



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO**

**FACULTAD DE INGENIERIA**

**PROYECTO DE UN TAJO ABIERTO  
EN NAOPA, HIDALGO**

**T E S I S**

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

**P R E S E N T A :**

**JAVIER ALBERTO ROJAS JIMENEZ**

**MEXICO, D. F.**

**1983**



Universidad Nacional  
Autónoma de México



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

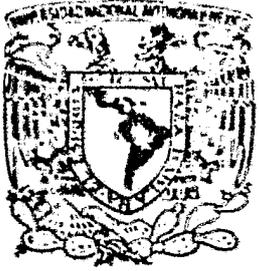
**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

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.

D E D I C A T O R I A

DEDICO EL PRESENTE TRABAJO A MIS QUERIDOS HIJOS  
JAVIER ALBERTO Y MAURICIO  
CON EL FERVIENTE DESEO DE QUE LES SIRVA DE EJEMPLO  
PARA LA REALIZACION DE LOS OBJETIVOS QUE ESTOY -  
SEGURO SABRAN FIJARSE Y ALCANZAR EN SU VIDA.



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AUTÓNOMA

Señor ROJAS JIMENEZ JAVIER ALBERTO.  
P r e s e n t e .

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que aprobado por esta Dirección, propuso el Prof. Ing. - Arnulfo Bernal Beltrán, para que lo desarrolle como tesis para su Examen Profesional de la carrera de INGENIERO DE MINAS Y - - METALURGISTA.

"PROYECTO DE UN TAJO ABIERTO EN NAOPA, HGO."

- I INTRODUCCION.
- II INFORMACION GEOLOGICA.
- III RESERVAS DE CARBONATOS DE MANGANESO.
- IV DISEÑO DE LA EXPLOTACION DE UN TAJO ABIERTO PARA OBTENER UNA PRODUCCION DE 550,000 TON. ANUALES DE MINERAL.
- V PROCESOS METALURGICOS NECESARIOS PARA OBTENER NODULOS CON LAS ESPECIFICACIONES DEL MERCADO.
- VI CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

Ruego a usted se sirva tomar debida nota de que en cumplimiento con lo especificado por la Ley de Profesiones, deberá prestar -- Servicio Social durante un tiempo mínimo de seis meses como -- requisito indispensable para sustentar Examen Profesional; así -- como de la disposición de la Coordinación de la Administración -- Escolar en el sentido de que se imprima en lugar visible de los -- ejemplares de la tesis, el título del trabajo realizado.

Atentamente.

"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"

Cd. Universitaria, D.F., 20 de julio de 1983.

EL DIRECTOR

Dr. Octavio A. Rascón Chávez

ML

OARCH'MRV!gtg

# I N D I C E

	Págs.
1. INTRODUCCION	1
1.1 Antecedentes	3
1.2 Propósito	4
1.3 Localización	5
1.4 Clima	5
1.5 Vías de comunicación	
1.6 Antecedentes Históricos del descubrimiento de la zona mineralizada.	6
2. INFORMACION GEOLOGICA	9
2.1 Estratigrafía	9
2.2 Geología Estructural	14
2.3 Yacimientos Minerales	15
3. RESERVAS DE CARBONATOS DE MANGANESO	19
3.1 Cálculo de reservas y control de calidad.	19
4. DISEÑO DE LA EXPLOTACION PARA UNA PRODUCCION DE 550,000 TONS ANUALES DE MINERAL.	24
4.1 Consideraciones Generales	24
4.2 Selección del Sistema de Explotación	26
4.3 Diseño del Tajo	28
4.3.1 Objetivos Primordiales del diseño	29
4.3.2 Generalidades	30
4.3.3 Ventajas del método a tajo abierto que reafirma la selección	30
4.3.4 Amortización de las inversiones	32
4.3.5 Descripción general del método	32
4.3.6 Límite económico de la explotación	34
4.3.7 Determinación del ángulo de los taludes del tajo.	36
4.3.8 Ritmo de producción	33
4.3.9 Selección del equipo de minería	40
4.3.10 Técnica de barrenación para la fragmentación.	42
4.3.11 Altura de los bancos	47
4.3.12 Proyecto de desarrollo del tajo	48
4.3.13 Cálculo del costo de explotación	49
4.3.14 Programa de inversiones	50

5.	PROCESO METALURGICO	52
5.1	Trituración	54
5.2	Homogenización	54
5.3	Alimentación al horno	55
5.4	Proceso pirometalúrgico	55
5.5	Enfriamiento y clasificación	60
6.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	62
6.1	Conclusiones	62
6.2	Recomendaciones	63
ANEXO A:	CALCULO DEL COSTO DE EXPLOTACION	66
ANEXO B:	PROGRAMA DE INVERSIONES	100
ANEXO C:	FIGURAS Y TABLAS	107
BIBLIOGRAFIA		128

## INTRODUCCION

El hombre es un ser urgido de satisfacer sus necesidades y afanes, lo que lo lleva al arduo trabajo de la conquista, misma en la que pone en juego toda su inteligencia y aquel cúmulo de experiencias que le han forjado.

Desde el inicio de sus conquistas el hombre ha tomado de la naturaleza que lo rodea, todos aquellos elementos que en forma natural o elaborada le ayudan al logro de sus fines, y es así como poco a poco va desarrollando y estableciendo reglas y técnicas para la mejor explotación de esa naturaleza que en ocasiones se muestra reacia y caprichosa a nuestros requerimientos.

Los que de alguna forma tenemos nuestro campo de acción en este apoderamiento de los valores naturales, conocemos que sólo una parte de los mismos son susceptibles de reproducción y - por lo tanto cuando nuestra especialidad es la de la explotación de los recursos no renovables creo que tenemos la obligación contraída con la humanidad entera de que esa explotación sea lo más completa, segura y económica, y en la aplicación de este criterio es donde creo radica nuestra ética profesional. De esta manera se puede comprender lo delicado que es la elección del método de explotación de un yacimiento mineral, así como la recuperación de las reservas que forman dicho yacimiento.

El presente estudio trata de contribuir a lograr la óptima explotación de los yacimientos manganesíferos de Naopa en el Estado de Hidalgo, desarrollando como tema principal el diseño de dicha explotación.

## 1.1 Antecedentes

Una vez que fueron descubiertos los yacimientos magnesíferos de Molango, fueron sometidos a un programa de exploración geológica y experimentación metalúrgica para probar sus posibilidades económicas a largo plazo y fue así como después de estos estudios preliminares se empezó a trabajar en la selección de las áreas en las que la explotación fuera más inmediata y menos costosa para de esta manera poder financiar los estudios y trabajos de las áreas en donde la explotación presentaba más dificultades.

Primeramente se proyectaron y desarrollaron exitosamente la explotación y beneficio de los yacimientos de Tetzintla, Hgo., y Nonoalco, Hgo., el primero en la zona Norte y el segundo en la zona Sur, (Ver Fig. 1). En Tetzintla se obtienen nódulos de manganeso de grado metalúrgico y en Nonoalco concentrados de óxido de manganeso de grado batería. Después en el año de 1974 ante la gran demanda de los nódulos de manganeso de Molango en el Mercado Internacional y ante la perspectiva del aumento de producción en lo que resta del siglo para abastecer a la cada día más creciente industria de las ferroaleaciones y del acero, el Depto. de Geología se lanzó a la exploración de detalle para ubicar reservas positivas en los más importantes prospectos del Area Molango que había sido descubierta desde 1960, a base de recorrer los afloramientos y de efectuar en los mismos obras de exploración tales como: zanjas y frentes.

Dentro de estos prospectos el que resultaba más atractivo era el de Naopa, localizado en la parte central del área, dado que desde el principio sus características hacían favorable la explotación por tajo abierto, de carbonatos de manganeso susceptibles de reducirse a óxidos de grado metalúrgico en forma de nódulos.

NOTA: Todas las figuras se encuentran en el Anexo C.

El programa de barrenación de diamante se inició en el mes de Mayo de 1976 y fue después de la terminación del 2o. barrenamiento cuando creció el entusiasmo sobre éste depósito al haberse cortado con estos barrenos varios horizontes manganesíferos que anunciaban una gran potencialidad de reservas en ese lugar.

## 1.2 Propósito

Más adelante, al seguir la exploración y reconfirmarse la información de los primeros barrenos y ofrecerse la primera interpretación geológica de la estructura del cuerpo, fue cuando se inició el Proyecto Naopa el cual pretendía extraer económicamente alrededor de 5'800,000 toneladas de carbonatos de manganeso con una calidad de 27% de Mn a un ritmo de 555,000 toneladas anuales, las cuales a su vez, producirán 350,000 toneladas de nódulos que se obtendrán en un segundo horno de nodulización que se piensa instalar en Ayotla, Hgo., lugar donde se encuentra el primer horno ya en operación.

En la siguiente tabla se clasifica el esquema de producción:

Reservas totales de mineral con contenido de -- 27% de Mn.	Producción anual de mineral con contenido de - 27% de Mn.	Producción anual de nódulos con contenido de - 39% de Mn.
5'800,000 tons.	550,000 tons.	350,000 tons.

## 1.3 Localización

El distrito manganesífero de Molango se localiza sobre el extremo Sur de la Sierra Madre Oriental en un área de aproximadamente 1000 km<sup>2</sup>, distrito que puede circunscribirse en un

rectángulo de 50 km., en dirección Norte-Sur por 25 km., en dirección Oriente-Poniente, y cuyo centro dista aproximadamente 160 km., al Norte de la ciudad de México, 170 km., al Suroeste del Puerto de Tampico, y aproximadamente 140 km., de la Costa del Golfo de México. Le corresponde una posición geográfica de  $98^{\circ}-45'$  de longitud Oeste de Greenwich, y  $20^{\circ}-55'$  de latitud Norte (Ver Figs. 1 y 3).

La población más importante dentro del área es la de Molango, distante unos 73 km., en línea recta al Norte de Pachuca, con una población de unos 3,000 habitantes. La topografía del terreno es sumamente accidentada, habiendo una diferencia máxima de relieve entre la cima de los montes y el lecho de los arroyos de unos 660 m. El drenaje, mucho de él con aguas permanentes, corre en su mayoría por barrancas en forma de "V" más o menos aguda.

En la zona central de este distrito se encuentra el yacimiento de Naopa a unos 10 kms., al NW de Molango.

#### 1.4 Clima

El clima es húmedo y templado en las partes altas, pero cambia con cierta rapidez a caluroso en los cañones profundos, en los que corren los ríos de más importancia. Las lluvias son abundantes durante el Verano y También hay lluvias ligeras en Invierno. Debido a constantes cambios en la temperatura por corrientes de masas polares del Norte, hay formaciones de niebla más o menos ligeras durante todo el año.

#### 1.5 Vías de comunicación

Esta área es atravesada aproximadamente de Norte a Sur, por la carretera Federal de 1er. orden No. 105, que partiendo de

La ciudad de Pachuca constituye la vía corta México-Tampico. Se cuenta además con servicio telefónico de larga distancia en prácticamente todos los poblados del área, tales como Zaqualtipan y Molango, el servicio postal y telegráfico es regular en toda la zona. En el km., 145 se encuentra la Rancharía de Tlaxcango, de donde parte un ramal de 7 km., del programa de obras a mano del Gobierno Federal hasta Naopa; este camino es transitable en cualquier época del año, (Ver Fig.1).

#### 1.6 Antecedentes Históricos del descubrimiento de la zona mineralizada.

En Mayo de 1960 la Cía. Minera Autlán que entonces explotaba los yacimientos manganesíferos de Autlán, Jal., fue invitada a visitar el distrito de Molango por los señores Moreno del Razo, quienes estaban en ese tiempo haciendo alguna exploración preliminar directa de unos cuantos afloramientos de óxido de manganeso que habían sido encontrados en el área.

Estos afloramientos eran relativamente pequeños y estaban separados por grandes distancias, pero el carácter sedimentario que ellos presentaban claramente sugería la posibilidad de que podría encontrarse una formación de roca manganesífera ampliamente distribuida en toda el área.

Algunos meses después la Compañía Minera Autlán, hizo arreglos preliminares para comenzar el reconocimiento del distrito, para lo cual estableció un gabinete provisional de Geología en la ciudad de Molango.

Posteriormente y con todo éxito estableció y continúa operando en el área dos unidades Mineras que son:

- a) La Unidad Molango ubicada al Norte del distrito dentro del Municipio de Ayotetla, Hgo., que tienen como finalidad principal la explotación de los carbonatos de manganeso de grado metalúrgico que constituyen el yacimiento de Tetzintla, a orillas del arroyo del mismo nombre, así como el beneficio metalúrgico de éstos, que consiste en la calcinación de los carbonatos para reducirlos a óxidos de manganeso, y la aglomeración de estos por un proceso de nodulización.

Ambos procesos se efectúan en un Horno Rotatorio con una capacidad actual de 400,000 toneladas anuales de nódulos. Estos son vendidos principalmente a empresas nacionales, tales como la Unidad Tamos y Teziutlán de la misma Cía. Minera Autlán, Ferroaleaciones de México, Ferrover (TAMSA), las cuales los emplean para la producción de ferromanganeso; los excedentes se exportan a Japón, Estados Unidos y Francia principalmente.

- b) La Unidad Nonoalco, ubicada al Sur del área, dentro del Municipio de Xochicoatlán, Hgo., que tienen como finalidad la explotación de los depósitos de manganeso de grado batería que se encuentran alrededor del poblado de Nonoalco, y la concentración por lavado de dichos óxidos, éstos son vendidos a la Cía. Unión Carbide Mexicana, la cual los utiliza para la producción de pilas secas.

Las características de los nódulos de manganeso de Molango los hacen además de ampliamente aceptados en los estrictos Mercados Internacionales, altamente apreciados ya que al ser usados en los hornos de ferroaleaciones, hacen posible una operación continua sin las explosiones que producen los minerales naturales, disminuyen los costos por concepto de consumo de energía eléctrica hasta en un 30% y además son autofundentes gracias a su alto contenido de cal.

- c) En 1974 al estructurarse los objetivos corporativos de Minera Autlán y gracias a la demanda de nódulos, se estableció en los programas de producción a largo plazo el crecimiento gradual de producción de nódulos, lo que impuso una replaneación de la exploración para el desarrollo de reservas que garantizara dicho crecimiento; al impulsar dicho plan y explorar en forma directa por barrenación larga de diamante los afloramientos de Naopa que eran los que indicaban más posibilidad en 1976, se desarrollaron reservas positivas por un total de - 5'800,000 tons., de carbonatos de manganeso de calidad comercial y se decidió estructurar y arrancar el Proyecto Naopa el cual pretende explotar en forma económica esas reservas, congruentemente con los programas de producción a largo plazo.

## 2. INFORMACION GEOLOGICA

### 2.1 Estratigrafía

Las rocas del área de Molango comprenden un gran espesor de sedimentos Mesozoicos que yacen en forma discordante sobre un complejo basal metamórfico de edad precámbrica. Este conjunto puede estar a veces cubierto en parte por rocas piroclásticas y volcánicas terciarias, y en una localidad aparece intrusio nado por un "stock" de composición intermedia; puede haber también unos diques angostos pero parece que son escasos.

#### a) Rocas basales

Existen varias ventanas estructurales, algunas de considerable extensión, en las que afloran rocas metamórficas; megascópicamente se ven constituidas por cuarzo, feldespatos y biotita, como componentes principales, encontrándose como accesorios, apatita, zircón y a veces abundante granate. Estas rocas son las más antiguas que afloran en el área.

#### b) Rocas sedimentarias

Sobre las rocas basales descansa una gruesa sección de sedimentos que dentro del área comprende desde el Paleozoico superior (?) hasta el Cretácico inferior, con un espesor conjunto posiblemente superior a los 2,000 m.

Dado el interés principal en una unidad estratigráfica relativamente muy delgada, las rocas sedimentarias en general no han sido estudiadas en detalle, habiéndose concentrado hasta ahora el estudio sólo a observaciones de carácter general que ayudan a determinar la estructura regional ya que de esto depende la distribución del horizonte de interés económico; así pues, la descripción estratigráfica que sigue es meramente de carácter esquemático.

c) Paleozoico superior (?)

Yaciendo discordantemente sobre las rocas metamórficas se encuentran a veces espesores variables de cuarcitas y areniscas rojas y verdes, que tentativamente pueden asignarse al Pérmico, por la posición relativa que ocupan en la sección estratigráfica.

d) Triásico (?)

En la parte Norte del área, en la barranca del río Jalpa, hay un afloramiento formado por capas de areniscas, conglomerados finos y areniscas calcáreas que no se asignan a las areniscas del Paleozoico ni pueden correlacionarse con las pizarras carbonosas del Triásico.

e) Formación Huayacocotla

Esta formación constituye la parte de la sección estratigráfica en contacto discordante con las rocas antes mencionadas. Está constituida en su parte inferior por un espesor de pizarras carbonosas, que en algunos horizontes contienen fósiles de plantas. Hacia la parte media predominan areniscas de grano fino. La parte superior en general está representada por alternancias de limolitas y areniscas finas. El espesor total de esta formación posiblemente sobrepase los 600 m.

f) Formación Huizachal

Descansando sobre la formación anterior, generalmente en ligera discordancia angular, se encuentra la formación Huizachal. Dentro del área no contiene fósiles identificables, pero se ha determinado con base tanto en su posición como en su correlación litológica con otras áreas del Noroeste del país, como correspondiente al Jurásico medio. Está constituida por una serie sedimentaria clásica formada por areniscas arcillosas, cuarcitas y algo de caliza que contiene numerosas facies de conglomerados formados principalmente por cantos de cuarcita con algo de cuarzo y pedacitos de gneiss. Su espesor en el área varía entre cero y 300 m.

g) Formación Tamán

Sobre la formación Huizachal o bien directamente en contacto con la formación Huayacocotla cuando aquella falta, se encuentra la formación Tamán, que es la que contiene la facie manganesífera. En general formada por una serie de limolitas y algo de pizarras carbonosas, que contienen numerosos horizontes de calizas más o menos gruesos, que quizá a veces sean lenticulares.

El tercio superior de la formación se caracteriza por contener numerosas concreciones calcáreas de forma lenticular o irregular. Los horizontes de caliza que contiene ésta parte muestran a veces un grano algo grueso que les da una apariencia de calcarenitas. Es en este tercio superior entre unos 100 y 150 m., abajo de su cima, donde se localiza la unidad manganesífera, constituida por capas de caliza, en gran parte finas y laminares, con alternancias de limolitas calcáreas, también laminares y escasas intercalaciones de lutita, así como escasas capas de caliza más pura, delgadas a

medianas, que en algunas partes pudieran mostrar transiciones a areniscas. En las rocas sin alterar es difícil notar a simple vista la presencia del manganeso, aún cuando haya contenidos tan altos como de 25 a 30%. El espesor total de la formación Tamán, parece ser de unos 600 m., hacia la parte central del área, pero parece disminuir hacia los alrededores; sin embargo, se dificulta un poco la medida de secciones, en parte por la falta de capas clave en sus dos tercios inferiores, y en parte porque la estratificación está sumamente enmascarada por crucero secundario producido por tectonismo.

La formación Tamán representa en el área casi todo el Jurásico superior.

#### h) Formación Pimienta

Yaciendo sobre la formación Tamán está la formación Pimienta, cuya parte inferior está formada por limolitas y calizas arcillosas, en capas delgadas; el espesor de la formación Pimienta es de alrededor de 300 m.

Esta formación contiene un conjunto litológico cuya parte inferior ha sido bien identificada como perteneciente a la parte más alta del Jurásico superior pero es muy posible que su parte superior, constituida por capas medianas de caliza, pueda más bien correlacionarse con lo que en el área de Zimapán ha sido determinada como parte inferior del Cretácico inferior.

#### i) Formación Tamaulipas

Esta formación representa al Cretácico inferior y consiste de una gruesa serie de calizas con intercalaciones de limolitas, margas y lutitas.

No se tiene idea del espesor que pudiera tener en el área, pues no se encuentra flanqueando las zonas de interés económico, el reconocimiento efectuado casi no se extiende dentro de ella.

j) Rocas ígneas

En el área de Molango se encuentran grandes superficies cubiertas por rocas volcánicas, principalmente basaltos del Terciario superior. En general se trata de corrientes de lava, pero en la base de éstas puede haber algunos espesores relativamente delgados de acumulaciones piroclásticas.

En el área también se encuentran rocas volcánicas de tipo andesítico, pero son relativamente escasas, aunque ésto pudiera deberse en parte a que estén cubiertas por los derrames basálticos, que parece que fueron los últimos en ocurrir.

Hacia el sur del área formando parte de los montes más prominentes de la región aflora un cuerpo ígneo intrusivo de dimensiones reducidas, su composición puede ser más o menos intermedia, pero el afloramiento examinado está demasiado alterado para identificar la roca original. Alrededor de ésta intrusión pueden verse algunos diques angostos, igualmente muy alterados. Fuera de estos casi no se ha encontrado ningún otro indicio de actividad ígnea intrusiva en el área, si bien puede ser que al efectuarse levantamientos geológicos detallados, ésta actividad ígnea no sea tan escasa como parece. -  
(Ver Fig. 1).

## 2.2 Geología estructural

Según las observaciones efectuadas a la fecha, el área de Molango se extiende sobre un amplio anticlinorio que forma parte de la serie de plegamientos que constituyen la Sierra Madre Oriental. El eje del plegamiento, dentro del área, tiene aproximadamente un rumbo NW, paralelo al rumbo general de esta parte de la Sierra Madre Oriental.

La región del anticlinario está profundamente erosionada y deja al descubierto un núcleo formado por rocas metamórficas precámbricas. Hacia ambos lados de este núcleo se extienden los flancos paralelos de varios plegamientos menores algo asimétricos, a través de los cuales va cruzando una sucesión estratigráfica, cada vez más joven, hasta llegar a la base de la formación Tamaulipas. El eje anticlinal muestra una tendencia de buzamiento hacia el NW.

Gran parte de flanco oriental del anticlinorio está complicado por fallamientos, sobre todo hacia el SE. Hasta ahora las exploraciones se han efectuado principalmente en la parte norte del área sobre la zona de buzamiento, hacia el NW y a lo largo de una parte del flanco occidental del anticlinorio, cuya estructura más simple y menos fallada ha podido conservar gran parte de interés económico.

En muchas partes del área hay evidencias de fallamiento de mayor o menor importancia, pero como la investigación no ha tenido como objetivo principal el estudio detallado de estructuras, excepto las que se relacionen directamente con el control del horizonte mineralizado, la información respecto a todas las áreas es muy incompleta a la fecha.

### 2.3 Yacimientos minerales

En el área de Molango existen dos tipos generales de yacimientos manganesíferos. El más importante es el que resultó de la acumulación de precipitados químicos carbonatados, singenéticamente con el depósito de sedimentos marinos del Jurásico superior y el cual ha sido llamado yacimiento singenético. El otro tipo de yacimiento se ha derivado de los anteriores por procesos más recientes de alteración y enriquecimiento supergénico, este tipo comprende varios depósitos relativamente pequeños, que se han designado como yacimientos epigenéticos.

#### a) Yacimientos singenéticos

Como antes mencionamos, hacia la parte superior de la formación Tamán, está contenida una unidad que se presenta en el área de Molango como facie litológica bien definida, dentro de una cuenca de unos 1000 km<sup>2</sup> aproximadamente.

La unidad manganesífera de la formación Tamán, tiene un espesor promedio de unos 50m. Está constituida de capas delgadas de caliza con varias alternancias de limolitas calcáreas y escasos horizontes de lutitas. Dada su composición predominantemente calcárea, presenta una resistencia a la erosión ligeramente mayor que las capas adyacentes de limolitas calcáreas, dando esto como resultado que los afloramientos de la unidad manganesífera se caractericen en el terreno por un cantil más o menos prominente, dependiente principalmente de la posición de los estratos y de las zonas de afloramiento.

Los minerales singenéticos de Molango contienen como componentes principales, Rodocrosita y Kutnahorita.

La Rodocrosita es el mineral más abundante y se presenta como finos microcristales redondeados que se depositan en sedimentos bien definidos de textura paralela, lo cual sugiere una lenta y ordenada precipitación química. La Kutnahorita es el segundo mineral en el orden de abundancia y se presenta íntimamente asociado a la Rodocrosita, también como microcristales redondeados.

Se estima que la Rodocrosita de los depósitos de Molango se originó por disolución ácida de rocas volcánicas, por lo que iones de bajo potencial debieron solubilizarse y transportarse fácilmente ( $Mn^{2+}$ ,  $Fe^{2+}$ ,  $Ca^{2+}$ ,  $K^+$ ,  $Mg^{2+}$ ,  $Na^+$ ) mientras que aquellos de potenciales más altos, o se disolvieron más lentamente o se separaron durante el transporte ( $Al^{3+}$ ,  $Ti^{4+}$ ,  $Zr^{4+}$ ) originándose así una segregación de los elementos químicos de la roca original.

En las soluciones la separación o precipitación de un elemento químico depende de factores tales como: acidez, el potencial de oxidación y las constantes de equilibrio, ionización y solubilidad.

En un sistema de carbonatos es evidente que la concentración disminuya rápidamente con el aumento del pH, de tal forma que un cambio de acidez traería consigo la inmediata precipitación de abundantes carbonatos de manganeso.

El elemento de la alcalinidad se originó por contacto con aguas marinas, y la Rodocrosita se formó porque las soluciones ácidas originales tenían ácidos carbónicos, o bien porque microorganismos o plantas lo originaron,

la abundancia de materia orgánica impidió que se formasen minerales oxidados de manganeso.

Si bien se podría sugerir otra hipótesis sobre el origen de la Rodocrosita, suponiéndole a ésta una génesis marina, la baja concentración de manganeso en el mar así como la evidencia presentada y el tamaño de los yacimientos, la echarían por tierra.

b) Yacimientos epigenéticos

Los yacimientos epigenéticos derivados directamente de los anteriores y más o menos asociados a ellos, constituyen un fenómeno relativamente reciente, incluso se puede considerar aún continúan en proceso de formación. Todos ellos representan una transformación secundaria del mineral original, pero pueden ser ligeramente diferentes entre sí debido a las distintas características estructurales que controlan su formación.

Todos los depósitos epigenéticos del área son relativamente pequeños y podríamos decir, que casi hay tantas formas como depósitos, pero generalizando un poco se han clasificado en tres tipos principales:

- 1) Depósitos semi-residuales por la lenta alteración "in-situ" de bloques fallados.
- 2) Depósitos de enriquecimiento supergenéticos, producidos por circulación descendente de soluciones a lo largo de estructuras favorables (fallas y pliegues) que tuvieron lugar dentro de la unidad manganesífera.
- 3) Depósitos producidos por oxidación y lixiviación de los afloramientos bajo condiciones estructurales favorables.

En general, la composición litológica de éstos depósitos es una representación de todas las alteraciones posibles desde la roca carbonatada ligeramente lixiviada, hasta la acumulación masiva de óxidos de manganeso, que resultan de una total lixiviación.

En este tipo de yacimientos el mineral predominante ha sido identificado como Nsutita.

La Nsutita de Molango se estima que se formó por disolución ácida de la Rodocrosita original, en condiciones oxidantes y con potenciales de oxidación positivos, que permitieron la separación del manganeso de impurezas de calcio, magnesio, hierro y material orgánico. La precipitación final de la Nsutita fue, o porque se excedió de su límite de solubilidad, o bien porque aumentó la alcalinidad posiblemente por contacto con aguas marinas y corrió bajo fuerte actividad gaseosa y elevada presión.

Un análisis químico promedio indica un contenido de manganeso en los yacimientos singenéticos de la siguiente forma:

Mn	Fe	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	C	Pérdidas por Calcinación
19.5	7.7	0.13	0.25	3.6	2.24	15.9	2.74	10.7	32.4

En tanto que para los yacimientos epigenéticos tendríamos lo siguiente:

Mn	Fe	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	C	Pérdidas por Calcinación
50.0	5.8	0.12	0.005	2.9	2.00	0.4	1.00	0.1	10.2

### 3. RESERVAS DE CARBONATOS DE MANGANESO

#### 3.1 Cálculo de reservas y control de calidad

El Departamento de Geología de la Compañía Minera Autlán, sigue en términos generales la siguiente secuela para hacer la determinación de reservas en los yacimientos de origen sedimentario en Tetzintla y Nonoalco.

Primeramente se traza una cuadrícula para barrenación de diamante con vértices a cada 400 m., ésta barrenación constituye la fase de prospección, en la cual obtenemos los primeros datos ya específicos del yacimiento, a lo largo del área por explotarse, entre éstos datos tenemos el espesor del manto, su inclinación, el encape, su ley media y las características de la roca encajonante.

Una vez hecha la prospección se proceden a elaborar los anteproyectos de la minería - con los núcleos de la barrenación se obtienen las muestras con las que se corren distintas pruebas, - principalmente metalúrgicas.

Posteriormente a esta fase, cuando los resultados de los estudios de prefactibilidad son positivos, sobre la cuadrícula ori-

ginal de barrenación se vuelven a marcar vértices, ahora con una separación de 100 m, con el fin de que la influencia de cada barreno sea menor a la antes obtenida ya que con los resultados de ésta segunda fase procederemos a desarrollar el proyecto de la minería y a efectuar el cálculo de reservas del yacimiento aprovechando que las características del mismo son muy regulares dado su origen sedimentario.

Para el cálculo de reservas se emplea el método de polígonos de influencia utilizando la variante de la semidistancia entre barrenos y asignándole a cada polígono los datos promedio del barreno contenido en el mismo, se divide el área del polígono entre el coseno del echado del manto, este producto se multiplica por el espesor y el peso específico del mineral y esto nos da las toneladas de reservas cubicadas por ese barreno.

Este cálculo a grandes rasgos se efectúa de la siguiente manera:

Si consideramos sólo para citar un caso, que el echado del manto de Tetzintla es en promedio de  $38^\circ$ , su espesor promedio de 6 m, y su peso específico igual a 3.0 tendremos que la influencia de cada barreno será de:

$$\begin{aligned} 100 \div 0.7880 &= 126 \text{ m} \\ 126 \times 100 &= 12,600 \text{ m}^2 \\ 12,600 \times 6 &= 75,600 \text{ m}^3 \\ 75,600 \times 3 &= 226,800 \text{ Ton} \end{aligned}$$

en números redondos:

225,000 Ton/barreno

Estos barrenos se dibujan en una sección transversal al rumbo del manto en la cual se encuentra ya trazado el relieve topográfico y de ésta forma queda interpretado el cuerpo mineralizado.

De éstas secciones y empleando el método del prismoide se obtienen las reservas totales del yacimiento, que para el caso del tajo Naopa son a la fecha de 8,000,000 Ton. aproximadamente; ésto nos promete una duración del yacimiento de aproximadamente 15 años al ritmo actual de producción programado (ver tabla 1 ).

Con objeto de ir verificando la información obtenida con la barrenación del diamante y como un medio del control de calidad en la explotación, se sigue un programa de exploración conjunto al de explotación y que consiste en:

- a) Barrenación corta de diamante
- b) Canales
- c) Polvos de barrenación con Track-Drill

La barrenación corta de diamante se emplea en el banco que aún no inicia su preparación y nos determina las condiciones del manto a cada 40 m. en el sentido del rumbo del manto, o sea - que tiene influencia sobre 8,000 Ton aproximadamente.

Los canales se hacen a cada 20 m también en el sentido del rumbo del manto sobre el bloque de mineral, que ya se ha descubierto en su lado superior con el piso del banco en explotación y determina mejor las características del mineral en el banco que se encuentra en preparación, ya que con estos canales de 50 cm. de ancho por 40 cm. de profundidad se obtiene una muestra más grande y por otra parte la interpretación de la estructura es más fácil al tomarse los datos de una manera más directa.

Los polvos de la barrenación de Track-Drill, nos definen los contactos del manto con la roca estéril así como la ley media en el mineral del banco que está en explotación. Esta barrenación se dá en la cara superior del manto regularmente distribuida a cada 10 m.,

Esta barrenación se hace muy necesaria dados los cambios de facies que presenta el manto, tanto en sentido horizontal como en el vertical, los cuales determinan importantes cambios en las relaciones de sílice/manganeso y CaO/manganeso, que para el caso del manganeso metalúrgico deben conservarse dentro de ciertos límites.

En el caso de Naopa, la exploración por barrenación de diamante se hizo en 2 etapas con otra de exploración directa como sigue:

#### Programa de barrenación 1a. etapa

Este programa de Exploración directa fue de 16 barrenos en diámetro N.Q. distribuidos en una cuadrícula de 100 metros de lado ver figura 2 , el 60% del total barrenado fue positivo. El total de metros barrenados resultó de 2164 metros. Con esta primera fase se obtuvieron el primer cálculo de reservas, sujeta a verificación ya que la interpretación estructural indicó un intenso plegamiento que originó fuertes recumbencias y el fallamiento múltiple del cuerpo mineral, lo que hacía errático el cálculo.

#### Programa de barrenación 2a. etapa

El objetivo de esta etapa fue ampliar la exploración de acuerdo a la incertidumbre obtenida de la primera. El programa constó de 24 barrenos en diámetro NQ con un total de 5,300 metros.

#### Explotación directa con frentes

Con el fin de comprobar la interpretación estructural de las 2 etapas de barrenación, así como de obtener una serie de muestras para investigación metalúrgica, se acordó efectuar trabajos de exploración directa mediante 2 frentes horizontales de

1.50 x 1.5 metros de sección y 20 metros de longitud cada una.

La primera se dio en el afloramiento SW con rumbo NE y la segunda en el afloramiento NE con rumbo SW. Con la información íntegra obtenida finalmente se elaboró el cálculo final de reservas habiéndose estimado un total de 5'800,000 toneladas de carbonatos de manganeso con una ley compósito de 27.58% de Mn que es la ley estándar de alimentación al proceso de calcinación. La distribución de tonelajes con sus respectivas leyes se encuentra en las tablas 2 y 3. Cabe aclarar que en el cálculo de reservas se consideró un factor de seguridad de disminución de reservas del 30% dada la complicación de la estructura así como el método de exploración empleado.

#### 4. DISEÑO DE LA EXPLOTACION PARA UNA PRODUCCION DE - - 550,000 TONS: ANUALES DE MINERAL.

##### 4.1 Consideraciones Generales

Una vez obtenida la interpretación geológica del yacimiento, el siguiente paso fue seleccionar el método de explotación óptimo en función de la forma, estructura, extensión, potencia, uniformidad, localización respecto al relieve topográfico, reservas y, principalmente, de la consistencia de los respaldos del cuerpo mineral. Dado que desde hace 12 años la Compañía ha estado explotando en diferentes áreas del Distrito cuerpos minerales de características muy similares al de Naopa, en cuanto a consistencia del mineral y de los respaldos se refiere con distintos sistemas, tales como tajo abierto, long-wall, salones y pilares y hundimientos por subniveles, actualmente se tiene un gran conocimiento del comportamiento de estas rocas. De esta forma se pudieron establecer para el yacimiento Naopa las siguientes expectativas, previas al análisis de explotación:

- 1) Los sistemas que de acuerdo a la información disponible tienen posibilidad de ser aplicados en esta explotación son los siguientes:

- A. Tajo abierto
- B. Hundimiento por subniveles
- C. Corte y relleno

2) Dada la complejidad de la estructura del cuerpo mineral causada por un intenso plegamiento que a su vez produjo una serie de fallas muy complicadas (Ver Figs. 5 a 11), la aplicación de un sistema de explotación subterráneo es desaconsejable por las siguientes razones:

- A. Sería necesario adelantar las obras de exploración directa sobre las de preparación cuando menos 3 años para garantizar la planeación de la explotación, toda vez que la localización y características de las frentes de preparación dependen de la estructura local del cuerpo.
- B. El gasto en obras de preparación sería muy alto comparado con el que sería necesario efectuar en un cuerpo regular.
- C. El ritmo de producción no podría ser muy uniforme y crearía la necesidad de almacenar el mineral.
- D. El soporte de techo de las obras aún durante la preparación sería muy difícil, costoso y dificultaría la explotación.
- E. Por regla general en estas condiciones, los índices potenciales de frecuencia y gravedad de accidentes serían muy altos.

3) Otras condiciones diferentes a las geológicas son la escasez de mano de obra calificada en el área del yacimiento.

#### 4.2 Selección del Sistema de Explotación

El siguiente paso fue elegir el sistema de explotación óptimo de entre los posibles; para apoyar esta decisión se elaboró una lista de los propósitos que se deseaban obtener con el sistema elegido; estos propósitos fueron los siguientes:

1. Que la recuperación minera de reservas fuese como mínimo del 95%.
2. Que el costo de explotación no excediera de \$130.00/Ton. L.A.B. Ayotetla. Dado que este es el costo actual en Tetzintla, por métodos subterráneos.
3. Que el grado de mecanización no fuese menor del 95%, para minimizar las necesidades de recursos humanos.
4. Que se pudiesen utilizar los recursos humanos y de equipo minero que en 1980 quedarían disponibles al terminarse la explotación del tajo Tetzintla.
5. Que los riesgos potenciales de frecuencia y gravedad de accidentes fuesen mínimos.
6. Que la competencia o especialización requerida por los trabajadores de la Mina fuese mínima.
7. Que se pudiese variar fácilmente el ritmo de producción en un 20%, para adaptarse a los posibles incrementos en la demanda futura del mercado.
8. Alta productividad por Hombre-Turno.
9. Que el sistema sea suficientemente flexible para efec--

tuar la explotación (sin disminuir la productividad - y/o aumentar los costos), aún cuando existan desplazamientos imprevistos del cuerpo.

Para efectuar la selección, se aplica la técnica del análisis de decisión de Kepner & Tregoe que consiste básicamente en evaluar las diferentes alternativas en función del grado con que alcanzan total o parcialmente los anteriores propósitos, eligiendo finalmente la alternativa que obtenga la mayor valuación.

Para evaluar se asigna un peso o grado de importancia a cada uno de los propósitos convertidos en objetivos, siendo 10 el de los objetivos más importantes, disminuyendo este valor hasta un mínimo de 1 conforme es menos importante cada objetivo. Ver tabla 4.

De los nueve objetivos se hicieron las siguientes consideraciones para asignar el mayor peso:

- A) Los mejores activos de la empresa son su personal y sus reservas de mineral, ya que con ellos asegura la producción y los créditos financieros necesarios para la misma. El sistema que se elija debe proteger integralmente a ambos.
- B) Por otro lado, en 1980 se terminará la operación de tajo abierto en Tetzintla con lo que quedarán disponibles recursos humanos y de equipo muevetierras que de no reasignarse en este proyecto, tendrían que darse de baja y así se incrementaría fuertemente la problemática de arranque del proyecto, pues se tendría que esperar la adquisición de equipo de minería subterránea y la contratación y capacitación de nuevo personal.

Para decidir el grado en que las alternativas cumplen con cada objetivo se calificó con 10 puntos a la que cumpliera mejor y proporcionalmente a esta, las otras. Después se multiplicó el peso fijado de acuerdo al párrafo anterior por este puntaje para obtener la valuación por cada alternativa en cada objetivo, finalmente se sumaron los totales parciales de cada alternativa en cada objetivo y se obtuvo la valuación total de cada alternativa.

En la tabla 4 se muestra la evaluación de las alternativas propuestas y se concluye en que la de más alta valuación es la de tajo abierto y por lo tanto este es el sistema elegido.

Una vez elegido el sistema, se procedió a diseñar la explotación.

#### 4.3 Diseño del Tajo

Por diseño se entiende un estudio técnico que incluya los siguientes elementos:

- 1) La elaboración de planos y secciones del depósito uniformemente distribuidas, que muestren el perfil final de la excavación, la altura de cada banco y el camino general de acceso a cada uno de ellos; además deben indicar en qué área se depositará el material estéril que se vaya extrayendo.
- 2) Dicho diseño también debe incluir el programa más económico a largo plazo (10 años) de producción y remoción de material estéril.
- 3) La selección de equipo indicando el tipo y tamaño de las unidades principales (cargadores, camiones, tractores, equipos de perforación) de acuerdo con el mejor sistema de explotación.

- 4) Un presupuesto de operación
- 5) Un programa de las inversiones totales a largo plazo.

#### 4.3.1 Objetivos primordiales del diseño

- 1) Reducir el volumen de descapote hasta donde se conserven taludes estables y áreas de operación que permitan la eficiente y segura operación del equipo, para reducir costos y necesidades de equipo de minería.
- 2) Disminuir tanto como sea posible el descapote inicial, o sea, el descapote que es necesario remover antes de alcanzar los niveles de producción de mineral y que causa excesivos costos de capital principalmente en épocas de inflación elevada.
- 3) Preparar el mineral con una anticipación de seis meses a un año a la fecha de explotación.

#### 4.3.2 Generalidades

Los métodos de explotación a cielo abierto, son desde su aparición, una respuesta al imperativo criterio de productividad, recuperación, economía y seguridad que necesita el explotador de minas, por lo que es muy recomendable su aplicación sobre cualquier tipo de explotación subterránea, siempre y cuando como es lógico, sea más económico.

El límite económico para la aplicación de los métodos de explotación a cielo abierto, es alcanzado cuando la suma de costos de preparación, descapote, explotación de mineral; -- amortización de equipo e intereses para estos métodos, es igual a la suma de costos por análogos conceptos para los métodos subterráneos.

En este punto las ventajas o desventajas, como productividad, recuperación, seguridad y riesgos, decidirán el método más adecuado.

#### 4.3.3 Ventajas del método a tajo abierto que reafirma la selección.

##### Ventajas

- I. Es flexible, o sea, permite seleccionar áreas de minado para satisfacer el control de calidad sin mayores consecuencias.
- II. Permite obtener una producción y una productividad muy grande, es fácil aumentar o disminuir el volumen de -- producción.
- III. Permite hasta cierto punto una recuperación casi total de las reservas si consideramos pequeños blocks de mi-

neral que quedan formando en ocasiones algún banco o camino, pero la mayor parte de éste siempre es recuperado con algún método especial de limpieza.

- IV. Por otra parte es necesario menor cantidad de personal que el subterráneo; aunque eso si debe ser especializado, principalmente en operación y mantenimiento de maquinaria pesada.
- V. Y por último se minimizan las condiciones inseguras inherentes a la explotación subterránea.

Desventajas del método de tajo abierto que deben considerarse en la planeación.

- I. Se requiere un fuerte capital de inversión en equipo y cuando el encape es grande un capital inicial alto es gastado en el descapote (inicial); mientras no empieza la explotación del mineral, este capital no produce y si en cambio causa altos intereses.
- II. Existe un gran riesgo al tener que remover una gran capa de material estéril sin tener ni una mínima producción mineral, especialmente cuando la demanda de mineral durante esta etapa es fuerte y el precio favorable.
- III. En lugares donde no hay mucho espacio se origina un serio problema al no tener dónde vaciar el material de desperdicio.
- IV. Asimismo, se tienen que pagar precios muy altos por terrenos en dónde ejecutar esta maniobra.
- V. Por último se menciona el clima como otra desventaja en estos métodos, pues en muchos casos debe suspenderse por

horas la operación en áreas donde prevalecen las lluvias torrenciales y la disminución de la visibilidad a causa de la niebla, como en el caso de la zona de Molango y Naopa.

#### 4.3.4 Amortización de las inversiones

Dado que las reservas positivas deben ser suficientes para asegurar la depreciación del equipo, y que en nuestro caso tenemos 5'800,000 tons, de reservas positivas, el ritmo de producción programada nos asegura un bajo costo de depreciación, ya que la depreciación la haremos en función de cada tonelada explotada.

#### 4.3.5. Descripción general del método

Esencialmente consiste en quitar el material estéril que cubre al mineral, hasta descubrir éste totalmente, en estas condiciones se tumba el material para finalmente cargarlo y acarrearlo a la Planta de Beneficio.

Todo esto se hace por niveles o bancos separados uniformemente y trabajados con una secuencia lógica desde el más alto al más bajo, ver figuras 4 a 11.

Este procedimiento se realiza conjuntando dos series de operaciones:

- a) La preparación
- b) La explotación

La primera consiste en remover el encape, construir un camino general de acceso a los diferentes niveles de explotación

y "Banquear" hasta conseguir un talud general de la obra conveniente, de acuerdo con las condiciones de la roca.

El encape está constituido por rocas blandas (pizarras), por roca dura (carbonatos de calcio o carbonatos de magnesio de baja ley) o bien por una combinación de ambas y podemos decir que los métodos empleados para remover la roca dura pueden ser aplicados a la roca blanda pero no viceversa; por eso de aquí en adelante consideraremos al hablar de encape que éste está constituido por roca dura, otro tanto estimaremos para el mineral.

Por lo visto anteriormente, el encape será fragmentado con explosivos para ser cargado y transportado hasta alguna - área cercana a la explotación y donde no interfiera con ésta.

El camino de acceso debe tener un ancho que permita el tránsito rápido, fluido y seguro de la maquinaria elegida para la explotación, esto es, suficientemente ancho y compactado; en nuestro caso lo calculamos como 3 veces el ancho de un camión de 60 toneladas para fuera de carretera, o sea 12 metros. Dado que va a unir bancos con diferencias de cota constante, su pendiente será asimismo constante y tan grande como lo permita la eficiencia del equipo de acarreo; en el estudio se consideró eficiente una pendiente de 10% con una superficie de rodamiento perfectamente compactada; por último diremos que por su carácter de permanente, debe ubicarse pegado al talud final de explotación; el diseño del camino - quedó finalmente en función del perfil de los taludes del tajo y se muestra en las figuras de la 4 a la 11. Mientras más resistente sea la roca y menos expuesta esté al intemperismo, el ángulo de talud puede ser mayor cada vez hasta llegar al orden de 60° en el caso de Naopa.

El "Banqueo", se diseñó para prevenir que pequeños derrumbes de los bancos más altos alcancen a interferir y causar accidentes en la zona de explotación y para controlar la estabilidad de los taludes; el banqueo se logra dejando en cada nivel y al final de la explotación, un escalón a todo lo largo, el cual debe tener para máxima seguridad no menos de 6 metros de ancho.

La explotación propiamente dicha comienza cuando el mineral ha quedado descubierto entonces se procede a tumbarlo, cargarlo y acarrearlo hasta la Planta de Beneficio.

#### 4.3.6 Límite económico de explotación

El factor básico para determinar el uso de un método de cielo abierto es la relación económica de descapote a mineral, o sea, la relación del volumen o toneladas del encape que es necesario mover para descubrir el mineral entre el volumen o toneladas de este; el valor de este volumen es diferente para cada yacimiento pues queda fijado por el tipo, ley y valor de mineral, la forma, tamaño y posición del cuerpo mineralizado, la topografía del terreno y la naturaleza del encape, así como por los costos de explotación del sistema de explotación subterráneo que más económicamente pudiera ser aplicado; como alternativa en nuestro caso, hemos considerado que tal sistema subterráneo sería el de hundimiento por subniveles y que en el mejor de los casos tendría un costo directo de explotación de \$150.00/Ton. (Costo real obtenido en la mina Tetzintla).

Tomando en cuenta que los costos de explotación a cielo abierto en Naopa sean conservadoramente iguales a los del Tajo Tetzintla e iguales a \$30/m<sup>3</sup> y desarrollando la fórmula (1) tomada del libro "Surface Mining" obtendremos dicha relación:

$$C_2 \times (R e/M + 1) = C_1 \quad (1)$$

Donde:

R e/M = Relación económica de descapote a mineral

$C_1$  = Costo directo de la explotación subterránea en peso por  $M^3$  = costo por tonelada x peso específico del mineral.

$C_2$  = Costo directo de la explotación a cielo abierto en peso por  $M^3$  = \$ 30, despejada obtenemos la fórmula para calcular la relación económica de estéril a mineral:

$$R e/M = \frac{C_1}{C_2} - 1$$

Sustituyendo tenemos:

$$R e/M = \frac{150 \times 3.2}{30} - 1 = 15:1$$

Ampliando el concepto anterior se revisó que se cumpliera con requerimientos básicamente necesarios para poder emplear adecuadamente este método de explotación, obteniéndose una respuesta positiva.

1. Deben existir suficientes reservas de mineral para garantizar el uso económico de la maquinaria pesada, esto es para asegurar la amortización del capital y depreciación del equipo, durante la vida económica del mismo.
2. El espesor del encape no debe ser muy grande pues el costo del descapote se carga en contra del costo del mineral, la capacidad del equipo que deba emplearse y consecuentemente su amortización serán también muy grandes.
3. Se debe disponer de áreas suficientes en donde formar los tiraderos de material estéril. Estas áreas deben estar lo más cerca posible a la zona de explotación, pues de otra manera se elevan seriamente los costos de acarreo; en el caso de Naopa se cumple ampliamente con estos requisitos.

#### 4.3.7 Determinación del ángulo de los taludes del tajo

El primero y más importante de los parámetros a determinar es el ángulo de los taludes de la obra del tajo. Un talud con un ángulo menor del necesario incrementa el volumen de material estéril a mover y significa un aumento muy considerable en el costo de explotación. En nuestro caso estimamos en forma gruesa que cada grado del ángulo del talud arriba del necesario significaría un gasto adicional del orden de 7 millones de pesos. En el caso contrario, o sea un ángulo mayor, supone el deslizamiento del talud con las siguientes gravísimas consecuencias: Perder los caminos de acceso a la obra, suspender la explotación y generar un fuerte e inesperado flujo de caja para remover el deslizamiento y salvar la obra; todo esto en el mejor de los casos, ya que las consecuencias pueden llegar a perder totalmente la explotación incluyendo pérdidas de equipo y vidas humanas.

Con todo lo dicho anteriormente se puede justificar un estudio de mecánica de rocas que nos ayude a fijar el ángulo teórico óptimo del talud, estos estudios significan una inversión aproximada de \$ 750,000.00 y consisten en determinar mediante pruebas de campo y laboratorio el ángulo de fricción interna de la masa rocosa y el valor a la cohesión de la misma. Sin embargo, en esta etapa preliminar del ante-proyecto, anterior a la determinación de la factibilidad del mismo, no se recomienda efectuar estas pruebas sino hasta después de la prefactibilidad y previo al diseño definitivo del perfil del Tajo.

En esta fase aprovecharemos la experiencia que se tiene en la estabilidad de taludes con el mismo tipo de roca que nos ocupa, esta experiencia es el fruto de la explotación del Tajo Tetzintla (ver figuras 12 y 13), durante los últimos 10 años; ahí hemos aprendido que la estabilidad dependen fundamentalmente de la inclinación y posición de los estratos de la roca,

de la ocurrencia de fallas principales en los taludes y muy ocasionalmente de la presión hidrostática generada por filtración del agua en los estratos.

Así se ha fijado el ángulo de los taludes de acuerdo a la siguiente relación, y de acuerdo a el ángulo de los estratos que se tengan en cada sección del Tajo.

<u>Angulo de los estratos*</u>	<u>Angulo del Talud</u>
0° - 10°	50°
10° - 90°	40°
90° - 260°	60°
260° - 270°	50°

De acuerdo con la experiencia estas relaciones de ángulo son completamente estables; sin embargo, para aumentar el factor de seguridad diseñaremos los taludes fuera de la influencia de planos de falla importantes, diseñaremos cada cinco bancos una plantilla de barrenos de diamante NO, con una separación de 20 metros y una inclinación sensiblemente horizontal (+1%) para drenar el agua que pudiera infiltrarse, además como norma estableceremos el precorte en todos los límites de bancos y la limitación de la cantidad de explosivos usados en cada voladura, a 3,000 kgs., como máximo. Con estos factores se trazaron los taludes del tajo que se muestran en las figuras de la 5 a la 11.

---

\* Angulos medidos en sentido contrario a las manecillas del reloj coincidiendo el 0° con el eje de las x del 1er., cuadrante de un sistema de coordenadas.

#### 4.3.8 Ritmo de Producción

El ritmo de producción depende principalmente de la demanda en el mercado, de la recuperación metalúrgica y de las reservas.

A mayor demanda y reservas el ritmo puede incrementarse, en tanto que a mayor recuperación metalúrgica debe disminuirse o permanecer constante.

En nuestro caso de acuerdo con el pronóstico de demanda de nódulos en el mercado en el decenio 1978-1987 y considerando los programas de producción en el mismo período de las operaciones ya existentes (Unidad Molango), se fijó por diferencia el programa de producción del proyecto Naopa, este aparece en la tabla 1. Independientemente del programa de mineral, primeramente desarrollamos tres alternativas de programas de descapote y las evaluamos en función de la inversión generada y de la producción de mineral, finalmente del análisis de estas alternativas desarrollamos una cuarta alternativa que fue la elegida.

Dichas alternativas fueron:

- 1) Mover en el primer año 6'500,000 m<sup>3</sup> de descapote, hasta alcanzar la cota 1185 donde prácticamente se encuentra el mineral. Este movimiento sería realizado el primer año con contratistas y en años posteriores con recursos propios, con una inversión total del orden de - - - - - \$ 475'000,000.00. La principal ventaja de esta alternativa es asegurar la producción de mineral incluso 1 año antes de los programado con lo que se puede absorber un aumento en la demanda mayor que la esperada. Sin embargo, es la que presenta mayor inversión y la relación de descapote disminuye considerablemente a partir del 60.

año y hasta el fin de la explotación, lo que significa un reajuste de equipo y personal.

- 2) Consiste en mover 1'850,000 m<sup>3</sup> de mineral estéril en cada año con recursos propios, esta alternativa tiene grandes ventajas como una inversión de \$135'000.000.00 en equipo y un movimiento constante de estéril en los primeros 7 años, sin embargo, no alcanza la producción de mineral requerida y su relación de descapote es muy alta en los 2 primeros años y muy baja en los 3 últimos. Se intentó una variante de esta alternativa descendiendo en forma escalonada para atacar primero el flanco SW pero el movimiento de estéril aumentaba hasta 4'000,000m<sup>3</sup> en el primer año. lo cual no es posible hacer en tan corto tiempo con recursos propios, ya que la integración de los recursos y el entrenamiento del personal serían muy complejos.
- 3) Esta alternativa consiste en mover 4'300,000 m<sup>3</sup> durante el primer año con contratista y viene siendo una variante de la alternativa 1, con lo cual se disminuye la inversión a \$ 350'000,000.00 y se asegura la producción de mineral a tiempo, sin embargo, también tiene la desventaja de cambiar su relación hacia los dos últimos años.

La alternativa elegida fue elaborada como se dijo, después del análisis de las 3 primeras alternativas y consiste en adelantar 1 año la preparación para mover con contratista 2'700,000 m<sup>3</sup> de material estéril en cada uno de los 2 primeros años y después conservar una relación de descapote uniforme e igual a 4.97:1 con recursos propios (ver tabla 1 ), en esta forma aseguramos tanto la producción de mineral como hacemos menos com-

pleja la preparación inicial y logramos una integración de los recursos más gradual para conservarla constante y lo más baja posible a partir del 6° año, también en esta forma podemos conservar su costo constante (a valor presente). Esta alternativa alcanza una inversión de \$ 335'000,000.00; el cálculo de volúmenes se realizó los métodos convencionales de topografía de planimetría y la fórmula del prismoide (ver tabla 3 ).

#### 4.3.9 Selección del Equipo de Minería

De la correcta selección del equipo depende gran parte el éxito de una operación minera mecanizada, si logramos hacer una buena selección estaremos en posibilidades de obtener alta disponibilidad del equipo durante la operación, bajos costos de operación, una larga vida económica de cada unidad, y estos logros serán, si además logramos implantar un adecuado programa de mantenimiento preventivo y capacitación suficiente a los operadores. La selección del equipo es función de los siguientes factores:

##### A) Propiedades Físicas del Material

Antes de decidir sobre cualquier tipo de maquinaria deberá tenerse un estudio completo de las características físicas del material que pueden influir en una última selección, tales como: dureza, abrasión, resistencia a la compresión y peso volumétrico, en nuestro caso estos parámetros fueron determinados dando lo siguiente:

Dureza	=	6,5 de la escala de Mohr
Abrasión	=	media a alta
Resistencia a compresión	=	15,000 a 45,000 psi
Peso volumétrico	=	1.9

- B) Volúmenes de Materiales a Mover tanto total como por Unidad de Tiempo.

De esta manera si tenemos un gran encape tanto en superficie como en espesor debemos elegir máquinas de movimiento de tierras potentes, como por ejemplo: La draga, la pala mecánica o hidráulica, la moto escropa o el bulldozer en combinación o no, con equipo de acarreo como camiones y bandas transportadoras. Y de éstos la naturaleza de encape decidirá el más conveniente, así como si es necesario o no, el equipo de barrenación. Para descapotes de menor importancia se puede elegir cualquiera de los dos tipos anteriores en modelos de menor capacidad o los cargadores frontales, que sin embargo tienden a invadir las explotaciones de mayor importancia dadas sus características de versatilidad y rendimiento.

Prácticamente, los tipos de maquinaria mencionados incluyen los principios de trabajo básicos (arranque mecánico, desgarrar, carga de material previamente arrancado y autocarga de material descargable), que podemos encontrar en el resto de la maquinaria que con algunas modificaciones existen en el mercado, para este tipo de operaciones.

- C) Precio de Adquisición

O sea el monto total de la inversión y tiempo de entrega. Incluyendo fletes y seguros.

- D) Costo de Operación

Incluye conceptos como mano de obra, combustible, refacciones, llantas y miscelaneos.

- E) Servicio que se puede esperar  
Grado de complejidad de mantenimiento y eficiencia, del proveedor del equipo en oportuna entrega de reparaciones y en asistencia técnica.
- F) Capacidad de Producción del Equipo y Necesidades
- G) Productividad del Equipo en  $m^3$  por Unidad de Potencia Utilizada.
- H) Características del Equipo

En nuestro caso consideramos que el volumen de --  
14'000,000 de  $m^3$  que tenemos que mover en un mínimo de 12 años es de proporciones medias, por lo que atendiendo a las características del equipo, como al precio de adquisición, el grado de complejidad del mantenimiento y el servicio esperado de los proveedores, nos decidimos por tractores, equipo de perforación cargadores frontales, de mediana capacidad ( $3-6m^3$ ) y los camiones de acarreo diseñados para esos cargadores (30-60 Tons.) de esta forma la selección de equipo en su segunda fase se enfocará en su oportunidad a la selección del tamaño apropiado. Con objeto de uniformizar la comparación de las alternativas para el caso del equipo de carga y acarreo y agilizar los cálculos, se deberán tabular tanto los parámetros de cálculo como los resultados.

#### 4.3.10 Técnica de Barrenación para la Fragmentación

Es de suma importancia tener siempre en mente, que de la continuidad y de los resultados de las voladuras de

penden factores tan determinantes en la operación como:

La coordinación de las fases de operación.

El rendimiento de la maquinaria.

El costo de mantenimiento de la misma.

Entrenamiento del personal.

De esta manera queremos hacer resaltar la importancia definitiva que tiene el emplear la mejor y más adecuada técnica de barrenación.

Considerando de acuerdo a la experiencia que la voladura sistemática es el único método aconsejable para explotación de importancia, será este el que se utilizará en este proyecto. Comprende un ciclo de operaciones regulares que producen una voladura del frente de ataque a intervalos definidos que permite asegurar una cantidad determinada de material que debe ser rezagada en un tiempo igual al empleado en volver a dar la barrenación, para de esta forma cerrar el mencionado ciclo.

Este método consiste en formar un lado recto y vertical en el banco de explotación para que actúe como plano de mínima resistencia y después de dar una serie de barrenos de 11 metros de profundidad, 75° de inclinación y 6" de diámetro, alineados paralelamente a la frente, en una o más hiladas al tresbolillo, mismas que guardarán entre sí y con la cara libre, distancias iguales de 6 metros y separaciones de 7.2 m.

El equipo puede rezagar  $542 \text{ m}^3_{\text{F}}/\text{día}$  en 2 turnos y un total de 11.4 horas efectivas; es deseable equilibrar la rezaga con la barrenación de aquí que requiramos dar:

$$12360 \text{ m}^3_{\text{F}}/\text{día} \div 691 \text{ m}^3_{\text{F}}/\text{Barreno} = 18 \text{ Barrenos}/\text{día}$$

Considerando que el ancho de la frente de ataque debe ser de 48 metros, cada voladura se hará de 2 hileras de 9 barrenos cada una. Esto logrará una muy eficiente barrenación y voladura debido a que, por experiencia, se sabe que más de 2 hileras de barrenos provocan que se vayan dejando "patas" de piso.

De esta forma podemos obtener una cantidad de material prefijada, que podemos variar aumentando o disminuyendo el número de líneas de barrenación y asimismo, conservar siempre una cara libre óptima después de cada voladura.

Las técnicas de barrenación son determinadas por dos factores:

Seguridad y Economía.- Puesto que un proyecto de barrenación y el cálculo de la carga de explosivos para el mismo se basan en postulados empíricos, el conocimiento de estas teorías es particularmente importante.

Para mejorar las técnicas de voladuras es necesario conocer cómo actúan las fuerzas del explosivo, cómo resistirá la roca estas fuerzas y cómo ocurre el mecanismo de las fallas de la roca.

Los elementos de mayor interés que se considerarán dentro del proyecto de barrenación son los siguientes:

- a) Diámetro de los Barrenos
- b) Espaciamiento de los Barrenos
- c) Patrón de Barrenación
- d) Altura del Banco
- e) Volumen de roca contra el que va a actuar el explosivo

Estos parámetros son determinados por dos principales factores:

- 1) Costo de la Barrenación
- 2) Costo, manejo y volumen de los explosivos

La decisión final dependerá por supuesto del mínimo costo total y de la comparación de los costos por barrenación y explosivos contra los de carga, acarreo y trituración.

El patrón de barrenación indica la posición en que deben darse los barrenos, como principales encontramos dos corrientes, una que apoya la barrenación vertical y la otra está por la barrenación con diferentes ángulos de inclinación.

De estas dos tendencias la segunda es la que más éxito ha demostrado en la práctica en este tipo de roca, debido a que la barrenación vertical presenta muchos problemas que son prácticamente inexistentes en la barrenación inclinada; entre dichos problemas tenemos:

- a) Gran fracturación atrás de la línea de corte
- b) Exceso de vibración durante la voladura
- c) Mala fragmentación con gran porcentaje de piedras grandes.
- d) Frecuentemente barrenos "Quedados"
- e) Altos costos por uso de explosivos inadecuados
- f) Mayor porcentaje de "pata"

Por otra parte la barrenación inclinada tiene las siguientes ventajas:

1. Ofrece una operación más segura al no causar la fracturación del bordo.

2. Produce mejor fragmentación y una considerable reducción de costos al evitar la barrenación secundaria.
3. Reduce el problema de la "pata"
4. Reduce el uso de explosivos en un 1% por cada grado de inclinación que con respecto a la vertical se le dá a los barrenos.
5. Permite aumentar el espaciamiento y reducir la subperforación con lo que se logra menor barrenación por tonelada de roca tumbada.
6. Reduce el efecto de la vibración durante la voladura
7. Permite reducir los costos en un 10% por concepto de barrenación, voladura, carga y trituración.

La gran desventaja de esta técnica, es que resulta en una mayor cantidad de barrenación y consecuentemente mayor costo en esta fase, sin embargo, la eficiencia que reditua y la no afectación del rezagado compensan ampliamente esta desventaja.

Para seleccionar el equipo de barrenación en nuestro caso y habiéndolo considerado ya líneas arriba como de tamaño mediano, se nos presentan dos alternativas:

- A) Equipo de percusión Neumática
- B) Equipo de perforación Rotaria

Nuestra selección se enfocó a la comparación entre un equipo de percusión del mayor diámetro recomendado con un equipo de perforación rotaria del menor diámetro posible. Las ventajas de la rotaroria sobre la de percusión demostradas en el tajo Tetzintla nos inclinó a seleccionar este tipo.

ya determinado el tipo, sólo queda decidir el diámetro de perforación, para esto se debe atender a los valores de los siguientes factores:

- A) Factor de tumbe, que es el volumen de roca removido por cada metro lineal de barrenación.
- B) Tamaño de fragmentación que en nuestro caso es un valor relativo que nos indica la relación entre los diferentes tamaños obtenidos con diferentes diámetros de barrenación.

En su oportunidad se debe considerar un factor de tumbe de - - -  
400grs. de explosivo/m<sup>3</sup>

Con estas cifras podemos calcular por voladura el número de barrenos, el volumen de explosivos usados, el tiempo de barrenación, como se hizo líneas arriba.

#### 4.3.11 Altura de los Bancos

Existen varios factores para determinar la altura de los bancos, entre estos tenemos:

Costo de la barrenación y voladura, seguridad en las operaciones y tipo de maquinaria seleccionada. En nuestro caso tomamos además muy en cuenta la estructura del cuerpo mineral por la repercusión tan grande que tiene en el control de la calidad. Esto es que debido a los intensos plegamientos al ir avanzando la preparación y llegar a encontrar el manto, este lo en-

contraremos en una forma muy irregular por lo que mientras más grande sea la altura de los bancos más difícil y compleja sería la tarea de descubrir el mineral. Ver figs. 4,7 y 8.

Como se vio anteriormente los cargadores seleccionados son los de 3 a 6 m<sup>3</sup> los cuales tienen un alcance de altura con su cucharón de 8.5 mts, por lo que una altura de bancos -- igual a 10 metros, nos da un control aceptable de la calidad, un alto índice de seguridad para el operador y el equipo, además de los mejores costos globales de mantenimiento, pues se produce una mejor fragmentación.

#### 4.3.12 Proyecto de Desagüe del Tajo

Para definir la alternativa de desagüe más económica y funcional en el contexto de la explotación.

Se analizaron las siguientes alternativas:

1. Desagüe por medio de un cajón cuyo piso tendrá la misma cota del último banco del tajo con pendiente de -1%.
2. Desagüe mediante bombeo
3. Desagüe a través de un túnel ubicado 20 mts, abajo del último banco que va a tener el tajo abierto.

Se comparan las alternativas en base a los siguientes factores; Inversión, costo de operación y ventajas y desventajas operativas. Se concluyó que la alternativa

de desagüe por túnel y contrapozo es la que representa una menor inversión y costo de operación y la que tiene las menores desventajas operativas. De lo anterior la recomendación es la de ejecutar esta alternativa.

Específicamente el plan del túnel y contrapozo consiste en - construir un túnel con una sección de 2.00 x 2.00 mts., abajo del nivel más bajo del Tajo y comunicado a este último por medio de un contrapozo cuya terminación será en el nivel en que empiece a necesitarse el desagüe, este contrapozo tendrá un diseño especial con objeto de evitar que se tape conforme vaya progresando la explotación del Tajo. Tanto el túnel como el - contrapozo deberán hacerse con equipo de perforación del tipo Jack-Leg y Stopper, con objeto de evitarnos la inversión de construir un camino en caso de que quisiéramos hacerlo con - equipo de perforación y rezago montado sobre llantas neumáticas u orugas. Esta obra deberá ser terminada antes de comenzar a vaciar el tepetate, con objeto de no poner en peligro a los trabajadores que estarán trabajando ahí.

El agua descargará en una ladera del cerro que ya para este entonces estará cubierta por el tiradero, pero que sin embargo, no evitará el flujo de agua.

#### 4.3.13 Cálculo del Costo de Explotación

Este cálculo se hizo considerando los siguientes renglones, de todas las fases de la explotación:

1. Sueldos y Salarios
2. Diesel
3. Gasolina
4. Grasas y Lubricantes

5. Refacciones de Equipo
6. Materiales Eléctricos
7. Explosivos
8. Llantas del Equipo
9. Materiales Varios

El cálculo se hizo con ayuda de una computadora marca DIGITAL DECPOP, mod. 11/05 con capacidad de 16 K, para esto se elaboró el programa que aparece como anexo A utilizando las fórmulas de cálculo presupuestal y los datos básicos de cálculo que también forman parte del anexo A, a este costo se agregó:

1. El costo estimado por acarreo de mineral desde Naopa hasta Ayotetla.
2. La amortización del descapote inicial.
3. Una estimación de los gastos generales originados por la administración.
4. Finalmente los gastos del mantenimiento del equipo, todos estos costos nos dan un total de \$ 118.14/Ton., sin embargo, se le aumentó un 10% por gastos imprevistos lo que finalmente nos arrojó un costo de \$129.95/Ton., en el primer año; lógicamente este costo disminuye conforme aumenta el programa de producción en los años subsiguientes.

#### 4.3.14 Programa de Inversiones

El cálculo y estructuración de este programa está dividido en las siguientes secciones:

- A) Construcción de caminos de acceso a todas las áreas de operación y servicio.

- B) Compra de terrenos para construcción de caminos tiraderos y servicio.
- C) Construcciones civiles de servicios generales
- D) Construcciones de servicios de minería
- E) Compra de equipo de minería
- F) Gastos varios en pago a contratistas y stocks de refacciones del equipo de minería.

El cálculo de estas inversiones se hizo apoyados en los cálculos precedentes y considerando las cotizaciones presentadas por los proveedores y se presenta en Anexo B.

## 5. PROCESO METALURGICO

Los carbonatos de manganeso explotados en Naopa serán transportados hasta la zona industrial de la Unidad Molango en Ayotla, Hgo., a unos 10 kms, al norte de Naopa en línea recta. Ahí se instalará un segundo horno de calcinación y nodulización semejante al que actualmente está en operación, para procesar este producto.

El proceso consiste básicamente en triturar y homogenizar el mineral crudo, calcinarlo en horno rotatorio a 900°C y finalmente nodulizarlo a una temperatura de 1300°C que es la temperatura de fusión incipiente del mineral; puede decirse que todaya existe una última fase en el proceso que consiste en enfriar y clasificar los nódulos evitando una reoxidación y/o la degradación de los mismos. (Ver Fig. 14). De esta forma la calidad del mineral se eleva desde 27% de Mn hasta 39.5% de Mn. Con este proceso se logra además imprimir a los nódulos las siguientes características:

- 1) Sus principales componentes se encuentran en su estado de menor grado de oxidación lo que significa que al utilizarse en la producción de ferroaleaciones se requiere menor consumo de agentes reductores o sea menor consumo de energía.

- 2) El alto contenido de CaO y MgO (7.8% y 10% en promedio respectivamente), significa la utilización de una menor cantidad de agentes escorificantes en las mezclas de las cargas de los hornos de ferroaleaciones.
- 3) La alumina presente en los nódulos se encuentra en un bajo porcentaje (3% a 4%), lo que permite la formación de escoria de bajo punto de fusión.
- 4) Los carbonatos al calcinarse pierden toda su agua de formación y por ello los nódulos no decrepitan en los hornos de ferroaleaciones, produciendo una operación continua y uniforme, esto reditúa en una mayor eficiencia y ahorro en costos de operación.
- 5) Los nódulos contienen hasta un 8% de Fe por lo que se obtienen ahorros en la producción de FeMn al no tener necesidad de agregar mineral de hierro.
- 6) Los nódulos contienen muy bajo porcentaje de fósforo.
- 7) La granulometría de los nódulos (80% entre +1" -2 1/2" y una pequeña cantidad de finos 3% de -1/4"), imparten a las mezclas una gran porosidad y una pérdida mínima de finos por arrastre, al mismo tiempo debido a su resistencia mecánica (78 de índice de Tumbler), esta característica la conserva durante todo su recorrido dentro de los hornos de ferroaleaciones.

En detalle podemos describir el proceso como sigue:

## 5.1 Trituración

El mineral procedente de la mina tiene un tamaño promedio de 30" y es necesario reducirlo hasta 1/2", esto significa una relación total de 60:1, y se lleva a cabo en tres pasos dentro de una planta trituradora de 300 T.P.H. de capacidad: el primero en una quebradora de quijada tipo Blake de 24" x 36", de 100 HP, la cual reduce el mineral hasta 3", lo que significa una relación de 10:1; el segundo se efectúa en una quebradora primaria giratoria de 4' marca Taylor, con 200 HP y ahí se reduce el mineral hasta a 1/2", con una relación de 2:1 y por último, se reduce el mineral hasta 1/2" en una quebradora secundaria giratoria Symons de 7' de cabeza corta con una relación de 3:1, esta quebradora opera con un motor de 300 HP. Dado que el mineral ya está liberado desde que se explota en el Tajo, la razón de reducir el tamaño del mineral es por una parte generar una mayor área de contacto para que la transmisión de calor sea más efectiva y por otra reducir el desgaste del refractario del horno.

## 5.2 Homogenización

Posterior a la trituración se realiza en un tripper la mezcla de diferentes calidades de mineral hasta obtener lotes homogéneos de 4,000 toneladas, esto es necesario para conservar las constantes de operación del horno lo más uniforme posible durante el proceso. de no realizarse esta homogenización, la calcinación no sería uniforme provocando la formación de una costra en la zona de calcinación que tendería a crecer hasta impedir la operación del horno, la ley obtenida no sería uniforme y se provocaría una reoxidación del mineral en el enfriador, con todo esto aumentaría el costo del proceso en forma constante. El tripper es básicamente una banda transportadora sin fin que descarga en otra banda transversal a -

ella y de acción reversible que va montada en un carro también de acción reversible y la cual va depositando el material en capas sucesivas de diferentes calidades con un control tal que permite que el compuesto sea el desado; al reclamar los lotes formados y continuar el proceso de alimentación al horno, se incrementa paulatinamente el grado de mezclado.

### 5.3 Alimentación al horno

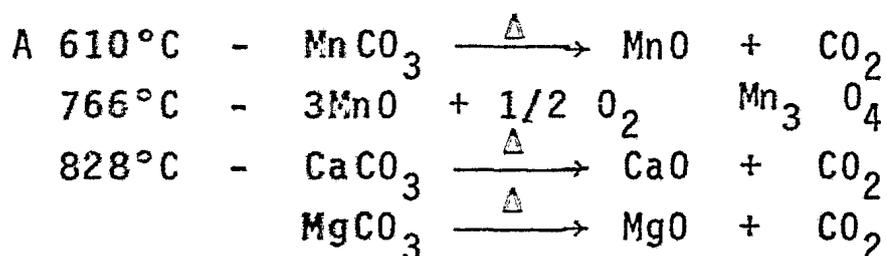
Se efectúa después de la homogenización mediante un sistema de bandas transportadoras que cuentan en la última sección con una báscula que regula la cantidad de mineral alimentada; la humedad promedio del mineral es del 3%.

### 5.4 Proceso pirometalúrgico

Este se lleva a cabo dentro de un horno rotatorio de aproximadamente 114 metros de longitud, un diámetro de 5 metros con una zona ensanchada de 6 metros cerca del extremo de alimentación, y una pendiente a favor de la carga de 4%. Dentro del horno se distinguen 3 zonas a partir del extremo de alimentación:

- A) Zona de precalentamiento, con una longitud de 93 metros en donde el mineral aumenta gradualmente su temperatura desde 25°C hasta 900°C; hasta aquí sólo una pequeña parte del material alcanza su calcinación, la reacción que toma lugar aquí es:  $2 \text{Mn}(\text{OH})_2 + 1/2 \text{O}_2 \rightarrow \text{Mn}_2\text{O}_3 + 2\text{H}_2\text{O}$
- B) Zona de calcinación, con una longitud de 15 metros, se distingue por ser la zona ensanchada del horno en donde

el diámetro del mismo es de 6.25 metros, a diferencia de las otras dos zonas en donde es de 5.0 metros; en esta especie de tina el material proveniente de la zona de precalentamiento se vuelca y por efecto del contacto parcial con la flama del quemador principal y la menor velocidad de flujo del material, se asegura la calcinación total del mismo, aquí la temperatura del material se eleva hasta 1200°C. En esta parte se realizan las siguientes reacciones:



- C) Zona de nodulización, con una longitud de 6 metros, al ascender por abultamiento el mineral ya calcinado desde la zona de calcinación a la de nodulización, es recibido por el contacto del refractario el cual en esta zona tiene una temperatura de unos 1350°C por efecto de la incidencia ahí de la flama del quemador secundario; a esta temperatura la superficie del material se funde pero su núcleo sigue sólido y por efecto de la rotación y el contacto entre las partículas se produce una fusión entre ellas y adquieren una forma esférica o más propiamente dicho, una forma nodular. En los últimos metros de esta zona la temperatura vuelve a descender a 1200°C y ahí se consolida el material.

El calor necesario para el proceso es producido por la combustión de gas natural en dos quemadores Peabody, uno es el principal y su flama como se dijo, incide aproximadamente en la parte central de la zona de calcinación, el otro es secundario e incide en la zona de nodulización; los gases calien-

tes de la combustión son arrastrados en contra corriente respecto al mineral, a través de todo el horno y hasta la chimenea de descarga al lado del extremo de alimentación, gracias al diferencial de presión que existe dentro del horno y que es provocado entre el ventilador de la chimenea de descarga de los gases y los ventiladores del enfriador de nódulos en el extremo de descarga. Este flujo de gases provoca el arrastre del material pulverulento hasta la salida del horno donde en su mayor parte son recolectados por una serie de ciclones. El resto es arrojado a la atmósfera por la chimenea.

La transmisión de calor al mineral en el interior del horno se efectúa por los siguientes medios:

- A) Por radiación de las flamas
- B) Por radiación de la pared del horno
- C) Por contacto con los gases de combustión
- D) Por contacto con las paredes del horno
- E) Por contacto entre las partículas de mineral

El calor generado para el proceso se expresa en kilocalorías por kilogramo de nódulos producidos y se calcula como sigue:

$$\text{Kcal/kg} = \frac{\text{Consumo de gas/Hr} \times \text{Poder calorífico del gas}}{\text{Kilogramos de mineral crudo procesado/Hr} \times \% \text{ de recuperación en peso.}}$$

En nuestro caso tenemos:

$$\text{Consumo de gas/HR} = 7080\text{M}^3$$

$$\text{Poder calorífico de gas} = 9300 \text{ Kcal/M}^3$$

$$\text{Kilogramos de mineral crudo procesado/HR} = 76,000$$

$$\% \text{ de recuperación en peso} = 0.63$$

Substituyendo obtenemos:

$$\text{Kcal/Kg de nódulos} = 1375$$

El balance térmico estándar es como sigue:

$$K = C_R + P_G + C_N + R$$

En donde:

K	=	Calor necesario por ton. de nódulos	=	1'336,000 Kcal
C <sub>R</sub>	=	Requerimientos teóricos de calor	=	405,000 Kcal
P <sub>G</sub>	=	Calor perdido en los gases	=	400,000 Kcal
C <sub>N</sub>	=	Calor sensible de los nódulos	=	375,000 Kcal
R	=	Calor perdido por radiación	=	156,000 Kcal

Balance de carga:

$$A = N + P_C + P_H + P_P + P_{CH}$$

En donde:

A	=	Alimentación/día	
N	=	Nódulos producción por día	= (64.5 %)
P <sub>C</sub>	=	Pérdidas por calcinación	= (29.73%)
P <sub>H</sub>	=	Pérdidas por humedad	= ( 3.10%)
P <sub>P</sub>	=	Polvo precipitado	= ( 2.60%)
P <sub>CH</sub>	=	Polvo a la atmósfera	= ( 0.07%)

La capacidad de producción del horno es variable dentro de un rango de 55 a 60 tons/HR y depende básicamente de la calidad de mineral; de esta forma el proceso es controlado por las siguientes variables principales:

- A) Relación entre toneladas alimentadas y la velocidad de rotación del horno.
- B) Cantidad de gas utilizado
- C) Relación aire/gas en los quemadores

- D) Diferencial de presión dentro del horno
- E) Presión y flujo del aire en el enfriador de los nódulos
- F) Temperaturas en las diferentes zonas del horno

De estos valores podemos decir lo siguiente:

- La velocidad de rotación del horno varía entre 20 y 70 RPH; Máx. 120 RPH.
- La cantidad de gas utilizado es en promedio  $150\text{M}^3/\text{Ton.}$  de nódulos.
- La relación aire/gas es de 10:1, si ésta fuera mayor se tendría el riesgo de producir una reoxidación en los nódulos, esta reacción es exotérmica y podría elevar la temperatura de los mismos hasta la temperatura de fusión y fluidizar el producto produciendo serios daños al enfriador al solidificarse esta corriente.
- El diferencial de presión dentro del horno debe ser del orden de 7 mm de  $\text{H}_2\text{O}$ .
- La presión en el enfriador siempre debe ser inferior a la anterior.
- Las temperaturas a lo largo del horno ya se explicaron y se controlan mediante 4 termopares situados a 51, 65, 84 y 99 metros del extremo de descarga.

El consumo de energía eléctrica es del orden de 40 kilowatts por tonelada.

El horno se encuentra protegido contra la abrasión del mineral por una capa de concreto refractario que varía en características y espesor de acuerdo con la zona de que se trate, así tenemos:

<u>Z O N A</u>	<u>CONCRETO</u>
De 0 a 32 Mts*	Hardcast de Harbison Walker
De 32 a 40 Mts*	MC-25 de A.P. Green
De 40 a 110 Mts*	MC-22 de A.P. Green

El espesor del concreto es de 15 cms.

(\*)Distancias medidas a partir del extremo de descarga.

Los gases de combustión arrastran mecánicamente polvos del mineral alimentado con una ley de 17% de Mn, hasta la descarga, ahí son colectados por una serie de ciclones neumáticos y depositados en una tolva de donde son transportados hasta un almacenamiento en cantidades que en promedio son 90 toneladas por día. Actualmente se desarrollan métodos de aglomeración tal como el briqueteado, para aprovechar estos polvos. También se experimenta su utilización para producir sulfato de manganeso.

### 5.5 Enfriamiento y clasificación

Del horno los nódulos caen en forma de cascada a un enfriador de parrillas perforadas, las cuales van montadas sobre un bastidor que tiene un movimiento reciprocante. Sobre estas parrillas se forma una cama de nódulos que reciben una inyección constante de aire desde los compartimientos inferiores al bastidor y van avanzando hasta abandonar el enfriador gracias al movimiento reciprocante de las parrillas.

La función del enfriador es:

- A) Bajar gradualmente la temperatura de los nódulos desde 1200°C hasta unos 100°C para que éstos se consoliden y obtengan sus características físicas y químicas, y además se pueden manejar al salir del enfriador en bandas transportadoras.

- B) Recuperar la mayor parte del calor de los nódulos. Este aire caliente se utiliza como aire primario de los quemadores del horno.

Finalmente los nódulos pasan ya fuera del enfriador por una criba vibratoria donde se clasifican los tamaños en +6mm y -6mm, el producto grueso se sigue manejando con bandas hasta su almacenamiento final de donde es embarcado a los consumidores, mientras que el fino es recirculado ahora al horno pero se están haciendo estudios metalúrgicos para briquetizarlos y al mismo tiempo se tienen planes para procesar los polvos de la chimenea.

#### RESUMEN DE LAS CARACTERISTICAS DE LOS NODULOS

Contenido de Mn	39 - 40%
Contenido de Fe	8.4% máximo
Peso específico	3.6 Tons./M <sup>3</sup>
Peso volumétrico	1.87 Tons./M <sup>3</sup>
Resistencia mecánica	78 (índice de Tumbler)
Índice de degradación	10 - 12% de -6mm
	En la terminal marítima a bordo de los barcos.

## 6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

A continuación se enlistan las conclusiones más importantes del estudio y las recomendaciones que son necesarias llevar a cabo para asegurar la correcta implantación del plan de explotación.

### 6.1 Conclusiones

- 6.1.1 Como consecuencia de implementar un plan de exploración de carbonatos de manganeso en el Distrito Molango del Estado de Hidalgo que apoyará los planes del crecimiento gradual de producción de nódulos en su Unidad Molango, la Compañía Minera Autlán desarrolló en 1976, 5'800,000 tons., de reservas positivas de carbonatos de manganeso de calidad comercial y en una localidad llamada Naopa en la parte central del Distrito.
- 6.1.2 De acuerdo con el presente estudio se determinó el diseño para explotar el yacimiento de Naopa por un sistema de explotación a cielo abierto, hasta una relación de estéril a mineral de 15:1.
- 6.1.3 Se estableció un programa que apoya el plan de producción de nódulos a largo plazo y mantiene el costo de explotación constante (a pesos actuales).

6.1.4 Se eligió el equipo de minería necesario para la explotación en la forma siguiente:

- A) BARRENACION.- Equipos de perforación rotaria, 12 metros de profundidad de barrenación.
- B) CARGA Y ACARREO.- Cargador frontal con cucharón de  $3.7 \text{ m}^3$  y camiones para fuera de carretera con caja de  $15 \text{ m}^3$ , deberán estar programados con un índice de disponibilidad del 75%. De acuerdo a nuestra experiencia, y a los factores de elección que se mencionan se recomienda la marca Caterpillar.

6.1.5 Se determinó una altura de los bancos igual a 10 metros.

6.1.6 Se determinó un costo de explotación de \$129.95/Tons. L.A.B. zona de trituración del Hornó.

6.1.7 El presente proyecto significa una inversión total en infraestructura y equipo de \$215'000,000.00 más otros \$215'000,000.00 por concepto de descapote inicial o sea un total de \$ 430'000,000.00.

## 6.2 Recomendaciones

6.2.1 Elaborar un estudio de factibilidad del proyecto integral.

- 6.2.2 Elaborar en detalle el programa de Explotación anual en función de la calidad del mineral en las diferentes zonas con objeto de asegurar que el compósito de la explotación en todos los años cumpla con las especificaciones de calidad establecidas.
- 6.2.3 Elaborar los análisis de decisión final para la compra de todo el equipo de minería necesario, para esto debemos actualizar las cotizaciones con que se elaboró este estudio y obtener información sobre equipos de nueva tecnología que pueden ser considerados como alternativa, como ejemplo se puede citar las palas hidráulicas de reciente aparición.
- 6.2.4 Obtener un estudio de Mecánica de Rocas para definir con la exactitud posible los ángulos finales de los taludes del tajo, es muy importante volver a insistir en que el efectuar la explotación con los ángulos óptimos en los taludes significa disminuir considerablemente los costos.
- 6.2.5 Elaborar la ingeniería de las obras de desague del tajo, esta ingeniería también es muy importante que sea aprobada antes de iniciar la preparación.
- 6.2.6 Establecer alternativas de transporte de mineral de Naopa a Ayotetla; se pueden mencionar entre otros y dada la topografía del área, el teleférico o cablería; dada la repercusión que tiene el renglón en el costo es muy importante hacer el respectivo análisis de decisión y obtener la aprobación del proyecto de transporte final.

- 6.2.7 Elaborar estudios metalúrgicos tendientes a establecer alternativas de beneficio del mineral diferentes al de Calcinación-Nodulización.
- 6.2.8 Elaborar un plan de integración, entrenamiento y desarrollo del personal de todos niveles que intervendrán en la explotación a fin de evitar fallas administrativas, rotación del personal, abuso de equipo, accidentes de personal y equipo.
- 6.2.9 Informar a todo el personal de la mina Tetzintla sobre el contenido y razones del presente proyecto para que sea analizado por ellos y enriquecido con sus observaciones y/o recomendaciones adicionales.

## A N E X O    A

## CALCULO DEL COSTO DE EXPLOTACION

VAR

```

2
20 S1=0
30 STRING A(10)
30 COMMON HPM1,HPM2,HPM3,HPM4,HPM5,HPM6
100 CALL TAB
110 TAB(23);TYPE="TAJO:";ASK A
120 TAB(24);TYPE="ALTERNATIVA:";ASK B
130 TYPE,1;TAB(10);TYPE,"VARIOS DATOS:",!
140 TYPE,1;"1 CONSUMO DE ACERO DE BARPERACION:",!
150 ASK "PRECIO DE UN ZANCO:"PREZ
160 ASK "DURACION DEL ZANCO EN M.L.:"DURZ
170 ASK "PRECIO DE UN COBLE:"PREC
180 ASK "DURACION DE UN COBLE EN M.L.:"DURC
190 ASK "LONGITUD MAXIMA DE BARRERA:"LONB
200 ASK "LONGITUD DE BARRA:"LONBA
210 ASK "PRECIO DE UNA BARRA:"PREB
220 ASK "DURACION DE UNA BARR EN M.L.:"DURB
230 ASK "CAPACIDAD DE TRACK-DRILL EN M.L./HR:"CAPTRDR
240 TYPE,!
250 NB=LONB/LONBA
260 AC=(PREZ/DURZ)+(PREC/DURC)*NB+(PREB/DURB)*NB
265 AC=AC*HPM5;CAPTRDR
270 TYPE,"2 COSTO DE MATERIALES VARIOS POR UDBA:",!
280 ASK "CARGADOR 788:"COST1
290 ASK "CAMION 789:"COST2
300 ASK "TRACTOR:"COST3
310 ASK "NOTOCONFORMADORA:"COST4
320 ASK "COMPRESOR IR 900:"COST5
330 ASK "TRACK-DRILL:"COST6
340 ASK "CARGADOR 941:"COST7
350
400 TYPE,!;TAB(23);TYPE,"TAJO",A,!
410 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:",%26.00,B,!
420 TYPE,!;!;TAB(10);TYPE,"VARIOS",!
430 TYPE,!;"CONSUMO DE ACERO DE BARPERACION =";TAB(20);TYPE,%26.00,AC
440 TYPE,!;!
450 TAB(10);TYPE,"MATERIALES VARIOS",!
460 TAB(40);TYPE,"HPM COSTO-UB: TOTAL",!
465 TYPE,"-----"
"!
470 TYPE,"CARGADOR 788"
480 HPM HPM1;COST=COST1;GOSUB 5000
490 TYPE,"CAMION 789"
500 HPM HPM2;COST=COST2;GOSUB 5000
510 TYPE,"TRACTOR"
520 HPM HPM3;COST=COST3;GOSUB 5000
530 TYPE,"NOTOCONFORMADORA"
540 HPM HPM4;COST=COST4;GOSUB 5000
550 TYPE,"COMPRESOR IR 900"
560 HPM HPM5;COST=COST5;GOSUB 5000
570 TYPE,"TRACK-DRILL"
580 HPM HPM6;COST=COST6;GOSUB 5000
590 TYPE,"CARGADOR 941"
600 HPM HPM7;COST=COST7;GOSUB 5000
610 TYPE,"-----"

```

000 S=HPM\* $COST$   
010 TAB(40);TYPE,%4.00,HPM," \*,%4.02,COST," \*,%4.00,S,!  
020 S1=S1+S  
030 RETURN

1420

PROGRAM # 31

40 STRING A(10)  
50 TAB(25);TYPE,"TAJO:";ASK A  
60 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:";ASK B  
100 CALL TAB  
110 TAB(10);TYPE,"EXPLOSIVOS DATOS:",!  
120 TYPE,!  
130 ASK "PRODUCCION ANUAL DE MIXTO EN M3B"PRMIX  
140 ASK "FACTOR DE CARGA A DE FONDO:"FAF  
145 ASK "FACTOR DE CARGA B DE FONDO" FBF  
150 ASK "FACTOR DE CARGA A DE COLUMNA:"FAC  
155 ASK "FACTOR DE CARGA B DE COLUMNA:"FBC  
160 ASK "FACTOR DE TUMBE EN M3B/M.L.:"FT  
170 ASK "FACTOR DE CONSUMO DE PRIMACORD POR ENCADENAMIENTO:"FPR  
180 ASK "LONGITUD PROMEDIO DE BARRENACION:"LON  
190 ASK "NUM.MAXIMO DE BARRENOS QUE SE PUEDEN DISPARAR POR PEDADA:"NUM  
200 ASK "NUMERO CANUELAS POR DISPARO:"NUMCAN  
210 ASK "LONGITUD DE LAS CANUE4LAS:"LONC  
220 ASK "COSTO DEL EXPLOSIVO EN PESOS POR KG:"COSTEX  
225 ASK "COSTO DEL EXPLOSIVO DE COLUMNA/KG"COSTCL  
230 ASK "COSTO DEL PRIMACORD EN PESOS POR M.L.:"COSTPR  
240 ASK "PRECIO DE LA CANUELA EN PESOS POR M.L.:"COSTC  
250 ASK "PRECIO DE LOS FULMINANTES:"COSTF  
260 ASK "PRECIO DE LOS CONECTORES:"COSTCO  
270 ASK "PRECIO DE RETARDADORES:"COSTR  
280 TYPE,!,!  
290 TAB(25);TYPE,"TAJO:",A,!  
295 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:",%5.00,B,!  
296 TYPE,!  
300 TAB(10);TYPE,"EXPLOSIVOS",!,!  
320 TAB(40);TYPE,"CONSUMO PRECIO/KG TOTAL",!  
330 TYPE,"-----"  
340 TYPE,"EXPLOSIVO DE FONDO"  
345 FCC=(FAF\*0.84)+(FBF\*0.16)  
350 CON=(PRMIX/12)\*FCC  
360 COST=COSTEX  
370 GOSUB 5000  
380 TYPE,"EXPLOSIVO DE COLUMNA"  
385 FCC=(FAC\*0.84)+(FBC\*0.16)  
390 CON=(PRMIX/12)\*FCC  
400 COST=COSTCL  
410 GOSUB 5000  
420 TYPE,"PRIMACORD"  
430 CON=((PRMIX/12)/FT) \*FPR+1)  
440 COST=COSTPR

```

480 COST=COSTC
490 GOSUB 5000
500 TYPE,"FULMINANTES"
510 CON=(PRMIX/12/FT/LON/NUMBAR)*NUMCAN
520 COST=COSTF
530 GOSUB 5000
540 TYPE,"CONECTORES"
550 COST=COSTCO
560 GOSUB 5000
570 TYPE,"RETARDADORES"
580 CON=(PRMIX/12/FT/9/15)*2
590 COST=COSTR
600 GOSUB 5000
610 TAB(60);TYPE,"-----",!;TAB(60);TYPE,"26.00,S1,!
620 STOP
000 TAB(39);TYPE,"27.02,CON;TAB(49);TYPE,"24.02,COST;TAB(60);TYPE,"27.00,
N*COST,!
010 S1=S1+CON*COST
020 RETURN

```

PROGRAM # 32

A

```

1
5 S1=0
6
10 COMMON HPM1,HPM2,HPM3,HPM4,HPM5,HPM6
50 STRING A(10)
100 TYPE,"          TAJD:";ASK A
110 TYPE,"          ALTERNATIVA:";ASK B
120 TYPE,!,"          LLANTAS DATOS:";!;!
130 TYPE,"1 CARGADOR 988:";!
131 GOSUB 140
132 GOTO 300
140 ASK "PRESIO DE UNA LLANTA NUEVA:"PRES1
150 ASK "PRESIO DE UNA RENOVADA:"PRES2
160 ASK "NUMERO RENOVADAS:"NUMR
170 ASK "DURACION EN HORAS DE UNA LLANTA NUEVA:"DURN
180 ASK "DURACION EN HORAS DE UNA RENOVADA:"DURR
190 ASK "NUMERO DE LLANTAS:"NUMLL
200 ASK "PRESIO DE UNA CADENA(PRINT O SI NO ES UN CARGADOR)"PRESC
210 ASK "DURACION DE LAS CADENAS EN HORAS:"DURC
220 ASK "COSTO POR HORA DE MANTENIMIENTO DE CADENAS:"COSTC
225 TYPE,!
230 COST=((PRES1+(PRES2*NUMR))/(DURN+(DURR*NUMR))*NUMLL+((PRESC*NUMLL
/DURC)+COSTC
240 RETURN
300 COST1=COST
310 TYPE,"2 CAMION 769:";!
320 GOSUB 140
330 COST2=COST
340 TYPE,"3 MOTOCONFORMADORA:";!
350 GOSUB 140
355 COST3=COST
360 TYPE,"4 COMPRESOR:";!

```

```

390 COSTS=COST
395 TYPE,!,!,!,!,!
400 TYPE, "
410 TYPE, "
420 CALL TAB
430 TAB(10);TYPE,"LLANTAS",!,!
440 TAB(40);TYPE,"HPM COSTO/HR TOTAL",!
450 TYPE, "-----",!
460 TYPE,"CARGADOR 988"
470 HPM=HPM1;COST=COST1;GOSUB 5000
480 TYPE,"CAMION 769"
490 HPM=HPM2;COST=COST2;GOSUB 5000
500 TYPE,"MOTOCONFORMADORA"
510 HPM=HPM4;COST=COST3;GOSUB 5000
520 TYPE,"COMPRESOR IR-900"
530 HPM=HPM5;COST=COST4;GOSUB 5000
540 TYPE,"CARGADOR 944"
550 HPM=HPM6;COST=COST5;GOSUB 5000
554 TAB(59);TYPE,"-----",!
555 TAB(60);TYPE,S1
560 STOP
5000 S=HPM*COST
5010 TAB(40);TYPE,%4.00,HPM," %4.00,COST," %6.00,S,!
5020 S1=S1+S
5030 RETURN

```

PROGRAM # 33

RES

```

1
2
4
10 STRING A(10)
13
14
15 S1=0
16 TYPE,I
20 CALL TAB
30 TYPE, "
40 TYPE, "
45 TYPE, "
50 TYPE,!,!
82
100 ASK "PRODUCCION ANUAL DE ESTERIL EN M3?"PR
110 ASK "FACTOR DE ABUNDAMIENTO?" ABUN
120 ASK "CAPACIDAD DE UN CARGADOR 988EN M3 FOR TURNO?" CAP
126
130 ASK "FACTOR DE AUSENTISMO?"AUS
140 NUMOF=(( (PR/300)*ABUN)/CAP)/AUS
150
151
160
170 NUMCH=(NUMOF*3)/AU
180 NUMOP=INT(NUMOF)+1

```

TAJO: ";ASK A  
ALTERNATIVA: ";ASK B  
SUELDOS Y SALARIOS DATOS: "

215 TYPE,!

220 TYPE,"OP.EQ.PESADO DE 1-A EN CARGA ESTERIL",!

225 TYPE,"NUMERO DE CAMIONES CARGADOS",!

226 ASK "MINIMO PARA RECIBIR LA BONIFICACION?"MINBON

227 ASK "COSTO DE BONIFICACION?"COST1

228 TYPE,!

230 BON1=(((PR/300)\*ABUN)/(CAPCAM))-(MINBON\*NUMOP))\*COST1\*25

231 TYPE,!

232 TYPE,"OP.EQ.PESADO DE 1-A EN ACARREO ESTERIL"

234 TYPE,!, "NUM. DE VIAJES ACCAREADOS MINIMO ",!;ASK "PARA RECIBIR BONIF."MINBONCH

236 ASK "COSTO DE BONIF. POR CAMION CARGADO?"COSTCH

237 NUMCAM=NUMCH

238 BONCH=((((PR/300)\*ABUN)/(CAPCAM))/NUMCAM)-(MINBONCH))\*COSTCH\*25

239 TYPE,!

240 ASK "PRODUCCION ANUAL DE MINERAL EN TONS?"PRTON

250 ASK "PESO ESPECIFICO DEL MINERAL?" PES

260 ASK "CAPACIDAD DE UN CARGADOR 944?" CAP944

270 NUMOP2A=(((PRTON/300)/(PES))\*ABUN/CAP944)/AUS

280

290

300 ASK "NUM.DE CAMIONES EN ACAREO DE MINERAL:"NUMCAM

306

310 NUMOP2A=INT(NUMOP2A)+1

315

320 ASK "CAPACIDAD DE UN CAMION EN TONS?"CAP1

325 TYPE,!, "OP.EQ.PESADO DE 2-A EN CARGA MINERAL",!

330 ASK "NUMERO DE VIAJES CARGADOS POR CAMION MINIMO PARA RECIBIR LA BONIFICACION?" MINBON1

340 ASK "COSTO DE BONIFICACION?"COST2

350 TYPE,!

360 BON2=(((PRTON/300)/NUMOP2A)/CAP1)-(NUMCAM\*MINBON1))\*COST2

365 BON2=BON2\*25\*NUMOP2A

370 ASK "%DE MATERIAL QUE NECESITA SER MOVIDO CON TRACTOR?"METMOV

375 ASK "%DE MINERALQ QUE NECESITA SER MOVIDO CON TRACTOR?"MINMOV

380 ASK "CAPACIDAD EFECTIVA DEL TRACTOR EN M3B/TURNO:"CAPTR

390 NUMOPTR=(((PR/210)\*METMOV)+(((PRTON/PES)/210)\*MINMOV))/CAPTR

391 NUMOPTR=INT(NUMOPTR)+1

392 TYPE,!, "OP.EQ.PESADO 1-A EN MOV.DE TIERRAS",!

395 ASK "COSTO DE BONIFICACION?"COST3

396 ASK "CAPACIDAD DEL TRACTOR EN M3B/HR:"CAPTR

400 BON3=((((PR/210)\*METMOV)+((PRTON/3.2)/210)\*MINMOV))/((CAPTR)/NUMOPTR)-4)\*COST3\*25

403 BON3=BON3\*17.5\*NUMOPTR/25

405 TYPE,!

410 ASK "M.L.DE CAMINOS QUE DEBE MANTENER POR TURNO?" MLCAM

420 ASK "CAPACIDAD DE MOTOCONFORMADORA?"CAPMOT

430 NUMOPMOT=MLCAM/CAPMOT

435 NUMOPMOT=INT(NUMOPMOT)+1

440 ASK "%DE DISPONIBILIDAD DE LA MOTOCONFORMADORA?"DISP

445 TYPE,!, "OP.EQ.PESADO DE 1-A EN MANT. CAMINOS",!

450 ASK "COSTO DE BONIFICACION ?" COST4

455 TYPE,!

460 BON4=((300\*DISP)/12)\*(8-4)\*COST4\*NUMOPMOT

465 TYPE,!

470 NUMFEON=NUMOPMOT\*2

480 ASK "PRODUCCION ANUAL DE MIXTO EN M3?"PRMIX

490 ASK "FACTOR DE TUMBE?"TUM

500 ASK "CAPACIDAD DE BARRENACION DE TRACK-DRILL EN M.L./TURNO:"CAPTED

510 NUMFEFF=PRMIX /TUM/CAPTED

515 NUMFEFF=INT(NUMFEFF)+1

```

530 ASK *COSTO DE BONIFICACION* COST5
540 BOND=((CPRMIX/300/TUN/NUMPLA)-(MINDON)) * COST5 * NUMPLA
545 TYPE,I
550 NUMCOMP=NUMPERF
555 TYPE,*COMPRESORISTA*,I
560 ASK *M.L.MENINO PARA LA BONIFICACION* MINDON4
570 ASK *COSTO DE BONIFICACION* COST6
575 TYPE,I
580 BOND=((CPRMIX/300/TUN/NUMCOMP)-(MINDON)) * COST6 * NUMCOMP
590 ASK *NUMERO DE TURNOS* NUMTUR
600 NUMF2=NUMTUR:1
610 NUMF3=3
620 NUMPERF=2
630 NUMCH1=1
640 NUMCH2=NUMTUR
650 ASK *SALARIO TABULADO DE OP.EQUIPO PEANO EN CARGA ESTERIL*ST1
660 ASK *SALARIO TABULADO DE OP.EQUIPO PEANO ACAREO ESTERIL*ST2
670 ASK *SALARIO TABULADO DE OP.EQ.PESADO 1-A EN CARGA ESTERIL*ST3
680 ASK *SALARIO TABULADO DE OP.EQ.PESADO 1-A EN NOV.DE TIERRA*ST4
690 ASK *SALARIO TABULADO DE OP.EQ.PESADO 1-A MANT.CAMINOS*ST5
700 ASK *SALARIO TABULADO DE PEON EN MANT.CAMINOS*ST6
710 ASK *SALARIO TABULADO DE CHOFER REPARTIDOR DE AGUA*ST7
720 ASK *SALARIO TABULADO DE PERFORISTA (FACE-DRILL)*ST8
730 ASK *SALARIO TABULADO DE COMPRESORISTA*ST9
740 ASK *SALARIO TABULADO DE BOMBERO*ST10
750 ASK *SALARIO TABULADO DE PEON EN VOLADURA*ST11
760 ASK *----- -- PERFORISTA/TOLERO*ST12
770 ASK *----- --CHOFER EXPLODOR*ST13
780 ASK *----- -- SUPERVISOR*ST14
790 ASK *----- -- JEFE DE TURNO*ST15
798
990 FOR I=1,60;TYPE,I;NEXT I
995 TYPE,*
996 TAB(23);TYPE,Z8.00,B,I
997 TYPE,I,*
1000 TYPE,*
DS TOTAL*,!
1010 TYPE,*
-----*,I=1

```

```

1030 TYPE,*OP.EQ.PESADO 1-A EN CARGA ESTERIL*
1050 ST=ST1
1060 N=NUMOP
1065 B=BON1
1068 TYPE,*
1070 GOSUB 5000
1080 TYPE,*OP.EQ.PESADO 1-A EN ACAREO ESTERIL*
1090 ST=ST2
1100 N=NUMCH;B=BONCH;GOSUB 5000
1110 TYPE,*OP.EQ.PESADO 2-A EN CARGA MINERAL*
1115 TYPE,*
1120 ST=ST3
1130 N=NUMOP2A
1140 B=BON2;GOSUB 5000
1150 TYPE,*OP.EQ.PESADO 1-A EN NOV.DE TIERRA*
1155 TYPE,*
1160 ST=ST4
1170 N=NUMOPTR;B=BONTR
1180 GOSUB 5000
1190 TYPE,*OP.EQ.PESADO 1 A MANT.CAMINOS*
1195 TYPE,*
1200 ST=ST5
1210 N=NUMOPMOT
1220 B=BONM

```

```

1250 ST=ST6
1260 N=NUMFEON;B=0;GOSUB 5000
1270 TYPE,"CHOFER REPARTIDOR DE AGUA"
1275 TYPE,"
1280 ST=ST7
1290 N=NUMCH2
1300 B=0;GOSUB 5000
1310 TYPE,"PERFORISTA TRACK-DRILL"
1320 TYPE,"
1330 ST=ST8
1340 N=NUMPERF;B=BON5
1350 GOSUB 5000
1360 TYPE,"COMPRESORISTA"
1370 TYPE,"
1380 ST=ST9;N=NUMCOMP;B=BON6
1390 GOSUB 5000
1400 TYPE,"BORDERO"
1410 TYPE,"
1411 TYPE,"
1420 ST=ST10;N=NUMP2
1430 B=0;GOSUB 5000
1440 TYPE,"FEON EN VOLADURA"
1450 TYPE,"
1460 ST=ST11;N=NUMP3;B=0;GOSUB 5000
1470 TYPE,"PERFORISTA PISTOLERO"
1480 TYPE,"
1490 ST=ST12;N=NUMPF1;B=0;GOSUB 5000
1500 TYPE,"CHOFER EXPLOSIVOS"
1510 TYPE,"
1520 ST=ST13;N=NUMCH1;B=0;GOSUB 5000
1530 TYPE,"SUPERVISOR"
1540 TYPE,"
1550 ST=ST14;N=3;B=0;GOSUB 5000
1560 TYPE,"JEFE DE TURNO"
1570 TYPE,"
1580 ST=ST15;N=1;B=0;GOSUB 5000
1585 TAB(64);TYPE,"-----",!;TAB(63);TYPE,S1,!
1600 STOP
5000 B1=(ST*365/12)*N;O1=((16*ST*.3/12)+(17*ST/12))*N
5002 IF (B).LT.(0);B=B1*.15
5005 TYPE,%4.00,N," ",%5.00,B1,%5.00,B,%5.00,O1,%6.00,B1+B+O1
5006 S1=S1+B1+B+O1
5007 TYPE,!
5010 RETURN
6747 NUMCH/2

```

PROGRAM # 34

I

```

1
5 STRING A(10)
10 TYPE,"
15 TYPE,!,"
16 TYPE,!

```

TAJO:";ASK A  
ALTERNATIVA:";ASK B

```

45 S1=0
50 ASK *PRODUCCION ANUAL DE ESTERIL EN M30T*PF
51 ASK *FACTOR DE ABUNDAMIENTO*ABUN
52 ASK *PRODUCCION DE MINERAL EN TON.*PRTON
53 ASK *%DE DISPONIBILIDAD DE LA MOTOCONFORMADORA*DISP
54 ASK *PRODUCCION ANUAL DE MIXTO EN M30T*PRMIX
55 ASK *FACTOR DE TUMBE EN M30/M.L.D.*TUM
100 ASK *PRODUC.EFECTIVA CARGADOR M30/M*PEEF
110 HPM1=(PR*(ABUN)/12)/PREF
120 ASK *NUMERO DE CAMIONES POR CARGADOR*NUMCAN
130 HPM2=HPM1*NUMCAN
140 ASK *%DE MATERIAL ESTERIL MOVIDO CON TRACTOR*MOV
150 ASK *PRODUCTIVIDAD DEL TRACTOR EN M30/HR*PROD
160 ASK *%DE MINERAL QUE DEBE SER MOVIDO*MINMOV
170 ASK *CAPACIDAD TRAC.EN M30/HR*CAPTR
180 HPM3=((PR/12)*MOV)/PROD+(((PRTON/3.2)*MINMOV)/12)/CAPTR
190 ASK *HORAS TRAB.AL DIA POR LA MOTOCONF.*HTMOT
200 HPM4=((300*DISP)*HTMOT)/12
210 ASK *CAPACIDAD DE BARRENACION DE UN TRACK-DRILL EPOR HORAS*CAPTRDR
220 HPM5=((PRMIX/12)/TUM)/CAPTRDR
230 ASK *PRODUCTIVIDAD DEL CARGADOR 944 EN TON/HR*PRODI
240 HPM6=(PRTON/12)/PRODI
248 TYPE,*DIESEL CONSUMO EN LTR./HR*;!
250 ASK *CARGADOR 988*CON1
251 ASK *CAMION 769*CON2
252 ASK *TRACTOR*CON3
253 ASK *MOTOCONFORMADORA*CON4
254 ASK *COMPRESOR IR-900*CON5
255 ASK *CARGADOR 944*CON6
260 ASK *COSTO POR LT.*COST
270 FOR I=1,35;TYPE,;!NEXT I
300
303 TYPE,*
306 TYPE,*TAJQ*;!
310 TAB(23);TYPE,*ALTERNATIVA*;%6.00,B,;!
320
330 TYPE,* DIESEL*;!
340 TYPE,;!
350 TYPE,*HPM * *CONSUMO PRESTO*
351 TYPE * TOTAL*
352 TYPE,;!
360 TYPE,*
-----
365 TYPE,;!
370 TYPE,*CARGADOR 988*
380 TYPE,*
385 S1=0
386 HPM=HPM1
387 CON=CON1
390 GOSUB 5000
400 TYPE,*CAMION 769*
410 TYPE,*
415 TYPE,* *
416 CON=CON2
420 HPM=HPM2;GOSUB 5000
430 TYPE,*TRACTOR*
440 TYPE,*
448 CON=CON3
450 HPM=HPM3;GOSUB 5000
460 TYPE,*MOTOCONFORMADORA*
470 TYPE,*
478 CON=CON4

```

```

508 CON=CON5
510 HPM=HPM5;GOSUB 5000
520 TYPE,"CARGADOR 944"
530 TYPE,"
538 CON=CON6
540 HPM=HPM6;GOSUB 5000
541 TAB(60);TYPE,"-----",!;TAB(61);TYPE,S1,!
550 GOTO 2000

```

```

600
610 FOR I=1,58;TYPE,!;NEXT I
612 TAB(25);TYPE,"TAJO:",A,!
620 TYPE,"
630 TYPE," ALTERNATIVA:",Z3.00,B,!;
635 S1=0
640 TYPE,"GRASAS Y LUBRICANTES DATOS:",!;

```

```

640 TYPE,"CONSUMO EN LT./HR DE:",!
650 ASK "1 CARGADOR 988:"S8
660 ASK "2 CAMION 769:"S2
670 ASK "3 TRACTOR:"S3
680 ASK "4 MOTOCONFORMADORA:"S4
690 ASK "5 COMPRESOR IR 900:"S5
700 ASK "6 TRACK-DRILL ":"S6
710 ASK "7 CARGADOR 944 ":"S7
720 ASK "COSTO POR LITRO ":"COST
730 TYPE,"HPM:IGUAL A DIESEL"?!

```

```

740 FOR I=1,51;TYPE,!;NEXT I
742 TYPE,"
743 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:",Z6.00,B,!;
744 TYPE,!," GRASAS Y LUBRICANTES"?!
745 TYPE,!

```

	HPM	CONSUMO	PRESTO	T
750 TYPE,"				
760 TYPE,"				

```

800 TYPE,"CARGADOR 988"
810 TYPE,"
820 HPM=HPM1;CON=S8;GOSUB 5000
830 TYPE,"CAMION 769"
840 TYPE,"
850 HPM=HPM2;CON=S2;GOSUB 5000
860 TYPE,"TRACTOR"
870 TYPE,"
880 HPM=HPM3;CON=S3;GOSUB 5000
890 TYPE,"MOTOCONFORMADORA"
900 TYPE,"
910 HPM=HPM4;CON=S4;GOSUB 5000
920 TYPE,"COMPRESOR IR-900"
930 TYPE,"
931 TYPE,"
940 HPM=HPM5;CON=S5;GOSUB 5000
950 TYPE,"TRACK-DRILL"
960 TYPE,"
970 HPM=HPM6;CON=S6;GOSUB 5000
980 TYPE,"CARGADOR 944"
990 TYPE,"

```

```

1000 HPM=HPM6;CON=S7;GOSUB 5000
1002 TAB(60);TYPE,"-----",!;TAB(61);TYPE,S1,!
1010 FOR I=1,51;TYPE,!;NEXT I
1050 TYPE,"
1060 TYPE," TAJO:",A,!
1070 TYPE,!," ALTERNATIVA:",Z3.00,B,!
1080 TYPE,!," REFACCIONES DATOS:",!
1085 S1=0

```

```

1090 ASK "CARGADOR 988 COSTO.HR DE RF" CONES:"CO"
1100 ASK "CAMION 769 COSTO.HR DE RF" CONES:"CO"

```

```

1110 ASK "TRACTOR-DRILL COSTO/HR DE REFACCIONES:" COST1
1120 ASK "CARGADOR 988 COSTO/HR DE REFACCIONES:" COST2
1130 TYPE,"MIXIGUAM A DIESEL",!
1170 FOR I=1,54)TYPE,!;NEXT I
1200 TYPE,"          TAJID:";A;!
1210 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:";%,%6.00,B;!
1220 TYPE,!;"          REFACCIONES";!,!
1230 TYPE,"          HPM          COSTO/HR          T
TOTAL",! ;?
-----",!
1250 TYPE,"CARGADOR 988"
1260 TYPE,"
1270 HPM=HPM1;COST=COST1;GOSUB 6000
1280 TYPE,"CAMION 769"
1290 TYPE,"
1300 HPM=HPM2;COST=COST2;GOSUB 6000
1310 TYPE,"TRACTOR"
1320 TYPE,"
1330 HPM=HPM3;COST=COST3;GOSUB 6000
1340 TYPE,"MOTOCONFORMADORA"
1350 TYPE,"
1360 HPM=HPM4;COST=COST4;GOSUB 6000
1370 TYPE,"COMPRESOR IR-900"
1380 TYPE,"
1390 HPM=HPM5;COST=COST5;GOSUB 6000
1400 TYPE,"TRACK-DRILL"
1410 TYPE,"
1420 HPM=HPM6;COST=COST6;GOSUB 6000
1430 TYPE,"CARGADOR 944"
1440 TYPE,"
1450 HPM=HPM6;COST=COST7;GOSUB 6000
1451 TAB(59);TYPE,"-----",!;TAB(60);TYPE,S1;!
1460
1470 FOR I=1,53;TYPE,!;NEXT I
1500 TYPE,"          TAJID:";A;!
1510 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:";%,%6.00,B;!
1520 TYPE,!;"          MATERIALES ELECTRICOS  DATOS:";!,
1525 S1=0
1530 TYPE,"COSTO/HR DE MAT.ELECTRICOS DE:";!,
1540 ASK "1 CARGADOR 988:" COST1
1550 ASK "2 CAMION 769:" COST2
1560 TYPE,"3 "
1565 ASK "TRACTOR:" COST3
1570 TYPE,"4 "
1575 ASK "MOTOCONFORMADORA:" COST4
1580 ASK "5 COMPRESOR IR-900:" COST5
1585 TYPE,"6 "
1590 ASK "TRACK-DRILL:" COST6
1600 ASK "7 CARGADOR 944:" COST7
1605 ASK "8 LAMPARAS MINERAS:" COST8
1610 ASK "NUMERO DE HOMBRES QUE USAN LAMPARAS MINERAS:" NUM1
1615 HPM7=NUM1*4*25
1620 TYPE,"MIXIGUAM A DIESEL",!
1630 FOR I=1,51;TYPE,!;NEXT I
1640 TYPE,"          TAJID:";A;!
1650 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:";%,%6.00,B;!
1660 TYPE,!;"          MATERIALES ELECTRICOS";!,!
1670 TYPE,"          HPM          COSTO/HR          T
TOTAL",! ;?
-----",!
1680 TYPE,"
1690 TYPE,"
1700 TYPE,"
1710 TYPE,"
1720 TYPE,"
1730 TYPE,"
1740 TYPE,"
1750 TYPE,"
1760 TYPE,"
1770 TYPE,"
1780 TYPE,"
1790 TYPE,"
1800 TYPE,"
1810 TYPE,"
1820 TYPE,"
1830 TYPE,"
1840 TYPE,"
1850 TYPE,"
1860 TYPE,"
1870 TYPE,"
1880 TYPE,"
1890 TYPE,"
1900 TYPE,"
1910 TYPE,"
1920 TYPE,"
1930 TYPE,"
1940 TYPE,"
1950 TYPE,"
1960 TYPE,"
1970 TYPE,"
1980 TYPE,"
1990 TYPE,"
2000 TYPE,"

```

```

1720 TYPE,"
1730 HPM=HPM2;COST=COST2;GOSUB 6000
1740 TYPE,"TRACTOR"
1750 TYPE,"
1760 HPM=HPM3;COST=COST3;GOSUB 6000
1770 TYPE,"MOTOCONFORMADORA"
1780 TYPE,"
1790 HPM=HPM4;COST=COST4;GOSUB 6000
1800 TYPE,"COMPRESOR IR-900"
1810 TYPE,"
1820 HPM=HPM5;COST=COST5;GOSUB 6000
1830 TYPE,"TRACK-DRILL"
1840 TYPE,"
1850 HPM=HPM5;COST=COST6;GOSUB 6000
1860 TYPE,"CARGADOR 934"
1870 TYPE,"
1880 HPM=HPM6;COST=COST7;GOSUB 6000
1882
1885 TYPE,"LAMPARAS MINERAS"
1890 HPM=HPM7;COST=COST8;GOSUB 6000
1892 TAB(59);TYPE,"-----";!;TAB(60);TYPE,"S1;!
1895 STOP
2000 FOR I=1,53;TYPE,"!;NEXT I
2010 TAB(25);TYPE,"TAJO";A;!
2015 S1=0
2020 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:";%3.00;B;!
2030 TAB(10);TYPE,"GASOLINA DATOS:";!
2040 TYPE,"KMS REC./MES:";!
2050 ASK "1 CAMIONETA SUPERVISOR:";KL1
2060 ASK "2 CAMION PIPA:";KL2
2070 ASK "3 CAMIONETA EXPLOSIVOS:";KL3
2080 TYPE,"CONSUMO EN LTR/KM:";!
2090 ASK "1 CAMIONETA SUPERVISOR:";CON1
2100 ASK "2 CAMION PIPA:";CON2
2110 ASK "3 CAMIONETA EXPLOSIVOS:";CON3
2120 ASK "PRECIO/LTR:";PR
2125 FOR I=1,53;TYPE,"!;NEXT I
2130 TAB(25);TYPE,"TAJO";A;!
2140 TAB(23);TYPE,"ALTERNATIVA:";%3.00;B;!
2150 TAB(10);TYPE,"GASOLINA";,!;!
2160 TAB(30);TYPE,"KMS/MES CONSUMO PRECIO TOTAL";;!
2170 TYPE,"-----"
-----";!
2175 TYPE,"CAMIONETA SUPERVISOR"
2180 COST=PR
2190 HPM=KL1
2200 CON=CON1;GOSUB 5000
2210 TYPE,"CAMION PIPA"
2220 TAB(30)
2230 HPM=KL2;CON=CON2;GOSUB 5000
2240 TYPE,"CAMIONETA EXPLOSIVOS"
2250 TAB(30)
2260 HPM=KL3;CON=CON3;GOSUB 5000
2261 TAB(60);TYPE,"-----";!;TAB(61);TYPE,"S1;!
2270 GOTO 610
3866
5000 S=CON*COST*HPM
5010 TYPE,"%6.00,HPM" " %6.02,CON," " %6.02,COST," " %6.00,S
5014 TYPE,"!
5015 S1=S1+S
5016
5020 RETURN
5000 RETURN

```

PROGRAM # 35

```
1  
11  
70 ASK "FECHA:"*D  
80 ASK "CALCULO HECHO POR:"*R  
90 F=3.14159/180  
100 ASK "LUGAR:"*L  
110 TYPE,!  
115 ASK "TOTAL PUNTOS?" N  
117 DIMENS ANGHZ(N)  
120 ASK "AZIMUT ANTERIOR:"*AZ  
125 C=AZ;GOSUB 5000;AZ=C  
130 ASK " Y ANTERIOR:"*Y  
131  
135 ASK " X ANTERIOR:"*X  
140 S=0  
145 FOR I=1,N  
146  
150  
152  
155 TYPE,"PUNTO # ",Z2,I  
160 ASK "ANGULO HZTAL.:"*ANGHZ(I)  
170 C=ANGHZ;GOSUB 5000;ANGHZ=C  
175 S=S+ANGHZ  
179 NEXT I  
180 GOTO 1990  
181 AZ(0)=AZ  
182 FOR I=1,N  
184 AZ(I)=AZ(I-1)+ANGHZ(I)+180  
186 AZ=AZ(I)  
190 IF (AZ).LT.(360) GOTO 210  
200 AZ=AZ-360;GOTO 190  
205 AZ(I)=AZ  
207 TYPE,"PUNTO # ",Z2,I  
210 ASK "D.MEDIDA?"*DM(I)  
212 ASK "ANGULO VERTICAL?"*ANGV(I)  
214 C=ANGV(I);GOSUB 5000;ANGV(I)=C  
216 DHZ(I)=DM(I)*SIN(ANGV(I)*F)  
220 NOR(I)=DHZ(I)*COS(AZ*F)  
230 ES(I)=DHZ(I)*SIN(AZ*F)  
231 GOTO 3000  
232 Y=Y+N  
234 X=X+ES  
235 DV=DM*COS(ANGV*F)  
236 ASK "ALTURA DE INSTRUM.:"*AI  
237 ASK "ALTURA DE PUNTO ARIBA:"*AA  
238 ASK "ALTURA DE PUNTO ABAJO:"*AB  
240 IF(AZ).GT.(90) GOTO 260  
250 R=AZ  
255 A=1
```

```

270 R=180-AZ;A=2;GOTO 500
280 IF (AZ).GT.(270) GOTO 300
290 R=AZ-180;A=3;GOTO 500
300 R=360-AZ;A=4;GOTO 500
500 C=AZ;GOSUB 6000;AZ=C
510 C=R;GOSUB 6000;R=C
514
515
520
530 TYPE,"D.HZTAL.:",%6.04,DHZ,!
540 TYPE,"RUMBO:",%6.04,R
550
560
561 IF (A).EQ.(1) TYPE," NE";GOTO 580
562 IF (A).EQ.(2) TYPE," SE";GOTO 580
563 IF (A).EQ.(3) TYPE," SW";GOTO 580
564 TYPE," NW"
570
580 TYPE,!,"AZIMUT:",%8.04,AZ,!,"NORTE:",%7.04,N,!
590 TYPE,"ESTE:",%7.04,ES,!
600 TYPE,"COORD.Y.:",%10.04,Y,!
610 TYPE,"COORD.X.:",%9.04,X,!
620 TYPE,"D.VERT.:",%7.04,DU,!
630 TYPE,"COTA PIJAS:",%9.04,CP-AI+AA,!
640 TYPE,"COTA PISOS:",CP-AI-AB,!
645
650 GOTO 140
655
1990 STRING Q(2)
2000 ASK "LOS ANGULOS HZTAL. SON EXTERIORES?"Q
2010 IF (Q).EQ.(NO);GOTO 2050
2020 W=180*(N+2)
2030 GOTO 2060
2050 W=180*(N-2)
2060 ASK "ERROR DE AFARATO?"E
2070 E1=S-W
2075 E3=ABS(E1)
2080 IF (E3).GE.(E);GOTO 2150
2090 E2=E1/N
2100 FOR I=1,N;ANGHZ(I)=ANGHZ(I)-E2;NEXT I
2110 GOTO 185
2150 TYPE,"ERROR DE ANGULO HZTAL. ES DEMACIADO GRANDE",!
2230 TYPE,FAVOR A REPETIR TRABAJO DE CAMPO"
2170 STOP
2382
3000 NOR1=0
3005 NOR2=0
3010 FOR I=1,N
3020 NOR=NOR(I)
3030 IF(NOR).GT.(0)GOTO 3100
3040 NOR2=NOR2+NOR
3050 GOTO 3120
3100 NOR1=NOR1+NOR
3120 NEXT I
3130
5000 S=INT(C)
5010 S1=C-S
5020 S2=S1*100
5030 S3=S2-INT(S2)
5040 S4=INT(S2)
5050 S5=S3*100
5060 C=((S5/60+S4)/60)+S
5070 RETURN

```

```
6020 S2=S1-INT(S1)  
6030 S3=S2*60  
6040 C=INT(C)+INT(S1)/100+S3/10000  
6050 RETURN
```

\*

TAJO:NAOFA  
1984

SUELDOS Y SALARIOS

PUESTO Y CATEGORIA		TOTAL BASE	BONIF. OTROS	TOTAL	
OP. EQ. PESADO 1-A EN CARGA ESTERIL	2	10646	6412	636	17693
OP. EQ. PESADO 1-A EN ACAREO ESTERIL	6	31937	19778	1907	52623
OP. EQ. PESADO 2-A EN CARGA MINERAL	1	4410	1025	263	5699
OP. EQ. PESADO 1-A EN MOV. DE TIERRAS	3	15969	14198	954	31121
OP. EQ. PESADO 1-A MANT. CAMINOS	1	5323	750	318	6391
PEON EN MANT. CAMINOS	2	4988	0	298	5286
CHOFER REPARTIDOR DE AGUA	2	7604	0	454	8058
PERFORISTA TRACK-DRILL	2	10646	1597	636	12879
COMPRESORISTA	2	0	0	0	0
BORDERO	2	4988	0	298	5286
PEÓN EN VOLADURA	3	11406	0	681	12087
PERFORISTA PISTOLERO	2	0	0	0	0
CHOFER EXPLOSIVOS	1	3802	0	227	4029
SUPERVISOR	3	20987	0	1253	22241
JEFE DE TURNO	1	10038	0	599	10637
					194031

194031

RUM VAR

TAJO:NAOFA  
ALTERNATIVA:1984

## 1 VARIOS DATOS:

1 CONSUMO DE ACERO DE BARRENACION:  
 PRECIO DE UN ZANCO:4000  
 DURACION DEL ZANCO EN M.L.:360  
 PRECIO DE UN COPLE:0  
 DURACION DE UN COPLE EN M.L.:11  
 LONGITUD MAXIMA DE BARRENO:12  
 LONGITUD DE BARRA:12  
 PRECIO DE UNA BARRA:25000  
 DURACION DE UNA BARRA EN M.L.:2500  
 CAPACIDAD DE TRACK-DRILL EN M.L./HR:20

## COSTO DE MATERIALES VARIOS POR HORA:

CARGADOR 988:4.5  
 CAMION 769:2.5  
 TRACTOR:2.1  
 MOTOCONFORMADORA:1.3  
 COMPRESOR IR 900:0  
 TRACK-DRILL:2.5  
 CARGADOR 944:2.5

TAJONAOPA  
ALTERNATIVA: 1984

## VARIOS

CONSUMO DE ACERO DE BARRENACION =

85066

## MATERIALES VARIOS

	HFM	COSTO/HR	TOTAL
CARGADOR 900	218	4.50	981
CAMION 769	872	2.50	2181
TRACTOR	407	2.10	855
MOTOCONFORMADORA	214	1.30	278
COMPRESOR IR-900	201	0.00	0
TRACK-DRILL	201	2.50	504
CARGADOR 944	44	2.50	110

4909

\*

TAJO: NADPA  
ALTERNATIVA: 1984

DIESEL

	HPM	CONSUMO	PRESIO	TOTAL
CARGADOR 988	218	90.80	0.75	14852
CAMION 757	872	45.00	0.75	29442
TRACTOR	407	49.60	0.75	15148
MOTOCONFORMADORA	214	25.00	0.75	4008
COMPRESOR IR-700	201	30.00	0.75	4533
CARGADOR 944	44	90.80	0.75	3000
				70982

TAJONAOFA  
ALTERNATIVA: 1984

## GASOLINA

	KMS/MES	CONSUMO	PRECIO	TOTAL
CAMIONETA SUPERVISOR	3000	0.20	2.90	1740
CAMION PIPA	600	0.30	2.90	522
CAMIONETA EXPLOSIVOS	400	0.30	2.90	348
				2610

TAJD:NAOPA  
ALTERNATIVA: 1984

## GRASAS Y LUBRICANTES

	HPM	CONSUMO	PRECIO	TOTAL
CARGADOR 988	218	5.65	5.70	7023
CAMION 769	872	5.00	5.70	24862
TRACTOR	407	5.36	5.70	12441
MOTOCONFORMADORA	214	1.19	5.70	1450
COMPRESOR IR-900	201	3.70	5.70	4249
TRACK-DRILL	201	1.80	5.70	2067
CARGADOR 944	44	4.28	5.70	1075
				<hr/> 53167

TAJO:NAOPA  
ALTERNATIVA: 1984

## REFACCIONES

	HPM	COSTO/HR	TOTAL
CARGADOR 988	218	220.00	47979
CAMION 769	872	166.00	144809
TRACTOR	407	172.00	70039
MOTOCONFORMADORA	214	30.00	6412
COMPRESOR IR-900	201	30.00	6044
TRACK-DRILL	201	13.48	2718
CARGADOR 944	44	220.00	9680
			<hr/> 287689

TAJO: NADPA  
ALTERNATIVA: 1984

## MATERIALES ELECTRICOS

	HFM	COSTO/UN	TOTAL
CARGADOR 988	218	0.50	109
CAMION 769	872	0.25	218
TRACTOR	407	0.27	109
MOTOCONFORMADORA	214	0.15	32
COMPRESOR IR-900	201	0.32	64
TRACK-DRILL	201	0.09	18
CARGADOR 944	44	1.00	44
LAMPARAS MINERAS	1000	1.00	1000
			<u>1588</u>

FIN EX

TAJO:NAOPA  
ALTERNATIVA: 1984

EXPLOSIVOS DATOS:

PRODUCCION ANUAL DE NIXTO EN M3B1030421  
 FACTOR DE CARGA A DE FONDO: .11  
 FACTOR DE CARGA E DE FONDO: .45  
 FACTOR DE CARGA A DE COLUMNA: .33  
 FACTOR DE CARGA B DE COLUMNA: 0  
 FACTOR DE TUNBE EN MSB/M.L.: 21.63  
 FACTOR DE CONSUMO DE PRIMACORD POR ESTADAMENTO: 3.7  
 LONGITUD PROMEDIO DE BARRENACION: 11.8  
 NUM. MAXIMO DE BARRENOS QUE SE PUEDAN DISPARAR POR RES: 30  
 NUMERO CANUELAS POR DISPARO: 2  
 LONGITUD DE LAS CANUELAS: 3  
 COSTO DEL EXPLOSIVO EN PESOS POR KG: 16.36  
 COSTO DEL EXPLOSIVO DE COLUMNA/KG4  
 COSTO DEL PRIMACORD EN PESOS POR M.L.: 1.82  
 PRECIO DE LA CANUELA EN PESOS POR M.L.: 1.99  
 PRECIO DE LOS FULMINANTES: .77  
 PRECIO DE LOS CONECTORES: .59  
 PRECIO DE RETARDADORES: 17.93

TAJO:NAOPA  
ALTERNATIVA: 1984

EXPLOSIVOS

	CONSUMO	PRECIO/KG	TOTAL
EXPLOSIVO DE FONDO	14185.27	16.36	232071
EXPLOSIVO DE COLUMNA	23918.23	4.00	95673
PRIMACORD	17951.13	1.82	32671
CANUELA	67.61	0.99	67
FULMINANTES	22.54	0.77	17
CONECTORES	22.54	0.59	13
RETARDADORES	59.10	17.93	1060
			<hr/> 327072

\*

TAJO:NAOPI  
ALTERNATIVA: : 1983

LLANTAS

- 7 -

	HPH	CONTOS/MS	TOTOL
ARGADOR 908	218	94	20.44
GRUIN 769	872	47	40.80
OTOCONFORMADORA	211	10	27.50
COMPRESOR IR-900	201	1	1.70
ARGADOR 944	44	.01.	2.67
			72.75

SUMARIO

70 Gastos no deducibles	-
71 Preparación Mina	1'618,750
72 Mineral precedente otras Areas	-
TOTAL MENSUAL	4'956,687
TOTAL ANUAL	59'480,244
POR TONELADA (555,000) 107.17 + 10% IMPREVISTOS = 117.88	

SUMARIO

51

10	Sueldos y Salaries	369,031
21	Diesel	70,982
22	Gasolina	3,710
23	Gas	300
24	Grasas y Lubricantes	53,217
25	Madera	700
26	Refacciones	289,689
27	Materiales Eléctricos	2,288
28	Explosivos	361,572
29	Medicinas	6,525
30	Llantas - Nuevas	73,805
31	Llantas - Recubiertas	-
32	Equipo de Seguridad	3,000
33	Varios Materiales	100,575
34	Materiales p/betas hornos	-
35	Varilla	-
36	Refractarios, Arenas y Bentonita	-
37	Tinas, Trampas y Trompos	-
38	Materiales para hornos	-
39	Materiales para reparación crisol	-
51	Impuestos - Varios	3,690
52	Impuestos - Importación	-
53/54	Viajes y Representación	9,000
55	Reparaciones (por terceros)	44,653
56	Fletes de materiales	2,000
57	Comunicaciones	1,000
58	Indemnizaciones	700
59	Obligaciones contractuales	2,000
60	Primas de Seguro	30,000
61	Otros Gastos	5,000
62	Rentas	1,000
63	Honorarios	1,500
64	Previsión Social	12,000
65	Energía Eléctrica	40,000
66	Acarreo de Mineral	1'850,000
67	Ingresos Mercantiles	-
68	Honorarios a consejeros	-
69	Recuperación de costes	-

10	Sueldos y Salarios	194,031
21	Diesel	70,982
22	Gasolina	2,610
23	Gas	-
24	Grasas y Lubricantes	53,167
25	Madera	-
26	Refacciones	287,689
27	Materiales Eléctricas	1,588
28	Explosivos	361,572
29	Medicinas	-
30	Llantas - Nuevas	72,705
31	Llantas - Recubiertas	-
32	Equipo de Seguridad	-
33	Varies Materiales	89,975
34	Materiales p/bocas hornos	-
35	Varillá	-
36	Refractarios, Arenas y Bentonita	-
37	Tinas, Trampas y Trompos	-
38	Materiales para hornos	-
39	Materiales para reparación crisol:	-
51	Impuestos - Varies	-
52	Impuestos - Impertación	-
53/54	Viajes y Representación	-
55	Reparaciones (per terceros)	43,153
56	Fletes de Materiales	-
57	Comunicaciones	-
58	Indemnizaciones	-
59	Obligaciones contractuales	-
60	Primas de Seguro	-
61	Otros Gastos	-
62	Rentas	-
63	Honorarios	-
64	Previsión Social	-
65	Energía Eléctrica	-
66	Acarreo de Mineral	-
67	Ingresos Mercantiles	-
68	Honorarios a consejeros	-
69	Recuperación de costos	-

70 Gastos no deducibles	-
71 Preparación Mina	-
72 Mineral precedente otras Areas	-
TOTAL MENSUAL	1'177,472
TOTAL ANUAL	14'129,664
POR TONELADA (555,000)	25.45

ACARREO DE MINERAL Y AMORTIZACION DESCAPOTE INICIAL

10	Sueldos y Salaries	-
21	Diesel	-
22	Gasolina	-
23	Gas	-
24	Grasas y Lubricantes	-
25	Madera	-
26	Refacciones	-
27	Materiales Eléctricos	-
28	Explosivos	-
29	Medicinas	-
30	Llantas - Nuevas	-
31	Llantas - Recubiertas	-
32	Equipo de Seguridad	-
33	Varios Materiales	-
34	Materiales p/bocas hornos	-
35	Varilla	-
36	Refractarios, Arenas y Bentonita	-
37	Tinas, Trampas y Trompos	-
38	Materiales para hornos	-
39	Materiales para reparación crisol	-
51	Impuestos - Varios	-
52	Impuestos - Importación	-
53/54	Viajes y Representación	-
55	Reparaciones (por terceros)	-
56	Fletes de materiales	-
57	Comunicaciones	-
58	Indemnizaciones	-
59	Obligaciones contractuales	-
60	Primas de Seguro	-
61	Otros Gastos	-
62	Rentas	-
63	Honorarios	-
64	Provisión Social	-
65	Energía Eléctrica	-
66	Acarreo de mineral	1'850,000
67	Ingresos mercantiles	-
68	Honorarios a consejeros	-
69	Recuperación de costos	-

TAJO NAOPA

ACARREO DE MINERAL Y AMORTIZACION DESCAPOTE INICIAL

70 Gastos no deducibles	-
71 Preparación Mina	1'618,750
72 Mineral procedente otras Areas	-
TOTOAL MENSUAL	3'468,750
TOTAL ANUAL	41'625,000
POR TONELADA (555,000)	75.00

10	Sueldos y Salaries	100,000
21	Diesel	-
22	Gasolina	1,000
23	Gas	300
24	Grasas y Lubricantes	50
25	Madera	500
26	Refacciones	1,000
27	Materiales Eléctricos	500
28	Explosivos	-
29	Medicinas	6,525
30	Llantas - Nuevas	1,000
31	Llantas - Recubiertas	-
32	Equipo de Seguridad	3,000
33	Varios Materiales	10,000
34	Materiales p/bocas hornos	-
35	Varilla	-
36	Refractarios, Arenas y Bentonita	-
37	Pinas, Trampas y Trempos	-
38	Materiales para hornos	-
39	Materiales para reparación crisol	-
51	Impuestos - Varios	3,690
52	Impuestos - Importación	-
53/54	Viajes y Representación	7,000
55	Reparaciones (por terceros)	1,000
56	Flotes de materiales	2,000
57	Comunicaciones	1,000
58	Indemnizaciones	700
59	Obligaciones contractuales	2,000
60	Primas de Seguro	30,000
61	Otros Gastos	5,000
62	Rentas	500
63	Honorarios	1,000
64	Provisión Social	12,000
65	Energía Eléctrica	40,000
66	Acarreo de mineral	-
67	Ingresos mercantiles	-
68	Honorarios a consejeros	-
69	Recuperación de cestos	-

GASTOS GENERALES

70 Gastos no deducibles	-
71 Preparación Mina	-
72 Mineral precedente otras Areas	-
TOTAL MANSUAL	229,765
TOTAL ANUAL	2,757,180
POR TONELADA (555,000)	4.96

10	Sueldos y Salarios	75,000
21	Diesel	-
22	Gasolina	100
23	Gas	-
24	Grasas y Lubricantes	-
25	Madera	200
26	Reparaciones	1,000
27	Materiales Eléctricos	200
28	Explosivos	-
29	Medicinas	-
30	Llantas - Nuevas	100
31	Llantas - Recubiertas	-
32	Equipo de seguridad	-
33	Varios Materiales	600
34	Materiales p/bocas hornos	-
35	Varilla	-
36	Refractarios, Arenas y Bentonita	-
37	Finas, Trampas y Trompas	-
38	Materiales para hornos	-
39	Materiales para reparación crisol.	-
51	Impuestos - Varios	-
52	Impuestos - Importación	-
53/54	Viajes y Representación	2,000
55	Reparaciones (por terceros)	500
56	Fletes de materiales	-
57	Comunicaciones	-
58	Indemnizaciones	-
59	Obligaciones contractuales	-
60	Primas de Seguro	-
61	Otros Gastos	-
62	Rentas	500
63	Honorarios	500
64	Provisión Social	-
65	Energía Eléctrica	-
66	Acarreo de mineral	-
67	Ingresos mercantiles	-
68	Honorarios a consejeros	-
69	Recuperación de costes	-

MANTENIMIENTO

70 Gastos no deducibles	-
71 Preparación Mina	-
72 Mineral procedente otras Areas	-
TOTAL MANSUAL	80,700
TOTAL ANUAL	968,400
POR TONELADA (555,000)	1.74

## A N E X O B

PROGRAMA DE INVERSIONES

## PROGRAMA DE INVERSIONES

Este programa está dividido en las siguientes secciones:

- A. Construcción de caminos de acceso a todas las áreas de operación y servicio.
- B. Compra de terrenos para construcción de caminos tiraderos y servicios.
- C. Construcciones civiles de servicios generales.
- D. Construcciones de servicios de minería.
- E. Compra de equipo de minería.
- F. Gastos varios en pago a contratistas y stocks de refacciones del equipo de minería.

El cálculo de estas inversiones se hizo apoyados en los cálculos procedentes anexo.

	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	70
<b>A Construcción Accesos</b>											
1 Ampliación camine Tlaxcango-Taje Naopa 7.0 Km	2'500	5'000									7'5
2 Construcción camine Taje Naopa-Poblado Naopa 3.5 Km	1'250	2'500									3'7
3 Construcción acceso polverin 1/2 Km.	600										6
4 Acceso Plataforma Ofc. Taje y camine a Naopa 1/3 Km.	350										3
5 Acceso bomba 3 Km	1'100	2'200									3'3
6 Acceso Lotes Mineral baja ley 2 Km.									750	1'500	2'2
<b>SUB-TOTAL A</b>	<b>6'550</b>	<b>11'200</b>							<b>750</b>	<b>1'500</b>	<b>17'</b>

( ) Se consideró un corte en roca de 75% del total. Los caminos serán de 10 m. de ancho con taludes promedio de 10 m. lo que significa mover 75 m<sup>3</sup>/m. l. de roca a \$ 13/m<sup>3</sup> = -  
= \$ 975/m.l. + 25 m<sup>3</sup> tierra a 4 = \$ 100/m.l.

	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	TOTAL
--	----	----	----	----	----	----	----	----	----	----	-------

**B COMPRA TERRENOS**

1	Previsión para pagos terrenos afectados per la construcción acceso Taje-Naopa, 3500X30=28 Hs.		400								400
2	Compra terreno para acceso y terreno de polvorín, 8 Hs.	120									120
3	Previsión para compra terreno de gente cercana a las instalaciones de la Compañía, 50 Hs.	750									750

SUB-TOTAL B

870 400

1270

( ) Se consideró a \$ 15,000/ha.



	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	TOTAL
<b>D MINERIA</b>											
1 Construcción polvorín 50 T		750									750
2 Construcción almacén artificios		150									150
3 Electrificación alto y bajo voltaje. Transformadores, cable, postes, apartarrayes, etc.		1,000	1,000								2,000
SUB-TOTAL D		1,900	1,000								2,900
<b>E EQUIPO MINA</b>											
1 Cargadores estéril		5,500	5,500					5,500	5,500		22,000
2 Cargador Mineral		5,500	5,500					5,500	5,500		22,000
3 Camiones		14,100	4,700	4,700				14,100	4,700	4,700	47,000
4 Tractores	3,500	3,500					3,500	3,500			14,000
5 Perforadores (Esteril)		3,600	3,600					3,600	3,600		14,400
6 Track Drill (Mineral)		1,200									1,200
7 Compresor (Mineral)		1,300						1,300			2,600
8 Motocombustores		1,600						1,600			3,200
9 Compactador			1,300								1,300
10 Pipa para regar caminos			2,000								2,000
11 Camión servicios		2,000									2,000
12 Camioneta supervisión	200	200				200	200			200	1,000
13 Ambulancia		300									300
14 Camioneta explosivos		200					200				400
15 Vehículo Jefe		150			150			150			450
16 Sistema drenaje Tajo					750						750
SUB-TOTAL E	3,700	39,150	22,600	4,700	900	200	3,900	35,250	19,300	4,900	134,600

	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	TOTAL
<b>F V A R I O S</b>											
Descapote inicial	94,500	94,500									189,000
Refacciones equipo mayor y menor (conjuntos)		12,000									12,000
SUB-TOTAL F	94,500	106,500									201,000
SUB-TOTAL A+B+C+D+E+F+	108,780	170,250	27,290	4,700	900	200	3,900	35,250	19,300	4,900	375,470
IMPREVISTOS 15%	16,317	25,537	4,093	705	135	30	585	5,287	2,895	735	56,320
GRAN TOTAL	125,097	195,787	31,383	5,405	1,035	230	4,485	40,537	22,195	5,635	431,790

A N E X O    C

LEYENDA

- Terciario Volcánico
- Conglomerados de Caliza
- Intrusivo no diferenciado
- Formación Tamaulipas
- " Pinjenta
- " Tamam Conf. Horiz. Marg.
- " Camuñas
- " Huayacocotla
- " Huizachal
- " Guacamaya
- " Pre-Cambrio

- CONTACTOS
- RUMBOS Y ECHOSOS
- FALLAS
- ANTICLINAL
- SINCLINAL
- ANTICLINAL RECURVENTE
- SINCLINAL RECURVENTE
- HORIZONTE MANGANESIFERO

PUNTOS DE TRIANGULACION

RIOS

POBLACION

CARRETERA PAVIMENTADA

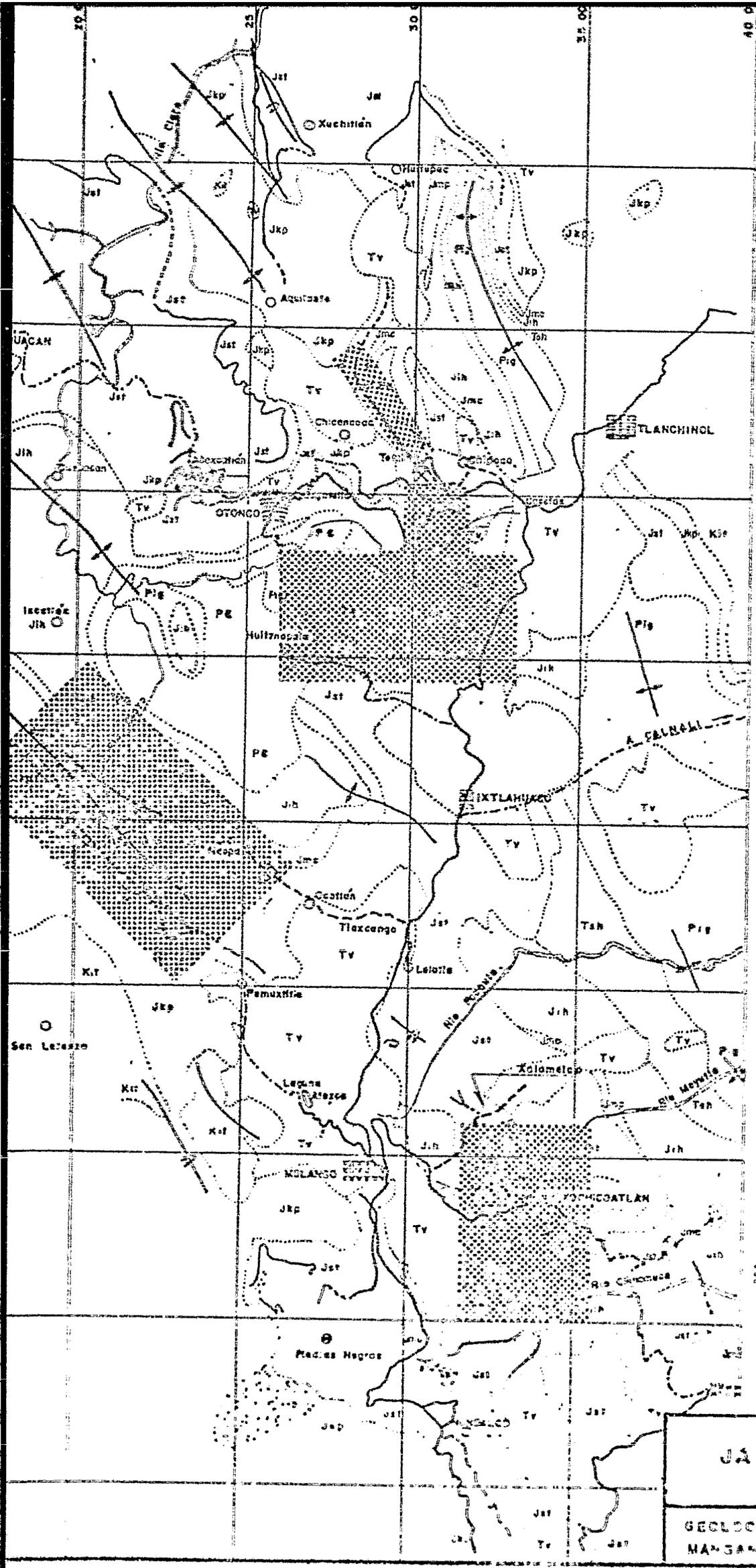
CAMINO TERRACERIA

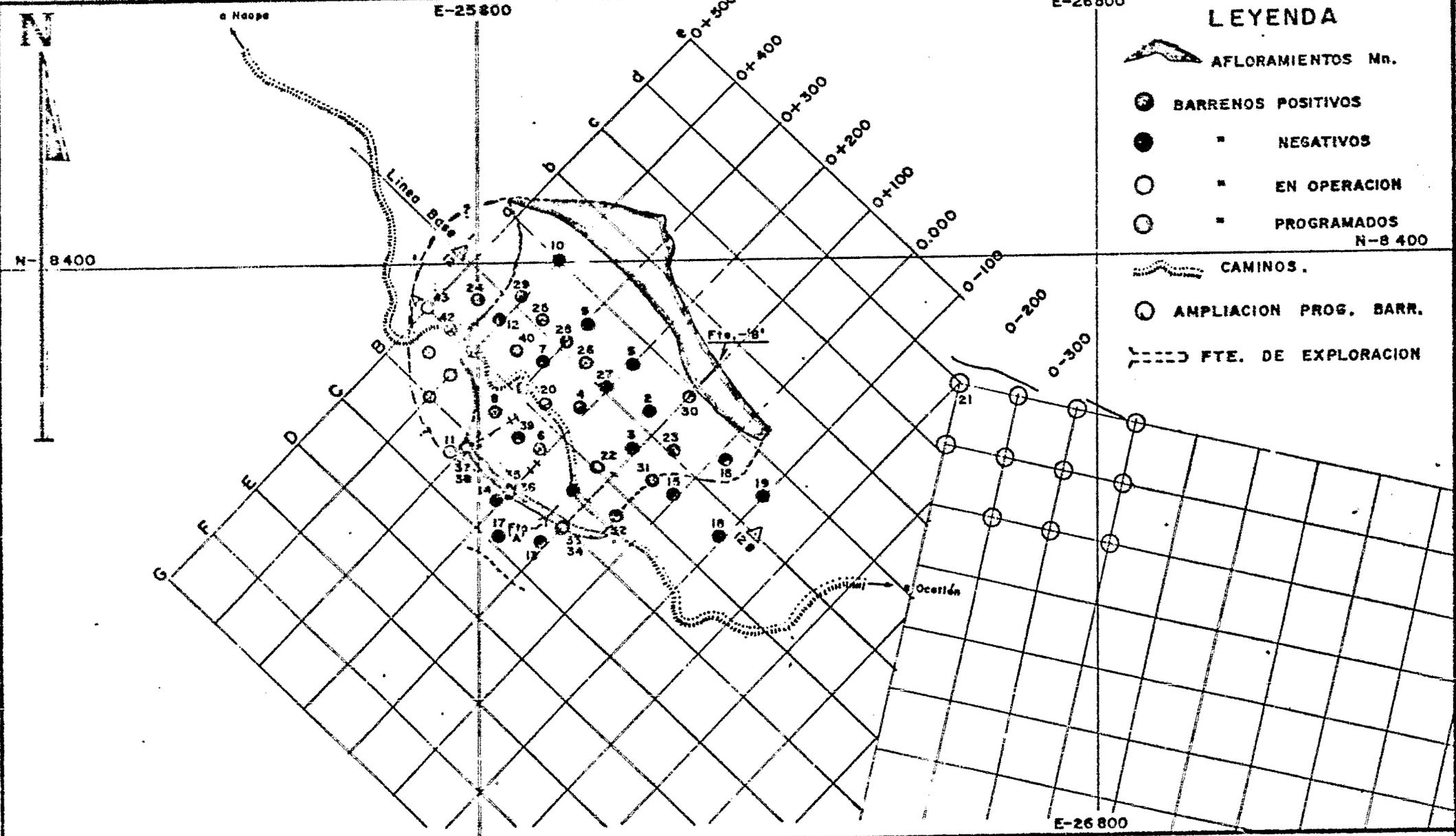
AREA PROGRAMADA PARA Mapear EN 1977

KILOMETROS  
0 1 2 3 4 5

FIGURA 1

UNAM  
 JAVIER A. ROJAS JIMENEZ  
 TESIS PROFESIONAL  
 GEOLOGIA GENERAL DEL DISTRITO  
 MANGANESIFERO DE MOLANGO 1977





Proyecto	A. Cabrera B.
Geología	A. Cabrera B.
Dibujo	J. Sánchez S.
Revisó	A. Cabrera B.
Aprobó	
Escala	1:10,000
Fecha	20-ENE-78
3-MGO-3-26127S	

	<b>COMPAÑIA MINERA AUTLAN</b> S.A. de C.V.
	<b>PROGRAMA DE BARRENACION</b> EN NAOPA

FIG. 2.

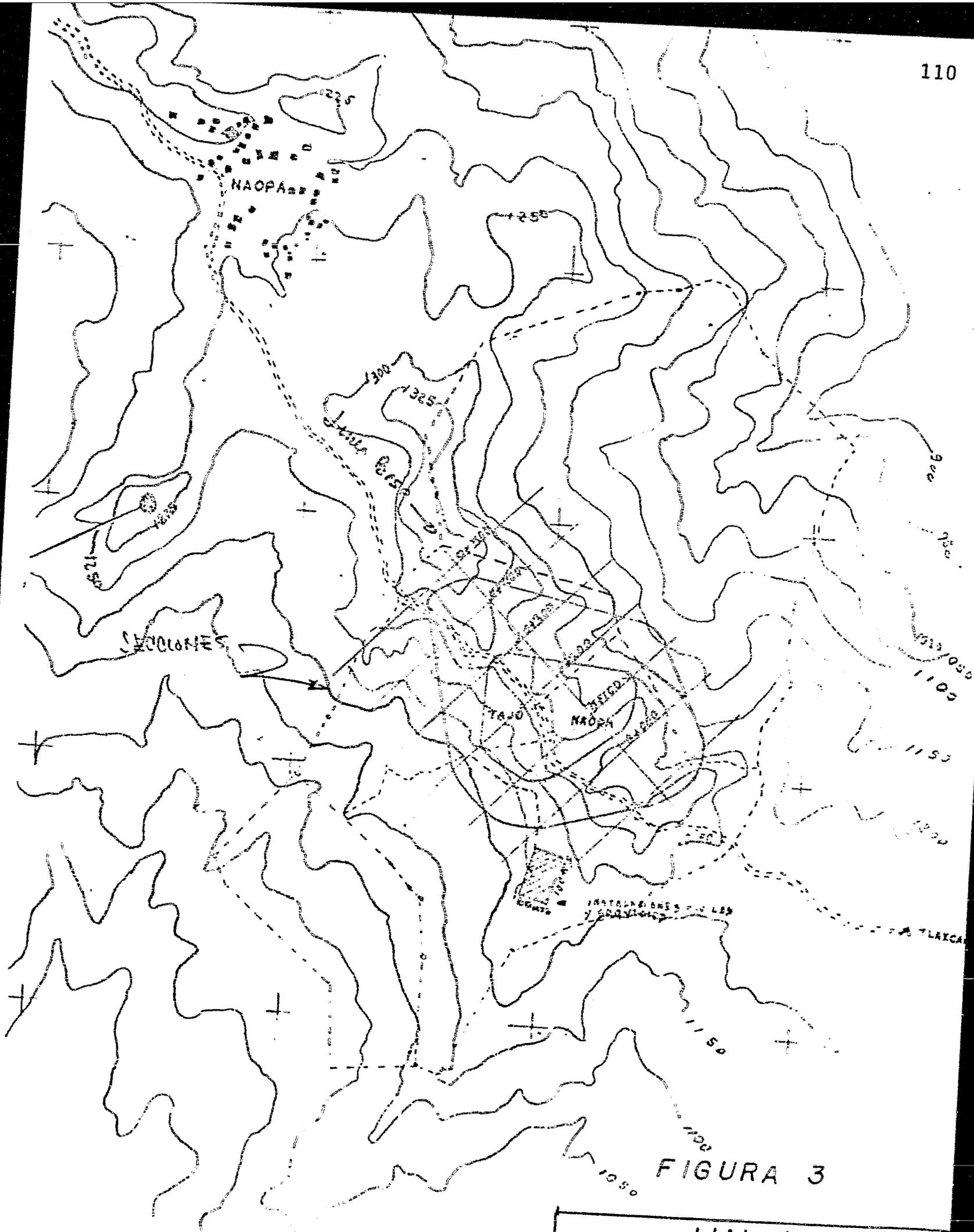
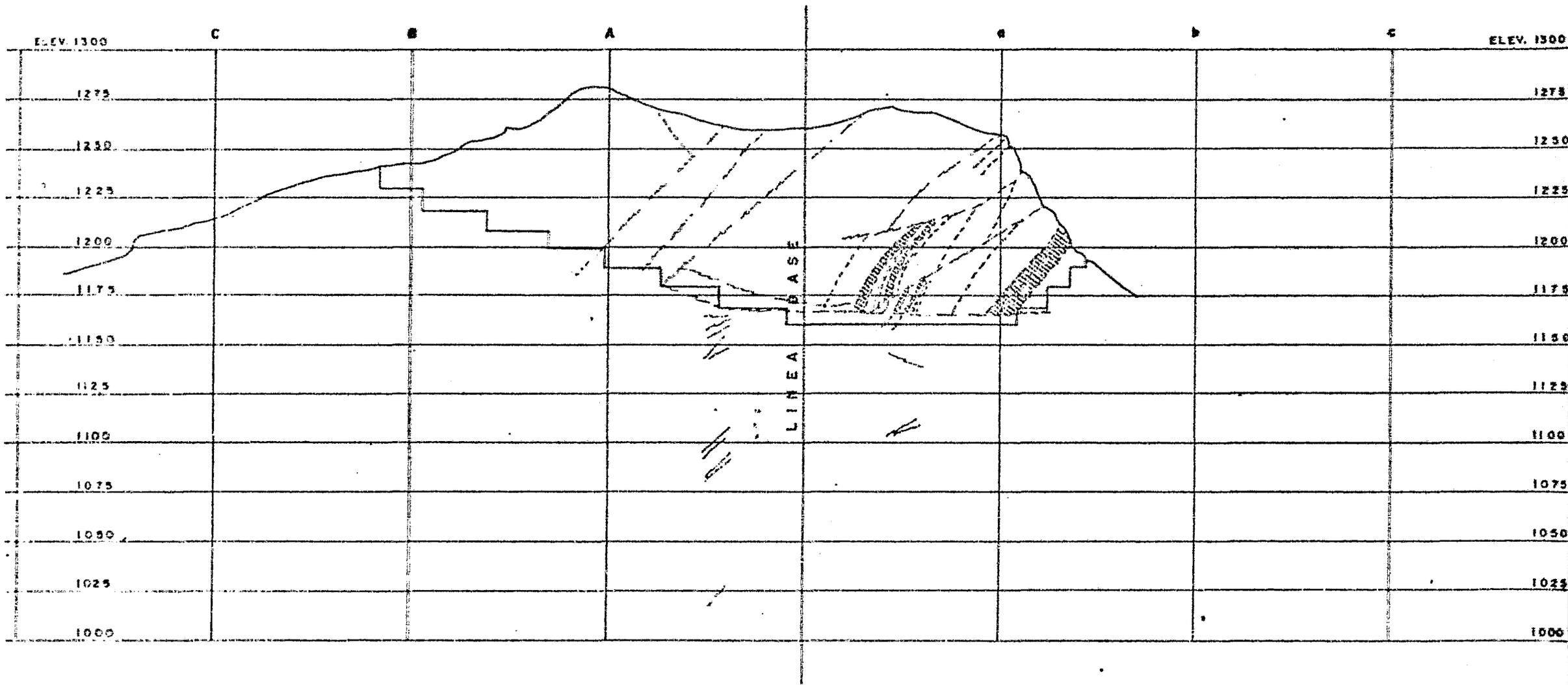


FIGURA 3

UNAM  
 TESIS PROFESIONAL  
 J. ROJAS J. E. S. I.  
 LOCALIZACION GENERAL





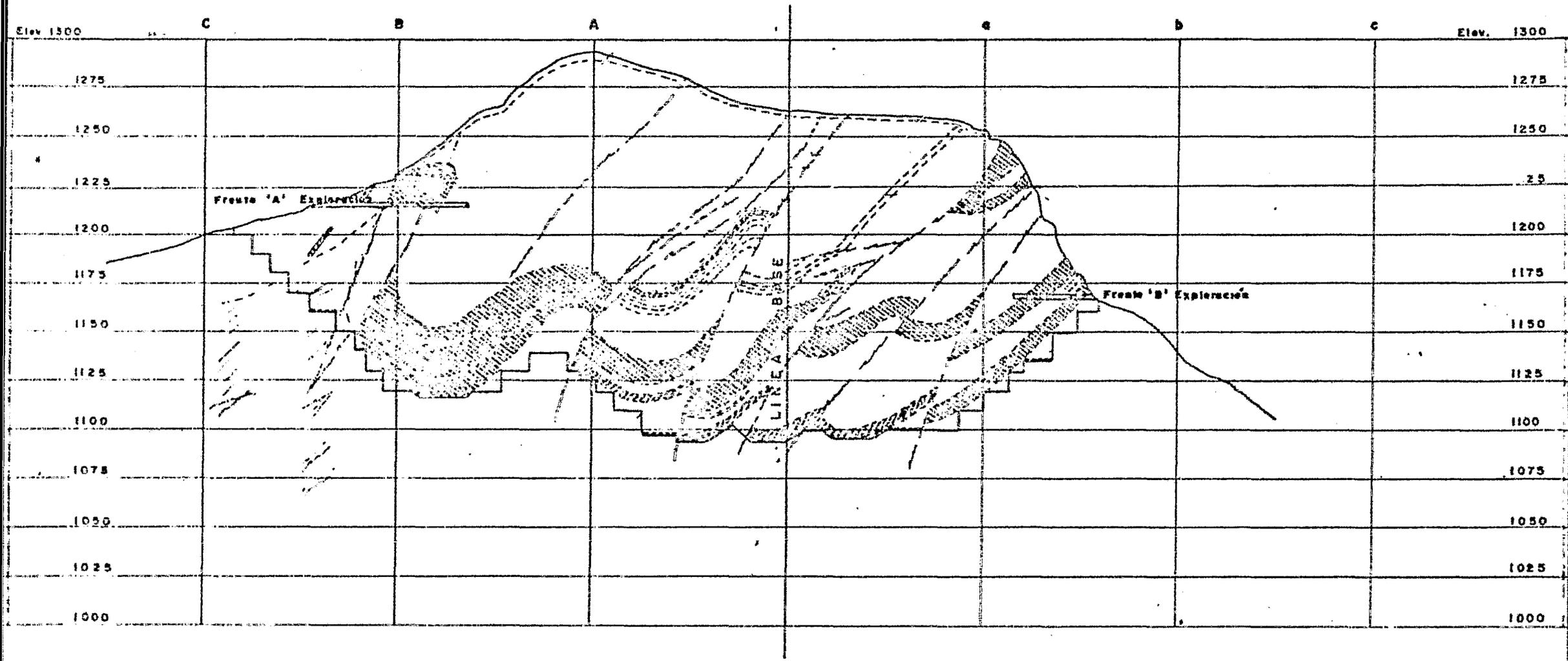
MINERAL DE ALIMENTACION PARA EL HORNO

FIGURA 5


SECCION 0+000  
"AREA NAOPA"

UNAM  
TESIS PROFESIONAL

TRAILAS II ELEV. 1300



MINERAL DE ALIMENTACION PARA EL HORNO

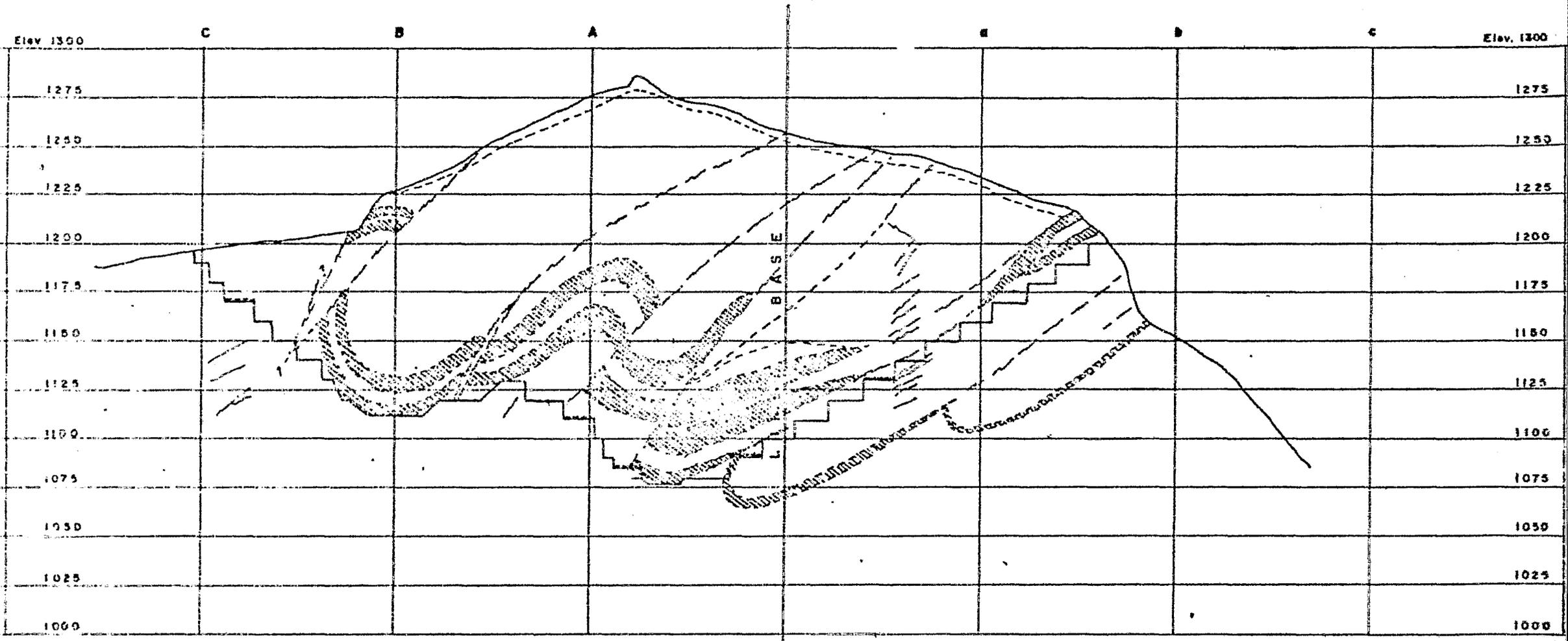
FIGURA 6


SECCION 0+100  
"AREA NAOPA"

U.N.A.M.  
TESIS PROFESIONAL  
J. ROJAS J. ESCALA 1" 3000

CTT

1000



MINERAL DE ALIMENTACION PARA EL HORNO

FIGURA 7


SECCION 0+200  
"AREA NAOPA"

UNAM  
TESIS PROFESIONAL

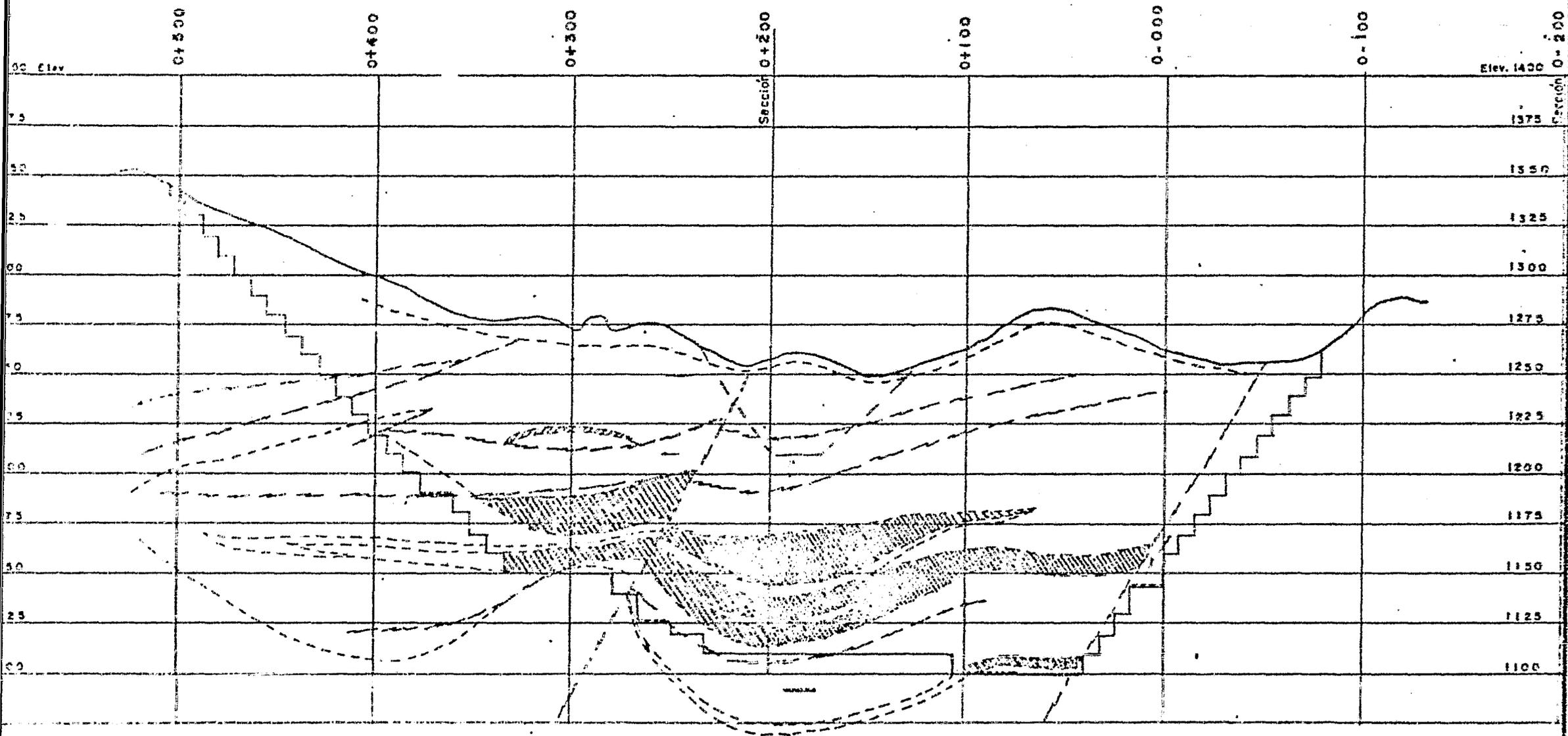
J. ROJAS J.

Escale 1:3000









MINERAL DE ALIMENTACION PARA EL HORNO

FIGURA II

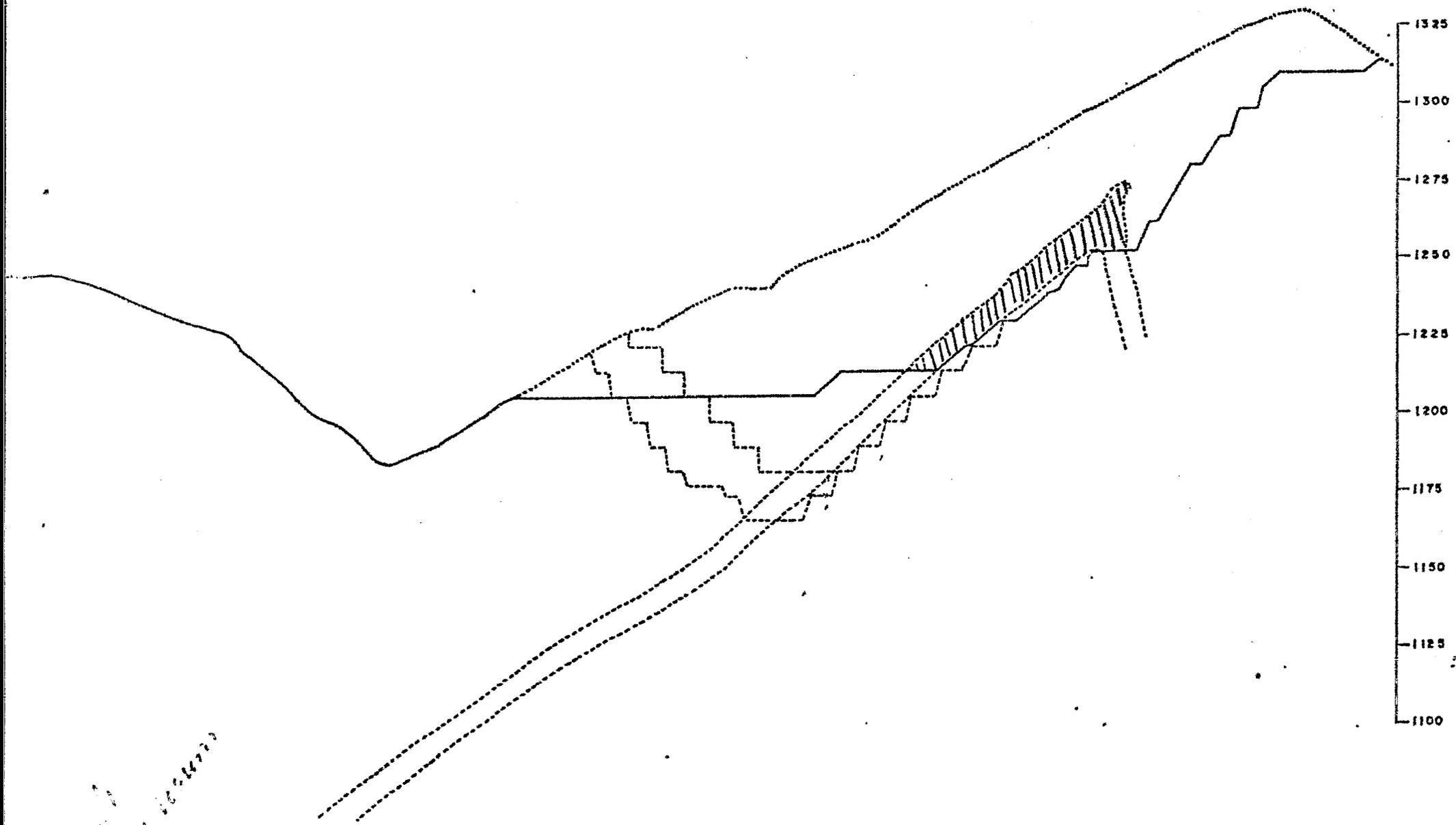
UNAM

TESIS PROFESIONAL

J. ROJAS J.

Escala — 1:3000

SECCION LINEA BASE  
 Rumbo NW 45°43'55"ViendoNE  
 "AREA NAQPA"

ZONA EXPLOTADA

FIGURA 12

UNAM  
 TESIS PROFESIONAL  
 SECCION TRANSVERSAL 0+300 TAJO TETZ.  
 MOSTRANDO AMPLIACION

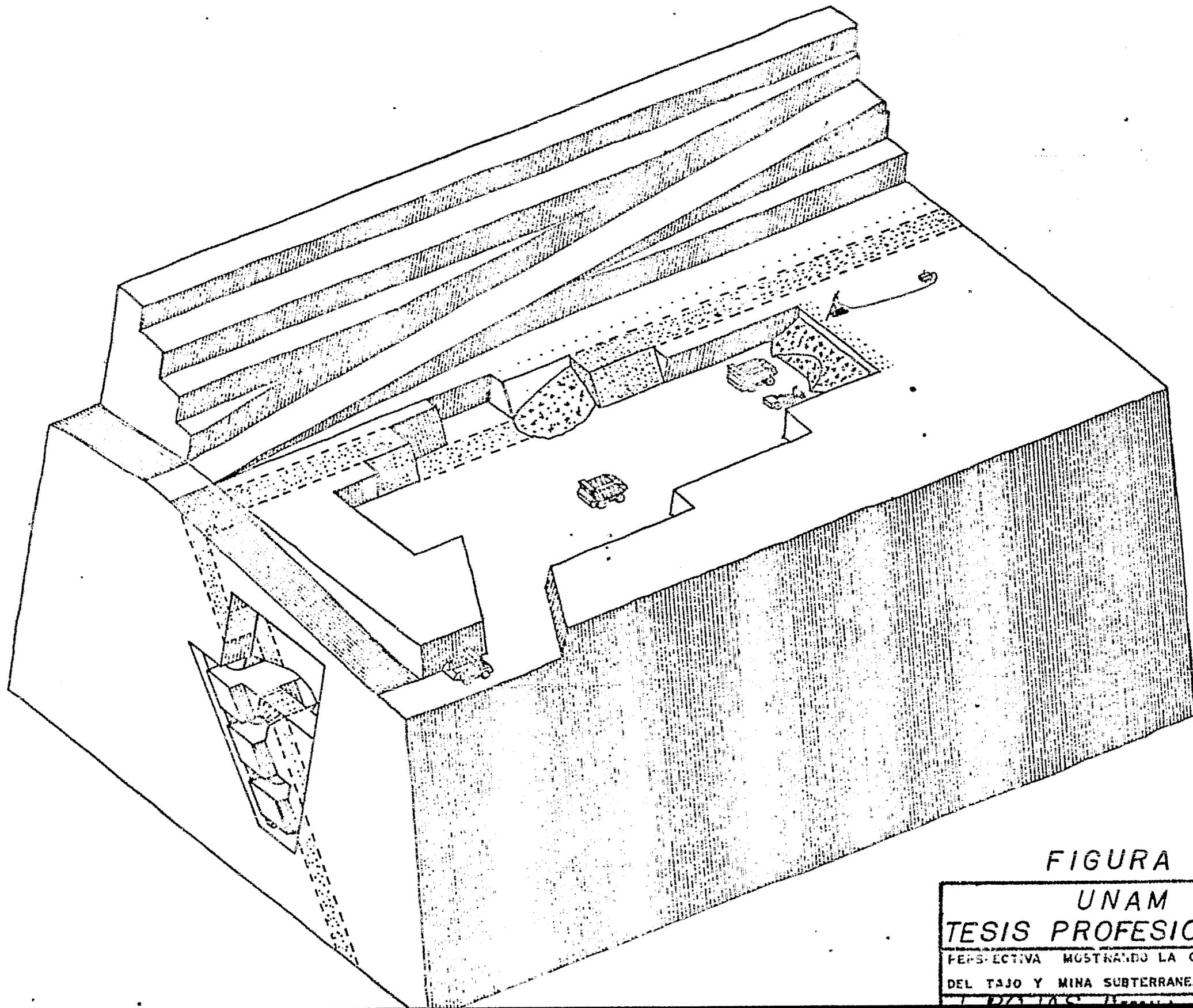
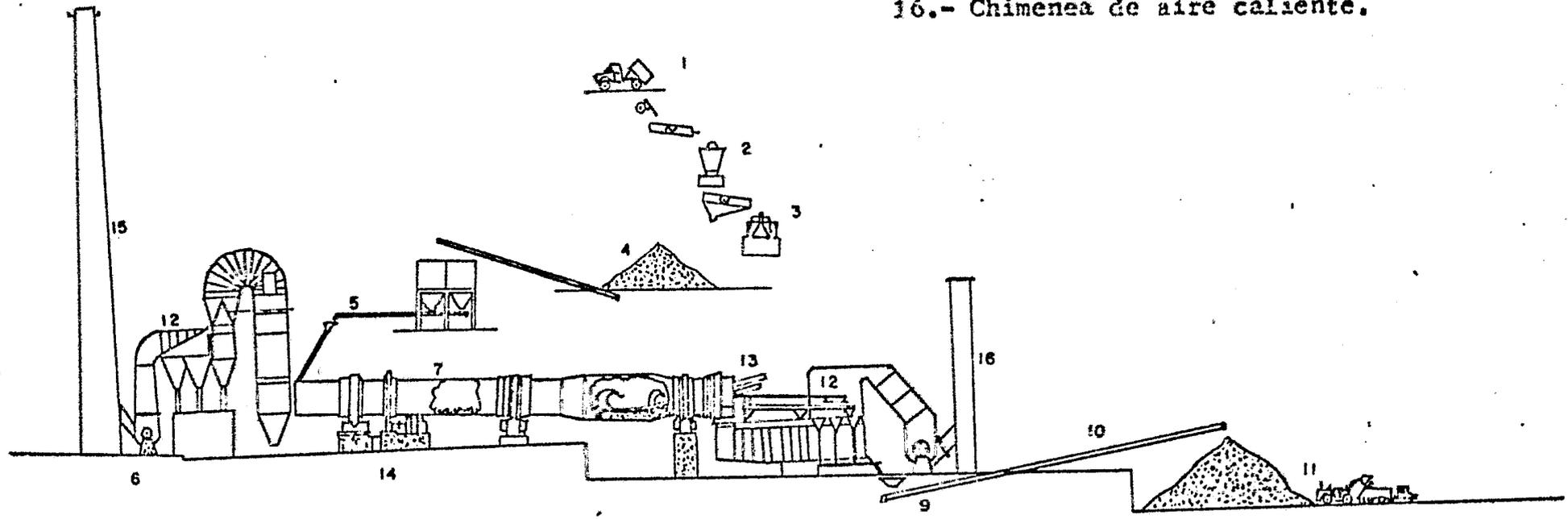


FIGURA 13

UNAM  
TESIS PROFESIONAL  
PERSPECTIVA MOSTRANDO LA OPERACION  
DEL TAJO Y MINA SUBTERRANEA TETZIMTLA

- 4.- Almacén y mezcla de crudos.
- 5.- Sistema alimentación Crudos.
- 6.- VIII-V<sub>1</sub> tiro inducido del Horno.
- 7.- Horno rotatorio de nodulización.
- 8.- Enfriador de parrilla recíprocante.
- 9.- IX-1-V tiro inducido del Horno.
- 10.- Sistema descarga de nódulos.
- 11.- Almacén y embarque de nódulos.
- 12.- Cámara de precipitación de polvos.
- 13.- Quemadores
- 14.- Base de la transmisión del Horno.
- 15.- Chimenea de gases
- 16.- Chimenea de aire caliente.



TRITURACION , NODULIZACION Y EMBARQUE DE MANGANESO

FIGURA 14

			HORNO	UNAM
			DE	TESIS PROFESIONAL
			NODULIZACION	JAVIER A. ROJAS J.

TABLA 1  
 PROYECTO NAOPA  
 MINERÍA  
 PROGRAMA DE PRODUCCION A LARGO PLAZO

	78	79	80	81	82	83	84	85	86	87	TOTAL
NODULOS H-1 *	-	-	154	241	195	150	125	125	125	125	1'240
NODULOS H-2	-	-	-	75	225	225	225	225	225	225	1'425
CRUDO P/HORNO No. 1	-	-	245	385	310	240	200	200	200	200	1'980
CRUDO P/HORNO No. 2	-	-	-	120	355	355	355	355	355	355	2'250
TOTAL CRUDO	-	-	245	505	665	595	555	555	555	555	4'230
DESCAPOTE INICIAL	2'700 <sup>⊕</sup>	2'700 <sup>⊕</sup>	-	-	-	-	-	-	-	-	-
DESCAPOTE	-	-	380516	784438	703282	8924109	861984	861984	861984	861984	
RELACION ESTERIL/MINERAL	-	-	4.97:1	4.97	4.97	4.97	4.97	4.97	4.97	4.97	
COSTO POR TON. LAB. C.P. TETZ.**	-	-	129.95	126.93	123.91	120.89	117.88	117.88	117.88	117.88	

\* Producción de Nódulos del Horno-1 a partir de Carbonatos de Naopa.

⊕ Descapote realizado por Contratista como inversión.

\*\* Incluye la amortización de la inversión del descapote inicial.

TABLA 2

CALCULO DE RESERVAS Y LEY MEDIA EN NAOPA  
AL 20 DE FEBRERO DE 1977.

SECCION	TONELADAS	% Mn	% Fe	% Insol.	% CaO	% CO <sub>2</sub>	PxG	Mn/Fe
0+000								
0+100	875,000	27.22	6.50	9.12	4.93	26.79	29.56	4.19
0+200	2'383,000	28.15	6.38	10.33	3.20	25.27	29.46	4.41
0+300	1'425,000	28.39	6.27	10.68	3.07	24.43	26.93	4.53
0+400	809,000	25.38	5.47	10.00	3.73	25.49	28.65	4.63
0+500	<u>308,000</u>	<u>25.38</u>	<u>5.47</u>	<u>10.00</u>	<u>3.73</u>	<u>25.49</u>	<u>28.65</u>	<u>4.63</u>
TOTAL	5'800,000	27.58	6.21	10.18	3.52	25.32	28.70	4.44

TABLA 3  
PROYECTO NAOPA  
MINERIA  
VOLUMENES A MOVER

CCO.	M A T E R I A L	0+000	0+100	0+200	0+300	0+400	TOTAL
1280	Descapote	-	14,100	16,850	19,650	16,900	67,500
	Mineral						
	Calidad Intermedia						
	Baja Ley						
1270	Descapote	-	46,850	59,550	53,250	40,550	200,200
	Mineral						
	Calidad Intermedia						
	Baja Ley						
1260	Descapote	1,900	78,800	126,900	129,800	79,800	417,200
	Mineral						
	Calidad Intermedia						
	Baja Ley	35,250	35,250	-	-	-	70,500
1250	Descapote	59,150	178,000	179,850	177,050	116,050	710,100
	Mineral						
	Calidad Intermedia	650	3,900	3,250	-	-	7,800
	Baja Ley	1,500	1,500	-	-	-	3,000
1240	Descapote	50,750	157,500	218,900	230,400	118,250	775,800
	Mineral	-	1,250	1,250	-	-	2,500
	Calidad Intermedia	2,800	18,250	15,450	-	-	36,500
	Baja Ley	10,850	10,850	-	-	-	21,700
1230	Descapote	41,250	130,850	232,100	260,000	117,500	781,700
	Mineral	-	11,600	11,600	-	-	23,200
	Calidad Intermedia	2,250	11,100	8,850	-	-	22,200
	Baja Ley	17,600	17,600	-	-	-	35,200
1220	Descapote	32,950	156,500	274,450	233,750	82,850	780,500
	Mineral	-	18,550	19,050	6,300	5,800	49,700
	Calidad Intermedia	7,750	31,350	23,600	1,950	1,950	66,000
	Baja Ley	19,100	21,600	12,100	24,600	15,000	92,400
1210	Descapote	29,100	157,450	274,100	218,450	72,700	751,800
	Mineral	1,250	15,700	19,600	19,300	14,150	70,000
	Calidad Intermedia	7,100	35,700	29,600	2,700	1,700	76,800
	Baja Ley	26,100	39,000	35,850	37,950	15,000	153,900
1200	Descapote	24,450	159,200	267,350	198,600	66,000	715,600
	Mineral	10,750	12,100	16,600	27,750	12,500	79,700
	Calidad Intermedia	4,500	37,000	38,000	7,000	1,500	88,000
	Baja Ley	28,000	53,050	68,200	57,250	14,100	220,600

TABLA 3  
PROYECTO NAOPA  
MINERIA  
VOLUMENES A MOVER

(Continuación)

BCO.	M A T E R I A L	0+000	0+100	0+200	0+300	0+400	TOTAL
1190	Descapote	27,600	151,550	277,350	207,250	53,850	717,600
	Minería	13,900	15,750	13,350	27,050	15,550	85,600
	Calidad Intermedia	2,750	28,850	31,000	6,050	1,150	69,800
	Baja Ley	25,550	71,200	91,850	61,200	15,000	264,800
1180	Descapote	25,500	136,950	265,050	202,250	48,650	678,400
	Mineral	12,700	28,900	41,400	39,450	14,250	136,700
	Calidad Intermedia	3,050	23,350	22,700	3,750	1,350	54,200
	Baja Ley	20,200	69,750	72,050	34,500	12,000	208,500
1170	Descapote	12,000	87,350	184,850	140,000	30,500	454,700
	Mineral	11,900	53,350	58,550	36,500	19,400	179,700
	Calidad Intermedia	2,500	30,650	33,400	7,150	1,900	75,600
	Baja Ley	16,000	65,950	112,200	79,150	16,900	290,200
1160	Descapote	5,350	83,550	166,350	108,250	20,100	383,600
	Mineral	4,550	62,150	79,350	43,550	21,800	211,400
	Calidad Intermedia	1,000	34,800	42,950	12,400	3,250	94,400
	Baja Ley	8,000	34,400	88,150	78,750	17,000	226,300
1150	Descapote	-	80,350	165,450	109,000	23,900	378,700
	Mineral	-	76,250	102,250	50,550	22,050	251,100
	Calidad Intermedia	-	11,700	20,200	8,750	250	40,900
	Baja Ley	-	20,300	75,150	58,050	3,200	156,700
1140	Descapote	-	57,700	121,100	88,800	25,400	293,000
	Mineral	-	82,050	120,000	53,350	15,400	270,800
	Calidad Intermedia	-	7,500	23,400	15,150	250	45,055
	Baja Ley	-	32,300	74,000	41,700	-	148,800
1130	Descapote	-	32,250	67,300	55,300	20,250	175,100
	Mineral	-	70,550	131,350	71,050	10,280	283,200
	Calidad Intermedia	-	7,100	30,750	24,800	1,150	63,800
	Baja Ley	-	50,800	78,000	27,200	-	156,000
1120	Descapote	-	16,750	40,550	35,050	11,250	103,600
	Mineral	-	54,600	118,500	74,900	11,000	259,000
	Calidad Intermedia	-	5,350	27,450	23,000	900	56,700
	Baja Ley	-	65,050	89,800	24,750	-	179,600
1110	Descapote	-	16,850	30,750	18,150	4,250	70,000
	Mineral	-	35,050	78,550	52,750	9,250	175,600
	Calidad Intermedia	-	1,600	5,850	5,750	1,500	14,700
	Baja Ley	-	45,050	57,200	10,150	-	114,400

(Continúa)

TABLA 3  
 PROYECTO NAOPA  
 MINERIA  
 VOLUMENES A MOVER

(Continuación)

BCO.	M A T E R I A L	0+000	0+100	0+200	0+300	0+400	TOTAL
1100	Descapote	-	23,350	43,450	20,100	-	86,900
	Mineral	-	21,650	45,150	23,500	-	90,300
	Calidad Intermedia	-	7,350	9,600	2,250	-	19,200
	Baja Ley	-	26,250	35,600	9,350	-	71,200
1090	Descapote	-	2,250	14,750	12,500	-	29,500
	Mineral	-	12,150	24,900	12,750	-	49,800
	Calidad Intermedia	-	250	250	-	-	500
	Baja Ley	-	1,000	19,600	18,600	-	39,200
1080	Descapote	-	-	7,750	7,750	-	15,550
	Mineral	-	-	9,350	9,350	-	18,700
	Calidad Intermedia	-	-	-	-	-	-
	Baja Ley	-	-	10,900	10,900	-	21,800
1070	Descapote	-	-	-	-	-	-
	Mineral	-	-	2,250	2,250	-	4,500
	<b>TOTAL DESCAPOTE</b>						<b>14* 136,055</b>

# MINERIA - SISTEMA DE EXPLOTACION EVALUACION DE LAS ALTERNATIVAS

## T A B L A 4

Nº	O B J E T I V O		* PESO	T A J O A B I E R T O			H U N D I M I E N T O x S. N.			C O R T E Y R E L L E N O		
	NATURALEZA	DESCRIPCION		Calif	PUNTOS	TOTAL		PUNTOS	TOTAL		PUNTOS	TOTAL
1	DESEABLE	RECUPERACION MINERA 95 %	10	100%	10	100	65%	6.5	65	100%	10	100
2	DESEABLE	COSTO DE EXPLOTACION MAXIMO \$130.ºº/TON.	10	130	10	100	150	8.6	86	200	5.3	53
3	DESEABLE	GRADO DE MECANIZACION MINIMO 95 %	9	100	10	90	95	9.5	85	75	7.5	67
4	DESEABLE	UTILIZA EQUIPO MINERO	10	SI	10	100	NO	0	0	NO	0	0
5	DESEABLE	INDICE POT FREQ. ACC. MIN 0	10	1	10	100	7	3	30	3	7	70
		INDICE POT.GRAV. ACC.		1	10	100	6	4	40	4	6	60
6	DESEABLE	COMPETENCIA REQUERIDA TRABAJADORES MAXIMO 5	7	5	10	70	6	8	56	8	4	28
7	DESEABLE	PUEDE VARIAR FACILMENTE EL RITMO DE PRODUCCION	6	SI	10	60	SI	10	60	NO	0	0
8	DESEABLE	PRODUCTIVIDAD POR HOMBRE TURNO MINIMO 25 TONS.	9	27	10	90	20	7.4	66	10	3.7	33
9	DESEABLE	ES FLEXIBLE PARA ABSORVER DESPLAZAMIENTOS DEL CUERPO	10	SI	10	100	NO	0	0	NO	0	0
<b>GRAN TOTAL</b>						<b>910</b>			<b>488</b>			<b>411</b>

ALTERNATIVA  
OPTIMA

\* PESO DEL OBJETIVO EN LA DECISION VALORA 0 EN UNA ESCALA ARBITRARIA DEL 1 AL 10

## BIBLIOGRAFIA

1. Cabrera Barroso, Alejandro.- Depto. de Geología., Cía. Minera Autlán, S.A. de C.V. Comunicación Personal.
2. Cummins B., Arthur & Given A. Ivan (Editors).- SME Mining Engineering Handbook, Vols. I y II (1973) - Society of Mining Engineers of AIME, MUDD Series, New York, N. Y.
3. Gallegos, Francisco.- Depto, de Metalurgia., Cía. Minera Autlán, S. A. de C.V. Comunicación Personal.
4. Lewis S. 'Rbbert & Clark B. George.- Elements of Mining, 3rd. Edition (1964) - John Wiley & Sons, New York, N.Y.
5. Pfleider P., Eugene (Editor).- Surface Mining (1968).- Society of Mining Engineers of Aime, New Yorsk, N.Y.
6. Tavera, Eugenio y Alejandri , Rafael.- Depto. de Geología Cía. Minera Autlán, S.A. de C.V. Comunicación Personal.