

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA



PROYECTO MINERO-METALURGICO
REY DE PLATA TELOLOAPAN, GRO.

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE :

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A :

MIGUEL ANGEL GUZMAN SOTO



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA

FACULTAD DE INGENIERIA

Dirección
60-I-97

Señor GUZMAN SOTO MIGUEL ANGEL.
P r e s e n t e .

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

"PROYECTO MINERO-METALURGICO REY DE PLATA TELOLOAPAN, GRO"

- I GENERALIDADES.
- II GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS.
- III SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION MINERA.
- IV PLANEACION DE LA MINA Y PREOPERACION.
- V DISEÑO DE UNA PLANTA DE BENEFICIO (FLOTACION) PARA 750 TON./DIA.
- VI ANALISIS 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., 20 de mayo de 1983.

EL DIRECTOR

Dr. Octavio A. Rascón Chávez

" Es deber de todos contribuir a formar un mundo más HUMANO, donde lo importante no sea el dinero, - ni la riqueza, sino los verdaderos valores humanos que la sociedad - nos ha ido quitando ". ¡ Hagamos - un mundo más humano !

D E D I C A T O R I A S .

Con amor y agradecimiento, por su gran apoyo en mi formación profesional, a mis padres:

Enrique Guzmán Soriano.

Sara Soto de Guzmán.

Con cariño a mi hermana:

Maria Guadalupe.

Con amor a mi hija:

Irma.

A la Facultad de Ingeniería.

A todos los maestros de la Facultad de Ingeniería.

I N D I C E.

CAPITULO	Pág.
I. GENERALIDADES. - - - - -	1
1.1. Localización.	
1.2. Vías de comunicación.	
1.3. Clima y vegetación.	
1.4. Población y cultura.	
1.5. Historia de las operaciones mineras.	
1.6. Exploración de 1976 a 1980.	
1.7. Lotes mineros.	
II. GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS. - - - - -	9
2.1. Geología regional.	
2.2. Geología del yacimiento.	
2.3. Cálculo de reservas.	
III. SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION MINERA. - -	18
3.1. Clasificación de los métodos mineros de explotación.	
3.2. Criterios para la elección de un método de explotación.	
3.3. Características geométricas y físicas - del depósito a explotar.	
3.4. Selección del método de explotación.	
IV. PLANEACION DE LA MINA Y PREOPERACION. - - - - -	22

- 4.1. Generalidades.
- 4.2. Selección del equipo de mina.
- 4.3. Etapa de preoperación.

V. DISEÑO DE UNA PLANTA DE BENEFICIO (FLOTACION)
 PARA 750 TONS/DIA. - - - - - 38

- 5.1. Trituración.
- 5.2. Molienda.
- 5.3. Flotación.
- 5.4. Asentamiento y filtrado.

VI. ANALISIS ECONOMICO. - - - - - 54

- 6.1. Generalidades.
- 6.2. Monto de la inversión.
- 6.3. Costos de operación y mantenimiento.
- 6.4. Depreciación.
- 6.5. Estimación de producción anual de concentr
 trades y análisis de ingresos anuales.
- 6.6. Fluje de caja descentado.
- 6.7. Rentabilidad de la inversión.
- 6.8. Periedo de cancelación.

VII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES. - - - - - 68

- 7.1. Conclusiones.
- 7.2. Recomendaciones.

BIBLIOGRAFIA. - - - - - 73

APENDICE.

- Fig. 1. Plano de localización del Proyecto Rey de Plata, Teloloapan, Gro.
- Fig. 2. Plano topográfico mostrando los lotes mineros.
- Fig. 3. Mapa tectónico de la región simplificado.
- Fig. 4. Columna estratigráfica local.
- Fig. 5. Plano geológico local.
- Fig. 6. Cuerpo Rey de Plata, Mantos A y C.
- Fig. 7. Cuerpo Rey de Plata, Manto B.
- Fig. 8. Cuerpo Tehuixtla, Manto B (porción NE).
- Fig. 9. Obras de preparación y desarrollo cuerpo Rey de Plata, Manto A.
- Fig. 10. Obras de preparación y desarrollo cuerpo Rey de Plata, Manto A (sección transversal).
- Fig. 11. Obras de preparación y desarrollo cuerpo Tehuixtla.
- Fig. 12. Obras de preparación y desarrollo cuerpo Tehuixtla (sección transversal).
- Fig. 13. Diagrama de flujo, planta de beneficio para 750 ton/día.
- Tabla 1. Lotes mineros.
- Tabla 2. Cuerpo Rey de Plata, mantos A y C, reservas minerales.
- Tabla 3. Cuerpo Rey de Plata, manto B, reservas minerales.
- Tabla 4. Cuerpo Tehuixtla, manto B (porción NE) reservas minerales.

Cálculo de coste planta de beneficio.

Cálculo de costos de operación per area.

Balance metalúrgico año 1984.

Balance metalúrgico año 1985.

Balance metalúrgico años 1986 - 1991

Preferma de liquidación conc. de plomo año 1984.

Preferma de liquidación conc. de plomo año 1985.

Preferma de liquidación conc. de plomo años 1986 - 91.

Preferma de liquidación conc. de zinc año 1984.

Preferma de liquidación conc. de zinc año 1985.

Preferma de liquidación conc. de zinc años 1986 - 91.

CAPITULO I

GENERALIDADES.

CAP. I. GENERALIDADES.

1.1. LOCALIZACION.

El proyecto Rey de Plata está situado en la porción norte central del Estado de Guerrero, 9 km al SW de Teloloapan. Sus coordenadas geográficas son $18^{\circ} 15'$ latitud norte y $99^{\circ} 55'$ longitud oeste del Meridiano de Greenwich. Políticamente corresponde al Municipio del mismo nombre. Fig. No. 1 (Apéndice).

1.2. VIAS DE COMUNICACION.

El acceso al proyecto es por la carretera federal No. 57 que une las poblaciones de Iguala y Cd. Altamirano. A la altura del km 62 está Teloloapan, de donde parte al SW una brecha de terracería de 18 km de longitud que llega al proyecto pasando por los poblados El Tanque, Acatempan y Zacoatlán. Fig. No. 1 (Apéndice).

Actualmente, la CFE construye una amplia carretera a 6 km del proyecto, la cual evitará el paso por Acatempan y Teloloapan, y que entronca directamente con la carretera pavimentada a la altura del km 59.

La distancia de la Cd. de México a Teloloapan es de 262 km, con un tiempo de recorrido de 3.30 -

horas, y de Teloloapan al proyecto, 45 minutos.

1.3. CLIMA Y VEGETACION.

1.3.1. Clima.

De acuerdo con la clasificación climática de -
Koppen modificada por E. García en 1964, para -
adaptarlo a las condiciones particulares de la
República Mexicana (carta de climas de CETENAL,
hoja México 14-Q-V, enero 1970), se tiene dos -
tipos de climas :

Clima cálido húmedo con temperatura media menor
de 22°C , y la del mes más frío mayor de 18°C . Du-
rante el verano, la cantidad de lluvia es por lo
menos diez veces mayor que la del invierno. La -
oscilación de la temperatura media anual es menor
de 5°C .

Clima semicálido, el más cálido de los templados
con temperatura anual mayor de 18°C y la del mes
más frío menor de 18°C .

El régimen de lluvia de verano es por lo menos -
diez veces mayor que el del invierno. La oscila-
ción de la temperatura media anual es menor de -
 5°C .

La época de lluvias está bien definida, se inicia
en junio y termina en septiembre.

Las precipitaciones son intensas, por lo general
en las tardes, las cuales dificultan un poco el
acceso al proyecto.

1.3.2. Vegetación.

La vegetación en general es pobre y varía de -- acuerdo con las elevaciones, las variedades presentes son:

Especies silvestres como casahuate, cahuilote, huizache, amate, etc.

Cultivos como aguacate, ciruelo, limón, guayaba, nanche, caña de azúcar, maíz, anona, mango, etc.

1.4. POBLACION Y CULTURA.

1.4.1. Población.

Las poblaciones que se localizan en el área pertenecen al Municipio de Teloloapan y, por lo general, tienen un número reducido de habitantes, de los cuales la población infantil es muy numerosa. Cuentan con algunos servicios públicos como son luz y agua. Están comunicados con el principal centro comercial y cultural, Teloloapan, por medio de caminos de mano de obra, y utilizan como medio de transporte bestias y camiones de carga. La base de la economía en la región la constituye el cultivo de temporal de maíz y frijol. Un número reducido de personas se dedican a la cría de ganado porcino y vacuno, y al pequeño comercio.

1.4.2. Cultura.

Todos los poblados cuentan con escuela primaria, aunque en algunos casos, como en Zacatlán y El Tanque, sólo se imparten los primeros cuatro --

grados de enseñanza.

Teloloapan, que constituye el centro comercial de mayor importancia de la región y el segundo más importante en toda la porción NW del Estado, cuenta con 40 000 habitantes aproximadamente, y entre sus centros educativos existen seis jardines de niños, diez escuelas primarias, tres secundarias, un centro de estudios científicos y tecnológicos, una escuela normal para maestros y una preparatoria de la Universidad Autónoma de Guerrero; además, dispone de todos los servicios públicos municipales.

1.5. HISTORIA DE LAS OPERACIONES MINERAS.

El yacimiento fué descubierto a fines del siglo pasado y su explotación se inició a principios del actual en forma intermitente. El cateo más antiguo está en el Arroyo de las Paredes donde existen los restos de una fundición y pequeños labrados en esquistos piritosos. No se tienen datos de producción de aquellas fechas.

En 1927, se iniciaron los trabajos más serios, los cuales se interrumpieron en 1929. El promedio de ley de mineral en esos años fué:

Año	Au	Ag	Pb	Cu	Zn
	gr/ton	gr/ton	%	%	%
1927	1.9	4 776	15	0.84	17.9
1928	2.5	4 753	15	1.12	17.3
1929	2.1	3 815	12	0.99	14.8

En 1949, reanudó las operaciones la Cía. Minera La Campaña y se trabajó hasta 1959, en este tiempo se efectuó un programa de exploración con taladros de diamante, en un área de 200 x 300 m. Se explotaron áreas reducidas a tajo abierto y subterráneas con altos valores de plata.

Posteriormente, en 1964, los señores Aguirre abrieron unos tajos, y extrajeron el mineral fácilmente accesible; terminaron la operación en 1968.

A fines de 1975, Industrias Peñoles visitó éste prospecto, el cual a pesar de tener un afloramiento reducido y las antiguas obras mineras destruidas ó inaccesibles, se identificó como tipo vulcanogenético. La información antigua, investigación bibliográfica y el conocimiento de la geología y estratigrafía de la región, confirmó lo anterior e indicó que la exploración fué insuficiente; por tal motivo, se inició la exploración en el proyecto.

1.6. EXPLORACION DE 1976 A 1980.

Con la interpretación de la antigua información

de obras mineras y sondeos, se construyó un mapa de la cima del manto, que mostró una forma dómica y tres zonas aún no explotadas. En esos puntos se inició la exploración.

En 1976 - 1977, se perforaron 2 800 m en 20 sondeos, 17 en el cuerpo Rey de Plata, con excepción de su porción W. Con el estudio de estos sondeos, se determinó que la tendencia del cuerpo era al NE - SW; por tal motivo, la exploración se dirigió a esos puntos. Se dieron los sondeos 18, 19 y 20, éste último interceptó el cuerpo Tehuixtla. De los 20 sondeos, diez cortaron mineral económico, cuatro no económico y seis fueron estériles. Sus profundidades variaron de 20 a 200 m.

La segunda etapa de barrenación (1978 - 1979) - fué en el cuerpo Tehuixtla, se perforaron 5 517 m en 18 sondeos, 13 cortaron mineral económico, dos no económico y tres fueron estériles, sus profundidades variaron de 150 a 600 m. El cuerpo quedó delimitado en su porción SE, el resto quedó abierto a la exploración.

En el curso de 1980, se dió la barrenación de - conexión entre ambos cuerpos, perforándose 14 sondeos, de los cuales ocho cortaron mineral económico, dos no económico y cuatro fueron estériles. El sondeo 43 confirmó la continuidad de la mine-

realización y conexión entre ambos cuerpos. Al -
termino de la exploración, se delimitó el cuerpo -
Rey de Plata, con excepción de su porción W. El --
cuerpo Tehuixtla está abierto a la exploración, --
excepto en su porción SE.

1.7. LOTES MINEROS.

Los lotes mineros en el área del proyecto son ocho y cubren una superficie total de 1 639.5579 Has.

Los lotes titulados: El Rey de Plata y Parral con 50 y 18 Has, respectivamente, tienen una concesión de explotación y están a nombre del Sr. Benito Aguirre Chávez y Cía. Mra. Parral y Anexas, S.A. con -- quienes se tiene celebrado un contrato de exploración con opción de compra, la cual se realizará -- próximamente. Estos lotes cubren parcialmente el -- cuerpo mineralizado Rey de Plata.

Los lotes Carmen y Consuelo cubren totalmente los cuerpos mineralizados conocidos; tienen una solicitud de concesión de explotación a nombre de Met-Mex Peñoles, S.A. de C.V. El resto de los lotes , del -- Consuelo I a el IV, son de protección y pertenecen a Compañía Minera Peñolita, S.A. de C.V.

Actualmente se han titulado los lotes Consuelo I, - III y IV, y falta de titular el resto.

En la tabla No. 1 (Apéndice) se da una lista con mayor detalle de los lotes y sus obligaciones, y en la figura No. 2 (Apéndice) se muestra un plano de los mismos.

CAPITULO II

GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS

CAP. II. GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS.

2.1. GEOLOGIA REGIONAL.

2.1.1. Geomorfología.

Los rasgos morfológicos de la región están definidos por la litología existente. Los cortes suaves y lomas arredondadas se presentan en rocas volcánicas, conglomerados, areniscas y lutitas, las sierras elevadas de escarpes abruptos son típicas de rocas carbonatadas.

Las sierras presentan un relieve abrupto característico de procesos de erosión e intemperismo en estos climas. Regionalmente, las alturas máximas alcanzan un nivel de 1 900 m S.N.M.

2.1.2. Hidrografía.

Las corrientes que integran el sistema hidrográfico son tributarias del Río Balsas. En el área, la más importante de ellas la constituye el Río Teloloapan u Oxtotitlán. Fluye con una dirección este-este y posee un flujo estable, a excepción de los meses de abril, mayo y junio, en que se registran las máximas temperaturas y se padece de sequía en la zona. Además, se encuentran en el área algunos arroyos intermitentes, como es el caso del Arroyo de Zacospa, que es afluente del Río Teloloapan, así como los arroyos de Las Paredes, Chico y el -

Tule, los cuales desembocan en el Arroyo de Zacoapa.

2.1.3. Estratigrafía.

La zona de Teloloapan se encuentra en el borde de una plataforma cretácica, conocida como Cuenca Morelos - Guerrero. Está constituida por rocas calcáreas y clásticas marinas. Hacia el borde occidental se observan los primeros afloramientos de rocas volcánicas, predominantemente piroclastos que definen el arco Insular Pacífico de México. El contacto de la plataforma con el arco tiene un rumbo aproximado N - S, y pasa cerca de los poblados de Apaxtla, Teloloapan, Azulaquez, Gro., e Ixtapan de la Sal, México. Fig. No. 3 (Apéndice).

2.2. GEOLOGIA DEL YACIMIENTO.

2.2.1. Generalidades.

Rey de Plata es un yacimiento de origen vulcanogénico. El término vulcanogénico, se refiere a yacimientos minerales comúnmente estratificados que han sido formados por procesos volcánicos y actividad de fuentes termales, dentro de cuerpos de agua. (ORE DEPOSITS, PARK y D. Pág. 379).

El yacimiento está formado por sulfuros masivos bandeados. Predominan los valores de Ag y Zn, con Cu, Pb y Au subordinados.

2.2.2. Estratigrafía.

La secuencia estratigráfica, de la unidad más antigua a la más joven, es la siguiente:

a) Unidad meta - volcánica - andesítica (mva).

Rocas de composición Dacítica - Andesítica, con texturas de tobas, brechas, aglomerados y lavas. Esta unidad no contiene indicios de mineralización y representa el límite de la actividad mineralizante. No se conoce su base.

b) Unidad arcillosa (arc).

Horizontes lenticulares formados principalmente por material sericítico (tobas de cenizas), pizarras negras y aglomerados de matriz arcillosa. Toda la unidad tiene pirita de cristalización muy fina en un promedio de 5 a 8 %.

Hacia la cima y la base de esta unidad, se encuentran los horizontes mineralizados. Constan de intercalaciones de lentes y mantos de sulfuros masivos, bandeados y polimetálicos, en una ganga de arcilla - pirita con bandas de cuarzo y ocasionalmente de barita. Varían en espesor de 0.7 a 13.0 m. La separación entre mantos varía de 15 a 25 m estratigráficos.

c) Unidad metavolcánica félsica de alteración filítica (mvfpy).

Rocas de composición Dacita - Riolita, de carácter tobáceo (tobas de lapilli), afectadas por intensa actividad hidrotermal relacionada con el proceso mineralizante, principalmente silicificación y se-

ricitización.

d) Unidad metavolcánica félsica (mvf).

Rocas de composición Dacita - Riolita. Tobas líti-
cas, brechas y aglomerados, su carácter litológico
es bastante similar al de la unidad que le infra-
yace.

e) Unidad metasedimentaria (ms).

Filitas y cuarcitas interestratificadas en bandas
delgadas, con ocasionales horizontes de cuarcitas
conglomeráticas en estratos gruesos y masivos.

f) Unidad máfica superior (pimva).

Unidad piroclástica de composición Dacita - Andesi-
ta, con propilitización poco homogénea y lentes de
rocas félsicas restringidos hacia la cima.

g) Unidad lutitas y areniscas (lut - ar).

Unidad de lutitas y areniscas, compuesta por luti-
tas calcáreas carbonosas, limolitas y areniscas -
grises, con estratificación delgada a mediana.

h) Cubriendo discordantemente la columna descrita,
hay depósitos continentales del terciario, que cons-
-tan de conglomerados calcáreos, así como lechos -
rojos y tobas poco consolidadas.

i) Por último, tenemos depósitos aluviales de Pie
de Monte y suelos formados sobre el Pleistoceno -
Reciente. Figs. No. 4 y 5 (Apéndice).

2.2.3. Geología estructural.

El yacimiento fué afectado por fuerzas compresionales, que ocasionaron fallamientos y foliación, los cuales se manifestaron con diferentes intensidades y con un rumbo predominante NE 60° SW. No se tienen evidencias de desplazamientos fuertes en los mantos cubicados.

2.2.4. Yacimientos minerales.

El proyecto Rey de Plata se ha dividido, principalmente, en dos zonas: 1) Cuerpo Rey de Plata, y 2) - Cuerpo Tehuixtla, debido a su separación espacial y cronología del descubrimiento.

1) Cuerpo Rey de Plata.

Se ha llamado cuerpo Rey de Plata, a dos mantos -- separados entre si más ó menos 20 m estratigráficos. Se nombra al manto inferior, manto A y al superior manto B.

Manto A: abarca una superficie de 38 100 m² dividida en dos porciones, una occidental de 29 040 m² y otra oriental de 9 060 m². Fig. No. 6 (Apéndice).

Tiene una potencia promedio de 0.8 m, un rumbo promedio de NE 40° SW, una inclinación de 30° a 50° en su porción occidental y NW 20° SE con 20° a 25° de echado en su porción oriental. Sus cotas límites, promedio, son 1 060 y 1 290 m S.N.M. Esta diferencia de rumbo entre las dos porciones, obedece a --

que el horizonte fué deformado, afallado y erosionado en su parte media.

Manto B: ocupa una superficie de 64 925 m² con una potencia promedio de 1.80 m. Fig. No. 7 (Apéndice). El rumbo general del manto es NE 40° SW y su inclinación varía de 30 a 50°. El manto está limitado por las cotas 960 y 1290 m S.N.M.

Manto C: se encuentra en un nivel superior al de los mantos mencionados. Fué cortado por un sólo sondeo (BRP - 9), con 1.80 m de potencia y se le ha dado un área de influencia. Fig. No. 6 (Apéndice).

Estructura:

Los mantos se comportan como una serie de lentes y bandas de sulfuros masivos densos, dentro de un horizonte arcilla pirita con trazas de mineral. Resulta difícil diferenciar alto y bajo del manto, más bien está regido por contenido de valores obtenidos por muestreo.

Mineralogía:

La mineralogía está compuesta por sulfuros, donde predomina la asociación esfalerita - pirita con contenidos menores de galena, calcopirita, tetraedrita y sulfosales de plata. Es común la presencia de barita en forma de mantos, pero no llega a ser una concentración económica.

2) Cuerpo Tehuixtla.

Se encuentra a 500 m al S 65° W del cuerpo Rey de Plata, ocupa una superficie de 72 550 m², con un rumbo general NE 30° SW y una inclinación promedio de 37° . Fig. No. 8 (Apéndice). Lo limitan las cotas 670 y 950 m S.N.M. Por su contenido mineral y regularidad, ha sido dividido en una porción NE (que ocupa el área cubicada) y otra SW.

Para efectos de cubicación, se consideró sólo la porción NE debido a su mayor confiabilidad.

El yacimiento no aflora, y su cota mayor está a 180 m bajo la superficie ; por lo tanto, sólo conocemos la mineralización mediante los núcleos de perforación.

El manto Tehuixtla varía de 1.80 a 17.80 m de potencia, y presenta el mayor grosor en la parte central que da una forma lenticular con extremos delgados.

Estructura:

El manto se comporta en forma parecida a lo descrito para el cuerpo Rey de Plata, sólo que se aprecia una mayor consistencia y uniformidad de los sulfuros masivos bandeados. Por lo general, el límite superior del manto está bien definido, mientras que el inferior es difuso y se detecta con análisis químico. Al igual que en Rey de Plata, es común la asociación de pizarras negras con la mineralización.

Mineralogía:

La asociación mineralógica del nanto Tehuixtla, es muy parecida a la del cuerpo Rey de Plata, ya que genéticamente se comportan como un solo yacimiento. Unicamente los contenidos varían, ya que el cuerpo Tehuixtla presenta una mayor riqueza en Zn y una sensible disminución de valores de Ag con respecto a Rey de Plata. También se presenta la estrecha relación pirita - esfalerita con contenidos menores de galena, tetraedrita, calcopirita; en una ganga de arcilla, barita, calcita y cuarzo.

2.3. CALCULO DE RESERVAS.

En este cálculo se tomaron como base los sondeos = de diamante perforados por Peñoles, así como otros dad(??) por Cía. La Campaña años atrás; se consideraron también los afloramientos y cortes en los sondeos.

Las reservas que se calcularon tienen la categoría de probables, debido al espaciamiento de los datos (de 50 a 110 m, promedio) y a la naturaleza del = yacimiento.

El cálculo de reservas se realizó por medio de polígonos trazados por el método de bisectrices, dando una influencia exterior a los sondeos de 25 m. Fueron calculados 30 polígonos en total;

Nueve para mantos A y C en el cuerpo Rey de Plata. Tabla No. 2 y Fig. No. 5 (Apéndice).

Catorce para manto B en el cuerpo Rey de Plata. Tabla No. 3 y Fig. No. 7 (Apéndice).

Siete para el cuerpo Tehuixtla (manto B). Tabla No. 4 y Fig. No. 8 (Apéndice).

Las reservas probables obtenidas son las siguientes:

Cuerpo Rey de Plata.

Manto	Ton	Au gr/ton	Ag gr/ton	Pb %	Cu %	Zn %	Ancho m
A y C	235 689	1.77	605	1.60	0.39	5.24	1.70
B	<u>345 377</u>	<u>0.36</u>	<u>311</u>	<u>0.89</u>	<u>0.12</u>	<u>2.73</u>	<u>1.80</u>
Subtotal	581 066	0.93	430	1.17	0.23	3.75	1.80

Cuerpo Tehuixtla.

B	<u>1 113 603</u>	<u>0.75</u>	<u>194</u>	<u>2.01</u>	<u>0.38</u>	<u>9.96</u>	<u>4.30</u>
Total de reservas probables	<u>1 694 669</u>	<u>0.82</u>	<u>275</u>	<u>1.73</u>	<u>0.33</u>	<u>7.83</u>	<u>3.40</u>

Las reservas posibles, basadas en correlación geológica y barrenos muy espaciados, son:

Porción SW cuerpo Tehuixtla	1 200 000 ton.
Conexión ambos cuerpos	<u>800 000 ton.</u>
Total reservas posibles	<u>2 000 000 ton.</u>

CAPITULO III

SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION MINERA.

CAP. III. SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION MINERA.

3.1. CLASIFICACION DE LOS METODOS MINEROS DE EXPLOTACION.

1.- Métodos superficiales.

- a) Explotación de placeres.
- b) Explotación a tajo abierto.
- c) Glory Hole.

2.- Métodos Subterráneos.

a) Métodos sin fortificación:

- Rebajes abiertos.
- Salones y pilares.
- Tumbe por subniveles.
- Tumbe sobre carga.

b) Métodos con fortificación:

- Corte y relleno.
- Square sets.
- Frentes largas.
- Frentes cortas.
- Top slicing.

c) Métodos por hundimiento:

- Hundimiento de subniveles.
- Hundimiento de bloques.

3.- Métodos por disolución.

- a) Método de Frasch.

- b) Explotación de salmueras y horizontes salinos.
- c) Lixiviación in situ.

3.2. CRITERIOS PARA LA ELECCION DE UN METODO DE EXPLOTACION.

- 1.- Características geométricas ó espaciales del depósito: forma, tamaño, posición y profundidad.
- 2.- Características mecánicas del depósito y de la roca encajonante: resistencia mecánica del llenamiento y respaldos y sus defectos estructurales.
- 3.- Localización del nivel freático y gasto probable de agua: Geohidrología.
- 4.- Factores económicos: distribución de valores y ley mínima costeable, precios, costos y ritmo de producción.
- 5.- Factores ambientales: conservación de la superficie del terreno sobrepuesta a las excavaciones mineras y prevención de la contaminación del aire y del agua.

3.3. CARACTERISTICAS GEOMETRICAS Y FISICAS DEL DEPOSITO A EXPLOTAR.

El área mineralizada está formada por dos cuerpos

denominados Rey de Plata y Tehuixtla. El cuerpo Rey de Plata está constituido por tres mantos: A, B y C. La mineralización consiste, básicamente, en sulfuros masivos densos, dentro de un horizonte arcilla - pirita.

El mineral varía de consistente a medianamente consistente, y la roca encajonante es medianamente consistente. Tanto el mineral como la roca encajonante, en algunos lugares, se encuentran muy fracturados.

La potencia económica de los mantos, en el cuerpo - Rey de Plata, tiene un promedio de 1.80 m; el manto A tiene un rumbo promedio de NE 40° SW con un echado que varía de 20° a 50°, el manto B tiene un rumbo promedio de NE 40° SW y un buzamiento de 30° a 50°, el manto C se encuentra en un nivel superior, y no se tiene actualmente información bien definida de sus características físicas.

El cuerpo Tehuixtla tiene una potencia variable de 1.80 a 17.80 m, con un rumbo general NE 30° SW y una inclinación promedio de 37°.

3.4. SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION.

Según las principales características geométricas y físicas del depósito a minar (consistencia del mineral y roca encajonante, echado, potencia y leyes),

el método más viable es el de corte y relleno.

Corte y relleno:

Este es un método que se adapta a vetas y depósitos tabulares con echados mayores al ángulo de reposo - del mineral quebrado.

El mineral, en este método, se tumba en forma ascendente, y es retirado (rezagado) hacia los contrapozos o chorreaderos que comunican al nivel de acarreo. Después, es necesario rellenar con tepetate (mineral sin importancia económica) para detener los respaldos y poder alcanzar el techo ó cabeza del mineral. El relleno puede ser grava, arena, roca quebrada, jales (colas de planta de beneficio) ó concreto.

Algunas ventajas del método son: Disponibilidad inmediata del mineral, selectividad; se pueden evitar, en cierto grado, los terreros y la presa de jales, etc.

Algunas desventajas del método son: Dilución (si se descuida el rezagado), rezagar tepetate y mineral, cuidar ciclo de trabajo (barrenación, rezagado y relleno), etc.

CAPITULO IV

PLANEACION DE LA MINA Y PREOPERACION.

CAP. IV. PLANEACION DE LA MINA Y PREOPERACION.

4.1. GENERALIDADES.

Para la explotación se ha seleccionado el método de corte y relleno, el cual se desarrollará a partir de una rampa de servicio de 10 % de pendiente y localizada 20 m al bajo de los mantos, a partir de la rampa se darán cruceros de acceso al manto a cada 60 m de separación. Figs. No. 10 a 13 (Apéndice).

Cada bloque a minar se divide, alternativamente, en rebajes paralelos de 6 a 8 m de ancho. En cada rebaje el tumbe se inicia colando una frente a rumbo del manto, y la cual es ampliada a todo lo ancho del mismo (6 ó 8 m, según el caso), si el techo no es consistente, se adema con anclas. A partir de esta frente se inicia el tumbe en forma ascendente y con una barrenación vertical.

Para el rezagado se emplearán "scoop trams" de dos yardas cúbicas de capacidad, los que vaciarán el mineral en chorreaderos localizados a un costado de los cruceros de acceso; estos chorreaderos estarán comunicados a un nivel general de acarreo el cual llegará al tiro. El acarreo en los niveles será por medio de camiones mineros, que llevarán el mineral a las tolvas del tiro.

Las reservas minerales del proyecto se estiman en 1 694 669 ton, con leyes de 0.82 gr/ton de Au, - 275 gr/ton de Ag, 1.73 % de Pb, 0.33 % de Cu, 7.83% de Zn; a las cuales, con el método de explotación seleccionado, se les puede considerar un factor de dilución del orden de 10 %. Por lo tanto, las reservas minables probables son las siguientes:

Toneladas	Au gr/ton	Ag gr/ton	Pb %	Cu %	Zn %
1 864 135	0.74	250	1.57	0.30	7.12

La mina será desarrollada y preparada para permitir una producción de 750 ton/día. Considerando dos turnos de operación por día, 12 horas efectivas por día, 6 días a la semana y 300 días hábiles por año; la producción media será de 225 000 ton de mineral crudo por año, durante el primer año de vida.

Considerando que se cuenta con 1 864 135 ton de mineral minable y un ritmo de producción anual de 225 000 ton de mineral, la mina tendrá una vida de:

$$\frac{1\ 864\ 135\ \text{ton}}{225\ 000\ \text{ton/año}} = 8.28\ \text{años} \approx 8\ \text{años.}$$

4.2. SELECCION DEL EQUIPO DE MINA.

Tunbe:

La barrenación en los rebajes se hará con jumbo, el cual dará aproximadamente 85 barrenos por turno con una longitud de 3 m por barreno; cada jumbo producirá 190 toneladas por turno; los jumbos necesarios por cuerpo serán dos, para tener dos rebajes con cuatro frentes de ataque.

Se producirá, aproximadamente, 760 toneladas -- por día; esto es, que con dos jumbos se satisfacen las necesidades planeadas de producción por día.

Rezagado:

El rezagado se hará con "scoop tram" de dos - yardas cúbicas de capacidad, que rezaga aproximadamente 72 toneladas por hora, por lo que con un sólo "scoop tram" se cubrirán las necesidades -- por turno.

Acarreo:

Para el acarreo se utilizarán camiones mineros de diez toneladas de capacidad. Para el nivel de acarreo 1060, de 905 m, tendremos una producción de

32 toneladas por hora (por camión); esto es, que un camión produce 384 ton/turno; por lo cual, para satisfacer nuestras necesidades serán necesarias dos unidades.

Para cada ciclo (tumbe, rezagado y acarreo) se - adicionará una unidad más, para que en el caso de algún desperfecto se tenga otra unidad disponible que la sustituya, y no se pare la producción. Tomando en cuenta esto, el equipo necesario en mina será:

Concepto	Cantidad
Jumbo Tamrock	3
Scoop tram JS-200, 2 yd ³	2
Camión minero de volteo, MT-413	3

4.3. ETAPA DE PREOPERACION.

En el proyecto se está llevando un programa preoperativo, este programa se ha dividido en primera y segunda etapa; las dos etapas, en conjunto, consisten esencialmente en exploración con obra directa, obras de preparación y desarrollo, infraestructura y servicios generales.

El programa de preoperación se realizará por medio de los servicios de contratistas.

En la mina existen dos obras hechas con anterioridad por Peñoles, estas obras son:

1) Socavón 1220. Este socavón tiene un desarrollo de 220 m y sección 3.0 x 3.0 m, cortó el manto a los 150 m.

2) Socavón 1165. Tiene un desarrollo de 210 m y sección 3.5 x 3.0 m, cortó el manto a los 170 m.

4.3.1. Obras de preparación y desarrollo.

Primera etapa:

Se abrirán dos frentes de exploración en el socavón 1220 (en el punto donde se cortó el manto), una con rumbo NE y otra SW, hasta descubrir los límites del manto a esa cota. Las dos frentes tendrán un desarrollo aproximado de 295m y secciones de 3.0 x 3.0 m.

El acceso para el cuerpo Rey de Plata será el socavón 1165; por tal motivo, en el punto donde se cortó el manto se abrirán dos frentes, una de servicio y exploración (frente NE) y la otra de exploración (frente SW). La frente NE tendrá un desarrollo de 137 m, colándose los primeros 90 m con una sección de 3.5 x 3.0 m (ya que a los 90 m

de desarrollo de la frente NE se iniciará la ram
pa) y los 47 m restantes con una sección de 3.0 x
3.0 m

Con las frentes del socavón 1220 y las del 1165,
se tendrá delimitado el manto entre dichas cotas
(1165 a 1220 m S.N.M.).

La rampa tendrá un desarrollo inicial de 815 m,
se colará al bajo del manto A y con una pendiente
negativa de 10 % y sección transversal de 3.5 x-
3.0 m. Con la rampa se logrará el acceso desde -
el nivel 1165 hasta el 1100, aproximadamente; de
este nivel para arriba se tendrán preparadas re-
servas para un año de producción. A partir de la
rampa y a cada 60 m de desarrollo, se abrirá un
cruce de acceso (sección 3.0 x 3.0 m) al man
to con el objeto de llegar al contacto del mismo;
en los cruces se tendrán contrapozos (de 1.80 m
de diámetro) que servirán como chorreaderos al -
nivel de acarreo 1060.

La rampa estará comunicada entre si por tres con
trapezos (1.80 m de diámetro) de ventilación. Figs.
No. 9 y 10 (Apéndice).

En esta etapa se colarán, también, 300 m de un ti
ro vertical, circular, de 4.57 m de diámetro. Estos
300 m estarán divididos en 10 m de brocal y 290 m

de profundización.

Resumen del cuete de obras de preparación y desarrollo en la primera etapa:

Prentes NE - SW del socavón 1220	295 m.
Frente NE socavón 1165	137 m.
Frente SW socavón 1165	145 m.
Rampa	815 m.
Contrapozos de ventilación	82 m.
Cruceros de acceso a manto	190 m.
Brocal tiro Tehuixtla	10 m.
Profundización tiro Tehuixtla	290 m.

Segunda etapa:

Para el cuerpo Tehuixtla el acceso será por el tiro que tendrá una profundidad de 300 m; en el nivel 1060 se abrirá una ventanilla que servirá para preparar el nivel de acarreo, el cual tendrá un desarrollo de 905 m y sección 3.5 x 3.0 m. A partir de este nivel se colarán cruceros de extracción hacia los contrapozos (chorreaderos de la primera etapa), tendrán un desarrollo de 337 m y sección de 3.0 x 3.0 m, y los contrapozos de 280 m y un diámetro de 1.80 m.

En el nivel 958 del tiro se abrirá una ventanilla para el cuete de la rampa a cuerpo Tehuixtla, con

un desarrollo de 732 m, sección de 3.5 x 3.0 m y una pendiente negativa de 10 ‰. Cada 60 m de desarrollo de la rampa se abrirá un crucero de acceso al manto (3.0 x 3.0 m de sección); la rampa llegará hasta el nivel 895, estando dada al bajo del manto a una distancia aproximada de 20 m. En el nivel 895 se colará una frente de acarreo de 404 m de desarrollo y sección 3.5 x 3.0 m, a partir de esta frente se abrirán cruces (3.0 x 3.0 m de sección) de extracción que comunicarán con contrapozos a los cruces de la rampa; estos contrapozos servirán de chorreaderos y tendrán un diámetro de 1.80 m. Figs. No. 11 y 12 (Apéndice).

Resumen del cuete de obras de preparación y desarrollo en la segunda etapa;

Nivel de acarreo 1060	905 m.
Cruces de acceso y extracción	584 m.
Contrapozos (chorreaderos)	469 m.
Rampa cuerpo Tehuixtla	732 m.
Nivel de acarreo 895	404 m.

Resumen del cuete de obras de preparación y desarrollo en la primera y segunda etapa;

Frentes de 3.0 x 3.0 m de sección	577 m.
-----------------------------------	--------

Rampa de 3.5 x 3.0 m de sección	1547 m.
Contrapozos de ventilación y cho- rreaderos de 1.80 m de diámetro	551 m.
Cruceros de acceso y extracción de 3.0 x 3.0 m de sección	774 m.
Nivel de acarreo de 3.5 x 3.0 m de sección	1309 m.
Profundización de tiro Tehuixtla de 4.57 m de diámetro	<u>290 m.</u>
	Total 5048 m.

4.3.2. Infraestructura y servicios generales.

A) Caminos.

Se construirán seis km de terracería para entron-
car el camino de la mina al pueblo de Teloloapan,
en el km 8.5 de la carretera que conduce hacia la
planta hidroeléctrica El Caracol.

B) Suministro de energía eléctrica.

Esta se hará por medio de C.F.E. de su subestación
en Teloloapan, encontrándose la línea en etapa de
construcción. Se construirán dos subestaciones, -
una de 1000 kva para abastecer de energía a la -
mina, otra de 1700 kva para abastecer la planta
de beneficio.

C) Suministro de agua.

Se perforarán dos pozos de aproximadamente 200 m

de profundidad, y estos estarán localizados a una distancia, aproximada, de 400 m de la planta de beneficio.

D) Terrenos.

Se comprarán 60 Has de terreno en el área de la mina para construcciones futuras; para la construcción de la colonia de empleados se adquirirán 3 Has de terreno en Teloloapan.

E) Presa de jales.

Esta se ubicará en los terrenos que se comprarán en el área de la mina y la capacidad estimada es de 760 000 metros cúbicos.

F) Oficinas, taller y almacén.

Las oficinas, taller y almacén se construirán en los terrenos de la mina, y ocuparán un área de 140, 112 y 160 m², respectivamente.

G) Zona habitacional.

De acuerdo a las necesidades de la unidad será indispensable la construcción de la colonia para empleados. Se contará con una casa tipo A (gerente), una tipo B (Supte. general), siete casas tipo C (Supte. mina, supte. molino, supte. planeación, etc.), veinte casas tipo D (Empleados en general), una casa de solteros, club recreativo que contará con canchas y juegos infantiles,

así como también áreas verdes.

4.3.3. Inversión en el periodo de preoperación.

A la fecha (Enero de 1982) se han gastado en el proyecto \$ 68'145 197.00, distribuidos en los siguientes conceptos:

- Compresor portátil IR-1600 pcm.
- Dos "scoop tram" JS-200.
- Ocho perforadoras JR-300.
- Cuele del socavón 1220.
- Cuele del socavón 1165.
- Brocal del tiro (diez metros de profundidad).
- Horca estructural (incluye acero, skip, calesa, cables, poleas, accesorios, tolva de gruesos mina, excavaciones, cimentaciones y mano de obra).
- Edificio para instalación de malacates.
- Adquisición e instalación de malacates.
- Equipo de construcción y transporte.
- Camión de volteo de seis toneladas Dodge.
- Camioneta F 150 Caribe VW.
- Tractor Komatsu D-85 A-12.
- Camión Rear Dump MT-413.
- Tres bombas Atlas Copco.
- Un banco de 30 lámparas mineras con equipo cargador.
- Gastos generales y de administración.

- Dos polvorines.
- Una planta de soldar de gasolina.
- Una planta eléctrica 7.5 kw de gasolina.
- Una lanzadora de concreto.
- Tuberías y ductos de ventilación.
- Dos compresores Sullair de 350 HP y 800 pcm cada uno.
- Dos ventiladores axiales de 25,000 pcm y 30 HP cada uno.
- Mantenimiento de maquinaria y equipo.

En equipo de mina la inversión es la siguiente:

	Precio unitario	Precio total.
- Jumbo Tamrock (tres unidades)	\$ 7 605 574.00	\$ 22 816 722.00
- Scoop tram JS- 200 (dos unidades)	\$ 4 544 208.00	\$ 9 088 416.00
- Camión minero rear dump MT-413 (tres unidades)	\$ 4 808 747.00	\$ 14 426 241.00
Total inversión equipo de mina		\$ <u>46 331 379.00</u>

En obras de preparación y desarrollo la inversión está distribuida de la siguiente forma (basada en las cotizaciones de los contratistas):

	Costo.
- Frente de 3.0 x 3.0 m de sección y 557 m de desarrollo, a un precio de \$ 27 520.00 m lineal.	\$ 15 328 640.00
- Rampa de 3.5 x 3.0 m de sección, 10 % de pendiente y un desarrollo de 1547m; a \$ 30 880.00 m lineal.	\$ 47 771 360.00
- Contrapozos de 1.80 m de diámetro y un desarrollo de 551 m, a -- \$ 15 200.00 m lineal.	\$ 8 375 200.00
- Cruceros de acceso y extracción de 3.0 x 3.0 m y un desarrollo de 774 m, a \$ 27 520.00 m lineal.	\$ 21 300 480.00
- Nivel de acarreo de 3.5 x 3.0 m de sección y desarrollo de 1309 m, a \$ 30 880.00 m lineal.	\$ 40 421 920.00
- Profundización tiro de diámetro 4.57 m del nivel 10 al 300, a -- \$ 340 800.00 m (incluye explosivos y equipo p' su construcción).	\$ 98 832 000.00
- Vestido del tiro (incluye marcos, guías, camino de emergencia, pro-	

Costo.

tección y tuberías; con materiales y mano de obra).	\$ 18 880 000.00
- Ademe de concreto en el tiro. Su justificación se basa en la secuencia estratigráfica observada en los barrenos de diámante perforados cerca de donde se está colando el tiro.	\$ 4 640 160.00
- Ventanilla del nivel 895.	\$ 1 024 000.00
- Tolvas, parrillas y cartuchos del nivel 895.	\$ 3 600 000.00
- Estación de bombeo nivel 895.	\$ 4 320 000.00
Total de inversión obras de preparación y desarrollo.	<u>\$264 493 760.00</u>

En la planta de beneficio de 750 ton/día, la inversión es de \$ 215 035 504.00 . Cálculo costo de planta de beneficio (Apéndice).

En infraestructura y servicios generales la inversión será la siguiente:

	Costo.
- Seis km de terracería con acequia y alcantarillado.	\$ 6 000 000.00
- Suministro de energía eléctrica por medio de C.F.E. Dos subestaciones (1000 y 1700 kva) y una línea eléctrica de Teloloapan a el proyecto.	\$ 19 200 000.00
- Suministro de agua (incluye perforación, bombas y tuberías)	\$ 10 896 000.00
- Terrenos:	
Area de la mina 60 Has, a \$22,672.00	
Ha (incluye gastos de adquisición).	\$ 1 360 320.00
En Teloloapan para colonia de empleados, 30 000 m ² a \$ 152.00 m ² (incluye gastos de adquisición).	\$ 4 560 000.00
- Presa de jales. Su costo se <u>esti</u> mo de acuerdo a la capacidad y experiencia en la construcción de las mismas en las diferentes unidades de la compañía.	\$ 8 800 000.00
- Oficinas, taller y almacén tienen, en conjunto, un costo estimado de	\$ 14 664 000.00

Coste.

- La colonia de empleados contará con 29 casas, una casa de solte <u>r</u> es, club recreativo y áreas -- verdes. Para su construcción se estima un costo de	\$ 81 152 000.00
Total inversión en infraestructura y servicios generales.	\$ <u>146 632 320.00</u>

Inversión total en período preoperativo(Resumen):

Gastado yá	\$ 68 145 197.00
Equipe de mina	\$ 46 331 379.00
Obras de preparación y desarrollo mina	\$ 264 493 760.00
Planta de beneficio	\$ 215 035 504.00
Infraestructura y servicios generales	\$ 146 632 320.00
Gastos de administración	\$ 60 000 000.00
 Total	 \$ 800 638 160.00
Inprevistos 10 %	\$ 80 063 816.00
Gran total inversión	\$ <u>880 701 976.00</u>

CAPITULO V

DISEÑO DE UNA PLANTA DE BENEFICIO (FLOTACION)

PARA 750 TONS/DIA.

CAP. V. DISEÑO DE UNA PLANTA DE BENEFICIO (FLOTACION)
PARA 750 TONS/DIA.

En el diseño de una planta de flotación se hará el cálculo de los principales elementos que la componen; y para dicho cálculo, se tomará en cuenta -- los siguientes factores:

- Capacidad de la planta, 750 ton/día.
- La concentración se hará por flotación selectiva. para obtener concentrados de Pb y de Zn.
- Los minerales económicos son Au, Ag, Pb y Zn, y se encuentran en forma de sulfuros; en los cuales predomina la asociación esfalerita-pirita con contenidos menores de galena, tetraedrita y sulfosales de plata. La ganga es arcilla-pirita con bandas de cuarzo y, ocasionalmente, de barita.
- El peso específico del mineral es de 3.08.
- El proceso metalúrgico estará dividido en trituración, molienda, flotación y filtrado.

Cálculos metalúrgicos (basados en datos de estudios que se hicieron en el centro de investigaciones técnicas, en Monterrey):

- Determinación del peso de los concentrados de -- acuerdo con las leyes respectivas.

Producto	Peso		L	E	Y	E	S
	Ton.	%	<u>Au</u> gr/ton	<u>Ag</u> gr/ton	<u>Pb</u> %	<u>Cu</u> %	<u>Zn</u> %
Cabezas	750	100	1.16	426.00	1.21	0.23	3.57
Conc. Pb	C ₁	C ₁	20.40	7366.70	20.70	3.88	8.38
Conc. Zn	C ₂	C ₂	2.00	555.00	1.02	0.32	58.20
Celas	T	T	0.16	72.00	0.25	0.04	0.39

Fórmulas del Taggart:

$$\begin{aligned}
 \text{Balance de peso} & \quad F = \quad C_1 + \quad C_2 + \quad T \\
 \text{Balance de Pb} & \quad 1.21 F = 20.70C_1 + 1.02C_2 + 0.25 T \\
 \text{Balance de Zn} & \quad 3.57 F = 8.38C_1 + 58.20C_2 + 0.39 T
 \end{aligned}$$

$$C_1 = \frac{\begin{vmatrix} 1.00 & 1.00 & 1.00 \\ 1.21 & 1.02 & 0.25 \\ 3.57 & 58.20 & 0.39 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} 1.00 & 1.00 & 1.00 \\ 20.70 & 1.02 & 0.25 \\ 8.38 & 58.20 & 0.39 \end{vmatrix}} \times 100 = \frac{53.04}{1176.06} \times 100 = 4.51 \%$$

Como la alimentación es 750 ton - 100.00 %
x ton - 4.51 %

$$x = \underline{33.82 \text{ ton de conc. de Pb/día.}}$$

$$C_2 = \frac{\begin{vmatrix} 1.00 & 1.00 & 1.00 \\ 1.21 & 20.70 & 0.25 \\ 3.57 & 8.38 & 0.39 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} 1.00 & 1.00 & 1.00 \\ 1.02 & 20.70 & 0.25 \\ 58.20 & 8.38 & 0.39 \end{vmatrix}} \times 100 = \frac{-57.36}{-1176.06} \times 100 = 4.88 \%$$

Como la alimentación es 750 ton - 100.00 ‰
 x ton - 4.88 ‰

x = 36.60 ton de conc de Zn/día.

- Determinación del peso de colas.

Total de concentrados $4.51 + 4.88 = 9.39$ ‰ ; por lo tanto $100 - 9.39 = 90.61$ ‰ de colas.

Peso de colas 750 ton - 100.00 ‰
 x ton - 90.61 ‰

x = 679.58 ton de colas/día.

- Balance metalúrgico.

		<u>L</u>	<u>E</u>	<u>Y</u>	<u>E</u>	<u>S</u>
	<u>Peso</u>	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	<u>Pb</u>	<u>Cu</u>	<u>Zn</u>
Producto	Ton.	gr/ton	gr/ton	‰	‰	‰
Cabezas	750.00	1.16	426.00	1.21	0.23	3.57
Conc. Pb	33.82	20.40	7366.70	20.70	3.88	8.38
Conc. Zn	36.60	2.00	555.00	1.02	0.32	58.20
Colas	679.58	0.16	72.00	0.25	0.04	0.39

	<u>C O N T E N I D O</u>				
	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	<u>Pb</u>	<u>Cu</u>	<u>Zn</u>
Producto	Kg	Kg	Ton	Ton	Ton
Cabezas	0.87	319.50	9.07	1.72	26.78
Conc. Pb	0.69	249.14	7.00	1.32	2.83
Conc. Zn	0.07	20.31	0.37	0.12	21.30
Colas	0.11	50.05	1.70	0.28	2.65

Contenido = Peso x Ley.

R E C U P E R A C I O N E S (%)

<u>Producto</u>	<u>Au</u>	<u>Ag</u>	<u>Pb</u>	<u>Cu</u>	<u>Zn</u>
Cabezas	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Pb	79.31	77.98	77.18	76.74	10.57
Conc. Zn	8.05	6.36	4.08	6.98	79.54
Colas	12.64	15.66	18.74	16.28	9.89

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{Contenido parcial} \times 100}{\Sigma \text{Contenidos}}$$

Relación de concentración:

$$\text{Conc. de Pb} \quad 750/33.82 = 22.18 : 1$$

$$\text{Conc. de Zn} \quad 750/36.60 = 20.49 : 1$$

$$\text{Relación de concentración total: } 750/70.42 = 10.65 : 1$$

5.1. TRITURACION.

Tolva de gruesos:

El mineral que llegará de mina tendrá un tamaño máximo de 8", y la capacidad de almacenamiento - de la tolva de gruesos estará calculada para satisfacer las necesidades de dos días de operación; ya que el domingo no se trabajará en mina.

Capacidad de tolva: $(750)(2) = 1500$ ton.

Capacidad de tolva en Volumen: $\frac{1500}{3.08} = 487 \text{ m}^3 \approx 490 \text{ m}^3$

Más un 15% de sobrecarga $490 \times 1.15 = 563 \approx 560 \text{ m}^3$.

Se proponen tolvas cuadradas de concreto.

Volumen de tolva $V = (L)(L)(H)$; $L = 4$ m , volumen de almacenamiento 560 m^3 .

$$V = (L)(L)(H); 560 = (4)(4)(H); 560 = 16 H ;$$

$$H = \frac{560}{16} = 35 \text{ m}$$

Como la altura es muy grande (35 m), esta se dividió entre cuatro; para tener cuatro tolvas de $4 \times 4 \times 8.75$ m y 140 m^3 cada una.

Parrilla:

El mineral se triturará en dos etapas; en la primera, la alimentación será de 8" y la descarga de 2"; en la segunda, etapa, la alimentación será de 2" y la descarga de 1/2".

Es necesario disponer de un medio cribante (parrilla) antes de la quebradora primaria, para desviar el material que ya es lo suficientemente fino (-2") y que entre directamente a la quebradora secundaria. Se empleará una parrilla estacionaria de 6 a 8 pies de longitud, ligeramente más ancha que la corriente del mineral y colocada con una pendiente de 45° a 60° con la horizontal.

La alimentación a la parrilla es de 750 ton, y el porcentaje estimado de material (-2") que pasa a quebradora secundaria es del 20% de la alimentación, esto es, 150 ton. Descarga de parrilla a quebradora primaria, 600 ton de material de +2".

Quebradora primaria:

Tonelaje a triturar 600 ton.

Alimentación (F) 8".

Descarga (P) 2".

Tiempo efectivo de trituración, en dos turnos de operación, 10 horas.

Relación de trituración (RT) $8/2 = 4 : 1$.

Toneladas trituradas por hora $600/10 = 60$ ton/hora.

Con base en estos datos y consultando la tabla correspondiente a quebradoras de quijada, se seleccionó la siguiente:

Quebradora de quijada Hadfield.

Dimensiones 24" x 19".

Potencia aproximada requerida 50 hp.

Velocidad del eje excéntrico 250 rpm.

Banda transportadora de quebradora primaria a criba vibratoria:

Mineral a transportar 1425 ton.

Capacidad de banda $1425/10 = 143$ ton/hora.

Peso volumétrico del mineral $3.08 \text{ ton/m}^3 = 192 \text{ lb/ft}^3$.

Tamaño del mineral 2".

Consultando el manual de bandas, la que es capaz de mover 143 ton/hora, es una banda de 24" de ancho y 100 ft/minuto de velocidad.

Criba Vibratoria:

Abertura de la criba 1/2".

Considerando que un 10% de mineral que viene de quebradora primaria, tiene un tamaño de -1/2" ; la descarga de la criba vibratoria será $750 \times 0.90 = 675$ ton (partículas +1/2").

Por lo tanto, la alimentación y descarga de la - quebradora secundaria será de 675 ton.

Alimentación a criba vibratoria $750 + 675 = 1425$ ton.

Se tiene de 4 a 6 ton por ft^2 de superficie cribante/1 mm de abertura, en 24 horas; para nuestro caso, en un periodo de 10 horas se tiene de 1.7 a 2.5 ton por ft^2 de superficie cribante/1 mm de abertura, en 10 horas.

La abertura de la criba será de $1/2" = 12.7$ mm.

$$12.7 \times 2.5 \text{ ton/ft}^2/\text{mm} \approx 32 \text{ ton/ft}^2$$

$$1425/32 \approx 45 \text{ ft}^2$$

Por lo tanto, se propone una criba de 5 ft x 9 ft.

Banda transportadora de criba vibratoria a quebradora secundaria;

Mineral a transportar 675 ton.

Capacidad de banda $675/10 \approx 68$ ton/hora.

Peso volumétrico del mineral = 192 lb/ft^3 .

Tamaño del mineral = 2".

Consultando el manual, la banda que es capaz de

transportar 68 ton/hora es aquella de 18" de ancho y 100 ft/minuto de velocidad.

Quebradora secundaria:

Tonelaje a triturar 675 ton.

Alimentación (P) 2".

Descarga (P) 1/2".

Tiempo de trituración 10 horas.

Relación de trituración (RT) $2/0.5 = 4 : 1$.

Toneladas trituradas por hora $675/10 = 68$ ton/hora.

En base a estos datos y consultando el manual de quebradoras de cono, se tiene que la quebradora adecuada es la siguiente:

Quebradora de cono Symons, cabeza estándar;

Dimensiones, 4 ft.

Potencia aproximada requerida, 75 hp.

Revoluciones de la cabeza por minuto, 267.

Banda transportadora de criba vibratoria a tolva de finos:

Mineral a transportar 750 ton.

Capacidad de banda $750/10 = 75$ ton/hora.

Peso volumétrico del mineral 192 lb/ft³.

Tamaño del mineral 1/2".

Tomando en cuenta estos parámetros y el manual de

bandas transportadoras, se tiene que la más adecuada es una de 20" de ancho y 100 ft/minutos - de velocidad.

Tolva de finos:

La tolva de finos se debe diseñar para retener - dos días ó más de abastecimiento de carga a la - sección de molienda. En este caso, la tolva o tolvas de finos, estarán calculadas para satisfacer - la demanda de cuatro días de operación.

Capacidad de planta 750 ton/día.

Capacidad de tolvas $750 \times 4 = 3\ 000$ ton.

Capacidad de telvas en volumen $3\ 000/3.08 \approx 974 \text{ m}^3$.

Se propone que sean construidas de acero y que - esten formadas por un cilindro circular recto y - un cono circular recto.

5.2. MOLIENDA.

De los estudios que se hicieron en el centro de - investigaciones técnicas, en Monterrey, se obtuvieron los siguientes datos:

- Dimensiones del molino de laboratorio.

$$d = 8.5" = 0.70 \text{ ft.}$$

$$l = 10.5" = 0.87 \text{ ft.}$$

$$t = 750 \text{ gr} = 0.750 \text{ kg.}$$

- Tiempo de molienda 15 minutos.
- Molienda fina 95% a -150 mallas.

Se tiene 0.750 kg - 15 min.

x kg - 60 min.

$$x = (0.750 \times 60) / 15 = 3 \text{ kg/hora.}$$

$$\text{Toneladas/día} = 3 \times 24 = 72 \text{ kg/día} = 0.072 \text{ ton/día.}$$

Determinación del molino industrial.

$$\frac{C_i}{C_e} = \frac{D^{2.6} L}{d^{2.6} l}, \text{ donde :}$$

C_i = Capacidad molino industrial = 750 ton/día.

C_e = Capacidad molino laboratorio = 0.072 ton/día.

D = Diámetro molino industrial.

L = Longitud molino industrial.

d = Diámetro molino laboratorio = 0.70 ft.

l = Longitud molino laboratorio = 0.87 ft.

$$\frac{C_i}{C_e} = \frac{D^{2.6} L}{d^{2.6} l}, \quad \frac{750}{0.072} = \frac{D^{2.6} L}{(0.70)^{2.6} 0.87},$$

$$\frac{750}{0.072} = \frac{D^{2.6} L}{0.344}, \quad D^{2.6} L = \frac{750 \times 0.344}{0.072},$$

$$D^{2.6} L = 3583.33, \text{ suponiendo } L = 1.5 D,$$

$$D^{2.6} 1.5D = 3583.33, \quad 1.5D^{3.6} = 3583.33,$$

$$D = \left(\frac{3583.33}{1.5} \right)^{1/3.6}, \quad D = 8.69 \approx 9 \text{ ft. (diámetro)}$$

Como $L = 1.5D$, $L = 1.5 \times 9 = 13.5 \approx 14$ ft.

Se selecciona un molino de 9 ft x 14 ft.

Velocidad de trabajo (V_t).

$$V_t = 0.75 V_c.$$

V_c = velocidad crítica.

$$V_c = \frac{76.62}{\sqrt{D}} = \frac{76.62}{\sqrt{9}} = 25.5 \text{ rpm.}$$

Por lo tanto $V_t = 0.75 \times 25.5 = \underline{19.2 \text{ rpm.}}$

Carga de bolas (C_B) .

$$C_B = 0.2044 V d$$

V = volumen del molino en m^3 .

d = peso específico de las bolas.

$$V = \pi r^2 h = 3.1416 (1.37)^2 (4.27) = 25.16 \text{ m}^3$$

$d = 7.85$ para bolas de fierro.

$$C_B = 0.2044 \times 25.16 \times 7.85 = \underline{40 \text{ ton.}}$$

Consumo de energía.

$$H.P. = 0.5418 V$$

V = volumen del molino = $25.16 \text{ m}^3 = 887 \text{ ft}^3$.

$$H.P. = 0.5418 \times 887 = \underline{480.}$$

La clasificación de minerales se hará por medio de dos ciclones hidráulicos Krebs de 10" de diámetro

tro; los cuales, según las capacidades a tratar, satisfacen las necesidades planeadas de producción.

5.3. FLOTACION.

Circuito de plomo;

Cálculo del tanque acondicionador.

Capacidad de tratamiento 750 ton/día.

Dilución de pulpa 3 : 1.

Volumen de mineral $750/3.08 = 244 \text{ m}^3/\text{día}$.

Volumen de agua $750/1 = 750 \text{ m}^3$, como dilución es 3 : 1, entonces volumen de agua es $750 \times 3 = 2,250 \text{ m}^3/\text{día}$.

Volumen de pulpa = $244 + 2,250 = 2,494 \text{ m}^3/\text{día}$.

Gasto pulpa $2494 \text{ m}^3/\text{día} \times 1 \text{ día}/24 \text{ hrs.} \times 24 \text{ hrs}/1440 \text{ min.} = 1.73 \text{ m}^3/\text{minuto}$.

Tiempo de acondicionamiento 15 minutos.

Volumen del tanque $1.73 \times 15 = 26 \text{ m}^3 = 917 \text{ ft}^3$.

Más 20% extra para conseguir que el nivel de la pulpa quede abajo de la parte superior del tanque, y para que se haga cargo de las fluctuaciones de la alimentación; $917 \times 1.20 = 1,100 \text{ ft}^3$.

Con estos datos se consulta el manual, y se selecciona el tanque acondicionador Denver de 12 ft x 12 ft; el cual tiene las siguientes características:

Motor de 10 hp.

Velocidad del impulsor 130 rpm.

Cálculo de celdas de flotación.

Volumen de pulpa $1.73 \text{ m}^3/\text{minuto} = 61 \text{ ft}^3/\text{minuto}$.

Tiempo de flotación 9 minutos.

Volumen de pulpa $61 \times 9 = 549 \text{ ft}^3$.

Factor de seguridad 85%, ya que se tienen altos valores y buena flotabilidad.

$549 \times 1.85 = 1\ 016 \text{ ft}^3$.

Viendo el catalogo de máquinas de flotación Denver

Sub - A, se escogió la siguiente:

Tamaño de máquina: 30".

Sección de celda: 56" x 56".

Volumen por celda: 100 ft^3 .

Tomando en cuenta estos datos, el número de celdas

necesarias es el siguiente : $\text{No. de celdas} = \frac{\text{Vol. total}}{\text{Vol. celda}}$

$\text{No. de celdas} = 1\ 016/100 = 10 \text{ celdas}$.

Por lo tanto, se propone un banco de 10 celdas No 30, para concentración de plomo.

Circuito de zinc.

Cálculo del tanque acondicionador.

Capacidad de tratamiento $750 - 33.82 \text{ (conc. de Pb)} = 716.18 \text{ ton}$.

Dilución 3 : 1 .

Volumen de mineral $716.18/3.08 = 232.5 \text{ m}^3/\text{día}$.

Volumen de agua $716.18/1 = 716.18$, $716.18 \times 3 = 2\ 148.5 \text{ m}^3/\text{día}$.

Volumen pulpa $232.5 + 2\ 148.5 = 2\ 381 \text{ m}^3/\text{día}$.

Gasto pulpa $2381 \times (1/24) \times (24/1440) = 1.65 \text{ m}^3/\text{minuto}$.

Tiempo de acondicionamiento 20 minutos.

Volumen del tanque $1.65 \times 20 \doteq 33 \text{ m}^3 \doteq 1165 \text{ ft}^3$.

Más 20% como factor de seguridad $1165 \times 1.20 = 1398 \text{ ft}^3$.

Con estos datos se propondrá el tanque acondicionador Denver de 12 ft x 12 ft, motor de 10 hp y velocidad del impulsor de 130 rpm.

Cálculo de celdas de flotación.

Volumen de pulpa $1.65 \text{ m}^3/\text{min.} = 58.23 \text{ ft}^3/\text{min.}$

Tiempo de flotación 13 minutos.

Volumen de pulpa $58.23 \times 13 = 757 \text{ ft}^3$.

Factor de seguridad 85%, $757 \times 1.85 \doteq 1400 \text{ ft}^3$.

Del catálogo de máquinas de flotación Denver Sub - A, se tiene:

Tamaño de máquina 30".

Sección de celda 56" x 56".

Volumen por celda 100 ft^3 .

No. de celdas necesarias $1400/100 = 14$ celdas.

Por lo tanto se propone un banco de 14 celdas No 30, para concentración de zinc.

5.4. ASENTAMIENTO Y FILTRADO.

Cálculo de espesadores.

Velocidad de asentamiento 2.5 ft^2 en 24 horas -
por tonelada.

Producción de concentrados de plomo, $33.82 \text{ ton}/24 \text{ horas}$.

Por lo tanto, $2.5 \times 33.82 = 84.55 \text{ ft}^2$.

Factor de seguridad 20%, $84.55 \times 1.20 = 102 \text{ ft}^2$.

Area del tanque espesador $A = \frac{\pi D^2}{4}$, $D = \sqrt{\frac{4A}{\pi}}$,

$$D = \sqrt{\frac{4 \times 102}{3.1416}} = 11.39 \text{ ft.}$$

Con este dato y con la ayuda del catálogo, se -
propone un tanque espesador de $12 \text{ ft} \times 8 \text{ ft}$ para
concentrados de plomo.

Producción de concentrados de zinc $36.60 \text{ ton}/24 \text{ horas}$.

Por lo tanto $2.5 \times 36.60 = 91.5 \text{ ft}^2$.

Factor de seguridad 20%, $91.5 \times 1.20 = 110 \text{ ft}^2$.

$$D = \sqrt{\frac{4 \times 110}{3.1416}} = 11.83 \text{ ft.}$$

Tomando en cuenta este dato, es necesario un tan-
que con las mismas dimensiones calculadas para -
concentrados de plomo. Por lo tanto, el tanque -
espesador para los concentrados de zinc es de -
las siguientes dimensiones $12 \text{ ft} \times 8 \text{ ft}$.

Cálculo de filtros.

Para concentrados de plomo y zinc, se tiene que de 300 a 600 lb/ft² son filtradas en 24 horas.

Se tomará un promedio de 450 lb/ft² en 24 horas.

Tomaremos un factor de seguridad de 20%; ó sea 20% menos del promedio estimado $450 - 90 = 360$ lb/ft² en 24 horas.

$(360 \text{ lb/ft}^2) (1 \text{ kg}/2.2 \text{ lb}) = 164 \text{ kg/ft}^2$ en 24 horas.

Producción de concentrados de plomo 33.82 ton/24 hrs.

$(33\ 820 \text{ kg}) / (164 \text{ kg/ft}^2) = 206 \text{ ft}^2$.

Consultando la tabla de filtros de disco, se tiene que un disco de 6 ft de diámetro posee un área - filtrante de 50 ft². Por lo tanto son necesarios

$\frac{206}{50} = 4$ discos.

Producción de concentrados de zinc 36.60 ton/24 hrs.

$(36\ 600 \text{ kg}) / (164 \text{ kg/ft}^2) = 223 \text{ ft}^2$.

De la tabla de filtros de disco, se seleccionan - los discos de 6 ft de diámetro y 50 ft² de área - filtrante. Por lo tanto, el número de discos necesarios es $\frac{223}{50} = 5$ discos.

Ver diagrama de flujo planta de beneficio (Apéndice).

CAPITULO VI.

ANALISIS ECONOMICO.

CAP. VI. ANALISIS ECONOMICO.

6.1. GENERALIDADES.

Para el estudio de factibilidad económica se consideró el 66% de la inversión financiada a una tasa de interés de 40% anual; también se consideró un financiamiento a cinco años con dos años de gracia.

Las reservas minerales probables permitirán una vida operativa de ocho años, a un ritmo de explotación de 225 000 toneladas anuales. La fecha de inicio de producción se estima para 1984.

Las cotizaciones y tipo de cambio, para fines del análisis económico, se considerarán iguales en los ocho años de vida del proyecto.

6.2. MONTO DE LA INVERSION.

Gastado a la fecha.	\$ 68 145 197.00
Equipo de mina	\$ 46 331 379.00
Obras de preparación y desarrollo	\$264 493 760.00
Planta de beneficio	\$215 035 504.00
Infraestructura y servicios generales	\$146 632 320.00
Gastos de administración	\$ 60 000 000.00

Total	\$800 638 160.00
Inprevistos 10%	\$ 80 063 816.00
<u>Gran total inversión</u>	<u>\$880 701 976.00</u>

6.2.1. Capital social y financiero.

Financiamiento: 66% de la inversión.

Inversión total	\$880 702 000.00
Financiamiento	- <u>\$581 263 000.00</u>
Capital social	<u>\$299 439 000.00</u>

6.2.2. Gastos financieros (miles de pesos).

Principal (P)	\$581 263.00
Tasa de interes (i)	40% .
Tiempo de duración del préstamo	5 años.
Años de gracia	2 años.
Periodo de pago	anual.

Monto (S) del préstamo al momento del arranque - del proyecto:

$$P = \$ 581 263.00$$

$$i = 40 \%$$

$$n = 2 \text{ años}$$

$$S = P(1+i)^n$$

$$S = 581 263(1+0.40)^2 = 1 139 274.8$$

Monto al año (ceros) \$1 139 274.8 (miles de pesos).

$$\text{Anualidades (R): } R = P \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1}$$

$$R = 1\,139\,274.8 \times 0.40(1.40)^5 / (1.40)^5 - 1$$

$$R = 559\,795.15.$$

Anualidades de 559 795.15 (miles de pesos),
durante cinco años

Visualizando el pago del préstamo, se tiene lo siguiente:

<u>M i l e s d e p e s o s .</u>					
Año.	Dinero que se adeuda al comienzo del año.	Interes que se adeuda al fin del año.	Capital e intereses que se adeudan al final de año.	Reembolso hecho a fin de año.	Dinero que se adeuda al fin del año después de pago.
1	1,139,274.80	455,709.92	1,594,984.72	559,795.15	1,035,189.57
2	1,035,189.57	414,075.83	1,449,265.40	559,795.15	889,470.25
3	889,470.25	355,788.10	1,245,258.35	559,795.15	685,463.20
4	685,463.20	274,185.28	959,648.48	559,795.15	399,853.33
5	399,853.33	<u>159,941.82</u> <u>1,659,700.95</u>	559,795.15	559,795.15	0.00

Resumen:

Financiamiento inicial	\$ 581 263 000.00
Monto al año cero:	1 139 274 800.00
Número de pagos anuales	5
Pagos anuales/saldos insolutos	559 795 150.00
Pago total	2 798 975 750.00
Pago de intereses	1 659 700 950.00

6.3. COSTOS DE OPERACION Y MANTENIMIENTO.

Los costos directos de operación fueron calculados en base a parámetros de investigación a nivel laboratorio, datos estimados de minado, sueldos y salarios de personal (incluyen prestaciones y beneficios), fletes de concentrados de Rey de Plata a estación de embarque en Iguala. Los fletes de Iguala a la fundición, por ferrocarril, se incluyen en las proformas de liquidación.

A continuación se muestra un cuadro del resumen de los costos de operación:

Costos de operación:

	<u>Pesos per tonelada molda, total en M.N.</u>
<u>Supervisión y administración</u>	\$ <u>104.50</u>
<u>Mina:</u>	
Mano de obra	44.62
Energía eléctrica	4.10
Explosivos	7.70
Acero de barrenación	6.43
Ademe	7.64
Combustibles y lubricantes	28.70
Llantas	<u>17.22</u>
Subtotal mina	<u>116.41</u>
<u>Planta de beneficio:</u>	
Mano de obra	9.30

Energía eléctrica	37.00
Reactivos	54.85
Acero	21.02
Lubricantes	3.75
Lonas	<u>0.80</u>
Subtotal planta de beneficio	<u>126.72</u>
<u>Mantenimiento:</u>	
Mano de obra	14.76
Abastecimiento de agua	1.65
Energía eléctrica	<u>0.33</u>
Subtotal mantenimiento	<u>16.74</u>
<u>Fletes de concentrados</u>	<u>29.70</u>
Subtotal costos de operación y mant.	<u>394.07</u>
Indirectos (41% sobre directos)	<u>161.57</u>
<u>Total costo de operación y mantenimiento per tonelada molienda durante 1983.</u>	\$ <u>555.64</u> *****

El desglose de costos, por áreas, se encuentra en el apéndice.

Este costo está calculado para 1983, y se tomará una tasa de escalación del 25% anual, durante -- los ocho años de operaciones.

Resumen de costos de operación.

<u>Año</u>	<u>Costo/ton.</u>	<u>Costo anual (miles de pesos).</u>
1984	\$ 694.55	\$ 156 274
1985	868.19	196 342
1986	1 085.23	244 178
1987	1 356.54	305 222
1988	1 695.68	381 528
1989	2 119.60	476 910
1990	2 649.50	596 137
1991	3 311.87	745 171

6.4. DEPRECIACION.

La depreciación es en línea recta para el total de la inversión preoperativa.

Vida del proyecto ocho años.

	<u>Inversión</u>	<u>Depreciación/año.</u>
Gastado	\$ 68 145 197.00	\$ 8 518 149.00
Equipo de mina	\$ 46 331 379.00	\$ 5 791 422.00
Obras de prep. y desa.	\$264 493 760.00	\$ 33 061 720.00
Planta de beneficio	\$215 035 504.00	\$ 26 879 438.00
Infraestructura y servicios grales.	\$146 632 320.00	\$ 18 329 040.00

Gastos de admón	\$ 60 000 000.00	\$ 7 500 000.00
Inprevistos	\$ 80 063 816.00	\$ 10 007 977.00
Total	\$880 701 976.00	\$ 110 087 746.00
	=====	=====

6.5. ESTIMACION DE PRODUCCION ANUAL DE CONCENTRADOS Y ANALISIS DE INGRESOS ANUALES.

El programa de producción anual de mineral y las pruebas metalúrgicas de laboratorio fueron la base para el cálculo de los balances metalúrgicos anuales; los cuales se encuentran en el apéndice.

De los balances metalúrgicos mencionados, se resumen los siguientes cuadros:

Producción de mineral (cabezas)

	L	E	Y	E	S	
	Toneladas	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
Años	secas	gr/ton	gr/ton	%	%	%
1984	225 000	1.61	550	1.45	4.76	0.35
1985	225 000	0.82	233	1.77	8.40	0.35
1986 -91	225 000	0.68	176	1.83	9.05	0.35

Producción de concentrados

Concentrados de plomo:

	L	E	Y	E	S	
	Toneladas	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
Años	secas	gr/ton	gr/ton	%	%	%
1984	12 200	23.6	7 984	20.70	8.38	4.96
1985	10 046	2.0	3 240	23.29	13.67	4.74
1986 -91	9 880	-o -	2 328	23.70	14.50	4.88

Concentrados de Zn:

	L	E	Y	E	S	
	Toneladas	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
Año	secas	gr/ton	gr/ton	%	%	%
1984	14 617	2.00	555	1.02	58.20	0.31
1985	32 104	1.00	103	0.62	50.77	0.14
1986 -91	34 899	-o-	87	0.61	50.50	0.13

Análisis de ingresos anuales.

Se tomarón como base las cotizaciones diarias del mes de Marzo de 1983, y se obtuvieron las cotizaciones promedio siguientes:

Oro	=	\$ 422.00 dlls/onza troy.
Plata	=	10.67 dlls/onza troy.
Plomo	=	20.00 cts. dlls/libra.
Zinc	=	30.70 cts. dlls/libra.

Tipo de cambio: 1 dólar = 150 pesos (moneda nacional)

El destino de las ventas de los concentrados de Plomo y Zinc será la fundición de Met-Mex Peñoles, S.A. de C.V., en Torreón Coahuila. Las cotizaciones y tipo de cambio fueron utilizados para calcular el pago de la fundición. En el apéndice se encuentran las proformas de liquidación.

Análisis de ingresos anuales.Año 1984:

Tonelaje beneficiado = 225 000 ton.

Concentrado de Pb = 12 200 ton.

Concentrado de Zn = 14 617 ton.

Pago de la fundición/ton. de conc. de Pb= \$2 838.85d11s/ton.

Pago de la fundición/ton. de conc. de Zn= \$ 86.56d11s/ton.

Ingreso:

Conc. de Pb = 12 200 x 2 838.85 = \$ 34 633 970.00 d11s.

Conc. de Zn = 14 617 x 86.56 = \$ 1 265 247.52 d11s.

T O T A L = \$ 35 899 217.52 d11s.

Ingreso total anual en

Moneda Nacional = \$ 5 384 882 628.00 (año de 1984).

Año 1985:

Tonelaje beneficiado = 225 000 ton.

Concentrado de Pb = 10 046 ton.

Concentrado de Zn = 32 104 ton.

Pago de la fundición/ton. de conc. de Pb= \$1 036.20d11s/ton.

Pago de la fundición/ton. de conc. de Zn= \$ 43.51d11s/ton.

Ingresos:

Conc. de Pb = 10 046 x 1 036.20 = \$ 10 409 665.20 d11s.

Conc. de Zn = 32 104 x 43.51 = \$ 1 396 845.04 d11s.

T O T A L = \$ 11 806 510.24 d11s.

Ingreso total anual en

Moneda Nacional = \$ 1 770 976 536.00 (año de 1985).

AÑO 1986 - 91:

Tonelaje beneficiado = 225 000 ton.

Concentrado de Pb = 9 880 ton.

Concentrado de Zn = 34 899 ton.

Pago de la fundición/ton de conc. de Pb = 719.09 Dlls.

Pago de la fundición/ton de conc. de Zn = 41.94 Dlls.

Ingresos:

Conc. de Pb = 9 880 x 719.09 = \$7 055 209.20 Dlls.

Conc. de Zn = 34 899 x 41.94 = \$1 463 664.06 Dlls.

TOTAL = \$8 518 873.26 Dlls.

Ingreso total anual en moneda nacional = \$1 277 830 989.00
(De 1986 a 1991, inclusive).

Resumen de ingresos.

<u>Año.</u>	<u>Ingreso total anual (M.N.).</u>
1984	\$ 5 384 882 628.00
1985	1 770 976 536.00
1986	1 277 830 989.00
1987	1 277 830 989.00
1988	1 277 830 989.00
1989	1 277 830 989.00
1990	1 277 830 989.00
1991	1 277 830 989.00

6.6 FLUJO DE CAJA DESCONTADO (MILES DE PESOS)

<u>A Ñ O</u>	<u>1 9 8 4</u>	<u>1 9 8 5</u>	<u>1 9 8 6</u>	<u>1 9 8 7</u>	<u>1 9 8 8</u>	<u>1 9 8 9</u>	<u>1 9 9 0</u>	<u>1 9 9 1</u>
Ingresos Netos	5 384 883	1 770 976	1 277 831	1 277 831	1 277 831	1 277 831	1 277 831	1 277 831
Costos de Operación	-156 274	-196 342	-244 178	-305 222	-381 528	-476 910	-596 137	-745 171
Utilidad Bruta	5 228 609	1 574 634	1 033 653	972 609	896 303	800 921	681 694	532 660
Intereses Sobre Prestamo	-455 710	-414 076	-355 788	-274 185	-159 942			
Depreciación	-110 087	-110 087	-110 087	-110 087	-110 087	-110 087	-110 087	-110 087
Utilidad Gravable	4 662 812	1 050 471	567 778	588 337	626 274	690 830	571 607	422 573
I.S.R. (42%)	-1 958 391	-441 198	-238 467	-247 101	-263 035	-290 150	-240 075	-177 481
Reparto de U. (8%)	-372 025	- 84 038	- 45 422	- 47 067	- 50 102	- 55 267	- 45 723	- 33 806
Utilidad Neta	2 331 406	525 235	283 889	294 159	313 137	345 417	285 804	211 286
Más Depreciación	110 087	110 087	110 087	110 087	110 087	110 087	110 087	110 087
Flujo de Caja	2 441 493	635 322	393 976	404 255	423 224	455 504	395 891	321 373
Pago a Bancos (anualidades)	(559 795)	(559 795)	(559 795)	(559 795)	(559 795)			
Emancipias (6 Perd.) en Caja	1 881 698	75 527	(165 819)	(155 539)	(136 571)	455 504	395 891	321 373

6.7. RENTABILIDAD DE LA INVERSION.

Método realista.- Con los datos de utilidad neta - que se calcularon en el flujo de caja descontado, se puede obtener la rentabilidad de la inversión mediante la siguiente formula:

$$R = \sqrt[n]{\frac{\sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{n-k}}{C}} - 1 \times 100$$

R= Rentabilidad de la inversión (M.R.).

I= Ingresos netos anuales.

i= Tasa de interés de oportunidad.

C= Monto de la inversión inicial.

n= Vida del proyecto.

Ingresos netos anuales (miles de pesos).

<u>Año</u>	<u>Ingresos.</u>
1	\$ 2 331 406
2	525 235
3	283 889
4	294 169
5	313 137
6	345 417
7	285 804
8	211 286

Tasa de interés de oportunidad (i) = 50% (1983).

Monto de la inversión inicial (C) = \$ 880 702 (miles de pesos).

Vida del proyecto (n) = ocho años.

Desarrollando la fórmula se tiene:

$$R = \sqrt[8]{\frac{51\ 936\ 042.10}{880\ 702.00}} - 1 \times 100 = 66.5 \% \text{ de rentabilidad, por el método realista.}$$

6.8. PERIODO DE CANCELACION.

Es el número de años durante los cuales los ingresos netos reducidos a valor actual, igualan el monto de la inversión inicial (C).

$$C = \sum_{k=1}^{k=Pe} I_k (1+i)^{-k} ; C = 880\ 702 \text{ (miles de pesos).}$$

Año	Ingresos netos.	Factor V.A.	Valor presente.	V.P. Acumulado.
1	2 331 406	0.667	1 555 048	1 555 048

Por lo tanto:

12 meses - 1 555 048

x meses - 880 702 ; x = 6.79 meses.

Periodo de cancelación = 6.79 meses ≈ 7 meses

CAPITULO VII.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CAP. VII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

7.1. CONCLUSIONES.

El proyecto Rey de Plata está situado en la porción norte central del Estado de Guerrero, 9 km al SW de Teloloapan. Se encuentra comunicado por una brecha de terracería de 18 km de longitud, - la cual parte de Teloloapan. El clima es cálido, húmedo y semicálido, con oscilación de temperatura media anual menor de 5°C.

El yacimiento fué descubierto a fines del siglo pasado y su explotación se inició a principios - del actual, en forma intermitente. En la exploración de 1976 a 1980 se dieron 52 barrenos de diamante, con los cuales se delimitó el cuerpo Rey - de Plata (excepto su porción W); el cuerpo Tehuixtla quedó abierto a la exploración (excepto su - porción SE).

Rey de Plata es un yacimiento mineral de origen - vulcanogenético.

El proyecto Rey de Plata se ha dividido en dos - zonas: cuerpo Rey de Plata y cuerpo Tehuixtla.

El cuerpo Rey de Plata está compuesto por tres - mantos, los cuales se comportan como una serie - de lentes y bandas de sulfuros masivos. Predomina la asociación esfalerita - pirita con contenidos menores de galena, calcopirita, tetraedrita y sulfosales de plata.

El cuerpo Tehuixtla, es un manto que tiene mayor consistencia y uniformidad de los sulfuros masivos bandeados. La mineralogía del manto es muy parecida a la del cuerpo Rey de Plata, ya que genéticamente se comportan como un sólo yacimiento; únicamente varían los contenidos, debido a que el cuerpo Tehuixtla presenta una mayor riqueza en Zn y una sensible disminución de valores de Ag, con respecto a Rey de Plata. Reservas probables basadas en barrenación de diamante:

<u>Toneladas</u>	Au	Ag	Pb	Cu	Zn
	<u>gr/ton</u>	<u>gr/ton</u>	<u>%</u>	<u>%</u>	<u>%</u>
1 694 669	0.82	275	1.73	0.33	7.83

Reservas posibles basadas en correlación geológica y barrenos muy espaciados:

Porción SW cuerpo Tehuixtla	1 200 000 ton.
Conexión de ambos cuerpos	<u>800 000 ton.</u>
Total	2 000 000 ton.

El mineral varía de consistente a medianamente consistente, y la roca encajonante es medianamente consistente. La potencia económica de los mantos, en el cuerpo Rey de Plata, tiene un promedio de 1.80 m y un echado que varía de 20° a 50°; y el cuerpo Tehuixtla tiene una potencia variable de 1.80 a 17.80 m, y una inclinación promedio de 37°. La separación física entre ambos cuerpos es de aproximadamente 500 m. El método de explotación seleccio

nado para ambos cuerpos es el de corte y relleno. La mina será desarrollada y preparada para una producción de 750 ton/día de mineral crudo. La producción media anual será de 225 000 toneladas de mineral; esto nos permitirá una vida operativa de ocho años, a partir de 1984.

El método de explotación (corte y relleno) se desarrollará a partir de una rampa de servicio de 10% de pendiente; de la cual se darán cruces de acceso al manto separados 60 m. La extracción del mineral se centralizará en el tiro Tehuixtla, el cual comunicará a los dos cuerpos en los niveles de acarreo; estos niveles serán el 1 060 para el cuerpo Rey de Plata, y el 895 para el cuerpo Tehuixtla. La inversión total en el período preoperativo se estima en \$ 880 701 976.00.

La capacidad de la planta proyectada es de 750 ton/día. La concentración se hará por flotación selectiva, para obtener concentrados de plomo y concentrados de zinc. Las relaciones de conc. de Pb y de Zn, son respectivamente las siguientes: 22.18 : 1 y 20.49 : 1. El cálculo de los principales elementos de la planta de beneficio, basándose en un diagrama de flujo y marcas de equipo, nos indica la capacidad ó el tamaño de cada uno de ellos.

La vida operativa del proyecto es de ocho años, a un ritmo de explotación de 225 000 toneladas anuales. El

monto de la inversión requerida para arrancar el -
proyecto es de \$ 880 701 976.00. El costo de opera-
ción y mantenimiento por tonelada molida es de ---
\$ 555.64 (para 1983). Se tomó una tasa de escala-
ción del 25% anual, durante los ocho años de opera-
ción. La depreciación es de \$ 110 087 746.00 por -
cada año de vida del proyecto.

Utilidad neta en cada uno de los años de operación:

<u>Año</u>	<u>Utilidad neta en miles de pesos M.N.</u>
1984	\$ 2 331 405.00
1985	525 235.00
1986	283 889.00
1987	294 169.00
1988	313 137.00
1989	345 417.00
1990	285 804.00
1991	211 286.00

La rentabilidad de la inversión, por el método -
realista, es del 66.5% ; y el período de cancela-
ción es de 7 meses. Los resultados del análisis -
económico son favorables; por lo tanto, el proyecto
se puede considerar como viable.

7.2. RECOMENDACIONES.

1.- Continuar con la exploración a diamante en el -
manto Tehuixtla, dicha exploración se debe centrali-
zar en la porción SW y NW del manto; ya que es muy-
factible que el manto continúe en esa porción. Tan-

bién se debe explorar, con más detalle, la zona de conexión entre Rey de Plata y Tehuixtla, zona en donde dos barrenos cortaron mineralización. Esto es con el fin de confirmar las reservas posibles y así aumentar la vida del proyecto.

2.- Tener un estricto control geológico y del muestreo en el interior de la mina, ya que en algunos lugares es difícil diferenciar el alto y el bajo del manto.

3.- Hacer un estudio de mecánica de rocas en la secuencia litológica factible de obras mineras, e implantar mecanismos de seguridad en dichas obras ya que gran parte de ellas se desarrollarán en rocas poco consistentes para el minado.

4.- Se debe tener mucho cuidado durante el tumbado, para evitar al máximo la dilución y contaminación del mineral.

5.- Es conveniente realizar pruebas en una planta piloto para contar con datos más confiables, ya que en el cálculo de la planta de beneficio se emplearon datos de pruebas a nivel laboratorio.

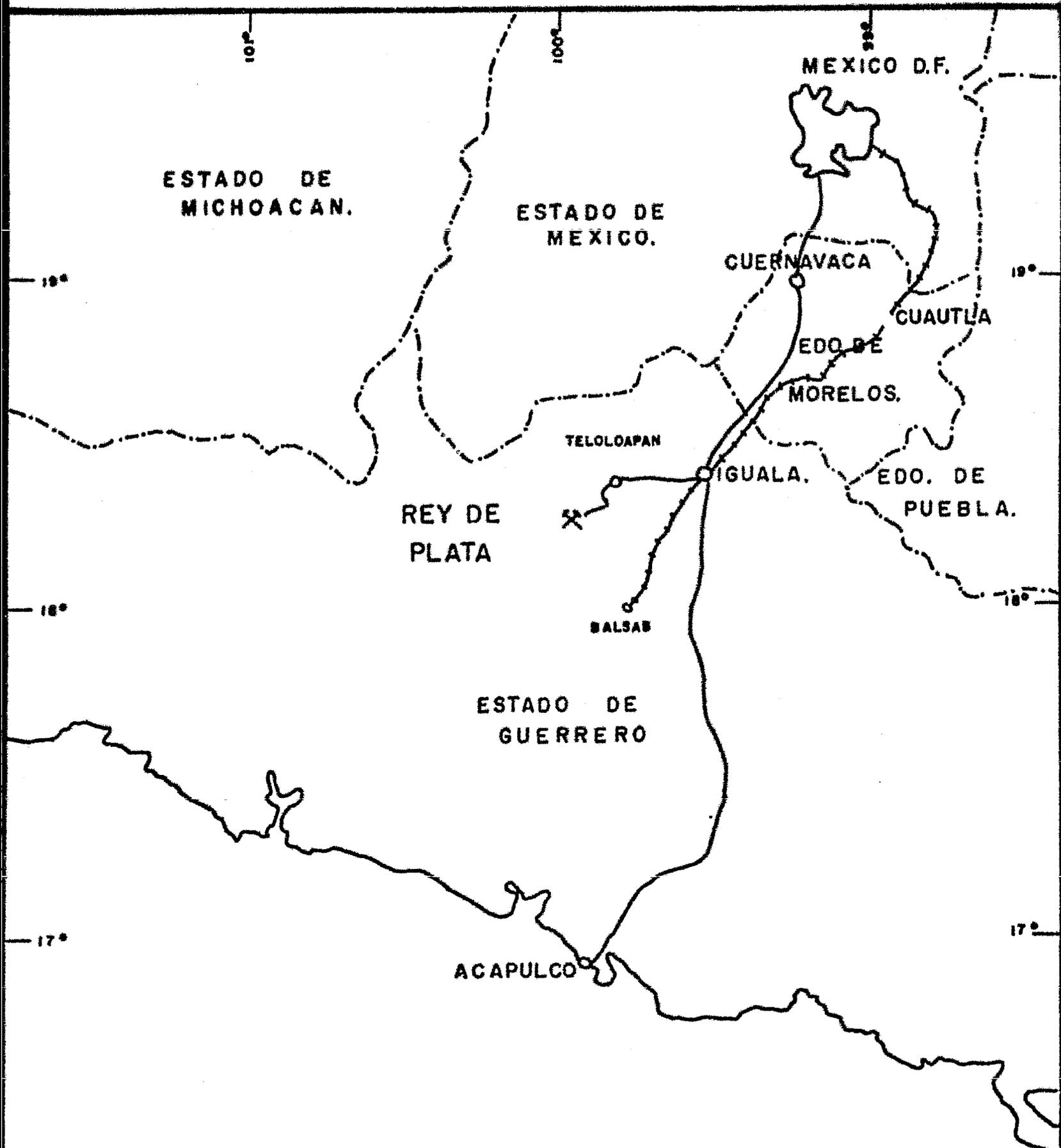
6.- Se recomienda la ejecución de este proyecto, en cuanto las condiciones económicas del país lo permitan.

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

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

1. CUMMINS AND GIVEN, Mining Engineering Handbook, Vol. 1, AIMME, New York, 1973.
2. TAGGART, F. Arthur, Handbook of Mineral Dressing, New York, 1954.
3. PEELE, Robert, Mining Engineering Handbook, John Wiley, New York, 1941.
4. PARK AND MAC DIARMID, Ore Deposits, Freeman, Third Edition.
5. GEORGE A., Taylor, Ingeniería Económica, Limusa, Novena Reimpresión, 1978.
6. GARCIA, PEREZ Y NOVELO, Proyecto Rey de Plata, Informe Geológico Final, Teloloapan, Gro., 1980.
7. PHILIP, Rabone, Concentración de Minerales por Flotación, C.F.M., 1975.
8. Teoría y práctica de trituración y molienda, Comisión de Fomento Minero, 1975.
9. Apuntes varios.

APPENDICE.



E X P L I C A C I O N

- CARRETERA
- FERROCARRIL
- LIMITE DE ESTADO
- PROYECTO ✕

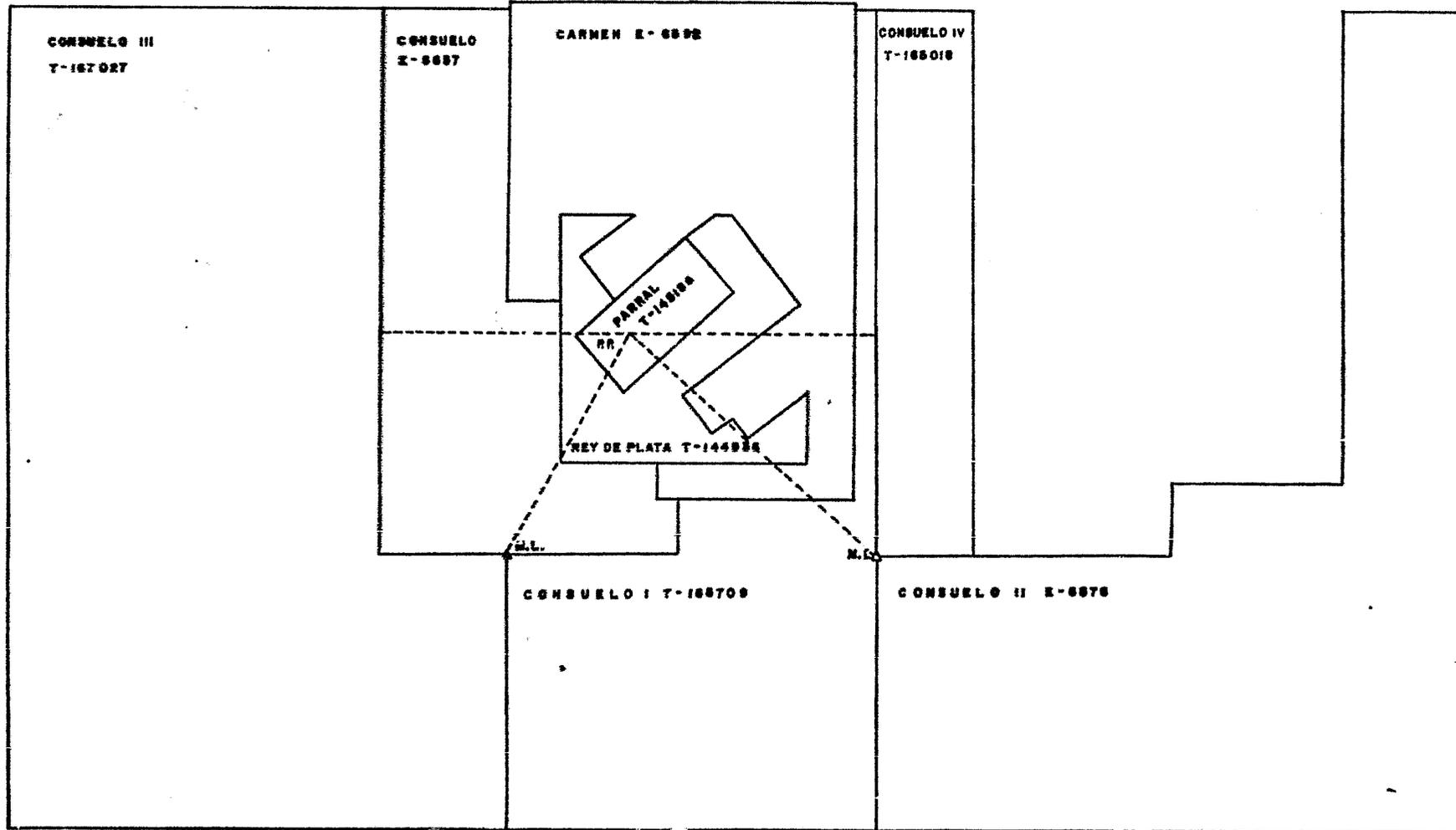
U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PLANO DE LOCALIZACION	
TESIS PROFESIONAL	ESC. 1:400000
M. A. GUZMAN SOTO	FIG. I

PROYECTO REY DE PLATA
 LOTES MINEROS.

COMPANIA	NOMBRE DEL LOTE	TIT. No. EXP. No.	MUNICIPIO	AGENCIA	SUP. EN HAS.	FECHA DE SOLICITUD TITULACION
A.M.P.S.A.C.V.	CARMEN	E-6592	TEOLOAPAN, GRO.	CHILPANCINGO, GRO.	187-66-36	04-09-75
A.M.P.S.A.C.V.	CONSUELO	E-6657	TEOLOAPAN, GRO.	CHILPANCINGO, GRO.	151-48-01	12-05-76
A.P.S.A.C.V.	CONSUELO I	T-165709	TEOLOAPAN, GRO.	CHILPANCINGO, GRO.	199-41-42	10-12-79
A.P.S.A.C.V.	CONSUELO II	E-6876	TEOLOAPAN, GRO.	CHILPANCINGO, GRO.	395-00-00	03-05-78
A.P.S.A.C.V.	CONSUELO III	T-167027	TEOLOAPAN, GRO.	CHILPANCINGO, GRO.	550-00-00	13-08-80
A.P.S.A.C.V.	CONSUELO IV	T-165018	TEOLOAPAN, GRO.	CHILPANCINGO, GRO.	88-00-00	13-08-78
*	REY DE LA PLATA	T-144936	TEOLOAPAN, GRO.	CHILPANCINGO, GRO.	50-00-00	22-02-76
*	PARRAL	T-145186	TEOLOAPAN, GRO.	CHILPANCINGO, GRO.	18-00-00	24-03-60

T E R R E N O L I B R E

T E R R E N O
L I B R E

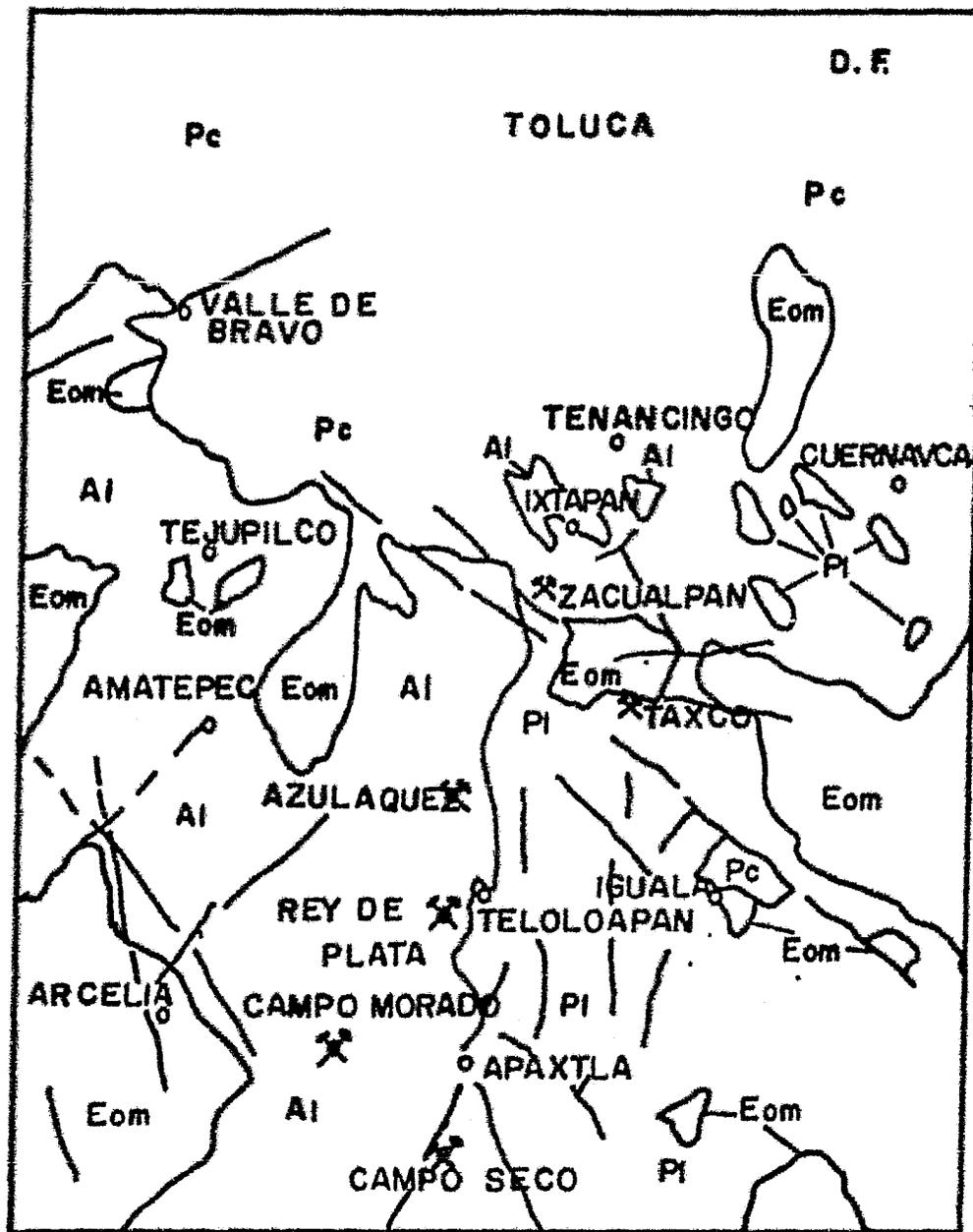


T E R R E N O
L I B R E



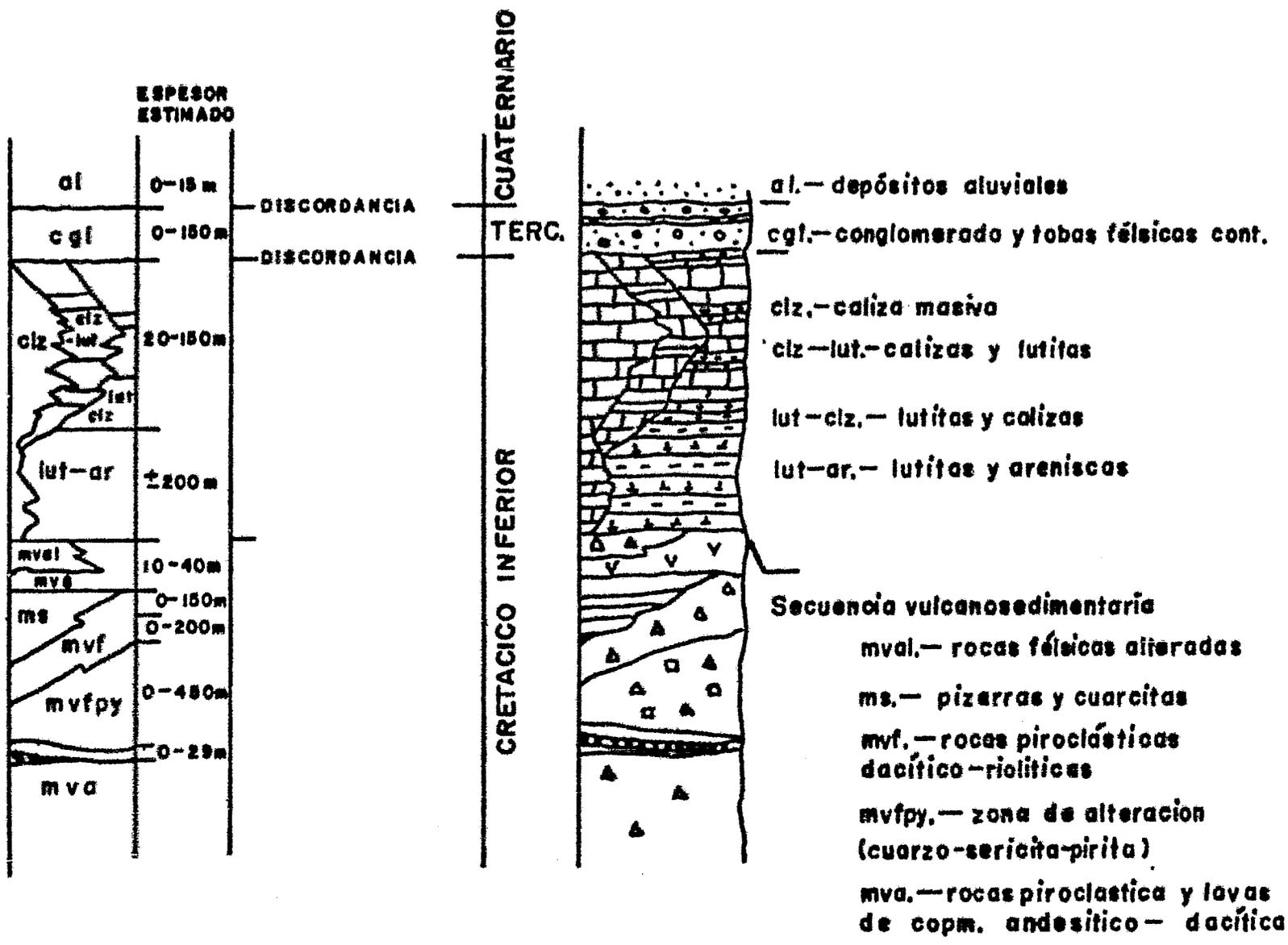
T E R R E N O L I B R E

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
LOTES MINEROS	
TECN. PROFESIONAL	ENC. 00668
H. A. GONZALEZ SOTO	FIG. 2

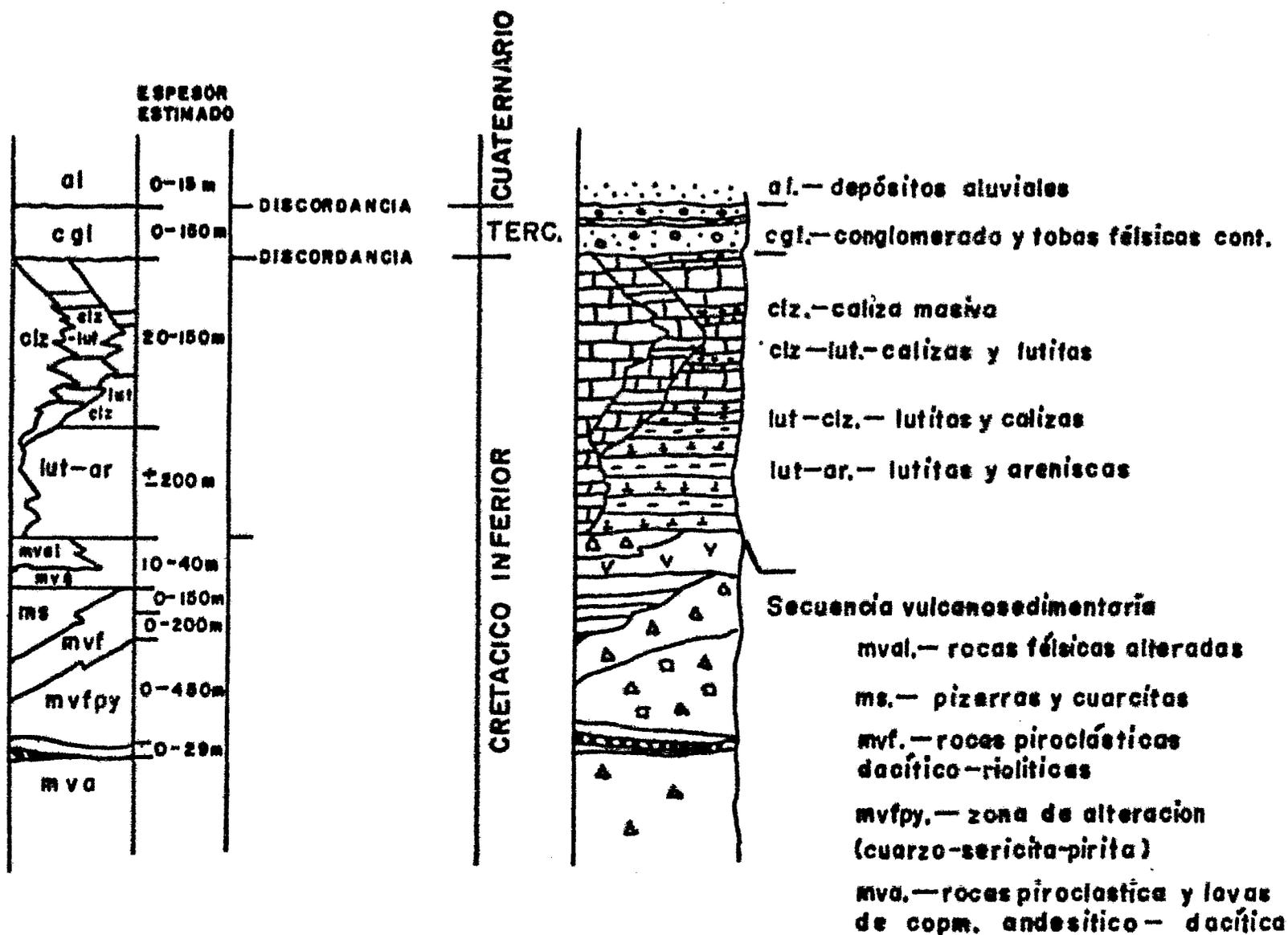


- | | | | | | |
|------------|-----------------------------|-----------|--|---|------------------------------|
| Pc | PLIO. CUATERNARIO | PI | ZONA EXTERNA
PLATAFORMA | o | POBLACION |
| Eom | EOCENO OLIGOCENO
MIOCENO | AI | ZONA INTERNA
ARCO INSULAR
Y MAR MARGINAL | x | YACIMIENTO
HIDROTHERMAL |
| | | | | x | YACIMIENTO
VULANOGENETICO |

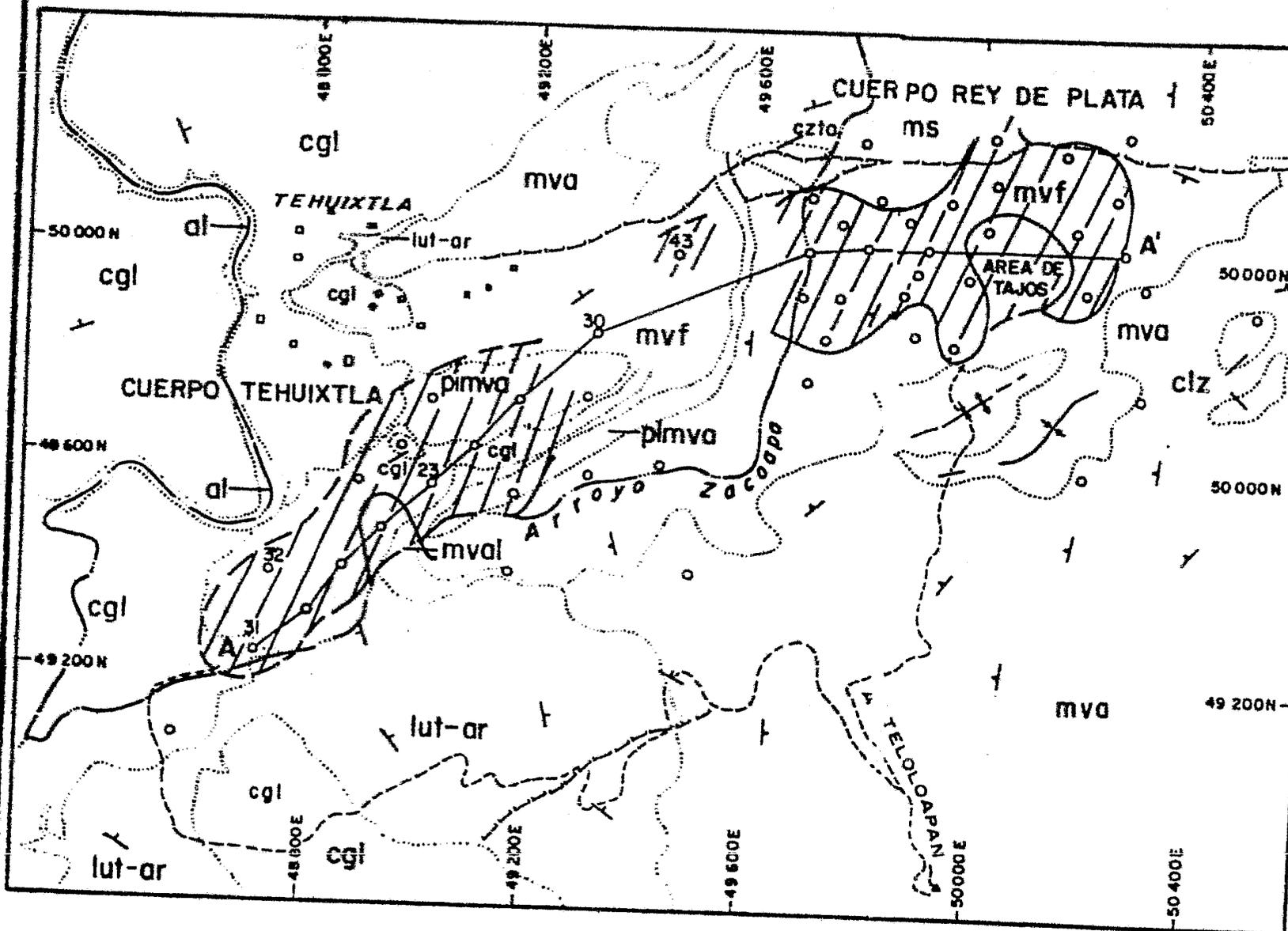
U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
MAPA TECTONICO DE LA REGION SIMPLIFICADO	
TESIS PROFESIONAL	SIN ESC.
M. A. GUZMAN SOTO	FIG. 3



U. N. A. M.	
FA CULTAD DE INGENIERIA	
COLUMNA ESTRATIGRAFICA	
TESIS PROFESIONAL	SIN ESC.
M. A. GUZMAN SOTO	FIG. 4



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
COLUMNA ESTRATIGRAFICA	
TESIS PROFESIONAL	SIN ESC.
M. A. GUZMAN SOTO	FIG. 4



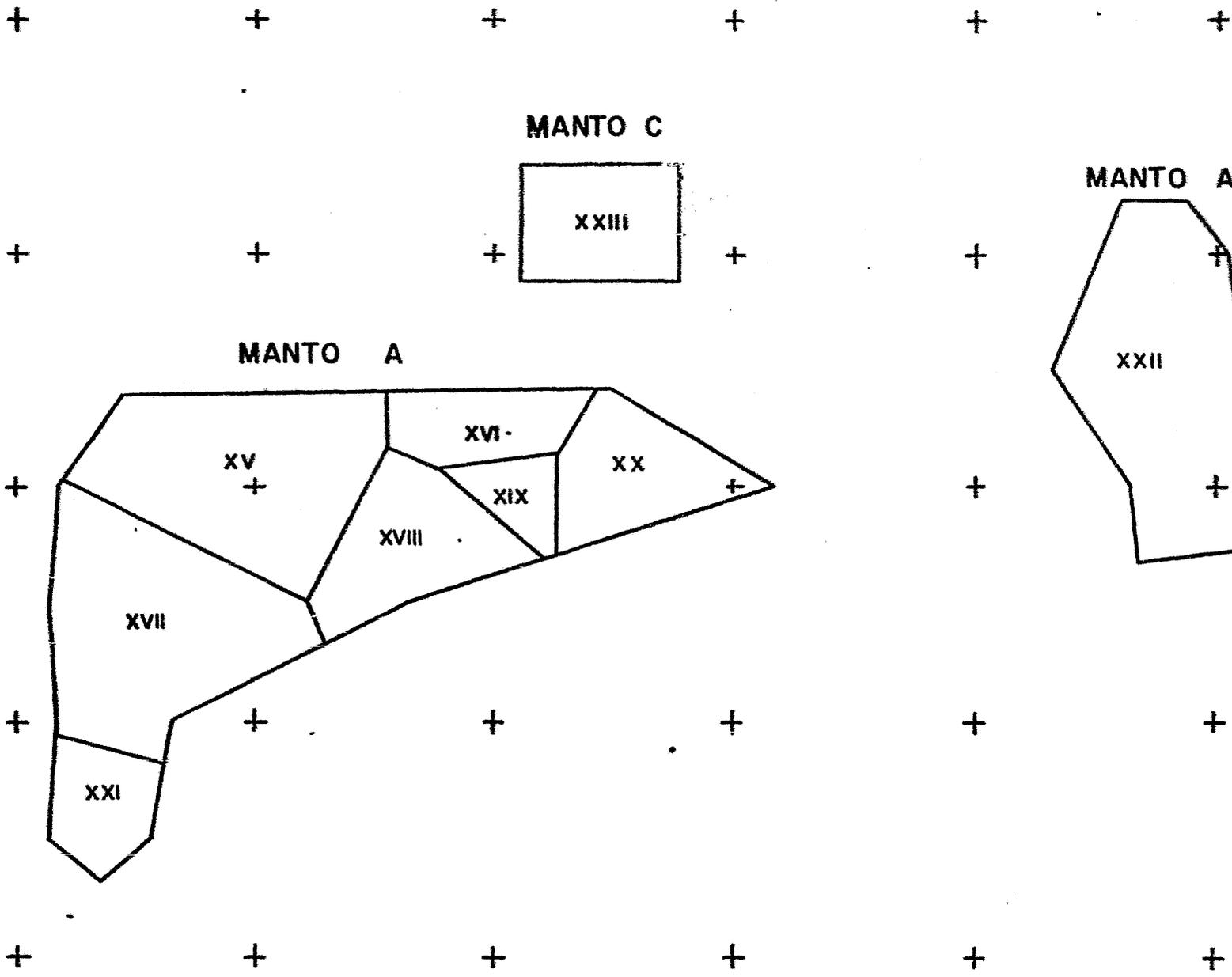
**EXPLICACION
SIMBULOS GEOLOGICOS**

- SONDEOS
 - CONTACTO GEOLOGICO
 - FALLAS Y FRACTURAS
 - RUMBO DE LA FOLIACION
 - RUMBO DE CAPAS
 - PLIEGUE ANTICLINAL
 - PLIEGUE SINCLINAL
- LITOLOGIA**
- ALUVION - Depósitos detríticos generados por actividad fluvial, incluye terrazas, sedimentos de arroyo yabanicos constituidos esencialmente de cantos rodados en matriz limosa sin diagénesis
 - CALIZA - Fragmentos rodados de biocálcicos de marifidias y boundstones de rudistas.
 - CONGLOMERADO CONTINENTAL - conglomerados oligomigálicos de caliza en matriz lobéca intercalados con tobas de composición riolítica-andesítica
- DISCORDANCIA**
- LUTITAS Y ARENISCAS - lutitas, limolitas y areniscas, en parte calcáreas interestratificadas en secuencias turbidíticas, con foliación causada por deformación regional.
 - METAVOLCANICO ANDESITICO - lavas, tobas, brachos y aglomerados de composición dacita-andesita con metamorfismo regional y propilitización intensa, horizontes lobécos (pimva)
 - METAVOLCANICO FELSICO - tobas y brachos de composición riolítica con alteración sericita y deformados por metamorfismo regional de bajo grado
 - Tobas, brachos y aglomerados de composición dacita-riolita con foliación intensa.
 - Roca reemplazada por lentes y bandas de cuarzo calcáreo-sericita-pirita
 - METASEDIMENTARIOS - pizarras grises con interestratos ocasionales de cuarcitas maduras desarrollan foliación bien definida.
- CUERPO MINERAL
- LINEA DE SECCION

U. N. A. M.
FACULTAD DE INGENIERIA
PLANO GEOLOGICO LOCAL

TESIS PROFESIONAL
M.A. GUZMAN SOTO FIG. 3

49700E 49800E 49900E 50000E 50100E 50200E



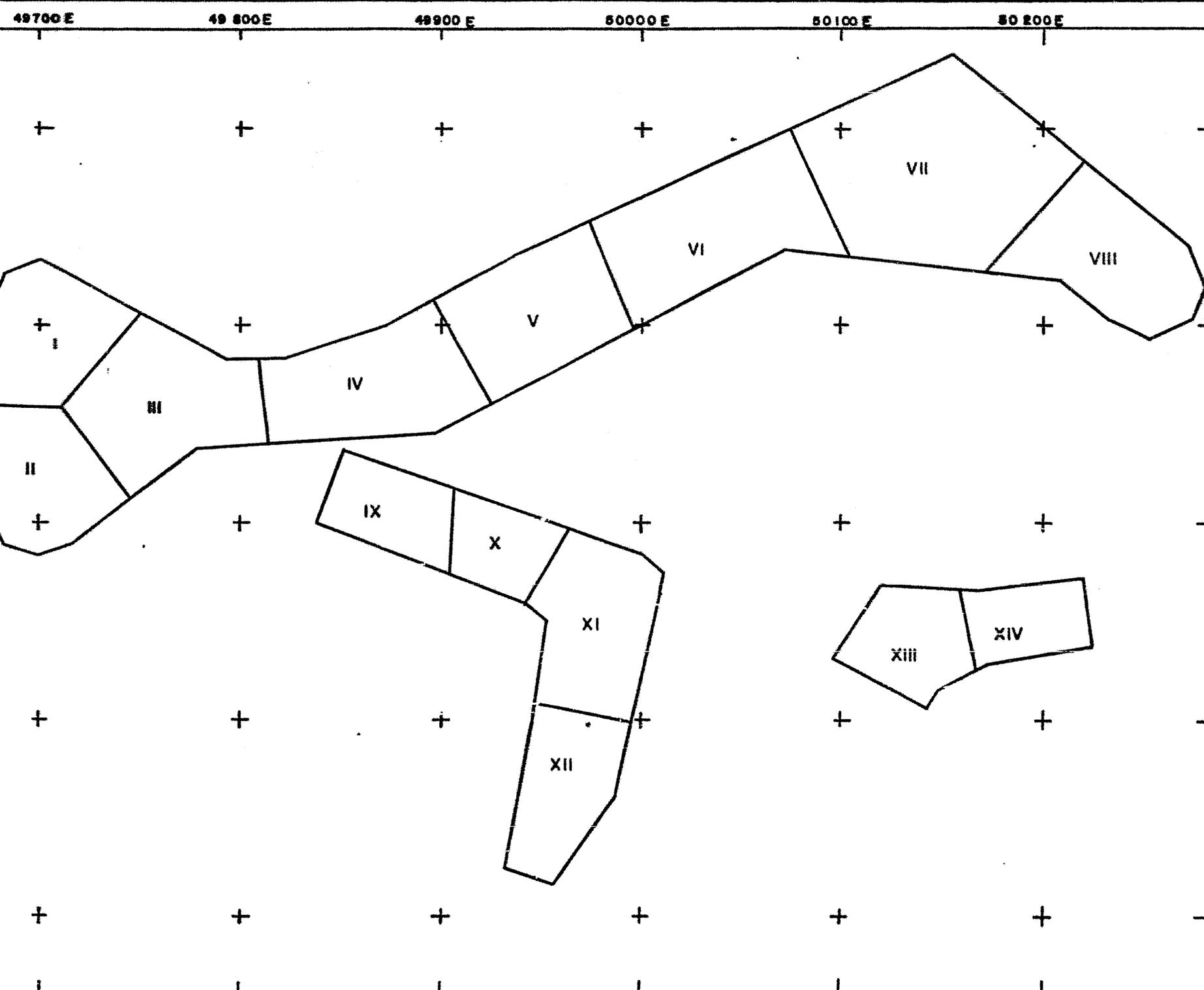
50200N
50100N
50000N
49900N

PESO ESPECIFICO 3.05
F. DE MINADO Y E DE
HUMEDAD 0.941 - $P_e = 2.87$

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CUERPO REY DE PLATA MANTOS A y C	
TESIS PROFESIONAL	ESC. 1:2000
M. A. GUZMAN SOTO	FIG. 6

PROYECTO REY DE PLATA
CUERPO REY DE PLATA - MANTO B

BLOCK No.	TONELAJE tms	L E Y E S					ANCHO m
		Au g/t	Ag g/t	Pb %	Cu %	Zn %	
I	35 944	0.34	122	1.45	0.00	3.71	3.1
II	21 215	0.07	98	1.56	0.00	3.15	1.6
III	28 439	0.53	1 118	0.24	0.04	0.45	1.8
IV	27 896	0.35	478	1.91	0.08	3.15	1.8
V	26 605	0.60	149	0.23	0.07	0.44	1.8
VI	34 509	0.28	267	1.37	0.02	4.37	1.8
VII	52 538	0.03	149	0.25	0.07	0.53	1.8
VIII	25 080	0.00	198	0.18	0.01	0.04	1.8
IX	16 032	0.00	195	0.80	0.31	2.74	2.1
X	11 004	0.05	287	0.11	0.30	2.63	1.8
XI	25 055	1.64	587	1.55	0.19	5.61	1.8
XII	19 088	Tr.	148	0.01	0.68	0.12	1.8
XIII	6 819	1.18	514	3.94	0.10	11.26	0.8
XIV	15 153	0.67	169	0.71	0.46	10.48	2.4
TOTAL	345 377	0.36	311	0.89	0.12	2.73	1.8



50 200 N
50 100 N
50 000 N
49 900 N

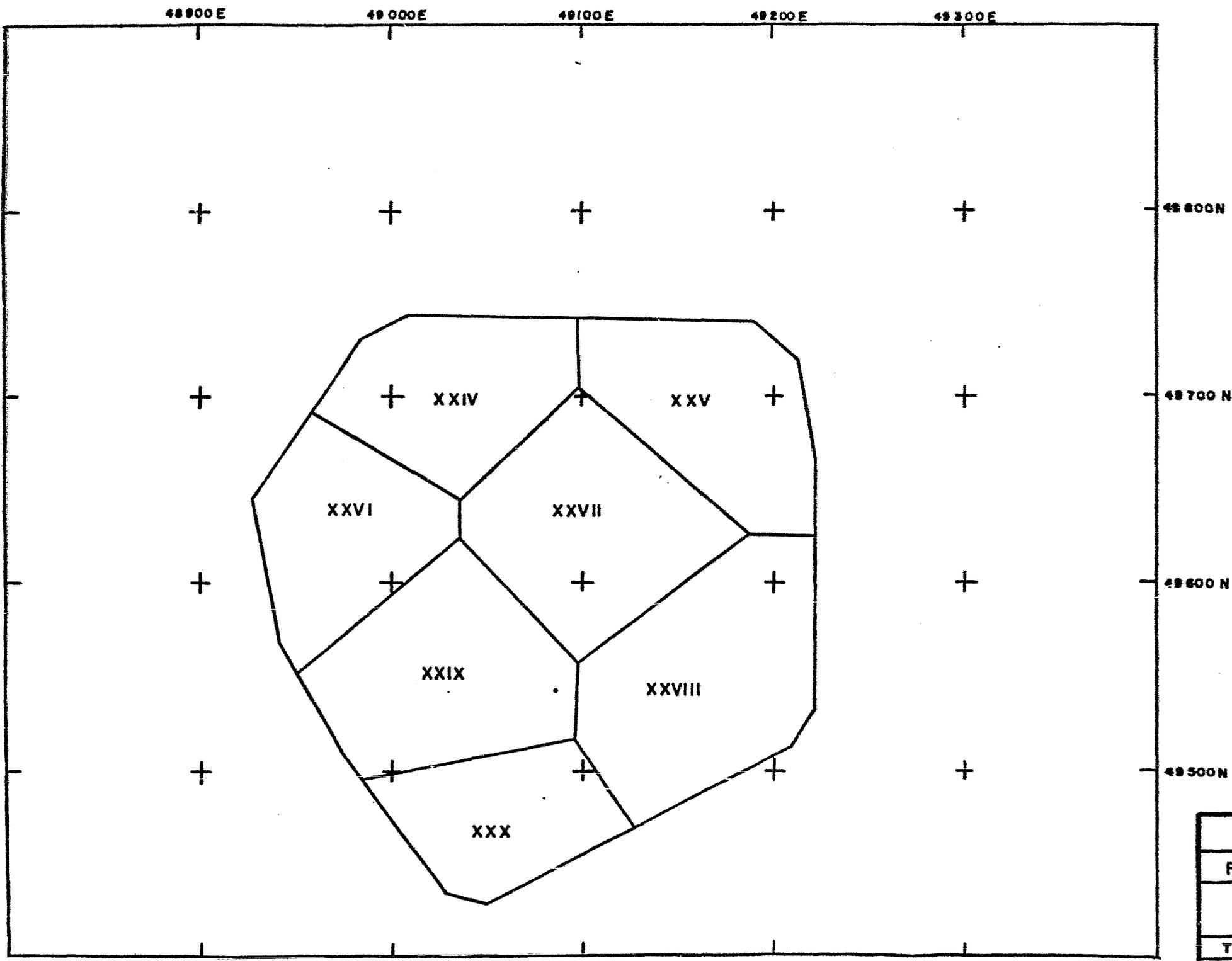
PESO ESPECIFICO 3.05
F. DE MINADO Y F. DE HUMEDAD 0.941 = 2.87

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CUERPO REY DE PLATA MANTO B	
TESIS PROFESIONAL	ESC. 1:2000
M. A. GUZMAN SOTO	FIG. 7

CUERPO TEHUXTLA - MANTO B ZONA NE

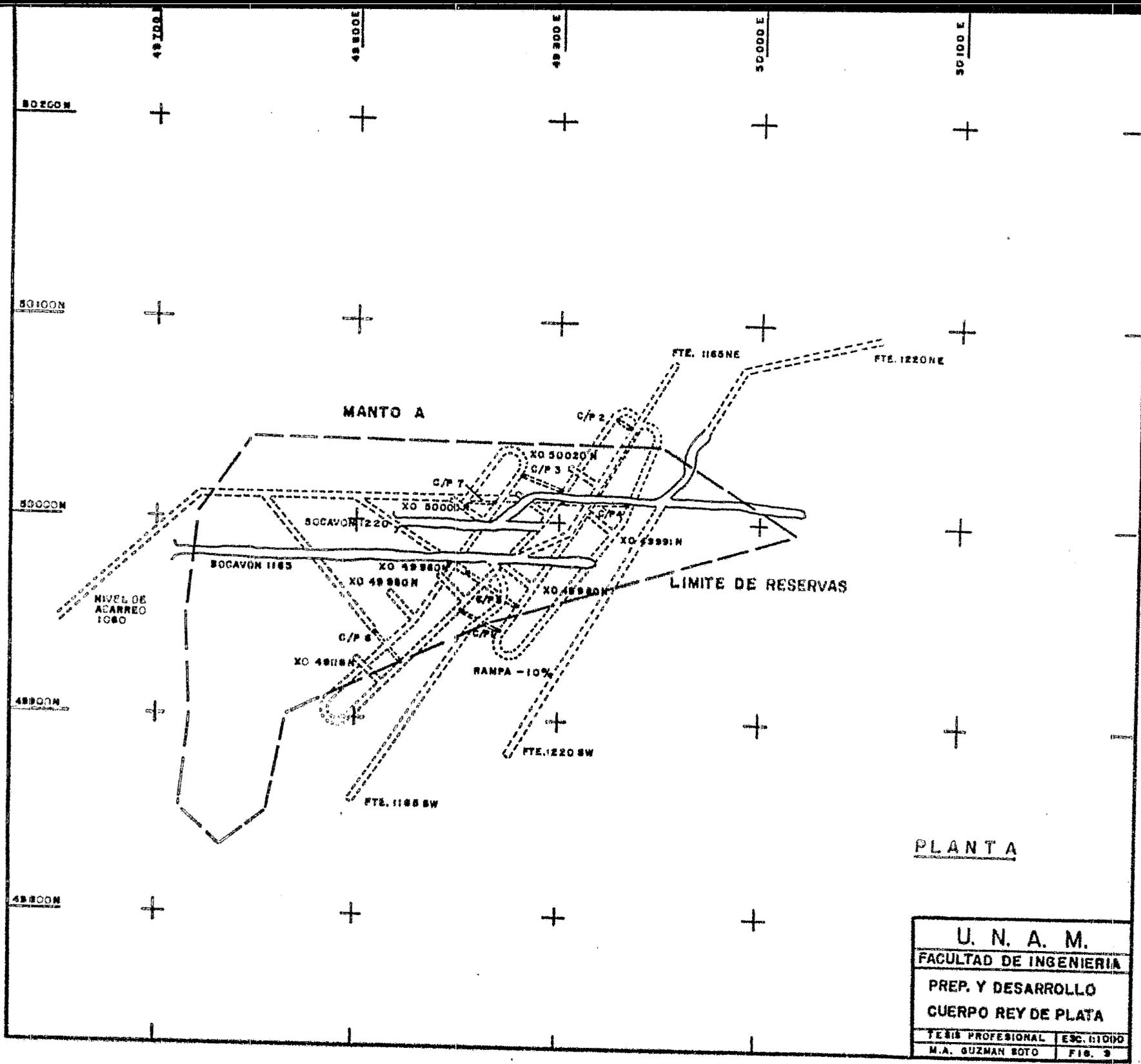
RESERVAS MINERALES

BLOCK No.	TONELAJE tms	L E Y E S					ANCHO m
		Au g/t	Ag g/t	Pb %	Cu %	Zn %	
XXIV	54 630	0.60	189	1.26	0.06	4.47	1.8
XXV	60 078	1.00	495	2.81	0.25	5.26	1.8
XXVI	49 099	0.00	109	1.80	0.05	6.75	1.8
XXVII	264 911	0.53	297	1.61	1.01	4.82	5.3
XXVIII	145 501	0.81	154	2.94	0.24	14.25	3.3.
XXIX	490 144	0.67	115	2.12	0.19	14.00	13.0
XXY	51 440	3.27	276	0.67	0.31	0.46	2.1
TOTAL							
CUERPO TEHUXTLA	1 113 603	0.75	194	2.01	0.58	9.96	



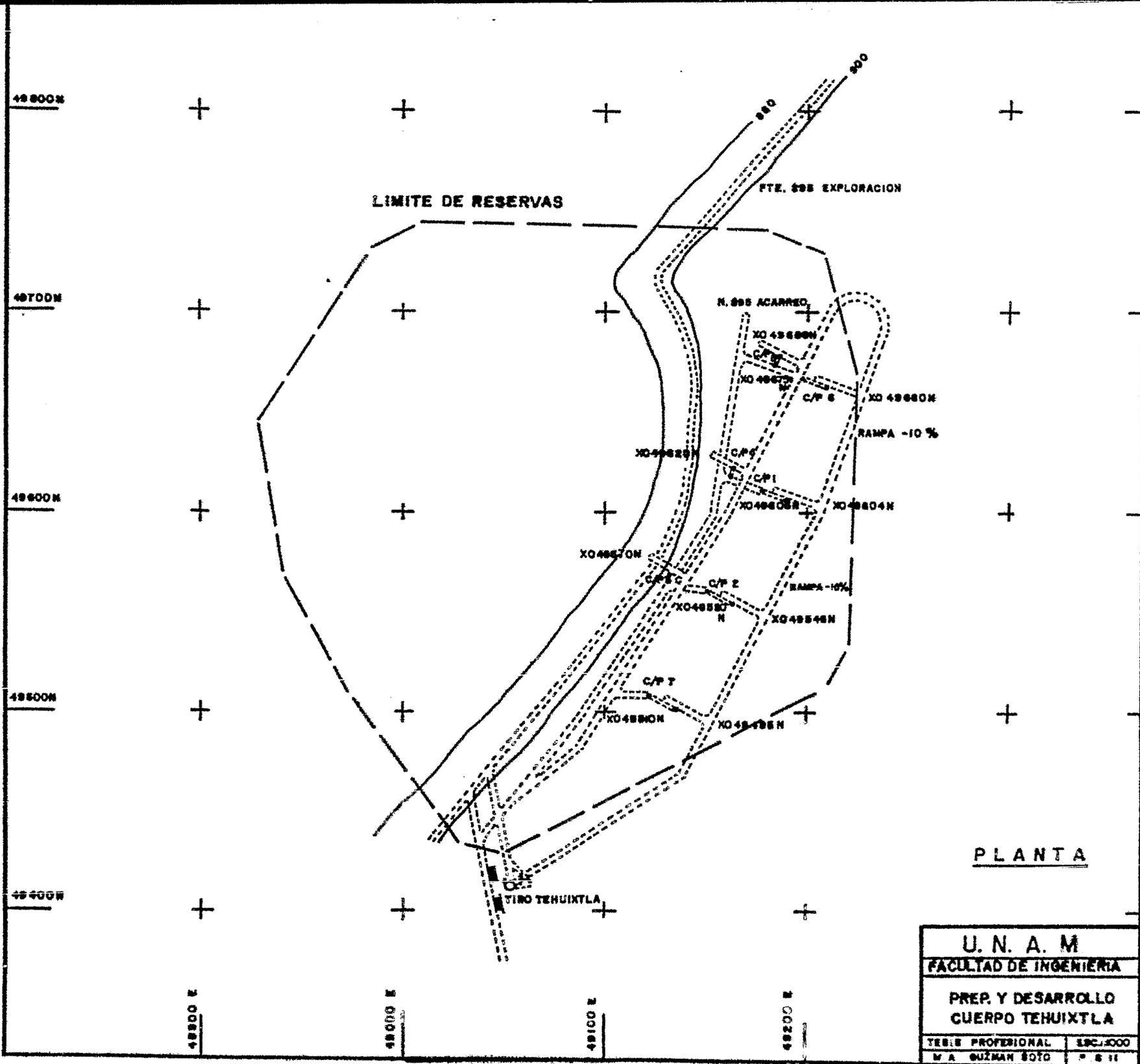
PESO ESPECIFICO 3.50
 F. DE MINADO Y F. DE
 HUMEDAD 0.941= 3.29

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CUERPO TEHUXTLA	
MANTO B (PORCION NE)	
TESIS PROFESIONAL	ESC. 1:2000
M. A. GUZMAN SOTO	FIG. 5



PLANTA

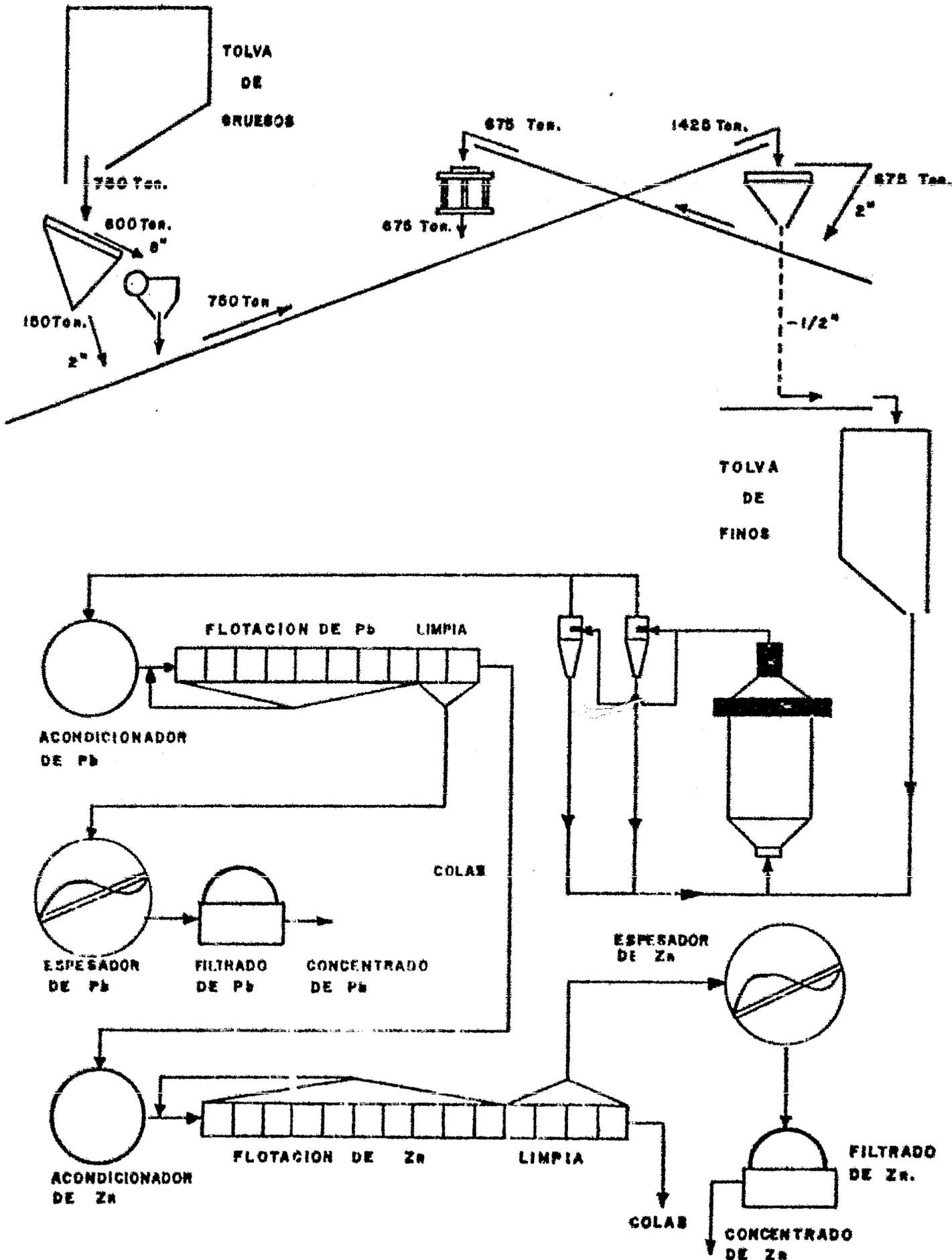
U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PREP. Y DESARROLLO	
CUERPO REY DE PLATA	
TESIS PROFESIONAL	ESC. 11000
M.A. GUZMAN ROTO	FIG. 3



PLANTA

U. N. A. M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PREP. Y DESARROLLO	
CUERPO TEHUXTLA	
TESIS PROFESIONAL	ENC. 3000
M. A. GUZMAN EDO	P. 611

PLANTA DE BENEFICIO 750 TON/DIA.



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
DIAGRAMA DE FLUJO	
TESIS PROFESIONAL	SIN ESC.
M. A. GUZMAN SOTO	FIG. 13

Cálculo de coste Planta de Beneficio.

La inversión de la planta ha sido estimada en base al -
coste de la planta de beneficio de Minera Capela, S.A.,
de C.V., afectada por el factor de 7/10 .

Parametros:

Costo planta Minera Capela (A) \$ 267 035 000.00

Capacidad planta Minera Capela (B) 2 000 ton/día.

Capacidad planta Rey de Plata (C) 750 ton/día.

Coste planta Rey de Plata (X)

$$X = \left(\frac{C}{B}\right)^{0.7} \quad (A)$$

$$X = \left(\frac{750}{2000}\right)^{0.7} (267\ 035\ 000.00) = \$ \underline{\underline{134\ 397\ 190.00}}$$

Este coste incluye;

- Maquinaria y equipo.
- Excavaciones y movimientos de tierras.
- Obra civil y estructuras.
- Montaje y soporte de bandas.
- Instalación eléctrica planta.
- Instrumentación y tuberías.
- Equipo de construcción y transporte.
- Estudios e ingeniería.
- Mane de obra, supervisión y pintura.
- Pruebas metalúrgicas.

COSTOS DE OPERACION
POR AREA

SUPERVISION Y ADMINISTRACION

<u>CATEGORIAS</u>	<u>No.</u>	<u>PERCEPCION (1) TOTAL ANUAL PESOS</u>
Gerente	1	1 620 000
Supte. General	1	1 113 750
Supte. Mina	1	852 525
Supte. Molino	1	852 525
Supte. Planificación	1	852 525
Supte. Servicios	1	891 000
Jefe Seguridad	1	619 650
Supte. Exploraciones	1	825 525
Jefe Servicios Médicos	1	633 825
Oficial Mayor	1	911 250
Asistente Supte. Mina	1	550 800
Asistente Supte. Molino	1	550 800
Asistente Supte. Mantenimiento	1	550 800
Jefe Relaciones Industriales	1	708 750
Jefe Almacén	1	394 875
Médico Auxiliar	1	516 375
Despachador	1	238 950
Jefe Taller Mecánico Eléctrico	2	1 255 500
Auxiliar Almacén	1	279 450
Cajero	1	330 075
Contador	2	814 050
Auxiliar Contador	1	303 750
Jefe de Turno Mina	3	1 069 200
Jefe de Turno Molino	3	1 069 200
Jefe de Turno Relleno	3	1 069 200
Geólogo	1	567 000
Topógrafo	1	453 262
Operador de Radio	1	216 672
Oficinista (Rayador)	1	275 400
Secretaría Gerencial	1	238 950
Enfermera	2	550 800
Metalurgista (Laboratorista)	3	1 330 425
Dibujante	1	271 350
Secretarias	3	741 150
T O T A L:	47	23 519 359

COSTO/TON. 23 519 359/ 225 000 = 104.50

(1) INCLUYE 35% DE PRESTACIONES

FINO DE OTRA MINA

<u>CATEGORIAS</u>	<u>No.</u>	<u>TOTAL ANUAL (1)</u> <u>PESOS</u>
<u>OPERADOR GENERAL</u>		
Barrenación	12	1 730 100
Resagado	8	1 153 400
Acarreo	8	1 153 400
Anclaje	2	288 380
Lanzado Concreto	1	144 175
Malacatero	3	432 525
Relleno	2	288 350
<u>AYUDANTE GENERAL</u>		
Barrenación	12	1 534 425
Tubería	2	255 738
Explosivos	1	127 869
Lámparas	2	255 738
Anclaje	2	255 738
Lanzado Concreto	1	127 869
Mateo	6	767 213
Relleno	6	767 213
Obrero General	6	758 340
	<u>74</u>	<u>10 040 443</u>

COSTO/TONELADA 10 040 443/ 225 000 = 44.62

(1) INCLUYE 62% DE BENEFICIOS SOBRE SALARIO BASICO

ENERGIA ELECTRICA MINA

<u>CONCEPTOS</u>	<u>No.</u>	<u>HP</u> <u>INSTALADOS</u>	<u>KV</u> <u>OPERATIVOS</u>	<u>COSTO</u> <u>KV-H/MES</u>
Compresor Bullair	2	700	280	35 000
Ventiladores	2	60	48	6 000
Bombas	2	50	40	5 000
Malacates	2	600	480	30 000
Lampisteria			0.04	9
Rectificador			<u>1.82</u>	<u>910</u>
				<u>76 919</u>

COSTO / TONELADA 76 919 / 18 750 = 4.10

MATERIALES MINA

<u>CONCEPTO</u>	<u>CONSUMO / MES</u>	<u>PESOS LAB. MINA</u>	<u>PESOS POR MES</u>
<u>EXPLOSIVOS</u>			
Dinamita	1 450 (Kg)	51.25	74 313
Supermaxamón	3 200	14.44	46 200
Cañuela	4 000	3.75	15 000
Fulminantes	1 500 Pzas	2.87	4 313
Conectores	1 500 Pzas	3.12	4 688
			<hr/> 144 514

COSTO POR TONELADA 144 514 / 18 750 = 7.70

ACERO BARRERACION

Brocas	3	6 150	18 450
Barras Extensión	3	16 380	49 140
Zancos	5	5 225	26 125
Coples	3	1 947	5 842
Barras Integrales	5	4 200	21 000
			<hr/> 120 557

COSTO POR TONELADA 120 557 / 18 750 = 6.43

<u>ADEME</u> ANCLAS	2 047.5 Kg.	70.00	143 325
------------------------	-------------	-------	---------

COSTO POR TONELADA 143 325 / 18 750 = 7.64

COMBUSTIBLES Y LUBRICANTES

Diesel	25 000	10.00	250 000
Lubricantes	1 300	221.76	288 288
			<hr/> 538 288

COSTO POR TONELADA 538 288 / 18 750 = \$ 28.70

OTROS MATERIALES DE MINA

<u>CATEGORIA</u>	<u>CANTIDAD</u>	<u>CAMBIOS AÑO/ AÑO UNIDAD</u>	<u>COSTO LLANTA</u>	<u>COSTO AÑO (\$)</u>
<u>LLANTAS</u>				
Camión JDT-413	3	15	33 000	1 485 000
Jumbo	2	5	7 177	71 775
Scooptram JS-200	4	16	36 212	2 317 600
		T O T A L		3 874 375

COSTO / TONELADA 3 874 374 / 225 000 = 17.22

MANO DE OERA PLANTA DE BENEFICIO

<u>CATEGORIA</u>	<u>No.</u>	<u>PERCEPCION (1) \$ AÑO</u>
<u>OBBEROS EN PROCESO</u>		
Trituración	4	523 775
Molienda y Flotación	10	1 309 437
Obrero General	2	257 763
T O T A L	16	2 090 975

COSTO/TONELADA MOLIDA 2 090 975 / 225 000 = 9.30

(1) INCLUYE 62% DE BENEFICIOS SOBRE SALARIO BASICO

ENERGIA ELECTRICA PLANTA DE BENEFICIO

<u>C O N C E P T O</u>	<u>INSTALADOS (HP)</u>	<u>OPERATIVOS (KW)</u>	<u>COSTO KW-H/ M E S</u>
Trituración	350	178	83 437
Molienda	540	361	338 437
Flotación	300	225	210 937
Filtrado	90	66	61 875
			694 686

COSTO / TONELADA 694 686 / 18 750 = 37.00

Reactivos

<u>CONCEPTO</u>	<u>KG/TON.</u>	<u>\$/KG.</u>	<u>PESOS POR TON. MOLIDA</u>
Zn SO ₄	0.800	17.37	13.90
AP-242	0.020	93.75	1.87
Na Cn	0.030	56.87	1.70
Xantato 3 d3	0.012	40.75	0.49
Dow 250	0.025	56.59	1.41
Cu SO ₄	0.035	22.87	0.80
Cu O	2.400	0.87	2.10
Na ₂ CO ₃	2.500	13.00	32.50
Petróleo	<u>0.070</u>	<u>1.25</u>	<u>0.08</u>
Costo / Tonelada			54.85

Otros Materiales de Molino

<u>CONCEPTO</u>	<u>VIDA MESES</u>	<u>COSTO (\$) LAB. MINA</u>	<u>TONELADA MOLIDAS</u>	<u>\$/TONELADA MOLIDA</u>
<u>Quebradora Primaria</u>				
Lainas	4	98 542	75,000	1.31
<u>Quebradora Secundaria</u>				
Lainas	12	504 000	225,000	2.24
<u>Cribas (2)</u>				
Mallas	2	41 797	37,500	1.11
<u>Filtros (2)</u>				
Lonas	3	44 800	56,250	0.80
<u>Molino</u>				
Acero		0.400 Kg/ton. 27.51 \$/Kg.		11.00
Lainas	18	1 809 000	337 500	5.37
Otros Lubricantes, estopa, bandas, soldadura, etc.				<u>3.75</u>
COSTO / TONELADA				25.57

Mano de obra mantenimiento

<u>C A T E G O R I A</u>	<u>No.</u>	<u>TOTAL (1)</u> <u>\$ AÑO</u>
Mecánico General	6	895 162
Ayudante Mecánico	6	766 500
Electricista General	2	356 787
Ayudante Electricista	1	127 750
Soldador General	2	288 350
Ayudante Soldador	1	127 750
Carpintero	1	127 750
Obrero General	<u>5</u>	<u>631 906</u>
T O T A L	24	3 321 955

COSTO / TONELADA 3 321 955 / 225 000 = 14.76

(1) INCLUYE 62% de Beneficios Sobre Salario básico.

ABASTECIMIENTO DE AGUA

<u>C O N C E P T O</u>	<u>CONSUMO KW - H</u> <u>M E S</u>	<u>\$ TOTAL</u> <u>AÑO</u>
Energía Eléctrica	24,000	288 000
Bombeo		82 500
Lubricantes		<u>1 650</u>
		372 150

COSTO/TONELADA 372 150 / 225 000 = 1.65

ENERGIA ELECTRICA SERVICIOS

<u>CONCEPTO</u>	<u>COSTO \$ KW-H/ M E S</u>
TALLER	3 150
LABORATORIO	1 625
OFICINAS GENERALES Y ALMACEN	1 500
TOTAL	<u>6 275</u>

COSTO/TONELADA MOLIDA 6 275 / 18 750 = 0.33

FLETES DE CONCENTRADOS

Para el acarreo de concentrados desde la Planta de Beneficio hasta la estación de embarque de Iguala, Gro., se estima un costo de \$ 29.70 por tonelada de concentrado incluyendo maniobras. La distancia de acarreo entre la planta de beneficio y la estación de embarque de Iguala es de 90 km. el flete entre la estación de embarque y la fundición se incluye en las liquidaciones específicas de cada concentrado.

CIA. MINERA TRION, S.A.
 PROYECTO REY DE PLATA

Balance metalúrgico a E = 1984

	Toneladas por año	Leyes					Contenidos					Recuperaciones (%)				
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au Kg.	Ag Kg.	Pb Ton.	Zn Ton.	Cu Ton.	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
cabeza	225,000.000	1.61	550	1.45	4.76	0.35	362.250	123750.000	3282.500	10710.500	787.500	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
conc. Pb	12,200.489	23.60	7,984	20.70	8.38	4.96	287.932	97408.704	2525.501	1022.401	605.144	79.48	78.71	77.41	9.55	76.84
conc. Zn	14,618.758	2.00	555	1.02	58.20	0.31	29.234	8112.301	149.091	8506.935	45.312	8.07	6.83	4.57	79.43	3.73
colas	198,182.753	0.23	92	0.30	0.60	0.07	45.064	18228.995	587.908	1180.664	137.044	12.45	14.74	18.02	11.02	17.41

relación de concentración: Pb, 1:18.442
 Zn, 1:15.383

Au : g/t, kg
 Ag : g/t, kg
 Pb : %, toneladas
 Zn : %, toneladas
 Cu : %, toneladas

CIA. MINERA TRION, S.A.
PROYECTO REY DE PLATA

Balance metalúrgico año 1985

	toneladas por año	leyes					contenidos					recuperaciones (%)				
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au Kg.	Ag Kg.	Pb Ton.	Zn Ton.	Cu Ton.	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
cabeza	225,000.000	0.82	233	1.77	8.40	0.35	184.500	52425.000	3982.500	18900.000	787.500	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
conc. Pb	10,046.023	2.00	3240	23.29	13.67	4.74	20.092	32549.115	2339.719	1373.291	476.181	10.89	62.09	58.75	7.27	60.47
conc. Zn	32,104.314	1.00	103	0.62	50.77	0.14	32.104	3306.744	199.047	16299.360	44.946	17.40	6.31	5.00	86.24	5.71
colas	182,849.663	0.72	91	0.79	0.67	0.15	132.304	16569.141	1443.734	1227.349	266.373	71.71	31.69	36.25	6.49	33.82

Relación de concentración : Pb, 1:22.397
Zn, 1: 7.008

Au : g/t, kg
Ag : g/t, kg;
Pb : %, toneladas
Zn : %, toneladas
Cu : %, toneladas

CIA. MINERA TRION, S.A.

PROYECTO REY DE PLATA

B a l a n c e m e t a l ú r g i c o a ñ o s 1 9 8 6 - 9 1

	toneladas por año	leyes					contenidos				recuperaciones (%)			
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag Kg.	Pb Ton.	Zn Ton.	Cu Ton.	Ag	Pb	Zn	Cu
cabeza	225,000,000	0.68	176	1.83	9.05	0.35	39800.000	4117.500	20362.500	787.500	100.00	100.00	100.00	100.00
conc.Pb	9,880.263		2328	23.70	14.50	4.88	23001.252	2341.622	1432.638	482.157	58.08	56.87	7.04	61.23
conc.Zn	34,898.502		87	0.61	50.50	0.13	3036.170	212.881	17623.744	45.368	7.67	5.17	86.55	5.76
colas	180,221.235		75	0.87	0.72	0.14	13562.578	1562.997	1306.118	259.975	34.25	37.96	6.41	33.01

Relación de concentración: Pb, 1:22.773
 Zn, 1: 6.447

Au: g/t, kg

Ag: g/t, kg

Pb: %, toneladas

Pb: %, toneladas

Pb: %, toneladas



LOTE DE PLANTA	FECHA DE CIERRE	Nº LIQUIDACION
LOTE DE REMITENTE	PENAL LIQUID	FECHA DEL
CAMBIO OF. M.N.	CASO COM.V.N. 150.00	Nº DE CORRECCION

PLANTA DE **PLOMO AÑO 1984**

NOMBRE PROYECTO REY DE PLATA		R.F.C.	REMIT	FECHA DE		
MUNICIPIO		FUNDO	MATERIAL	CONDICIONES		
COTIZACIONES	ORO DLS./OZ.TROY	PLATA DLS./OZ.TROY	PLOMO CTS./LIBRA	COBRE CTS./LIBRA	ZINC DLS./TON MET.	CADM DLS./LIBRA
	422.00	10.67	20.00			

ELEMENTO	ENSAYES POR TON.	%	POR LIQUIDAR	PRECIO DLS.	IMPORTE DLS.
ORO	23.60	GR.	23.60	13,562.60	320.19
PLATA	7984.00	GR.	7984.00	343.07521	2738.90
PLOMO	20.70-1.5	% 90	172.80000	0.74082	76.19
COBRE		%			
ZINC		%			
CADMIO		%			
1		%			
2		%			
3		%			
4		%			
5		%			

DEDUCCIONES		DIVERSOS	BASE	EXCESO	FALTANTE	CUOTA	IMPORTE DLS.
BENEFICIO							38.80
FLUCTUACION EN COTIZACION							
ISC. ENERGIA ELECTRICA							
PAGOS EN EXCESO							
PLOMO FALTANTE							
PLATA FALTANTE							
IMPUREZAS		ENSAYES	%	CUOTA			
Δs		1.50		330%1%		5.25	
S		30.35		máx.		2.50	

TOTAL PAGOS **3135.28**

TOTAL DEDUCCIONES **96.55**

ELABORO		REVISO	
IMPUESTOS			
ELEMENTO	CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.
ORO	9%	2.124	GR.
PLATA	9%	4631.1508	\$/KG.
PLOMO	7%	4.6296	\$/KG.
COBRE			\$/KG.
ZINC			\$/KG.
CADMIO			\$/KG.
TOTAL IMPUESTOS			37775.11

VALOR BRUTO POR TONELADA **3038.73**
 IMPUESTOS DOLARES **2511.83**
 VALOR NETO POR TONELADA **2786.90**

OTRAS DEDUCCIONES				
ELEMENTO	FECHA	KILOGRAMOS	CUOTA	IMPORTE DLS.
PLATA				
PLOMO				
COBRE				
CONCEPTO				
FLETE	DE TORREON			
	A. TORREON, COAH.	11414.28	M.N.	10.76
VALOR PARA BASAR LA CUOTA FC. \$				
TERCERIAS				
MUESTREO				
SEÑORIO				
TOTAL OTRAS DEDUCCIONES				10.76

IMPUESTOS ENTERADOS
ORO 2.124 GR.
4322.64 M.N.
ENTREGA METALES:
MUNICIPIO No. 4322.64
TOTAL DE IMPYS ENTERADOS:

PESO SECO TONS.
 VALOR TOTAL LIQUIDACION

11.000
2838.85

SUBSIDIOS		ELEMENTO	CONTENIDO KGS.	2% CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.
ORO	0.0236	0.4720	GR.	2035198.00	960.59	
PLATA	7.9890	1029.1446	\$/KG.		8216.69	
PLOMO	172.8000	1.3228	\$/KG.		228.57	
COBRE			\$/KG.			
ZINC			\$/KG.			
CADMIO			\$/KG.			
TOTAL SUBSIDIOS						9405.85

NETO A FACTURAR **2776.14**
 SUBSIDIO EN DLS **62.71**
 VALOR TOTAL **2838.85**

A

LOTE DE PLANTA	FECHA DE CIERRE	N.º DE LIQUIDACION
LOTE DE REMITENTE	PEND. LIQUID	FECHA DE LIQUIDACION
CAMBIO OF. M.N.	CAMBIO COM. V.N. 150.00	N.º DE CORRECCION
R.F.C.	REMIT.	FECHA DE
FONDO	MATERIAL	CONDICIONES

PLANTA DE **PLOND AÑO 1985**

REMITENTE	PROYECTO REY DE PLATA	
COTIZACIONES	ORO DLS/OZ TROY PLATA DLS/CTROY	CTS. LIBRA
	422.00	10.67
		3.00

ELEMENTO	ENSAYES POR TON.	%	POR LIQUIDAR	PRECIO DLS.	IMPORTE DLS.
ORO	2.00	GR.	2.00	13,567.60	27.14
PLATA	3240.00	GR.	3240.00	343.09821	1117.48
PLOMO	23.29-1.5	% 90	196.11000	0.44092	86.47
COBRE		%			
ZINC		%			
CAZMIO		%			

DEDUCCIONES		IMPORTE DLS
DIVERSOS	BASE	
BENEFICIO		88.80
FLUCTUACION EN COTIZACION		
ISC ENERGIA ELECTRICA		
PAGOS EN EXCESO		
PLOMO FALTANTE		
PLATA FALTANTE		
IMPUREZAS	ENSAYES	
Δ 3	1.50	3309 1%
S	30.35	máx.
		5.25
		2.50

TOTAL PAGOS **1225.09**

TOTAL DEDUCCIONES **96.55**

IMPUESTOS	CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.
ORO 9%	0.180		
PLATA 9%	4631.1508		15064.93
PLOMO 7%	4.6296		907.91
COBRE			
ZINC			
CAZMIO			
TOTAL IMPUESTOS			15912.84

VALOR BRUTO POR TONELADA **1128.54**
 IMPUESTOS DOLARES **106.08**
 VALOR NETO POR TONELADA **1022.46**

OTRAS DEDUCCIONES		IMPORTE DLS
ELEMENTO	FECHA	
PLATA		
PLOMO		
COBRE		
CONCEPTO		
FLETE DE TONELADAS		
A: TORREON, COAH.	1/14/85	10.76
VALOR PARABASAR LA CUOTA EC. \$		
TERCERIAS		
MUESTREO		
SEÑORIO		
TOTAL OTRAS DEDUCCIONES		10.76

IMPUESTOS ENTERADOS	VALOR	IMPORTE M.N.
ORO 0.180 GRS		
	366.33	
TOTAL DE IMPTS. ENTERADOS		

PESO SECO TONEL. **1.000**
 VALOR TOTAL LIQUIDACION **1036.20**

SUBSIDIOS		IMPORTE M.N.
ELEMENTO	CONTENIDO KGS.	
ORO	0.002	2035 140.00
PLATA	3.240	3334.43
PLOMO	196.110	259.41
COBRE		
ZINC		
CAZMIO		
TOTAL SUBSIDIOS		3675.25

NETO A FACTURAR **1011.70**
 SUBSIDIO EN DLS **24.50**
 VALOR TOTAL **1036.20**



LOTE DE PLANTA	FECHA DE CIERRE	Nº DE LIQUIDACION
LOTE DE MANTENIMIENTO	FECHA DE LIQUIDACION	FECHA DE LIQUIDACION
CAMBIO OF. M.N.	CAMBIO COM. M.N.	Nº DE CORRECCION
R.F.C.	REMIT.	FECHA DE
FUNDO	MATERIAL	CONDICIONES

PLANTA DE PLOMO AÑO 1986-91

PROYECTO REY DE PLATA

ORO DLS./OZ.TROY	PLATA DLS./OZ.TROY	PLOMO CTS.LIBRA	COBRE CTS.LIBRA	ZINC DLS./TON MET.	CADMIO DLS LIBRA
422.00	10.67	20.00			

ELEMENTO	ENSAYES POR TON.		%	POR LIQUIDAR		PRECIO DLS.		IMPORTE DLS.
	GR.	GR.		GR.	GR.	GR.	GR.	
PLATA	2328.20			2328.00	343.04921	KG.	798.62	
PLOMO	2370-1.5		90	199.80000	0.44092	KG.	88.69	
COBRE						KG.		
ZINC						KG.		
CADMIO						KG.		
1						%		
2						%		
3						%		
4						%		
5						%		
TOTAL PAGOS								886.31

DEDUCCIONES		IMPUREZAS		ENSAYES		%	CUOTA	IMPORTE DLS.
DIVERSOS	BASE	EXCESO	FALTANTE	BASE	EXCESO			
BENEFICIO								88.69
FLUCTUACION EN COSTACION ISC. ENERGA ELECTRICA								
PAGOS EN EXCESO								
PLOMO FALTANTE								
PLATA FALTANTE								
AS		1.50				350% 1%		5.25
S		30.35				max.		2.50
TOTAL DEDUCCIONES								96.35

IMPUESTOS		CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.
PLATA	9%	4631.1308	\$/KG.	10781.32
PLOMO	7%	4.6296	\$/KG.	924.99
COBRE			\$/KG.	
ZINC			\$/KG.	
CADMIO			\$/KG.	
TOTAL IMPUESTOS				11706.31

VALOR BRUTO POR TONELADA 790.16
 IMPUESTOS DOLARES 78.04
 VALOR NETO POR TONELADA 712.12

OTRAS DEDUCCIONES		ELEMENTO	FECHA	KILOGRAMOS	CUOTA	IMPORTE DLS.
		PLATA				
		PLOMO				
		COBRE				
		CONCEPTO				
		FLETE	DE: TONELADA			
			A: TORREON, COAN.	11614.28	M.N.	10.76
		VALOR PARA BASAR LA CUOTA EC. \$			M.N.	
		TERCERIAS				
		MUESTREO				
		SEÑORIO				
TOTAL OTRAS DEDUCCIONES						10.76

IMPUESTOS ENTERADOS	GRS.	M.N.
COBRE		
ZINC		
PLATA		
PLOMO		
RECIBO No.:		

SUBSIDIOS		PESO SECO TONS.		VALOR TOTAL LIQUIDACION	
ELEMENTO	CONTENIDO KGS.	2% CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.	NETO A FACTURAR
ORO					
PLATA	2.328	1029.1446	\$/KG.	2375.88	
PLOMO	199.800	1.3228	\$/KG.	264.30	
COBRE			\$/KG.		
TOTAL SUBSIDIOS				2660.18	

NETO A FACTURAR 701.36
 SUBSIDIO EN DLS 17.73
 Valor Total 719.09

PLANTA DE ZINC 1860 1984

A

LOTE DE PLANTA	FECHA DE CIERRE	N.º LIQUIDACION
LOTE DE REMITENTE	PEND. LIQUID.	FECHA DE LIQ.
CAMBIO OF. M.N.	CAMBIO COM. V. 150.00	N.º DE CORRECCION
R.F.C.	REMIT.	FECHA DE
FUNDOS	MATERIA	CONDICIONES

PROYECTO REY DE PLATA							
COTIZACIONES		ORO DLS./OZ.TROY	PLATA DLS./OZ.TROY	PLOMO CTS.LIBRA	COBRE CTS.LIBRA	ZINC DLS./TON MET.	CADMIO DLS.LIBRA
						676.82	

ABONOS		DEDUCCIONES			
ELEMENTO	ENSAYES POR TON.	%	POR LIQUIDAR	PRECIO DLS.	IMPORTE DLS.
PLATA	58.20	85	994.700000	0.67682	334.82
TOTAL PAGOS					334.82

DIVERSOS	BASE	EXCESO	FALTANTE	CUOTA	IMPORTE DLS
BENEFICIO					131.72
FLUCTUACION EN COTIZACION ESC. ENERGIA ELECTRICA	387.75	560.24		5.311 4/DLL	92.68
PASOS EN EXCESO	582.00			106.79/TU	62.15
TOTAL DEDUCCIONES					291.55

ELABORO		REVISO	
ELEMENTO	CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.
PLATA			
PLOMO			
COBRE			
ZINC	1.31%		650.33
CADMIO			
TOTAL IMPUESTOS			650.33

VALOR BRUTO POR TONELADA 93.27
 IMPUESTOS DOLARES 11.33
 VALOR NETO POR TONELADA 88.94

OTRAS DEDUCCIONES		ELEMENTO	FECHA	KILOGRAMOS	CUOTA	IMPORTE DLS
FLETE DE:						
VALOR PARA BASAR LA CUOTA EC. \$						
TERCERIAS						
MUESTREO						
SEÑORIO						
TOTAL OTRAS DEDUCCIONES						9.08

IMPUESTOS ENTERADOS	GRS.
	M.N.
IMPORTE CADOR	
IMPORTE METALES	M.N.
IMPORTE M.N.	
TOTAL DE IMPTS ENTERADOS	

SUBSIDIOS		PESO SECO TONS.		VALOR TOTAL LIQUIDACION	
ELEMENTO	CONTENIDO KGS.	% CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.	
ORO					
PLATA					
PLOMO					
COBRE					
ZINC	994.700	2.0305		1004.97	
CADMIO					
TOTAL SUBSIDIOS				1004.97	

NETO A FACTURAR 79.86
 SUBSIDIO EN DLS 6.70
 VALOR TOTAL 86.56

A

LOTE DE PLANTA	FECHA DE CIERRE	Nº LIQUIDACION
LOTE DE REMITENTE	PERIODO LIQ	FECHA DE LIQ
CAMBIO OF. M.N.	CAMBIO COM. M.N. 150.00	Nº DE CORRECCION

PLANTA DE ZINC AÑO 1986-91

PROYECTO REY DE PLATAS

ORO DLS./OZ.TROY PLATA DLS./OZ.TROY PLOMO CTS.LIBRA COBRE CTS LIBRA ZINC DLS./TON MET CADMIO DLS LIBRA

676.82

ELEMENTO		ENSAYES POR TON.	%	POR LIQUIDAR	PRECIO DLS.	IMPORTE DLS.
ORO		GR.				
PLATA		GR.				
PLOMO		%				
COBRE		%				
ZINC	50.50	%	85	429.25000	0.67682	290.52
CADMIO		%				
1		%				
2		%				
3						
4						
5						
TOTAL PAGOS						290.52

DEDUCCIONES		BASE	EXCESO	FALTANTE	CUOTA	IMPORTE DLS.
BENEFICIO						
FLUCTUACION EN COTIZACION		387.75	560.24		8.51 #/M	131.72
ESC ENERGIA ELECTRICA		382.00			106.79 /TH	62.15
PASOS EN EXCESO						
PLOMO FALTANTE						
PLATA FALTANTE						
IMPUREZAS ENSAYES						
						%
						CUOTA
TOTAL DEDUCCIONES						246.55

IMPUESTOS		CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.
ORO		GR.		
PLATA		\$/KG.		
PLOMO		\$/KG.		
COBRE		\$/KG.		
ZINC	1.31%	\$/KG.		564.29
CADMIO		\$/KG.		
TOTAL IMPUESTOS				564.29

VALOR BRUTO POR TONELADA 48.97

IMPUESTOS DOLARES 13.76

VALOR NETO POR TONELADA 35.21

OTRAS DEDUCCIONES		FECHA	KILOGRAMOS	CUOTA	IMPORTE DLS.
ELEMENTO					
PLATA					
PLOMO					
COBRE					
CONCEPTO					
FLETE	DE:				
	A: TORREON, COAH.	11/23/85		M.N.	9.08
VALOR PARA BASAR LA CUOTA FC. \$					
TENCERIAS					
MUESTREO					
SEÑORIO					
TOTAL OTRAS DEDUCCIONES					9.08

IMPUESTOS ENTERADOS	
ORO	GRS.
	M.N.
CERTIFICACION:	
METALES	
M.N.	
RECIBO N.º:	
TOTAL DE IMPTS ENTERADOS:	

IMPESO SECO TONS. VALOR TOTAL LIQUIDACION

SUBSIDIOS		CONTENIDO KGS.	% CUOTA PRODUCCION	VALOR \$/KG.	IMPORTE M.N.
ELEMENTO					
ORO					
PLATA					
PLOMO					
COBRE					
ZINC		429.250	2.0305		
CADMIO					
TOTAL SUBSIDIOS					871.59

NETO A FACTURAR	36.13
SUBSIDIO EN DLS	5.81
VALOR TOTAL	41.94