



1
201

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

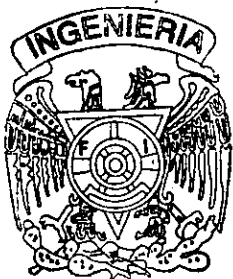
Diseño del Método de Explotación del
Cuerpo San José, de la Unidad San
Martín, Municipio de Colón, Querétaro.

T E S I S

Que para obtener el título de
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

p r e s e n t a

CECILIA PENELOPE GARCIA GARCIA



Director de Tesis: Ing. JUAN JOSE OBREGON ANDRIA

México, D. F.

1998

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

263937



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis 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
AVENIDA DE
MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-1-57

SRITA. CECILIA FENELOPE GARCIA GARCIA
Presente

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

DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION DEL CUERPO SAN JOSE, DE LA UNIDAD SAN MARTIN, MUNICIPIO DE COLON, QUERETARO

- I INTRODUCCION**
- II INFORMACION GEOLOGICA**
- III SITUACION ACTUAL DE LA UNIDAD**
- IV DISEÑO DE LA EXPLOTACION MINERA**
- V EVALUACION FINANCIERA**
- VI ANALISIS DEL IMPACTO AMBIENTAL**
- VII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**
- BIBLIOGRAFIA**

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.

Atentamente
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Ciudad Universitaria, a 14 de agosto de 1996
EL DIRECTOR

ING. JOSE MANUEL COVARRUBIAS SOLIS

DEDICATORIAS

A Dios,
porque nunca me ha dejado caer a pesar de todo
(...y de todos)

A mis padres y hermano,
porque siempre me dejaron ser yo misma
(... y siempre han estado junto de mí)

A Mario,
porque me ha enseñado el lado bueno de la vida
(... y del amor)

A mis profesores,
porque intentaron enseñarme a pensar.
(... y creo que lo consiguieron)

A SANLUIS Corporación,
porque me abrió las puertas en el campo laboral.
(... y vaya que es difícil si se es mujer)

A Obras Mineras S.A. de C.V.
porque me ha enseñado lo que es ser un profesional de la minería.
(... y me hacía mucha falta)

Y una dedicatoria especial :
A todas las personas que piensan que las mujeres
no estamos capacitadas para realizar ciertas labores.

Y si se trata de mencionar a alguien :

- Ing. Juan José Obregón Andría ... mi profesor
- Ing. Eduardo Luna ... me dio mi primera oportunidad en la minería
- Ing. Luis Muruato ... creyó en mí como profesional
- Ing. Armando Montes ... siempre me ha tenido la mano
- Ing. Edgardo Meave ... ha sido un apoyo en mi carrera
- Ing. Carlos Castro Villalobos ... me enseñó el lado pensante de la minería
- Ing. Guillermo Patiño Montes ... un verdadero amigo
- Ing. Sergio Gutiérrez ... me ha enseñado lo que es trabajar en equipo
- Ing. Juan José Sánchez ... mi jefe y amigo por más de dos años
- ... a todas aquellas personas con las que he convivido en el campo laboral, porque de todas he aprendido algo bueno.
-

INDICE

	PAGINA
CAPITULO I	
INTRODUCCION	1
CAPITULO II	
INFORMACION GEOLOGICA	5
Litología	6
Geología estructural	8
Interpretación genética del yacimiento	11
Forma del yacimiento mineral	14
Reservas	14
CAPITULO III	
SITUACION ACTUAL DE LA UNIDAD	16
Explotación minera	17
Beneficio del mineral	19
CAPITULO IV	
DISEÑO DE LA EXPLOTACION MINERA	22
1. Análisis para determinar la conveniencia de la ampliación del Tajo San José	22
2. Diseño del método de explotación subterránea	28
Criterios de selección	28
Diseño del método de minado	30
Ciclos de trabajo	34
Rezagado y acarreo de tepetate	44
Rezagado y acarreo de mineral	53
Tiempo requerido para la disponibilidad de mineral	58
Costos	62

CAPITULO V	
EVALUACION FINANCIERA	67
CAPITULO VI	
ANALISIS DEL IMPACTO AMBIENTAL	81
Impacto en el entorno ocasionado por la Unidad San Martín	81
Impacto ambiental	82
Protección al medio ambiente	83
Restauración ambiental del Tajo San José	84
CAPITULO VII	
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	87
ANEXO	90
BIBLIOGRAFIA	115

CAPITULO I

INTRODUCCION

La Unidad San Martín, se encuentra en el Municipio de Colón, Estado de Querétaro; al Noreste de la Capital del mismo y a 47 km en línea recta de esta; sus coordenadas geográficas son 20°43'56" latitud norte y 99°58'33" longitud oeste; para llegar a la Unidad Minera, en el kilómetro 144 de la autopista México - Querétaro hay un entronque hacia Bernal y 5 kilómetros antes de llegar a esta localidad se encuentra la desviación a San Martín.

Entorno de la Unidad San Martín.

Tipo de clima.

El clima del Municipio de Colón, se encuentra dentro de los climas secos y semisecos del centro del país, estos se manifiestan en la porción central del Estado, sobre terrenos de relieve levemente ondulado o plano y con altitudes menores a los 2,000 m, los cuales están rodeados por sierras y mesetas. El clima de la región se clasifica como semiseco templado con lluvias en verano, la probabilidad de lluvias invernales es menor al 5% y con verano cálido.

Hidrología.

El área de la Unidad San Martín, se encuentra comprendida dentro de la región hidrológica del río Pánuco, en la subregión del río Moctezuma, cuya cuenca abarca 6,508 km² del área total del Estado de Querétaro. Los principales afluentes son los ríos Extórax y San Juan, las aguas de esta cuenca se emplean para el riego del distrito agrícola de San Juan del Río, que abarca a los municipios de Pedro Escobedo, Tequisquiapan y Amealco, así como el de San Juan del Río.

En los municipios de Colón y Tolimán se encuentra la presa "La Soledad", alimentado por la corriente del río Zamorano, el cual tiene una capacidad de 8'000,000 m³ de agua y su uso principal es para riego.

Vegetación.

La vegetación que se presenta en la zona pertenece al conjunto de matorral casicaule y matorral espinoso. Entre los componentes principales de la vegetación se encuentran especies del género acacia, myrtillocactus y opuntia, zaluzania e ipomea.

Fauna.

Existe fauna escasa y de especies menores, en sitios despoblados se reporta la presencia de pequeños mamíferos, diferentes especies de reptiles y una variada cantidad de aves. No se cuenta con información detallada acerca de la fauna en esta región del Estado de Querétaro.

Población.

Según el censo de 1990, el Municipio de Colón tiene una población de 36,733 habitantes, representando el 3.52% de la población total del Estado de Querétaro. La Unidad Minera San Martín se encuentra en la localidad del mismo nombre; cuya población es de aproximadamente 1,000 habitantes (existe un gran porcentaje de migración).

Servicios.

Agua. Para el abastecimiento de agua se cuenta con dos pozos de agua potable dentro de la propiedad de la compañía.

Combustibles. Para el funcionamiento del equipo de la Unidad Minera se pueden adquirir los combustibles (diesel y gasolina) en la estación más cercana que se encuentra a 2 km, o en las localidades de Ezequiel Montes, San Juan del Río o directamente en la ciudad de Querétaro.

Electricidad. La zona cuenta con suministro de energía eléctrica a cargo de la Comisión Federal de Electricidad.

Actividades económicas.

Las actividades económicas principales en la región son: agricultura de riego, la ganadería en la zona no es de relevancia y la industria más importante es la extractiva, principalmente en lo referente a bancos de materiales para construcción; existe también industria maquiladora principalmente en el ramo del vestido. El tipo de economía de la zona es de mercado doméstico.

El Proyecto San Martín, se conforma como Unidad Minera en el año de 1993 iniciándose la explotación del cuerpo San José a través de minado a cielo abierto, al mismo tiempo que se rehabilitaban las antiguas obras subterráneas existentes en el área San Martín; se construyó una planta de beneficio con capacidad de 300 ton/día, pudiéndose ampliar hasta 600 ton/día, la ampliación se llevó a cabo paulatinamente hasta alcanzar el tonelaje indicado a finales de 1995.

En la Unidad San Martín se explota y beneficia un yacimiento mineral de oro y plata siendo en la actualidad, su producción anual de 20,000 oz. troy de oro y 140,000 onzas troy de plata.

La Unidad San Martín tiene dos áreas de trabajo: Tajo San José, que se divide en San José I y San José II; Area San Martín, que se divide en San Martín, Cuerpo 28 y Cuerpo 29, siendo esta última área subterránea.

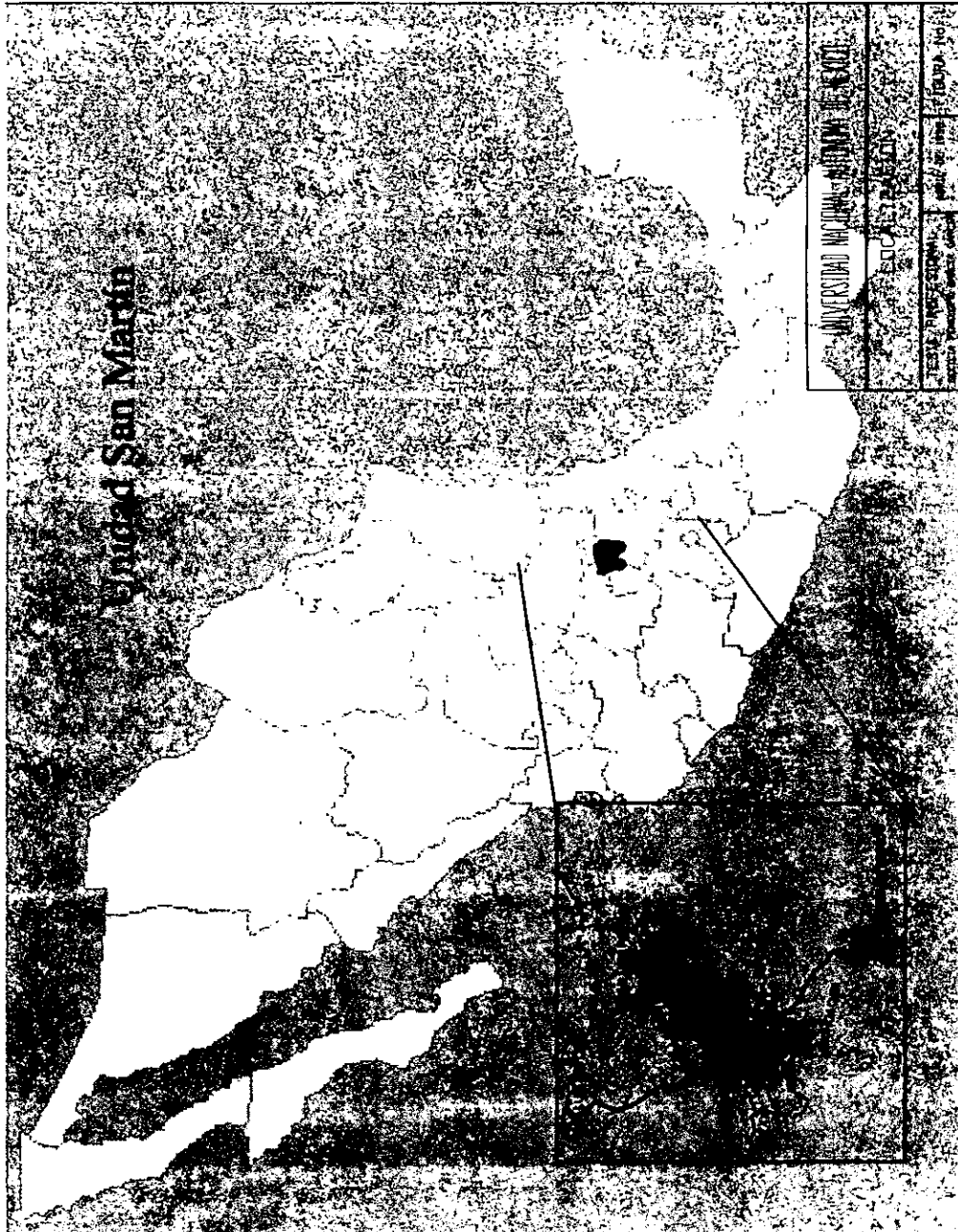
Hacia finales de 1995 se presentó la necesidad de evaluar el método de minado que hasta esa fecha se aplicaba en San José, planteándose dos alternativas:

1. Continuar explotando a cielo abierto
2. Iniciar el minado subterráneo a partir del actual piso del tajo San José.

El presente trabajo evalúa la viabilidad de cambiar el método de explotación minera dado el incremento de costos por concepto de descapote y la proximidad con la localidad de San Martín, que limita las posibilidades de minado a cielo abierto. Para su realización, se muestra en términos generales, la descripción geológica del yacimiento mineral y la situación actual de la Unidad Minera; posteriormente se muestra el diseño del método de explotación más favorable para su aplicación.

Al mismo tiempo, se presenta una evaluación financiera que, de acuerdo con las reservas minerales probadas del Area San José, justifiquen la inversión requerida para el minado de dicho cuerpo.

Finalmente, se presentan una serie de conclusiones y recomendaciones que podrán ser aplicadas en las operaciones de explotación de esta área.



CAPITULO II

INFORMACION GEOLOGICA

El Estado de Querétaro queda comprendido en tres provincias fisiográficas distintas, el Eje Neovolcánico al sur, el Altiplano Mexicano al centro y la Sierra Madre Oriental al oriente, por lo que se pueden encontrar rocas de variadas litologías y edades, encontrándose un predominio de rocas ígneas al sur del estado y de rocas sedimentarias en la porción septentrional.

San Martín, se encuentra en la porción sur de la Mesa Central, muy cerca del Eje Neovolcánico y de la zona de la Sierra Madre Oriental llamada de las Sierras Bajas.

La litología de la zona es variada, los sedimentos marinos van del Jurásico superior hasta el Cretácico superior, el vulcanismo está presente por un estratovolcán de composición andesítica - dacítica y un dique riolítico posterior. La geología estructural del área es compleja debido a que el enfriamiento del estratovolcán produjo un fallamiento inicial que se complementa con movimientos tectónicos sinistral y de extensión, que producen sistemas de fallas locales.

Como origen del cuerpo mineralizado, se mantiene la teoría de que al enfriarse el estratovolcán, disminuye su volumen y produce un fallamiento inicial por donde penetra y cristaliza una solución estéril de sílica y carbonato de calcio. La cresta del estratovolcán funciona como una tapa que mantiene el calor interno de tal forma que la silicificación continúa y se hace presente al alto de la brecha hidrotermal formada en el emplazamiento, reemplazando y recrystalizando las capas de los sedimentos calcáreos existentes. Continúan los movimientos formándose otro espacio abierto al alto de la brecha, que es rellenado por una solución estéril de carbonato de calcio. Posteriores movimientos tectónicos brechan a la brecha hidrotermal inicial y la desplazan mediante fallas locales. Un nuevo evento volcánico riolítico hace que el magma penetre en los espacios producidos por la extensión, las emanaciones posteriores del mismo magma mezcladas con agua meteórica producen, finalmente la mineralización comercial de Au-Ag.

Litología.

Sedimentos marinos.

Formación Las Trancas.

Esta formación es vulcano-sedimentaria y es la roca más antigua expuesta en el anticlinal El Chilar, que se encuentra a 20 km al N30°E de San Martín. Está formada por rocas clásticas y piroclásticas, intercaladas con lavas andesíticas-dacíticas y en menor proporción por caliza común. Al este del Banco El Doctor, núcleo de los anticlinales El Piñón y Bonanza se localiza San Martín al N45°E y a 50 y 60 km de los mismos. La formación Las Trancas, está compuesta de caliza pelágica y filita con arenisca subordinada, grawaca y conglomerado. La cantidad y tamaño de los detritus, disminuye hacia la cima y hacia el este.

Formación El Doctor.

Esta formación aflora en la porción NNE del cerro de San Martín y alrededor del Pico Bernal, pero no en contacto con él. En el Arroyo Nacional se encuentran estratos de caliza de 20 a 30 cm de color gris claro. En contacto discordante con la formación Las Trancas, aparece como una caliza criptocristalina y brechada con espesor de 2 a 3 m. Es posible que el brechamiento sea resultado de corrimientos o movimientos compresivos; la permeabilidad en este contacto (El Doctor - Las Trancas), muestra sólo manchas irregulares de óxidos de fierro (antes pirita) cementando a la brecha, pero no es mayor de 0.5 m de espesor.

Formación Soyatal.

La caliza El Doctor del Cretácico está cubierta por la Formación Soyatal del Turoniano (principios del Cretácico Superior). El contacto parece ser concordante en algunos lugares y discordantes en otros. La parte inferior de la Formación Soyatal está formada por estratos bien definidos, de 10 a 20 cm de espesor, de caliza gris oscura de grano fino, separados por intercalaciones delgadas de lutita roja. La parte superior consiste de calizas con interestratificaciones de capas más delgadas (5 a 10 cm) de calizas arcillosas y lutita calcárea. Mientras que hay lugares del distrito en los que no se presenta esta formación, hay otros donde alcanza un espesor máximo aproximado de 150 m.

Esta formación, es la unidad estratigráfica marina superior o la más joven, en su área denominada Banco El Doctor, ubicado a 35 km al N70°E de San Martín; está compuesta de arcilla y caliza pelágica (lodo calcáreo oceánico) depositadas rítmicamente en capas sedimentarias.

Vulcanismo.

Estratovolcán Dacítico-andesítico.

El cerro San Martín tiene una elevación ligeramente mayor de 2550 m. Es el más prominente de esta región. Hasta el momento no hay un estudio detallado de este stratovolcán, pero se reconocen más de tres coladas en el área de la Mina de San Martín.

El primer derrame, es una colada autobrechada, esto es, la naturaleza misma del evento generó un brechamiento hidrotermal con la mayoría de sus fragmentos de 10 a 30 cm cementados por las nuevas emanaciones, que envuelven a los fragmentos poco antes endurecidos y fragmentados por la alta temperatura del nuevo magma. Tal parece que al finalizar el enfriamiento de la cresta y el cuello, que forma el hongo o domo de este stratovolcán, se inició el fallamiento de los sistemas N40°-50°E y N30°-40°W, fluyendo a través de ellos líquidos residuales del mismo magma dacítico.

A 6 km, al N60°E de San Martín, hay una prominencia llamada Peña Bernal, que es ligeramente mayor de 2,250 m. El afloramiento de la Peña Bernal es la porción superior de un domo endógeno que tiene la misma composición que el stratovolcán. Al parecer, este se emplazó en el núcleo de un anticlinal de la formación Las Trancas. Estos sedimentos que lo cubrían parcialmente han sido erosionados.

Dique riolítico.

Este dique está emplazado entre la dacita y los sedimentos marinos de la formación Soyatal. Separa a este dos unidades de roca, pero no se encuentra fallado, sino que ocupa el espacio abierto después del desplazamiento de los bloques. La mayoría de la masa riolítica en la zona de la Mina San Martín, está fuertemente argilizada quedando solamente pequeños fragmentos, a manera de islas de riolita pobremente alterada. Esto indica que durante la etapa de mineralización soluciones tardías alteraron y caolinizaron al dique en la zona de influencia de la mineralización económica. La falta de alteración en el dique riolítico de algunos prospectos confirma la falta de oro comercial.

Aluvión y Caliche.

Fragmentos de bloques grandes y pequeños de calizas, limolitas, dacitas y riolita, forman el aluvión de las inmediaciones de la Mina San Martín. Todos estos fragmentos están cementados por material limolítico y lutítico, que se presenta muy plástico en temporada de lluvias. Encima del aluvión, hay una capa de caliche de 0.5 a 3 m, color crema, cementando fragmentos pequeños de 2 a 10 cm de sedimentos marinos y rocas volcánicas.

De lo anteriormente descrito, se observa que en general, el terreno en el que se encuentra ubicado la Unidad Minera San Martín es de origen sedimentario, aunque tienen la influencia de eventos volcánicos posteriores, por lo que prácticamente el 100 % de las obras mineras se desarrollarán en terreno sedimentario, principalmente en la caliza gris de la formación Soyatal.

Geología Estructural

La región manifiesta diferentes tipos de deformaciones, mientras algunas de las rocas que existentes en el área tienden a deformarse plásticamente o son sumamente deleznable, otras se fracturan fácilmente cuando son sometidas a movimientos tectónicos, por lo que existe un control de tipo litológico. La formación inferior (Las Trancas) y la superior (Soyatal), en algunos lugares son mecánicamente incompetentes, mientras que las rocas del El Doctor son de alta competencia estructural.

Estas mismas diferencias se pueden aplicar particularmente a la formación Soyatal, ya que se compone de alternancias de rocas competentes e incompetentes. Por lo tanto, esta formación se caracteriza por plegamientos sinsedimentarios y estructuras tipo boudinage, pequeñas fallas intraformacionales y sinclinales y anticlinales de gran amplitud, estos últimos formados probablemente por efectos laramídicos.

Estos grandes pliegues han sido truncados y deformados por fallas posteriores semiverticales que también afectan a las brechas mineralizadas. De esta manera, la estructura geológica de San Martín es compleja debido a que se tienen varios períodos de fallamiento.

Mediante el análisis de diagramas estereográficos se han tratado de establecer estos periodos, encontrándose tres sistemas bien definidos:

- Un sistema NW60°SE localizado principalmente en la secuencia de calizas, margas y lutitas estratificadas y asociadas a pliegues y boudinage.
- Un segundo sistema NE40°-50°SW íntimamente relacionado con la mineralización, ya que por lo general estas fallas ocurren en la brecha. Es importante hacer notar que esta dirección de fallamiento coincide con la mineralización, restringida a una franja de cuerpos tabulares (tipo veta) N40°-50°SW verticales a semiverticales.
- Un tercer sistema que pone en contacto tectónico a la secuencia sedimentaria y las brechas con la riolita, orientado NW15°SE-75°SW

Por otra parte existen estructuras cársticas producidas por la acción de soluciones acuosas calientes, encontrándose entre estas deformaciones, brechas de colapso, fallas menores por gravedad y fracturas.

Lo anterior da una idea del desplazamiento que ha sufrido el cuerpo mineralizado, lo que ha influido directamente en la aplicación del método de explotación que se lleva en la Mina San Martín. En esta mina, las discontinuidades estructurales son tan frecuentes que en distancias de 25 m se pueden encontrar desplazamientos horizontales del cuerpo mineralizado hasta de 5 m, por lo que el método de minado debe ser altamente selectivo y flexible.

En la Figura No 2 se muestra un plano general de la Unidad San Martín, incluyendo la geología. Se puede observar el desplazamiento estructural sufrido entre San José y San Martín debido a una falla geológica, de igual forma que el sufrido por San Martín en relación con Cuerpo 28. Es notoria la influencia de los tres sistemas de fallas locales anteriormente expuestos en la distribución y continuidad del cuerpo mineralizado.

Interpretación genética del yacimiento.

Movimientos tectónicos

En la orogenia laramídica (80-40 millones de años), movimientos de compresión NE50°-60°SW, pliegan sedimentos calcáreos (Formación Soyatal; Triásico a Cretácico Superior) que forman el "cinturón de pliegues de empuje" en la porción este central de la Sierra Madre Oriental. Esta compresión produjo fallamiento inverso y cabalgaduras, las cuales son detalladamente explicadas por Carrillo¹ (1982).

Brecha hidrotermal

Durante el enfriamiento del estratovolcán dacítico San Martín, hay una disminución de volumen. En esta contracción, se desprende una rebanada semiverdical de los sedimentos marinos, formando una abertura. La máxima abertura de la falla que produjo esta depresión inicial es de 8 m en forma de lazo cimoide, ya que sus extremos varían de 2 a 5 m. Una solución estéril de sílice y carbonato de calcio, proveniente de los líquidos residuales del magma dacítico/andesítico, rellena estas aberturas, produciendo desprendimientos de fragmentos de la roca encajonante (caliza) a causa de la relativa alta temperatura de dicha solución. Temperatura y vapor ayudan a formar el brechamiento inicial de esta primera intrusión; se desprenden fragmentos de la roca encajonante (sedimentos calcáreos) formando una brecha hidrotermal. Esto se considera como la primera etapa de mineralización.

La seta del estratovolcán, actúa como la tapa de una olla de presión, solo sale el vapor por el contacto dacita-sedimentos. Esta tapa mantiene el calor interno, de tal manera que la silicificación continúa y se hace presente en las paredes de la brecha hidrotermal, reemplazando y recristalizando las capas de los sedimentos calcáreos, en un espesor de 2 a 30 m a partir de la brecha.

Veta de calcita.

El bloque separado del sistema N40°-50°E sigue moviéndose, de tal manera que forma otro espacio abierto al alto de la brecha, que es relleno por una solución estéril de carbonato de calcio, formando una veta de calcita de color blanco y negro. Los valores de Au en la veta de calcita son de 29 a 74 partes por billón, incrementándose hasta 1,000 partes por billón con la dilución posterior por la limonita formada por la alteración de la roca (segunda etapa de mineralización).

¹ Carrillo, M. Sutter, M., 1982. Tectónica de los alrededores de Zimapán, Hidalgo y Querétaro: Libro Guía Excursión Geológica, CFE. Pág. 1-20.

En esta segunda depositación prevalece casi en su totalidad el carbonato de calcio, estando ausente el cuarzo; todavía no se hace presente el magma riolítico, y por lo tanto, ambas salmueras provienen de los líquidos residuales del magma dacítico.

Brecha tectónica y doble brecha

Se la ha dado este nombre a una brecha compuesta por fragmentos de caliza de 5 a 30 cm, marmolizada y recristalizada, con moderada silicificación y por fragmentos de caliza fresca sin alterar, mezclada con material limolítico de la misma Formación Soyatal. Esta brecha, se produjo por los movimientos tectónicos sinistral y de extensión, desplazando y brechando de nuevo a la brecha hidrotermal. Los fragmentos de brecha tectónica son más abundantes en las esquinas que forman los desplazamientos de la primera brecha por arrastre. Esta brecha no contiene Au comercial, ya que sus leyes no sobrepasan en promedio 1 gr/ton de Au.

Cuando los movimientos de la tectónica extensional producen una gran separación entre sus bloques y la brecha hidrotermal es desplazada, sale magma riolítico y ocupa los espacios abiertos de los grandes bloques, penetrando en forma de dique. Parte de este magma riolítico penetra a través de las fallas que desplazaron los grandes bloques, así como también se van abriendo paso por las dos brechas (la brecha hidrotermal, que fue brechada otra vez por los movimientos de los desplazamientos, y la que está compuesta solo por fragmentos de caliza y caliza silicificada). En ambas se puede apreciar material riolítico entre los fragmentos de la brecha y en las fracturas. Esto como resultado de la fase de vapor del mismo magma riolítico. Varias pulsaciones con emisiones residuales de magma riolítico, forman un pequeño sistema geotermal al mezclarse con agua meteórica, que va cristalizando en varias etapas.

Magma riolítico.

El emplazamiento de este magma ocurre cuando los movimientos sinistral y de extensión separan el cuello del estratovolcán y los sedimentos marinos. Hay evidencias de dique en los dos sistemas de fallas principales N40°-50°E y N30°-40°W. Sin embargo, tal parece que sólo en el primero hay mineralización comercial de Au-Ag.

El dique riolítico San Martín, presenta una fuerte alteración hidrotermal. La presencia de Au-Ag comercial en la doble brecha de San Martín, acusa fuerte alteración argílica y silicificación en el dique riolítico del mismo sistema.

Mineralización económica y alteración.

Las soluciones con valores económicos de Au-Ag hacen su arribo cuando se falla el contacto entre la brecha hidrotermal y la veta de calcita. Esta nueva abertura, es rellenada por una solución fuertemente ácida (óxidos de fierro-limonita y menor proporción de hematita) que proviene del magma riolítico. Aquí es donde se inicia la tercera etapa, con mineralización comercial de Au. El contenido de Au en la falla limonítica es de 1,022 de partes por billón. La mayoría de los elementos asociados al grupo encabezados por el fierro muestran valores relativamente altos en esta falla y en la brecha tectónica que pone en contacto al dique riolítico y a la caliza. Las soluciones más ácidas, tienden a alejarse de las más alcalinas. Es posible que por esta razón la limonita no haya llegado con fuerza hasta la doble brecha.

Debido a que hay vetillas de hematita en la riolita, esta tuvo que aparecer primero que la hematita, concluyendo que la solución del grupo del fierro es posterior a la riolita. Veinte metros de riolita a partir del contacto con los sedimentos, presentan abundantes vetillas de hematita y pobre alteración argílica; sin embargo, el resto del dique riolítico está fuertemente argilizado y sin hematita, de donde se concluye la relativamente alta temperatura de la solución del grupo del fierro, que circuló por la falla (donde ahora está la limonita) y por el contacto riolita-sedimentos y fracturó los primeros veinte metros de la riolita. El fierro se emplazó en estas fracturas, ayudado por la cercanía de la caliza que en su contacto contribuyó a una rápida precipitación del fierro. A causa de esta relativa rapidez, no pudo continuar su viaje hasta la doble brecha, haciéndolo solamente el cloro, bromo, selenio, oro, plata y boro entre otros elementos más.

Génesis del yacimiento.

En realidad, la primera brecha (hidrotermal) fue la preparación del terreno para que la segunda solución depositara y hasta cierto punto reemplazara con Au-Ag al carbonato de calcio que ya existía. La calcita tipo nieve, es en realidad carbonato de calcio recristalizado por la acción de la temperatura que trajo consigo la segunda solución. El cementante del segundo brechamiento es en realidad carbonato de calcio disuelto y material riolítico (fase de vapor) que se abrió paso a través de la doble brecha.

Con todo lo anterior se llega a la conclusión de que se trata de un pequeño sistema geotermal producido por los líquidos residuales del magma andesítico-dacítico. Después de que este magma se enfrió totalmente continuaron los movimientos tectónicos, la salida del magma riolítico y con él, las soluciones que

traían Au comercial. Las dos primeras etapas de la mineralización (brecha hidrotermal y veta de calcita), se formaron en este pequeño sistema caliente, y después de su enfriamiento total, vino la mineralización comercial de Au, que es la tercera etapa (esta última con varias pulsaciones, presenta muchas etapas de enfriamiento). En realidad el Au hizo su arribo en un sistema geotermal ya formado.

Forma del yacimiento mineral.

Es una brecha tabular y vertical, con echados de 80° a 90° al SE, en forma cimoidal con espesores de 2 a 8 metros. La extensión conocida de los valores económicos de Au, tiene los siguientes límites: Cuerpo San José, 100 m de largo por 80 de profundidad (aún sin conocerse los límites hacia el W); Cuerpo San José II, 200 m de longitud y 130 m de profundidad ; Cuerpo San Martín, 300 m de largo y 130 m de profundidad, el Cuerpo 28 y Cuerpo 29 cuyas dimensiones aún no se han delimitado.

Reservas.

Se tienen cubicadas 771,960 toneladas métricas de mineral con leyes promedio de 3.76 gr/ton de Au y 49 gr/ton de Ag. La clasificación por área de estas reservas es :

Area de trabajo	Tonelaje	Au gr/ton	Ag gr/ton
San José	104,592	3.84	32
San José II	82,642	2.74	47
San Martín	323,743	2.82	30
Cuerpo 28	190,074	5.65	81
Cuerpo 29	70,907	4.06	72
TOTAL :	771,958	3.76	49

Las anteriores reservas se clasifican según las condiciones o conocimiento que se tiene de las mismas en : mineral quebrado, que es el mineral que se encuentra tumbado en los rebajes; reservas probadas, son aquellas para las cuales hay suficiente información a intervalos cortos y para los cuales el carácter geológico esta bien definido, se considera una confiabilidad del 85% y deben estar delimitadas por obra directa tanto horizontal como verticalmente ; reservas probables, son las que pueden indicarse después de delimitar a las reservas

probadas tomando en cuenta el comportamiento geológico del cuerpo mineral, la confiabilidad de su existencia es de 70 % a 85%; las reservas indicadas con barrenación a diamante son aquellas que pueden ser cubicadas por las evidencias arrojadas por la barrenación y solamente se pueden considerar probables si la separación entre barrenos no es mayor de 30 m, de otra forma se considerarán posibles. El mineral marginal corresponde al mineral cubicado en cualquiera de las anteriores categorías, pero que por su ley no es de interés económico en la actualidad.

Bajo la anterior clasificación, las reservas de la Unidad San Martín son :

	Tonelaje	Au gr/ton	Ag gr/ton
Quebrado	5,246	5.20	61
Probado	278,349	4.35	45
Probable	284,795	3.33	44
Indicado con barrenación	162,035	3.86	72
Marginal	41,533	2.20	10
TOTAL :	771,958	3.76	49

CAPITULO III

SITUACION ACTUAL DE LA UNIDAD

El yacimiento mineral de San Martín fue descubierto en el siglo XVIII por Don Pedro Romero de Terreros, quien extrajo mineral de alta ley durante 40 años, época de la cual no existen datos de producción. De 1900 a 1924 la "Ajuchitlán Mining and Milling Co" explotó 250,000 toneladas, con ley promedio de 15 gr/ton de oro y 60 gr/ton de plata. Después de esta etapa no hubo actividades importantes en el Distrito, hasta que fue declarado Zona de Reserva Minera Nacional en el año de 1982, realizando el Consejo de Recursos Minerales diversos trabajos exploratorios con el fin de evaluar el potencial del área.

En 1988, Industrias Luismin inició actividades de exploración y en 1993 se decidió la construcción de una Planta de Beneficio con capacidad inicial de 300 ton/día con posibilidades de expanderse hasta 600 ton/día.

La primera etapa de minado se realizó a cielo abierto en el área de San José, en la actualidad se lleva la etapa final del tajo y se encuentra en operación la mina subterránea de San Martín.

Actualmente se producen 420 ton de mineral al día con leyes promedio de 3.5 gr/ton de oro y 40 gr/ton de plata.

EXPLOTACION MINERA

Tajo San José.

Produce casi 300 ton/día de mineral con una relación de descapote de 5 a 1, el minado utiliza bancos de 7.5 m de altura mediante el siguiente método.

1. Barrenación vertical con Trackdrill y barrenos de 7.68 cm (3 in) de diámetro, con plantilla espaciada 2.0 x 2.5 m en mineral y 2.4 x 3.0 m en tepetate. La sub-barrenación es del 10% de la altura total del banco, realizándose un muestreo de cada barreno en la zona mineralizada, para una posterior clasificación de mineral a quebradora o mineral a pilas de almacenamiento.
2. Cargado de barrenos con alto explosivo y agente explosivo, 22 kg de Anfo por barreno, en promedio, para la iniciación se emplean noneles, cordón detonante, cañuela, fulminantes y conectores.
3. Cargado de material mediante pala Michigan, con cucharón de capacidad de 3 m³.
4. Acarreo de mineral mediante una flotilla de 4 camiones de volteo convencional de 7 m³ de capacidad, sobre una distancia promedio de 1 km, y pendientes máximas del 10%.
5. Construcción y mantenimiento de caminos y pilas de almacenamiento con un tractor de oruga, motoconformadora y pipa de agua.

En su diseño original el Tajo San José se proyectó para operarse con un total de 12 bancos (82.5 m), con ancho en dirección N-S de 150 metros y una longitud de 250 m a rumbo de la mineralización (NW-SE).

El ángulo programado del talud final es de 85 grados, con banquetas de 4 m de ancho a cada doble banco.

Mina San Martín.

Por el momento solamente contribuye con 120 ton/día de mineral, pero se pretende duplicar su producción en la última etapa del Tajo San José y continuar hasta alcanzar el abastecimiento total de mineral a la planta de beneficio con las obras subterráneas.

El método de explotación aplicado es el de Corte y Relleno con Tepetate, ya que se requiere de gran selectividad debido a las discontinuidades estructurales y de mineralización existentes en el yacimiento. El minado se realiza mediante el siguiente procedimiento.

1. Barrenación con máquinas perforadoras de pierna neumática con brocas de 3.84 cm (1 ½") de diámetro.
2. Cargado de barrenos con alto explosivo y agente explosivo (Anfo), la voladura se inicia mediante el sistema cañuela - estopin.
3. El rezagado se realiza con cargadores frontales de 1.5, 2.67 y 3.82 m³ (2.0, 3.5 y 5.0 yd³), dependiendo del lugar de trabajo.
4. El acarreo de mineral a superficie se realiza con camiones de bajo perfil o con camiones convencionales, en ambos casos de 7 m³ de capacidad y también dependerá del área de la mina.

El acceso a la mina subterránea se realiza mediante una rampa con sección 4.0 x 4.0 m, misma que funciona para preparar los rebajes a explotar. Se tiene un programa de desarrollos y preparaciones de 250 m mensuales de cuele en promedio.

Para cubrir las necesidades de abastecimiento de mineral para la planta de beneficio, después que se concluya el minado a cielo abierto, se tienen proyectadas varias opciones:

1. Continuar el minado del Cuerpo San José mediante métodos subterráneos, y se presupuesta obtener 150 ton/día
2. Incorporar a la explotación el área conocida como Cuerpo 28, de donde se obtendrán 50 ton/día.
3. Incrementar la producción de la Mina San Martín a 300 ton/día incorporando al minado los rebajes del Niv-4 y continuar los desarrollos para preparar los rebajes del Niv-5.
4. Continuar con las exploraciones del área de Cuerpo 28 (Calaveras), Cuerpo 29 y San José II, extremo oriente del Tajo San José.

Para continuar con la explotación del yacimiento mineral, actualmente se cuenta con el siguiente equipo :

- 11 perforadoras neumáticas de pierna, Atlas Copco BBC 16
- 1 perforadora neumática de pierna, Atlas Copco BBC 35
- 2 perforadoras neumáticas de pierna, Gardner Denver
- 2 perforadoras neumáticas (espigas), Mid Western
- 1 Compresor Atlas Copco Modelo Pack de 1,200 pcm
- 1 Compresor Atlas Copco ER-7 de 1,200 pcm
- 1 Cargador frontal Wagner de 1.52 m³ (2 yd³)
- 2 Cargador frontal Jarvis Clark de 1.52 m³ (2 yd³)
- 1 Cargador frontal Jarvis Clark de 3.82 m³ (5 yd³)
- 2 Cargador frontal Wagner 2.67 m³ (3.5 yd³)
- 1 Pala modelo Michigan L-70 de 2.9 m³
- 1 Camión de bajo perfil JCI de 7 m³
- 1 Camión de bajo perfil Young de 4 m³
- 1 Camión Boogie de 2 m³
- 4 Camiones convencionales de 7 m³
- 1 Ventilador de 18.65 KW (25 HP)
- 2 Ventiladores de 11.19 KW (15 HP)
- 1 Bomba eléctrica BMT tipo Ben Royal de pistones (6.17 lt/seg)
- 2 Bombas eléctricas Peerles (2.52 lt/seg)
- 4 Bombas neumáticas Wilden M-15 (9.45 lt/seg)
- 1 Máquina lavadora de presión
- 1 Afiladora para brocas
- 1 Rack para 80 lámparas de minero

BENEFICIO DEL MINERAL

El proceso de beneficio del mineral extraído en la Unidad San Martín es el de cianuración en tanques y precipitación con polvo de zinc. La capacidad actual de la planta de beneficio es de 400 ton secas por día. Para realizar el proceso metalúrgico se tienen cinco áreas, las cuales se describen a continuación :

Trituración.

En esta área se cuenta con una tolva de 50 ton de capacidad, en la que es descargado el mineral procedente de la mina sobre una parrilla de rieles con abertura de 30.72 cm (12"), el mineral de esta tolva alimenta a una quebradora primaria Pettibone 51.20 x 92.16 cm (20" x 36"), con motor de 55.95 KW (75 HP), que reduce el mineral de 30.72 cm (12") a 7.68 cm (3"). Mediante un alimentador de orugas, la descarga de la quebradora primaria es transportada por la banda No 1, de 61.44 cm (24") de ancho, hasta la criba vibratoria 15.36 x 30.72 cm (6" x 12") de doble cama, una de 1.92 cm (3/4") y la otra de 1.28 cm (1/2") de abertura. El mineral de +1.92 cm (+3/4") procedente de la criba pasa por la banda

No 2 a la alimentación de la quebradora secundaria de cono Symon de 1.21 m (4'), cabeza corta, con motor de 149.20 KW (200 HP), donde el mineral es reducido de 7.68 a 1.28 cm (3" a 1/2") y transportado por la banda No 3, de 61.44 cm (24") de ancho, la cual descarga en la banda No 1, cerrando así el circuito de trituración. El mineral de -1.28 cm (-1/2") de la criba es transportado por la banda No 4, de 61.44 cm (24") de ancho, la pila de almacenamiento.

Molienda.

El mineral depositado en la pila de almacenamiento es transportado por la banda No 5, en la que se encuentra instalado un pesómetro Merrick, el que contabiliza las toneladas alimentadas al molino. En esta misma banda se encuentra un muestreador automático de 0.370 KW (½ HP), que toma muestras cada 20 minutos.

Se cuenta con un molino Marcy 2.74 x 2.74 m (9' x 9'), con capacidad de 400 ton métricas, con motor de 335.70 KW (450 HP), una vez que el mineral ha sido molido, sale a un cajón de pulpas donde se tienen dos bombas Denver SRL 20.48 x 15.36 cm (8" x 6"), de las cuales, una es de operación y otra es de emergencia, la bomba toma la pulpa y la envía a un ciclón D-20B, en donde se lleva a cabo la clasificación de finos y gruesos. Los finos deben de llevar alrededor del 20% de sólidos con +75% a 200 mallas; el producto grueso retorna al molino cerrando así el circuito de molienda. En esta parte del proceso se adiciona el 30% del cianuro que se utiliza durante el beneficio.

Tratamiento químico.

La pulpa procedente de los finos del ciclón del área de molienda, es enviada al espesador primario de 16.76 x 3.048 m (55' x 10'), la pulpa que contiene 20% de sólidos se deja asentar hasta un 45% de sólidos para bombearse a la etapa de agitación con una bomba duplex de 15.36 cm (6") de diámetro. Se cuenta con tres tanques agitadores Air-lifts 9.14 x 9.14 m (30' x 30'), en donde se agrega el 70% restante del cianuro empleado; el paso de la pulpa entre estos tanques se realiza por gravedad, del agitador No 3 la pulpa pasa al espesador intermedio de 16.76 x 3.04 m (55' x 10'), en el cual se lava la pulpa con la solución semi-rica con la finalidad de extraer los valores disueltos de oro y plata, pasando al tanque de solución semi-rica, extrayendo la pulpa (con un 45% de sólidos) con una bomba duplex de 15.36 cm (6") de diámetro y se envía al agitador No 4 de 9.14 x 9.14 m (30' x 30') en el que se le da una agitación secundaria, de este pasa la pulpa por gravedad al espesador de lavado a contracorriente No 1 y continúa hasta el espesador lavador No 3, todos de 16.76 x 3.04 m (55' x 10'), siendo descargada la pulpa de este último por gravedad hasta un cárcamo de rebombeo; esta es la cola final que va a presa de jales.

La solución estéril producto de la precipitación es agregada, conjuntamente con el agua industrial requerida, en el espesador-lavador No 3 en donde inicia el lavado a contracorriente, el rebose de este espesador pasa al espesador lavador No 2, de este al No 1 y el rebose de este último es tomado por una bomba y lo envía al tanque de solución semi-rica No 2

Precipitación y fundición.

En esta área se recibe la solución de rebose del espesador primario, que en este caso se le conoce como solución rica, llega a un recipiente del cual es tomada por una bomba Gould's 7.68 x 10.24 cm (3" x 4") de 22.38 KW (30 HP), que la envía al clarificador automático, en donde se quedan las partículas sólidas y las lamas que trae dicha solución, la cual ya clarificada pasa por una tubería donde se encuentra colocado un medidor de flujo electrónico, para llevar el control del bombeo, por esta misma tubería continúa el paso de la solución hasta la torre de desoxigenación en donde la solución pierde el oxígeno y es tomada por otra bomba Gould's 7.68 x 10.24 (3" x 4") de 29.84 KW (40 HP), aquí es adicionado el zinc en polvo para formar una emulsión que es tomada por una bomba similar a la anterior que envía la solución a prensas en donde se obtiene el precipitado de oro y plata, la solución estéril que sale de las prensas es colectada en un tanque para ser bombeada por una bomba Peearless de 18.65 KW (25 HP) al tanque de solución estéril.

Cuando se llena una prensa con precipitado se abre esta y se limpia, raspando para quitar todo el precipitado da cada cámara, este se lleva a secar y posteriormente se funde, obteniéndose barras de metal doree de aproximadamente 20 kg cada una.

Presa de Jales.

La pulpa del espesador No 3, con un 45-50% de sólidos es enviada por gravedad a un cárcamo en donde se encuentran dos bombas SRL 7.68 x 7.68 cm (3" x 3") una bomba envía la pulpa para ser clasificada por un ciclón D-6, para depositar los finos en el vaso de la presa y los gruesos se depositan en el bordo. La pendiente requerida es de 30 a 45 grados.

La solución clarificada del vaso de la presa es recolectada por un ducto perforado y llaga a un cárcamo que cuenta con dos bombas Peerles de 3.84 x 2.56 cm (1 ½" x 1") de 7.46 KW (10 HP), que envía el agua de retorno al espesador lavador No 2, en el área de tratamiento químico.

CAPITULO IV

DISEÑO DE LA EXPLOTACION MINERA

A lo largo de este capítulo se planteará la manera en la que se diseñó el método de explotación a aplicarse en el Cuerpo San José. Se está partiendo de la idea de que el trabajo en el Tajo San José se está complicando por las anomalías estructurales propias del yacimiento mineral.

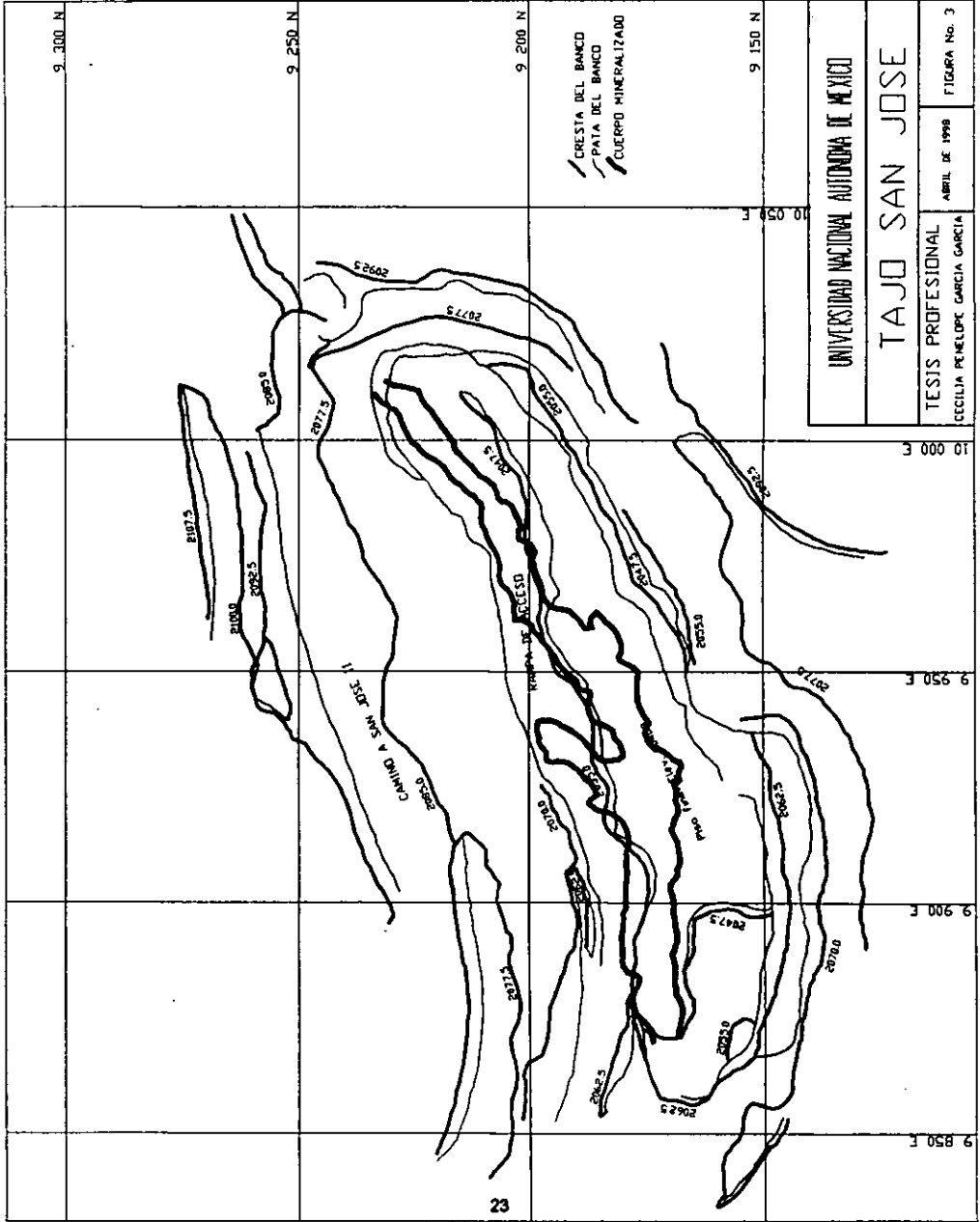
Primeramente se analizará la conveniencia de continuar el minado a cielo abierto y con base en la decisión tomada se elegirá un método de explotación específico. Una vez elegido el método de minado, se hará un diseño completo de la aplicación del mismo, la cual incluye el planteamiento técnico y la evaluación financiera.

1. Análisis para determinar la conveniencia de la ampliación del Tajo San José.

Al alcanzar la Elevación 2,040 durante el minado del Tajo San José se presentaron dos problemas principales :

1. En el diseño original del Tajo San José no se consideró el posible buzamiento del cuerpo mineralizado, por lo que el banco 2,047.5 y gran parte del camino de acceso en esta elevación se encuentran sobre mineral y en el piso del Tajo a la elevación 2,040, prácticamente el 50% del cuerpo no se encontraba descubierto. Ver Figura No 3.
2. La estabilidad de la pared norte se tornó crítica al quedar expuesta la lutita, misma que al intemperizarse se vuelve altamente inestable presentándose la necesidad de abatir el talud del Tajo por lo menos hasta 60°, según recomendación del Departamento de Geología. El ángulo final del tajo actualmente es de 75°.

La problemática anterior indica que la relación de descapote que hasta este momento se guardaba se vería incrementada en gran medida.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
 TAJO SAN JOSE

TESTIS PROFESIONAL
 CECILIA PEMELDRE GARCIA GARCIA

10 000 F

9 950 F

9 900 F

9 850 F

9 800 F

9 750 F

9 700 F

9 650 F

9 600 F

9 550 F

9 500 F

9 450 F

9 400 F

9 350 F

9 300 F

9 250 F

9 200 F

9 150 F

9 100 F

9 050 F

9 000 F

8 950 F

8 900 F

8 850 F

8 800 F

8 750 F

8 700 F

8 650 F

8 600 F

8 550 F

8 500 F

El costo por tonelada tumbada de mineral hasta este punto era de US\$7.28, de los cuales US\$5.95 correspondían solamente al movimiento de tepetate (a un tipo de cambio promedio de 7.89 US\$/Peso Mexicano al cierre de operaciones a diciembre de 1996). Para conocer el aumento estimado en el costo por tonelada de mineral tumbado se realizó una sección promedio idealizada (Ver Figura No 4) en la que se calculó la relación de descapote teórica que se alcanzaría banco por banco hasta llegar a la elevación 1,980, considerando el buzamiento del cuerpo mineralizado y que se deberá mantener la pendiente final del tajo en 60°.

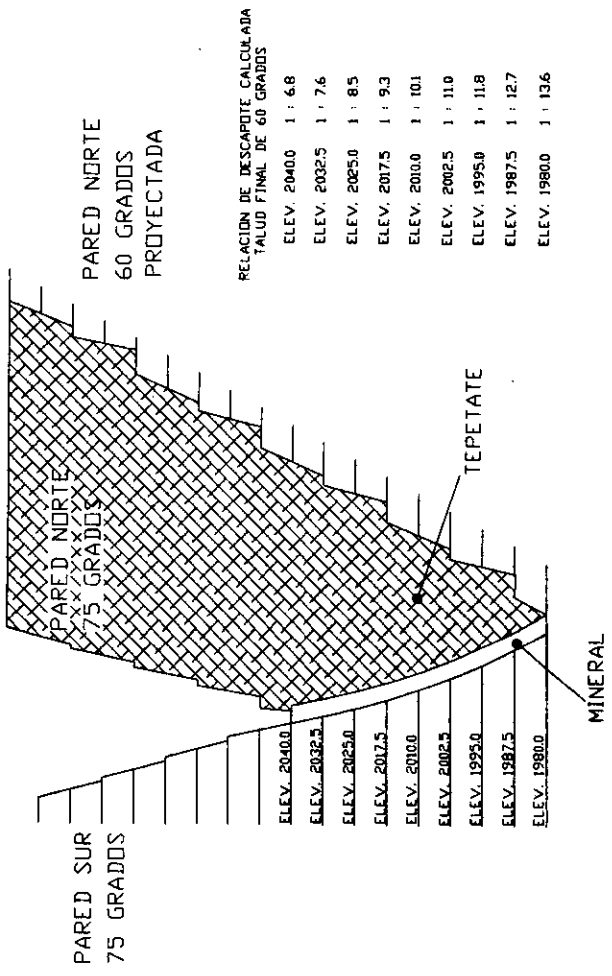
La siguiente tabla muestra la variación del costo total por tonelada tumbada, según se baje cada 7.5 m, considerando el costo actual más un 10% de aumento que es el promedio de aumento histórico en el costo por cada banco que se ha bajado en el tajo. El incremento en el costo del movimiento de tepetate, como se ve en la tabla, es directamente proporcional al aumento en la relación de descapote que se tendrá en cada banco.

Elevación	Relación de descapote	Costo en Tepetate	Costo en mineral	Costo total U.S. \$
2047.5	1 : 4.5	5.950	1.330	7.28
2040.0	1 : 6.8	9.890	1.463	11.35
2032.5	1 : 7.6	12.059	1.596	13.65
2025.0	1 : 8.5	14.611	1.729	16.34
2017.5	1 : 9.3	17.215	1.862	19.08
2010.0	1 : 10.1	20.032	1.995	22.03
2002.5	1 : 11.0	23.271	2.128	25.40
1995.0	1 : 11.8	26.524	2.261	28.78
1987.5	1 : 12.7	30.226	2.394	32.62
1980.0	1 : 13.6	34.166	2.527	36.69

De la tabla anterior se observa que la variación del costo por tonelada tumbada al bajar el primer banco adicional a los actuales sería de +55.90 %. Cuando se llegara a la elevación 1,987.5 el costo por tonelada tumbada ya se habría incrementado en el 448.08 % del costo actual.

Según datos obtenidos al cierre de operaciones de 1996, en la Unidad San Martín, el costo de Mina constituye un 34.90% del costo total de producción, bajo esta consideración el costo total promedio, a la elevación 2,040 es de 20.8 US\$/tonelada molida.

A una cotización de 390.68 US\$/Oz. Troy de oro (cotización promedio al cierre de operaciones en la Unidad San Martín de enero a diciembre de 1996), la ley mínima de corte es:



RELACION DE DESCAPOTE, CALCULADA
TALUD FINAL DE 60 GRADOS

ELEV. 2040.0	1 : 6.8
ELEV. 2032.5	1 : 7.6
ELEV. 2025.0	1 : 8.5
ELEV. 2017.5	1 : 9.3
ELEV. 2010.0	1 : 10.1
ELEV. 2002.5	1 : 11.0
ELEV. 1995.0	1 : 11.8
ELEV. 1987.5	1 : 12.7
ELEV. 1980.0	1 : 13.6

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

SECCION IDEALIZADA PARA
CALCULO DE RELACION DE DESCAPOTE

TESIS PROFESIONAL
ECILIA PINELOR GARCIA GARCIA

ABRIL DE 1998

FIGURA No. 4

$$\begin{aligned}
 1 \text{ Oz. Troy} &= 31.104 \text{ gr} \\
 390.68 \text{ US\$} \div 31.104 \text{ gr} &= 12.56 \text{ US\$/gr de Au} \\
 20.8 \text{ US\$/ton molida} \div 12.56 \text{ U.S. \$/gr de Au} &= 1.70 \text{ gr de Au/ton tumbada}
 \end{aligned}$$

La recuperación metalúrgica promedio que se tiene en la Unidad San Martín para el oro es de 95.38 %, por lo tanto la ley mínima de corte será:

$$1.70 \text{ gr de Au/tonelada tumbada} / 95.38 \% = 1.78 \text{ gr de Au/tonelada tumbada}$$

La ley promedio de las reservas cubicadas en el Area de San José es de 3.84 gr de Au/tonelada, de los cuales se recuperan 3.66 gr/tonelada, así el valor por tonelada in-situ es:

$$3.66 \text{ gr de Au/tonelada} \times 12.56 \text{ U.S. \$/gr de Au} = 45.97 \text{ U.S. \$/tonelada in-situ}$$

que es el costo máximo por tonelada que se podrá pagar, ya se ha mencionado que del costo total por tonelada molida el 34.90 % corresponde al de minado por lo que el costo máximo por tonelada tumbada es 16.04 U.S. \$.

Bajo las consideraciones realizadas anteriormente para conocer el aumento teórico en el costo de minado se observa que solamente se podrían bajar dos bancos más.

Se tiene una consideración adicional para decidir entre iniciar la explotación subterránea o continuar con la explotación a cielo abierto hasta alcanzar la relación máxima de descapote económicamente aceptable. La elevación 1,980 corresponderá a lo que sería el nivel 7 del área de San Martín, de tal forma que la elevación 2,010 corresponde al nivel 6; como se ha mencionado anteriormente, una de las áreas de interés en la Unidad San Martín es la denominada San José II al oriente de San José; la exploración de esta zona se está realizando mediante un socavón que inicia en el banco 1,977.5 correspondiente al nivel 4 del área San Martín. La correspondencia de elevaciones en estas tres áreas de trabajo hace pensar en una posible integración a futuro.

Si se decide por bajar dos bancos más en el tajo San José, se alcanzaría la elevación 2,025, por lo que restarían solamente 15.0 m para colocarse a la altura del nivel 6. Se considera que existe una diferencia de elevaciones demasiado pequeña para iniciar un nivel, y aunque se podría realizar la comunicación hasta alcanzar el nivel 7, debe entenderse que las obras en San José II inician en el nivel 4 y tardarán más tiempo en alcanzar la elevación 1,980 y por lo tanto en lograr una comunicación a la elevación del nivel 7.

Además de los puntos mencionados, se deben tomar en cuenta los siguientes factores:

- * El Tajo San José se ha constituido en una cuenca artificial de captación de aguas pluviales, lo que implica que el sistema de desagüe actualmente implantado deberá modificarse para contar con mayor potencia en los equipos de bombeo instalados, o bien crear un mayor número de estaciones de bombeo; en caso de iniciar un minado subterráneo, el agua se puede canalizar de tal forma que no entre a las obras y continuar con el mismo esquema de bombeo establecido.
- * La inestabilidad que se tiene en la pared norte implica la posibilidad de accidentes por derrumbes en los caminos, ya que estos deberán mantenerse sobre este talud. El camino actualmente en funcionamiento, ya ha sido lo suficientemente resguardado para considerarlo seguro.
- * La cercanía con la población implica un riesgo al realizar voladuras cercanas a la superficie. Si se decidiera por continuar el Tajo sería necesario abatir la pared norte, esta pared es la que da la cara libre a la población de San Martín.
- * La presión realizada por las personas de la localidad que intentaban marcar días y horarios específicos para realizar las voladuras, así como el número máximo de barrenos que se debían disparar cada vez; lo cual iría en un decremento de la productividad del método.

Bajo las consideraciones técnicas, financieras y sociales anteriormente planteadas se ha determinado que la mejor opción de minado para el Cuerpo San José no es continuar con el Tajo, sino iniciar un minado subterráneo.

2. Diseño del método de explotación subterránea.

CRITERIOS DE DETERMINACION

Para la selección del método de minado subterráneo más apropiado, se tomaron en cuenta los siguientes criterios:

1. Tamaño y morfología del cuerpo mineral.
2. Espesor del cuerpo mineralizado y tipo de encape.
3. Rumbo y echado del depósito.
4. Características del mineral.
5. Características de la roca encajonante.
6. Presencia de agua subterránea
7. Factores financieros involucrados.

1. Tamaño y morfología del cuerpo mineral. En este caso es un cuerpo de tipo tabular, desplazado en algunos segmentos por fallas locales.
2. Espesor del cuerpo mineralizado y tipo de encape. La brecha mineralizada tiene una potencia promedio de 6 m. Al alto está en contacto con lutitas muy inestables y al bajo está en contacto con la brecha estéril, roca caliza o con el dique.
3. Rumbo y echado del depósito. El Cuerpo San José tiene un rumbo E-W y echado promedio de 75°.
4. Características del mineral. La doble brecha muestra zonas de gran estabilidad, pero se vuelve quebradiza cuando es atravesada por alguna falla local.
5. Características de la roca encajonante. El contacto del bajo (lutitas), es poco estable mientras que el respaldo del alto es lo bastante competente para mantener las obras abiertas sin ningún tipo de soporte artificial.
6. Presencia de agua subterránea. En las obras antiguas existentes no se ha detectado presencia de agua subterránea.
7. Factores financieros involucrados. Se requiere una disponibilidad de mineral a corto plazo, ya que se tiene proyectado incrementar la capacidad de la planta de beneficio; por otro lado, todos los trabajos de minado se deben realizar con el equipo que actualmente tiene la Unidad. Las reservas minerales probadas con las que se cuenta en el área de San José son de 104,592 ton con leyes promedio de 3.84 gr/ton de oro y 32 gr/ton de plata.

Atendiendo a los puntos anteriores y tomando en cuenta la experiencia en el minado subterráneo del área de San Martín, donde el rebaje 2-380, iniciado en el año de 1994 bajo el método de tumba sobre carga no dio resultados óptimos, debiendo cambiarse al de corte y relleno con tepetate, se ha decidido continuar con la aplicación de este último método. A continuación se presenta una tabla que muestra a manera de comparación las ventajas y desventajas de los métodos de explotación anteriores en el Área San Martín.

TUMBE SOBRE CARGA	CORTE Y RELLENO
⇒ Permitía la extracción de mineral por gravedad, requiriéndose menos obras de preparación.	⇒ Requirió de más obras de preparación, para permitir la entrada de equipo diesel.
⇒ Se esperaba continuidad en la ley del mineral.	⇒ Debido a la existencia de zonas de baja ley dentro del cuerpo mineralizado se requería un método selectivo.
⇒ Generó dilución en la carga debido a la existencia de zonas de baja ley.	⇒ Es un método que permite seguir la mineralización, aún cuando existen desplazamientos estructurales.
⇒ Se desconocía el comportamiento estructural del cuerpo mineral y debido a fallamientos locales no se pudo continuar con éste método.	⇒ Permitted hacer selectiva la extracción de mineral, pudiendo dejar de relleno las zonas de tepetate o baja ley que se encontraban.

El material de relleno a utilizar durante la explotación será obtenido de las obras de desarrollo que se llevan en el área, o bien, mediante contrapozos tepetateros, el material traído de superficie se tomará de los terreros formados por el descapote del Tajo San José.

DISEÑO DEL MÉTODO DE MINADO

Para la aplicación del método explotación se deberá utilizar, para el cuele de las obras de desarrollo, preparación y producción, el equipo que en la actualidad se utiliza en el área de San Martín, sin requerirse de la adquisición de ningún otro.

Para la aplicación del método de corte y relleno con tepetate será necesario del cuele de las siguientes obras:

- * Una rampa general de acceso.
- * Contrapozos para servicios y ventilación.
- * Cruceos de acceso al cuerpo mineralizado.
- * Frentes sobre mineral para delimitar bloques.
- * Contrapozos tepetateros.

Obras de desarrollo.

Rampa General.

El acceso al bloque minable se realizará mediante el cuele de una rampa de sección de 4.0 x 4.0 m con 10% de pendiente, la cual permitirá la entrada a un camión de bajo perfil para el acarreo del material que se produzca.

La rampa se iniciará en la elevación 2,040. En la figura No 5 se muestra el diseño de la rampa, la cual se planeó de tal forma que el acceso al cuerpo se hará al centro del bloque.

El rompimiento de la obra se marcó tomando en cuenta la estabilidad en esa zona de la pared sur del tajo. El desarrollo total de la rampa es de 600 m, equivalente a formar un rebaje de 60 m de altura, o bien, en caso de requerir aumentarse la producción, desplantar otro rebaje más en la elevación 2010, quedando en proyección con el nivel 6 de San Martín.

Contrapozos para servicios y ventilación.

Conforme se profundice la rampa general, se presentarán problemas de ventilación, al mismo tiempo que se incrementarán los costos para integrar servicios. Con la finalidad de bajar tuberías de agua y aire y al mismo tiempo crear un circuito de ventilación se proyectó el contrapozo indicado en la figura No 5. La sección de la obra será de 1.5 x 1.5 m y como se observa en la sección longitudinal, se podrá colar por partes según profundice la rampa.

Obras de preparación.

Cruceros para accesos.

A partir de la rampa general se deberán colar cruceros que funcionen como accesos al rebaje conforme este ascienda con los cortes. Estos accesos se colarán inicialmente con una pendiente negativa del -18% y deberán pivotear hasta alcanzar una pendiente positiva de 18%. La sección de estas obras será de 3.0 x 3.0 m.

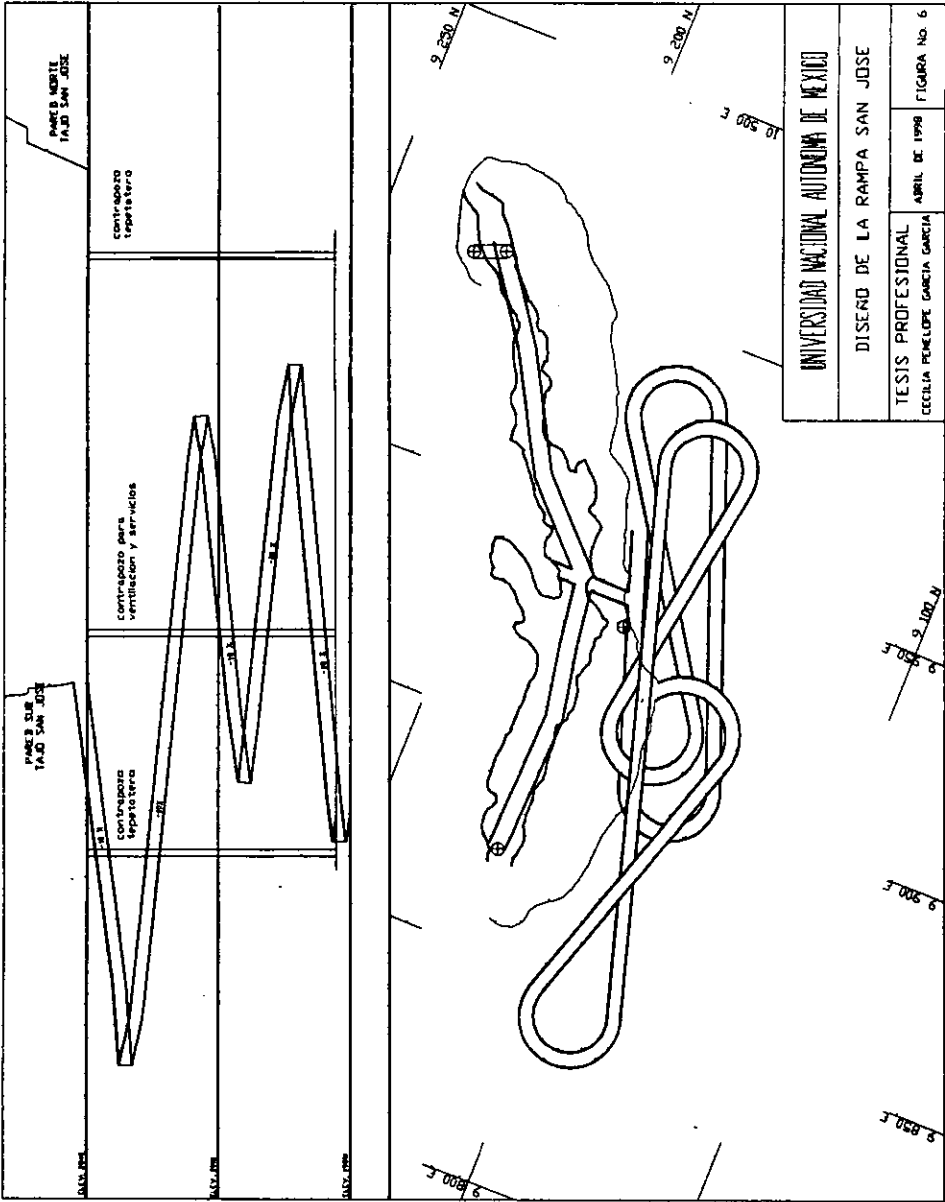
Frente.

Una vez que el acceso inferior haya cortado al cuerpo mineralizado se colará una frente siguiendo el contacto con la roca caliza, con sección de 3.0 x 3.0 m y a cada 30 m se darán cruceros hacia el respaldo norte para localizar el otro contacto. Estas obras se harán con la finalidad de delimitar el bloque a explotar, conociendo su dimensión a rumbo, así como la potencia del cuerpo y los posibles desplazamientos que pudiera sufrir por fallas locales.

Contrapozos tepetateros.

Después de delimitar la extensión del rebaje, se deberán colar dos contrapozos tepetateros, uno en cada extremo del bloque y ambos sobre mineral, estos contrapozos comunicarán a superficie en el piso del tajo. El material de relleno, se vaciará desde el piso del tajo, hasta el rebaje.

La figura No 6 muestra el arreglo general de las obras antes descritas.



CICLOS DE TRABAJO

Para realizar las obras necesarias para la explotación del Cuerpo San José se deben de tomar en cuenta cada uno de los elementos que componen el ciclo de minado.

En primer lugar se deben colar las obras de desarrollo, que son las que van a permitir el acceso al cuerpo; para realizar dichas obras se habla de tres actividades principales:

- Barrenación y voladura.
- Rezagado y acarreo
- Instalación de servicios

Se deberá continuar con las obras de preparación, para este caso los elementos del ciclo de trabajo son similares a las obras de desarrollo:

- Barrenación y voladura
- Rezagado y acarreo
- Instalación de servicios

La tercera etapa en la explotación del cuerpo mineralizado, es la extracción misma del mineral, para tal fin también se divide el ciclo de trabajo en cuatro actividades generales:

- Barrenación y voladura
- Rezagado y acarreo
- Instalación de servicios
- Relleno

Para fines de diseño se pueden considerar algunos elementos generales que posteriormente se podrán emplear en cada uno de los trabajos enlistados:

1. Barrenación en rampas
2. Barrenación en frentes y cruceros
3. Barrenación en contrapozos
4. Barrenación de producción
5. Rezagado y acarreo de tepetate
6. Rezagado y acarreo de mineral
7. Instalación de servicios
8. Relleno

Barrenación en Rampas.

Debido a que el acarreo del mineral se realizará con un camión de bajo perfil JCI de 7 m³, la rampa se llevará con una sección de 4.0 x 4.0 m, tomando en cuenta la experiencia obtenida en la Mina San Martín; de dicha experiencia se ha tomado como propuesta la plantilla de barrenación a utilizarse en esta y todas las demás obras. La plantilla a utilizarse consiste de 37 barrenos perforados y 34 barrenos cargados. El detalle de esta plantilla se puede observar en la figura No 7.

Los parámetros de barrenación y cargado son:

Máquina	perforadora de pierna neumática
Barra	1.82 m (6 ft) (rendimiento 350 m)
Broca intercambiable	3.84 cm (1 ½ ") (rendimiento 90 m)
Explosivo de alta densidad	bombillo de 2.56 x 12.80 cm(1"x5")
Tovex 100	(1.1 gr/cm ³), (0.081 kg./bombillo)
Agente explosivo	
Mexamón	0.75 gr/cm ³ , (1.2 kg./barreno)
Artificios	
Fulminante No 6	1 por barreno
Cañuela	2.5 m por cañuela
Conector	1 por barreno
Thermalita	15 m por disparo
Tiempo promedio por barreno**	6 minutos
Tiempo de cargado por barreno**	1 minuto
Eficiencia de barrenación*	90 %
Eficiencia de disparo*	90 %

* La eficiencia de barrenación se refiere a que solamente el 90 % de la longitud total de la barra será la longitud del barreno perforado. La eficiencia de disparo, considera que el avance producto de la voladura será el 90 % de la longitud perforada; todo lo anterior equivale a decir que la eficiencia total en la voladura será del 81 %.

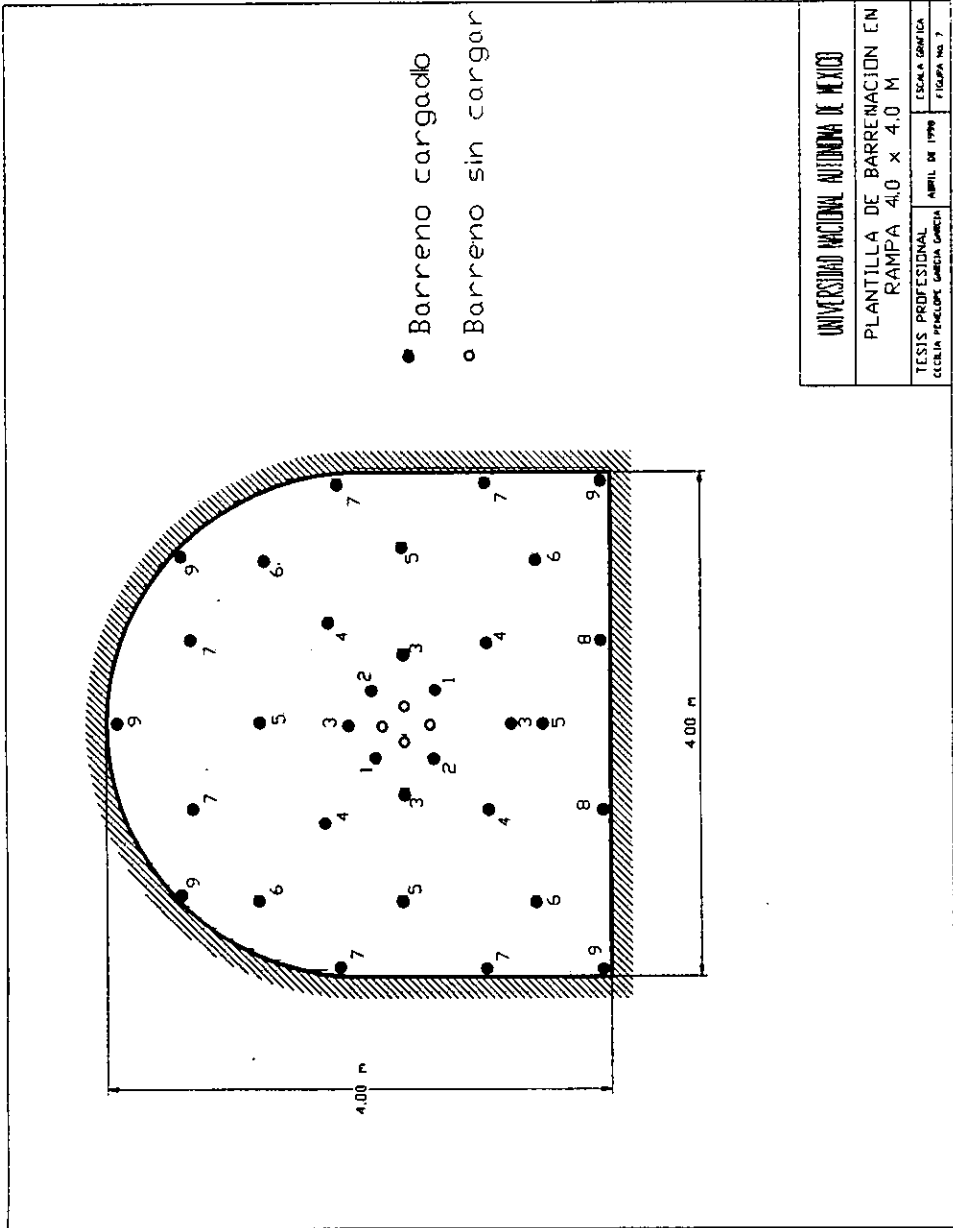
** Los tiempos promedio por actividad, fueron obtenidos mediante estudios de ingeniería de métodos realizados en la Unidad San Martín y estos ya consideran los tiempos inefectivos de trabajo.

A lo largo de este trabajo, el tiempo se medirá en horas, y fracciones decimales de las mismas, esto es, no se manejarán minutos y segundos, sino décimas y centésimas de hora; o si fuera el caso de minuto.

En cada corte se avanzarán:

$$6 \text{ ft} \times 0.3048 \frac{\text{cm}}{\text{ft}} \times 0.90 \times 0.90 = 1.48 \text{ m}$$

para dar ese avance se emplearán:



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO	
PLANTILLA DE BARREMIACION EN RAMPA 4.0 x 4.0 M	
TESIS PROFESIONAL	ESCALA GRÁFICA
CECILIA PENELOPE GARCÍA GARCÍA	ABRIL DE 1999
	FIGURA NO. 7

37 barrenos x 6 min/barreno = 222 min (3.7 horas) [perforación]
33 barrenos x 1 min/barreno = 33 min (0.55 horas) [cargado]

lo que equivale a 4.25 horas.

Consumo de explosivos y acero de barrenación por metro avanzado:

33 bombillos x 0.081 kg/bombillo = 2.673 kg de Tovex 100
33 barrenos x 1.2 kg/barreno = 39.6 kg de Mexamón

2.75 kg / 1.48 m = 1.81 kg de Tovex 100 por metro de avance
40.8 kg / 1.48 m = 26.76 kg de Mexamón por metro de avance

37 barrenos x 6 ft x 0.3048 ^m/_{ft} x 0.9 = 60.90 m barrenados

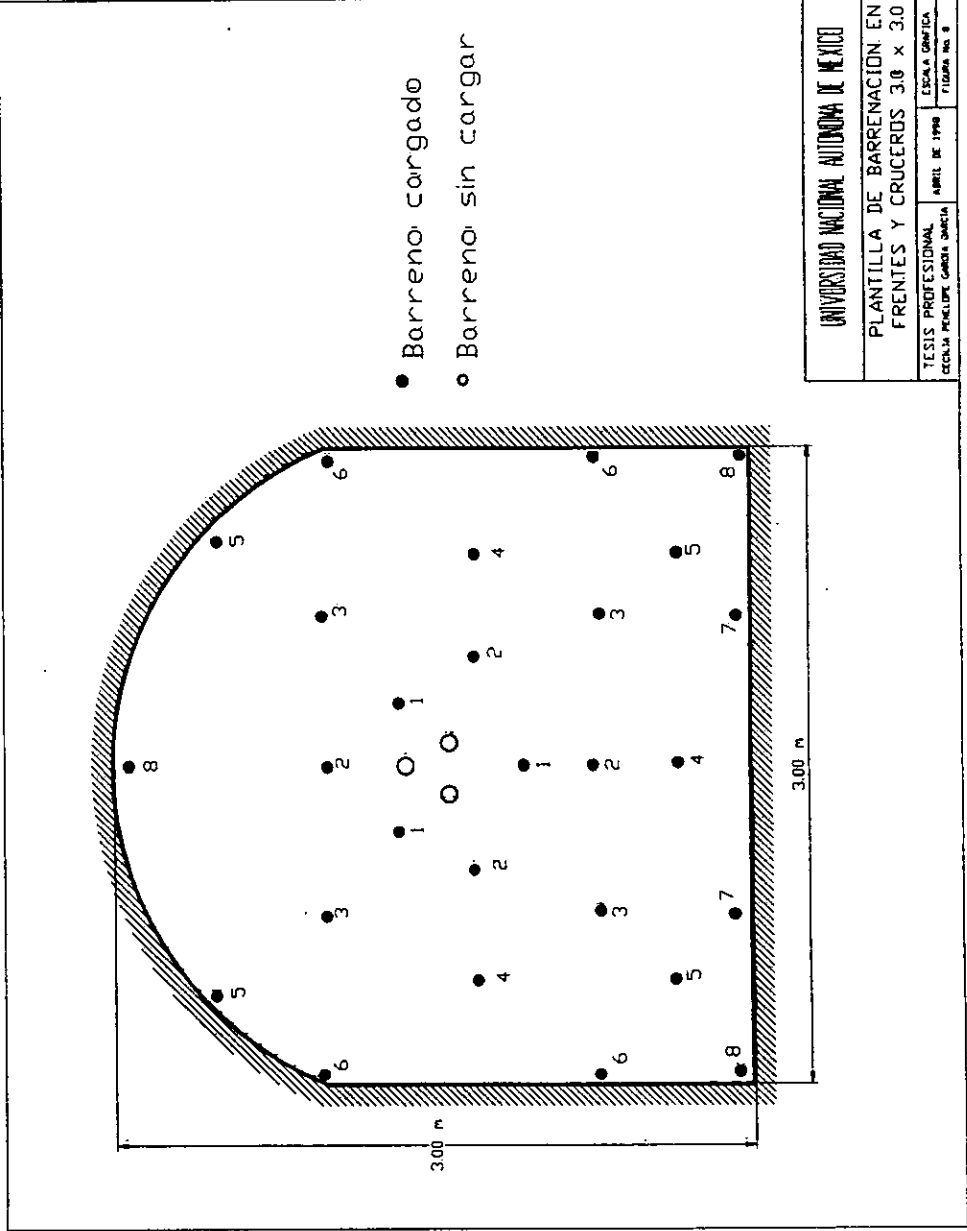
60.90 m / 350 ^m/_{barras} = 0.174 barras
60.90 m / 90 ^m/_{brocas} = 0.677 brocas

0.174 barras / (6 ft x 0.3048 ^m/_{ft} x 0.9) = 0.106 barras por metro de avance
0.677 brocas / (6 ft x 0.3048 ^m/_{ft} x 0.9) = 0.411 brocas por metro de avance

Barrenación en frentes y cruceros.

Los cruceros de acceso, contrafrentes y frentes de preparación, se realizarán con una sección de 3.0 x 3.0 m, la experiencia tenida en este tipo de obras en la Mina San Martín indica que una plantilla como la que se muestra en la figura No 8, con 28 barrenos dados y 25 cargados es la adecuada.

Los parámetros de barrenación a utilizar son los siguientes:



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO
 PLANTILLA DE BARRENACION EN
 FRENTE Y CRUCEROS 3.0 x 3.0
 TESIS PROFESIONAL
 ESCUELA DE INGENIERIA
 ABRIL DE 1980
 ESCUELA DE INGENIERIA
 FIGURA No. 8

Máquina	Perforadora de pierna neumática
Barra	1.82 m (6 ft) (rendimiento 350 m)
Broca intercambiable	3.84 cm (1 ½ ") (rendimiento 90 m)
Explosivo de alta densidad	Bombillo de 2.56 x 12.80 cm(1"x5")
Tovex 100	(1.1 gr/cm ³), (0.081 kg./bombillo)
Agente explosivo	
Mexamón	0.75 gr/cm ³ , (1.2 kg./barreno)
Artificios	
Fulminante No 6	1 por barreno
Cañuela	2.5 m por cañuela
Conector	1 por barreno
Thermalita	12 m por disparo
Tiempo promedio por barreno	6 minutos
Tiempo de cargado por barreno	1 minuto
Eficiencia de barrenación	90 %
Eficiencia de disparo	90 %

En cada corte se avanzarán:

$$6 \text{ ft} \times 0.3048 \frac{\text{cm}}{\text{ft}} \times 0.90 \times 0.90 = 1.48 \text{ m}$$

para dar ese avance se empleará:

$$30 \text{ barrenos} \times 6 \text{ min/barreno} = 180 \text{ min (3.0 horas) [perforación]}$$

$$27 \text{ barrenos} \times 1 \text{ min/barreno} = 27 \text{ min (0.45 horas) [cargado]}$$

lo que equivale a 3.45 horas.

Consumo de explosivos y acero de barrenación por metro avanzado:

$$27 \text{ bombillos} \times 0.081 \text{ kg/bombillo} = 2.187 \text{ kg de Tovex 100}$$

$$27 \text{ barrenos} \times 1.2 \text{ kg/barreno} = 32.4 \text{ kg de Mexamón}$$

$$2.187 \text{ kg} / 1.48 = 1.48 \text{ kg de Tovex 100 por metro de avance}$$

$$32.4 \text{ kg} / 1.48 = 1.89 \text{ kg de Mexamón por metro de avance}$$

$$30 \text{ barrenos} \times 6 \text{ ft} \times 0.3048 \times 0.9 = 49.38 \text{ m barrenados}$$

$$49.38 \text{ m} / 350 \frac{\text{m}}{\text{barra}} = 0.141 \text{ barras}$$

$$49.38 \text{ m} / 90 \frac{\text{m}}{\text{broca}} = 0.549 \text{ brocas}$$

$$0.141 \text{ barras} / (6 \text{ ft} \times 0.3048 \text{ cm}/\text{ft} \times 0.9) = 0.086 \text{ barras por metro de avance}$$

$$0.549 \text{ brocas} / (6 \text{ ft} \times 0.3048 \text{ cm}/\text{ft} \times 0.9) = 0.334 \text{ brocas por metro de avance}$$

Barrenación en contrapozos.

Los contrapozos se darán con una sección de 1.5 x 1.5 m, la plantilla que se muestra en la figura No 9, igualmente tomada de la experiencia de la Mina San Martín, consiste de 18 barrenos, 15 de ellos cargados.

Los parámetros de barrenación y cargado son los siguientes:

Máquina	perforadora de pierna neumática
Barra	1.82 m (6 ft) (rendimiento 350 m)
Broca intercambiable	3.84 cm (1 1/2 ") (rendimiento 90 m)
Explosivo de alta densidad	Bombillo de 2.56 x 12.80 cm(1"x5")
Tovex 100	(1.1 gr/cm ³), (0.081 kg./bombillo)
Agente explosivo	
Mexamón	0.75 gr/cm ³ , (1.2 kg./barreno)
Artificios	
Fulminante No 6	1 por barreno
Cañuela	2.5 m por cañuela
Conector	1 por barreno
Thermalita	12 m por disparo
Tiempo promedio por barreno:	8 minutos
Tiempo de cargado por barreno:	1.5 minuto
Eficiencia de barrenación:	90 %
Eficiencia de disparo:	90 %

En cada corte se avanzarán:

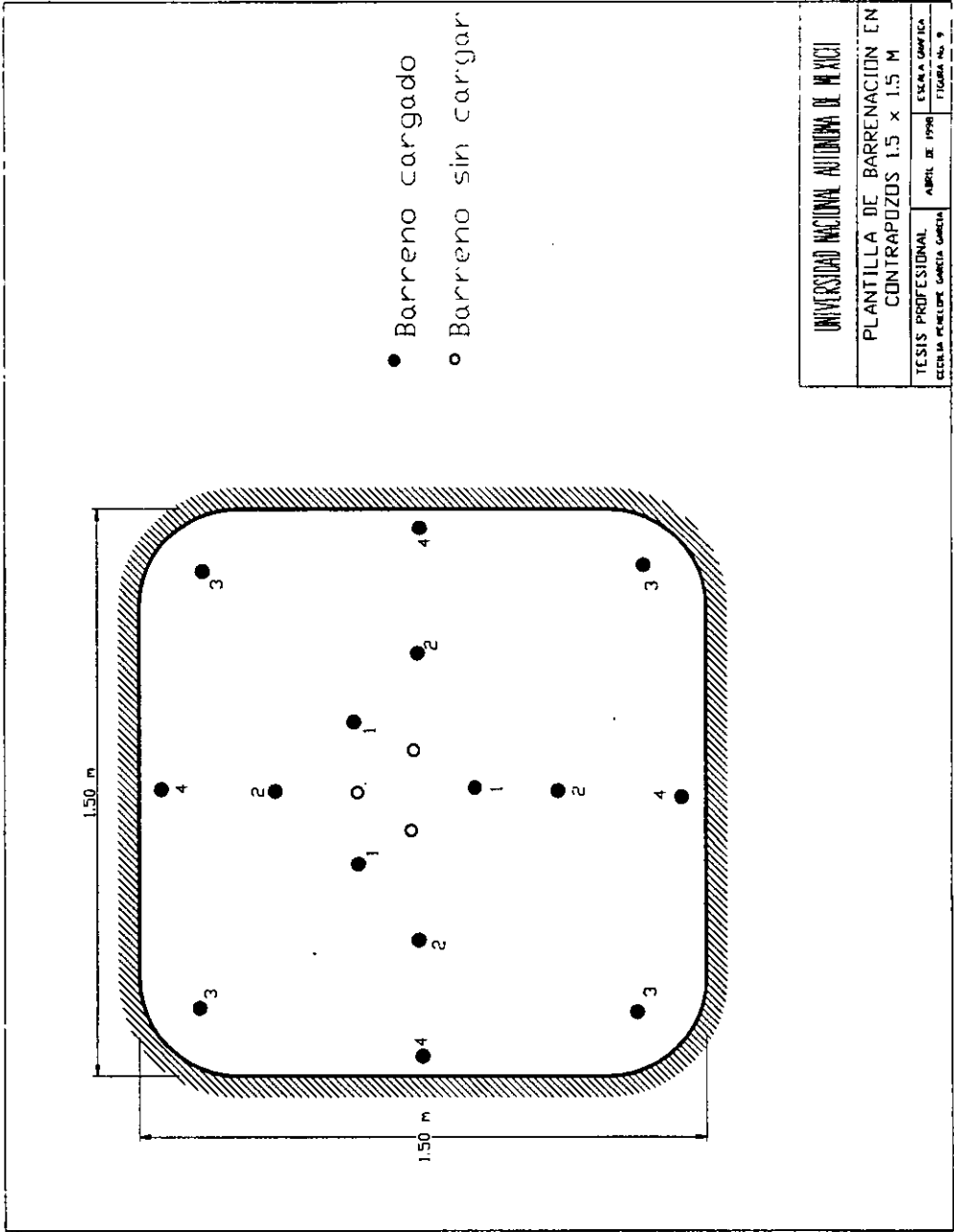
$$6 \text{ ft} \times 0.3048 \text{ cm}/\text{ft} \times 0.90 \times 0.90 = 1.48 \text{ m}$$

para dar ese avance se empleará:

$$18 \text{ barrenos} \times 8 \text{ min}/\text{barreno} = 144 \text{ min (2.4 horas)}$$

$$15 \text{ barrenos} \times 1.5 \text{ min}/\text{barreno} = 22.5 \text{ min (0.38 horas)}$$

lo que equivale a 2.78 horas.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO	
PLANTILLA DE BARENACION EN CONTRAPOZOS 1.5 x 1.5 M	
TESIS PROFESIONAL	ESCALA GRÁFICA
ABRIL DE 1998	ABRIL DE 1998
DOCTORA PELELETE GARCIA GARCIA	FIGURA No. 9

Consumo de explosivos y acero de barrenación por metro avanzado:

$$15 \text{ bombillos} \times 0.081 \text{ kg/bombillo} = 1.215 \text{ kg de Tovex 100}$$
$$15 \text{ barrenos} \times 1.2 \text{ kg/barreno} = 18.0 \text{ kg de Mexamón}$$

$$1.215 \text{ kg} / 1.48 = 0.821 \text{ kg de Tovex 100 por metro de avance}$$
$$18.0 \text{ kg} / 1.48 = 12.16 \text{ kg de Mexamón por metro de avance}$$

$$18 \text{ barrenos} \times 6 \text{ ft} \times 0.3048 \times 0.9 = 29.63 \text{ m barrenados}$$

$$29.63 \text{ m} / 350 \text{ m}^{\text{m}}/\text{barra} = 0.085 \text{ barras}$$
$$29.63 \text{ m} / 90 \text{ m}^{\text{m}}/\text{broca} = 0.329 \text{ brocas}$$

$$0.094 \text{ barras} / (6 \text{ ft} \times 0.3048 \text{ m}^{\text{m}}/\text{ft} \times 0.9) = 0.057 \text{ barras por metro de avance}$$
$$0.370 \text{ brocas} / (6 \text{ ft} \times 0.3048 \text{ m}^{\text{m}}/\text{ft} \times 0.9) = 0.225 \text{ brocas por metro de avance}$$

Barrenación en tumba.

Para dar los cortes de producción se utilizará una plantilla similar a la aplicada en los rebajes de la Mina San Martín. Las características y parámetros a seguir son las siguientes:

Máquina	perforadora de pierna neumática
Barra	2.43 m (8 ft) (rendimiento 350 m)
Broca intercambiable	3.84 cm (1 ½ ") (rendimiento 90 m)
Inclinación	70°
Bordo	1 m
Espaciamiento	1 m
Distribución	Tresbolillo
Taco	50 cm
Explosivo de alta densidad	bombillo de 2.56 x 12.80 cm (1"x5")
Tovex 100	1.1 gr/cm ³ , (0.081 kg./bombillo)
Agente explosivo	
Mexamón	0.75 gr/cm ³ , (2.2 kg./barreno)
Artificios	
Fulminante No 6	1 por barreno
Cañuela	3.5 m por cañuela
Conector	1 por barreno
Thermalita	1 m por barreno
Tiempo promedio por barreno	9.5 minutos
Tiempo de cargado por barreno	1.5 minutos
Eficiencia de barrenación	90 %
Eficiencia de disparo	90 %

En cada corte se avanzarán:

$$8 \text{ ft} \times 0.3048 \text{ cm/ft} \times \sin 70 \times 0.90 \times 0.90 = 1.85 \text{ m verticales}$$

Se considera que en un turno se tienen 4.5 horas de barrenación efectiva, se alcanzarán a dar:

$$4.5 \text{ horas/turno} \div 9.5 \text{ min/barreno} = 28 \text{ barrenos/turno}$$

con una plantilla de barrenación de 1.0 x 1.0 m, las toneladas por barreno serán:

$$1 \text{ m} \times 1 \text{ m} \times 1.85 \text{ m} \times 2.7 = 5 \text{ ton por barreno}$$

Consumo de explosivo y acero de barrenación por tonelada:

$$1 \text{ bombillo/barreno} \times 0.081 \text{ kg/bombillo} = 0.081 \text{ kg de Tovex 100 por barreno}$$

$$2.2 \text{ kg/barreno} \times 1 \text{ barreno} = 2.2 \text{ kg de Mexamón por barreno}$$

$$0.081 \text{ kg/barreno de Tovex 100} \div 5 \text{ toneladas/barreno} = 0.016 \text{ kg/ton de Tovex 100}$$

$$2.2 \text{ kg/barreno de Mexamón} \div 5 \text{ toneladas/barreno} = 0.440 \text{ kg/ton de Mexamón}$$

$$8 \text{ ft} \times 0.3048 \times 0.9 = 2.16 \text{ m/barreno}$$

$$2.16 \text{ m/barreno} \div 350 \text{ m/barra} = 0.006 \text{ barras por barreno}$$

$$2.16 \text{ m/barreno} \div 90 \text{ m/broca} = 0.024 \text{ brocas por barreno}$$

$$0.006 \text{ barras por barreno} \div 5 \text{ ton por barreno} = 0.0012 \text{ barras por tonelada}$$

$$0.024 \text{ brocas por barreno} \div 5 \text{ ton por barreno} = 0.0048 \text{ brocas por tonelada}$$

REZAGADO Y ACARREO DE TEPETATE

Para el rezagado del tepetate producto de las obras de desarrollo y preparación se utilizará un cargador frontal Wagner ST 3.5 con capacidad de 2.67 m^3 (3.5 yd^3); el acarreo se realizará hasta superficie con un camión JCI de bajo perfil con capacidad de 7 m^3 , el tepetate se depositará en el piso del banco 2,040 para poder ser utilizado posteriormente como relleno.

El cargador frontal rezagará el tepetate producto de las voladuras del turno anterior ya sea para cargar el camión o bien para colocar el material en uno de los escapes cercanos, el vaciar el material en un escape se realiza con la finalidad de agilizar el trabajo de cargado de los camiones y despejar las frentes lo más pronto posible para iniciar los trabajos de barrenación.

Por lo anterior, un ciclo completo de rezagado y acarreo, se puede dividir en tres etapas, las cuales no necesariamente se llevarán en un mismo orden, esto es, primero se requiere que el cargador frontal acerque el material al área de cargado, después que se cargue al camión y finalmente que el camión saque el material hasta superficie. Al iniciar el turno de trabajo el cargador frontal va a cargar directamente al camión para que este comience a realizar su trabajo, en lo que se realiza este primer viaje, el cargador frontal continua rezagando la frente hasta que regresa el camión, ahora lo cargará a este con el material que previamente había acercado al escape, una vez que se termine de rezagar la frente, sólo resta sacar el material acumulado.

De lo anterior se presenta la necesidad de conocer tres tiempos principales durante el ciclo:

1. Tiempo de cargado y vaciado en escape
2. Ciclo de cargado a camión teniendo el material cercano
3. Ciclo de acarreo a superficie (depende de la distancia total a superficie)

Por el diseño de la rampa y accesos y buscando una manera general y simplificada de cálculo, se han marcado intervalos promedio para las distancias de movimiento de materiales.

Las siguientes tablas, que basan su cálculo en el Manual Wagner 150B, indican el tiempo de ciclo promedio para cada actividad en distancias determinadas.

TABLA No 1

PRODUCTIVIDAD TEORICA PARA CARGADOR FRONTAL DE 2.6 m³					
Para cargado de camiones					
Parámetros generales:					
Tiempo de maniobras (estimado):				1.4 min	
Minutos efectivos por hora:				50 min	
Metros cúbicos por viaje				2.6 m ³	
CARGADO DE CAMIONES PARA ACARREO DE MATERIAL					
Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	0	0	12	200	0.000
Vacio	0	0	12	200	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	2	33	0.000
Vacio	0	-18	4.3	72	0.000
En rampa:					
Cargado	15	+10	4.6	77	0.198
Vacio	15	-10	7.2	120	0.125
				Sub-total:	0.321
				Total minutos:	1.72
				Viajes por hora:	29.1
				Metros cúbicos por hora:	75.6
En rebaje:					
Cargado	0	0	12	200	0.000
Vacio	0	0	12	200	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	2	33	0.000
Vacio	0	-18	4.3	72	0.000
En rampa:					
Cargado	25	+10	4.6	77	0.328
Vacio	25	-10	7.2	120	0.208
				Sub-total:	0.534
				Total minutos:	1.93
				Viajes por hora:	25.8
				Metros cúbicos por hora:	67.2
En rebaje:					
Cargado	0	0	12	200	0.000
Vacio	0	0	12	200	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	2	33	0.000
Vacio	0	-18	4.3	72	0.000
En rampa:					
Cargado	50	+10	4.6	77	0.652
Vacio	50	-10	7.2	120	0.417
				Sub-total:	1.069
				Total minutos:	2.47
				Viajes por hora:	20.3
				Metros cúbicos por hora:	52.7

TABLA No 2

PRODUCTIVIDAD TEORICA PARA CARGADOR FRONTAL DE 2.6 m³					
Para llevar material hasta escapes (lugar de cargado de camión)					
Parámetros generales:					
Tiempo de maniobras (estimado):				1.4 min	
Minutos efectivos por hora:				50 min	
Metros cúbicos por viaje				2.6 m ³	
REZAGADO EN PREPARACIONES Y DESARROLLOS					
Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	0	0	12	200	0.000
Vacio	0	0	12	200	0.000
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacio	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	50	+10	4.6	77	0.652
Vacio	50	-10	7.2	120	0.417
				Sub-total:	2.388
				Total minutos:	3.79
				Viajes por hora:	13.2
				Metros cúbicos por hora:	34.3
En rebaje:					
Cargado	0	0	12	200	0.000
Vacio	0	0	12	200	0.000
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacio	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	100	+10	4.6	77	1.304
Vacio	100	-10	7.2	120	0.833
				Sub-total:	3.456
				Total minutos:	4.86
				Viajes por hora:	10.3
				Metros cúbicos por hora:	26.8
En rebaje:					
Cargado	0	0	12	200	0.000
Vacio	0	0	12	200	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	2	33	0.000
Vacio	0	-18	4.3	72	0.000
En rampa:					
Cargado	50	+10	4.6	77	0.652
Vacio	50	-10	7.2	120	0.417
				Sub-total:	1.069
				Total minutos:	2.47
				Viajes por hora:	20.3
				Metros cúbicos por hora:	52.7

TABLA No 2 (Continuación)

REZAGADO EN PREPARACIONES Y DESARROLLOS					
Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	25	0	12	200	0.125
Vacio	25	0	12	200	0.125
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacio	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	100	+10	4.6	77	1.304
Vacio	100	-10	7.2	120	0.833
Sub-total:					3.706
Total minutos:					5.11
Viajes por hora:					9.8
Metros cúbicos por hora:					25.5

TABLA No 3

PRODUCTIVIDAD TEORICA PARA CAMIÓN DE BAJO PERFIL 7 m³					
Parámetros generales:					
Tiempo de maniobras (estimado):				4.15 min	
Minutos efectivos por hora:				50 min	
Metros cúbicos por viaje:				7 m ³	
Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	50	+10	3.5	58	0.857
Vacio	50	-10	7.0	117	0.428
				Sub-total:	1.285
				Total minutos:	5.44
				Viajes por hora:	9.2
				Metros cúbicos por hora:	64.4
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	100	+10	3.5	58	1.714
Vacio	100	-10	7.0	117	0.857
				Sub-total:	2.571
				Total minutos:	6.72
				Viajes por hora:	7.4
				Metros cúbicos por hora:	52.1
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	150	+10	3.5	58	2.571
Vacio	150	-10	7.0	117	1.285
				Sub-total:	3.856
				Total minutos:	8.01
				Viajes por hora:	6.2
				Metros cúbicos por hora:	43.7

TABLA No 3 (Continuación)

Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	200	+10	3.5	58	3.428
Vacio	200	-10	7.0	117	1.714
Sub-total:					5.142
Total minutos:					9.29
Viajes por hora:					5.4
Metros cúbicos por hora:					37.7
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	250	+10	3.5	58	4.285
Vacio	250	-10	7.0	117	2.142
Sub-total:					6.427
Total minutos:					10.58
Viajes por hora:					4.7
Metros cúbicos por hora:					33.1
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	300	+10	3.5	58	5.142
Vacio	300	-10	7.0	117	2.571
Sub-total:					7.713
Total minutos:					11.88
Viajes por hora:					4.2
Metros cúbicos por hora:					29.5

TABLA No 3 (Continuación)

Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacío	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacío	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	350	+10	3.5	58	5.999
Vacío	350	-10	7.0	117	2.999
Sub-total:					8.998
Total minutos:					13.15
Viajes por hora:					3.8
Metros cúbicos por hora:					26.6
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacío	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacío	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	400	+10	3.5	58	8.856
Vacío	400	-10	7.0	117	3.428
Sub-total:					10.284
Total minutos:					14.43
Viajes por hora:					3.5
Metros cúbicos por hora:					24.2
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacío	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacío	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	450	+10	3.5	58	7.713
Vacío	450	-10	7.0	117	3.856
Sub-total:					11.569
Total minutos:					15.72
Viajes por hora:					3.2
Metros cúbicos por hora:					22.3

TABLA No 3 (Continuación)

Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	500	+10	3.5	58	8.570
Vacio	500	-10	7.0	117	4.285
Sub-total:					12.855
Total minutos:					17.00
Viajes por hora:					2.9
Metros cúbicos por hora :					20.6
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	550	+10	3.5	58	9.427
Vacio	550	-10	7.0	117	4.713
Sub-total:					14.140
Total minutos:					18.29
Viajes por hora:					2.7
Metros cúbicos por hora :					19.1
En rebaje:					
Cargado	0	0	0	0	0.000
Vacio	0	0	0	0	0.000
En accesos:					
Cargado	0	+18	0	0	0.000
Vacio	0	-18	0	0	0.000
En rampa:					
Cargado	600	+10	3.5	58	10.284
Vacio	600	-10	7.0	117	5.142
Sub-total:					15.425
Total minutos:					19.58
Viajes por hora:					2.6
Metros cúbicos por hora :					17.9

La información que se proporciona en las anteriores tablas, se puede aplicar de la siguiente manera:

Ejemplo. Para una rampa de sección 4.0 x 4.0 m y avance de 1.5 m por disparo se tiene:

24 m³ in-situ

31.2 m³ abundados (30 % de abundamiento)

2.6 m³/cucharón

$$31.2 \text{ m}^3 + 2.6 \text{ m}^3/\text{viaje} = 12 \text{ viajes}$$

si se agregan dos viajes más, por la experiencia que se tiene de que por lo general los operadores no llenan completamente el cucharón, se tiene un total de 14 viajes. Si el escape está a 100 m, el tiempo promedio por viaje será de 4.86 min (Tabla 2), así el tiempo total de rezagado será de 68 min (1.13 horas).

El tiempo de cargado y acarreo será :

Un camión puede mover 7 m³ de material, por lo que el camión deberá realizar 5 viajes para movilizar todo el material rezagado.

$$31.2 \text{ m}^3 + 7 \text{ m}^3/\text{viaje} = 4.46 \text{ viajes}$$

Un cargador frontal tarda en un ciclo completo de cargado 1.93 min a 25 m de distancia (Tabla No 1), por lo que un camión se llena en 5.79 min

$$1.93 \text{ min} \times 3 \text{ viajes} = 5.9 \text{ min}$$

Si la distancia de acarreo es de 150 m, el tiempo total de ciclo es 5.79 min de cargado más 8.01 min de acarreo (Tabla No 3), resulta 13.8 min, como se requieren 5 viajes, el acarreo tardará 69 min (1.15 horas).

El tiempo total de acarreo y rezagado será de 2.28 horas.

$$1.13 \text{ horas (rezagado)} + 1.15 \text{ horas (acarreo)} = 2.28 \text{ horas}$$

REZAGADO Y ACARREO DE MINERAL.

Para el rezagado de mineral se empleará el mismo equipo que se utilizó para el tepetate; el acarreo se realizará en dos etapas, la primera siguiendo el mismo principio que para el tepetate, esto es, acercando el mineral hasta el lugar de cargado y posteriormente cargando al camión de bajo perfil, que vaciará en el piso de banco 2,040. La siguiente etapa corresponde al acarreo hasta la Planta de Beneficio, el cual se realizará mediante camiones convencionales de 7 m³ cargados por una pala modelo Michigan L-70. Las tablas mencionadas anteriormente para el acarreo de tepetate funcionan igualmente para el acarreo de mineral, pero es conveniente adicionar una más, la correspondiente a la productividad teórica para cargador frontal rezagando en rebajes (Tabla No 4).

Para el acarreo de mineral en superficie se sabe que un ciclo de cargado de la pala dura 3.5 min y por la estadística que se lleva en esta Unidad respecto del peso de un camión cargado, se tiene que un camión mueve por viaje, en promedio, 13 ton. Un ciclo de acarreo del piso del banco 2,040 a la parrilla de la tolva de gruesos de la Planta de Beneficio, o bien al patio de mineral, dura 18 min.

Si una pala puede cargar 10 camiones en una hora con (50 minutos efectivos de trabajo) y el ciclo del camión es de 18 min, una pala puede cargar 3.6 camiones mientras un camión cumple su recorrido, por lo que el número ideal de camiones para mantener operativa la pala es de cuatro, ya que solamente se cuenta con una pala.

TABLA No 4

PRODUCTIVIDAD TEORICA PARA CARGADOR FRONTAL DE 2.6 m³					
Para cargado de camiones					
Parámetros generales:					
Tiempo de maniobras (estimado):				1.4 min	
Minutos efectivos por hora:				50 min	
Metros cúbicos por viaje				2.6 m ³	
PARA REZAGADO DE MINERAL EN REBAJES					
Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr *	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	25	0	12	200	0.125
Vacio	25	0	12	200	0.125
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacio	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	50	+10	4.6	77	0.652
Vacio	50	-10	7.2	120	0.417
				Sub-total:	2.638
				Total minutos:	4.04
				Viajes por hora:	12.4
				Metros cúbicos por hora:	32.2
En rebaje:					
Cargado	50	0	12	200	0.250
Vacio	50	0	12	200	0.250
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacio	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	50	+10	4.6	77	0.652
Vacio	50	-10	7.2	120	0.417
				Sub-total:	2.888
				Total minutos:	4.29
				Viajes por hora:	11.7
				Metros cúbicos por hora:	30.3

TABLA No 4 (Continuación)

Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr *	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	100	0	12	200	0.500
Vacío	100	0	12	200	0.500
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacío	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	50	+10	4.6	77	0.652
Vacío	50	-10	7.2	120	0.417
Sub-total:					3.388
Total minutos:					4.79
Viajes por hora:					10.4
Metros cúbicos por hora:					27.2
En rebaje:					
Cargado	25	0	12	200	0.125
Vacío	25	0	12	200	0.125
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacío	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	100	+10	4.6	77	1.304
Vacío	100	-10	7.2	120	0.833
Sub-total:					3.706
Total minutos:					5.11
Viajes por hora:					9.8
Metros cúbicos por hora:					25.5
En rebaje:					
Cargado	50	0	12	200	0.250
Vacío	50	0	12	200	0.250
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacío	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	100	+10	4.6	77	1.304
Vacío	100	-10	7.2	120	0.833
Sub-total:					3.956
Total minutos:					5.36
Viajes por hora:					9.3
Metros cúbicos por hora:					24.3

TABLA No 4 (Continuación)

Trayecto	Distancia (mts)	Pendiente (%)	km/hr *	mts./min	Tiempo de ciclo (min)
En rebaje:					
Cargado	100	0	12	200	0.500
Vacio	100	0	12	200	0.500
En accesos:					
Cargado	30	+18	2	33	0.900
Vacio	30	-18	4.3	72	0.419
En rampa:					
Cargado	100	+10	4.6	77	1.304
Vacio	100	-10	7.2	120	0.833
Sub-total:					4.456
Total minutos:					5.86
Viajes por hora:					8.5
Metros cúbicos por hora:					22.2

Instalación de Servicios.

La experiencia que se tiene en esta Unidad, indica que el tiempo que emplea el cargador frontal en rezagar una frente es suficiente para que una cuadrilla de servicios acerque los mismos, esto es, colocación de tuberías de aire comprimido, tuberías de agua y líneas de energía eléctrica, por lo que este trabajo no interfiere en los ciclos de trabajo principales.

Relleno.

El tepetate producto de los desarrollos se acumulará en el piso del banco 2,040, para posteriormente ser vaciado por un contrapozo tepetatero según los requerimientos que se tengan en el rebaje programado.

Por el conocimiento que se tiene del cuerpo mineral se está programando un rebaje de 150 m de largo, por lo que el relleno se realizará una vez que se haya dado un corte de 75 m de largo, 4.0 m en promedio de ancho y 2.0 metros de alto, equivalentes a 600 m³ in-situ de mineral, por lo que el tepetate abundado que se requiere es 462 m³, considerando un 30 % de abundamiento.

La pala Michigan L-70 emplea 3.5 min en un ciclo de cargado y vaciado moviendo 2.5 m³ por viaje, así en una hora podrá efectuar 14 ciclos, equivalentes a 35 m³.

$$\begin{aligned} 50 \text{ min/hora} \div 3.5 \text{ min/ciclo} &= 14.29 \text{ ciclos/hora} \\ 14 \text{ ciclos} \times 2.5 \text{ m}^3/\text{ciclo} &= 35 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Por lo que se requieren 13.2 horas (con 50 minutos efectivos por hora) para vaciar el material necesario para el relleno; por otro lado, un cargador frontal puede cargar y vaciar un cucharón de tepetate en 6 min que es el tiempo promedio determinado mediante observaciones en el lugar de trabajo; si mueve 2.5 m³ por cucharón, requiere 185 ciclos para terminar su trabajo en el rebaje.

$$462\text{m}^3 \div 2.5 \text{ m}^3/\text{ciclo} = 184.8 \text{ ciclos}$$

Finalmente, un cargador frontal de 3.5 yd³ tardará 21.36 horas en rellenar la parte del rebaje ya descrita, lo que indica que tres turno de trabajo es suficiente para este fin.

$$\begin{aligned} 462\text{m}^3 \div 2.6 \text{ m}^3/\text{ciclo} &= 177.69 \text{ ciclos} \\ 178 \text{ ciclos} \times 6 \text{ min} &= 1,068 \text{ min} \\ 1,068 \text{ min} \div 50 \text{ min/hora} &= 21.36 \text{ horas} \end{aligned}$$

TIEMPO REQUERIDO PARA LA DISPONIBILIDAD DEL MINERAL

Observando las tablas de ciclos de trabajo y los tiempos de barrenación para rampas de 4.0 x 4.0 m se concluye que es posible avanzar la rampa descendente a razón de 1.5 m por turno lo que equivale a 4.5 m de avance diario.

Dada la prioridad que se tiene para llegar a la elevación 1980, en esta obra se realizarán 3 disparos diarios, 6 días a la semana, equivalentes a 27.0 m por semana.

Se tienen otras obras como contrapozos y cruceros de acceso, pero estos se colarán independientemente del avance programado de la rampa. Según se lleve el avance de esta y se tenga la posición adecuada, se colarán los accesos proyectados, estos se llevarán a un disparo diario, con avance promedio de 1.50 m.

El contrapozo central, programado para ventilación y servicios, es una obra de importancia para el buen avance de la rampa San José; así, cada vez que sea necesario comunicarlo, se llevará la obra a razón de dos disparos al día, con avance promedio de 3.0 m.

Cuando se haya finalizado la rampa, la frente sobre mineral que funcionará como preparación para el nuevo rebaje, se llevará a dos puntas; se está proyectando dividir el cuerpo en dos segmentos de 75 m cada uno y se pretende llevar a razón de tres disparos por día en cada una de las frentes. Cuando se llegue a la posición adecuada de los contrapozos tepetateros (extremos), se iniciará el cuele de estos a razón de tres disparos por día con un avance promedio de 4.5 m. En este punto, la ventilación deberá ser forzada en las frentes sobre mineral, para lo cual se está considerando utilizar uno de los ventiladores de motor de 15 HP y capacidad para mover 7 m³/seg (aprox. 15,000 pcm) colocado como extractor, conectando una tubería flexible que canalice el aire de las frentes al contrapozo central de ventilación.

Al tiempo que se cuelen estos contrapozos, se darán los cruceros de exploración necesarios para delimitar el ancho del cuerpo, dar los desbordes que se requieran e iniciar la barrenación para el tumbe de mineral.

El programa de obras que se anexa indica que, según los avances mencionados con anterioridad, se podrá comenzar a disponer de mineral en la semana 24, esto es, prácticamente en 6 meses después de iniciar los trabajos. Dado que el avance proyectado para las frentes sobre mineral es de 3 disparos al día en cada una y la densidad del mineral es de 2.7, durante la etapa de preparación se obtendrán:

$$3.0 \text{ m} \times 3.0 \text{ m} \times 1.65 \text{ m} = 14.85 \text{ m}^3$$
$$14.85 \text{ m}^3 \times 2.7 = 40 \text{ toneladas}$$

$$6 \text{ disparos/día} \times 40 \text{ ton/disparo} = 240 \text{ ton/día}$$

Se ha presupuestado que el Area San José aporte 150 ton/día a la planta de beneficio, por lo que desde la etapa de preparación se puede disponer de la cuota indicada teniendo tolerancia en la eficiencia del avance hasta de un 62.5%, equivalente a 4 disparos al día.

$$150 \text{ ton} \div 240 \text{ ton} = 0.625$$
$$6 \text{ disparos/día} \times 0.625 = 3.75 \text{ disparos/ día}$$

Si se consigue cumplir con el programa de obra planteado, en la semana 259 se iniciará propiamente la explotación del rebaje. La producción diaria obtenida por tumba de mineral, será de 160 ton/día, lo que además de permitir dar la cuota diaria, permite enviar a un almacén de mineral un camión de mineral al día.

En el programa de obra mencionado, se han redondeado los días al entero próximo, por lo que, además de los factores de eficiencia en avance que se consideraron en el cálculo inicial se ha obtenido una tolerancia mayor por el redondeo; de la misma manera, se han considerado semanas de seis días hábiles dejando los días domingo para ajustes según imprevistos.

Los contratiempos que se pueden presentar, por la experiencia tenida en el Area San Martín, son principalmente debidos a zonas de inestabilidad en el terreno, mismos que se pueden resolver satisfactoriamente con la colocación de anclas de varilla corrugada, malla ciclónica y concreto lanzado; si el terreno fuera altamente inestable se buscaría modificar el proyecto según recomendaciones del Departamento de Geología. En el primer caso, se cuenta con personal especializado en la fortificación de zonas inestables, teniéndose un retraso de un turno por cada disparo hasta salir del área conflictiva; en el segundo caso el retraso va a depender de las indicaciones geológicas dadas.

De cualquier forma, tomando en cuenta las estadísticas de la Unidad San Martín respecto al avance de obras en desarrollos y preparación se tiene un cumplimiento del 100% respecto a los presupuestos para el año de 1996 y lo que va de 1997 (enero – junio); esto debido principalmente a que la empresa se maneja con un contrato por avance en obra minera y tanto la compañía como el contratista ponen todo de su parte por superar cualquier contratiempo que se presente.

COSTOS

El costo promedio por metro de obra se calculará con base en los consumos previamente indicados y en los costos por insumo y mano de obra obtenidos al cierre del periodo contable de 1996.

Se debe de tomar en cuenta que en la Unidad San Martín se trabaja con un contratista de obra minera, el cual aporta la mano de obra tanto en operación como en mantenimiento; dando un precio unitario por metro de avance.

Las tablas que se muestran a continuación indican la manera en que se obtuvo el costo por metro de obra y por tonelada tumbada.

De los costos calculados se obtiene que el costo total del proyecto San José será:

	METROS DE OBRA	COSTO POR METRO	COSTO TOTAL
CUELE DE RAMPA SAN JOSE	600	\$ 1,181.37	\$ 708,822.04
CUELE DE ACCESOS	100	\$ 971.22	\$ 97,122.09
CUELE DE CONTRAPOZO DE SERVICIOS	65	\$ 741.46	\$ 48,195.17
FRENTES SOBRE MINERAL	150	\$ 971.22	\$ 45,883.14
CONTRAPOZO TEPETATERO W	65	\$ 741.46	\$ 48,195.17
CONTRAPOZO TEPETATERO E	65	\$ 741.46	\$ 48,195.17
TOTAL DESARROLLO Y PREPARACION:			\$ 1,096,212.79

TABLA No 5

Costo por metro de avance en Rampa San José			
Sección 4.0 x 4.0 m			
Concepto	Consumo unitario	Precio unitario \$	Total por Metro \$
Mano de obra, incluye personal y equipo de rezagado, \$/m			414.4000
Alto explosivo, kg/m	2.7500	25.0800	68.9700
Bajo explosivo, kg/m	40.8000	5.8528	230.6342
Cañuela, m/m	55.7400	1.5840	88.2922
Conectores, pza/m	22.2900	1.1880	26.4805
Fulminantes, pza/m	22.2900	1.1000	24.5190
Thermalita, pza/m	13.0770	3.9333	51.4358
Barra 1.82 m (6ft), pza/m	0.1930	404.3700	78.0434
Broca 3.84 cm (1 1/2"), pza/m	0.7500	73.2700	54.9525
Aceite, lts/m	1.6687	9.1548	15.2577
Tubo 5.12 cm (2"), pza/m	0.0833	295.6900	24.6413
Tubo 2.56 cm (1"), pza/m	0.0833	129.5600	10.7969
Cople 5.12 cm (2"), pza/ m	0.0833	8.9900	0.7492
Cople 2.56 cm (1"), pza/ m	0.0833	4.1200	0.3433
Válvula 5.12 cm (2"), pza/m	0.0167	380.0000	6.3333
Válvula 2.56 cm (1"), pza/m	0.0167	144.1200	2.4020
Manguera 2.56 cm (1"), pza/m	0.0067	68.6100	0.4574
Manguera 1.28 cm (1/2"), pza/m	0.0067	48.4300	0.3229
Stillson, pza/m	0.0067	97.2400	0.6483
Cargador, pza/m	0.0010	115.8100	0.1158
Diesel, lts/m	11.3340	1.6000	18.1344
Aire comprimido, hrs/m*	1.8267	39.0000	63.4400
COSTO POR METRO AVANZADO			\$ 1,181.37

- * Indica las horas que deberá estar encendido el compresor por cada metro de obra que sea colado (factor obtenido de estudios realizados en la Mina San Martín).

TABLA No 6

Costo por metro de avance en accesos y frentes			
Sección 3.0 x 3.0 m			
Concepto	Consumo unitario	Precio unitario \$	Total por Metro \$
Mano de obra, incluye personal y equipo de rezagado, \$/m			373.1800
Alto explosivo, kg/m	2.0250	25.0800	50.7870
Bajo explosivo, kg/m	30.0000	5.6528	169.5840
Cañuela, m/m	42.2200	1.5840	66.8765
Conectores, pza/m	16.8900	1.1880	20.0653
Fulminantes, pza/m	16.8900	1.1000	18.5790
Thermalita, pza/m	9.1000	3.9333	35.7930
Barra 1.82 m (6ft), pza/m	0.1500	404.3700	60.6555
Broca 3.84 cm (1 1/2"), pza/m	0.5700	73.2700	41.7639
Aceite, lts/m	1.6667	9.1546	15.2577
Tubo 5.12 cm (2"), pza/m	0.0833	295.6900	24.6413
Tubo 2.56 cm (1"), pza/m	0.0833	129.5600	10.7969
Cople 5.12 cm (2"), pza/ m	0.0833	8.9900	0.7492
Cople 2.56 cm (1"), pza/ m	0.0833	4.1200	0.3433
Válvula 5.12 cm (2"), pza/m	0.0167	380.0000	6.3333
Válvula 2.56 cm (1"), pza/m	0.0167	144.1200	2.4020
Manguera 2.56 cm (1"), pza/m	0.0067	68.6100	0.4574
Manguera 1.28 cm (1/2"), pza/m	0.0067	48.4300	0.3229
Stillson, pza/m	0.0067	97.2400	0.6483
Cargador, pza/m	0.0010	115.8100	0.1158
Diesel, lts/m	11.3340	1.6000	18.1344
Aire comprimido, hrs/m	1.3778	39.0000	53.7342
COSTO POR METRO AVANZADO			\$ 971.22

TABLA No 7

Costo por metro de avance en contrapozos			
Sección 1.5 x 1.5 m			
Concepto	Consumo unitario	Precio unitario \$	Total por Metro \$
Mano de obra, incluye personal y equipo de rezagado, \$/m			373.1800
Alto explosivo, kg/m	1.2150	25.0800	30.4722
Bajo explosivo, kg/m	18.0000	5.6528	101.7504
Mecha, m/m	25.3300	1.5840	40.1227
Conectores, pza/m	10.1350	1.1880	12.0404
Fulminantes, pza/m	10.1350	1.1000	11.1485
Thermalita, pza/m	6.1000	3.9333	23.9931
Barra 1.82 m (6ft), pza/m	0.0510	404.3700	20.6229
Broca 3.84 cm (1 1/2"), pza/m	0.3700	73.2700	27.1099
Aceite, lts/m	1.1667	9.1546	10.6804
Tubo 5.12 cm (2"), pza/m	0.0833	295.6900	24.6413
Tubo 2.56 cm (1"), pza/m	0.0833	129.5600	10.7969
Cople 5.12 cm (2"), pza/ m	0.0833	8.9900	0.7492
Cople 2.56 cm (1"), pza/ m	0.0833	4.1200	0.3433
Válvula 5.12 cm (2"), pza/m	0.0167	380.0000	6.3333
Válvula 2.56 cm (1"), pza/m	0.0167	144.1200	2.4020
Manguera 2.56 cm (1"), pza/m	0.0067	88.6100	0.4574
Manguera 1.28 cm (1/2"), pza/m	0.0067	48.4300	0.3229
Stillson, pza/m	0.0067	97.2400	0.6483
Cargador, pza/m	0.0010	115.8100	0.1158
Diesel, lts/m	2.8333	1.6000	4.5333
Aire comprimido, hrs/m	1.0000	39.0000	39.0000
COSTO POR METRO AVANZADO			\$ 741.46

TABLA No 8

Costo por tonelada de mineral tumbado			
Concepto	Consumo unitario	Precio unitario \$	Total por Tonelada \$
Mano de obra, incluye personal y equipo de rezagado, \$/ton			10.3200
Alto explosivo, kg/ton	0.0162	25.0800	0.4063
Bajo explosivo, kg/ton	0.4400	5.6528	2.4872
Cañuela, m/ton	0.7000	1.5840	1.1088
Conectores, pza/ton	0.2000	1.1880	0.2376
Fulminantes, pza/ton	0.1000	1.1000	0.1100
Thermalita, pza/ton	0.2400	3.9333	0.9440
Barra 2.43 m (8ft), pza/m	0.0014	404.3700	0.5661
Broca 3.84 cm (1 1/2"), pza/m	0.0054	73.2700	0.3957
Aceite, lts/m	0.0083	9.1546	0.0763
Tubo 5.12 cm (2"), pza/m	0.0001	295.6900	0.0240
Tubo 2.56 cm (1"), pza/m	0.0001	129.5600	0.0105
Cople 5.12 cm (2"), pza/ m	0.0001	8.9900	0.0007
Cople 2.56 cm (1"), pza/ m	0.0001	4.1200	0.0003
Válvula 5.12 cm (2"), pza/m	0.0001	380.0000	0.0198
Válvula 2.56 cm (1"), pza/m	0.0001	144.1200	0.0075
Manguera 2.56 cm (1"), pza/m	0.0001	68.8100	0.0041
Manguera 1.28 cm (1/2"), pza/m	0.0001	48.4300	0.0029
Stillson, pza/ton	0.0001	97.2400	0.0058
Cargador, pza/ton	0.0001	115.8100	0.0069
Diesel, lts/ton	0.3150	1.6000	0.5040
Aire comprimido, hrs/ton	0.0100	39.0000	0.3896
COSTO POR TONELADA TUMBADA			\$ 17.6282

CAPITULO V

EVALUACION FINANCIERA

En el capítulo anterior se calculó la inversión a realizar para preparar el minado del cuerpo San José, a continuación se hará la evaluación financiera que justifique dicha inversión.

El monto total de la inversión será de \$ 1'096,212.79 pesos a efectuarse en 8 meses. La distribución en el tiempo de este monto, según el programa de obra presentado se puede ver en la Tabla No 9.

La distribución del costo total por obra es la siguiente:

CUELE DE RAMPA SAN JOSE	\$	708,822.04
CUELE DE ACCESOS	\$	97,122.09
CUELE DE CONTRAPOZO DE SERVICIOS	\$	48,195.17
FRENTES SOBRE MINERAL	\$	145,683.14
CONTRAPOZO TEPETATERO W	\$	48,195.17
CONTRAPOZO TEPETATERO E	\$	48,195.17
INVERSION TOTAL:	\$	1,096,212.79

Se hace necesario conocer el valor del mineral, esto es, el valor esperado por tonelada molida, para esto se utilizarán las proyecciones financieras realizadas en el Corporativo de la Empresa para parámetros tales como tipo de cambio, cotización de los metales, inflación mensual y las proyecciones operativas como tonelaje molido, leyes promedio y recuperaciones metalúrgicas; dichos parámetros son los que se han aplicado para la realización del Presupuesto Operativo 1997 en la Unidad San Martín, como punto de partida para los cálculos que se han venido realizando para calcular la inversión requerida se utilizó el valor de la moneda correspondiente al promedio obtenido al cierre de operaciones en diciembre de 1996.

TABLA No. 9
DISTRIBUCION DE LA INVERSION EN EL TIEMPO
RAMPA SAN JOSE Y REBAJES SAN JOSE ESTE Y OESTE

Número	JULIO		AGOSTO		SEPTIEMBRE		OCTUBRE		NOVIEMBRE		DICIEMBRE		ENERO		FEBRERO		TOTAL		
	debe	haber	debe	haber	debe	haber	debe	haber	debe	haber	debe	haber	debe	haber	debe	haber	debe	haber	
1,181.37	108.00	\$ 127,887.87	108.00	\$ 127,887.87	108.00	\$ 127,887.87	108.00	\$ 127,887.87	108.00	\$ 127,887.87	80.00	\$ 70,882.20	0.00	\$ -	0.00	\$ -	800.00	\$ 708,822.04	
971.22	0.00	-	24.00	\$ 23,309.30	18.00	\$ 14,568.31	37.50	\$ 36,430.78	13.50	\$ 13,111.48	10.00	\$ 9,712.21	0.00	\$ -	0.00	\$ -	100.00	\$ 87,122.08	
741.46	0.00	-	11.20	\$ 8,304.40	16.80	\$ 12,468.80	16.80	\$ 12,468.80	0.00	\$ -	20.20	\$ 14,877.88	0.00	\$ -	0.00	\$ -	65.00	\$ 48,195.17	
971.22	0.00	-	0.00	\$ -	0.00	\$ -	0.00	\$ -	0.00	\$ -	38.00	\$ 34,883.95	114.00	\$ 110,718.18	0.00	\$ -	150.00	\$ 148,883.14	
741.46	0.00	-	0.00	\$ -	0.00	\$ -	0.00	\$ -	0.00	\$ -	0.00	\$ -	42.00	\$ 31,141.90	23.00	\$ 17,653.68	85.00	\$ 48,195.17	
741.46	0.00	-	0.00	\$ -	0.00	\$ -	0.00	\$ -	0.00	\$ -	0.00	\$ -	42.00	\$ 31,141.90	23.00	\$ 17,653.68	85.00	\$ 48,195.17	
988.88	\$ 127,887.87	143.38	\$ 139,391.87	188.88	\$ 184,812.88	182.38	\$ 178,498.38	121.88	\$ 148,888.88	128.38	\$ 148,888.88	68.88	\$ 148,888.88	198.88	\$ 178,888.88	48.88	\$ 34,187.38	1,848.88	\$ 1,848,888.88
TOTAL :																			

La evaluación de este proyecto se realizará considerando un arranque en enero de 1997 y la consecuente operación durante dos años más (1998 y 1999), a fin de que a finales de 1999 se agoten las reservas probadas que se tienen en el Area San José.

La Tabla No 10 muestra la manera en la que se calcula dicho valor, por la experiencia obtenida en años anteriores de trabajo, las proyecciones financieras y operativas de SANLUIS Corporación son lo suficientemente confiables para fundamentar el análisis económico de los nuevos proyectos a emprender.

En la Tabla No 11 se ha calculado el costo de operación una vez que inicie la producción de mineral en el Area San José, los costos que se están manejando para mina, planta de beneficio, mantenimiento, distribuibles e indirectos; son los costos proporcionales a las toneladas a explotarse en San José, según el Presupuesto de Operaciones 1997 de la Unidad San Martín.

El costo de mina, incluye el costo por tumba, extracción y acarreo de mineral, además del mantenimiento de equipos e instalaciones directamente relacionados con los trabajos mineros. El costo de planta de beneficio es el correspondiente al beneficio del mineral desde que entra a la quebradora primaria hasta que se obtienen las barras de doree. El mantenimiento corresponde a los trabajos desarrollados en la planta de beneficio, e instalaciones industriales de superficie, como pozos de bombeo y subestaciones eléctricas, también se incluyen los gastos generados por los vehículos de transporte propiedad de la compañía. Los costos distribuibles corresponden principalmente a la energía eléctrica comprada y a la distribución de agua potable. Los costos indirectos son los generados por concepto de fletes, salarios de empleados, gastos en las oficinas de trabajo, mantenimiento de caminos y áreas verdes.

Una vez obtenido el valor por tonelada molida y el costo que implica su proceso se calculó la utilidad por tonelada que corresponde a la diferencia entre el valor calculado menos el costo total. De igual forma se realizó respecto a las onzas troy de oro y plata a embarcarse.

Hasta ahora se conoce la inversión requerida para iniciar la explotación del cuerpo mineralizado, el costo estimado de producción y el valor calculado del producto terminal.

TABLA No. 10
PARAMETROS ECONOMICOS Y DE PRODUCCION PARA
EL PRIMER AÑO DE PRODUCCION EN LA MINA SAN JOSE

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
DIAS MINA AL MES	24.0	24.0	24.0	24.0	24.0	24.0	24.0	24.0	24.0	24.0	24.0	24.0	288
TIPO DE CAMBIO SALES*	7.0292	7.9675	8.0459	8.1042	8.1625	8.2208	8.2792	8.3375	8.3959	8.4542	8.5125	8.5709	8.2800
DEFLACION MENSUAL ACUMULADA*	2.10%	3.48%	4.82%	6.56%	7.70%	8.73%	9.63%	10.56%	11.50%	12.47%	13.45%	15.00%	1.15%
VALOR DEL MINERAL													
Ton/día :	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150
Tons de mineral	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	43,200
Ley de Au, gr/Ton	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84	3.84
Recuperación Au, %	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50	96.50
Kg de Au embarcados	13.34	13.34	13.34	13.34	13.34	13.34	13.34	13.34	13.34	13.34	13.34	13.34	160.08
Oz de Au embarcados	428.896	428.896	428.896	428.896	428.896	428.896	428.896	428.896	428.896	428.896	428.896	428.896	5,146.753
Precio en US\$/Oz	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00	393.00
Valor en US\$	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1	169,556.1
Valor en \$	1,336,515.4	1,346,342.2	1,356,185.9	1,366,012.7	1,375,839.5	1,385,683.2	1,395,510.0	1,405,336.9	1,415,180.5	1,425,007.4	1,434,834.2	1,444,677.9	16,687,058.3
Ley de Ag, gr/Ton	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32.00
Recuperación Ag, %	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00
Kg de Ag embarcados	66.82	66.82	66.82	66.82	66.82	66.82	66.82	66.82	66.82	66.82	66.82	66.82	801.79
Oz de Ag embarcados	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	2,148.184	25,778.208
Precio en US\$/Oz	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30	5.30
Valor en US\$	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	11,385.4	136,624.5
Valor en \$	90,278.9	90,940.7	91,602.6	92,269.4	92,933.1	93,598.0	94,261.8	94,925.6	95,590.5	96,254.2	96,918.0	97,582.9	1,127,152.1
Kg metal/Au y Ag	80.16	80.16	80.16	80.16	80.16	80.16	80.16	80.16	80.16	80.16	80.16	80.16	961.87
Oncas metal/Au y Ag	2,577	2,577	2,577	2,577	2,577	2,577	2,577	2,577	2,577	2,577	2,577	2,577	30,925
Kg Embarcados (5% impurezas)	82.56	82.56	82.56	82.56	82.56	82.56	82.56	82.56	82.56	82.56	82.56	82.56	990.73
Barra metal (600 Oz)	4.42	4.42	4.42	4.42	4.42	4.42	4.42	4.42	4.42	4.42	4.42	4.42	53.09
Valor en US\$	179,942	179,942	179,942	179,942	179,942	179,942	179,942	179,942	179,942	179,942	179,942	179,942	2,159,268
Valor en \$	1,428,792	1,437,283	1,447,791	1,458,282	1,468,773	1,479,281	1,489,772	1,500,262	1,510,771	1,521,262	1,531,752	1,542,261	17,814,210
Valor en US\$/Ton maldita	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98	49.98
Valor en \$/Ton maldita	396.33	399.25	402.16	405.08	407.99	410.91	413.83	416.74	419.66	422.57	425.49	428.41	412.37

* Proyecciones según Presupuesto de Operaciones 1987, Unidad San Martín

TABLA No. 11
COSTOS DE OPERACION Y VALOR DEL PRODUCTO
EL PRIMER AÑO DE PRODUCCION EN LA MINA SAN JOSE

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
Mina, \$	311,655	322,532	329,677	332,100	335,652	338,962	341,667	344,566	347,485	350,518	353,573	358,403	4,063,701
Planta de Beneficio, \$	91,271	94,456	95,670	97,258	98,298	99,239	100,060	100,909	101,767	102,652	103,547	104,962	1,190,032
Mantenimiento, \$	75,124	77,746	78,745	80,052	80,908	81,662	82,358	83,057	83,763	84,492	85,228	86,393	979,549
Distribuides, \$	46,446	48,067	48,665	49,493	50,022	50,501	50,919	51,351	51,787	52,238	52,693	53,413	605,614
Indirectos, \$	209,581	216,695	219,663	223,330	225,719	227,877	229,784	231,713	233,663	235,716	237,770	241,018	2,732,748
Costo Total, \$	734,077	759,696	769,480	782,232	790,801	798,162	804,769	811,596	818,496	825,616	832,810	844,189	9,571,703
Costo, \$/Ton medida	203,91	211,03	213,74	217,29	219,61	221,71	223,55	225,44	227,36	229,34	231,34	234,50	221,57
Costo Total, US\$	92,579	95,111	95,834	96,522	96,858	97,069	97,204	97,343	97,488	97,656	97,834	98,485	1,160,206
Costo, US\$/Ton medida	25,72	26,42	26,56	26,81	26,90	26,97	27,00	27,04	27,08	27,13	27,18	27,36	26,86
Utilidad, \$	682,715	677,567	678,332	676,050	678,172	681,119	685,003	688,667	692,275	695,645	698,942	698,072	8,242,507
Utilidad, \$/Ton medida	182,42	180,22	188,43	187,79	188,38	189,20	190,26	191,30	192,30	193,23	194,15	193,91	190,80
Utilidad, US\$	87,363	84,831	84,308	83,420	83,084	82,852	82,738	82,599	82,454	82,284	82,108	81,447	999,092
Utilidad, US\$/Ton medida	24,27	23,56	23,42	23,17	23,08	23,01	22,98	22,94	22,90	22,86	22,81	22,62	23,13
Oz de Ag embarcadas	2,148	2,148	2,148	2,148	2,148	2,148	2,148	2,148	2,148	2,148	2,148	2,148	25,776
Oz de Au emb. (Eq.)	31,803	31,803	31,803	31,803	31,803	31,803	31,803	31,803	31,803	31,803	31,803	31,803	381,637
Total Oz Au Eq.	33,951	33,951	33,951	33,951	33,951	33,951	33,951	33,951	33,951	33,951	33,951	33,951	407,415
Valor en US\$/Oz Au Eq.	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30	5,30
Costo en US\$/Oz Au Eq.	2,73	2,80	2,82	2,84	2,85	2,86	2,86	2,87	2,87	2,86	2,86	2,90	2,85
Utilidad en US\$/Oz Au Eq.	2,57	2,50	2,48	2,46	2,45	2,44	2,44	2,43	2,43	2,42	2,42	2,40	2,45
Oz de Ag emb. (Eq.)	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	348
Oz de Au embarcadas	429	429	429	429	429	429	429	429	429	429	429	429	5,147
Total Oz Au Eq.	458	458	458	458	458	458	458	458	458	458	458	458	5,494
Valor en US\$/Oz Au Eq.	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00	393,00
Costo en US\$/Oz Au Eq.	202,20	207,73	208,87	210,81	211,54	212,05	212,30	212,60	212,82	213,29	213,67	215,12	211,16
Utilidad en US\$/Oz Au Eq.	190,80	185,27	184,13	182,19	181,46	180,95	180,70	180,40	180,08	179,71	179,33	177,88	181,84

TABLA No. 11 (Continuación)
COSTOS DE OPERACION Y VALOR DEL PRODUCTO
EL PRIMER AÑO DE PRODUCCION EN LA MINA SAN JOSE

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
Mina, \$/Ton molibda	88,57	88,59	90,74	92,25	93,24	94,13	94,91	95,71	96,53	97,37	98,21	98,56	94,07
Planta, \$/Ton molibda	28,35	28,24	28,68	27,02	27,31	27,57	27,79	28,03	28,27	28,51	28,76	29,16	27,65
Mantenimiento, \$/Ton molibda	20,87	21,60	21,87	22,24	22,47	22,69	22,88	23,07	23,27	23,47	23,67	24,00	22,87
Distribuides, \$/Ton molibda	12,90	13,35	13,62	13,75	13,90	14,03	14,14	14,26	14,39	14,51	14,64	14,84	14,02
Indirectas, \$/Ton molibda	58,22	60,25	61,02	62,04	62,70	63,30	63,82	64,36	64,91	65,48	66,05	66,95	63,26
TOTAL	203,91	211,03	213,74	217,29	219,81	221,71	223,55	225,44	227,36	229,34	231,34	234,60	231,67
Mina, US\$/Ton molibda	10,82	11,22	11,28	11,38	11,42	11,45	11,48	11,48	11,50	11,52	11,54	11,62	11,40
Planta, US\$/Ton molibda	3,20	3,26	3,30	3,33	3,35	3,35	3,36	3,36	3,37	3,37	3,38	3,40	3,34
Mantenimiento, US\$/Ton molibda	2,63	2,70	2,72	2,74	2,75	2,76	2,76	2,77	2,77	2,78	2,78	2,80	2,75
Distribuides, US\$/Ton molibda	1,63	1,67	1,68	1,70	1,70	1,71	1,71	1,71	1,71	1,72	1,72	1,73	1,70
Indirectas, US\$/Ton molibda	7,34	7,54	7,68	7,85	7,88	7,90	7,91	7,92	7,93	7,94	7,95	7,96	7,87
TOTAL	28,72	28,42	28,66	28,81	28,90	28,97	29,00	29,04	29,08	29,13	29,18	29,36	28,86

Evaluación Financiera.

Para fundamentar un criterio de decisión para iniciar este proyecto, se debe utilizar una base de comparación o medida que nos permita visualizar que tan sólidas, financieramente hablando, han sido las propuestas y evaluaciones realizadas hasta este punto.

Para la realización de la evaluación financiera de este proyecto se aplicará el método de la Tasa Interna de Retorno (TIR), ya que es el de uso más general de todos los métodos de evaluación y proporciona resultados en términos de utilidades antes y después de impuestos.

El método de la tasa interna de retorno (TIR), es un índice de rentabilidad muy aceptado. En términos financieros, la TIR representa el interés que hace que los costos sean equivalentes a los ingresos.

El método TIR relaciona los flujos de efectivo, tanto negativos como positivos por medio de una tasa de interés, misma que se deberá interpretar como la tasa de rendimiento del proyecto. El planteamiento matemático del método es como sigue:

$$-\sum_{K=0}^L E_k(1/(1+i)^k) + \sum_{K=0}^L I_k(1/(1+i)^k) = 0$$

donde :

- E_k = Egresos en el período k
- I_k = Ingresos en el período k
- L = número de períodos
- i = tasa interna de retorno

La tasa de interés que iguala la ecuación a cero, esto es, la que iguala los egresos con los ingresos en un periodo determinado a valor presente, será la tasa interna de rendimiento del proyecto. Por lo tanto, se necesita hallar la tasa de interés por la cual el valor actual de las entradas de dinero es igual a las salidas del mismo.

Para el caso de la Mina San José, se tiene una inversión distribuida de manera no uniforme durante siete periodos, posteriormente un costo de operación que aplicará a partir del periodo seis y un ingreso obtenido por la venta de onzas troy de oro y plata, que se estima se comenzará a obtener a partir del mismo periodo.

El capital a invertirse será 100% de la empresa, por lo que los dividendos que la empresa pague por el uso del capital propio no serán deducibles de impuestos, además de que contablemente la inversión también se considerará como un costo de operación para la Unidad San Martín y solamente se la ha denominado "inversión" con la finalidad de diferenciar el costo de operación del costo requerido para iniciar el proyecto.

Partiendo de los datos calculados con anterioridad se ha generado una tabla de flujo neto de efectivo (FNE), Tabla No 12, para el primer año de vida del proyecto, esto con la finalidad de poder visualizar como se distribuye la inversión en los primeros ocho meses y como a partir del sexto mes se comienzan a obtener ingresos.

Al FNE resultante se aplicó el método de la TIR, obteniéndose que en el primer año de trabajos la tasa interna de retorno después de impuestos y participación de los trabajadores sobre las utilidades (PTU) es del 20.48 %.

En la Tabla No 13 se presenta el flujo neto de efectivo para los primeros dos años de producción, equivalentes a la extracción y beneficio de 86,400 toneladas del total de las reservas en el Area San José (104,592 toneladas). En esta tabla se observa que la tasa interna de retorno del proyecto es del 532.22 % lo que indica claramente que el proyecto es financieramente confiable.

Análisis de sensibilidad.

No se puede tomar una decisión todavía, sin tomar en cuenta el posible comportamiento a futuro de los elementos que han intervenido en la evaluación del proyecto, por lo tanto se presenta un análisis de sensibilidad de los principales parámetros financieros y operativos que se han venido manejando.

Se empleará un análisis de sensibilidad simplificado, esto es, solamente se modificará una variable a la vez; para mayor claridad en la presentación de la variación de los resultados se han graficado cada una de las variables, presentando en el eje de las abscisas la TIR resultante correspondiente a la variación del valor original.

Ya que un análisis de sensibilidad implica no considerar los elementos hacia los cuales el proyecto es menos sensible, no se consideró el costo de inversión. Se puede observar que la inversión es mínima respecto al valor del mineral contenido en el yacimiento, por lo que aún y cuando la inversión aumentara considerablemente continuaría siendo absorbida por la utilidad producto de la venta de las barras de doree.

El análisis de sensibilidad se realizó considerando las siguientes variantes:

- Variación en la cotización de los metales. Gráfica No 1.

Precio del Oro	% de variación	TIR	% de cambio en TIR
235.80	-40%	83.50%	-84%
314.40	-20%	314.45%	-41%
393.00	0%	532.22%	0%
471.60	20%	746.48%	40%
550.20	40%	959.22%	80%

Precio de la Plata	% de variación	TIR	% de cambio en TIR
3.18	-40%	503.08%	-5%
4.24	-20%	517.66%	-3%
5.30	0%	532.22%	0%
6.36	20%	546.77%	3%
7.42	40%	561.30%	5%

- Variación en el tipo de cambio. Gráfica No 2.

Tipo de cambio	% de variación	TIR	% de cambio en TIR
4.95	-40%	48.63%	-91%
6.60	-20%	299.49%	-44%
8.25	0%	532.22%	0%
9.90	20%	760.88%	43%
11.55	40%	987.89%	86%

- Variaciones en la ley promedio del yacimiento. Gráfica No 3.

Ley de Oro	% de variación	TIR	% de cambio en TIR
2.304	-40%	83.50%	-84%
3.072	-20%	314.45%	-41%
3.840	0%	532.22%	0%
4.608	20%	746.48%	40%
5.376	40%	959.22%	80%

Ley de Plata	% de variación	TIR	% de cambio en TIR
19.20	-40%	503.08%	-5%
25.60	-20%	517.66%	-3%
32.00	0%	532.22%	0%
38.40	20%	546.77%	3%
44.80	40%	561.30%	5%

- Variación en el ritmo de producción especificado. Gráfica No 4.

Producción diaria	% de variación	TIR	% de cambio en TIR
90	-40%	48.63%	-91%
120	-20%	299.49%	-44%
150	0%	532.22%	0%
180	20%	760.88%	43%
210	40%	987.89%	86%

En el anexo final se presentan las tablas correspondientes al flujo neto de efectivo de cada una de las variables sensibilizadas.

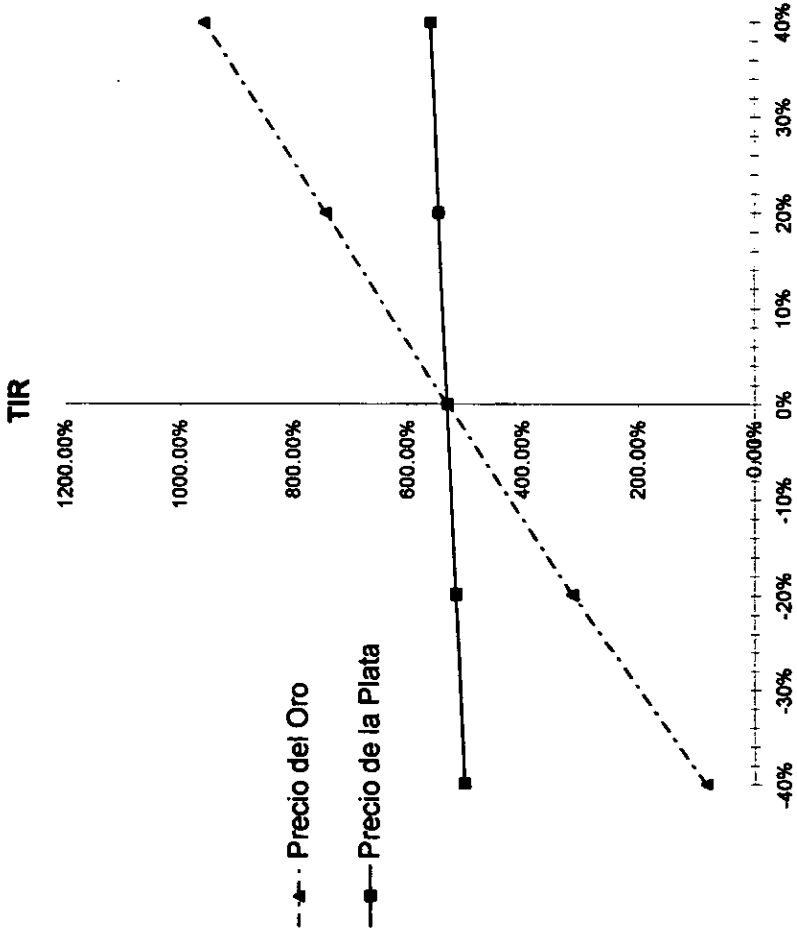
Una vez realizado el análisis de sensibilidad anterior se observa que las variables que están directamente relacionadas con el oro, esto es, el precio del metal, la ley promedio del yacimiento y el tipo de cambio son altamente sensibles, lo mismo sucede con la producción diaria determinada. La cotización de la plata y la ley promedio de la misma prácticamente son insensibles a las variaciones.

El proyecto de explotación del Cuerpo San José se muestra financieramente rentable, pero se debe tener en cuenta su sensibilidad a la cotización del oro, actualmente la tendencia a la baja del metal obliga a remitirse a la TIR obtenida cuando se reduce la cotización en un 20% dejando el precio por onza troy en 314.40 dólares obteniéndose una TIR del 314.45% contra la TIR original calculada en un 532.22%.

A lo largo de este capítulo se ha visto que en términos generales, desde su planteamiento inicial el proyecto de explotación del Cuerpo San José es financieramente aplicable y aún sensibilizando algunos de los factores más relevantes en un trabajo minero como cotización, leyes y ritmo de producción, por mencionar algunos; se continúa en un rango de ganancia aceptable.

Con esta anotación final, se puede decir que el proyecto de minado del Cuerpo San José deberá considerarse como viable en términos financieros.

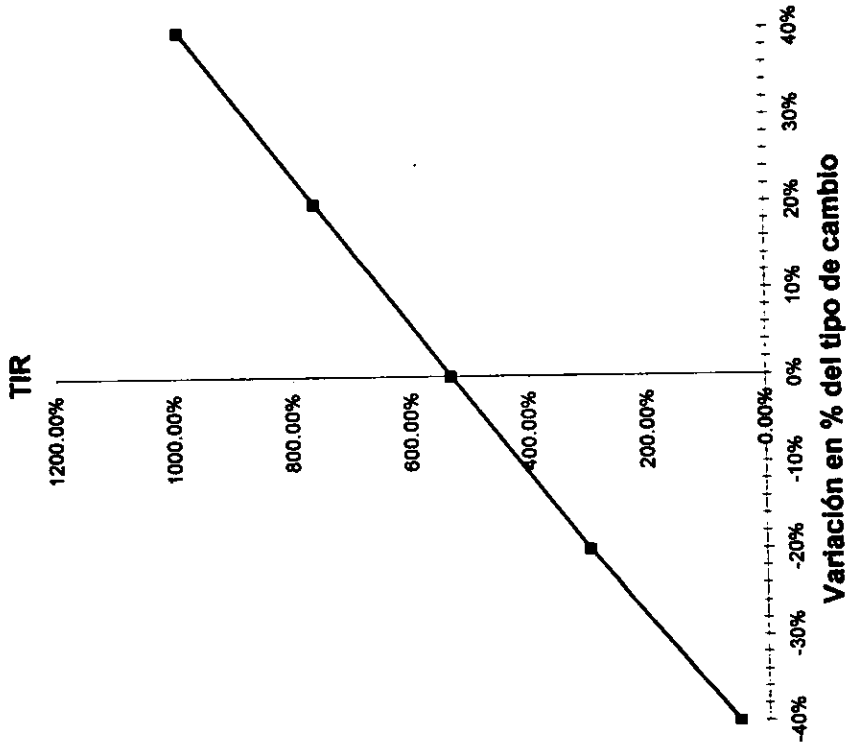
Cotización de los metales



Variación en % de la cotización de los metales

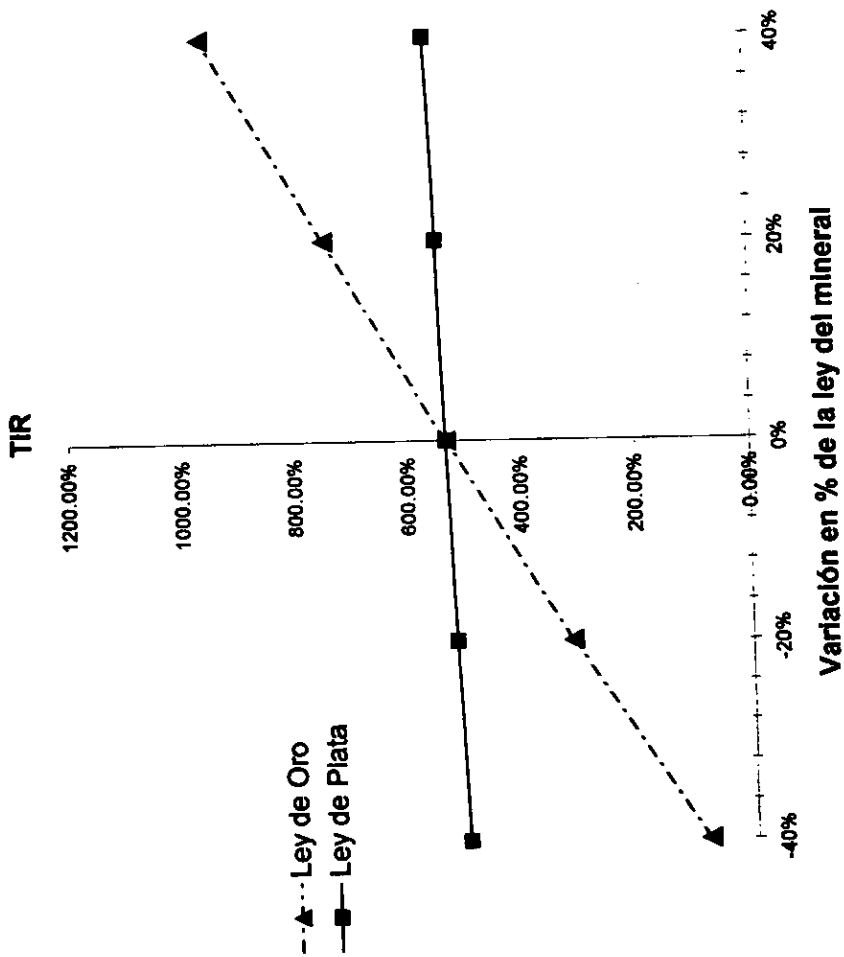
Gráfica No. 1

Tipo de cambio



Gráfica No. 2

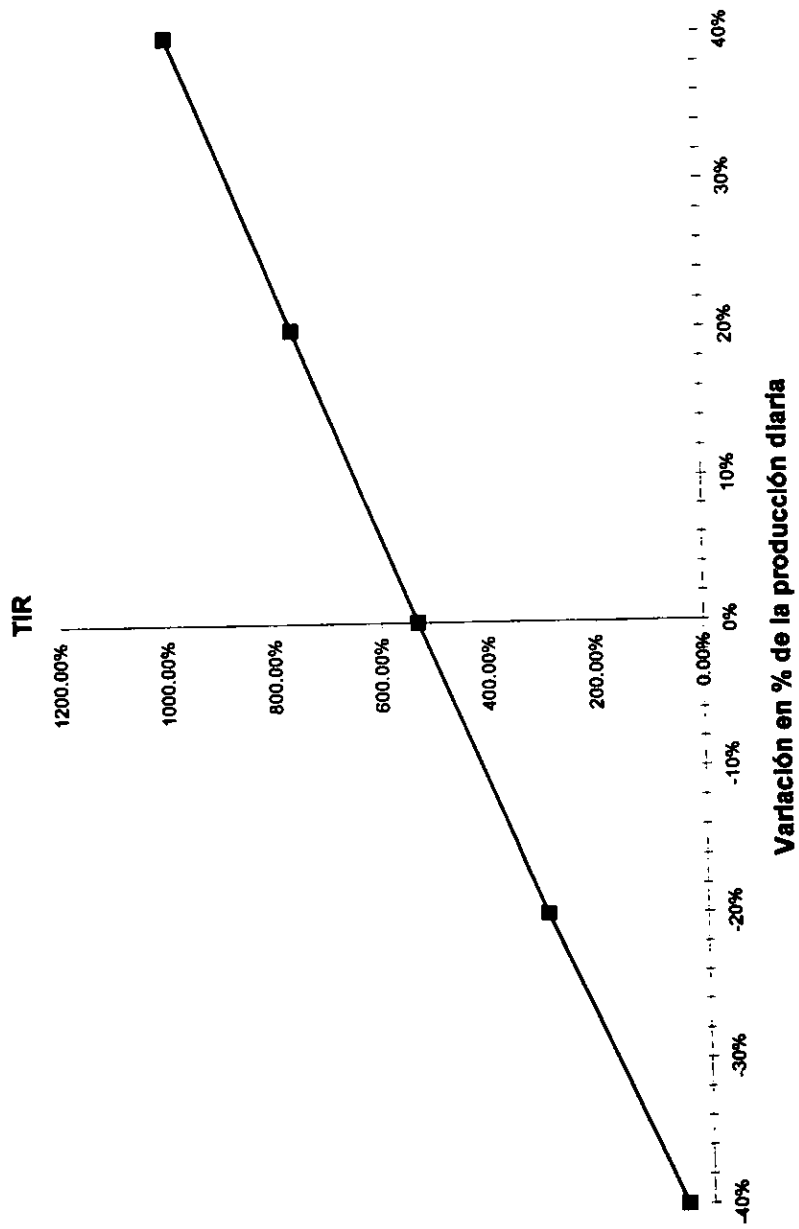
Ley promedio del yacimiento



Gráfica No.3

ESTA TERCERA NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA

Producción diaria



Gráfica No. 4

CAPITULO VII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

A lo largo de este trabajo se ha planteado un problema común en la minería, la necesidad de evaluar si es factible cambiar el método de explotación aplicado a un yacimiento mineral y una vez tomada la decisión de hacerlo, justificar en términos operativos y financieros la misma.

Como ha sucedido en este caso, la necesidad de cambiar el método de explotación era inminente por el aumento de costos que implicaba continuar con el tajo San José, pero era necesario realizar la selección y el diseño del nuevo método a aplicarse.

Una vez desarrollado este trabajo se han llegado a las siguientes

CONCLUSIONES :

- Se debe cambiar a un sistema de explotación subterránea debido al aumento en la relación de descapote que se tendría de continuar con el tajo San José, con el consiguiente aumento de costos.
- El método de explotación subterránea más apropiado para el Cuerpo San José es el de corte y relleno con tepetate.
- Para iniciar el método de corte y relleno con tepetate, se deberá realizar una inversión inicial en obras de desarrollo, estas obras tardarán alrededor de seis meses en llegar a la elevación 1,980.
- Se podrá disponer de mineral en cuanto se llegue a la elevación inferior del bloque cubicado ya que las obras de preparación se darán sobre estructura mineralizada.
- El costo total para iniciar la explotación del Cuerpo San José será de \$1'096,212.79 pesos, de iniciarse en enero de 1996.

- El valor estimado por tonelada molida de las reservas existentes es de \$412.37 pesos
- El costo de operación promedio por tonelada molida es de \$26.86 pesos.
- La tasa interna de retorno será del 532.22%, por lo que es un proyecto financieramente viable.
- El proyecto es especialmente sensible a la variación de la cotización del oro, a la ley promedio de este mismo metal y al tipo de cambio.
- El impacto en el entorno de la Unidad generado por el Tajo San José debe ser minimizado con la forestación de las áreas excavadas.
- El iniciar el minado subterráneo del Cuerpo San José disminuiría impacto ambiental a la localidad.

Por lo anteriormente dicho, se concluye que el Cuerpo San José es susceptible de ser explotado mediante el método de corte y relleno con tepetate arrojando una ganancia bastante considerable para la empresa sobre el capital invertido durante el primer año de trabajo.

Bajo las anteriores conclusiones se pueden dar las siguientes

RECOMENDACIONES :

1. Iniciar la preparación del Cuerpo San José para el minado subterráneo, comenzando con el desarrollo de la rampa general, antes de que termine la explotación del tajo San José.
2. Asignar lugares en el piso del tajo para almacenar el tepetate producto de los desarrollos y posteriormente disponer de él para el relleno.
3. Se debe tomar en cuenta que el tajo es una cuenca de captación artificial de aguas pluviales, debiéndose tomar las previsiones necesarias para evitar inundaciones y la consiguiente entrada de agua a las obras subterráneas.
4. Se deberá generar un programa de barrenación a diamante para explorar el Cuerpo San José y conocer la extensión total del mismo; a fin de incorporar nuevas reservas minerales.

5. No se debe de dejar a un lado el programa de estabilización de taludes y forestación de los mismos con la finalidad de evitar derrumbes que interfieran con las maniobras de trabajo en el piso del tajo, o bien, pongan en riesgo la seguridad del personal que en el se encuentre.

Finalmente, con el desarrollo de este trabajo queda demostrado que el Cuerpo San José es de gran importancia para la empresa por las reservas cubicadas y las leyes que contiene, pudiéndose obtener un gran beneficio financiero con su explotación. La explotación por métodos subterráneos disminuye los costos de minado y reduce el impacto ambiental ocasionado, por lo tanto es la mejor opción.