



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

**PROYECTO MINERO NAOPA,
SITUADO EN MOLANGO,
ESTADO DE 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 :

Carlos Augusto Sención Méndez

MEXICO, D.F.

1983



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

DEDICATORIAS

Con amor y agradecimiento, por su apoyo
constante y leal, a mi Esposa:

DRA. JARMEN MARIA GERMOSO ARIAS.

Con amor y respeto, a la memoria de mi
Abuela y mi Madre:

JARCLA NOBOA, VDA. SENCION.

MARIA DE LOS ANGELES NOBOA MARTINEZ.

Por su apoyo y ayuda académica, con
estimación y agradecimiento, al Director
del presente estudio:

M.I. DAVID GOMEZ RUIZ.

A LA FACULTAD DE INGENIERIA.

A TODOS LOS MIEMBROS DE LA FACULTAD DE
INGENIERIA.



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA

FACULTAD DE INGENIERIA
Dirección
60-I-145

Señor SENCION MENDEZ CARLOS AUGUSTO ISAIAS.
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. M. I.- David Gómez Ruiz, para que lo desarrolle como tesis para su - - Examen Profesional de la carrera de INGENIERO DE MINAS Y METALUR GISTA.

"PROYECTO MINERO NAOPA, SITUADO EN MOLANGO, ESTADO DE HIDALGO"

RESUMEN.

- I GENERALIDADES.
- II GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS.
- III ESTUDIO PRELIMINAR DE VIABILIDAD.
- IV DISEÑO Y PLANEACION DEL TAJO NAOPA.
- V SELECCION DEL EQUIPO.
- VI ESTUDIO ECONOMICO.
- VII 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., 30 de noviembre de 1982.

EL DIRECTOR


Ing. Javier Jiménez Espriú.

JJE'MRV!gtg

I N D I C E .-

PROYECTO MINERO NAOPA, SITUADO EN ROLANSO, ESTADO DE HIDALGO.-

Resumen.-	Páginas
Capítulo I.- Generalidades.-	1
I.1.- Datos Históricos del Area de Naopa.-	
I.2.- Localización y Vías de Comunicación del Area de Naopa.-	
I.3.- Población y Cultura.-	
I.4.- Clima, Vegetación y Variedades Animales.-	
I.5.- Topografía.-	
Capítulo II.- Geología y Cálculo de Reservas.- ..	7
II.1.- Geología Regional.-	
II.2.- Fisiografía.-	
II.3.- Tectónica.-	
II.4.- Hidrología.-	
II.5.- Estratigrafía.-	
II.6.- Geología del Yacimiento, Su Origen y Clasi- ficación. Mineralogía.	
II.7.- Depósito de Manganeso.-	
II.8.- Exploración de la Zona de Naopa.-	
II.8.1.- Geología Superficial.-	
II.8.2.- Magnetometría.-	
II.8.3.- Barrenación a Diamante.-	
II.8.4.- Obras Directas.-	
II.9.- Morfología y Estructura del Yacimiento. Fa- llos y Fracturas.	
II.10.- Cálculo de Reservas.-	

Capítulo III.- Estudio Preliminar de Viabilidad.-	26
III.1.- Situación Legal.-	
III.2.- Aspecto Geográfico.-	
III.3.- Disponibilidad de Mano de Obra.-	
III.4.- Selección del Método de Explotación.-	
III.5.- Tratamiento Metalúrgico del Mineral.-	
III.6.- Estudio del Mercado.-	
III.7.- Análisis Económico.-	
III.7.1.- Vida Operativa de la Mina.-	
III.7.2.- Cálculo de la Inversión del Capital.-	
III.7.3.- Cálculo del Ingreso y de las Deducciones por Toneladas.-	
III.7.4.- Cálculo del Flujo de Caja Anual.-	
Capítulo IV.- Diseño y Planeación del Tajo.-	39
IV.1.- Geometría del Tajo.-	
IV.1.1.- Superficie Final del Tajo.-	
IV.1.2.- Cálculo de la Pendiente Final del Tajo.-	
IV.1.2.1.- Estudio de Mecánica de Rocas.-	
IV.1.2.2.- Efectos del Agua Subterránea.-	
IV.1.2.3.- Influencia de la Voladura y Diseño Ini- cial.-	
IV.1.3.- Cálculo de la Altura de los Bancos y Pen- diente de Trabajo.-	
IV.1.4.- Red de Caminos de Comunicación y Rampa Ge- neral de Acarreo.-	
IV.1.5.- Determinación de las Reservas del Yaci- miento y Desagüe del Tajo.-	
IV.2.- Programa del Minado y Operacional del Tajo.-	
IV.3.- Obras para el Inicio del Tajo. Caminos, Obras de Infraestructura.-	
IV.4.- Características del Diseño y la Planeación.-	

	Páginas
Capítulo V.- Determinación del Equipo.-	60
V.1.- Cálculo del Tonelaje Esperado.-	
V.2.- Cálculo de la Maquinaria.-	
V.2.1.- Máquinas Perforadoras.-	
V.2.1.1.- Perforadora Rock-810, Atlas Copco- Hidráulica.-	
V.2.1.2.- Perforadora Rotatoria R.DG-Gardner -- Denver 30.-	
V.2.2.- Cargador de Carga y Rezagado de Mineral.-	
V.2.2.1.- Cargador Frontal 992 y 966G-Caterpillar.-	
V.2.3.- Equipo de Descapote. Camión 773B-Cater- pillar.-	
V.2.4.- Equipos Auxiliares.-	
V.2.5.- Maquinaria Requerida para la Operación -- del Tajo.-	
 Capítulo VI.- Estudio Económico.-	 77
VI.1.- Monto de la Inversión. Compra de Terrenos.-	
VI.1.1.- Jamino a la Zona de Naopa.-	
VI.1.2.- Inversión en las Obras de Infraestructura.-	
VI.1.3.- Compra de Maquinaria.-	
VI.1.4.- Sumario del Capital Invertido.-	
VI.2.- Costos Estimados de Perforación, Voladura, - Cargado y Rezagado.	
VI.2.1.- Costos de Transporte del Mineral y del Pe- petate.-	
VI.2.2.- Valor de la Maquinaria en Existencia.-	
VI.2.3.- Costo de la Mano de Obra.-	
VI.2.4.- Sumario de los Costos de Operación.-	
VI.3.- Costo del Tratamiento Metalúrgico (Nodulización).-	
VI.4.- Costos de Transporte.-	

VI.5.- Costos Indirectos.-	
VI.6.- Ingresos por Ventas.-	
VI.7.- Análisis de Viabilidad.-	
VI.7.1.- Flujo de Caja.-	
VI.7.2.- Cálculo del Período de Cancelación de la Inversión.-	
VI.7.3.- Cálculo del Valor Presente Neto y de la Ganancia.-	
Capítulo VII.- Conclusiones y Recomendaciones.-	98
VII.1.- Conclusiones.-	
VII.2.- Recomendaciones.-	
Bibliografía.-	
Anexos.-	

RESUMEN

La zona de Naopa tiene un área de 0.24 kilómetros², está situada 11 kilómetros en línea recta al Sur del poblado de Otongo, y a unos 10 kilómetros al Noreste de Molango, Estado de Hidalgo; se ubica dentro del Municipio de Molango, Hidalgo. Se comunica por un camino de terracería de 7 kilómetros de longitud con la carretera federal México-Tampico. La región es muy húmeda, con lluvias frecuentes.

En la zona se observa una etapa fisiográfica entre joven y madura; la estratigrafía está compuesta por una variedad de rocas sedimentarias y derrames volcánicos; las formaciones estudiadas en la actualidad son: Formación Guacamaya, Huizachal, Huayacocotla, Cahuasas, Tepexic, Santiago, Chipoco, Pimienta y un Horizonte Manganesífero.

El yacimiento mineral se puede clasificar, sin lugar a dudas, dentro de los depósitos singenéticos sedimentarios, y su mineralogía está compuesta por minerales tales como: Rodocrocita, Calcita, Magnetita, Magnesita, Hematita, y otros de menor importancia, como son: Caolinita, Clorita y Pirolusita.

La exploración del área se efectuó mediante levantamientos geológicos superficiales, levantamientos por magnetometría, barrenación a Diamante y obras directas, - -

arrojando una estimación de reservas de 6,100,000 toneladas, con una ley promedio de 27.7% de Manganeso. El yacimiento tiene forma estructural de un sinclinal recumbente, con muchas fracturas y fallas.

Con respecto a la situación legal del área, los terrenos son de la comunidad de Naopa y piden \$40,000 por hectárea, y \$5.00 por tonelada procesada, por concepto de regalías. Además, cuenta con un tendido de energía eléctrica de la Comisión Federal de Electricidad, y un afluyente, a unos 2.5 kilómetros, para traer el agua. La disponibilidad de mano de obra es buena, debido a que en poco tiempo el Tajo Petzintla tendrá que acabar su operación minera por el agotamiento de sus reservas minerales

Teniendo como base los costos actuales de operación del Tajo Petzintla, análisis de venta del mineral, y los costos por acarreo y proceso, se hizo el análisis económico, el cual no dió muy buenos resultados, pero dejó entrever posibilidades de la explotación del yacimiento.

La relación de descapote permisible es de 11.5:1; - la pendiente de trabajo se calculó tomando en cuenta las estructuras geológicas; la influencia del agua y los efectos de las disparadas, permitieron determinar que para el azimut de las fallas y fracturas de 102 a 502, el ángulo de la pendiente sería de 452; de 302 a 1902, el -

ángulo de la pendiente sería de 50º; y de 190º a 10º, dicho ángulo sería de 40º. Señalando con estas dos últimas restricciones el límite final del Tajo Naopa.

Los bancos tienen una altura de 10 m, debido a los posibles desprendimientos del terreno, y tomando en cuenta que el equipo de rezago será un cargador frontal sobre neumáticos. La pendiente de los bancos será de 75º en condiciones buenas, y de 60º donde el buzamiento de la estratificación sea hacia el talud. La pendiente general de la rampa de acceso y de acarreo es de 6º constante, y su ancho de 16 m, teniendo en cuenta un metro para cunetas.

Al determinarse los límites del Tajo, se realizó -- una nueva cubicación por bancos y calidades, arrojando -- un total de 5,987,640 toneladas de mineral, y 55,400,000 toneladas de material por descapotar. Por estas razones, para realizar la planeación del minado, se consideró en este proyecto que lo mejor es descapotar durante los dos primeros años, y los siguientes iniciar una producción -- anual de mineral, constante, y un descapote variable según las leyes del cuerpo mineral.

El cálculo de los equipos se hizo de acuerdo con -- los precios existentes en el mercado, y los equipos de -- operación de Tetzintla, afectados por factores tales como eficiencias, disponibilidades y coeficientes de tra--

bajo esperados; quedó de la manera siguiente: Dos perforadoras Rotarias para diámetro de 6.25 pulgadas; dos -- Track-Drills Hidráulicos para barrenación de 3.5 pulgadas; tres Cargadores Frontales tipo Caterpillar 992; un cargador Frontal tipo Caterpillar 966C; 12 camiones de acarreo, tipo Caterpillar 773, y tres Tractores, tipo Caterpillar D9H; dos Motoconformadoras, tipo Caterpillar -- 14G; un Camión engrasador; una Fipa de agua; dos Camionetas Ford Pick Up de 0.75 ton; una Camioneta Ford tipo Estacas de 3 ton, y una compactadora vibratoria.

La inversión de capital, incluyendo la compra de terrenos, costo del camino de acceso, campamentos (talleres y oficinas), instalación de energía eléctrica y agua, compra del equipo necesario, dió una inversión de -- -- -- \$1,052.00 millones, M.N.

Los costos de operación (mineral + tepetate), tomaron en cuenta la barrenación, voladura, cargaio, rezagado y acarreo, por el equipo auxiliar; dando un monto de costo por tonelada en mineral de: \$301.53/ton., y en descapote de \$80.40/ton; los costos por el proceso de nodulización se estimaron en \$108.73/ton; el embarque en -- \$410/ton; y los gastos generales en \$22.12/ton; el precio de venta general estimado fue de \$7,900/ton.

Con el aumento acumulativo anual del 6% de los costos se hizo un estudio minucioso de análisis de ingresos

por medio del cual se pudo realizar un cálculo de la ren-
tabilidad de la inversión, la cual es de 52%. El período
de cancelación de la inversión resultó de 6 años, 5 me--
ses; y la ganancia de \$164 millones M.N. Se concluye --
que el yacimiento mineral estudiado "es susceptible de -
explotarse", en cuanto las condiciones económicas del --
país lo permitan.

CAPITULO I

1.- GENERALIDADES.-

1.1.- DATOS HISTORICOS DEL AREA DE NAOPA.-

En el año de 1948, R.W. Imlay y K. Alvarez exponen un trabajo sobre Rocas del Jurásico Superior; pero no se menciona nada del manganeso.

En el año de 1958, el gebusino Erasmo Aparicio -- por medio de la recolección de rocas muestreadas da indicios del manganeso, y los Srs. Moreno del Razo realizan los primeros denuncios de la zona mineralizada.

En el año de 1960, la Cía. Minera Atlán fue invitada a visitar el Distrito de Molango por los Sres. Moreno del Razo, y comisionó a los Ings. Eugenio Laveria y Rafael Alejandrí, quienes hacen los trámites preliminares para el reconocimiento del Distrito de Molango y ponen una oficina provisional de Geología en Molango, Hgo.

La etapa inicial del trabajo consistió en levantamientos y muestreos de los afloramientos importantes conocidos en el área. Posteriormente se hizo Geología de detalle del área que tenía mayor posibilidad de mineralización, culminando con éxito varias de ellas, como -- son: Acocxatlán, Noncalco y Tezcuintla en donde actual--

mente se tienen operaciones mineras.

En el año de 1952, siguiendo un programa de exploración regional, se encontró el yacimiento Manganesífero de Naopa, ubicado con dos afloramientos alineados de NE-SW, llamándolos: Teopica SW, con 250 m. de longitud, y el otro Tetlilco NE, de 600 m. de longitud.

En el año de 1976, se reanudaron los trabajos de exploración con tres barrenos de Diamante, los cuales sirvieron para apoyar la continuidad entre los afloramientos. Debido al éxito obtenido, se programaron 17 barrenos más en una retícula cuadrada a cada 100 m, luego se cerró a cada 50 m. en la zona de mayor interés, y se tiene en la actualidad información de 46 barrenos, de diámetro N.º. Para terminar el programa se han hecho 6 zanjas en los afloramientos NE, a 2 m. de profundidad y se han abierto dos frentes de exploración, una en el afloramiento SW, llamada frente A, y la otra en el NE, denominada frente B.

1.2.- LOCALIZACIÓN Y VÍAS DE COMUNICACIÓN DEL YACIMIENTO DE NAOPA.-

La zona de Naopa se halla situada en el Distrito Manganesífero de Molango, en su centro, el cual se ubica hacia el Noreste del Estado de Hidalgo, con un perímetro de unos 50 km. en dirección NS, y 25 km. en direcon

ción Ew.

Esta zona minera tiene un área de 0.24 km² al Sur del poblado de Otongo, Hidalgo, y sus coordenadas geográficas son: longitud Oeste, 98° 45'; latitud, 20° 54'; altitud, 1,250 m. sobre el nivel del mar.

Se comunica mediante un camino de terracería de 7 km. de longitud con la carretera Federal México-Tampico, en el kilómetro 139 del poblado de Tlacango. En el lado Noroeste, como a un kilómetro de distancia se halla localizado el poblado de Naopa, de donde adquirió su nombre el yacimiento.

1.3.- POBLACION Y CULTURA.-

El poblado de Naopa tiene una Escuela Primaria, y carece de todos los servicios públicos, a excepción de la luz eléctrica. Su abastecimiento principal de ingresos es de la agricultura (café, caña de azúcar, frijol, frutas, maíz), y la cría de ganado vacuno, y su importancia es en el orden mencionado.

Los poblados mas próximos son: Molango a 15 km. - con 5000 habitantes, e Ixtlahuaco a 9 km. con 1500 habitantes. Estos pequeños conglomerados de personas tienen los servicios públicos siguientes: agua potable, - correo, luz eléctrica y teléfono, y son comunicados --

por la carretera Federal México-Tampico.

1.4.- CLIMA, VEGETACION Y VARIEDADES ANIMALES.-

El clima de la zona es cálido en Primavera, Verano y Otoño, con fríos en el Invierno, lo cual propicia que la región sea húmeda, y se cubra de neblina frecuentemente; además, las lluvias son muy abundantes en los meses de Mayo, Junio y continúan hasta Octubre, Noviembre, Diciembre y Enero; los otros meses del año llueve poco, por lo general. Todo esto ocasiona que la materia expuesta a la interperie se descomponga rápidamente.

a).- VEGETACION Y VARIEDADES ANIMALES.-

La vegetación prolifera y variada en las partes bajas es de tipo semitropical, y en las altas, abundan coníferas y forraje típicos de las zonas frías. Entre las especies de árboles se pueden mencionar las siguientes: cedro, encino, ocote, zahuate; de especies menores hay gran variedad de arbustos, helechos y plantas trepadoras, las cuales forman la maleza (hortigas).

En los arroyos, ríos, lagunas, hay abundantes peces como la trucha, bagre, cuya explotación irracional hace que se vaya extinguiendo la especie.

Dentro de los mamíferos hay diferentes especies, -

tales como: cuachacales, tejones y muy pocos venados -- (ya que son perseguidos por su carne y piel); además, - hay osos hormigueros, ardillas, conejos, armadillos y - murciélagos.

Se hallan varios tipos de aves, como las chachalacas, cojolites, gorriones, golondrinas, colibrís, palomas, perdices y clarines; además, existen aves de rapiña, como águilas, halcones, lechuzas, zopilotes.

Hay gran variedad de reptiles, como lagartijas, víboras venenosas (coralillos, maguaguites, metlapiles, - etc). Por lo que respecta a los insectos, esta área es propicia para su existencia.

1.5.- TOPOGRAFIA.-

Gran parte del área del Estado está constituida por terrenos volcánicos áridos, y la otra zona por las serranías del extremo Sur de la Sierra Madre Oriental. El distrito Manganesífero, aunque forma parte de la Sierra, es un terreno rico y fértil, que se localiza a lo largo del lado Oriental de lo que actualmente es una de las carreteras más importantes de la parte central del país. (Ciudad de México-Fuerto de Tampico).

El aspecto del terreno, en general, es extremadamente accidentado, con montes muy agudos y empinados y va--

lles profundos en forma de sinclinales (7).-

Ver Anexo No. 1

CAPITULO II

GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS

11.1.- GEOLOGIA REGIONAL.-

En el Distrito de Molango se hallan extensas superficies cubiertas por rocas volcánicas, principalmente basaltos. En general, se trata de corrientes de lava y acumulaciones piroclásticas. Además, se localizan rocas volcánicas del tipo andesítico, pero no son muy abundantes. En el centro del Distrito, el desagüe ha cortado sedimentos. Hay afloramientos metamórficos del tipo gris, el cual está formado por cuarzo, albita, microclina, ortoclasa, como componentes principales y como minerales accesorios: granate, magnetita e ilmenita, la cual indica que se originó de una roca de tipo ígneo.

11.2.- FISIOGRAFIA.-

Fisiográficamente, la región se localiza dentro de una serie de serranías que corren más o menos paralelas con rumbo NE, las cuales pertenecen al extremo Sur de la Sierra Madre Oriental.

La región presenta un aspecto abrupto y vigoroso con drenaje en forma de sinclinales (v), y serranía en

los anticlinales cuando las formaciones son resistentes a la erosión. Los arroyos pertenecen al sistema fluvial de la Vertiente del Golfo de México, el cual limita al E. y al W. por la Meseta Central.

El Distrito manganesífero de Molango presenta fisiográficamente una etapa transicional entre joven y ma dura, por sus extensas barrancas en forma de sinclinales (V), y por sus valles de poca extensión entre hileras de montañas que se alinean con rumbo N^w 45^o SE. Las elevaciones oscilan entre 400 y 2500 m. sobre el ni vel del mar.

11.3.- TECTONICA.-

La cuenca manganesífera se encuentra sobre un gran levantamiento del basamento que se ha denominado anticlinorio de Huayacocotla.

Se alinea al Norte con el alto del basamento de -- Victoria Sierra del Abra; al Sur con el macizo de Teziu tián, y al Este se halla delimitada por la antefosa de Chicontepec. Forma parte de la Sierra Madre Oriental, y este plegamiento tiene más de 150 km. de longitud, y -- una orientación N^w 45^o.

La región central está profundamente erosionada y deja al descubierto rocas metamórficas precámbricas ó -

hacia los flancos se hallan expuestas capas del Jurásico Superior y del Cretácico.

Las rocas metamórficas precámbricas tienen un sistema de fallas que no cortan a los Estratos del Paleozoico; estos a su vez, muestran intensos plegamientos que difieren de los plegamientos del Triásico y de los Estratos - más jóvenes; lo cual indica que fueron afectados por un evento tectónico diferente, que corresponde a la orogé-- nia de fines del Paleozoico.

Al finalizar el Jurásico Inferior, la zona fue le-- vantada y fuertemente plegada, ocasionando el plegamien-- to de la Formación Huayacocotla. Al finalizar el Cretáci-- co se inició el período orogénico de la Revolución Laramide, que fué el que ocasionó el plegamiento del manto.

11.4.- HIDROLOGIA.-

El drenaje de la zona es del tipo dendrítico, ya -- que los cauces de los arroyos y las corrientes de lluvia siguen una dirección sin rumbo fijo.

Las principales corrientes que siguen el drenaje de la región son: los ríos Claro, San José y Acuepa, todos afluentes del río Pánaco. Los ríos Joyumetla, Echuila y Jainameca son afluentes principales de los ríos Tempoal y Claro, este último afluente principal del río Coctezu-

ma, los cuales originan la cuenca del río Pánuco que desemboca en el Golfo de México.

El área de Naopa está desaguada en su parte Sur--- Oeste por el río Claro. Las corrientes subterráneas son notables, pues son facilitadas por los sistemas estructurales de la región, tales como fisuras y cavernas en rocas ígneas, principalmente.

La precipitación fluvial anual en los últimos diez años ha sido de 1,260 mm, y la máxima de 2,300 mm.

11.5.- ESTRATIGRAFIA.-

Los sedimentos en ésta zona son bastante claros, - observándose en los cortes de carretera, obras mineras, cortes naturales como barrancas y deslaves. De los estudios geocronológicos, se tiene considerado lo siguiente:

FORMACION GUACAMAYA.-

Esta formación pertenece a la era paleozoica dentro del período pérmico, y se compone de lutitas, areniscas y conglomerados de color gris oscuro, a negro -- verdoso; se halla expuesta en los ríos Pochula y Moyutla, en el camino que va de Ixtlahuaco a Jalnán, Igo. En general, se presenta hacia el Oriente de la zona - -

Naopa. La formación descansa en contactos de roca de edad precámbrica y subyace en discordancia angular de la formación Huizachal. Además, contiene gran cantidad de braquiópodos, fusilínidos y pelecípedos.

FORMACION CAHUASAS:-

Esta formación es de la era Mesozoica y pertenece al período del Jurásico Medio, la cual se forma de areniscas, conglomerados y limonitas de color rojo, las que tienen muchas laminillas de mica blanca, mal clasificadas; ésta aflora al NE de la zona de Naopa y al NW del río Claro.

FORMACION CHIPOCO.-

Esta es de la era Mesozoica, perteneciente al período Jurásico Superior, y está formada por una alternancia de calizas cristalinas y lutitas calcáreas de color gris oscuro. Se interperiza a pardo amarillento, y representa la zona de transición entre depósito de cuenca y plataforma. Se halla aflorando en los poblados de Chipoco, Atempa y Naopa.

La formación descansa en forma concordante sobre las facies manganesíferas, y le sobreyace la Formación Pimienta.

FORMACION HUAYACOCOTLA.--

Esta pertenece a la era Mesozoica y al período Jurásico Inferior, y está formada de conglomerado basal - en trozos de areniscas y lutitas cementadas por material arcilloarenoso de color gris oscuro; aflorando en la zona del mismo nombre. Se halla en la mayor parte -- del Distrito, subyaciendo a la Formación Cahuwasas y a -- la Formación Huizachal. En el área de Naopa aflora en-- marcando el yacimiento, y subyace discordantemente a -- las rocas precámbricas y a la Formación Tepexic.

FORMACION HUIZACHAL.--

De la era Mesozoica, perteneciendo al período Triásico Superior, la cual tiene una secuencia de areniscas de color rojo a pardo; areniscas cuarcíferas de grano - fino, de color gris claro, y conglomerados cuarcitos de color gris, que contienen guijarros de cuarzo lechoso. Aflora en el Oriente de la zona de Naopa, y descansa -- discordantemente sobre la Formación Guacamaya, y subyace a la Formación Holofitáceas.

FACIES MANGANESIFERAS.--

Estas son de la era Mesozoica y pertenecen al pe--

río Jurásico Superior, las cuales se forman de calizas manganesíferas de color gris oscuro a gris plomo; su estratificación es delgada a mediana, bien marcada y tiene fracturas rellenas de calcita, rodocrosita y silicoaluminatos. En las áreas de gran contenido de manganeso son muy luminosas y cuando los estratos tienden a engrosarse se va disminuyendo el contenido de manganeso.

En el contacto con la Formación Santiago se halla una capa brechoide de 0.50 m de espesor, con muchas vetillas de calcio y silicoaluminatos; le sobreyace la Formación Chipoco, aunque en la zona de Naopa, debido a los procesos estructurales que le han afectado se presentan sobreyaciendo las formaciones de Tepexic y Huayacocotla.

FORMACION PIMIENTA.-

De la era Mesozoica y del período Jurásico Superior, la cual se compone de calizas claras, verdosas y pardas arcillosas de estratificación delgada, alternando con capas de lutitas de color negro que contienen pedernal oscuro, teniendo una estratificación que va de delgada a mediana; se halla en el camino de la zona de Tetzintla a la zona Industrial. En el área de Naopa se halla aflorando al SW, y descansa concordando con la Formación Chipoco, encontrándose cubierta por derrames volcánicos.

FORMACION SANTIAGO.-

Se llama a una serie de sedimentos de limonitas calcáreas de color gris oscuro a negro, con intercalaciones de calizas arcillosas. Pertenece a la era Mesozoica y al período del Jurásico Superior.

Exposiciones de esta formación hay en el Tajo Tetzintla, la cual tiene un espesor de 3.60 m, descansa sobre la Formación Tepexic y le sobreyace el miembro manganesífero.

FORMACION TEPEXIC.-

También de la era Mesozoica, correspondiente al período del Jurásico Superior, la cual está compuesta por calizas arcillosas de color gris oscuro a negro, con intercalaciones delgadas de lutitas calcáreas. Esta formación se halla aflorando en la barranca de Tetzintla, en el camino que va de Casetas a Chachala, descansa discordantemente sobre la Formación Jahuasas, aunque en la zona de Naopa se halla sobre la Formación Huayacosotla, -- presentando fósiles abundantes, tales como ostras.

11.6.- GEOLOGIA DEL YACIMIENTO.

ORIGEN Y CLASIFICACION DEL YACIMIENTO.-

El origen del depósito manganesífero no está muy claro, ya que ciertas investigaciones sostienen que se trata de un depósito sedimentario marino, formado por la acumulación de precipitados químicos, a consecuencia de concentraciones iónicas de manganeso; otros sostienen que es un depósito vulcanogénico-sedimentario o volcánico marino, formado por la disolución de material volcánico en el fondo marino, ya sea por las exhalaciones volcánicas o soluciones hidrotermales.

La primera investigación afirma que se trata de sedimentos calcáreos resultantes de precipitados químicos provocados por agentes físicos, tales como la presión y temperatura. La presencia de pirita se debe a las condiciones de oxidación y reducción; el cuarzo y la arcilla son pruebas de un origen detrítico. Así, la formación de los sedimentos se fueron acumulando debido al material terrígeno acarreado a la cuenca de sedimentación.

La segunda investigación sostiene que su formación se debió a material completamente ígneo, el cual fue transportado por las corrientes marinas, extendiendo las soluciones de manganeso en el fondo marino de una manera intermitente, formándose así las pequeñas laminillas o estratos que muestra este yacimiento. El foco de su origen aún no es conocido.

Cualquiera que sea su origen, se clasifica dentro

de los depósitos sinergéticos sedimentarios; es decir, - se halla en el mismo lugar donde se formó.

a).- MINERALOGIA.-

La composición mineralógica de este yacimiento es - difícil de determinar microscópicamente, debido a que la apariencia de la roca es como de cualquier caliza o roca sedimentaria con matriz de grano fino; por lo que para - saber su composición mineralógica se determinó realizar el análisis químico y mineralógico de una muestra.

El análisis mineralógico consistió en un análisis - por medio de microscopía, difracción de rayos X, y análisis de microsonda de electrones, arrojando los resultados siguientes:

Aspecto Megascópico:

Color: Gris oscuro.

Estructura: Compacta.

Textura: Cristalina fina.

Mineralogía: Carbonatos y óxidos.

Mineralogía:

<u>Mineral de Carbonato</u>	Peso %
Rodocrosita	66.0
Magnetita	6.4
Dolomita	2.6
Calcita	<u>1.0</u>
Subtotal:	76.0

<u>Minerales de Hierro</u>	Peso %
Pirita	0.1
Magnetita	6.2
Hematita	<u>3.4</u>
Subtotal:	3.6
 <u>Oxido de Manganeso</u>	
Pirolusita	<u>7.4</u>
Subtotal:	7.4
 <u>Otros Minerales</u>	
Caolinita (4) + Falco (2) + Clorita (2)	<u>8</u>
Subtotal:	<u>8</u>
Total:	100 %

11.7.- DEPOSITO DE MANGANESO.-

Está formado por calizas manganesíferas con intercalaciones de lutitas de color gris, de estratificación delgada; este depósito es muy visible, presentando algunas veces pequeños horizontes de pirita (1 a 2 mm de espesor). Las fracturas están rellenas de calcialumina, calcita, y hacia la base de rodocrosita; su fractura es regular y tiene abundantes fósiles (pelecípodos, amonitas).

11.8.- EXPLORACION DE LA ZONA MAOPA.-

Anteriormente, se hacia referencia a que en el año de 1962, se cubría un programa de exploración regional en el cual se describían dos afloramientos importantes: uno llamado Taopixca SW de 250 m de longitud, y el - - otro Tetlilco NE de 600 m, los cuales sugerían la existencia del yacimiento. Luego se realizó un programa posterior, el cual se dividió en 4 etapas: geología superficial, magnetometría, barrenación a Diamante y obras - directas, que se describen a continuación:

11.8.1.- GEOLOGIA SUPERFICIAL.-

Esta se realizó en base a las fotografías aéreas, - a una escala de 1:20,000, cubriendo una zona de 100 km², circunscrita al yacimiento mineral, en el cual se obser- varon los rasgos geomorfológicos y estructurales más so- bresalientes. Luego se efectuó un levantamiento geológi- co del yacimiento a escala de 1:1000, en el cual se ob- servaron más a detalle los afloramientos y las unidades litológicas que se ven en la superficie, y son: Forma- ción Santiago, Tepexic y Huayacocotla.

Con estos levantamientos geológicos se obtuvo una morfología mas clara del yacimiento mineral. Haciendo -

un sumario del informe presentado por el departamento de Geología:

El yacimiento de mineral de manganeso se halla delimitado por dos sistemas de fallas, las cuales produjeron un hundimiento en forma de fosa, lo que permitió que se preservara de los agentes del interperismo (erosión). Esto se pudo deducir por la evidencia que presentan las rocas que lo circundan que son de edad mas antigua.

11.3.2.- MAGNETOMETRIA.-

Basándose en los resultados arrojados por el estudio geológico superficial, se acordó utilizar por primera vez en la zona un método de exploración indirecto, -- con la finalidad de poder saber cuáles eran las zonas de elevado contenido de magnetita, la cual se halla asociada a los valores de altos porcentajes de manganeso; esto sirvió para descifrar la compleja estructura.

En este estudio se usó un magnetómetro Geometric's modelo 696, el cual sirvió para levantar una línea base nortea y secciones transversales a cada 500 m. Con la información sacada del terreno se hicieron perfiles de mayor importancia, la cual sirvió para el desarrollo del proceso de la etapa siguiente que fue la interpretación de los datos.

11.3.3.- BARRENACION A DIAMANTE.-

A finales del año de 1975, y principios de 1976, se dieron 3 barrenos: NA-1, NA-2 y NA-3, los cuales tenían el objeto de verificar la continuidad de las facies manganesíferas; siendo los resultados positivos, se decidió continuar con un programa de 17 barrenos, en una retícula de separación de 100 m, la cual se varió y amplió el programa inicial, cerrándose la retícula cuadrada a 50 m, en las áreas de mayor interés.

El programa de barrenación a Diamante terminó con un total de 7,227 m perforados, distribuidos en 46 barrenos, de los cuales 36 fueron positivos y 10 negativos, todos ellos con un diámetro N^o, obteniéndose una recuperación de 95%. Las profundidades oscilaron entre 50 y 250 m; la perforación se realizó con dos barrenadoras Long-Year modelos 33 y 44, respectivamente.

11.3.4.- OBRAS DIRECTAS.-

Obras consistieron en 8 zanjas de muestreo sobre los afloramientos y dos frentes de exploración, cuyo objetivo fué el de conocer el comportamiento estructural y mineralógico.

De dichas zanjas de muestreo, dos se realizaron en el afloramiento SW, y 6 en el SE, avanzando 370 m.

A las cuales se les llamaron A y B, teniendo una sección de 1.20 m. de ancho por 1.50 m de alto.

En la frente A se observó un gran fallamiento en el mineral de alta ley, asociado a la magnetita, siendo su rumbo de NE 48º y su avance de 35 m.

La frente B tiene la zona de mineralización con diferente contenido de manganeso, el cual va desde un 10--30%; siendo su avance de 45 m y un rumbo de SW 48º.

Esta información se llevó a las secciones transversales y a los planos geológicos, donde se observó el alcance del yacimiento; el comportamiento de la estructura con sus rasgos geológicos más sobresalientes permitió hacer un cuadro de las reservas.

11.9.- ESTRUCTURA Y MORFOLOGIA DEL YACIMIENTO; FALLAS Y FRACTURAS.-

El yacimiento es de forma estratiforme y de espesores del orden de 73 m en la parte central (leuzincita), aunque se hace lenticular, acunándose hacia los bordes de la cuenca. siendo su espesor económico de 6 m.

Cubre una extensión del orden de 1,200 km², descansa concordantemente con la Formación Santiago, la sobreyace el miembro manganesífero, el cual está limitado concordantemente por la formación Chipoco, con dos aflora--

mientos de longitudes de 250 y 500 m en la zona de Naopa, abarcando una extensión territorial de 0.24 km².

Los afloramientos del miembro manganesífero, frecuentemente forman cantiles más o menos prominentes que interrumpen abruptamente la pendiente topográfica; en muchos lugares esta característica se debe principalmente a la diferencia de composición, sobre todo hacia la base de la unidad donde es predominantemente calcárea con respecto a la roca que la subyace, que son limonitas; esto hace posible que la estructura y la topografía local sean favorables para observar afloramientos que alcanzan varios kilómetros de longitud.

El Distrito Molango tiene los afloramientos con longitud de 73 km, que desarrollan un área con posibilidades de manganeso de 150 km². El yacimiento manganesífero tiene las características de un sinclinal con recumbencia al SW y rumbo general de Nw 35° SW 40°, aunque el afloramiento SW se inclina al NE llegando a tener NE 80°.

Los fallamientos inversos y plegamientos produjeron la repetición de la facie manganesífera, viéndose dos áreas determinadas donde su espesor económico llega a unos 42 m, siendo una la sección O:500 sobre la sección longitudinal AA', y la otra está en la sección O:300 entre las secciones longitudinales L.B. y L.B.A.

a) FRACTURAS.-

Estas se pueden definir como superficiales que separan a las rocas, pudiendo producirse a lo largo de ellas movimientos sensibles, paralelos a dichas superficies.

En el área de investigación se tienen dos sistemas de fracturas, uno con un rumbo de NE 64° y echado de NE 80°, y el otro con rumbo de NW 46° y un echado de NE 79°. En las dos fracturas el tamaño varía de 20-50 cm de espesor y de 1-15 m de longitud.

Existe la convicción de que el origen del fracturamiento es debido a fuerzas de compresión, las cuales ocasionaron que las fracturas se colocaran perpendiculares a los planos de estratificación.

b) FALLAS.-

Se puede definir una falla como una abertura a lo largo de las masas rocosas, en la cual las paredes opuestas se movieron relativamente una respecto a la otra. En esta zona las fallas más importantes son las que se enumeran a continuación:

1.- FALLAS DE CUÑA.-

Es la existencia de dos o más intersecciones de discontinuidades, tales como una estratificación pronunciada con un plano de fractura o un vértice donde se unen dos fallas, o una fractura y una falla. Esta clase de falla es la que se va hallar en la etapa de exploración.

2.- FALLAS LOCALES.-

Estas son pequeñas masas de roca a lo largo de uno o varios planos de fracturas. Se hallan perpendiculares a la estratificación, y se puede decir que no pasan de un metro.

3.- FALLAS DE ZONA.-

Estas fallas son las más conocidas y se encuentran fácilmente, ya que afloran a la superficie, y están confinadas a determinadas zonas.

11.10.- CALCULO DE RESERVAS.-

De acuerdo con los datos obtenidos de los 39 barrenos positivos y de las obras directas, se hicieron sec-

ciones transversales con un rumbo general de 0:000 a - la 0:500, y secciones longitudinales paralelas al rumbo a cada 100 m. De aquí se dedujo la estimación del tonelaje económico actual y las distintas calidades -- del mineral de manganeso del yacimiento de Naopa:

Toneladas	Mn.%	Fe.%	CaO%	CO ₂ %	Ins.%
6,100,000	27.7	7.2	4.3	22.4	10.1
5,400,000	22.5	7.7	11.1	31.9	9.9
5,200,000	17.5	8.1	13.3	33.3	11.4
<u>4,700,000</u>	<u>12.5</u>	<u>8.6</u>	<u>19.3</u>	<u>31.4</u>	<u>10.9</u>
21,400,000	30.2	31.6	48.0	119.0	42.30
Promedios:	20.1	7.9	12.0	29.75	10.58

Ver Anexo No. 2, 3 y 4.

CAPITULO III

ESTUDIO PRELIMINAR DE VIABILIDAD.-

En este capítulo se realizarán los análisis para saber las condiciones que ofrece el área Naopa, las cuales nos permitirán el aprovechamiento óptimo del yacimiento mineral de manganeso; además, se enumerarán las ventajas y restricciones a que estará sujeta la extracción del mineral. De esta forma se obtendrán los datos necesarios para el análisis económico.

Las unidades mineras en la actualidad, que se hallan en operación, de una u otra forma tuvieron un estudio análogo, con resultados aceptables; pero hay que mencionar que esta aceptación es temporal, ya que más adelante se realiza un análisis más detallado, siendo en esta etapa donde se recaba la información que indica si el proyecto es económicamente viable o no para su puesta en marcha; o quizás, se piense en otras condiciones que mejoren tal situación.

El factor más importante que determina que un yacimiento mineral (manganeso) sea económicamente explotable, es el precio del mineral; también influyen la calidad, cantidad y el lugar donde se localiza. Por esta razón, la información debe ser obtenida con fidelidad, ya que en caso contrario se tendría un fracaso rotundo.

Hay que recalcar que este proyecto estará sujeto a las condiciones económicas planteadas por la Compañía - Minera Autlán: "DISMINUIR AL MINERO LA INVERSION INICIAL"

111.1.- SITUACION LEGAL.-

La zona en la que se halla localizado el yacimiento mineral fue comprada por la Cía. Minera Autlán; solamente faltan las partes colindantes que se utilizarán para instalaciones y tiraderos de mineral. Estos terrenos pertenecen a la comunidad, la cual ha cotizado la hectárea a \$40,000. Ya se tiene calculado por levantamientos topográficos que son 50 hectáreas las requeridas de las -- cuales se han comprado 12.

Además, hay un acuerdo en el contrato de compra-venta, el cual especifica que la comunidad al otorgar los derechos de explotación del yacimiento mineral, se le -- concede \$5.00/ton procesada, por concepto de regalías.

Por lo que la inversión es la siguiente:

Inversión Inicial = 38 hectáreas (40,000) = \$ 1'520,000
 Costo/ton de Módulos = \$5.00/ton.

111.2.- ASPECTO GEOGRAFICO.-

La localización del yacimiento mineral es buena, -

debido a que está comunicado por un camino de terracería con una longitud de 7 km, encontrándose con la carretera federal.

Para los resultados de una pre-evaluación solo habrá la alternativa de llevar el mineral de manganeso para ser procesado hasta Ayotetla, en camiones contratados, ya que dicha empresa minera no va a invertir en otro tipo de acarreo.

La zona de Naopa tiene energía eléctrica, la cual es suministrada por la Cía. Federal de Electricidad, pero no tiene agua, la cual se toma de los ríos y afluentes cercanos, por medio de la instalación de 2,500 m de tubería desde el pueblo de Scotlán.

El mineral es acarreado a una distancia aproximada de 39 km hasta Ayotetla, generando un costo por tonelada de \$5.50 en camiones de servicio público.

$$\text{Costo/Transporte} = 39 \text{ km} \times \$5.50 = \$215 \text{ km/ton.}$$

111.3.- DISPONIBILIDAD DE TIEMPO DE OBRA.-

Después de más de 10 años de experiencia en la zona de Metzintla, el personal tiene los conocimientos para una explotación a cielo abierto.

A la mano de obra no especializada se le dan cursos

de capacitación, y se obtiene rápidamente dicha mano de obra por la gran falta de trabajo que hay en la zona.

111.4.- SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION.-

El sistema de explotación que se usará en el yacimiento de Naopa es de Tajo Abierto, debido a que la zona mineralizada se halla afectada por muchas fallas, las cuales no permiten una explotación subterránea eficiente.

Las técnicas y experiencias utilizadas en la explotación a cielo abierto de Tetzintla han servido para resolver los problemas que han surgido en el Tajo Naopa; debido a lo anterior, para un análisis preliminar se ha basado en los datos del tajo Tetzintla, siendo sus costos en el año de 1982:

Mineral: \$19.97/ton M.N.

Estéril: \$17.80/ton M.N.

La Ley mínima costeable para fabricar los nódulos de manganeso del 39%, es de 27%; siendo las reservas -- consideradas por el Departamento de Geología, con dicha ley promedio, de 6,100,000 toneladas.

La cantidad de mineral estéril a descapotar es de: 57,000,000 toneladas. Por lo que la relación de descapote promedio del proyecto es:

R/D min. = Total de estéril a descapotar/Total de min. a minarse.

R/D min. = 57,000,000/6,100,000 = 9.4:1 (9.4 ton tep /1.0/ton de mineral).

Lo cual indica que si la relación de descapote -- económica es menor, el proyecto no es económicamente -- viable, hasta que suba de nuevo el precio del manganeso en el mercado; o por disminución en los costos de -- operación, como se verá mas adelante, ya que:

R/D económica = $\frac{\text{Valor/ton Mineral (costo/ton Mineral)}}{\text{Costo/ton del Descapote.}}$

Esta relación nos indica hasta donde puede ser mi nado el yacimiento con cero utilidades.

111.5.- TRATAMIENTO METABURGICO DEL MINERAL.-

Cubicadas las reservas en el área de Naopa, teniéndose en cuenta que el yacimiento fue erosionado a su -- alrededor, se ha realizado una estimación, la cual nos dice que no es costeable construir una Planta de Beneficio, sino aprovechar la de Ayotetla. La decisión anterior se tomó debido a que los minerales de Tetzintla y Naopa tienen gran semejanza; por los datos arrojados por las muestras en su estudio geológico, que aquí se reproducen.

Composición de los minerales de Naopa y Tetzintla:

PESO EN %

<u>MINERALES</u>	<u>NAOPA</u>	<u>TETZINTELA</u>
Rodocrosita	6.6	5.4
Magnesita	7.4	8.3
Calcita	1.0	2.4
Magnetita	6.2	0.1
Dolomita	2.6	2.9
Pirita	0.1	1.0
Pirolusita	4.0	4.0
Clorita	Indicios	Indicios
Serpentita	Indicios	Indicios

El mineral de Naopa y el de Tetzintla no se envían directamente al mercado porque su contenido de manganeso no es comercial. Debido a esto, se debe concentrar - hasta alcanzar una ley de 39% de manganeso con una granulometría de 3/4 pulgadas.

En el beneficio del mineral de manganeso por medio de un horno de nodulización, donde se tiene una recuperación en peso del 88%, con una Ley de 39% de manganeso.

Los costos en el proceso de la Planta de Ayotetla son:

Por quebrado y mezclado = \$10.70/ton M.M.

Por nodulización = \$130.85/ton M.M.

111.6.- ESTUDIO DEL MERCADO.-

El nódulo de manganeso de 39% se destina casi todo para la fabricación de aceros: ferromanganeso, silico--manganeso de distintas calidades. El mercado de los aceros y el de otros metales, dependen de la oferta y de la demanda; si existe una sobreproducción de manganeso, los precios disminuyen.

Haciendo un estudio del precio del manganeso de 25 años anteriores a la actualidad, se puede observar que ha permanecido constante, con una pequeña tendencia a subir. Pero el consumo de los minerales de manganeso -- tiende a incrementarse, lo cual produciría un posible aumento de los precios, siendo absorbido por la producción que también tiende a subir.

La cotización del manganeso actual es de 1.70 dólares por unidad de manganeso; para efecto de estudio, se cotizó el tipo de cambio a \$100.

El precio por tonelada de Mn. del 39% es de:

$$\$1.70 \times 39\% \times \$100 = \$6,630/\text{ton M.N.}$$

111.7.- ANALISIS ECONOMICO.-

El análisis económico tendrá la finalidad de reflejar los resultados que se obtendrán del yacimiento de -

Naopa, los cuales han sido calculados de una forma -- comparativa.

111.7.1.- VIDA OPERATIVA DE LA MINA.-

Se desea producir 400,000 ton/año, de mineral de manganeso después de dos años de preproducción, en -- los cuales se descapotarán 7,500,000 toneladas de material estéril.

La vida operativa de una mina se puede calcular dividiendo las reservas cubicadas entre las que se -- tumbarán por año.

Vida Operativa de la Mina = $6,100,000/400,000$
 = 15 años; por lo que sería 15 años + 2 años de preproducción = Vida del Proyecto = 17 años.

111.7.2.- CALCULO DE LA INVERSION DEL CAPITAL.-

Para determinar la inversión del capital se utilizará la fórmula siguiente:

Inversión para una Mina A = $\frac{\text{Factor Escalar} \times \text{Inversión Lina B}}{\left(\frac{\text{Capacidad de A}}{\text{Capacidad de B}} \right)}$

Para este cálculo se usó como parámetro la inversión de capital de una unidad minera que actualmente

está en sus inicios de explotación, Real de Angeles, - la cual está situada en Loreto, Zac., la cual producirá 7,500 ton/día, explotada a tajo abierto. En el año de 1980, tenía calculada una inversión de 9,000 dils/ton-día, en todas sus instalaciones. En este cálculo - se asumió que la infraestructura de Naopa está hecha, y que se tendría un 35% de esa inversión, con un 60% - de factor inflacionario.

Datos:

Inv. Cap. de Real de Angeles = 9,000 dils/ton-día
(0.35) = 3,150 dils/ton-día.

Factor Inflacionario = 60%

Capacidad de Minado = 7,500 ton/día.

Producción/día de Naopa:

$$= \frac{\text{Producción Anual}}{\text{Días Laborables}} = \frac{400,000}{300} = 1,333.3 \text{ ton/día}$$

Producción/día de Naopa = 1,500 ton/día.

Factor escalar: La Kennecott calculó un factor es calar de 0.75 para minas de tajo abierto.

Sustituyendo:

$$\text{Inv. Mina} = \left(\frac{1,500}{7,500} \right) 0.75 \times 1,701,000,000 = 508,500,000 \text{ M.N.}$$

El costo del capital es de:

Instalación y Equipo: 508,599,000

Pago de Terrenos: 1,520,000

510,079,000

Total Monto Inversión: 510,000,000

111.7.3.- CALCULO DEL INGRESO Y DE LAS DEDUCCIONES POR TONELADAS.-

<u>Concepto</u>	<u>Costo/ton. de Mineral</u>
Minado	19.97
Mineral quebrado	10.70
Acarreo	<u>215.00</u>
Total:	\$ 245.67

Como la recuperación en peso es de 68%.

1 ton de mineral 68% ton de nódulos

x ton de mineral 100% ton de nódulos

$x=100 (1)/68 = 1.47$ toneladas de mineral.

Entonces:

1 ton de mineral \$245.67 Precio de mineral

1.47 ton de mineral..... X Precio de mineral

$X = 1.47 (245.67)/1 = 361.13$ Precio de Mineral.

Costos de beneficio del mineral de manganeso:

<u>Concepto</u>	<u>Costo/ton de nódulos</u>
(+) Costo/minado, quebrado y acarreo	361.30
(+) Costo/proceso de nodulización	130.85
(+) Costo de embarque (Tampico)	400.00
(+) Costo/gastos generales	<u>105.00</u>
	Subtotal: \$ 997.15
(+) Costo por Imprevistos 15%	<u>149.57</u>
	Total: \$1,146.72 M.N.

Pago por una tonelada de nódulos al 39% = \$6630.00 L.L.

<u>Concepto</u>	<u>Costo/ton de Módulos</u>
(+) Pago	6,630.00
(-) Costo de producción	<u>- 1,146.72</u>
Total (utilidad/ton de módulos) =	\$ 5,483.28
Utilidad/ton de mineral =	\$ 3,730.00

111.7.4.- CALCULO DEL FLUJO DE CAJA ANUAL.-

Año 0

Inversión de capital: \$ 510,000,000.

Años 1 y 2

<u>Concepto</u>	<u>Millones de pesos</u>
Ingreso por venta	0.00
(-) Costo por descapote	<u>66.75</u>
Total:	\$ 66.75 (cada año).

Años 3, 4, 5, 6 y 7

<u>Concepto</u>	<u>Millones de pesos</u>
(+) Ingresos por venta: 400,000 (0.68) (6630)	1,803.00
(-) Costo por descapote: 3,350,000 (17.8)	59.63
(-) Costo de producción: 400,000 (0.68) (1,146.55)	311.91
(-) Depreciación: $\frac{510}{5}$ años	102.00
Utilidad bruta:	\$ 1,329.46
(-) Impuesto sobre la renta 42%	558.37
(-) Reparto de utilidades 8%	<u>105.36</u>
Utilidad después del impuesto:	\$ 665.73

(-) Agotamiento 5%	<u>33.24</u>
Flujo de Caja	631.49
(+) Depreciación:	102.00
(+) Agotamiento	<u>33.24</u>
Flujo Neto de Caja Anual	\$ 766.73

Año 8

<u>Concepto</u>	<u>Millones de Pesos</u>
(+) Ingresos por venta	1,603.00
(-) Costo de descapote	59.63
(-) Costo de producción	311.91
(-) Depreciación	0.00
(-) Agotamiento	<u>0.00</u>
Utilidad bruta:	\$1,431.46
(-) Impuesto sobre la renta 42%	601.21
(-) Reparto de utilidades 8%	<u>114.52</u>
Flujo neto de Caja Anual	\$ 715.73

Años 9, 10, 11, 12 y 13

(+) Ingreso por ventas	1,803.00
(-) Costo por descapote	59.63
(-) Costo de producción	311.91
(-) Depreciación: 500/años	<u>100.00</u>
Utilidad Bruta	\$1,331.46
(-) Impuesto sobre la renta 42%	559.21
(-) Reparto de utilidades 8%	<u>106.52</u>
Utilidades después del Impuesto	\$ 665.73

(-) Agotamiento 5%	<u>33.29</u>
Flujo de Caja	632.44
(+) Depreciación	100.00
(+) Agotamiento	<u>33.29</u>
Flujo Neto de Caja Anual	\$ 765.73

Los años 14, 15, 16 y 17, tienen los mismos resultados que el calculado en el año 8.

Las utilidades netas de cada año arrojan cifras - no muy alentadoras, considerando que los costos de producción se mantuvieron constantes, los cuales se incrementan por las condiciones inflacionarias; pero no el precio de la venta del mineral de manganeso. Todo lo mencionado anteriormente nos indica a desalentar que el yacimiento sea económicamente explotable.

A pesar de los resultados enumerados antes, el yacimiento induce a realizar un análisis más profundo: "DISMINUIR LA VIDA OPERATIVA DEL PROYECTO, MINIMIZANDO LA PRODUCCION ANUAL DE TONELADAS".

Ver Anexos del 5-9

Véase hoja resumen siguiente de flujo de caja.

CAPITULO IV

DISEÑO Y PLANEACION DEL TAJO.-

IV.1.- GEOMETRIA DEL TAJO.-

IV.1.1.- SUPERFICIE FINAL DEL TAJO.-

La superficie final del tajo es una de las etapas más difíciles de calcular, debido a que el límite se establece en base a las restricciones económicas, por una parte, y por la otra, se tiende a recuperar el total de las reservas del mineral de manganeso.

Haciendo un análisis futuro de los precios, a diferentes años en que se venderá el mineral de manganeso, y la tasa inflacionaria, son los factores a determinar; pero no son nada predecibles, debido a la cambiante economía mundial.

Para el estudio y cálculo de este proyecto, el precio de venta del mineral de manganeso, con una concentración del 33%, es de 1.68 dólares unidad de manganeso, por tonelada, y se espera una disminución hasta de 1.40 dls. por unidad de manganeso.

$$\begin{aligned} \text{Precio de venta} &= 1.68 (33) = 65.52 \text{ dls/ton} \\ &(100) = \$65.52 \text{ U.S./ton.} \end{aligned}$$

<u>Precio de venta/ton.</u>	<u>Pago en M.N.</u>
1.62 dlls/U. Mn.	6318
1.54 "	6006
1.48 "	5772
1.40 "	5460

Para efectos del diseño de la superficie final, se estimó que el precio por tonelada será de \$2600 M.N.

Los costos de nódulos de manganeso al lugar de embarque (Tampico), en el capítulo anterior, es de --- \$1,146.72, los cuales se afectaron un 20% por razón de aumentos en ellos e imprevistos: esta cifra es de --- \$1,376.00/ton; de igual manera, para los costos de descapote, que se calculó de \$17.80/ton , es de \$21.00/ton.

Para que el Tajo de Naopa sea económicamente rentable, la utilidad mínima esperada es de 38% sobre el precio de la venta del mineral de manganeso; esto es: ---
 $2600 \times 0.38 = \$988/\text{ton}.$

Valor Esperado/ Costo Prod/ton Nd. +
 R.D. económica = $\frac{\text{ton de Nd.} - \text{Ut. de Op. Deseada}}{\text{Costo de Descapote/ton pepetate.}}$

$$R.D. económica = \frac{2600 - (1376+988)}{21} = \frac{2600-2364}{21} = \frac{236}{21} = 11.24$$

Calculada la relación permisible de descapote --- (R.D.), se tendrá el límite final del tajo, el cual es hasta que dicha relación lleque o se aproxime a la cantidad anterior.

IV.1.2.- CÁLCULO DE LA PENDIENTE FINAL DEL TAJO DE NAOPA.-

Para determinar la pendiente del tajo hay que calcular el ángulo al cual el mineral se encuentre estable y que dé las condiciones seguras de operación. Los factores que influyen en el cálculo de éste ángulo son: estratificación, tipo de roca, medio ambiente, presencia o no de agua, condiciones de minado, fallas geológicas, etc.

La pendiente del tajo debe ser tan vertical como -- sea posible, tendiendo a la estabilidad del talud como -- concepto de diseño límite, lo cual permite un movimiento menor de material estéril, lográndose con esto una mayor profundidad del tajo.

En la zona de Naopa este análisis tiene tres objetivos:

- 1.- Estudio de mecánica de rocas.
- 2.- Efectos del agua subterránea.
- 3.- Influencia de la voladura y diseño inicial.

IV.1.2.1.- ESTUDIO DE MECÁNICA DE ROCAS.-

En una roca in situ, sin intemperizar, mecánicamente intacta, la altura crítica de un talud vertical se estima por la siguiente fórmula:

$$H = q_u / \gamma \quad (\text{ft})$$

donde:

q_u = esfuerzo a la compresión sin confinamiento en lb/ft^2

γ = peso volumétrico de la roca en lb/ft^3 .

Para la caliza limolítica que se haya en Macra:

$$q_u = 23,000 \text{ lbs/plg}^2.$$

$$\gamma = 168 \text{ lb/ft}^3$$

$$H = q_u: \frac{23,000 \text{ lbs/plg}^2}{168 \text{ lb/ft}^3} \quad \frac{144 \text{ plgs.}^2}{\text{ft}^3} = 24,000 \text{ ft} = 7,298.4 \text{ m.}$$

Lógicamente, estas alturas verticales no existen en la naturaleza, ya que la altura crítica de los taludes de roca no intemperizada está determinada por los efectos mecánicos de la roca y no solamente por la resistencia de ella. Si se utiliza este concepto en Macra, se da cuenta que se sobreprotegerá, ya que la altura máxima del talud se espera no más de 250 m.

En rocas donde hay fracturas continuas a cortas distancias, la estabilidad del talud estará afectada por la orientación de los planos de estratificación y fracturas en relación a la resistencia al esfuerzo cortante. Debido a esto, en las áreas donde la estratificación o fractura buce hacia el talud, el ángulo debe disminuir con relación a estos planos. Ahora, si los ángulos buzan hacia fuera del talud, la estabilidad estará afectada mayormente por el ángulo al esfuerzo cortante de las fracturas o fallas, más que por la estratificación.

Se concluye que en el área de Naopa, donde las estratificaciones bucen hacia el talud con ángulos de 40, el ángulo crítico del talud será de 38, sin tener en cuenta otros efectos. En caso contrario, donde las estratificaciones bucen hacia fuera del talud, se tendrán taludes de 50, sin tener en cuenta los efectos de voladuras cerca de los taludes, descontinuos y cuando está intemperizado el terreno.

En relación a las fallas, el diseño del talud será fuera de los planos de fallas; si existieran fallas de cuña, se tendrá que retirar el talud o disminuir el ángulo por debajo del plano de falla. Si el tajo fuera afectado por lo anterior, se tendrá que anclar la falla en roca firme.

Las fracturas y fallas geológicas que afectan el diseño son las siguientes:

<u>Estratificación</u>	<u>Inclinación</u>
35º NW	55º SW
<u>Fracturas Principales</u>	
65º NE	80º SE
46º NW	79º NE
<u>Fallas Principales</u>	
45º NE	70º SE
40º - 50º NW	30º - 38º SW

Mayor Concentración de fallas
y fracturas

10º NE	772 SE
62º NE	542 SE
49º NW	632 NE

IV.1.2.2.- EFECTOS DEL AGUA SUBTERRANEA.-

Las discontinuidades geológicas son el factor individual mas importante en la estabilidad de un talud, además de la presencia del agua y las condiciones creadas por la misma, son factores que se deben tener en cuenta; ya que plantean problemas durante la explotación por dos razones:

- 1.- Presión excesiva.
- 2.- Caudales excesivos.

Hay que tener en cuenta que si la roca es compacta, puede haber presión excesiva con caudales pequeños. En caso contrario, si hay gran cantidad de agua y la roca no es compacta, entonces los caudales de agua son grandes bajo pequeñas presiones. Cuando los caudales son grandes, los problemas que producen es la dificultad en el tránsito de los vehículos, llegando a inundar las zonas de trabajo. Las metodologías para solucionar este problema son muchas, pero la mas usual es canalizar el agua fuera del rajo, teniendo en cuenta que la mínima cantidad de agua debe existir en las zonas de operación.

Los problemas que ocasiona la presión de agua en la estabilidad de las masas rocosas son mas graves, los cuales se solucionan en el talud, dando barrenos en las caras de los bancos para permitir el drenaje.

En el tajo Naopa se ha proyectado una barrenación de desagüe, barrenando horizontalmente a cada tres bancos de separación vertical y a 30 m entre barrenos. Una vez extraída el agua del talud, la cual seguirá hacia un punto concéntrico, ya que los barrenos se darán con 1% de pendiente; haciéndoles cuneta a los caminos para evitar que el agua regrese al talud.

IV.1.2.3.- INFLUENCIA DE LA VOLADURA Y DISEÑO INICIAL.-

Las voladuras afectan la estabilidad de un talud rocoso en distintas formas, pero las mas importantes -- son las vibraciones provocadas por la explosión, las -- cuales producen agrietamientos que aumentan la separación de las discontinuidades geológicas. Para disminuir estos efectos se pueden usar diferentes técnicas:

1.- Al realizar una barrenación vertical, los esfuerzos cortantes son mayores que en la barrenación inclinada; además, tiende a aumentar la inestabilidad en el talud vertical que en el inclinado; ya que un barre-

no vertical dirige mayor cantidad de energía hacia el talud, fracturando más la roca y aumentando más su potencial de caída.

Un talud con un ángulo de 45° en los bancos, ofrece gran seguridad en la estabilidad y en la eficiencia de la voladura, pero este ángulo produciría inconvenientes en la barrenación. Un ángulo razonable sería entre 60° y 80° .

2.- Para tener una mejor estabilidad de los taludes y disminuir la caída de rocas, se usa la voladura de precorte con pequeñas cargas explosivas en barrenos espaciados a distancias cortas, y las líneas de precorte serían disparadas corto tiempo antes que la línea de producción, para producir un plano de fracturamiento, el cual absorbería las ondas explosivas.

a) DISEÑO INICIAL.-

Una vez establecidas las condiciones a las que está sujeta la pendiente inicial, se tiene un cuadro sobre el cual se ve el ángulo considerado para realizar un diseño sobre las secciones transversales y longitudinales. Quedando de la forma siguiente:

<u>Azimuth</u>	<u>Angulo estimado</u>
70º-50º	45º
50º-190º	50º
190º-10º	40º

IV.1.3.- CALCULO DE LA ALTURA DE LOS BANCOS Y PENDIENTE DE TRABAJO.-

La pendiente de los bancos se eligió teniendo en cuenta la resistencia del material, el ángulo de reposo al cual es estable el efecto del clima, el ángulo favorable para sostener los estratos, y los efectos de las voladuras, así como el agua sobre las paredes. Se eligieron pendientes con ángulos de 75º sobre condiciones favorables, y ángulos menores para el material suelto (ángulo de reposo 38º) por donde pasará algún camino.

Cuando el buzamiento de la estratificación se encuentre hacia el talud, el ángulo se diseñó hasta de 60º con relación a la horizontal.

IV.1.4.- RED DE CAMINOS DE COMUNICACION PARA GENERAL DE AJARRO.-

La zona mineralizada del tajo Naopa, tal como se ve en las secciones longitudinales y transversales, se halla en un cerro, lo cual nos señala que en un principio la pendiente del camino de acceso será positiva, --

desde la elevación 1190 hasta la 1340, a partir de la cual comienza la operación del descapote. De la elevación 1190 a la 1090, la pendiente será negativa, siendo el límite final del tajo. Un factor importante que hay que tener en cuenta para elegir una pendiente, es que esta región es muy húmeda, con períodos de lluvias frecuentes.

Teniendo en cuenta lo anterior, el acarreo se debe hacer lo más corto, buscando dos zonas para vaciar el material estéril y el mineral de baja ley. Por lo que se eligió para el primero el lado NE del tajo, y para el segundo un tiradero situado al SW del tajo, en el cual se depositará el mineral no económico con una ley del 10-25% de manganeso, separándolo del material estéril con vista de un aprovechamiento futuro.

La pendiente de la rampa general de acarreo es de 6% constante, debido a que habrá menores cambios de velocidad, lo que implica menores pérdidas de tiempo de producción, consumo extra de combustible, desgaste de maquinarias.

Para la anchura de los caminos se tuvieron en cuenta los diferentes camiones que se usarán en el acarreo. James y Moore, dicen que un ancho óptimo es de 3.5 veces el ancho del camión; pensando en camiones Caterpillar 773, cuyo ancho es de 4.06 m, lo que nos da un ancho

para el camino de 14.21 m; el ancho de los caminos se diseñó a 15 m, más un metro para las cunetas. Siendo la entrada del camino de acceso en el nivel 1190.

Pensando que se produjera alguna falla mecánica, el diseño se hará con tres vías de escape con + 20% - de pendiente y 31 m de longitud, y el ancho será de cinco metros.

IV.1.5.- DETERMINACION DE LA RESERVA DEL YACIMIENTO Y DESAGUE DEL TAJO.-

Calculados los límites del tajo y la altura de los bancos, fue necesario cubicar de nuevo el yacimiento por bancos y calidades, de esta forma se adquirió una información más precisa de la cantidad de material a descapotar, y su posición física en el terreno.

Para el cálculo de esta cubicación se hicieron secciones transversales espaciadas a cada 20 m, se dividió el mineral según su ley, dándole la nomenclatura siguiente:

Mineral A: tiene una ley mayor de 29% de Mn.

Mineral B: tiene una ley menor de 29% de Mn. y mayor de 25% Mn.

Mineral C: tiene una ley entre 20-25% de Mn.

Mineral D: tiene una ley entre 15-25% de Mn.

Mineral E: para el material estéril.

Para cada sección se realizó un enlistado, en el cual se colocaba, en la parte izquierda, la altura del banco, y en la derecha, las calidades del mineral; y - el resultado dió la cantidad y calidad del mineral por cada banco, formándose cubos de 10 m alto por 20 m. - de ancho y 20 m de largo.

Toda la información obtenida se llevó a una tabla donde las coordenadas Y formaban la altura de los bancos divididos en las cinco calidades antes mencionadas. Las coordenadas X son las secciones transversales a ca da 20 m; la suma de todos los cubos formados quedó representada en una tabla. Formándose una configuración de las reservas minerales en base a los datos geológicos de la investigación efectuada en el área.

Al total de las reservas se le restó un 25% como factor de seguridad geológico.

Para que se vea mejor la cantidad y calidad del material a descapotar, se hizo una tabla deducida de la configuración anterior, donde se observa la altura de los bancos a la izquierda y las calidades a la derecha.

Clasificación del material en m³.

Banco

	A	B	C	D	E
1340					2,480
1330					24,700
1320					58,800
1310					106,400
1300					179,200
1290					279,060
1280			1,000	200	456,190
1270	9,000	6,200	6,300	2,000	735,100
1260	6,500	8,400	9,500	13,200	1,004,800
1250	1,700	13,000	23,130	5,500	1,263,420
1240	2,400	24,000	30,320	13,000	1,434,600
1230	9,250	45,150	48,550	29,300	1,532,320
1220	27,540	61,060	65,000	57,000	1,516,860
1210	50,140	89,600	77,650	122,400	1,455,225
1200	55,140	108,340	79,350	160,700	1,380,795
1190	50,700	125,750	65,750	127,200	1,241,790
1150	49,140	157,350	77,670	127,600	1,085,940
1170	50,600	169,610	84,220	101,600	879,850
1160	54,500	172,950	89,920	82,800	750,340
1150	51,040	203,900	88,400	53,900	569,320
1140	50,160	204,400	63,300	26,100	478,240
1130	37,100	193,930	65,900	29,540	379,680
1120	30,300	146,500	62,800	23,100	254,920
1110	18,600	125,200	31,500	15,500	159,500
1100	11,400	49,600	15,300	6,400	109,400
1090	4,200	20,300	1,700	5,000	44,640
TOTAL:	569,530	1,925,020	982,260	2,022,240	17,403,600
En m³:	1,823,456	6,160,654	3,143,233	3,271,168	46,953,720
	A	B	C	D	E

Mineral A + B:

1,823,456	fsg = factor de seguridad
6,160,064	geológica
7,983,520	- 25% fsg.
- 1,995,880	
5,987,640 ton.	

Total de mineral no económico a descapotar: C+D+E:

	3,143,232
	3,271,168
	46,989,720
(25%)	53,404,120
fsg +	1,995,880
	55,400,000

a) DESAGUE DEL TAJO.-

Para determinar la cantidad de agua a sacar del tajo, se tomó la precipitación máxima de la zona y se calculó la captación que habría en el tajo durante la época de lluvia, siendo un volumen total máximo por día de 24,000 m³ de agua en su pico mas alto, y el promedio -- captado es de 552 m³ /día en época normal (6.4 lts/seg).

En caso de que se quiera desaguar el tajo, con un sistema de bombeo en el fondo, las bombas y tuberías se calcularán para soportar cuando menos 50% de la máxima precipitación, y el otro 50% en capacidad del sistema de bombeo. Esto nos lleva a pensar lo dificultoso y costoso, debido a que habría que instalar una estación de bombeo portátil de 140 lts /seg , teniendo un costo su-

perior a \$10,000,000, generados por bombas, instalaciones y energía eléctrica.

La solución a este problema se realizó desaguardo por obras subterráneas permanentes, con una frente de 2 x 2 m, localizada a 20 m, debajo del fondo del tajo, comunicando a la parte norte, y un contrapozo vertical Robbins en la parte central del tajo. La obra minera tendrá una longitud de 250 m, horizontales y 100 m, verticales.

El costo de esta obra es:

<u>Concepto</u>	<u>Precio Unitario</u>	<u>Unidades</u>	<u>Total</u>
Frente 2x2 m	9,000/m	250.00	2,250,000
C/P Robbins	6,400/m	100.00	<u>640,000</u>
			2,890,000

IV.2.- PROGRAMA DEL MINADO Y OPERACIONAL DEL TAJO.-

Para la explotación del tajo Naopa se estudiaron dos alternativas de minado, la primera es extrayendo el mineral desde el principio, con un descapote inicial elevado, descendiendo en el transcurso de los años venideros. La segunda alternativa parte de la hipótesis de que la producción mineral es hasta el año 3, y a partir de ese año continuará constante hasta el año 10. El descapote es casi constante hasta el inicio

del proyecto, disminuyendo paulatinamente hasta finalizar la vida útil del tajo.

Alternativa No. 1

<u>Año</u>	<u>Tons mineral (1000)</u>	<u>Descapote (1000)</u>
1	15	7,062
2	164	6,572
3	245	6,500
4	785	5,551
5	785	5,548
6	785	5,548
7	785	5,546
8	785	5,546
9	785	5,546
10	<u>785</u>	<u>5,546</u>
TOTAL:	5,921	54,165

Alternativa No. 2

1	-	6,262
2	-	6,272
3	412	6,203
4	787	5,748
5	787	5,748
6	787	5,748
7	787	4,546
8	787	4,546
9	787	4,546
10	<u>787</u>	<u>4,546</u>
TOTAL:	5,921	54,055

En este estudio se tomó la alternativa No. 2, - debido a que es la mas conveniente, ya que el equipo

desde su inicio puede ser comprado y se continuará la operación el él mismo, en los siguientes años; y el personal continuará más o menos regular, lo que no sucede con la alternativa No. 1, que luego habría equipo y personal de más, habiendo posibilidades de que al inicio la operación se realice por un contratista.

A).- PROGRAMA OPERACIONAL DEL TAJO.-

La secuencia de explotación es de la manera siguiente:

- a) Construcción de los caminos generales de acceso y de acarreo a los tiraderos.
- b) Preparación de bancos, abriendo una ranura o cajón a un lado del camino de acceso.
- c) Descapote de la zona.
- d) Explotación del yacimiento mineral.

Al principio de los años iniciales, el descapote se tirará desde la altura del banco en operación a los tiraderos situados al NE de los límites del tajo, pero esto sería hasta alcanzar el banco 1200, debido a la alternativa elegida, este banco se logrará en los primeros tres y cuatro años. A partir del quinto año, el descapote y el mineral de baja ley serán acarreados con una pendiente negativa, para lo cual se tendrá que recorrer una distancia de 1670 m, ya que -

es el último nivel del banco en explotación con una pendiente del 6%.

IV.3.- OBRAS PARA EL INICIO DEL TAJO, CAMINOS, OBRAS DE INFRAESTRUCTURA.-

A) CAMINOS.-

Para el transporte del mineral se necesita tener un camino adecuado para el tránsito de vehículos pesados, que sean eficaces para el acarreo. En la actualidad hay un camino hasta el poblado de Naopa, el cual necesita ser acondicionado en un tramo de 5 km debido a que pasa por el extremo SW del tajo. La opción a seguir es construir un camino nuevo, desviándolo desde su trazo inicial, que comunicará las poblaciones de Tlaxcango, Tepetlapa, Ranchería y Naopa, siendo su construcción en forma conjunta por Cía. Autlán-Gobierno del Estado; además, hay la ventaja de que no existirán deslaves. Por lo que se optó por esta alternativa.

B) OBRAS DE INFRAESTRUCTURA.-

1.- Para el inicio del proyecto e instalaciones se edificará un campamento, de estructuras y techos prefabricados.

2.- OFICINAS.-

La construcción de estas obras se realizará en el extremo sur, entre el camino de Ilexango y Marpa.

De la misma forma se tendrán la construcción de piezas de madera prefabricadas para las paredes y techos de láminas galvanizadas, de esta forma se disminuirán los gastos que producen las edificaciones de concreto. Se realizarán las construcciones siguientes: Almacén, oficinas, baños, vestidores, comedor y sala de junta.

3.- TALLERES.-

El taller se instalará a un lado de las oficinas.

4.- ABASECIMIENTO DE ENERGIA ELECTRICA.-

La energía eléctrica será suministrada por la C. E. E., ya que se tiene la facilidad de que al extremo del tajo pasa la línea eléctrica de alto voltaje, y solamente falta hacer los contratos correspondientes e instalar una subestación, la cual servirá para alimentar a la unidad minera.

5.- SUMINISTRO DE AGUA.-

Para la distribución del agua a toda la infraestructura se instaló una bomba Duplex Gardner Denver en uno de los afluentes del río Claro.

IV.4.- CARACTERISTICA DEL DISEÑO Y LA PLANEACION.-

El diseño de este tajo tiene los parámetros siguientes:

RESUMEN

Cantidad de mineral a descapotar:

Mineral: 5,921.000 ton (calidad A+B).

Descapote: 54,165,000 ton (calidad C+D+E).

Nota: Se descontó la diferencia de densidad a la de fsg. (factor de seguridad geológico).

El peso volumétrico del mineral In Situ es:

Mineral: 3.2 ton/m³.

Descapote: 2.7 ton/m³.

El peso volumétrico del material quebrado es:

Mineral: 1.9 ton/m³.

Descapote: 1.6 ton/m³.

El abundamiento para todo el material será de un 40%, y el ángulo de reposo para todo el material será de 33.

<u>Angulo de la pendiente</u>	<u>Máxima</u>
<u>Azimuth</u>	
102 - 502	452
502 - 1902	502
1902 - 102	402

El ángulo de la pendiente de talud de los bancos

para condiciones favorables de trabajo es de 75.

La localización de los tiraderos:

Mineral de baja ley: lado NE del límite final del tajo.

Tepetate: Lado SW del límite final del tajo.

Los caminos de acarreo tendrán una pendiente de - 6%, ancho de 16 m (con cuneta) y un radio de curvatura de 25 m.

La recuperación metalúrgica del mineral de manganeso es de un 68% en peso.

Ver Anexo del 10-22.

CAPITULO V

SELECCION DEL EQUIPO (TAJO NAOYA).-

Este es uno de los renglones más difíciles e interesantes que se debe tener en cuenta, ya que si no existe una selección adecuada del equipo, se obtendrán resultados erróneos en los programas de producción. Además, es sabido de los efectos catastróficos que se producen al sobre-trabajar el equipo, cuando no se ha alcanzado la producción programada, por una parte; y por la otra, los costos de inversión en equipo hacen menos atractivo el proyecto, al seleccionar más equipo del requerido, aunado a los costos derivados por equipos en reserva.

La elección del equipo es el principio del éxito del proyecto; un equipo pesado tiene como consecuencia menor número de unidades a usar, pero tiene el problema de que exige especializar tanto al personal de operación como al mecánico. Un equipo pequeño requiere una cantidad mayor de unidades, ocasionando a veces en torpecimientos a la operación y demasiada supervisión; de ahí el hincapié en los puntos anteriores.

Para el cálculo de esto se ha tenido la experiencia del tajo Tetzintla, el cual tiene gran parecido en cuanto al tipo de roca, la capacidad operativa de su -

personal, tiempos y movimientos observados, los cuales serán afectados por una serie de factores y parámetros esperados para el tajo de Naopa.

V.1.- CALCULO DEL TONELAJE ESPERADO.-

El tajo de Naopa cuando esté en su etapa de producción será:

<u>Mineral</u>	<u>Descapote</u>
Prod. Anual = 757,000 ton.	Tonelaje Anual=5,748,000 ton.

La producción por día y por hora se calculará para estimar la cantidad de equipos que se necesitarán para cubrir los programas de producción.

1.- Días laborados por año:

Días del año = 365

(-) Domingos = 52

(-) Días Festivos= 13

TOTAL: 300 días trabajados por año.

2.- Horas trabajadas por día:

<u>Descripción</u>	<u>Turno No. 1</u>	<u>Turno No. 2</u>	<u>Tiempo Neto Total</u>
Hrs /turno	8.0	7.5	15.5
(-) Tiempo para comer	0.5	0.5	14.5
(-) tiempo por cambios de turno		0.5	14.0
(-) Tiempo/distribución y traslado de obreros	0.5	0.5	13.0

La producción se calculará de la siguiente forma:

$$\text{Ton/día} = \frac{\text{ton pretendidas al año}}{\text{días trabajados al año.}}$$

$$\text{Ton/día} = \frac{787,000 \text{ ton al año}}{300 \text{ días}} = 2,624 \text{ ton de mine-} \\ \text{ral/día.}$$

$$\text{Ton/día} = \frac{5,748,000 \text{ ton al año}}{300 \text{ días}} = 19,160 \text{ ton de -} \\ \text{descapote/día.}$$

La producción por hora, usando un factor de 80%, -
ocasionando por factor de tiempo muerto: (F.T.M.):

$$\text{Ton-hora} = \frac{\text{tonelada-día}}{\text{hr-día trabajadas X F.T.M.}}$$

$$\text{Ton-hra} = \frac{2,62 \text{ hr-día}}{13 \text{ hr-día X } 0.8} = 252.3 \text{ ton de mine-} \\ \text{ral/hora.}$$

$$\text{Ton-hr} = \frac{19,160 \text{ ton-día}}{13 \text{ hr-día X } 0.8} = 1,842.30 \text{ ton de tepeta} \\ \text{te/hora.}$$

Entonces las horas efectivas trabajadas al año son:

$$\text{Hr/año} = \text{días laborados/año por hrs trabajadas por} \\ \text{día (Netos) X F.T.M.}$$

$$\text{Hr/año} = 300 \text{ días X } 13 \text{ hrs X } 0.80 = 3,120$$

V.2.- CALCULO DE LA MAQUINARIA.-

V.2.1.- MAQUINAS PERFORADORAS.-

En el tajó Petzintla, la Cía. Minera Autlán solamen-
te ha usado máquinas perforadoras: Track-Drill neumáti-
cas e hidráulicas de 3.5 pulgadas de diámetro de perfora

ción. En la actualidad, en la preparación (descapote) - se halla trabajando una máquina de la propiedad del consorcio Constructor Mexicano, S.A., cuyo diámetro de perforación es de 6.25 pulgadas.

Para una situación mas apegada a la realidad, voy a realizar la elección del equipo de barrenación comparando las máquinas perforadoras hidráulicas (debido a que han tenido mejores resultados) con la perforadora rotaria, cuya discusión se verá mas adelante, de acuerdo con los resultados obtenidos y afectados por una serie de factores esperados.

V.2.1.1.- PERFORADORA ROCHE-810, AILAS COPCO-HIDRAULICA, MONTADA SOBRE ORUGAS.-

Características:

- Diámetro de barrenación: 3.5 pulgadas.
- Velocidad de penetración: 30 m/hr (incluyendo movimientos).
- Eficiencia de barrenación: 60%.
- Plantilla de barrenación en mineral: 2.5 x 3.0 m.
- Altura del banco a barrenar: 10 m.
- Sub-barrenación: 1 m.
- Longitud del barrenado: 11 m.

Cálculos:

$$m^3/\text{bno en mineral} = 2.5 \text{ m} \times 3.0 \text{ m} \times 10 \text{ m} = 75 \text{ m}^3.$$

$$m^3/\text{bno en descapote} = 3.0 \text{ m} \times 3.5 \text{ m} \times 10 \text{ m} = 105 \text{ m}^3.$$

ton/bno en mineral = $75 \text{ m}^3 \times 3.2 \text{ ton/m}^3 = 240 \text{ ton.}$

ton/bno en descapote = $105 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ ton/m}^3 = 283.50 \text{ ton.}$

El tiempo efectivo (T.E.) calculado para la barrenación es:

T.E. = hr trabajadas/año x eficiencia de la barrenación.

T.E. = $3,120 \text{ hr/año} \times 0.60 = 1,872 \text{ hr/año.}$

Tiempo de barrenación (T.B) para cada barrenado es:

T.B. = $\frac{\text{Longitud del barrenado}}{\text{Velocidad de penetración}}$

T.B. = $\frac{11 \text{ m/bno}}{30 \text{ m/hr.}} = 0.37 \text{ hr/bno} = 22.2 \text{ min/bno.}$

El número de barrenados (N.B.) que se espera de la máquina al año es:

N.B. = $\frac{T.E.}{T.B.}$

N.B. = $\frac{1,872 \text{ hr/año}}{0.37 \text{ hr-bno.}} = 5,059.5$

N.B. = 5060 bno/año.

La productividad (P) de esta máquina en descapote es de:

P = N.B. x ton/bno.

P = $5,060 \text{ bno/año} \times 283.5 \text{ ton/bno} = 1,434,510 \text{ ton/año}$ en descapote. La productividad (P) de esta máquina en mineral es de:

P = N.B. x ton/bno.

$P = 5,060 \times 240 \text{ ton/bno} = 1,214,400 \text{ ton/año en mineral.}$

Productividad horaria es:

$$P = \frac{N.B. \times \text{ton/bno}}{\text{hr/año}}$$

$$P = \frac{1,214,400 \text{ ton/año}}{3,120} = 389 \text{ ton/hr en mineral.}$$

$$P = \frac{1,434,510 \text{ ton/año}}{3,120} = 459.78$$

$P = 460 \text{ ton/hr en descapote.}$

Cantidad del equipo usado (C) = $\frac{\text{Prod. requerida/hr}}{\text{Prod. de la máq/hr}}$

$$C = \frac{252.3}{389} = 0.649 = \underline{1 \text{ máquina en mineral, hidráulica, de 3.5 pulgadas de diámetro}}$$

$$C = \frac{1,842.3}{460} = \underline{4 \text{ máquinas en descapote, hidráulicas de 3.5 pulgadas de diámetro.}}$$

7.2.1.2.- PERFORADORA ROTARIA R.DC-30 GARDNER DENVER SOBRE CRUGA.-

- Diámetro de barrenación: 6.25 pulgadas.
- Velocidad de penetración: 15 m-hr.
- Eficiencia de barrenación: 60%.
- Plantilla de barrenación: 6.0 x 7.5 m.
- Altura del banco: 10 m.
- Sub-barrenación: 2 m.
- Longitud del barreno: 12 m.

Cálculos:

$$\text{m}^3/\text{bno en tepetate} = 6.0 \text{ m} \times 7.5 \text{ m} \times 10 \text{ m} = 450 \text{ m}^3$$

$$\text{ton/bno en tepetate} = 450 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ ton/m}^3 = 1,215 \text{ ton}$$

El tiempo efectivo (T.E.) calculado para una eficiencia del 60% es:

$$\text{T.E.} = \text{hr trabajadas/año} \times \text{eficiencia de la barranación} \\ \text{ción} = \text{T.E.} = 3,120 \text{ hr/año} \times 0.60 = 1,872 \text{ hr/año.}$$

$$\text{T.B.} = \frac{\text{Longitud del barreno}}{\text{Velocidad de penetración}}$$

$$\text{T.B.} = \frac{12 \text{ m/bno}}{15 \text{ m/hr}} = 0.80 \text{ hr/bno.}$$

El número de barrenos que se espera de la máquina al año es de:

$$\text{N.B.} = \frac{\text{T.E.}}{\text{T.B.}}$$

$$\text{N.B.} = \frac{1,872 \text{ hr/año}}{0.80 \text{ hr/bno}} = 2,340 \text{ bno/año.}$$

La productividad (P) de esta máquina en descapote es de:

$$P = \text{N.B.} \times \text{ton/bno.}$$

$$P = 2,340 \text{ bno/año} \times 1,215 \text{ ton/bno} = 2,843,100 \text{ ton/año en descapote.}$$

La productividad horaria (P) es:

$$P = \frac{\text{No. de bno} \times \text{ton/bno}}{\text{hrs trabajadas/año} \times \text{eficiencia de la barranación.}}$$

$$P = \frac{\text{N.B.}}{\text{T.E.}}$$

$$E = \frac{2,843,100 \text{ ton/año}}{3,120 \text{ hr/año}} = 911.25 \text{ ton/año en descapote.}$$

$$\text{Cantidad del equipo usado (C)} = \frac{\text{Prod. requerida/hr}}{\text{Prod. de la máq/hr}}$$

$$C = \frac{1,842.3}{911.25} = \frac{2 \text{ máquinas rotarias, para el descapote de}}{6.25 \text{ pulgadas de diámetro.}}$$

Con dos perforadoras rotarias para el descapote de 6.25 pulgadas de diámetro y una Track-Drill, para el mineral de 3.5 pulgadas de diámetro se lograría la preparación deseada al inicio del descapote, y luego la producción programada. Para lograr dichos programas se considera, además, otro Track-Drill para cuando una máquina estuviese en reparación.

7.2.2.- CARGADO Y REZAGADO DE MINERAL.-

La decisión de usar un cargador frontal sobre neumáticos se debe a la gran versatilidad de éste equipo; sea, se desplaza con rapidez, tiene amplia capacidad de rezagado y es de fácil manejo. Además, debido a las distintas leyes del cuerpo mineral y a la diseminación del mismo, se hará necesario cargar en diferentes bandejas, lo cual exige que el equipo se mueva con bastante regularidad.

El equipo elegido para esta operación fue el cargador de tipo de batapillar, al cual se agregaron a continuación:

V.2.2.1.- CARGADOR FRONTAL 992 CATERPILLAR (PARA EL DES
CAPOTE).-

- Capacidad nominal del cucharón (C.N.C.): 9.6 m³.
- Factor de cargado (F.C.) 80%.
- Eficiencia general de operación (E.O.): 80.0%
- Coeficiente volunétrico (C.V.): 1.0
- Disponibilidad (D): 80%
- Tiempo de ciclo de carga (T.C.C.): 35 seg.
- Peso volunétrico del mineral quebrado: 1.9
(P.V.M.).
- Peso volunétrico tapetate quebrado: 1.6
(P.V.M.).
- Abundamiento: 40%
- Horas trabajadas por día (H.T.D.): 13.0

Cálculos:

Capacidad efectiva (C.E.) = capacidad nominal de -
cucharón x factor de -
cargado x coeficiente
volunétrico.

C.E. = C.N.C. X F.C. X C.V.

C.E. = 9.6 X 0.8 X 1.0 = 7.68 m³.

T.C.C. = $\frac{35}{60}$ seg = 0.58 min/ciclo.
30

Ciclos/hr = $\frac{\text{min/hr} \times \text{Eficiencia general de operación}}{\text{Tiempo de ciclo de carga.}}$

Ciclos/hr = $\frac{\text{min/hr} \times E.O.}{T.C.C.}$

$$\text{Ciclos/hr} = \frac{60 \text{ min/hr} \times 0.8}{0.58} = 82.75 = 83 \text{ ciclos/hr.}$$

La producción volumétrica por hora es:

$$\text{P.V.H.} = \text{C.E.} \times \text{Ciclos/hr.}$$

$$\text{P.V.H.} = 7.68 \times 83 = 637 \text{ m}^3/\text{hr.}$$

La productividad del cargador en descapote es:

$$\text{P.C.} = \text{P.V.H.} \times \text{Peso Vol. del material quebrado.}$$

$$\text{P.C.} = 637 \text{ m}^3/\text{hr} \times 1.6 \text{ ton/m}^3 = 1,019 \text{ ton/hr. en - descapote.}$$

Las toneladas que llevará en cada cucharón en descapote es:

Ton/cucharón = Producción del cargador \times Peso Vol. del material en descapote =

$$\text{Ton/cucharón} = \text{P.C.} \times \text{P.V.H.}$$

$$\text{Ton/cucharón} = 7.68 \times 1.6 = 12.$$

Los cucharones requeridos para llenar un camión - de 45 ton son:

$$\text{Cucharones necesarios} = \frac{\text{Capacidad del camión}}{\text{Capacidad del cucharón}}$$

$$\text{Cucharones necesarios} = \frac{45 \text{ ton}}{12 \text{ ton/cuch}} = 3.65 = 4 \text{ cucharones.}$$

$$\text{Camiones cargados/hr} = \frac{\text{Ciclos/hr}}{\text{Cucharones necesarios/cam.}}$$

$$\text{Camiones cargados/hr} = \frac{83 \text{ ciclos/hr}}{4 \text{ cucharones}} = 21 \text{ camiones}$$

Como son 3,120 hr/año con una disponibilidad del

cargador de 80%, entonces la producción de la máquina - que se puede lograr al año es ie:

Producción al año = P.C. x Cantidad de hr/año.

Producción al año = 1,019 ton/hr x 3,120 hr/año
= 3,179,280 ton.

La producción esperada de descapote anual es de -- 5,750,000 ton , entonces:

Unidades Necesarias (U.N.) = $\frac{\text{Producción esperada de descapote anual}}{\text{Productividad de la máquina/año.}}$

U.N. = $\frac{5,750,000 \text{ ton}}{3,179,280 \text{ ton}} = 1.81 = \underline{2 \text{ unidades (cargador frontal 992 Jat.)}}$.

Con tres cargadores frontal 992 Caterpillar se lograría la producción deseada, debido a que algunas veces un cargador se puede descomponer.

A) CARGADOR FRONTAL CATERPILLAR 966 C. (PARA EL MINERAL).

Características:

- Capacidad nominal del cucharón (C.N.J.): 3.44 m³.
- Factor de cargado (F.C.): 85%
- Coeficiente volumétrico (C.V.): 1.0 m².
- Eficiencia general de operación (E.O.): 85%
- Disponibilidad (D): 80%
- Tiempo de ciclo de carga (T.C.J.): 30 seg.
- Peso volumétrico de mineral quebrado: 1.9 ton/m³.
(P.V.M.).
- Horas trabajadas por día (H.T.J.): 12.0

Cálculos:

Capacidad efectiva (C.E.) = Capacidad Nominal del Cucharón
x Factor de Carga x coeficiente volumétrico.

$$C.E. = C.N.C. \times F.C. \times C.V.$$

$$C.E. = 3.4 \text{ m} \times 0.8 \times 1.0 \text{ m}^2 = 2.72 \text{ m}^3.$$

$$\text{Tiempo de Ciclo de Carga} = \frac{30 \text{ seg}}{60 \text{ min}} = 0.50 \text{ min/ciclos (F.C.).}$$

$$\text{Ciclos/hr} = \frac{\text{min/hr} \times \text{eficiencia general de Operación}}{F.C.}$$

$$\text{Ciclos/hr} = \frac{60 \text{ min} \times 0.80}{1 \text{ hr} \times 0.50 \text{ min/ciclo}} = 96 \text{ ciclos/hr.}$$

$$\text{Producción Volumétrica/hr} = \text{ciclos/hr} \times \text{capacidad efectiva.}$$

$$\text{Producción volumétrica/hr} = \text{ciclos/hr} \times C.E.$$

$$\text{Prod. vol/hr} = 2.72 \text{ m}^3 \times 96 \text{ ciclos/hr} = 261.12 \text{ m}^3/\text{hr.}$$

La productividad del cargador en mineral será de:

$$P.C. = \text{Prod. vol/hr} \times \text{Peso volumétrico del Mineral Quebrado (P.V.M.).}$$

$$P.C. = 261.12 \text{ m}^3/\text{hr} \times 1.9 \text{ ton/m}^3 = 496.13 \text{ ton/hr.}$$

$$\text{Número de Unidades} = \frac{\text{Prod. requerida/hr}}{P.C.}$$

$$\text{Número de Unidades} = \frac{252.3}{496.13} = 0.51 = 1 \text{ cargador frontal Peterpillar 966J.}$$

Con un cargador frontal 966 J, es suficiente para cargar el mineral a los camiones de acarreo, los cuales lo llevan desde el banco en explotación hasta la Planta metalúrgica de Ayotzila.

B) EQUIPO DE ACARREO PARA EL DESCAPOTE.-

La elección del equipo de acarreo, y sus dimensiones, será de acuerdo a las especificaciones de los equipos que existen en el mercado, a los requerimientos de volumen por descapotar, y a la capacidad efectiva del equipo de rezagado.

1.- CAMION JAFERPILLAR 773 B.-

Características:

- Ancho del camino:	16 m.
- Pendiente:	6%
- Longitud máxima (ida y vuelta)	3.2 km.
- Velocidad promedio (camión cargado)	20 km/hr
- Disponibilidad:	80%
- Eficiencia de operación:	80%
- Capacidad del camión:	45 ton.

Cálculos:

Tiempo/viajes= tiempo de maniobras + tiempo de acarreo.

Tiempo de carga (T.C.)= tiempo/ciclo x No. de cucharón/camión.

$$T.C. = 35 \text{ seg} \times 4 \text{ cucharones} = \frac{140 \text{ seg/cucharón}}{60 \text{ min.}}$$

$$= 2.33 \text{ minutos/cucharón}$$

Tiempo de acomodamiento: 1.0 min.

Tiempo de descarga: 1.0 min.

Tiempo/maniobras (total) = 4.33 min.

Tiempo de acarreo:

Tiempo de ida = $\frac{\text{recorrido}}{\text{Vel. camión cargado}}$

Tiempo de ida = $\frac{1.6 \text{ km} \times 60 \text{ min}}{20 \text{ km/hr} \times 1 \text{ hr}} = \frac{96 \text{ km/min}}{20 \text{ km}} = 4.8 \text{ min}$

Tiempo de regreso = $\frac{\text{recorrido}}{\text{Vel. camión vacío}}$

Tiempo de regreso = $\frac{1.6 \text{ km} \times 60 \text{ min}}{20 \text{ km/hr} \times 1 \text{ hr}} = 4.8 \text{ min.}$

Tiempo de acarreo: 9.60 min.

Tiempo/viaje total = $4.83 + 9.60 = 13.93 = 14 \text{ min.}$

Se requiere una cantidad de tepetate de 1,842 ton.

Viajes por hora = $\frac{\text{Cantidad de tepetate por hora}}{\text{Capacidad del camión}}$

Viajes/hr = $\frac{1,842 \text{ ton}}{45 \text{ ton}} = 40.93 = 41 \text{ viajes/hr.}$

Viajes de un camión/hr = $\frac{60 \text{ min}}{13 \text{ min}} = 4.5 = 5 \text{ viajes de un camión/hr.}$

No. de viajes efectivo/hr del camión = $\frac{\text{Viajes de un camión/hr} \times \text{Disponibilidad}}$

No. de viajes efectivos/hr del camión = $5 \times 0.80 = 4 \text{ viajes/hr.}$

La productividad de cada camión = $\text{Viajes/hr} \times \text{capacidad del camión.}$

La productividad de cada camión = $4 \times 45 \text{ ton} = 180 \text{ ton/hr.}$

Número de unidades para lograr la producción es:

No. unidades = $\frac{\text{Producción horaria}}{\text{Productividad del camión/hr}} = \frac{1,842 \text{ ton/hr}}{180 \text{ ton/hr}} = 10.23 = 11 \text{ camiones.}$

Con 12 camiones se lograría la producción necesaria de mineral y tepetate.

V.2.4.- EQUIPOS AUXILIARES.-

Cuando la naturaleza del material no requiere explosivos para ser tumbado, o cuando el material suelto producto de la voladura halla que removerlo, se realiza utilizando un tractor sobre orugas, el cual usa una hoja para el corte y el acarreo, y un arado o ripper para aflojar el material. En la construcción de caminos, también se usa este tipo de máquinas; en la conservación de los mismos, y en el mantenimiento de los pisos de los bancos en operación se utiliza la motoconformadora. Además, es conveniente disponer de una pipa de agua para regar los caminos, evitando la producción de polvo, y de esta forma, conseguir ventajas para la producción.

Por lo que en el tajo de Neopa, con tres tractores del tipo Caterpillar D-9-4, se puede realizar esta tarea y con dos motoconformadoras Caterpillar, modelo 14-G, -- será suficiente. Además, una pipa de agua será útil, ya que es una región húmeda y pocos son los períodos en que haya que regar mucho.

Dos camionetas del tipo Pick-Up son necesarias para la supervisión, y un camión engrasador para dar mantenimiento a los camiones y máquinas. Además, una camioneta

tipo estacas se requerirá para el movimiento de explosivos.

7.2.5.- MAQUINARIA REQUERIDA PARA LA OPERACION DEL Tajo.

Realizando un resumen del equipo a utilizar para la capacidad esperada del tajo Naopa, se anexa la siguiente lista de equipos los cuales deberán comprarse al inicio del proyecto.

RESUMEN

<u>Nombre del Equipo.</u>	<u>Especificaciones</u>	<u>No. de Unidades</u>
Perforadora Rotaria	Diámetro 6.5 pulg.	2
Track-Drill Hidráulico	Diám. de 3.5 pulg.	2
Cargador Frontal	Cat 992, cap. del cucharón 9.6 m ³ .	3
Cargador Frontal	Cat 966 J, cap. del cuch. 3.4 m ³ .	1
Camiones de Acarreo	Cat 773, cap. 45 - ton descarga trasera	12
Tractores de Oruga	Cat D-9H con ripper y hoja angulable.	3
Nota-Conformadora	Cat 14-G	2
Camión Engrasador	Cap. tres ton.	1
Fipa de Agua	Cap. 10,000 litros.	1
Compactadora	Tipo vibratoria	1

Camionetas

Ford Pick-Up de 3/4 ton.

2

Camioneta

Ford tipo Estacas 3 ton.

1

CAPITULO VI

ESTUDIO ECONOMICO .-

VI.1.- MONTO DE LA INVERSION. COMPRA DE TERRENOS.-

En la actualidad, la Cia. Minera Autlán, es dueña de 62 hectáreas que corresponden al área del tajo y -- los tiraderos de calidad intermedia en la parte sur. Para complemento de los tiraderos de tepetate hay que comprar una extensión de 38 hectáreas.

El costo de esta inversión es de:	
38 Hectáreas:	\$ 1,520,000.00
Gastos de Escrituración:	<u>250,000.00</u>
TOTAL:	\$ 1,770,000.00

VI.1.1.- CAMINO A LA ZONA DE NAOPA.-

El acceso a esta zona se logrará si se construye un camino nuevo de Quetzalongo a Naopa, cuya longitud es de 10 km y su costo será de \$ 12,915,000; pero se realizará en forma conjunta con el Gobierno del Estado de Hidalgo; entonces, su costo es de:

Costo del camino: \$ 6,500,000.

VI.1.2.- INVERSION EN LAS OBRAS DE INFRAESTRUCTURA.-

A) CAMPAÑAS.-

El costo para la construcción de un campamento provisional es de: \$ 500,000.

B) TALLER.-

En la construcción del taller, se hará de estructuras modulares y piso de concreto, siendo su costo de:

Costo del Taller: \$ 1,513,000.

C) OFICINAS Y ALMACEN.-

Para la edificación de oficina y almacén se estima un costo de \$2,500,000.

D) ENERGIA ELECTERICA.-

El abastecimiento de energía eléctrica será proporcionado por la C.F.E., por lo cual se instalará una sub estación. El equipo de transformación será obtenido de la Unidad Molango, teniendo un costo de: \$ 500,000.

E) ABASTECIMIENTO DE AGUA.-

Este será desde un afluente del río Claro, por lo que es necesario construir una línea de energía eléctrica de dos kilómetros sobre poste, teniendo un costo de: \$ 600,000.

VI.1.3.- COMPRA DE MAQUINARIA.-

La inversión más elevada es por la compra de equipo, los precios son tomados del año anterior, (Diciembre de 1982) puesto en la frontera, incluyendo impuesto de importación:

<u>Concepto</u>	<u>En Dólares U.S.A.</u>
Perforadora Rotaria:	
R.D.C.- 30 Gardner Denver sobre orugas.	\$ 390,000.
Track Drill Hidráulico:	
Rock-810 Atlas Copco sobre orugas	310,000.
Cargador Frontal:	
Cat. 992 sobre neumáticos	600,000.
Cargador Frontal:	
Cat. 966 G. sobre neumáticos	220,000.
Tractor de orugas:	
Cat. D. 9H	550,000.
Camión uso fuera de carretera:	
Cop. 45 ton. Cat. 773 B.	350,000.
Motoconformadora:	
Cat. 140 G.	250,000.
Rodillo compactador:	
Cat. tipo vibratorio 13,700 kgs.	50,000.

El precio del equipo que se puede comprar en México es el siguiente:

<u>Concepto</u>	<u>En pesos, M.N.</u>
Camión engrasador Ford 600 (adaptador)	\$ 2,500,000.
Pipa de agua Ford 600 (adaptado)	1,500,000.
Camioneta Pick Up Ford 150	450,000.
Camioneta Estacas Ford 350	700,000.

El tipo de cambio es de \$ 100.00 por dólar, y la inversión es la siguiente:

<u>Tipo de máquina</u>	<u>No. de Unidades</u>	<u>Precio Unitario en millones de pesos, M.N.</u>	<u>Valor en millones de pesos M.N.</u>
Perforadora Rotaria			
R.D.C. 30	2	39	78
Track Drill			
Rock 310	2	31	62
Cargador Frontal			
Cat. 992 C	3	60	180
Cargador Frontal			
Cat. 956 C	1	22	22
Camiones de Acarreo			
Cat. 773 B	12	35	420
Tractor de oruga			
Cat D-9	3	55	165
Motocofmadora			
Cat 14 G	2	25	50
Camión engrasador	.		
Ford 600	1	2.500	2.500

Pipa de Agua			
Ford 600	1	1.500	1.500
Compactadora			
Cat. 13,700 kg.	1	5	5
Camioneta			
Ford 350	1	0.700	0.700
Camioneta			
Ford 150	2	0.450	<u>0.900</u>
		TOTAL:	\$ 987.600

VI.1.4.- SUMARIO DE LA INVERSION.-

La inversión del capital es la suma de todos los párrafos anteriores:

<u>Concepto</u>	<u>Valor en millones de pesos</u>
	<u>N.N.</u>
Adquisición de terrenos	\$ 1.770
Camino de acceso	6.500
Campamento	0.500
Faller	1.500
Oficinas	2.500
Energía Eléctrica	0.500
Abastecimiento de agua	0.600
Compra de maquinaria	<u>987.600</u>
TOTAL:	\$1,007.450
Almacén \$	<u>50.074</u>
<u>Total Inversión:</u>	<u>\$1,057.524</u>

VI.2.- COSTOS ESTIMADOS DE PERFORACION, VOLADURA, CARGADO O REZAGADO.-

Los costos de operación se dividen en dos partes: Mineral y Tepestate; los cuales son supervisados según la actividad: Barrenación, Voladura, Cargado o Rezagado, Acarreo, Equipo Auxiliar y Mano de Obra.

El costo de la maquinaria se obtendrá de acuerdo a las horas costo, según las fórmulas siguientes:

$$\text{Inversión: } I = \frac{Vc + Vr \times i}{2 \text{ Hr.}}$$

$$\text{Depreciación: } D = \frac{Vc - Vr}{Ve}$$

Donde:

Vc = Valor de compra.

Vr = Valor de rescate.

Ve = Vida económica.

i = Tasa de interés de oportunidad anual.

Hr = Horas efectivas anuales.

En los costos de mantenimiento se utiliza la fórmula siguiente:

$$\text{Mantenimiento: } M = Q \times D$$

Donde:

Q = Es el coeficiente que abarca los incisos siguientes:

Salidas de almacén, Pago a talleres, salario del Personal, Compra de refacciones nacionales e importa-

das, Materiales de Consumo.

D = Depreciación.

Los costes de lubricante y combustibles son proporcionales al costo del litro por la cantidad consumida:

$$E = cPc \text{ y } L = aPi$$

Donde:

E = Costo horario por combustible.

c = cantidad de combustible por horas.

Pc = Precio del combustible.

L = Cargo de lubricantes.

a = Consumo de aceite.

Los costos por concepto de llantas:

$$LL = \frac{Vc}{Hv}$$

Donde:

LL = Costo por llantas.

Vc = Valor de compra.

Hv = Duración de la llanta en horas.

VI.2.1.- COSTO POR BARRERACION DEL MINERAL Y DEL RE PERAL.-

A) En mineral.

El costo por barreración en mineral es de:

\$ 83.94/ton, M.M.

B) En Descapote (Tepetate)

El costo por barrenación en descapote es de:
\$5.54/ton, M.N.

Ver cálculos en Anexo No. 24.

2.- COSTO DE VOLADURA.-

A) En Mineral.

El costo por tonelada turbada de mineral y por concepto de explosivo es de: \$4.19/ton, M.N.

B) En Descapote (Tepetate).

El costo por tonelada turbada de tepetate y por concepto de explosivo es de: \$4.04/ton, M.N.

Ver cálculos en Anexo No. 25

3.- COSTOS DE CARGADO O REZAGADO.-

A) En Mineral.

El costo de mineral por cargado o rezagado y por concepto de llantas es de: \$11.12/ton, M.N.

B) En descapote (Tepetate).

El costo por rezagado o cargado de tepetate y por concepto de llantas es de: \$10.31/ton, M.N.

Ver cálculos en Anexo No. 26

4.- CARRIO DE MINERAL.-

A) En Mineral.

El acarreo del mineral de Naopa a la zona industrial de Ayotetla es de: \$175/ton , M.N.

B) En Descapote (Tepetate)

El costo de tepetate por acarreo y por concepto de - llantas es de: \$28.20/ton , M.N.

Ver cálculos en Anexo No. 27

VI.2.2.- VALOR DE LA MAQUINARIA EN EXISTENCIA.-

Se calculó de la misma forma anterior, pero global-- mente, \$1.40/ton , M.N., los cuales se cargarán en un 50% tanto al mineral como al descapote.

VI.2.3.- COSTO DE LA MANO DE OBRA.-

El costo de la mano de obra es de: \$2.67/ton, M.N.,- el cual se cargará un 50% al mineral y al descapote.

Ver cálculos en Anexo No. 28

VI.2.4.- RESUMEN DE LOS COSTOS DE OPERACION EN MONEDA NACIONAL.-

<u>Concepto</u>	<u>Mineral</u> <u>Costo/ton.</u>	<u>Descapote</u> <u>Costo/ton.</u>
Extracción	\$ 82.96	\$ 5.84
Voladura	4.19	4.04
Resagado	11.12	40.31

Acarreo	201.25	28.20
Equipo auxiliar	0.70	0.70
Mano de Obra	<u>1.305</u>	<u>1.305</u>
TOTAL:	\$ 301.53	\$ 80.40

VI.3.- COSTO DEL TRATAMIENTO METALURGICO (MODULIZACION).--

<u>Concepto</u>	<u>Costo/ton., M.N.</u>
Trituración	\$ 12.31
Modulización	<u>96.42</u>
TOTAL:	\$ 108.73

VI.4.- COSTOS DE TRANSPORTE.--

El transporte de los nódulos de manganeso de la zona industrial a Tamós o a Tampico, genera un costo por embarque de: \$410/ton, M.N.

VI.5.- COSTOS INDIRECTOS.--

Los costos indirectos o gastos generales, son los costos que generan el control, manejo, estudios especializados y aquellos de carácter administrativo útiles para la producción del mineral.

Los costos indirectos por tonelada son de: \$22.12/ton, M.N.

VI.6.- INGRESOS POR VENTAS.-

El precio del manganeso es de \$1.58 dólares por unidad, nódulo con una ley de 38.5% a 41% de manganeso, en el mercado internacional, y de \$2.40 dólares en el mercado interno. Se considera un promedio de venta de 50% en el interior y de 50% en el exterior del país.

<u>Concepto</u>	<u>Pago/ton, M.F.</u> <u>38% de manganeso</u>
Ventas Nacionales: \$1.68 x 39% x \$100	\$ 6,552
Ventas Internacionales: \$2.40 x 39% x \$100	<u>9,360</u>
TOTAL:	\$15,912
Promedio:	\$ 7,956/ton.

Para respaldar la inversión, el precio de venta será de: \$7,900/ton de nódulos de manganeso.

VI.7.- ANALISIS DE VIABILIDAD.-

En el actual estudio económico, no se tomará en cuenta la fuente de capital ni el límite de fondos -- (confidenciales).

La inversión inicial requerida es de \$1052 milles de pesos (cantidad que se depreciará a 5 años, a partir de la obtención de utilidades).

El capital de trabajo se amortizará a medida que

se obtengan utilidades, de la manera siguiente:

El total del capital entre los años de operación.

La recuperación metalúrgica, en peso, es de un - 68%, y los costos ya obtenidos aumentarán en un 6% -- anual, acumulativo.

El mineral de manganeso se venderá a \$7,900/ton, M.N., constante, para los años de operación (10 años).

VI.7.1.- FLUJO DE CAJA.-

<u>Año 1</u>	<u>Millones de pesos, M.N.</u>
(+) Ingresos	0.000
(-) Costo por descapote:	
6,262,000 x 80.40	503.465

<u>Año 2</u>	<u>Millones de pesos, M.N.</u>
(+) Ingresos	0.000
(-) Costo por descapote:	
6,262,000 x 85.22	533.648

NOTA: Cantidad total amortizada: \$1037.113 millones de pesos, en 8 años; la cantidad anual amortizada - es de: \$129.639 millones de pesos, M.N.

Año 3

Liquidación de 412,000 ton de mineral.

(+) <u>Ingreso: 412,000 x 0.53 x 7.900</u>	<u>5 2.213.254</u>
(-) Costo/descapote: 6,203,000 x 90.33	560.317
(-) Costo de minado: 412,000 x 319.62	131.683

(-) Regalías: 412,000 x 0.68 x 5.00 (ejidatarios)	1,401
(-) Costo de modulación: 412,000 (0.68) (245.25)	32,215
(-) Costo/embarque: 412,000 (0.68)(41-.50)	121,750
(-) Gastos generales: 412,000 (0.68)(23.45)	6,370
(-) Depreciación: <u>1052</u> 5 años	210,400
(-) Amortización:	<u>129,639</u>
	1020,609
(-) Agotamiento (5%):	<u>51,031</u>
Utilidad antes del Impuesto:	969,577
(-) Impuesto S.R. (42%):	407,223
(-) Reparto de utilidades (5%):	<u>77,566</u>
Utilidad después del Impuesto:	484,790
(+) Depreciación:	210,400
(+) Amortización:	129,639
(+) Agotamiento (5%):	<u>51,031</u>
Utilidad Neta (Año 3):	\$ 375,859

Año 4

Millones de pesos n.m.

Liquidación de 787,000 ton de mineral.

(+) Ingreso: <u>787,000 (0.68) (7,300)</u>	\$ -227,764
(-) Costo/desecho: 5,748,000(95.75)	550,371
(-) Costo de operación: 787,000 (338.80)	266,636
(-) Costo de modulación: 787,000 (0.68) (122.17)	65,380
(-) Regalías: 787,000 (0.68) (5.00)	2,676
(-) Costo/embarque: 787,000 (0.68)(460.63)	246,538

(-) Gastos Generales: 787,000 (0.68)(24.36)	13.304
(-) Depreciación: <u>1052</u>	
5 años	210.400
(-) Amortización:	<u>129.639</u>
	2742.820
(-) Agotamiento (5%):	<u>137.141</u>
Utilidad antes del Impuesto:	2605.679
(-) Impuesto S.R. (42%):	1094.385
(-) Reparto de utilidades (8%):	<u>208.454</u>
Utilidad después del Impuesto:	1302.840
(+) Depreciación:	210.400
(+) Amortización:	129.639
(+) Agotamiento (5%):	<u>137.141</u>
Utilidad Neta (Año 4):	\$1780.020

Año 5

Liquidación 787,000 ton de mineral.

(+) Ingreso: <u>787,000 (0.68) (7.980)</u>	64227.764
(-) Costo/descapote: 5,748,000 (101.50)	583.422
(-) Costo de operación: 787,000 (359.13)	282.635
(-) Costo de modularización: 787,000 (0.68) (129.5)	69.303
(-) Moratorias: 787,000 (0.68) (5.00)	2.876
(-) Costo/embarque: 787,000 (0.68) (488.32)	261.329
(-) Gastos generales: 787,000 (0.68) (26.35)	14.101
(-) Depreciación: <u>1052</u>	
5 años	210.400
(-) Amortización:	<u>129.639</u>
	\$2540.639

<u>Año 5</u>	<u>Millones de pesos, N.N.</u>
(-) Agotamiento (5%):	\$ <u>133.713</u>
Utilidad antes del Impuesto:	2540.546
(-) Impuesto S.R. (42%):	1057.029
(-) Reparto de utilidades (8%):	<u>203.244</u>
Utilidad después del Impuesto:	1270.273
(+) Depreciación:	210.400
(+) Amortización:	129.639
(+) Agotamiento (5%):	<u>133.713</u>
Utilidad Neta (Año 5):	\$ 1744.025

Año 6

Liquidación 787,000 ton de mineral.

(+) Ingreso: 787,000 (0.68) (7.900)	\$ <u>4227.764</u>
(-) Costo/descapote: 5,748,000 (107.59)	618.427
(-) Costo de operación: 787,000 (380.68)	299.595
(-) Regalías: 787,000 (0.68) (5.00)	2.676
(-) Costo de neutralización: 787,000 (0.68) (137.27)	73.461
(-) Costo/embarque: 787,000 (0.68) (517.62)	<u>277.010</u>
(-) Gastos generales: 787,000 (0.68) (27.93)	14.947
(-) Depreciación: <u>1052</u> 5 años	210.400
(-) Amortización:	<u>129.639</u>
	2601.609
(-) Agotamiento (5%):	<u>133.080</u>
Utilidad antes del Impuesto:	\$ 2471.529

(+) Depreciación:	210.400
(+) Amortización:	129.639
(+) Agotamiento (5%):	<u>136.376</u>
Utilidad Neta (Año 7):	\$ 1771.984

Año 8

Liquidación 787,000 toneladas de mineral.

(+) <u>Ingreso: 787,000 (0.68) (7,900)</u>	\$ 4227.764
(-) Costo/descapote: 5,748,000 (120.89)	694.876
(-) Costo de operación: 787,000 (427.73)	336.624
(-) Costo de modulización: 787,000 (0.68) (154.24)	82.543
(-) Regalías: 787,000 (0.68) (5.00)	2.676
(-) Gastos generales: 787,000 (0.68) (31.39)	24.704
(-) Amortización:	<u>129.639</u>
	\$ 2645.453
(-) Agotamiento (5%):	<u>132.273</u>
Utilidad antes del Impuesto:	2513.180
(-) Impuesto S.R. (42%):	1055.536
(-) Reparto de utilidades (8%):	<u>201.054</u>
Utilidad después del Impuesto:	1256.590
(+) Amortización:	129.639
(+) Agotamiento (5%):	<u>132.273</u>
Utilidad Neta (Año 8):	\$ 1518.502

Año 9

Liquidación 787,000 toneladas de mineral.

(+) <u>Ingreso: 787,000 (0.68) (7,900)</u>	\$ 4227.764
--	-------------

(-) Costo/descapote: 5,748,000 (128.14)	735.549
(-) Costo de operación: 787,000 (453.39)	355.818
(-) Costo de modulación: 787,000 (0.68) (163.49)	87.493
(-) Regalías: 787,000 (0.68) (5.00)	2.576
(-) Costo/embarque: 787,000 (0.68) (616.50)	329.929
(-) Gastos generales: 787,000 (0.68) (33.27)	25.183
(-) Amortización:	<u>129.639</u>
	\$ 2555.480
(-) Agotamiento (5%):	<u>127.924</u>
Utilidad antes del Impuesto:	2430.556
(-) Impuesto S.R. (42%):	1020.834
(-) Reparto de utilidades (8%):	<u>194.445</u>
Utilidad después del Impuesto:	1215.277
(+) Amortización:	129.639
(+) Agotamiento (5%):	<u>127.924</u>
Utilidad Neta (Año 9):	\$ 1472.840

Año 10

Liquidación 787,000 toneladas de mineral.

(+) <u>Ingreso: 787,000 (0.68) (7,900)</u>	<u>\$ 4227.754</u>
(-) Costo/descapote: 5,748,000 (135.83)	735.759
(-) Costo de operación: 787,000 (480.59)	373.324
(-) Costo de modulación: 787,000 (0.68) (173.30)	92.743
(-) Regalías: 787,000 (0.68) (5.00)	2.576
(-) Costo/embarque: 787,000 (0.68) (653.49)	249.721
(-) Gastos generales: 787,000 (0.68) (35.27)	27.758

(-) Amortización:	<u>129.639</u>
	\$ 2466.253
(-) Agotamiento (5%):	<u>123.313</u>
Utilidad antes del Impuesto:	\$ 2342.940
(-) Impuesto S.R. (42%):	984.035
(-) Reparto de utilidades (8%):	<u>187.435</u>
Utilidad después del Impuesto:	\$ 1171.470
(+) Amortización:	129.639
(+) Agotamiento (5%):	<u>123.313</u>
Utilidad Neta (Año 10):	\$ 1424.422

Véase hoja resumen siguiente de flujo de caja.

VI.7.2.- PERIODO DE CANCELACION DE LA INVERSION (Pc) Y -- RENTABILIDAD DEL PROYECTO DE WACPA (Rr).-

El Período de Jancelación (Pc): es el número de años durante los cuales, los ingresos netos reducidos a valor actual, son iguales al monto total de la inversión (C), - que es de \$1,052 millones, M.N.

$$C = \sum_{k=1}^{Pc} \frac{I_k}{(1+i)^k} = I_k (PR)_{Pc,i}$$

i = Tasa de Interés de Oportunidad Anual (50%).

I_k = Ingresos Netos.

Años	Ingresos Netos	Factor de Valor Anual	Ingresos Netos Reducidos a Valor Anual	Valor Acumulado
3	875.859	0.2962	259.429	259.429
4	1780.020	0.1975	351.554	610.983
5	1744.025	0.1317	229.693	840.677

6	1705.834	0.0378	649.777	200.448
7	1771.934	0.0585	103.661	1094.109
8	1518.442	0.0390	59.222	1052.093
9	1472.731	0.0260	38.294	103.661
10	1424.352	0.0173	24.543	42.109
TOTAL:			1215.268	

Entonces:

$$\begin{array}{r}
 = 1094.109 \qquad = 1094.109 \\
 \underline{\qquad 990.448} \qquad \underline{\qquad 1052.093} \\
 103.661 \qquad \qquad 42.109
 \end{array}$$

Si: 104 ----- 1 año

42 ----- X años

Donde: X = 0.40 años (4 meses) = +.3 = 5 meses.

El Pc = 6 años con 5 meses.

A) TASA DE GANANCIA O RENTABILIDAD DE LA INVERSIÓN, POR EL MÉTODO REALISTA (Rr).-

Rr = Rentabilidad de la Inversión, por el método realista.

i = Tasa de Interés de Oportunidad anual.

n = Número de Años (10 años).

J = Monto de la Inversión (\$1,052 millones, A.L.).

I_k = Ingresos Netos.

K = Años a partir del cual se empieza a recibir Ingresos Netos.

Sustituyendo en la fórmula:

$$Rr = \sqrt[n]{\frac{\sum_{k=K}^n \frac{I_k}{(1+i)^k}}{J}} - i$$

$$Rr = \sqrt[10]{\frac{70,152}{1,052}} - 1(100) = 66.68 - 1(100)$$

$$Rr = (1.52 - 1)100$$

$$Rr = 52\%$$

VI.7.3.- INGRESOS NETOS REDUCIDOS A VALOR ACTUAL Y CÁLCULO DE LA GANANCIA (G).-

$$G = I_1(1+i)^{-1} + I_2(1+i)^{-2} + \dots + I_n(1+i)^{-n}$$

Entonces:

$$S = \sum_{k=1}^n I_k(1+i)^{-k}$$

$$S = 875.859(1.5)^{-3} + 1780.020(1.5)^{-4} + 1744.025(1.5)^{-5} + \\ 1705.884(1.5)^{-6} + 1771.984(1.5)^{-7} + 1518.502(1.5)^{-8} + \\ 1472.840(1.5)^{-9} + 1424.422(1.5)^{-10} =$$

$$S = 1216.268$$

La Ganancia (G), durante la vida útil del proyecto -- Maopa, es la diferencia entre la sumatoria de los ingresos netos reducidos a valor actual, menos el monto de la inversión total (C).

$$G = \sum_{k=1}^n I_k(1+i)^{-k} - C$$

$$G = \$ 1216.268 - \$ 1052.000 = \$ 164.268 \text{ millones, A....}$$

CAPITULO VII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .-

VII.1.- CONCLUSIONES.-

1.- El cálculo de los elementos principales del equipo de operación nos indica principalmente la capacidad o tamaño de cada uno de ellos, basándonos en el tonelaje de tepetate a descapotar y del mineral a transportar. Como se puede observar, se toma como base equipo Caterpillar, en virtud de que el autor de esta tesis tomó -- ejemplos de unos catálogos de dicha firma. Esto no quiere decir que se deba adquirir todo el equipo con esta Empresa; sino que la Cía. Atlán podría decidir comprar el equipo escogido con más detalle, en base a cotizaciones, eficiencias, tiempos de entrega, servicio de refacciones y otros factores.

2.- Como se observa en el "estudio económico", en el -- proyecto Naopa se calcula una rentabilidad de 52%, con un período de cancelación de 6 años, 5 meses; y una ganancia de \$164 millones, I.N. El proyecto, en cuanto -- mejoren las condiciones económicas del país, se considere rentable.

3.- En el estudio económico, se tomó el mismo precio --

del manganeso durante los 10 años de operación, con el objeto de tratar de ser conservadores, debido a la casi estabilidad del precio del manganeso observado a fines de 1952 y durante 1953.

4.- Los resultados son favorables, por lo que parece - considerar el proyecto Maopa como viable, tanto desde el punto de vista técnico como económico.

VII.2.- RECOMENDACIONES.-

1.- Al analizar la forma y estructura del depósito maopa ral, se recomienda elaborar un programa de barrenación a diamante con el objeto de conocer con más detalle la morfología del yacimiento de manganeso.

2.- Se recomienda que durante la explotación del yacimiento a Cielo Abierto, se lleve un muestreo geológico - sistemático y detallado, con un control por medio de planos y mapas de todas las obras, relacionando lo anterior con los resultados del programa de barrenación a diamante propuesto.

3.- En la operación de cualquier mina minera es muy importante tener personal capacitado; de lo contrario, - - nuestros costos se elevarán. Por lo tanto, se recomienda tener especial cuidado al contratar personal, y conforme se vaya avanzando, capacitario y adiestrario en las operaciones para trabajar con costos bajos.

4.- Se recomienda plantear la posibilidad de realizar con algún contratista el transporte del mineral, a la zona de Ayotetla.

5.- Se recomienda actualizar precios, costos y pagos con el tipo de cambio del dólar actual; y realizar un nuevo estudio económico bajo las condiciones expuestas en párrafos anteriores.

6.- Se recomienda realizar una investigación para mejorar el costo por concepto de transporte, ya sea por algún tipo de banda transportadora o teleférico, manganeso-ducto, o una carretera directa de Naopa a Ayotetla.

B I B L I O G R A F I A

- A.I.M.M.G.M. Primer Simposio de Minería.
Asociación de Ingenieros Mi-
neros Metalurgistas y Geolo-
gos de México, A.C., Chihuahua,
México, 1955.
- Cummins and Given. SME-Mining Engineering Hand-
book, Society of Mining En-
gineers of AIME, New York,-
1973.
- Edition 11, Printed Caterpillar Performance - -
in U.S.A. Handbook. October 1980.
- Ing. David Gómez Ruiz. Apuntes de Explotación de -
Minas III y IV, 1981.
- Ing. Manuel Franco Ló- Apuntes de Proyectos Minero-
pez. Metalúrgico, 1982.
- Moreno, s. Alberto, Elementos de Probabilidad y
Jauffred Francisco. Estadística, Serie: Métodos
para el Análisis de siste--
mas de Ingeniería. 4a. Im--
presión. Representaciones y
Servicios de Ingeniería, S.
A., México 1976, Vol. I.

George A. Taylor. Ingeniería Económica. Editorial Limusa, México 1960.

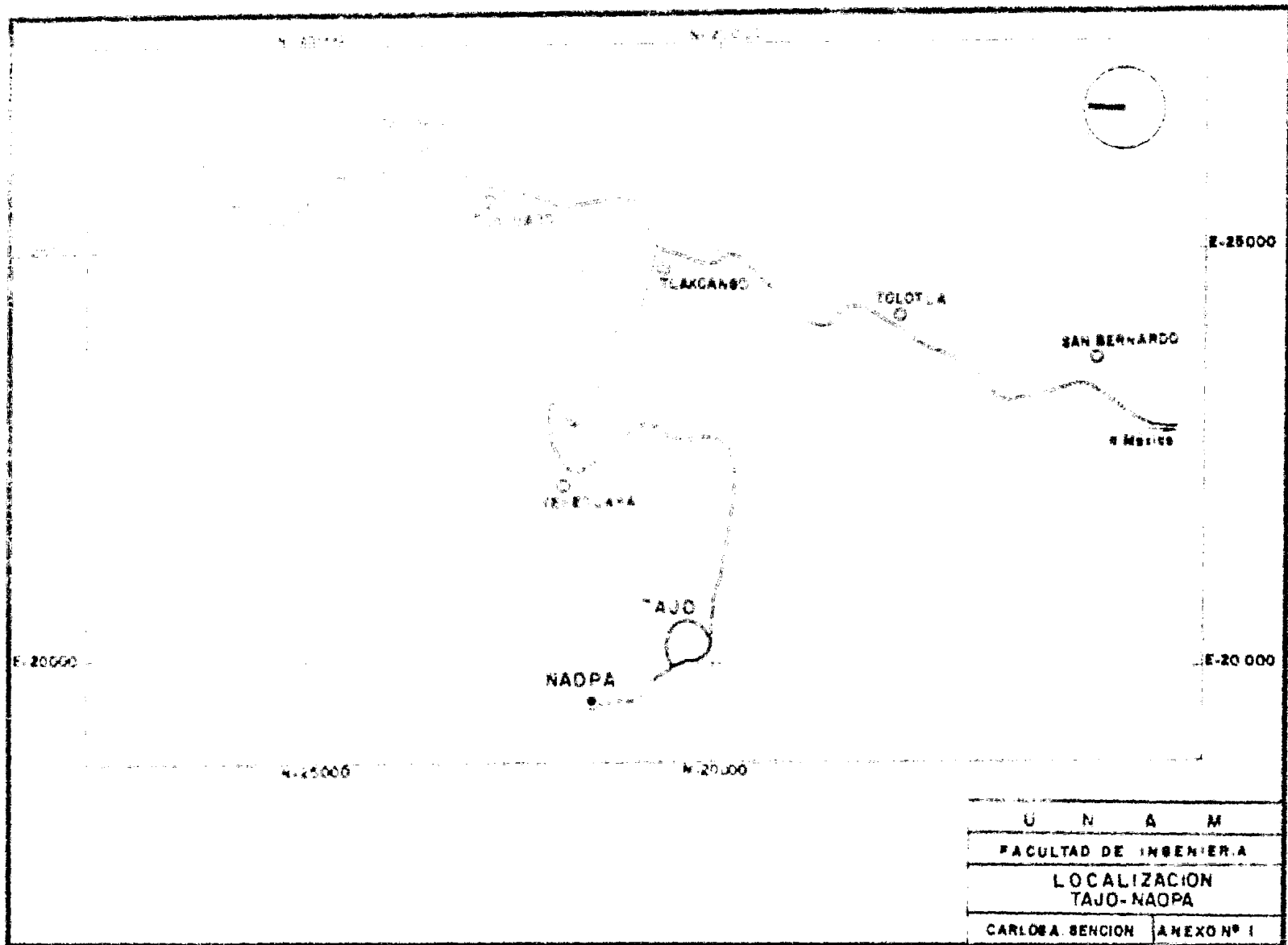
G. J. Tadeson, M.S. Económica del Proyecto de Ingeniería.

Fabrizio, M.S. Ing
ser.

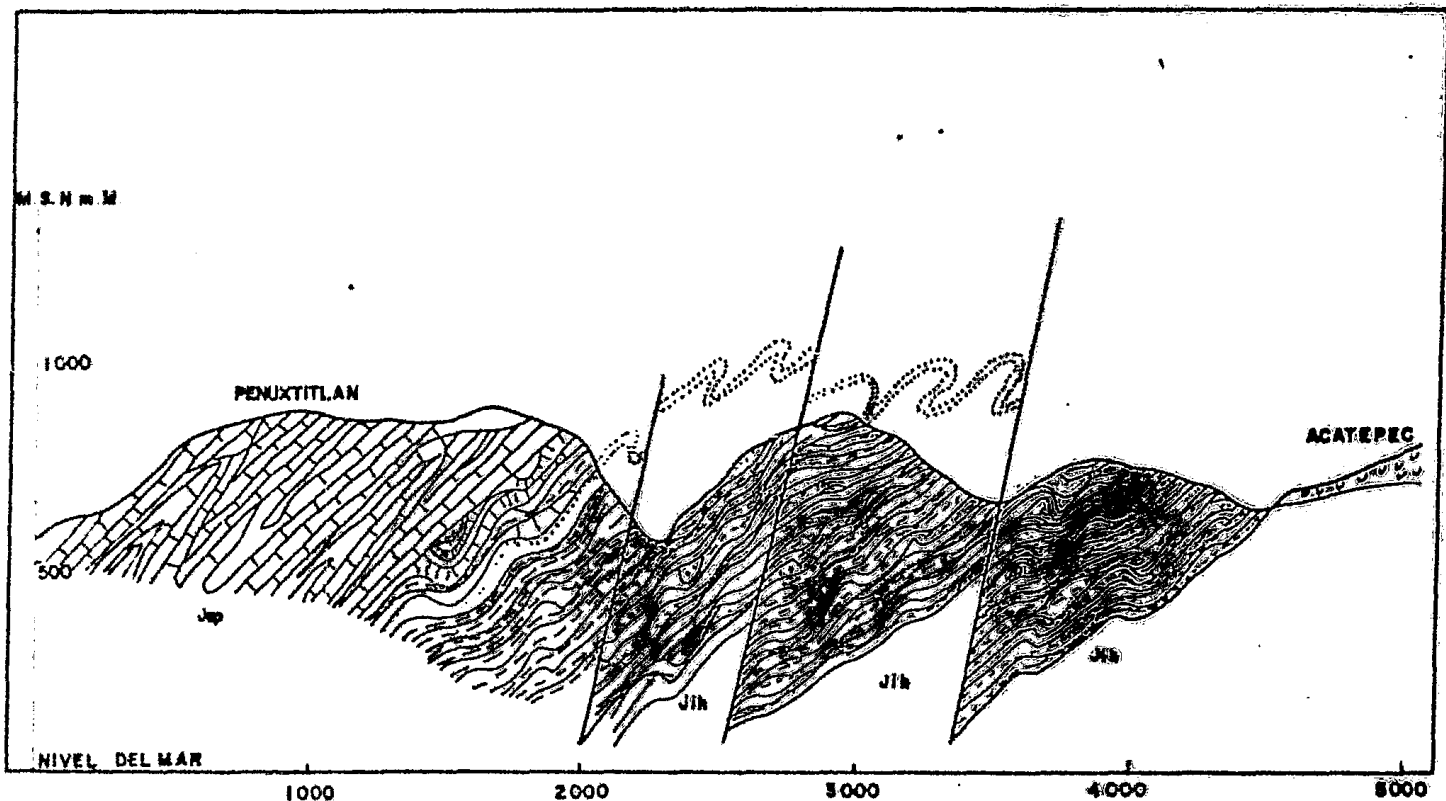
R. L. Peurifoy. Métodos de Planeamientos y Equipos de Construcción.

Surface Mining. Editor, Classic. Covering --
E.P. Sfleiter. all aspects of Surface Mining Technology, 1966.








Vidal A. Explotación de Minas. Trad. Ediciones Omega, S.A., Barcelona 1966, Vol. I.



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
LOCALIZACION TAJO-NAOPA	
CARLOS A. SENCION	ANEXO N° 1



SIMBOLOGIA

-  TV TERCARIO VOLCANICO
-  Jsp FORMACION PIMIENTA
-  Jach FORMACION CHIPECO MANGANESITERA
-  Jss FORMACION SANTIAGO
-  Jm FORMACION TEPEXIC
-  Jaa FORMACION CARUABAS
-  Jih FORMACION HUAYACOGOTLA Contacta Inferida

ESCALA VERT 1:20000

ESCALA HORIZ 1:50000

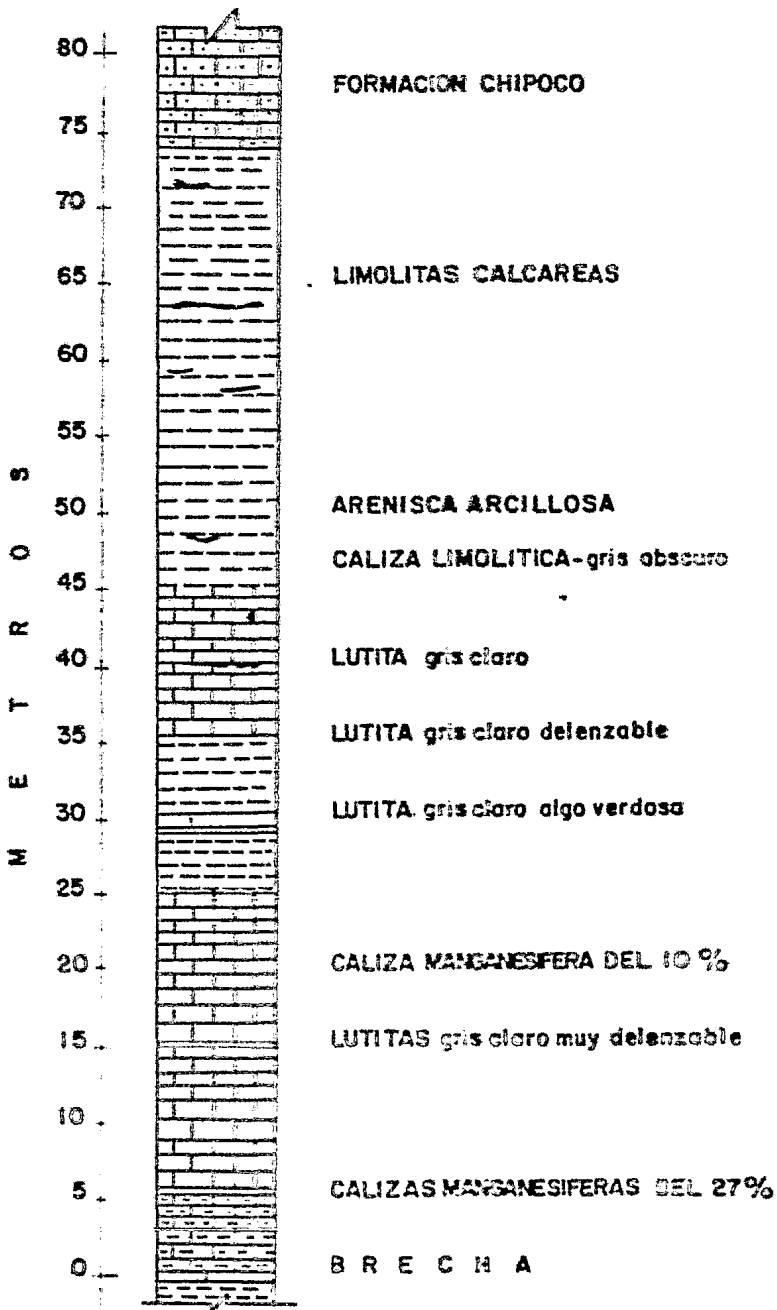
U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

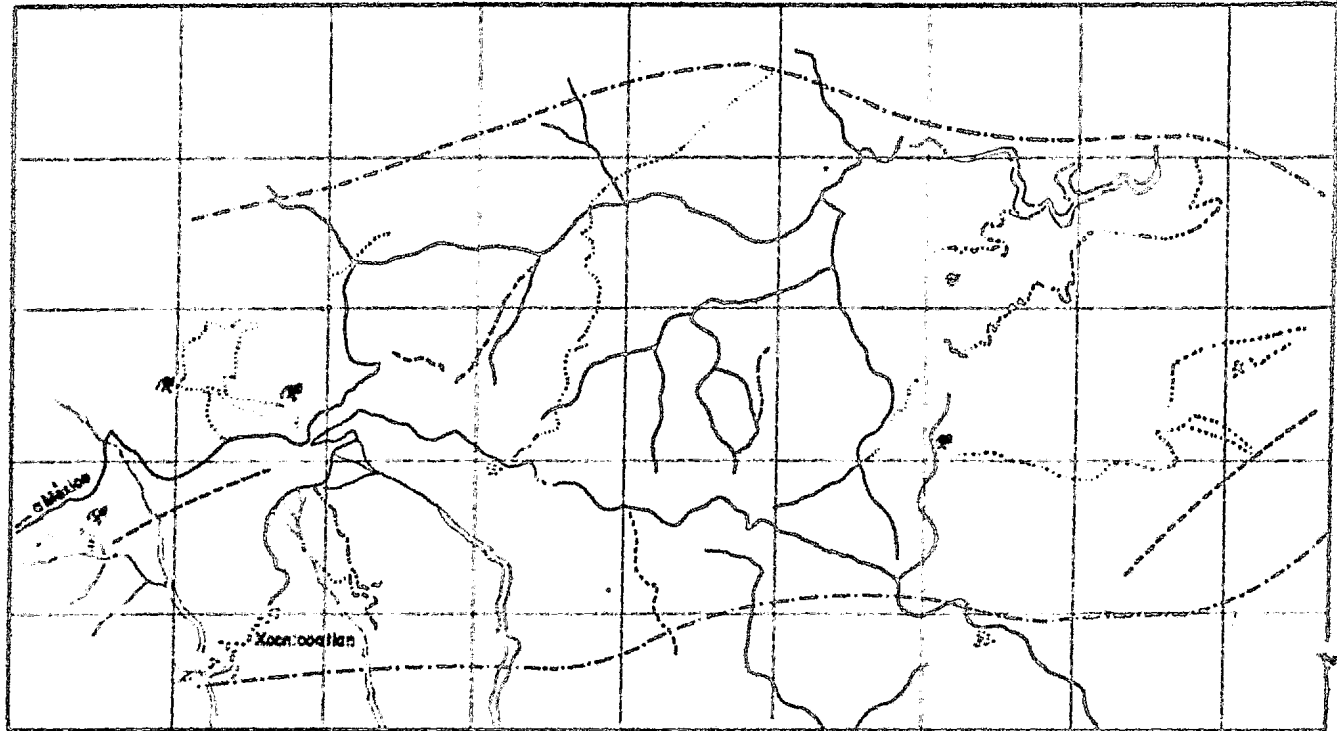
SECCION GEOLOGICA REGIONAL

CARLOS A. SENCION

ANEXO NO. 2



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
LITOLOGIA DEL MIEMBRO MANGANESIFERO	
CARLOS A SENCION	ANEXO Nº 3



SIMBOLOGIA

- FALLAS
- AFLORAMIENTO DEL HORIZONTE MANGANESIFERO
- POSIBLE LIMITE DE LA FACIE MANGANESIFERO
- RIO
- ARROYO
- CARRETERA DE TERRACERIA
- CARRETERA PAVIMENTADA
- POBLACION

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
AFLORAMIENTO	
CARLOSA SENCION	ANEXO N° 4

MILL. T.M.



— Real

- - - - - Tendencia

U	N	A	M
FACULTAD DE INGENIERIA			
PRODUCCION MUNDIAL DE MANGANESO			
CARLOSA BENSIGN CANERO Nº 5			

DÍGLOS T. M.

300

250

200

150

100

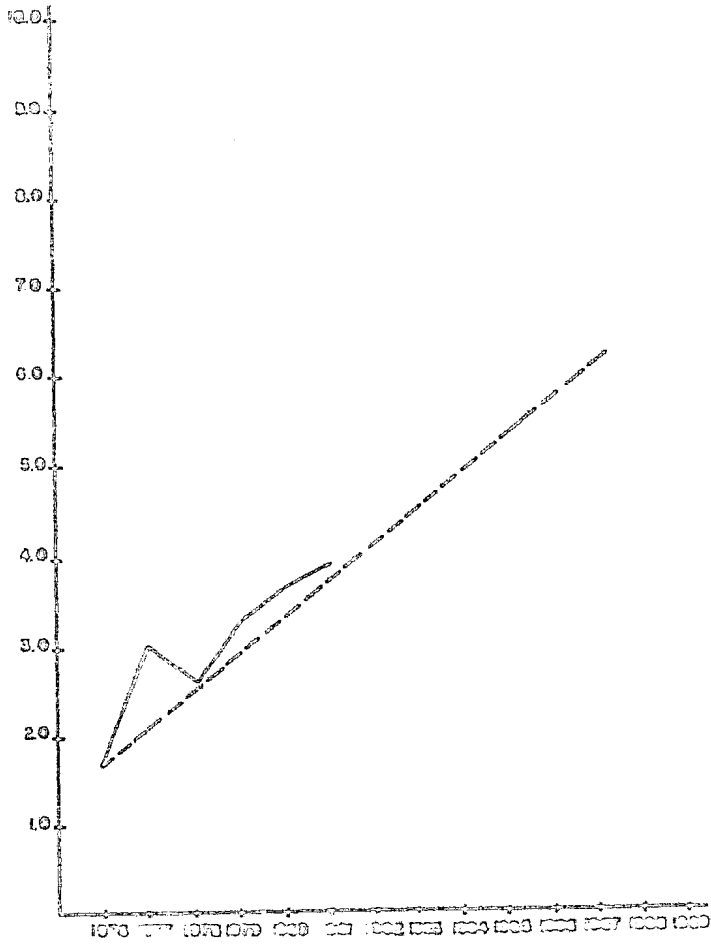
1970 1971 1972 1973 1974 1975 1976 1977 1978 1979 1980 1981 1982 1983 1984 1985 1986 1987

— Real

- - - - - Tendencia

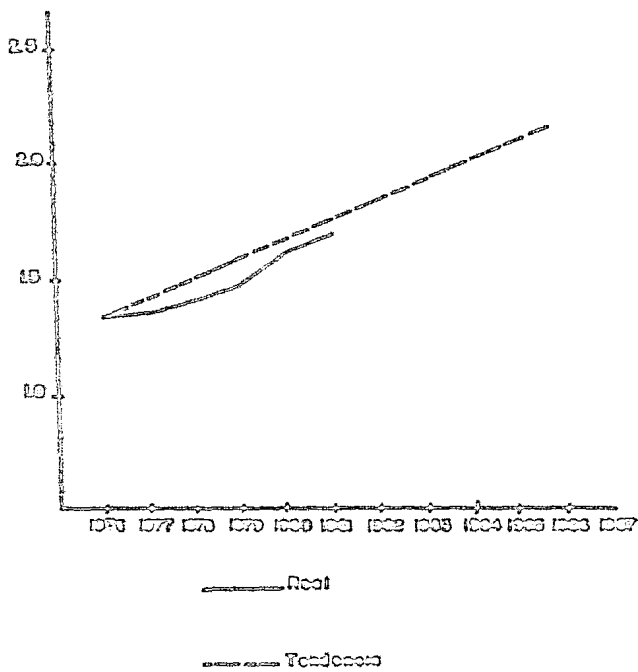
U	N	A	M
FACULTAD DE INGENIERIA			
PROTECCION NACIONAL DE MANGANESO			
CAROLINA GARCIA GONZALEZ ANEXO Nº 6			

S STU.



— Real
- - - - - Fondadora

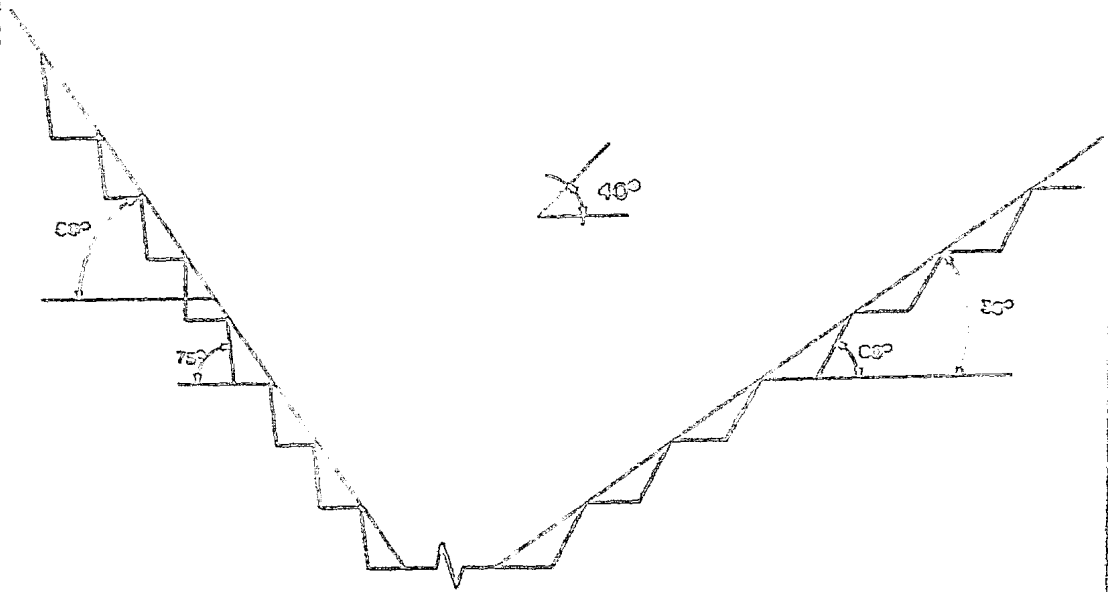
U	N	A	M
FACULTAD DE INGENIERIA			
PRECIO DEL			
MINERAL DE MANGANESO			
GARCIA BERRON		ENCUENO Nº 7	



U	N	A	M
FACULTAD DE INGENIERIA			
PRECIO DEL MINERAL EN NODULOS			
DE MANGANESO DEL 35%			
CARLOS A. SENGUEN AVENIDA N° 6			

CONCEPTO	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
UTILIDAD BRUTA DEL IMPUESTO				664.73	664.73	664.73	664.73	664.73	714.03	703.03	691.03	691.03	691.03	691.03	700.03	710.03	710.03	714.03
(-) DEPRECIACION				102	102	102	102	102	-	100	100	100	100	100	-	-	-	-
(-) AMORTIZACION																		
(-) AGOTAMIENTO				33.24	33.24	33.24	33.24	33.24	-	33.20	33.20	33.20	33.20	33.20	-	-	-	-
UTILIDAD NETA				708.15	708.15	708.15	708.15	708.15	713.03	700.73	700.73	700.73	700.73	700.73	710.03	710.03	710.03	714.03
(-) INVERSIONES	010								000									
(+) GANANCIA				708.15	708.15	708.15	708.15	708.15	713.03	700.73	700.73	700.73	700.73	700.73	710.03	710.03	710.03	714.03
(-) PERDIDAS		0173	0373															
ACUMULATIVO	010	-073.73	-043.0	122.65	029.70	165.46	242.102	327.15	340.20	416.71	494.44	570.17	646.0	721.63	794.20	866.20	937.12	1000.420

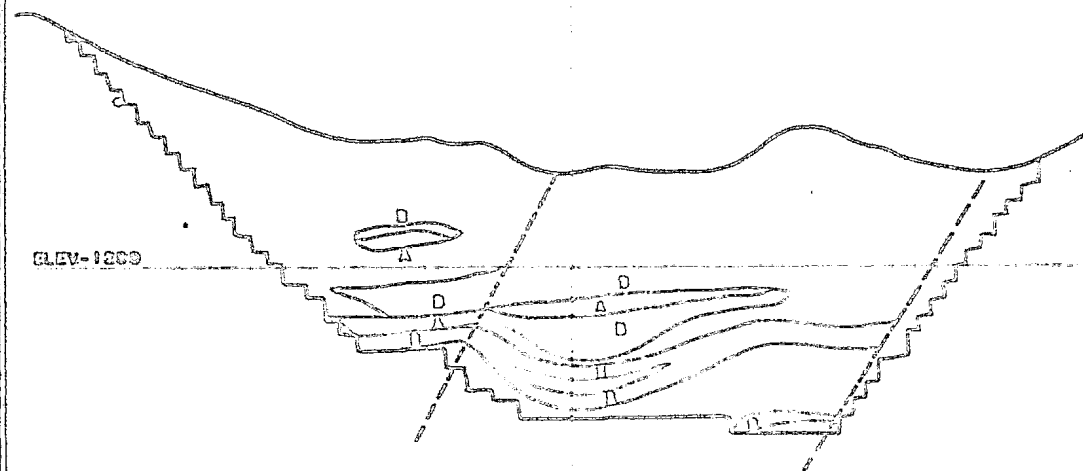
U N A M
FACULTAD DE INGENIERIA
FLUJO DE CAJA
CARLOS DENSIEN ANEXO Nº 0



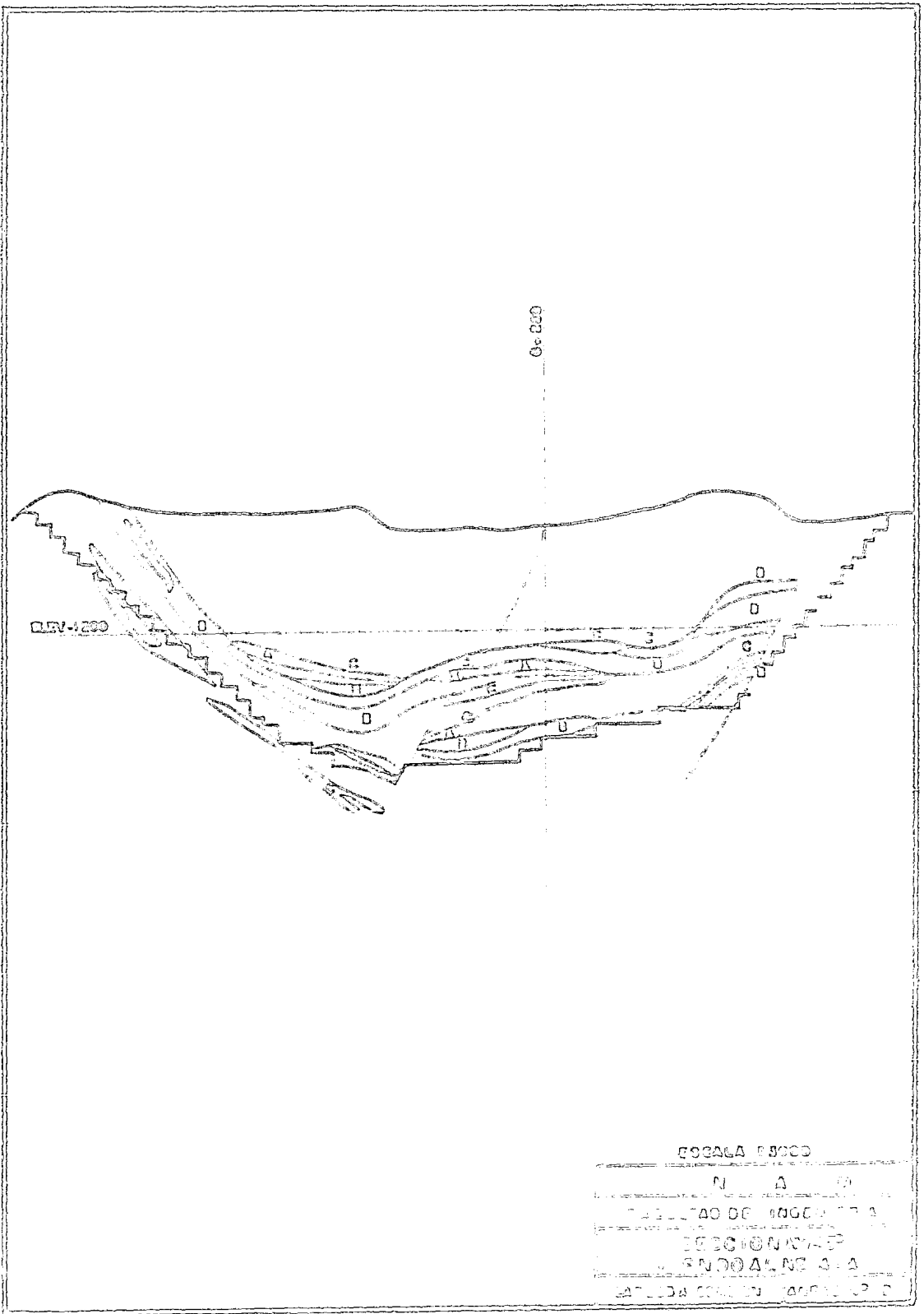
S	N	A	M
FACULTAD DE INGENIERIA			
TALUDES CORTADOS			
A LA ESTABILIZACION			
CAROLINA CERRON		ANEXO Nº 0	

0.000

ELEV-1200



U	N	A	M
FACULTAD DE INGENIERIA			
SECCION NW			
MUNICIPIO DE LA LINEA PASA			
CAROLINA GONZALEZ GARCIA			



ESCALA 1:5000

N A O

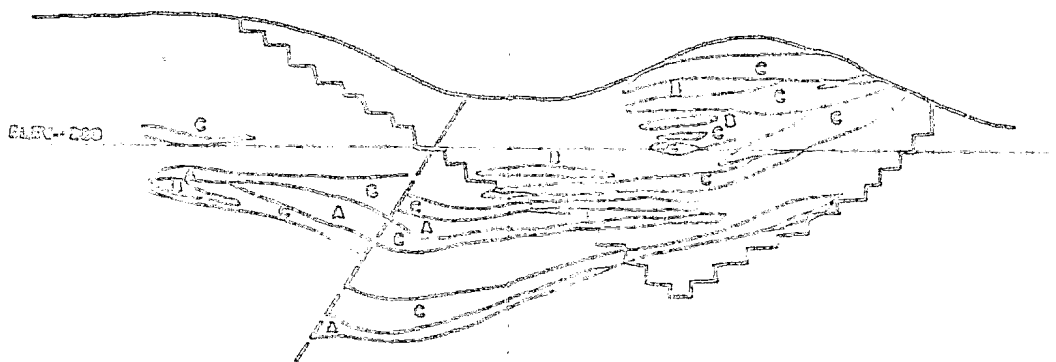
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

SECCION CIVIL

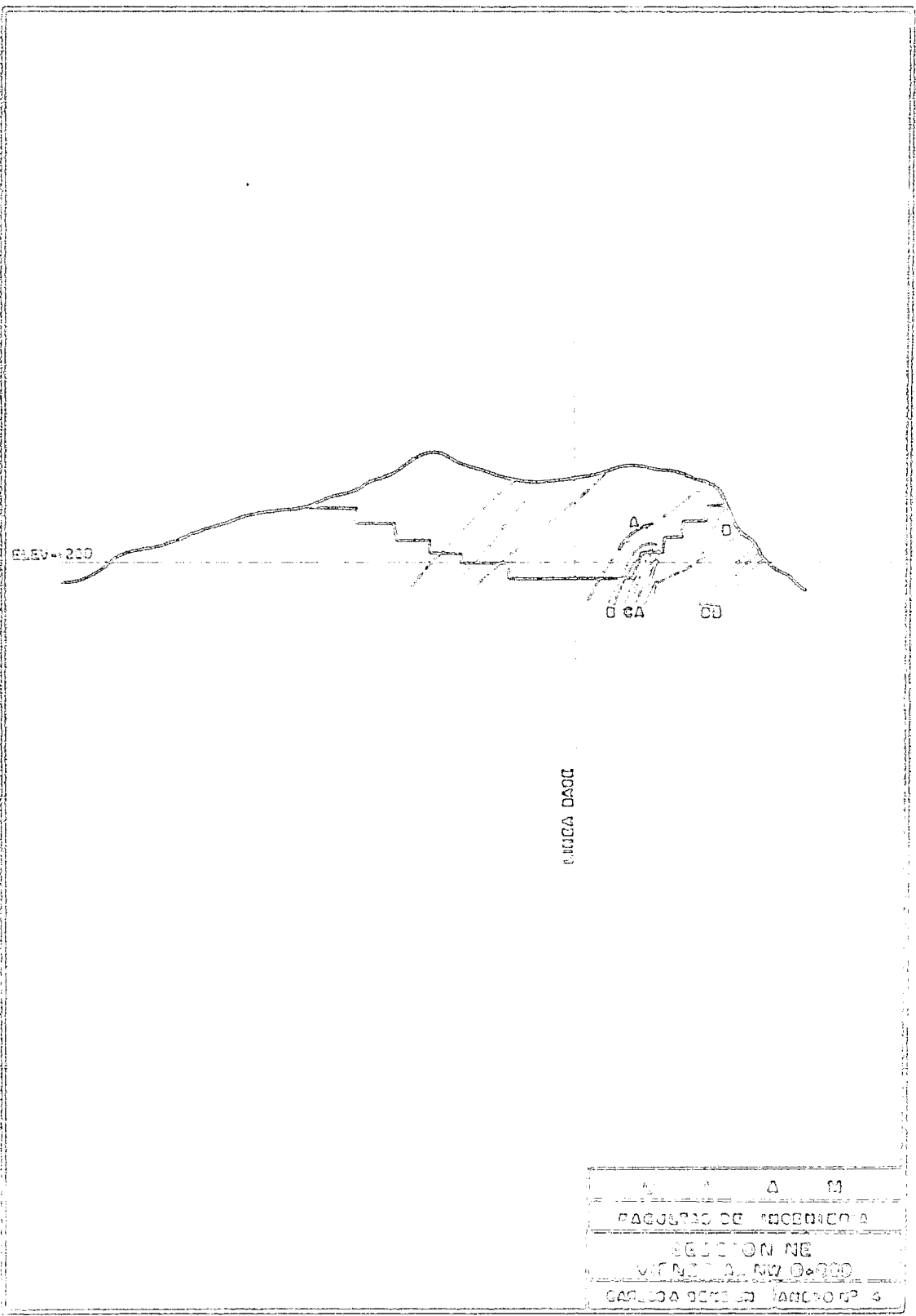
UNIVERSIDAD NACIONAL

LA PLATA, BUENOS AIRES, ARGENTINA

0.000



U. S. GEOLOGICAL SURVEY
WASHINGTON, D. C.
1910

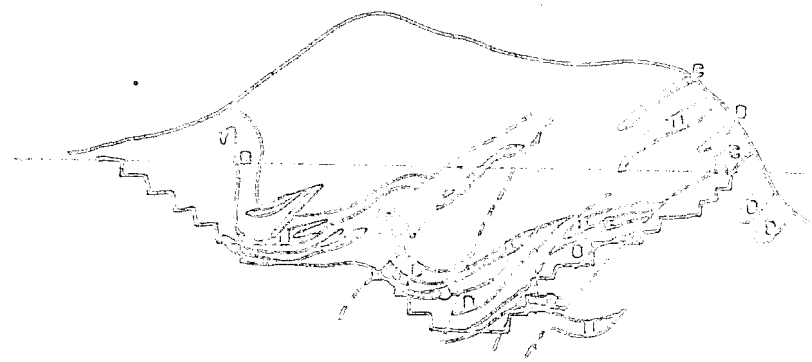


ELEV. 200

LÍNEA DADO

A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P	Q	R	S	T	U	V	W	X	Y	Z
PACUJICO DE INCENNERA																									
SECCION NE																									
VENEZUELA, NW 0-200																									
CAROLINA DE LOS ANGELES 3																									

10000 0000



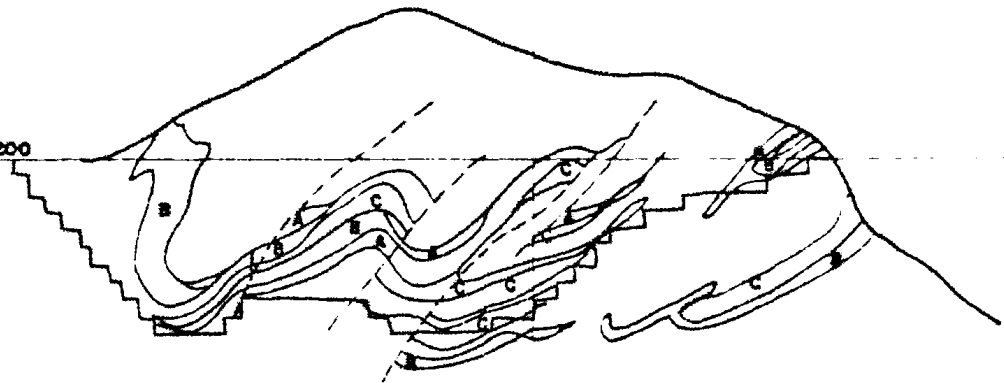
ELEV. 4000

ESCALA 1:5000

INSTITUTO NACIONAL DE ESTADÍSTICA
CARTOGRAFÍA
MINISTERIO DE AGRICULTURA
CARTOGRAFÍA DE LA ARGENTINA

LINHA BASE

ELEV 1200



ESCALA 1:3000

U N A M

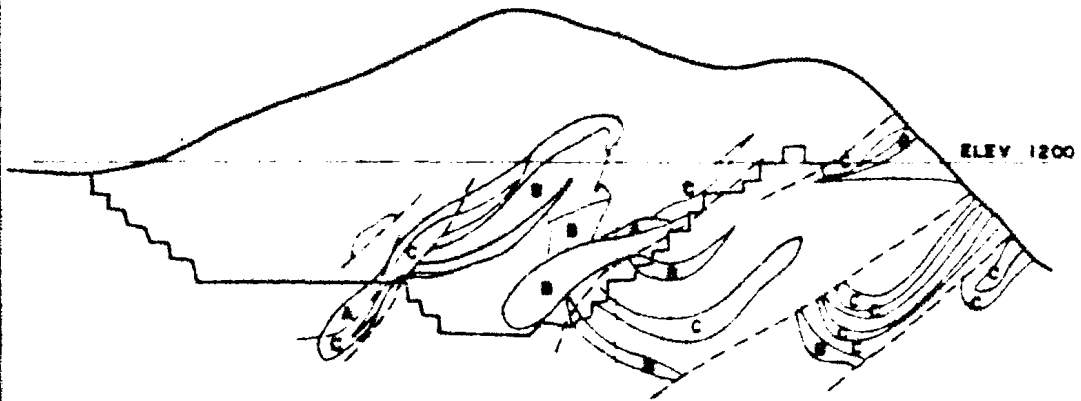
FACULTAD DE INGENIERIA

SECCION ME
VIENDO AL NW O-200

CARLOS A SANCION

ANEXO N° 18

L I N E A 0 4 0 0



ESCALA 1:3000

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SECCION NE	
VIENDO AL NW 0-300	
CARLOA SENCION	ANEXO N° 17

LINIA BASE

ELEV 200

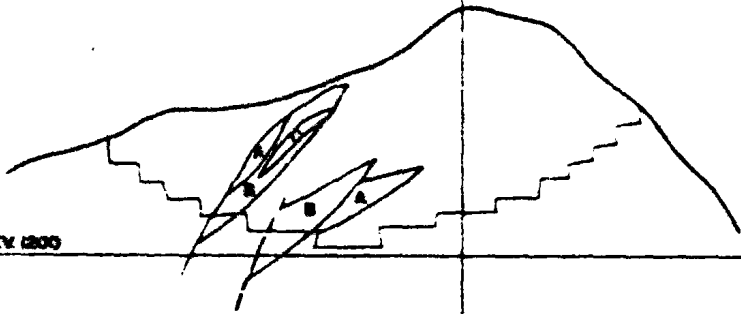


ESCALA 3000

N A M
LA CIUDAD DE MARIKAL
SECCION NE
EN LA NW 230
APUNTA ENTON EN LA NE R

ELEV 1200

LINHA BASE



ESCALA 1:3000

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

SECCION ME
VIENDO AL NW 0-900

CARLOSA SANCION

ANEXO Nº 19

0.500

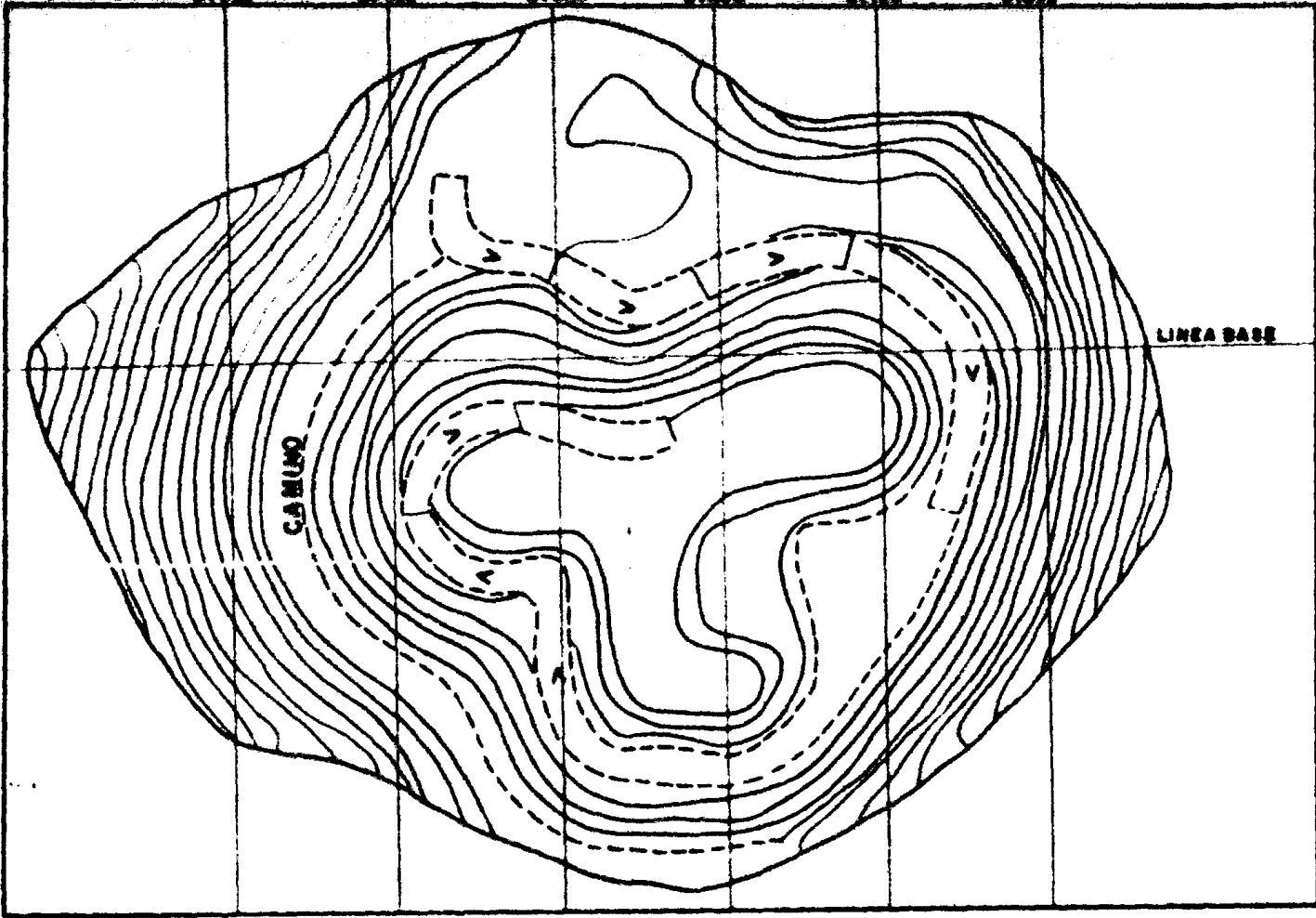
0.600

0.700

0.800

0.900

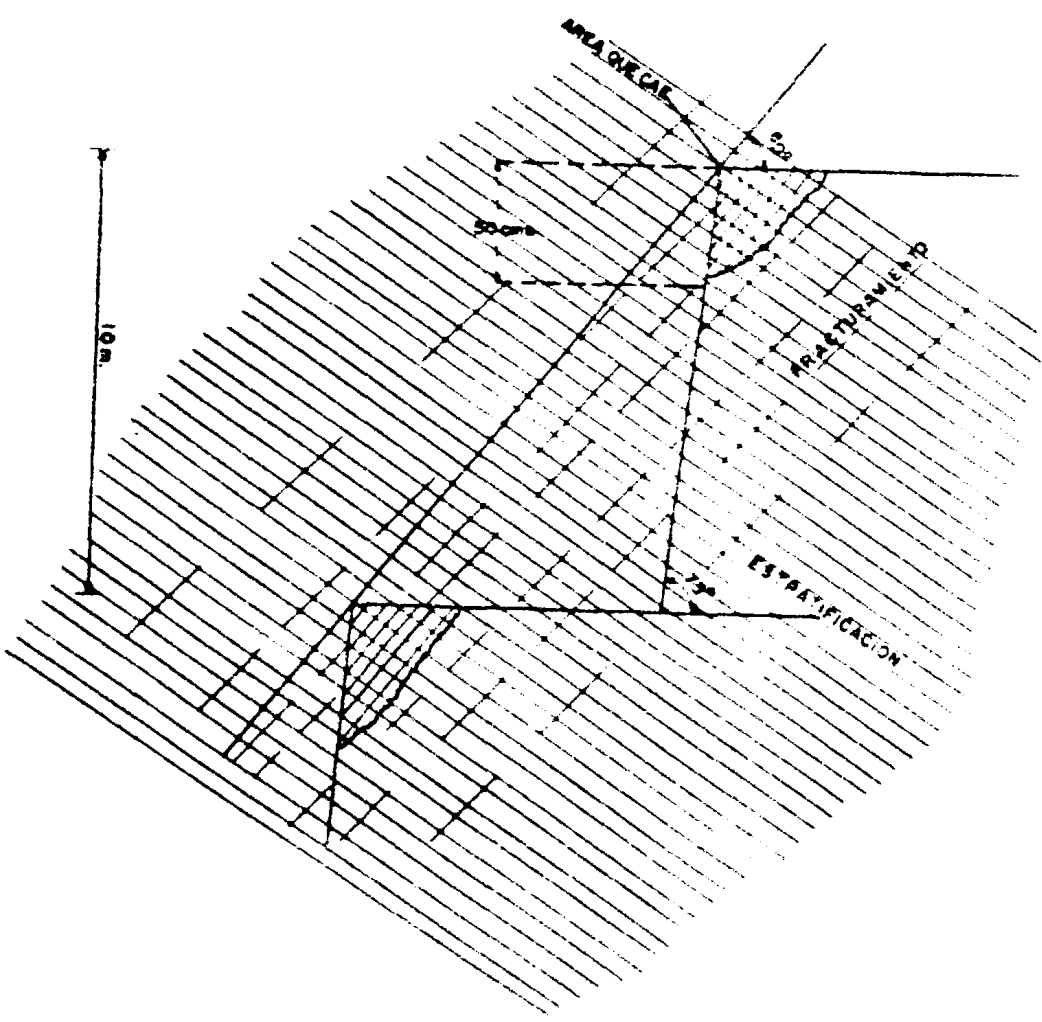
1.000



LINEA BASE

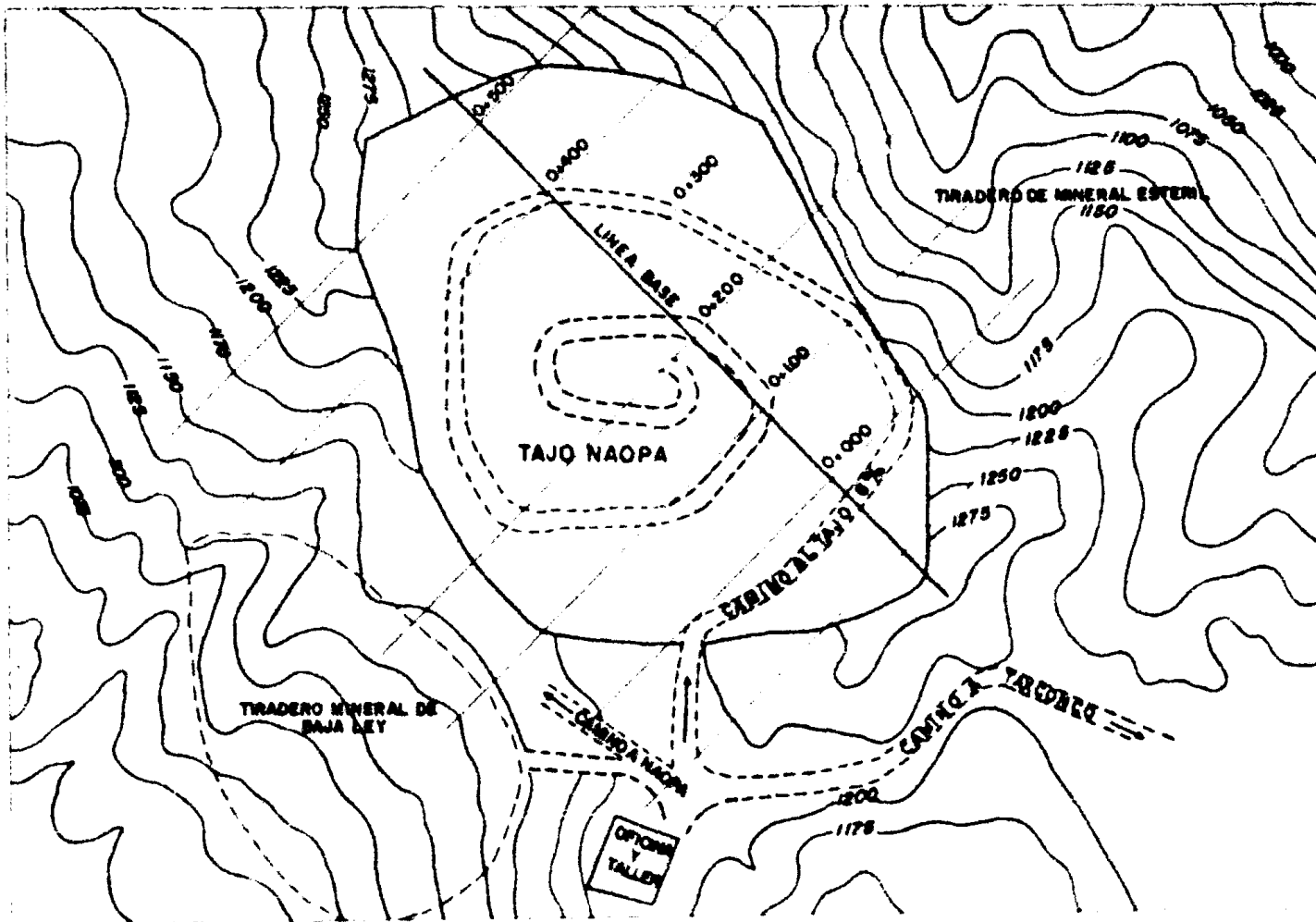
CAMINO

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PROYECTO NAOPA	
CARLOS A. SENCION	ANEXO Nº 80



ESCALA 1:3,000

J	N	A	M
FACULTAD DE INGENIERIA			
UNIVERSIDAD DE LAS ESCUENAS DE			
LOS BANCOS			
CAROLINA SENDON ANEXO Nº 2			



ESCALA 1 : 3,000

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
RED DE CAMINOS Y TIRADEROS	
CARLOS A SENCION	ANEXO N° 22

CONCEPTO	A N O S									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
INVERSION CAPITAL INICIAL	1052									
INVERSION CAPITAL TRABAJO	553465	553465								
INGRESO	-	-	2213264	4227764	4227764	4227764	4227764	4227764	4227764	4227764
VENTA DE MODULOS	-	-								
COSTOS TOTALES Y CONTROL DE PRODUCCION (-)	-	-	884017	1144805	1213499	1296116	1370911	1452672	1538645	1631978
DEPRECIACION	-	-	210400	210400	210400	210400	210400	-	-	-
AMORTIZACION	-	-	128639	128639	128639	128639	128639	128639	128639	128639
AGOTAMIENTO	-	-	81080	137141	133713	130080	126376	122273	117924	113313
UTILIDAD BRUTA	-	-	968679	2605679	2840946	2471529	2591138	2515100	2430556	2143060
IMPUESTO SOBRE LA RENTA	-	-	407223	1084399	1067029	1058042	1048278	1038536	1028834	984039
REPARTO DE UTILIDADES	-	-	77589	208494	203294	197722	207291	201094	194445	187435
UTILIDADES DEL IMPUESTO	-	-	484780	1302840	1270273	1235798	1200389	1164380	1128277	1091470
DEPRECIACION	-	-	210400	210400	210400	210400	210400	-	-	-
AMORTIZACION	-	-	128639	128639	128639	128639	128639	128639	128639	128639
AGOTAMIENTO	-	-	81080	137141	133713	130080	126376	122273	117924	113313
UTILIDAD NETA	-	-	678890	1789080	1744085	1705884	1671984	1642502	1617840	1594422
CAJA SALIDA	1838465	553465								
ENTRADA			378880	1789080	1744085	1705884	1671984	1642502	1617840	1594422
ACUMULATIVO	-1638465	-2188115	-1299264	486769	2320791	3926978	5706699	7227191	8700001	10184422

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
FLUJO DE CAJA	
CARLOS SENCION	ANEXO N° 23

COSTO DEL TRANSPORTE DE MINERAL Y DE DEPÓSITO.-

Cálculos:

Al en Mineral.

Track Drill-work etc:

$$V_c = \$ 31,000.00$$

$$r = 0.00$$

$$V_e = 30,000 \text{ hr.}$$

$$i = 50\%$$

$$H_r = 3,000$$

$$I = \frac{V_c + V_r \times i}{2H_r}$$

$$I = \frac{31,000.00 + 0 \times 0.50}{2(3,000)} = 5.1667 \text{ /hr.}$$

$$D = \frac{V_c - V_r}{V_e}$$

$$D = \frac{31,000.00 - 0}{30,000} = 1.0333 \text{ /hr.}$$

$$F = Q \times D$$

$$F = 1.0 \times 1.0333 \text{ /hr.} = 1.0333 \text{ /hr.}$$

$$G = 0 \times F_c$$

$$H = 10 \times 0.75 = 7.5 \text{ /hr.}$$

$$I = 0 \times 1.1$$

$$L = 1.0 \times 30 = 30 \text{ /hr.}$$

Sub-total: \$ 17,500.33

Costo de los depósitos de mineral:

$$1.0333 \times 10 = 10.33 \text{ /hr.}$$

Acero

Brocas

Tipo: carburo de tungsteno.

Costo: \$ 18,000

Barreno = bno.

Vida esperada: 3,000 m.

Costo por metro: \$ 6.00/m.

Costo por zancos, barras y coples tipo: T-45, es de: \$53,700

Vida económica del conjunto: 3,500 hr.

Costo por metro: \$ 15.34/m.

Costo por acero: \$15.34 + \$ 6.00 = \$ 21.34/m.

Costo por barreno: 11 m x \$ 21.34/m = \$ 234.74/bno.

Cada barreno tumba 240 ton; de ahí que:

240 ton ----- \$ 243.74

1 ton ----- X

X = \$ 0.98/ton.

El costo por inversión, mantenimiento, consumo de combustible y lubricante es: \$ 35,256.66/hr; y en una hora se tumban 425 ton. Entonces:

\$ 35,256.66/hr ----- 425 ton.

X ----- 1 ton.

X = \$82.96/ton.

El costo por barrenación en general es de:

\$82.96 + \$ 0.96 = \$ 83.92/ton, A.N.

B) en Descarrote (repetate).

Perforadora Rotaria, R.D.C. 30:

Valor de compra (Vc) = \$ 39,000,000

Valor de rescate (V_r) = 0.00

Horas de vida (V_e) = 30,000

Interés (i) = 50%

Horas efectivas anuales (H_r) = 3,000

$$I = \frac{V_a + V_r \times i}{2 H_r}$$

$$I = \frac{39,000,000 + 0 \times 0.50}{2(3,000)} = \$ 3,250/\text{hr.}$$

$$D = \frac{V_a - V_r}{V_e}$$

$$D = \frac{39,000,000 - 0}{30,000} = \$ 1,300/\text{hr.}$$

$$M = Q \times D$$

$$M = 1.0 \times 1,300 = \$ 1,300/\text{hr.}$$

$$E = cP_c$$

$$E = 2.0 \times 30.0 = \$ 60/\text{hr.}$$

$$L = aP_i$$

$$L = 30.0 \times 2.5 = \$ 75/\text{hr.}$$

Sub-total: \$ 4,685

Como son dos maquinarias: \$ 4,685 x 2 = \$ 9,370/yr.

Acero

Brocas tricónicas.

Tipo: MC 7 N: \$ 27,600

Precio unitario: \$ 76,500

Vida económica: 1,600 m.

Costo por metro: \$ 47.80/m.

Conjunto de barras y coples:

Vida económica: \$ 12,500 m.

Precio: \$ 350,000

Costo por metro: \$ 28/m.

Costo por acero: \$ 75.8/m (28 + 47.80)

Como son 12 m por barreno, entonces:

Costo por bno: \$ 75.8/m x 12 m = \$909.6/bno.

Y cada barreno tumba 1,215 ton.

Costo por tonelada:

\$ 909.60/bno ----- 1,215 = .

X ----- 1 ton.

X = \$ 0.75/ton.

Costo por barras, coples y brocas es: \$ 0.75/bno.

El costo por inversión, mantenimiento, consumo de combus

tible y lubricantes es de: \$ 9,370/hr.

\$ 9,370/hr ----- 1 hr ----- 1,342 ton.

X ----- 1 ton.

X = \$ 5.09/ton.

El costo por barrenación en tepetate es de:

\$ 0.75 + \$ 5.09 = \$ 5.84/ton.

2.- COSTO DE VOLADURA.-

A) TUMBE DEL MINERAL CON PERFORADORA DE 3.5 DE PULGADAS DE DIAMETRO.-

Datos:

m³/bno: 75 m³.

Ton/bno: 240 ton.

Factor de carga: 0.420 kg/m³.

Carga de fondo: 30% Godyne.

Carga de columna: 70% Anfomex.

Cálculos:

Cantidad de explosivos usados por barreno:

0.420 kg/m³ ----- 1 m³.

X ----- 75 m³.

X = 31.5 kg. de explosivo por barreno.

Accesorios:

Cordón detonante: 14 m.

Fulminante No. 6: 1 pieza.

Cañuelas: 3 m.

Conectores: 1 pieza.

Thermalita: 2 m.

El precio del explosivo y accesorios es de:

Godyne: \$ 57.50/kg.

Anfomex: \$ 13.00/kg.

Cañuels: \$ 5.40/m.

Prisacord: \$ 8.50/m.

Thermalita: \$ 15.00/m.

Fulminante: \$4.20 pieza

Conectores: \$ 4.30 pieza

El costo producido por el explosivo en mineral es de:

\$ 1,005.95

Como un barreno tumba 240 toneladas, entonces:

240 ton. ----- \$ 1,005.95

1 ton. ----- X

X = \$ 4.19/ton. tumbada de mineral y por concepto de explosivo.

B) TUMBE DE DESCAPOTE CON PERFORADORA DE 6.25 PULGADAS DE DIAMETRO.-

Datos:

m³/bno: 450 m³.

Ton/bno: 1,215 ton.

Factor de carga: 0.400 kg/bno.

Carga de fondo: 30% Godyne.

Carga de columna: 70% Anfomex.

Cálculos:

Cantidad de explosivos usados por barreno:

0.400 kg/bno ----- 1m³

X ----- 450 m³.

X = 180 kg/bno.

De los cuales se distribuyen de la manera siguiente:

Carga de fondo: 180 kg/bno (30%) = 54 kg/bno.

Accesorios:

Cordón detonante: 16 m.

Fulminante No. 6: 1 pieza.

Gañuela: 3 m.

Conectores: 1 pieza.

Retardadores: 1 pieza.

Thermalita: 2 m.

El costo producido por el explosivo en tepetate es de:

\$ 4,903.70

Como un barreno tumba 1,215 toneladas, entonces:

1,215 ton. ————— \$ 4,903.70

1 ton. ————— X

X = \$ 4.04/ton. tumbada de tepetate y por concepto de ex
sivo.

3.- COSTOS DE CARGADO O REZAGADO.-

A) En Mineral:

Cargador frontal 966 C.-

$$Vc = \$ 22,000,000$$

$$Ve = 30,000 \text{ hr.}$$

$$Vr = 0.00$$

$$i = 50\% \quad Hv = 3,500$$

$$Hr = 3,000$$

$$I = \frac{Vc + Vr \times i}{2 Hr}$$

$$I = \frac{22,000,000 + 0 \times 0.50}{2(3,000)} = \$ 1833.33/\text{hr.}$$

$$D = \frac{Vc - Vr}{Ve}$$

$$D = \frac{22,000,000 - 0}{30,000} = \$ 733.33/\text{hr.}$$

$$N = Q \times D$$

$$N = 0.8 \times 733.33 = \$ 586.66/\text{hr.}$$

$$E = cFc$$

$$E = 30 \times 2.50 = \$ 75/\text{hr.}$$

$$ML = \frac{Vc}{Hv}$$

$$ML = \frac{22,000,000}{3,500} = \$ 6285.71/\text{hr.}$$

$$L = aFi$$

$$L = 0.8 \times 30.00 = \$ 24/\text{hr.}$$

Costo total: \$ 2,804.70/hr.

La producción de mineral es de: 252.3 ton/hr,

252.3 ton/hr. ----- \$ 2,804.70/hr.

1 ton/hr. ----- X

X = \$ 11.12/ton rezagada de mineral.

B) En Descapote:

Cargador Frontal 992 C.

$V_c = \$ 60,000,000$

$V_e = 30,000 \text{ hr.}$

$V_r = 0.00$

$i = 50\%$

$H_r = 3,000$

$I = \frac{V_c + V_r}{2 \text{ hr}} \times i$

$I = \frac{60,000,000 + 0}{2(3,000)} \times 0.50 = \$ 15,000/\text{hr.}$

$D = \frac{V_c - V_r}{V_e}$

$D = \frac{60,000,000 - 0}{30,000} = \$ 2,000/\text{hr.}$

$M = Q \times D$

$M = 0.8 \times 2,000 = \$ 1,600/\text{hr.}$

$E = cP_c$

$E = 35 \text{ hr} \times 2.50 = \$ 87.50/\text{hr.}$

$L = aP_i$

$L = 0.80 \times 30 = \$ 24/\text{hr.}$

$$LL = \frac{Vc}{Hv}$$

$$LL = \frac{2,000,000}{3,500} = \$ 571.43/\text{hr.}$$

Gasto total por hora: \$ 17,282.93/hr.

Como son tres máquinas: \$ 17,282.93 x 3 = \$ 51,848.79/hr.

Tractor de orugas, Caterpillar D-9:

$$Vc = \$ 55,000,000$$

$$Vr = 30,000 \text{ hr.}$$

$$Vr = 0.00$$

$$i = 50\%$$

$$Hr = 3,000$$

$$Hv = 3,500$$

$$I = \frac{Vc + Vr \times i}{2 Hr}$$

$$I = \frac{55,000,000 + 0 \times 0.50}{2(3,000)} = \$ 4,583.33/\text{hr}$$

$$D = \frac{Vc + Vr}{Vc}$$

$$D = \frac{55,000,000 - 0}{30,000} = \$ 1,833.33/\text{hr.}$$

$$H = Q \times D$$

$$H = 0.9 \times 1833.33 = \$ 1,649.997/\text{hr.}$$

$$S = cPc$$

$$S = 35 \times 2.5 = \$ 87.5/\text{hr.}$$

$$L = aPi$$

$$L = 0.8 \times 30 = \$ 24/\text{hr.}$$

Gasto total por hora: \$ 6,344.83/hr.

Como son tres tractores: \$ 6,344.83 x 3 = \$ 19,034.49/hr.

Resumiendo:

3 cargadores: \$ 51,848.79/hr.

2 tractores: \$ 19,034.75/hr.

\$ 70,883.54/hr.

Como la cantidad de tepetate en toneladas por hora es de

1,842 ton:

1,842 ton/hr ----- \$ 70,883.54/hr.

1 ton/hr ----- X

X = \$ 40.31/ton. rezagada en tepetate.

4.- COSTO DEL TRANSPORTE DEL MINERAL.-

B) ACARRIO DE DESCAPOTE (Tepestate).

Camión Caterpillar 773 B:

$$Vc = \$ 35,000,000$$

$$Ve = 30,000 \text{ hr.}$$

$$Vr = 0.00$$

$$i = 50\%$$

$$Hr = 3,000$$

$$I = \frac{Vc + Vr \times i}{2 \text{ Hr}}$$

$$I = \frac{35,000,000 + 0 \times 0.50}{2(3,000)} = \$ 2,916.67/\text{hr.}$$

$$D = \frac{Vc - Vr}{Ve}$$

$$D = \frac{35,000,000 - 0}{30,000} = \$ 1,166.67/\text{hr.}$$

$$M = 0.8 \times D$$

$$M = 0.8 \times 1,166.67 = \$ 933.34/\text{hr.}$$

$$E = cPc$$

$$E = 50 \times 2.5 = \$ 125/\text{hr.}$$

$$L = aPi$$

$$L = 0.7 \times 30 = \$ 21/\text{hr.}$$

Consumo de llantas:

Delanteras: 2

$$Vc = \$ 235,000$$

$$V_e = \$ 3,500 \text{ hr.}$$

Traseras: 4

$$V_c = \$ 88,000$$

$$V_e = 1,800 \text{ hr.}$$

$$LL = \frac{V_c}{V_e}$$

$$LL = \frac{2 \times 235,000}{3,500} = \$ 134.29/\text{hr} \text{ (delanteras).}$$

$$LL = \frac{4 \times 88,000}{1,800} = \$ 195.56/\text{hr} \text{ (traseras).}$$

$$\text{Costo total: } \$ 4,325.86/\text{hr.}$$

Como la cantidad de tepetate en toneladas por hora es de: 1,842 ton.

$$1,842 \text{ ton/hr} \text{ ----- } \$ 4,325.86/\text{hr.}$$

$$1 \text{ ton/hr} \text{ ----- } X$$

$$X = \$ 2.35/\text{ton.}$$

$$\text{Como son 12 camiones: } 12 \times \$ 2.35/\text{ton} = \$ 28.20/\text{ton.}$$

$$\underline{\text{Costo por acarreo de descapote: } \$ 28.20/\text{ton, M.N.}}$$

VI.2.3.- COSTO POR MANO DE OBRA.-

El costo de la mano de obra es de: \$1,423.071

Imprevistos (20%): 284.614

TOTAL: \$1,707.685

Costo por día: $\frac{1,707,685}{30 \text{ días}} = \$ 56,923/\text{día}$

La producción de material mixto es de:

Descapote: 19,160

Mineral: 2,640

TOTAL: 21,800 ton/día.

Entonces:

$56,953/\text{día} \text{ ----- } 21,800 \text{ ton/día.}$

$X \text{ ----- } 1 \text{ ton/día.}$

$X = \$ 2.61 \text{ ton , M.N.}$

Al costo por mano de obra: \$ 2.61/ton , M.N., el cual se cargará un 50% al mineral y al descapote respectivamente.