una cuadrilla da 20 bnos./turno.

Trabajando 3 turnos/día barrenos totales = 60 bnos.

1 bno. tumba 3 ton

25 días = 1 mes.

$3.0 \times 60 = 180$ ton/día

$(180 \text{ ton/día}) (25) = 4,500$ ton/mes tumbadas

ton totales/ton tumbadas x mes = vida de rebaje

$18,102 \text{ ton}/4,500 \text{ ton/mes} = 4.0$ meses

ton extraídas/mes = $1/3$ (ton tumbadas x mes)

$4,500/3 = 1,500$ ton extraídas/mes

Costos:

Acarreo = N\$ 2.65

Planta B. = N\$12.429

Distribuibles = N\$13.98

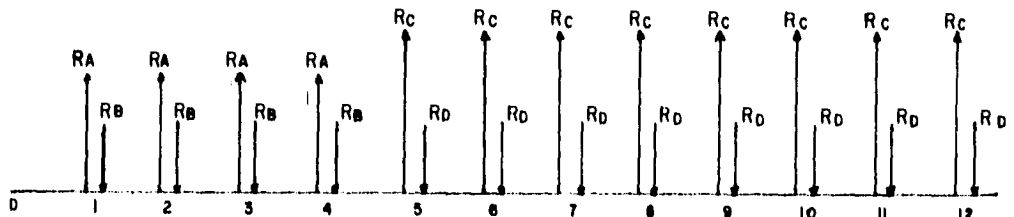
Indirectos = N\$54.77

Mantenimiento = N\$24.91

costo total por tonelada molida = N\$ 108.74

CALCULO DE RENTABILIDAD PARA EL SISTEMA DE TUMBE/CARGA.

1. - FLUJOS QUE RESULTAN DEL ANALISIS.



DONDE:

RA = Ingresos en la etapa de explotación (1,500 ton/mes) = 448,716

RB = Egresos generados por la explotación = 213,203

RC = Ingresos generados en la etapa de "ordeña" del rebaje (4,000 ton/mes)
= 1'196,940.00

RD = Egresos generados por RC = 434,960.00

$i = 20\%$ por lo que $isp = 20/12 = 1.66\%$

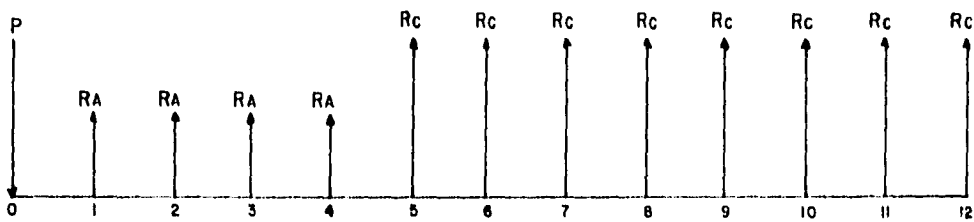
2. - Cálculo del monto total de la inversión en el año cero:

$$P = 213,203 \frac{(1.016)^4 - 1}{0.016 (1.016)^4} + 434,960 \frac{(1.016)^8 - 1}{0.016 (1.016)^8} - \frac{1}{(1.016)^4}$$

$$P = (213,203 \times 3.85) + (434,960 \times 7.45 \times 0.9384)$$

$$P = 3'861,672$$

3. - De tal manera que nuestros flujos se transforman en :



4. - Transformando nuestros ingresos a un valor presente tenemos:

$$VPI = \text{N\$ } 448,716.00 \times \frac{(1.016)^4 - 1}{0.016(1.016)^4} + \text{N\$ } 1'196,940$$

$$\frac{(1.016)^R - 1}{0.016(1.016)^R} \quad \frac{1}{(1.016)^4}$$

$$VPI = (448,716 \times 3.85) + (1'196,940 \times 7.45 \times 0.9384)$$

$$VPI = 1'727,556.6 + 8'367,903.00$$

$$VPI = 10'095,459.6$$

5.- Calculando la rentabilidad en tiempo cero tenemos :

$$R = \frac{VPI}{P} \quad \therefore R = \frac{10'095,459.6}{3'861,672.0} = 2.6143$$

RENTABILIDAD DEL PROYECTO = 261.4%

V.2. – ANALISIS PARA EL METODO CORTE Y RELLENO CON CAVO NEUMATICO

El tonelaje cubicado económicamente explotable es de 15,552 ton con leyes de 530 gr Ag/ton y 4.3 gr Au/ton con una potencia media de 1.20 m.

Turnos necesarios para la explotación del rebaje.

$$\frac{15,552 \text{ ton}}{(20 \text{ bno./tur})(3 \text{ ton/bno.})(0.95)} = \frac{(15,552 \text{ ton})}{(54 \text{ ton/tur})} = 288 \text{ turnos.}$$

Se trabajaran 3 turnos por día siendo necesarios.

$$\frac{288 \text{ turnos}}{3 \text{ tur/día}} = 96 \text{ días}$$

$$\text{Días laborables por mes} = 25$$

Entonces

$$\frac{96 \text{ días}}{25 \text{ día/mes}} = 4 \text{ meses}$$

Duración de tumbe = 4 meses

La duración tumbe es de 4 meses únicamente de la veta y considerando que se tiene que dar el ancho de rezagado de 2.4 m entonces la explotación se nos extiende 4 meses más. Por lo tanto, la duración del bloque será de 8 meses.

ANALISIS ECONOMICO CORTE Y RELLENO

Ton. In Situ = 15,552 ton

Ton. Industrial

% Dilución = 10%

% Extracción = 95%

Ton = (15,552)(0.95)(1.1)

Ton Industrial = 16,252 ton

Leyes In-Situ

Leyes de Extracción.

$$\begin{array}{ccc}
 \text{Ag} & & \text{Ag} \\
 530 \text{ gr.} \text{ ---} & \frac{530}{1.1} = 481.8 = & 482 \text{ gr} \text{ ---} \\
 \text{ton} & & \text{ton}
 \end{array}$$

$$\begin{array}{ccc}
 \text{Au} & & \text{Au} \\
 4.3 \text{ gr} \text{ ---} & \frac{4.3}{1.1} = 3.9 \text{ gr} & \text{---} \\
 \text{ton} & & \text{ton}
 \end{array}$$

Valor de Mineral.

Paridad = N\$ 3,292

Cotización = 4.00 Dlls/onza Ag

365.55 Dlls/onza Au

% Recuperación Planta Beneficio.

$$96 \% \text{ Au } (3.9 \text{ gr/ton})(0.96)(1/32.1504)(365.55) = 42.6$$

$$94 \% \text{ Ag } (418.8 \text{ gr/ton})(0.94)(1/32.1504)(4.00) = 56.3$$

$$\begin{array}{ccc}
 & & \text{Dlls} \\
 \text{Valor De Mineral} = 98.9 & \text{---} & \\
 & & \text{ton}
 \end{array}$$

COSTOS DE :

Acarreo	=	N\$ 2.65
P.B.	=	N\$ 12.429
Distribuibles	=	N\$ 13.98
Indirectos	=	N\$ 54.74
Mantenimiento	=	N\$ 24.91

Total	=	N\$ 108.74 ton/molida

EXPLOTACION

Tons. Industriales	16,252 ton
Tons. Frente	- 1,012 ton
Tons. Contrapozo	- 155 ton

	15,085 tonelaje industrial total

Ingreso Total del Bloque	= N\$ 4'911,356.2
Egreso Total del Bloque	= N\$ 484,700.0
Egresos (Acarreo P.B. etc)	= N\$ 1'643,360.0

Egreso Total -----
N\$ 2'128,060.0

Ingreso mensual	= N\$ 613,919.50
Egreso mensual	= N\$ 266,007.50

PREPARACION

PREPARACION:

Sección 2.5 x 2.5 (frente)

Cuelo = 120 m

3 turnos/día

F.S. = 20%

Tiempo preparación = 30 días

INGRESO

$$\frac{530 \text{ Ag/ton}}{2.0} = (265 \text{ gr Ag/ton})(2,025 \text{ ton}) = 536,625.0 \text{ gr Ag}$$

$$\frac{4.3 \text{ Au/ton}}{2.0} = (2.15 \text{ gr Au/ton})(2,025 \text{ ton}) = 4,353.75 \text{ gr Au}$$

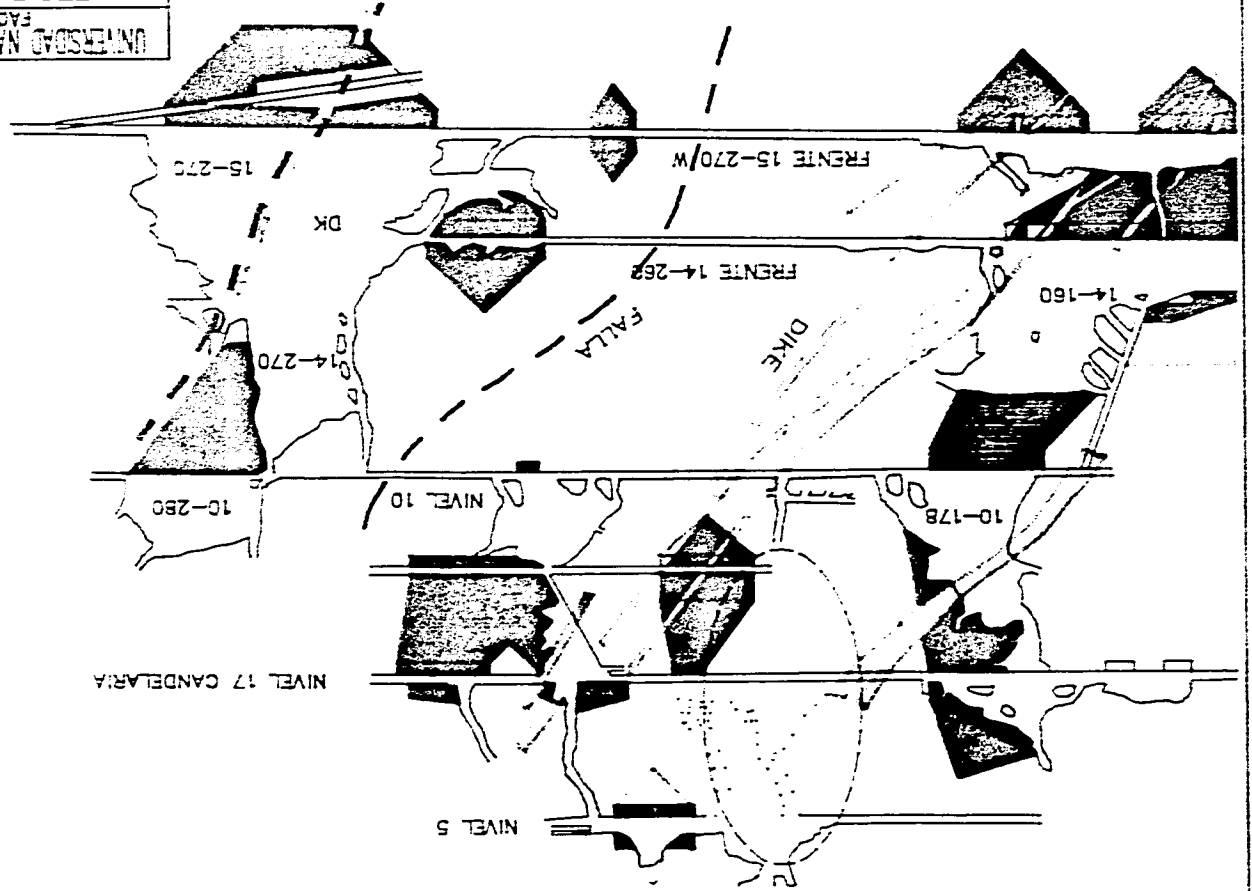
$$\text{Ag } 536,625 \text{ gr. Ag } \left(\frac{1 \text{ oz}}{32.1504} \right) (0.94) (4 \text{ Dlls}) (3.2920) \text{ N\$ } 206,600.98$$

$$\text{Au } 4,353.75 \text{ gr. Au } \left(\frac{1 \text{ oz}}{32.1504} \right) (0.96) (365.55 \text{ Dlls}) (329.20)$$

N\$ 156,442.6

INGRESO TOTAL = N\$ 363,043.58

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO	
FACULTAD DE INGENIERÍA	
TESIS PROFESIONAL	
SECCIÓN LONGITUDINAL DE LA VETA CULEBRA	
FRANCISCO FLORES BARRAZA	
FECHA	1995
ESCALA	5/1
FIGURA	1



EGRESOS

Costo total por metro de Avance = N\$ 517.0

Cuele = 120 m

Costo total Fte. 2.5 x 2.5 = 517 x 120 m = N\$ 62,040.00

Egresos por tonelada molida.

2,025 ton (108.74) = N\$ 220198.5

Egresos total frente = N\$ 282,238.5

CONTRAPOZO

Sección = 1.5 m x 1.5 m
Cuele = 40 m
Factor Seg. = 20%
Tiempo preparación = 11 días

INGRESOS

Se obtienen debido a que se hará el cuele en mineral

$$\text{Ag} = \frac{530 \text{ gr Ag/ton}}{1.2 (\%)} = 441 \text{ gr} \frac{\text{gr/Ag}}{\text{ton}} (243 \text{ ton}) = 107,163 \text{ gr Ag}$$

$$\text{Au} = \frac{4.3}{1.2} = 3.58 \text{ gr} \frac{\text{Au}}{\text{ton}} (243 \text{ ton}) = 870 \text{ gr}$$

$$\text{Ag} = 107,163 \text{ gr Ag} \left(\frac{1}{32.1504} \right) (0.94) (4.00 \text{ Dlls}) (3.2920) = \text{N\$ } 41,254.8$$

$$\text{Au} = 870 \text{ gr Ag} \left(\frac{1 \text{N\$}}{32.1504} \right) (0.96) (365.55 \text{ Dlls}) (3.2920) = \text{N\$ } 31,261.50$$

72,519.30

Ingreso Total = N\$ 72,519.30

EGRESOS

Costo total por metro de avance = N\$ 417.00

Costo total por tonelada molida = N\$ 108.74

Cuele = 40 m

Costo total C/P = 40 m x (417) = N\$ 16,680.00

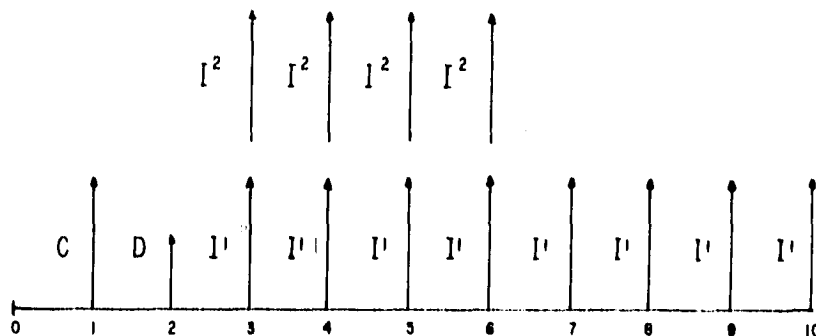
Egresos por ton. molida = (108.74)(243ton) = N\$ 26,423.8

Egreso Total = N\$ 43103.8

Costo Total Losa = N\$ 186,778

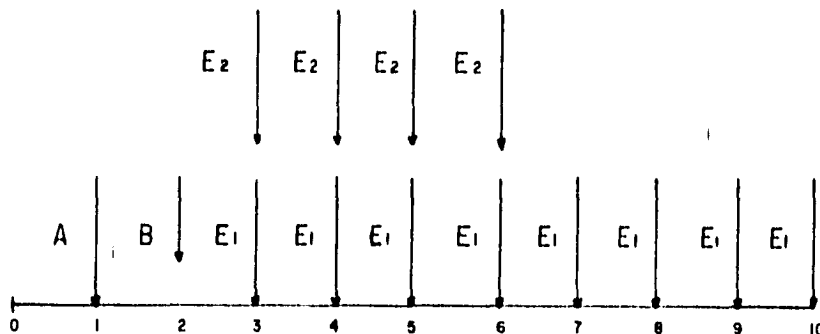
Duración = 11 días

FLUJO DE INGRESOS



- C = 363,043.60** Ingreso obtenido en cuele de frente.
D = 72,519.30 Ingreso por cuele de C/P sobre veta.
I₁ = 613,919.50 Ingreso obtenido en etapa de explotación.
I₂ = 1'073,628.00 Ingreso por mineral almacenado.

FLUJO DE EGRESOS



DONDE

- A = N\$282,238.5** Costo por cuele de subnivel
B = N\$229,881.8 Costo de la Losa y C/P
E₁ = N\$266,007.5 Costo por Etapa de Explotación, Rezagado y Acarreo
E₂ = N\$390,268 Costo por Acarreo y Extracción de Mineral Almacenado

ANALISIS ECONOMICO

1. – Tasa mínima atractiva de rendimiento.

$$i = 20\% \text{ anual} \quad is/p = \frac{20}{12} = 1.6\%$$

$n = \text{Vida del rebaje} = 10 \text{ meses}$

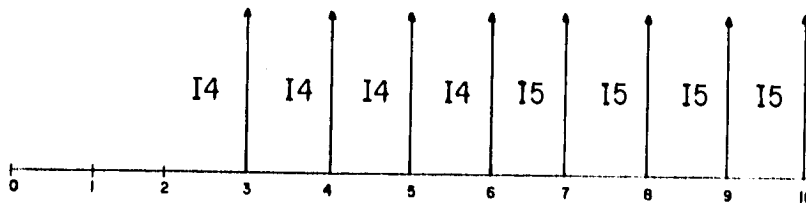
2. – Transformando los costos de c/p, fte. y losa a valor presente en año 0.

$$P = 282,238 (1/(1.016)^1) + 229,881.8 (1/(1.016)^2)$$

$$P = 500,477.04$$

3. – Transformación de Ingresos totales a P. (año 0)

Los flujos Ingresos – Egresos los sumamos aritméticamente para obtener.



$$I4 = 1'031,272.00$$

$$I5 = 347,912.00$$

$$I_p = 36,3043.6 \cdot 0.9842 + 72,519.3 (0.9687) + 347,912$$

$$\frac{(0.016)^1 - 1}{0.016(1.016)^4} + 1'031,272.0 \frac{(1.016)^4 - 1}{0.016(1.016)^4}$$

$$\frac{1}{(1.016)^2} = 5'365,027.98$$

4. – Nuestros Ingresos (I_p) los transformamos en una serie aritmética uniforme.

$$IA = 5'365,027.98 \frac{0.016 (1.016)^{10}}{(1.016)^{10} - 1} = 584,838.70$$

5. – Cálculo de Rentabilidad por el método de valor anual.

$$(P.L.)_{crt} + Li + D - I = 0$$

SUSTITUYENDO

$$500477.04 \frac{i (1+i)^{10}}{(1+i)^{10} - 1} - 584,838.7 = 0$$

SUSTITUYENDO VALORES :

Para $i = 50\%$ $\implies - 294,184$
Para $i = 100\%$ $\implies - 47,872.4$
Para $i = 110\%$ $\implies + 2,016.29$

INTERPOLANDO

$$\frac{100 - i}{100 - 110} = \frac{-47,872.4 - 0}{-47,872.4 - 2016.29}$$

$$i = 109.5\%$$

Donde $i =$ Rentabilidad.

V.3. – ANALISIS PARA EL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO CON RAMPA
AL BAJO.

DESARROLLO.

Rampa Sección 2.5 x 2.5 m =

Cuele = 367 m

3 truenos/día

F.S. = 20

tiempo preparación = 94 días = 4 meses

EGRESOS

Costo total por metro de avance = N\$ 507.00

Costo total = N\$ 186,069.00

Los costos de la frente y contrapozo, son los mismos que en la alternativa anterior.

– Frente (sección 2.5 m x 2.5 m)

Ingresos totales = N\$ 363,043.58

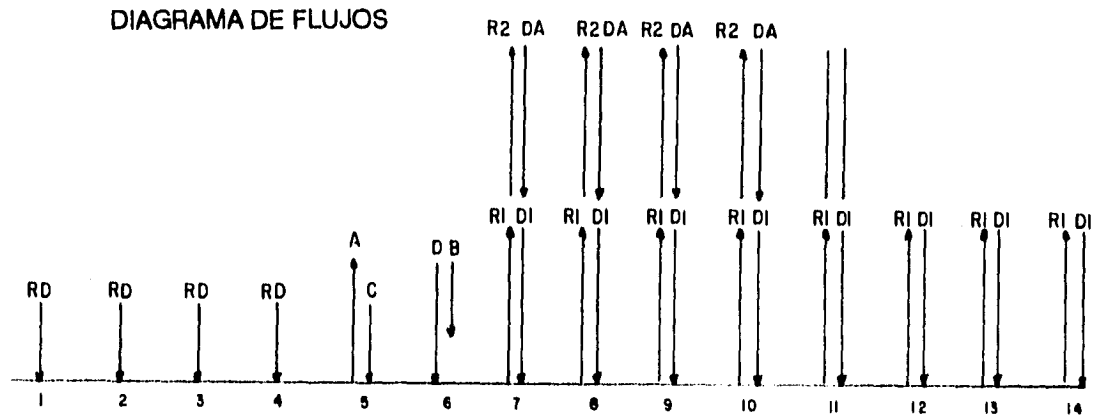
Egresos totales = N\$ 282,238.50

– Contrapozo (sección 1.5 m x 1.5 m)

Ingresos totales = N\$ 72,519.30

Egresos totales = N\$ 43,103.80

CORTE Y RELLENO CON RAMPA.



DONDE :

RD = Flujos uniformes de egresos correspondientes al cuele de rampa.
N\$ 46,517.20

A = Ingreso por concepto de cuele de frente.
N\$ 363,043.60

B = Ingresos por cuele de contrapozo sobre veta.
N\$ 72,519.30

C = Ingresos por cuele de subnivel sobre veta.
N\$ 282,238.50

D = Egresos por costo de losa y contrapozo.
N\$ 229,881.80

R2 = Ingreso por mineral almacenado

R1 = Ingreso por mineral en etapa de explotación.

DA = Egresos por acarreo y rezagado de mineral almacenado.

D1 = Egresos por concepto de explotación acarreo, rezagado, etc.

Considerando TMAR de 20% anual

$$i \text{ s/p} = \frac{20}{12} \text{ --- 1.6\% mensual}$$

1. – Inversión en tiempo cero.

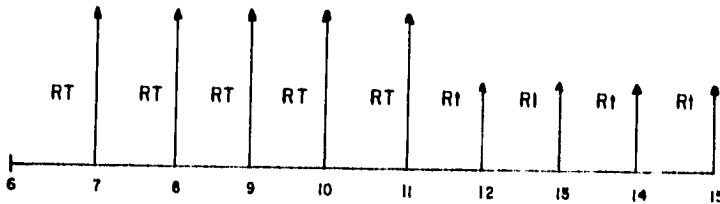
$$P = 282,238.50 \frac{1}{(1.016)^5} + 229,881.80 \frac{1}{(1.016)^6}$$

$$P = 469,702.10$$

2. – Desembolso de rampa a flujos uniformes durante la vida del proyecto.

$$R_p = 46,517.20 \frac{(1.016)^4 - 1}{0.016(1.016)^4} - \frac{0.016(1.016)^{14}}{(1.016)^{14} - 1} = 14,361.37$$

3. – Resta aritmética de Ingresos–Egresos.



$$RT = 1'031,272.00$$

$$Rt = 347,912.00$$

4. - Flujos de efectivo Ingreso-Egreso a tiempo cero.

$$P = 1'031,272.00 \frac{(1.016)^4 - 1}{0.016(1.016)^4} - \frac{1}{(1.016)^4} + 347,912.20$$

$$\frac{(1.016)^4 - 1}{0.016(1.016)^{10}} - \frac{1}{(1.016)^{10}}$$

$$P = 4'746,368.40$$

5. - Nuestro P de flujos los transformamos a flujos uniformes durante la vida del proyecto.

A = Ingresos mensuales uniformes = 4'746.368.40

$$\frac{0.016 (1.016)^{14}}{(1.016)^{14} - 1} = 381,107.50$$

6. - Ingreso por concepto de cueles en.

$$I = 1'363,043.60 \frac{1}{(1.016)^5} + 72,519.30 \frac{1}{(1.016)^6} - \frac{0.016 (1.016)^{14}}{(1.016)^{14} - 1}$$

$$I = 32,220.19$$

7. – Sumando Ingresos totales aritméticamente.

$$381,107.50 + 32,220.19 = 413,327.70$$

8. – Suma aritmética de Ingresos – Egresos

Flujos uniforme mensual

Durante la vida del proyecto = N\$ 398,965.80

$$P = 469,702$$

$$Ru = 398,966$$

9. – Calculo de la rentabilidad por el método de costo anual.

$$(P.L.) crf + Li + D - I = 0$$

Sustituyendo datos:

$$469,702.10 - \frac{i (1 + i)^n}{(1 + i)^n - 1} 398,965.80 = 0$$

Sustituyendo valores para i.

PARA :

0.5	-	159,591.40
0.8	-	21,769.90
0.9	+	24,835.90
0.85	+	1,511.80
0.815	-	818.40

INTERPOLANDO :

85%	-----	1,511.80
	-----	0
84.5%	-----	818.40

$$\frac{85 - i}{85 - 84.5} = \frac{1,511.80 - 0}{1,511.80(-818.40)}$$

i = 84.67 % RENTABILIDAD

Después de obtener la TIR de las tres alternativas podemos decir que la mejor es la del sistema de Tumbado Sobre Carga pues su TIR es de 261.4% en cambio el de las otras dos es de 109.5% para el sistema de C. y R. con Cavo cautivo y 84.67% para el sistema de C. y R. con rampa al bajo.

Como vemos es mucha la diferencia que existe entre las tres alternativas y por lo tanto podemos concluir que el sistema de Tumbado Sobre Carga es la opción más viable. Pero existe un gran inconveniente, que al momento de estar haciendo el presente estudio la Unidad Minera estaba pasando por un momento muy crítico por la necesidad de mineral y finalmente se inclinó por aplicar la segunda opción: El Sistema de Corte y Relleno con Cavo Neumático Cautivo, debido a que al hacerlo así tendría disponible todo el mineral que se había tumbado con el Sistema de Tumbado Sobre Carga.

Finalmente podemos decir que es muy importante hacer un buen estudio para saber que sistema de explotación es más costeable aplicar a un bloque de mineral cubicado, para que no se presenten toma de decisiones incorrectas como la que sucedió en este caso.

VI. - PLANTA DE BENEFICIO

VI.1. - GENERALIDADES.

La planta de Beneficio de la Unidad, procesa actualmente un promedio de 920 TPD de minerales de oro y plata (G.E. = 2.7 ton/m³ y Wi = 18 kw-hr/ton,) con una ley de 2.0 gr de Au y 300 gr de Ag respectivamente por el método de cianuración dinámica y lavado a contracorriente, teniéndose una recuperación promedio de 94% para la plata y 96% para el oro, El producto final son las barras de plata mixta de peso aproximado de 31.5 kg con una pureza de 93%.

El beneficio del mineral se lleva a cabo en las siguientes etapas:

(Fig. No. 17)

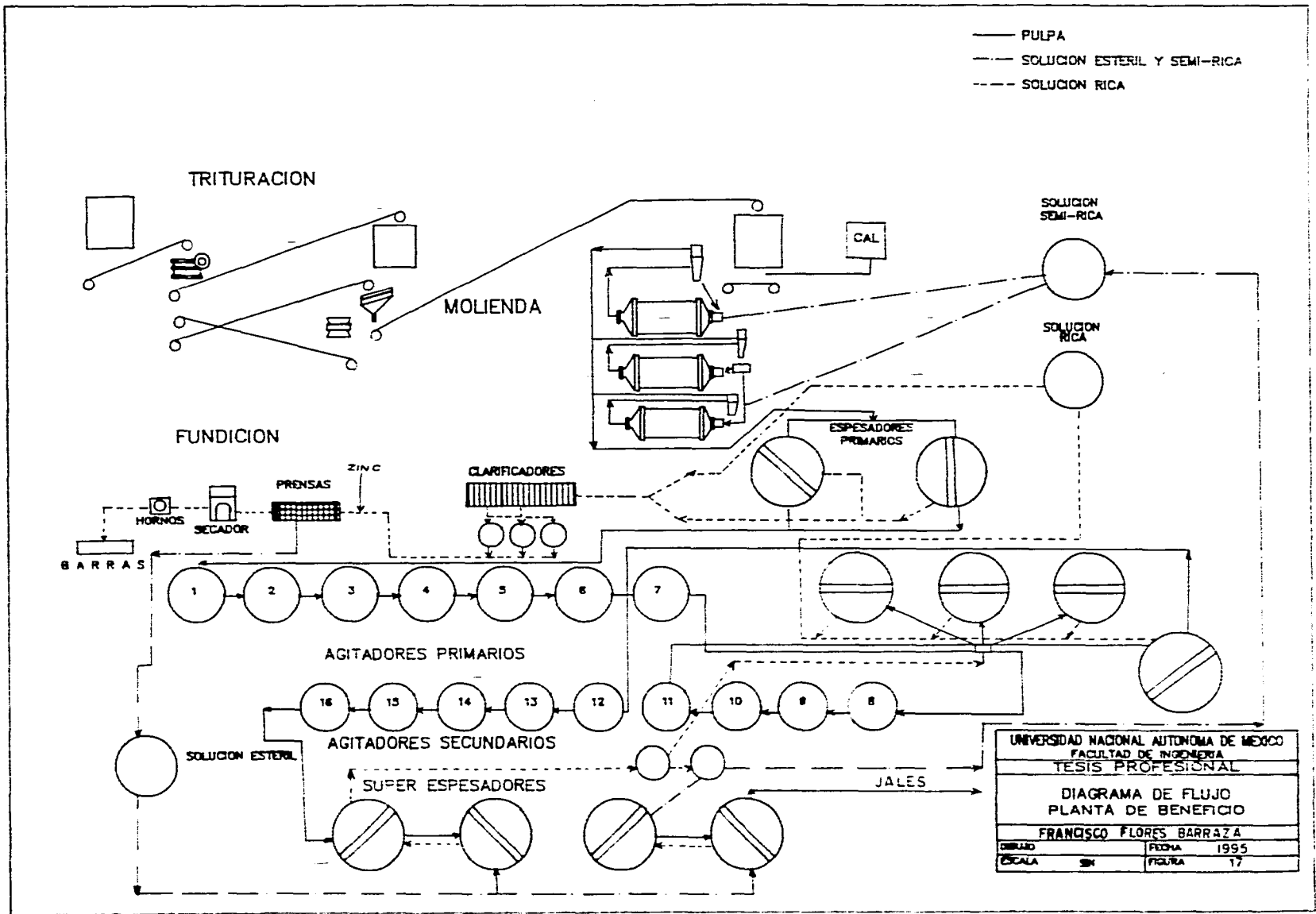
- Trituración
- Molienda
- Tratamiento Químico
- Precipitación
- Fundición
- Manejo de Jales

VI.2. - TRITURACION

El mineral extraído de la mina es depositado en la tolva de gruesos que cuenta con una rejilla de 12" para asegurar que todo el mineral que vaya a ser procesado sea inferior a dicho tamaño, el producto que se encuentra a mayor tamaño es quebrado sobre la rejilla con marro.

La tolva de gruesos tiene un chute de descarga en el cual se encuentra instalado un alimentador vibratorio que deposita la carga a la banda No. 1 la que a su vez descarga en la quebradora primaria donde el mineral recibe su primera reducción de tamaño de 12" a 3".

La descarga de la quebradora primaria se recibe en la banda No.2 que la conduce a la tolva de producto intermedio, la cual cuenta con un chute de descarga en el que se encuentra instalado un alimentador vibratorio de doble cama, con aberturas de 1/2" y 3/8" respectivamente, donde el mineral es clasificado por tamaños; el mineral a -3/8" es llevado a la tolva de finos por medio de la banda No. 6 el producto rechazado por la criba es trasladado por la banda No. 3 a la quebradora secundaria para recibir una segunda reducción de tamaño de 3" a 3/8"; la descarga de la quebradora es recogida por la banda No. 4 que a su vez descarga en la banda No.5 para retornar el producto a la criba vibratoria formándose así un circuito cerrado de trituración.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
 FACULTAD DE INGENIERIA
 TESIS PROFESIONAL
 DIAGRAMA DE FLUJO
 PLANTA DE BENEFICIO
 FRANCISCO FLORES BARRAZA
 DIBUJADO ESCALA SIN FECHA FIGURA 1955 17

ALMCENAMIENTO DE MINERAL.

Unidades	Capacidad	Dimensiones
1 Tolva de gruesos	1,000 ton	9.00 x 9.15 m
1 Tolva de intermedios	450 ton	6.10 x 8.40 m
2 Tolvas de Finos	1,000 ton	9.15 x 12.2 m

VI.3.- MOLIENDA

El circuito cuenta con tres molinos que pueden operar simultáneamente, o en forma independiente, cada uno cuenta con su propio sistema de bombeo y clasificación.

El mineral depositado en la tolva de finos a un tamaño $-3/8"$, es alimentado a los molinos mediante bandas transportadoras pasando por un pesómetro automático para controlar el tonelaje alimentado, en esta banda converge la banda de alimentación de cal la cual es utilizada para mantener el pH requerido para la disolución de valores.

La descarga de los molinos es bombeada a un hidrociclón para llevar a cabo la clasificación de tamaños, teniendo un requerimiento en el tratamiento químico de un 75% a -200 Mallas; las arenas de los ciclones retornan al molino formandose así un circuito cerrado de molienda.

Equipo Instalado.

Molienda:

2 Molinos 9 x 11 pies

Marca : Allis Chalmers

Motor : 450 HP

Tipo : Bolas

Capacidad : 18 tph

1 Molino 7.5 x 10 pies.

Marca : Traylor

Motor : 250 HP

Tipo : Bolas

Capacidad : 8 tph

CLASIFICACION:

4 Hidrociclones

3 Hidrociclones

Diámetro : 20"

Diámetro : 10"

Vórtex : 8"

Vórtex : 4"

Apex : 2 3/4"

Apex : 2"

VI.4. – TRATAMIENTO QUIMICO

La pulpa de mineral proveniente de molienda, con una densidad de 1.13 aprox, es alimentada a dos tanques espesadores primarios para recuperar la solución rica, separándola de la pulpa cuya densidad sube a 1.4: La solución rica pasa a los filtros Butter para clarificarla y pasar a precipitación. La pulpa es bombeada a una serie de 10 tanques agitadores bajando la densidad a 1.36 para su primera etapa de disolución de valores. En el agitador No.1 se le adiciona 1,000 gr/ton NaCN y PbO con la ayuda de una agitación activa por medio de aire se van logrando disolver los valores de Au y Ag, aumentando gradualmente de un tanque a otro.

Después de la agitación primaria es alimentada por medio de un repartidor de pulpa a una serie de 4 Tanques espesadores intermedios en los cuales se extrae la solución rica adquiriendo la pulpa una densidad de 1.4, la cual se pasa a otra serie de 5 tanques agitadores secundarios con una densidad de 1.36 para terminar la disolución de valores:

Después al circuito de 4 tanques superespesadores de lavado a contracorriente para recibir un abundante baño con solución estéril y agua industrial.

La pulpa es alimentada a los superespesadores 11 y 3 mientras que la solución de lavado es alimentada en el 2 y 4, la pulpa avanza del espesador 1 al 4, mientras que la solución lo hace en forma inversa.

La solución recuperada de estos tanques sirve para dar baño a los espesadores intermedios y para proveer de solución a la molienda; La pulpa después del lavado es bombeada hacia la presa de jales.

Equipo instalado.

Espeamiento primario

1 Tanque espesador de 55' x 11'

1 Tanque espesador de 48' x 11'

Agitación primaria

7 Tanques agitadores de 30' x 24'

3 Tanques agitadores de 22' x 18'

Espeamiento Intermedio

3 Tanques espesadores de 30' x 10'

1 Tanque espesador de 48' x 10'

Agitación secundaria

5 Tanques agitadores de 22' x 18'

Lavado a contracorriente

5 Tanques superespesadores de 50' x 30'

CONSUMO DE REACTIVOS.

La pulpa se mantiene en agitación durante 72 horas, obteniéndose recuperaciones de 94% para la plata y 96% para el oro. En la agitación primaria se logra un 85% de la disolución de valores.

REACTIVO	GR/TON DE MINERAL
NaCN	750.0
Cinc	160.0
Litargirio	13.3
Floculante	100.0
Cal	6,000.0

VI.5.- CLARIFICACION Y PRECIPITACION

La solución rica que se derrama del espesamiento primario es alimentado a una serie de 6 tanques clarificadores de 2 x 2.7 m con 20 filtros del tipo Butter de lona Nylon, con el fin de dejarla libre de partículas sólidas dado que la precipitación de los valores no se lleva a cabo si la solución contiene más de una parte por millón de sólidos, La solución se extrae utilizando una bomba de vacío a 1.8 kg/cm² pasando a tres tanques de desoxigenación en los cuales se deja a la solución lo mas libre posible de oxígeno para evitar el consumo excesivo de Cinc al momento de llevarse a cabo la precipitación.

Una vez que la solución ha sido clarificada desoxigenada se procede a alimentar el cinc el cual se adiciona disolviendo en solución estéril e inyectando a presión a la tubería que transporta la solución rica hacia los filtros prensa en los cuales se retendrá el precipitado y la solución que al salir de éstas se encuentra libre de valores y retorna por gravedad a los tanques de solución estéril para ser empleado de nuevo en el proceso, mientras, que los valores que han sido precipitados con la solución de cinc se quedan retenidos en los filtros prensa de los cuales se sacará para su posterior fundición.

VI.6. – FUNDICION

Una vez a la semana se hace la limpieza de prensas para recoger el precipitado húmedo, el cual es secado en un horno a diesel a una temperatura de 500 a 800°C durante un período de 13 a 14 horas.

Una vez que se tiene el precipitado seco, se le agregan como fundentes Borato de sodio al 5% en peso, Nitrato de sodio al 5% y Carbonato de sodio al 0.5%, para eliminar durante la fundición el Cinc, Plomo, Cobre y Fierro que se encuentran presentes en el precipitado como impurezas.

El precipitado seco se homogeniza junto con los fundentes para posteriormente ser alimentados a dos hornos eléctricos de inducción de 300 kw, con un voltaje de 1,000 a 1,200 volts, una frecuencia de 1,100 khz, durante un período de 5 a 6 horas para un promedio de 1,400 kg. de precipitado seco alimentado con una pureza de 70%.

Una vez fundido el precipitado se procede a la descorticación para posteriormente realizar el vaciado a las lingoteras que se desmoldan en caliente para la obtención de barras Doré de un peso aproximado de 31 kg y una pureza de 96 a 98.5%.

VI.. – MANEJO DE JALES.

Se cuenta con las siguientes secciones: Presa de los Chinos, Presa de Cupias y Presa Grande, las dos primeras consisten de una serie de pequeñas presas de poca capacidad y que solamente son utilizadas en caso de emergencia o bien para darle un tiempo de descanso a la tercera. La presa grande es del tipo de aguas arriba y para su construcción fué necesario encauzar un arroyo por medio de una bóveda de 2.5 m de diámetro y 300 metros de longitud, de los cuales 70 son de tubería de acero y 230 de concreto armado.

En la presa de jales se tiene una recuperación de solución del orden de 60%, la cual retorna a la planta hasta el tanque espesador intermedio No. 4.

VII. – CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

VII.I. – CONCLUSIONES.

1. – El departamento de Geología no debe limitarse únicamente a la zona favorable establecida, debe explorar mas allá de dicha zona.
2. – La veta y la roca encajonante si distinguen fácilmente una con respecto a la otra.
3. – La roca encajonante al alto es competente.
4. – Existe menor dilución y mayor recuperación con el sistema de corte y relleno, que con el de tumble sobre carga. Siempre y cuando exista una buena operación.
5. – Un cavo neumático es muy eficiente en distancias cortas y en minas poco mecanizadas y no en minas mecanizadas pues disminuiría considerablemente su productividad.
6. – Comparando la rentabilidad de las tres alternativas, observamos que existe mucha diferencia en la de tumble sobre carga con respecto a las de corte y relleno.
7. – Económicamente es mejor el sistema de Tumble Sobre Carga.

VII.2. – RECOMENDACIONES.

1. – Siempre que exista el cambio de un sistema de explotación de uno ya establecido a otro se debe de hacer un estudio del porqué del cambio y ver que beneficios y problemas pueda acarrear.
2. – Para proteger adecuadamente el anillado metalero es necesario realizar un recubrimiento en su interior, para que de esta manera no existan problemas de operación.
3. – Sí se opta por un sistema de explotación de Corte y Relleno, el más recomendable es el de rampa al bajo.
4. – Las obras necesarias para la explotación del bloque por el sistema de Corte y Relleno deberán hacerse lo más pronto posible.

BIBLIOGRAFIA

INGENIERIA ECONOMICA
GEORGE A. TAYLOR
SEGUNDA IMPRESION

EDITORIAL LIMUSA
MEXICO, D.F. 1991

REPORTE MENSUAL DE COSTOS
MINAS DE SAN LUIS, S.A. DE C.V.
SEPTIEMBRE – DICIEMBRE 1993

UNIDAD TAYOLTITA

MANUAL PARA USO DE EXPLOSIVOS
DU PONT, S.A. DE C.V. MEXICO
SEGUNDA EDICION EN ESPAÑOL

MEXICO, D.F. 1983

APUNTES DE EXPLOTACION DE MINAS
FACULTAD DE MINAS

GUANAJUATO, GTO.

ANEXO 1

1.- COSTO POR BARRENACION.

- MANO DE OBRA-

En al barrenación es necesario un perforista y un ayudante cuyos salarios por día son los siguientes:

	Perforista	Ayudante	Supervisor
SUELDO	28.75	26.35	65.00
7º Día	4.80	4.40	10.85
Días Festivos (1)	1.15	1.10	2.60
Bonificación (2)	36.10	27.30	60.00
Aguinaldos y Vacaciones	3.30	3.00	7.50
TOTALES N\$	74.10	62.15	145.50

COSTO DE MANO DE OBRA

N\$ 281.75/turno

- Acero para barrenación -

El costo de la broca de cruz de 1 1/2 " es de N\$ 29.25, la vida promedio es de 40 m.

El costo por metro barrenado es :

$$\text{N\$ } 29.25 / 40 \text{ m} = \text{N\$ } 0.73/\text{m}$$

(1) Se consideran 25 días festivos

(2) Tomado de la tabla de productividad y en base a 150,000 oz de Ag.

El costo de la barra de 7/8" x 2.4 m es de N\$ 231.6, la vida útil es de 300m.

El costo por metro es :

$$\text{N\$ } 231.26 / 300 \text{ m} = \text{N\$ } 0.77/\text{m}$$

El costo de la barra de 7/8" x 1.8 m es de N\$ 192.20 con una vida útil de 300 m.

El costo por metro es:

$$\text{N\$ } 192.20/300\text{m} = \text{N\$ } 0.64/\text{m}$$

A) Para barrenos de 2.40 m.

Barra	N\$ 0.77 m
Broca	N\$ 0.73 m

	N\$ 1.50 m

B) Para barrenos de 1.80 m.

Barra	N\$ 0.64 m
Broca	N\$ 0.73 m

	N\$ 1.37 m

COSTO TOTAL DE PERFORA DERIVADOS	
CONCEPTO	COSTO/M BARRENADO N\$
DEPRECIACION	0.059
COSTO CAPITAL	0.028
SEGURO	0.018
LUBRICACION	0.187
MANTENIMIENTO	0.658
M.O.MTTO.	0.014
AIRE	0.019
MANGUERAS Y CONEXIONES.	0.034
TOTAL	1.017

COSTO TOTAL

N\$ 1.02/m

(1) Calculado en base a un estudio realizado en el mes de mayo de 1993.

2.- COSTO POR EXPLOSIVO

El costo por explosivo y artificios en el mes de Septiembre de 1993 fue:

	N\$
Caja de Tovex 100 (25 kg)	292.00
Super Mexamón D (25 kg)	43.00
Cañuela (1,000 m)	540.00
Fulminantes No.6 (100 pzas.)	46.00
Conectores (100 pzas.)	34.00
Thermalite (30 m)	34.20

El consumo de explosivo por metro lineal, tanto para el Tovex 100 como para el Super Mexamón D, usando barra de 2.4 m de long. y 7/8" de diámetro es el siguiente: (1)

	kg/m	metros	kg. explosivo
Tóvex 100	1.24	0.13	0.16
Super Mexamón D	1.02	1.87	1.91

Para barra de 1.8 m de largo

	kg/m	metros	kg. explosivo
Tóvex 100	1.24	0.13	0.16
Super Mexamón D	1.02	1.37	1.40

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

Con los datos obtenidos se puede calcular el costo generado por uso de explosivo para barrenos de 2.2 m y 1.7 m de longitud efectiva y 1 1/2" de diámetro.

Para barreno de 2.4 m

PRODUCTO	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (N\$)	COSTO TOTAL (N\$)
Tovex 100	0.16 kg	11.68	1.87
Mexamón	1.91 kg	1.72	3.29
Cañuela	2.00 m	0.54	1.08
Fulminante	1 pza.	0.46	0.46
Conector	1 pza.	0.34	0.34
Thermalita	0.3 m	1.14	0.34

		Total	N\$ 7.38

A) Costo de explosivo para barreno de 2.4 m = N\$ 7.38

Para barreno de 1.8 m

PRODUCTO	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (N\$)	COSTO TOTAL (N\$)
Tóvex 100	0.16 kg	11.68	1.87
Mexamón	1.40 kg	1.72	2.41
Cañuela	2.00 m	0.54	1.08
Fulminante	1 pza.	0.46	0.46
Conector	1 pza.	0.34	0.34
Thermalita	0.3 m	1.14	0.34

		Total	N\$ 6.50

B) Costo de explosivo para barreno de 1.8 m = N\$ 6.50

En resumen los costos son los siguientes:

BARRENACION

	(N\$)
Mano de obra	281.75/turno
Acero de 2.4 m	1.50/m
Acero de 1.8 m	1.37/m
Perforadora y derivados	1.02/m

EXPLOSIVO

	(N\$)
Barreno de 2.4 m	7.38
Barreno de 1.8 m	6.50

A N E X O 2

COSTO DE REZAGADO CON SCOOP TRAM DE 2 yd³

Este dato se obtuvo en base a un estudio realizado en la Unidad Tayoltita durante el año 1992 para Scoop Tram de 2 yd³, en donde el costo por tonelada es de 0.81 Dlls/ton (1)

Considerando la paridad del dolar el 28 de Septiembre de 1993 se tiene que: N\$ 3.2920 / dolar, entonces el costo por rezagado es de:

N\$ 2.66 / ton

COSTO DE REZAGADO CON CAVO NEUMATICO

El costo se obtuvo de un estudio que se hizo en el mes de Enero de 1993 en la Unidad Tayoltita, siendo de :

N\$ 2.85 / ton

(1) Se esta considerando: Mano de Obra en rezagado, refacciones, lubricantes, depreciación del aparato, etc.

ANEXO 3

PRODUCCION MENSUAL (toneladas).

PERIODO	T/C	CYR C.C.C.	CYR RPA. BAJO
1	1,500	1,012	0
2	1,500	155	0
3	1,500	5,885	0
4	1,500	5,885	0
5	4,000	5,885	1,012
6	4,000	5,885	155
7	4,000	1,885	5,885
8	4,000	1,885	5,885
9	4,000	1,885	5,885
10	4,000	1,885	5,885
11	4,000	0	1,885
12	4,000	0	1,885
13	0	0	1,885
14	0	0	1,885