

3

2 egm.



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

PROYECTO DE EXPLOTACION DEL BLOQUE ACUATITLA
950 CON EL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO CON
TEPETATE

TESIS PROFESIONAL

Que para obtener el título de
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

presenta

JULIO CESAR HERRERA MANRIQUEZ



México, D. F.

1990

PALE DE ORIGEN



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 está 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.

I N D I C E

| | PAGINA | |
|---------------------|---|-----------|
| PROLOGO | i | |
| CAPITULO I | GENERALIDADES | 1 |
| I.1 | Localización..... | 1 |
| I.2 | Vías de Comunicación..... | 1 |
| I.3 | Clima..... | 4 |
| I.4 | Flora y Fauna..... | 4 |
| I.5 | Datos Socio-económicos..... | 5 |
| I.6 | Datos Históricos..... | 6 |
| I.7 | Fisiografía..... | 7 |
| I.8 | Geomorfología..... | 7 |
| I.9 | Hidrografía..... | 8 |
| CAPITULO II | INFORMACION GEOLOGICA | 9 |
| II.1 | Introducción..... | 9 |
| II.2 | Geología Regional..... | 9 |
| II.3 | Geología Local..... | 13 |
| II.3.1 | Tipo y Génesis del Yacimiento.. | 14 |
| II.3.2 | Morfología del Yacimiento..... | 15 |
| II.3.3 | Mineralogía..... | 16 |
| II.3.4 | Alteración y Enriquecimiento Residual..... | 18 |
| II.3.5 | Reservas de mineral..... | 19 |
| CAPITULO III | SISTEMA DE MINADO, CORTE Y RE- LLEND CON TEPETATE. | 21 |
| III.1 | Introducción..... | 21 |

PAGINA

| | | |
|---------|---|----|
| III.2 | Antecedentes del Proyecto Acuatitla..... | 26 |
| III.3 | Cálculo de la Vida del Proyecto y Ritmo de Explotación..... | 28 |
| III.4 | Descripción General del Proyecto Acuatitla Bloque 950-1035... | 30 |
| III.5 | Diseño del Proyecto..... | 32 |
| III.5.1 | Obras de Exploración..... | 32 |
| III.5.2 | Obras de Preparación..... | 36 |
| III.5.3 | Contrapozos Robbins..... | 39 |
| III.5.4 | Barrenación de Abanicos..... | 43 |
| III.5.5 | Tumbe de Mineral..... | 46 |
| III.5.6 | Rezagado y Acarreo..... | 50 |
| III.5.7 | Relleno..... | 54 |
| III.5.8 | Ventilación..... | 57 |
| III.5.9 | Servicios..... | 61 |
| III.6 | Cálculo de la Productividad del Proyecto..... | 61 |

| | | |
|--------------------|--|-----------|
| CAPITULO IV | PROCESO METALÚRGICO | 64 |
| IV.1 | Planta de Medio Pesado..... | 64 |
| IV.1.1 | Trituración..... | 67 |
| IV.1.2 | Tambor Separador..... | 68 |
| IV.2 | Proceso Pirometalúrgico..... | 71 |
| IV.2.1 | Trituración..... | 71 |
| IV.2.2 | Horno de Nodulización..... | 73 |
| IV.2.3 | Datos Básicos del Horno de Nodulización..... | 79 |

| | PAGINA |
|---------------------|--|
| CAPITULO V | ANALISIS ECONOMICO DEL PROYECTO |
| | ACUATITLA 81 |
| V.1 | Estudio de Mercado de Mineral de Manganeso..... 81 |
| V.1.1 | Generalidades..... 81 |
| V.1.2 | Reservas Mundiales..... 82 |
| V.1.3 | Precio de Manganeso..... 83 |
| V.2. | Inversión Total para el Proyecto..... 83 |
| V.3 | Capital Social y Financiamiento 85 |
| V.4 | Depreciación y Amortización de la Inversión (5 años)..... 86 |
| V.5 | Costos de Producción Generados Durante la Vida del Proyecto e Ingresos por Ventas..... 87 |
| V.6 | Estado de Pérdidas y Ganancias. 96 |
| V.7 | Flujo de Caja..... 97 |
| V.8 | Evaluación del Proyecto de Ex- plotación del Bloque Acuatitla 950-1035 por el Método de la Ta sa Interna de Rendimiento..... 98 |
| CAPITULO VI | CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES 101 |
| VI.1 | Conclusiones..... 101 |
| VI.2 | Recomendaciones..... 102 |
| BIBLIOGRAFIA | 105 |

P R O L O G O

El objetivo de toda operación de minería, es extraer - la máxima cantidad de mineral al menor costo, dentro - de un límite de tiempo establecido y con seguridad, - por lo que, en el proceso de planeación de proyectos - mineros, se debe estar consciente que existen tres va- riables a considerar: Costos, volúmenes y precios. - El éxito dependerá de la creatividad e inteligencia - con que se manejen dichas variables. Lo importante es la capacidad para analizar los efectos de las diferen- tes variaciones (Aumentos o disminuciones) sobre las - utilidades, por parte de cualquiera de las tres varia- bles, para preparar así las acciones que maximicen las utilidades de los proyectos, dentro de las restriccio- nes a las que estén sujetos.

El proyecto de explotación del bloque Acuatitla 950-1035, surgió de la necesidad de satisfacer la demanda de mi- neral (Carbonatos de manganeso) por parte de la Planta de Tratamiento y poder cumplir de esta forma los pro- gramas de producción de nódulos de manganeso de la Un- dad Molango de Cía. Minera Autlán, S.A., contempladas en los programas de producción a corto y mediano pla- zo.

En el presente trabajo, se ha elaborado el proyecto de explotación del bloque Acuatitla 950-1035 con el siste- ma de Corte y Relleno con Tepetate, con la idea funda- mental de aprovechar al máximo la infraestructura crea- da para el bloque Acuatitla 950-1035, de ésta forma se pretende reducir al máximo la inversión por concepto -

de obras de infraestructura para el proyecto que se presenta y obtener el mayor porcentaje de utilidad posible.

En el primer capítulo de este trabajo se presenta la información general correspondiente al área del proyecto en la que se incluye la ubicación, vías de comunicación, clima, flora y fauna, datos socio-económicos, datos históricos, fisiografía, geomorfología e hidrografía.

En el capítulo dos se presenta la información geológica del distrito manganesífero de Molango, a nivel regional y local del área de proyecto, así como las reservas minerales del bloque Acuatitla 950-1035.

En el capítulo tres se presenta el diseño del sistema de minado para el bloque Acuatitla 950-1035, en el que se incluye el cálculo del tonelaje a producir por día, así como los recursos necesarios para hacer eficiente el sistema de minado.

En el capítulo cuatro se presenta una descripción general de lo que es el proceso metalúrgico al que será sometido el mineral que se produzca del bloque Acuatitla 950-1035.

En el capítulo cinco se ha elaborado el análisis económico del proyecto, efectuando el cálculo de costos de todas aquellas actividades inherentes a la operación del proyecto minero.

C A P I T U L O I

GENERALIDADES

I.1 LOCALIZACION:

El distrito manganesífero de Molango se localiza en el extremo Noreste del Estado de Hidalgo, abarcando una extensa zona calculada en 50.0 kilómetros en dirección Norte-Sur y 25.0 kilómetros en dirección Este-Oeste.

La parte central de esta zona se localiza en línea recta a 160.0 kilómetros al Norte de la Ciudad de México y a 170 kilómetros al Sur del Puerto de Tampico, Tamps. (Fig. I.1).

El distrito Minero está comprendido dentro de los municipios de Molango, Xochicoatlán, Lolotla, Tepehuacán y Tlanchinol. Todos ellos pertenecientes al Estado de Hidalgo.

El proyecto Acuatitla comprende un anticlinal asimétrico que se localiza hacia el suroeste de la Mina Tetzingtla, ambos ubicados en la parte norte del Distrito. - La localización geográfica de la zona es:

20° 55' Latitud Norte.

98° 45' Longitud Oeste.

I.2 VIAS DE COMUNICACION:

El Distrito Minero de Molango, se encuentra comunicado por la carretera Federal No. 105 Pachuca-Tampico vía - corta (Fig I.2). Esta cruza totalmente el Distrito en

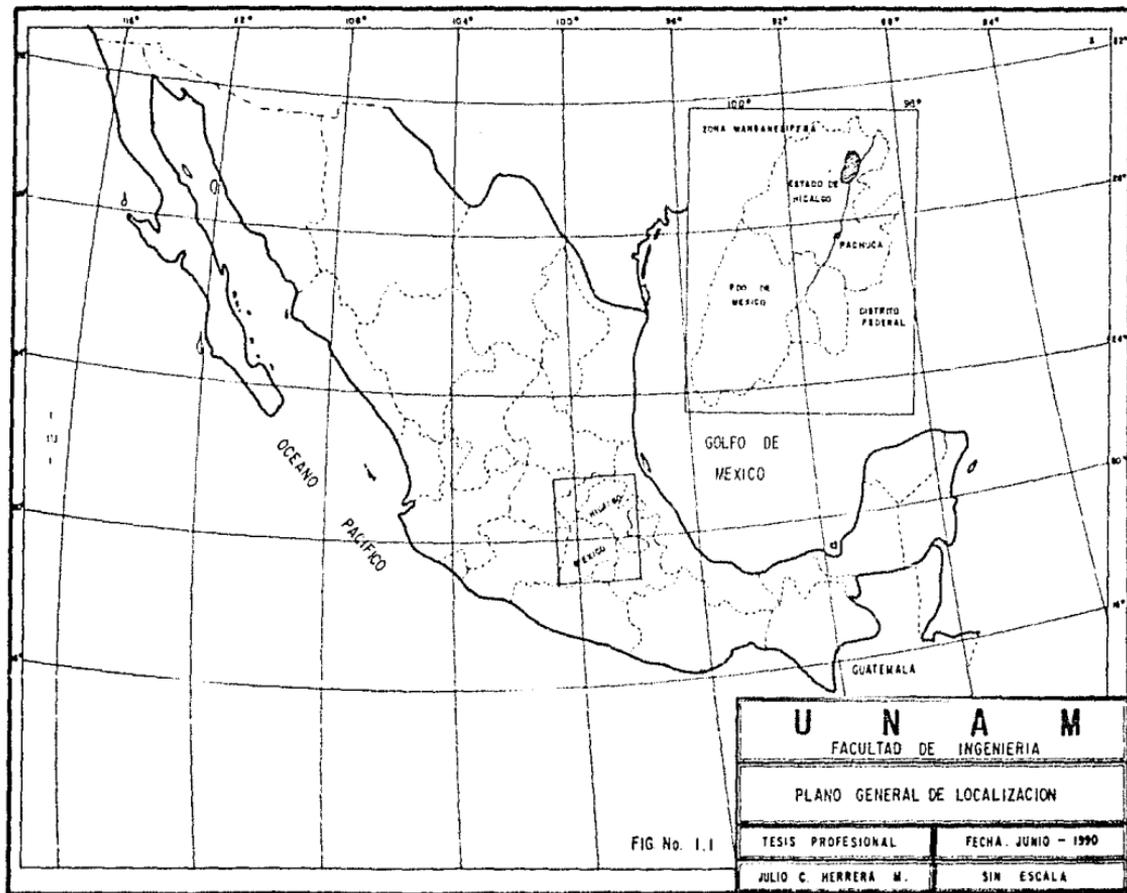
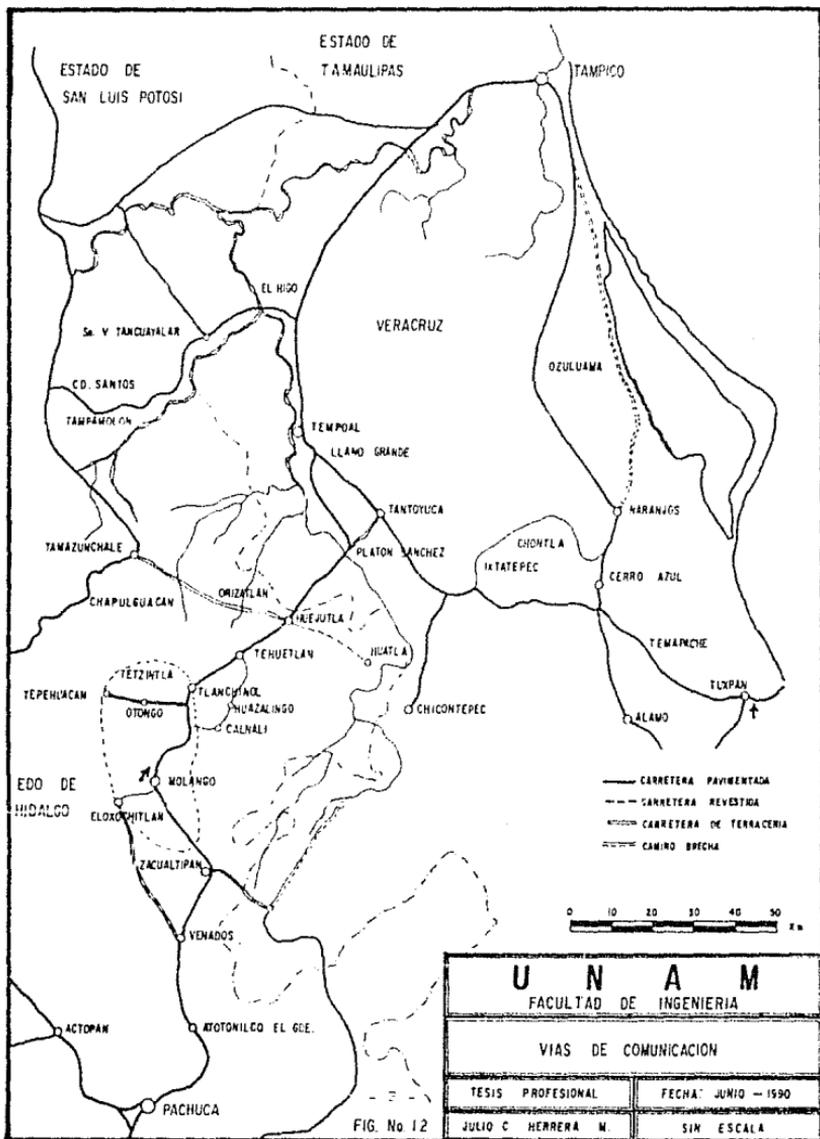


FIG No. 1.1

| | |
|-------------------------------|---------------------|
| U N A M | |
| FACULTAD DE INGENIERIA | |
| PLANO GENERAL DE LOCALIZACION | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA. JUNIO - 1990 |
| JULIO C. HERRERA M. | SIN ESCALA |



dirección Sur a Norte. A 157.0 kilómetros al norte de la Ciudad de Pachuca se localiza una desviación que cuenta con 12.0 kilómetros asfaltados y 4 kilómetros de terracería, la cual comunica el área de Acuatitla, a la Mina Tetzintla, a la Zona Industrial y al Poblado de Otongo.

I.3 CLIMA:

El clima de la región es en general húmedo y templado, con veranos moderadamente calientes. En invierno la temperatura desciende hasta los 0°C, aunque existen variaciones debido a las diferencias de elevaciones.

Las lluvias son abundantes durante el verano y muy frecuentes en el invierno, en las estaciones restantes aunque escasas, no son raras, teniéndose una precipitación media anual de 1800 mm., el porcentaje de humedad promedio es de 70.0% y la niebla mas o menos ligera es común casi todo el año.

I.4 FLORA Y FAUNA:

Debido a la gran variedad del clima, el área contiene una vegetación muy variada. Aunque en general la vegetación es de tipo semitropical, en las partes altas del área se encuentra árboles típicos de climas fríos, tales como pino, encino y caoba. En las partes bajas la vegetación es de tipo semitropical, representada por el cedro rojo, tlacuico (Palo escrito), moras, guayabo silvestre, helechos y hortigas.

La fauna es abundante y variada, existen mamíferos como el tejón, mapache y gato montés. Se encuentra aves como las palomas, gorriones, colibríes y aves de rapiña como las águilas y halcones. En los ríos y arroyos existen peces como la trucha, bagre y mojarra. También se encuentran víboras como coralillos, maguaquites (Cuatro narices) y el metlapil.

I.5 DATOS SOCIO-ECONOMICOS:

En la zona de Acuatitla, el principal centro de población es Otongo (Colonia de la Cía. Minera Autlán, S.A. de C.V.), el cual cuenta con 1500 habitantes aproximadamente y los siguientes servicios: teléfono, correo, circuito cerrado de televisión, energía eléctrica, - - agua potable y drenaje. Se dispone también de Iglesia, servicios médicos (Clínica-Hospital), Cine-Teatro-Auditorio e instalaciones deportivas.

Las instalaciones educativas comprenden Jardín de Niños, Primaria y Secundaria.

La minería es la base económica de la zona, quedando en segundo término la agricultura, ganadería y comercio. La agricultura se limita a la siembra de maíz y frijol, siendo de autoconsumo más del 50% de la producción. El desarrollo de la ganadería es muy limitado - debido a los escasos recursos con que cuentan los habitantes del área.

I.6 DATOS HISTORICOS:

Los primeros estudios realizados en el área, fueron en el año de 1948; al efectuarse un estudio sobre Rocas - del Jurásico Inferior hecho por R. W. Imlay, Cepeda y M. Alvarez, pero en dicho estudio no se menciona aún - la presencia del Yacimiento Manganesífero. Dicho Yaci - miento fue descubierto en el año de 1958, por el Sr. - Erasmo Aparicio, localizando un afloramiento en el lu - gar llamado "Piedras Negras", que se encuentra al Sur del poblado de Molango. Las muestras recolectadas por el Sr. Aparicio fueron llevadas a los señores Moreno - del Razo, quienes hicieron los primeros denuncios. - Fueron estas personas las que en mayo de 1960 invita - ron a la Cía. Minera Autlán (Ing. E. Tavera y R. Ale - xandri) para que efectuaran un reconocimiento sobre el área. Al efectuarse los primeros recorridos, se percibieron que el Manganeso se encontraba depositado en ro - cas sedimentarias del Jurásico Superior por lo que se realizaron estudios más detallados, para determinar - las principales características del Yacimiento de Man - ganeso más grande de Norteamérica y también uno de los más grandes del Mundo.

La explotación de los depósitos de alta ley en el Dis - trito, fue iniciada en el año de 1959 por la Cía. Mine - ra San Fernando, con una producción a baja escala. - Posteriormente la Cía. Nueva Buenavista, S.A., inició el desarrollo de la Mina Buenavista, localizada a 4.0 kilómetros al Sur de Molango. Hacia fines de 1962, la Cía. Minera San Fernando inició el desarrollo de la Mi - na San Fernando localizada en la Zona Norte del Dis - trito, al tiempo que Cía. Minera Autlán, S.A. de C.V.

adquirió el dominio total de la zona y es la que actualmente posee los derechos para la explotación de la mayor parte de los depósitos de manganeso en el Distrito.

I.7 FISIOGRAFIA:

De acuerdo con la clasificación de las provincias fisiográficas de Manuel Alvarez Jr. (1968), el área de Acuatitla, y en general todo el Distrito Manganesífero, se ubican en la parte Sur-Central de la Sierra Madre Oriental.

Esta provincia tiene tendencia a la forma rectangular aunque es muy irregular, de rumbo Norte-Sur y está limitada al Este por la llanura costera del Golfo de México, al Oeste por la Meseta Central, al Norte por la Cuesta de Parras y al Sur por la Sierra de Chiapas.

I.8 GEOMORFOLOGIA:

Morfológicamente el Distrito se encuentra en una etapa de transición entre la Joven y la Madura, caracterizándose por montañas de media y gran altura, alineadas con rumbo aproximado de NW 45° SE, profundas barrancas y valles de poca extensión.

La topografía es abrupta, pues las elevaciones fluctúan entre los 400 y 2600 metros sobre el nivel del mar.

El área se caracteriza por la presencia de rocas que van en edad del Precámbrico al Terciario, las cuales muestran plegamientos intensos, que han dado como consecuencia una topografía abrupta. Esto se asocia a la erosión diferencial que presentan los diversos tipos de rocas, siendo suaves las formas en las rocas sedimentarias y muy escarpadas en las rocas volcánicas. Asimismo, el horizonte manganesífero es más resistente a la erosión que las rocas encajonantes, provocando cambios marcados en la topografía.

I.9 HIDROGRAFIA:

El desagüe en el área es de tipo dendrítico.

Los arroyos y ríos de aguas permanentes corren por amplias y profundas barrancas en forma de "V".

El Distrito se encuentra desaguado en su parte Oriental por los ríos Coyumentla, Pochulay Chinameca, que son los principales afluentes del río Tempoal. Hacia la parte Occidental se encuentra el río Claro, que es afluente del río Moctezuma, que junto con el río Tempoal forman el río Pánuco, que desemboca al Golfo de México.

Existe gran número de acuíferos localizados sobre todo en las calizas y en los contactos de las rocas volcánicas con las sedimentarias.

C A P I T U L O I I

INFORMACION GEOLOGICA

II.1 INTRODUCCION:

El Distrito manganesífero se encuentra comprendido dentro de la estructura del anticlinorio de Huayacocotla (Carrillo Bravo, 1965).

La estratigrafía del Distrito está formada por rocas metamórficas de edad Precámbrica que constituyen el basamento, sobre el cual descansan discordantemente rocas sedimentarias desde el Paleozoico Superior al Cretácico Inferior.

El Terciario está representado por rocas ígneas y extrusivas (Fig. 2.1).

En el área donde se sitúa el proyecto Acuatitla afloran únicamente rocas sedimentarias del Jurásico Superior, representado por las formaciones Tepexic, Santiago, Chipoco y Pimienta.

II.2 GEOLOGIA REGIONAL:

El yacimiento manganesífero está comprendido sobre un levantamiento denominada anticlinorio de Huayacocotla (Carrillo Bravo, 1965).

El anticlinorio de orientación aproximada NW 45° SE, - con longitud de más de 150.0 kilómetros, es una de las grandes estructuras que conforman a la Sierra Madre Oriental, estando limitado hacia el Norte por el Basa-

| ERA | PERIODO | EPOCA | EDAD | AREA TETZINTLA | AREA NAOPA | AREA MONALCO | | |
|--|---|---------------------|---------------------|--|-----------------|---------------------|------------|--------------|
| C E N O Z O I C O | CUATERNARIO | RECIENTE | | | | ALUVION | | |
| | | PLEISTOCENO | | | | | | |
| | T E R C I A R I O | PLIOCENO | ASTIANO | | VOLCANICAS | VOLCANICAS | VOLCANICAS | |
| | | | PLAISIANO | | | | | |
| | | MIOCENO | PONTIANO | | | | | |
| | | | SARMENTANO | | | | | |
| | | | TORTONIANO | | | | | |
| | | OLIGOCENO | HELVEIANO | | | | | CONGLOMERADO |
| | | | BURDIGALIANO | | | | | |
| | | EOCENO | ADULTIANO | | | | | |
| CHATTIANO | | | | | | | | |
| RUPELIANO | | | | | | | | |
| PALEOCENO | TONGRIANO | | | | | | | |
| | LUDIANO | | | | | | | |
| M E S O Z O I C O | SUPERIOR | MESOTICETIANO | | | | | | |
| | | SENO (AMARIBIANO) | | | | | | |
| | MEDIO | VIA (SANTOVIANO) | | | | | | |
| | | NO (CALACIANO) | | | | | | |
| | INFERIOR | TURONIANO | | | | | | |
| | | CENOMANIANO | | | | | | |
| | J U R A S I C O | SUPERIOR | APTIANO | | | | | |
| | | | BARREMIANO | | | | | |
| | | MEDIO | CO (BARREMIANO) | | | | | |
| | | | WILANGINIANO | | | | | |
| INFERIOR | | NO | | | | | | |
| | | TITHONIANO | | | | | | |
| SUPERIOR | | KIMÉ (BONENIANO) | CHIPOCO (Juch) | CHIPOCO (Juch) | TA MAN (Juch) | | | |
| | | TRID (HARRIANO) | PACÉ | PACÉ | PACÉ | | | |
| MEDIO | | OXFORDIARGUANO | MANSANTEPERA | MANSANTEPERA | MANSANTEPERA | | | |
| | | OSINO (DELSIANO) | SANTIAGO (Juch) | SANTIAGO (Juch) | SANTIAGO (Juch) | | | |
| INFERIOR | CALLONIANO | TEPEYIC (Juch) | TEPEYIC (Juch) | | | | | |
| | RAJOLIANO | CAHUASAS (Juch) | | | | | | |
| SUPERIOR | L (BALENIANO) | | | | | | | |
| | I (TORCIANO) | | | | | | | |
| MEDIO | A (CHARMUTIANO) | | | | | | | |
| | S (PIENSBAGUANO) | HUAYACOCOTLA (Juch) | HUAYACOCOTLA (Juch) | | | | | |
| INFERIOR | C (SAMBURIANO) | | | | | | | |
| | HETTANGIANO | | | | | | | |
| T R I A S I C O | SUPERIOR | RETIANO | | | | | | |
| | | MORIANO | | | | | | |
| | MEDIO | CARNIANO | | | | | | |
| ANSIANO | | | | | | | | |
| INFERIOR | SEXTIANO | | | | | | | |
| | | | | | | | | |
| P E R M I C O | PERMICO | | | | | | | |
| | PENSILVANICO | | | | | | | |
| | MISISSIPICO | | | | | | | |
| | DEVONICO | | | | | | | |
| | SILURICO | | | | | | | |
| | ORDOVICICO | | | | | | | |
| CAMBRIICO | | | | | | | | |
| P R E C A M B R I C O | | | | B A S A M E N T O | | | | |
|  AUSENTE POR EROSION O HIATUS | | | | U N A M FACULTAD DE INGENIERIA | | | | |
|  CONTACTO INFERIOR NO OBSERVADO | | | | | | | | |
| - 10 - | | | | TABLA DE CORRELACION ESTRATIGRAFICA | | | | |
| | | | | TESIS PROFESIONAL | | FECHA. JUNIO - 1990 | | |
| | | | | JULIO C HERRERA M | | SIN ESCALA | | |

FIG. No. 2.1

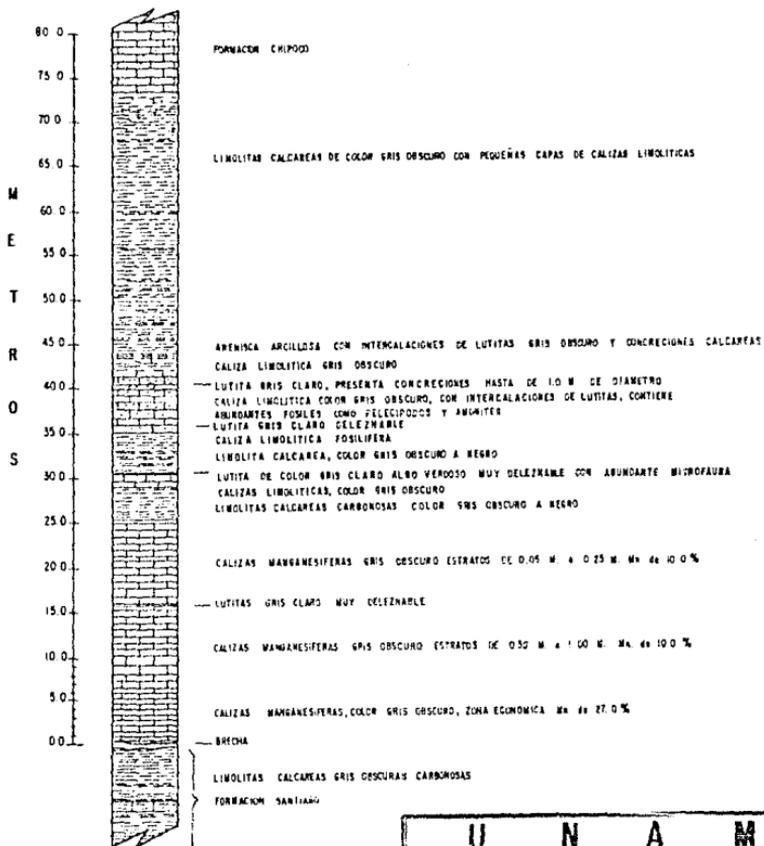
mento Victoria-Sierra del Abra, al Sur por el macizo - de Teziutlán y al Este por la antefosa de Chicontepec; su eje pasa al Este de Molango y Zacualtipán, Hgo; Divisadero y Huayacocotla, Ver. y finalmente de Huachinango, Puebla.

El Ing. Carrillo Bravo (1965), en su "Estudio Geológico de una parte del anticlinorio de Huayacocotla", determinó los diferentes procesos por los cuales ha pasado la columna litológica regional (Fig. 2.2), los que ocasionaron plegamientos en los estratos y formación de estructuras. Estos procesos, en forma muy general, son los siguientes:

El núcleo del anticlinorio de Huayacocotla ha sido profundamente erosionado, dejando al descubierto afloramientos de rocas metamórficas de edad Precámbrica, rocas sedimentarias del Paleozoico superior y Mesozoico inferior, estando, expuestas hacia sus flancos rocas sedimentarias marinas del Jurásico superior y Cretácico inferior.

Las rocas metamórficas presentan un sistema de fallas que no cortan a las rocas del Paleozoico inferior, estas rocas presentan a su vez un plegamiento intenso, diferente al que presentan los sedimentos del Triásico con la misma característica de no afectar a las rocas más jóvenes.

Durante el Triásico la región fue nuevamente levantada y plegada, pero en menor grado que en los eventos anteriores.



U N A M

FACULTAD DE INGENIERÍA

LITOLOGÍA DEL YACIMIENTO MANGANESIFERO

TESIS PROFESIONAL

FECHA: JUNIO - 1990

JULIO C. HERRERA M

SIN ESCALA

- 12 -

FIG No. 22

A Fines del Jurásico inferior, el área se ve perturbada nuevamente por fenómenos tectónicos que originaron pliegamientos y levantamientos intensos.

Durante el Cretácico superior y parte del Terciario la zona sufre uno de sus mayores movimientos corticales - provocados por la Orogenia Larámide, la cual provoca - la formación de la Sierra Madre Oriental con sus grandes anticlinales y sinclinales angostos y alargados, - asimétricos y frecuentemente con recumbencia; la dirección de este movimiento actuó con rumbo NE a SW, ocasionando que los pliegues formados tomaran orientación NE-SW, con buzamientos hacia el SW.

II.3 GEOLOGIA LOCAL:

Los pliegues que se encuentran dentro del Distrito Minero de Molango presentan dirección general N 45° W, - lo que significa que las fuerzas de compresión, perpendiculares a los ejes axiales de las estructuras, actuaron en dirección aproximada de N 45° E.

El yacimiento Acuatitla está ubicado en un anticlinal asimétrico, con su eje orientado en dirección N 50° W aproximadamente, buzando suavemente hacia el SW. El anticlinal de Acuatitla, al igual que el anticlinal de Tetzintla, son estructuras formadas por procesos de compresión, manifestándose por la posición del eje del pliegue, cuyo plano axial se inclina hacia el NE, dirección del esfuerzo mayor de compresión. La asimetría del anticlinal está demostrada por la diferencia de -

longitud que presenta el flanco SW respecto al flanco NE.

La principal característica estructural del yacimiento es la presencia de fallas de empuje, en las cuales el techo asciende en relación con el piso. Estas fallas poseen desplazamiento vertical que varía entre 1 y 10 metros, que a nivel local presentan graves problemas para la explotación.

La roca que constituye la facie manganesífera es considerada como roca competente, en contraste con las rocas que le subyacen (Limolitas calcáreas-carbonosas de la Formación Santiago) y las rocas que yacen sobre la facie manganesífera que son consideradas incompetentes.

II.3.1 TIPO Y GENESIS DEL YACIMIENTO.

El yacimiento manganesífero del Distrito de Molango se considera del tipo vulcanogénico-sedimentario. Este tipo de yacimiento, llamado también volcánico-marino, se caracteriza por la fuente de origen del mineral, la cual es proporcionada por actividad netamente volcánica ya sea en forma de exhalaciones volcánicas, soluciones hidrotermales, disolución de material volcánico del fondo marino por el agua del mar o por soluciones neumatolíticas (Posiblemente relacionadas con rocas máficas).

Se considera además, como depósito singenético en aguas marinas o intermedias en borde de plataforma con un pH

7 y 8 (ligeramente alcalinas) en un medio reductor y ampliamente ligado con las facies limolíticas y calcáreas.

Otra característica que presentan estos yacimientos es que son interformacionales, presentando estructuras multilaminares, en capas o estratos que van desde 1 a 50 centímetros de espesor (Relacionadas también con estructuras geoanticlinales).

En los yacimientos de este tipo es característica la lejanía, y la sedimentación del mineral con respecto al foco de origen. Esto debido a la solubilidad y movilidad de los carbonatos de manganeso; ésto es lo que origina la unión de las rocas sedimentarias manganíferas con las facies limolíticas y calcáreas.

Una de las bases para clasificar este yacimiento como vulcanogénico-sedimentario es la gran extensión que presenta, siendo esto característico de tales depósitos.

II.3.2 MORFOLOGIA DEL YACIMIENTO:

El yacimiento de Acuatitla, está identificado como una fase sedimentaria intraformacional, estratiforme y se comporta de acuerdo con las variaciones estructurales del macizo rocoso sedimentario del cual forma parte.

El depósito posee variaciones en cuanto a espesor (6.0 a 8.0 metros), las cuales se relacionan en forma directa con la alteración y enriquecimiento secundario, ya que en los afloramientos se tienen leyes mayores.

Los límites del depósito se han definido con base en la información obtenida de los barrenos a diamante, en los que se observó, que tanto los espesores como las leyes, no daban valores económicos de acuerdo con los parámetros considerados (espesor y ley).

Al realizar el estudio geológico del área Acuatitla fue necesario considerar los parámetros económicos actuales, que determinan la costeabilidad del depósito, para lo cual se tomó en cuenta lo siguiente: El mineral puede ser considerado como de grado metalúrgico siempre y cuando una vez procesado por el método Piro-metalúrgico alcance el porcentaje mínimo del 39% de Mn.

II.3.3 MINERALOGIA:

La composición mineralógica que presenta el yacimiento no puede determinarse macroscopicamente. La mena se presenta como caliza con matriz de grano muy fino, de color negro en estratos delgados de 1 a 2 milímetros, más frecuentemente laminar, se observan pequeños cristales de calcita y cuarzo acumulados en las fracturas y planos de estratificación; ocasionalmente se presenta pirita diseminada o interestratificada.

El Dr. De Pablo Galán (1965), en su trabajo titulado "Los minerales de manganeso de Molango, Hgo.", realizó varios análisis de muestras representativas de la mena por medio de difracción de rayos X, espectrógrafo de emisión y absorción de radiación infrarroja, obteniendo

como resultado los siguientes minerales:

- a) Rodocrosita ($Mn CO_3$). Es el mineral más abundante, se presenta como finos cristales (Menores a 0.005 - Cm.), redondeados y equigranulares. Los análisis químicos no permiten afirmar que la Rodocrosita sea carbonato de manganeso puro; el análisis de las - - muestras indican 58.57% de $Mn CO_3$ y contenidos de - Ca, Fe y Mg.
- b) Kutnahorita ($Mn Ca (CO_3)_2$). Es el segundo mineral en orden de abundancia. Se presenta íntimamente - asociado a la rodocrosita, como microcristales redondeados (menores a 0.005 cm.). Este mineral solo se ha determinado en el área de Acoxcatlán, existiendo en el área de Acuatitla únicamente rodocrosita.

Se presente además manganosita ($Mn O$), Pirocroíta - ($Mn OH_2$), Pirolusita ($Mn O_2$) y Litomita ($2Fe_2 O_3 \cdot 3H_2O$) como minerales secundarios. También se presenta Calci ta ($Ca CO_3$) en cantidades moderadas y pequeñas cantidades de Pirita ($Fe S_2$), Cuarzo ($Si O_2$) y minerales arcillosos.

El porcentaje de manganeso que contiene el depósito varía entre 20% y 28%, teniendo un espesor económico de 6.5 metros. Los primeros 0.8 metros tienen ley entre el 15% y 20% que corresponden a la capa calcárea del - bajo (Capa "A"), la cual queda comprendida dentro del espesor económico de la facie. De 0.8 metros a 6.5 - metros la ley se incrementa de 20% hasta 28% (espesor económico). De los 6.5 metros a los 8.0 metros decre-

ce notablemente la ley, pues varía desde el 20% al 5% de manera gradual. De 8.0 a 10.0 metros la ley se incrementa de 5% hasta 13%. De 10.0 a 12.0 metros hay - disminución en la ley, pues baja del 13% hasta el 7%. De los 12.0 metros en adelante no sufre incrementos o disminuciones considerables, pues la ley fluctúa generalmente entre 7% y 10%, la que continúa hasta llegar a los 34.0 metros donde se considera termina la facie manganesífera.

II.3.4 ALTERACION Y ENRIQUECIMIENTO RESIDUAL:

La alteración principal que se presenta en el depósito es la transformación de carbonatos a óxidos. Esta alteración es debida a procesos de meteorización que han atacado a los carbonatos de manganeso, formando algunos óxidos. Es necesario hacer notar que la oxidación está limitada a los afloramientos y a lugares donde - las condiciones estructurales de la roca permiten la - infiltración del agua, la que se considera como el - agente generador del proceso.

La alteración está relacionada directamente con el enriquecimiento, ya que al efectuarse la primera, el volumen ocupado por los carbonatos de manganeso disminuye al transformarse a óxidos, razón por la cual la concentración de manganeso por unidad de volumen aumenta.

En algunas zonas del Distrito, la alteración (producto del intemperismo) ha producido la formación de depósitos de concentración residual, que es la lixiviación - parcial de los carbonatos de manganeso, producidos por

la infiltración de aguas meteóricas a través de estructuras como fallas, fracturas y contactos, que pusieron en solución a iones de Mn^{++} , Ca^{++} , Fe^{++} y Mg^{++} .

Esta alteración origina las zonas semioxidadas que existen en el depósito y aunque no es tan marcado el enriquecimiento como en los afloramientos, influye en forma favorable para la explotación de zonas de carbonatos con porcentajes bajos en manganeso. Las condiciones locales favorecen el proceso de alteración: - Exceso de humedad, vegetación abundante, confinamiento de la circulación de las soluciones, permeabilidad de las rocas del manto manganesífero, en contraste con las rocas impermeables que se encuentran bajo éste.

II.3.5 RESERVAS DE MINERAL:

La cubicación del mineral del proyecto Acuatitla se realizó por el método de polígonos, mediante la delimitación de áreas proporcionados por las zonas de influencia de los barrenos a diamante.

Se llevó a cabo la separación de polígonos tomando los puntos equidistantes entre cada par de datos y uniéndolos por un punto común, con el fin de dar cierta área de influencia a cada uno de ellos. Se tomaron todos los datos obtenidos de modo que al hacer la delimitación de las áreas, éstas fuesen de menor magnitud y el margen de error se redujera.

Una vez calculada el área en las secciones transversales escala 1:4000, se multiplican por el espesor medio

correspondiente, para obtener de esta manera el volumen y este a su vez se multiplica por el peso específico del mineral (3.2 Ton/M^3), obteniéndose así el tonelaje.

El cálculo de reservas del Proyecto Acuatitla arrojó los siguientes datos:

Tonelaje = 846000.0 toneladas de carbonatos de manganeso.

Ley promedio = 27% Mn CO₃.

Extensión vertical = 85.0 metros (Cotas 950.0 a 1025.0)

Extensión horizontal = 350.0 metros (paralelo 1700 a - paralelo 1350).

C A P I T U L O I I I

SISTEMA DE MINADO, CORTE Y RELLENO CON TEPETATE

III.1 INTRODUCCION:

El yacimiento manganesífero es un anticlinal asimétrico de 24.0 metros de espesor, de los cuales solamente 8.0 metros son económicamente explotables, ya que dicho yacimiento fue depositado en forma sedimentaria y los valores altos de manganeso se localizan en la parte inferior de éste.

La explotación del yacimiento se lleva a cabo con dos sistemas de minado, siendo éstos:

1.- Tumba por subniveles con hundimiento retrasado.

El sistema consiste en colar subniveles sobre mineral, siguiendo el rumbo del manto hasta sus límites económicos en sentido horizontal, teniendo una separación vertical entre subniveles de 12.0 metros y una sección de obra de 4.50 x 3.50 metros.

Las obras principales consisten en el culete de subniveles, rampas de servicio a los subniveles, coladas al - bajo del manto, cruceros de carga para efectuar maniobras de carga de Camiones y contrapozos Robbins coladas al bajo del manto para establecer los circuitos de ventilación entre los subniveles.

Concluida la etapa de preparación de un subnivel se - procede a efectuar la barrenación para tumba, consis-

tente en dar barrenos de cabeza en forma de abanico entre subnivel y subnivel, abarcando la zona de mineral existente entre ellos. Las plantillas de barrenación son proyectadas de tal forma, que deberá quedar un pilar de 2.0 metros entre el límite de la barrenación y el piso del subnivel superior (Fig. 3.1). El pilar que se deja representa reservas y no es conveniente que sobrepase el rango de 20% como máximo del abanico a disparar, ya que esta pérdida más la pérdida por proyección y el proceso de beneficio en caso de que conjuntamente representen más del 40%, tienden a hacer el sistema de minado incoasteable.

La etapa de tumba consiste en la voladura de los abanicos barrenados, iniciándose en los extremos de los subniveles punto en el que se proyecta "La ranura" con el objeto de proporcionar la cara libre de los abanicos a explotar. El tumba se efectúa en retroceso, para que cuando el pilar proyectado ceda ante las fuerzas que actúan sobre éste, el material que se hunda vaya rellenando los huecos originados por la explotación del mineral, evitando de esta forma dejar huecos que podrían generar inestabilidad para las obras inferiores (Fig. 3.1). La recuperación minera que se tiene con este sistema de minado es del 71%. Siendo el 29% el que se pierde por concepto de pilares, proyecciones, hundimientos prematuros y condiciones estructurales del man to.

2.- Corte y relleno con tepetate.

Este sistema de minado se emplea en la explotación del bloque 1035-1163. El sistema consiste en colar en toda

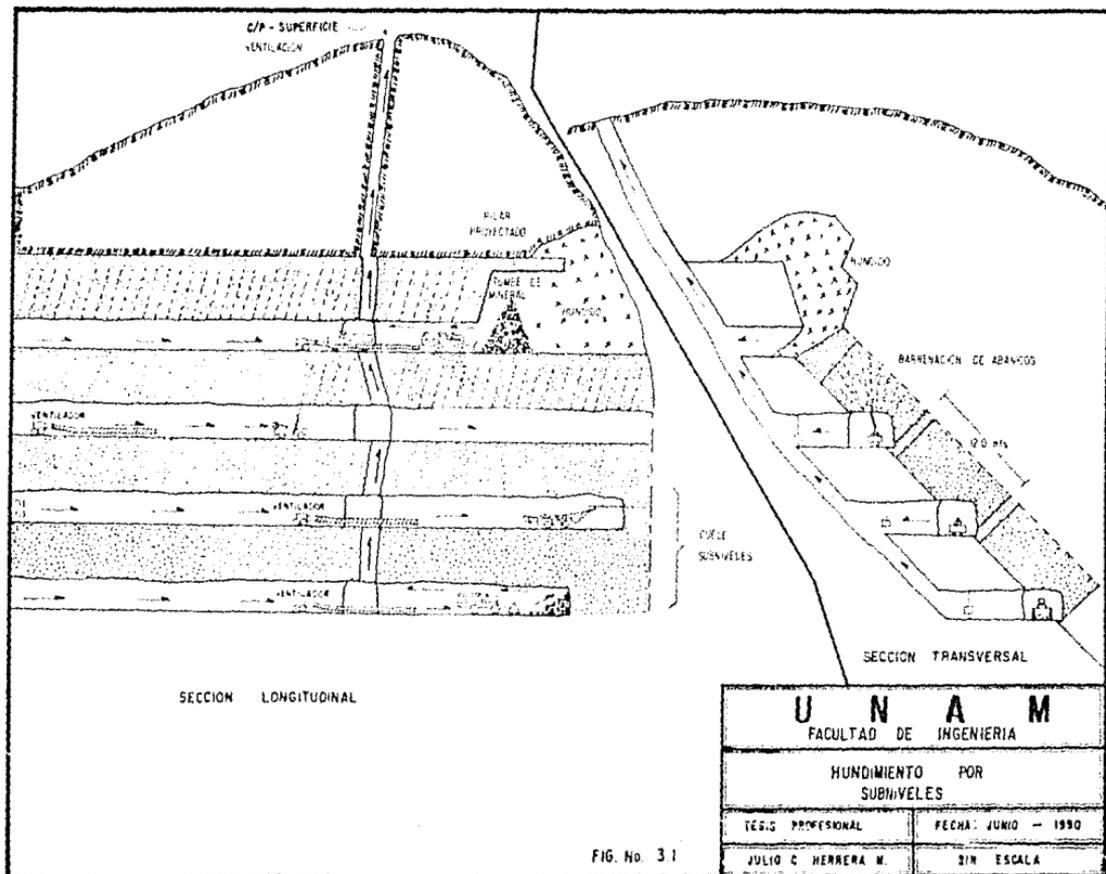


FIG. No. 31

| | |
|--------------------------|---------------------|
| U N A M | |
| FACULTAD DE INGENIERIA | |
| HUNDIMIENTO POR SUBVELES | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA: JUNIO - 1990 |
| JULIO C HERRERA M. | SIN ESCALA |

la longitud del manto frentes de exploración, con el objeto de formar el "Sill" a partir del cual se iniciará la explotación del bloque, simultáneamente al cuele de las frentes de exploración, son coladas las obras de preparación que incluyen:

- a) Contrafrente general de acarreo, colada al alto del flanco "NE".
- b) Rampa de servicios, colada al alto del flanco "SW".
- c) Cruceros de acceso entre flancos.
- d) Contrapozos Robbins.

Concluido el cuele de las frentes de exploración y de las obras de preparación, se inicia la etapa de barrenación para tumba, para lo cual se proyectan cortes de 4.0 metros de altura y la barrenación se realiza en forma de abanicos, teniendo una separación entre abanicos de 2.0 metros en sentido horizontal. Los rebajes se han dividido en tres zonas, con el objeto de establecer el ciclo de operación barrenación-tumba-relleno. A medida que el tumba de mineral avanza, el acceso a los rebajes se realiza a través de la ramoa de servicios, que ha sido proyectada para tal efecto (Fig. 3.2).

El rezagado del mineral tumbado se efectúa con Cargadores frontales de bajo perfil hacia los contrapozos Robbins metaleros, por medio de los cuales el mineral es chorreado hasta la contrafrente general de acarreo, donde el mineral se extrae hasta los almacenes de mineral en superficie, con el empleo de Camiones de bajo perfil.

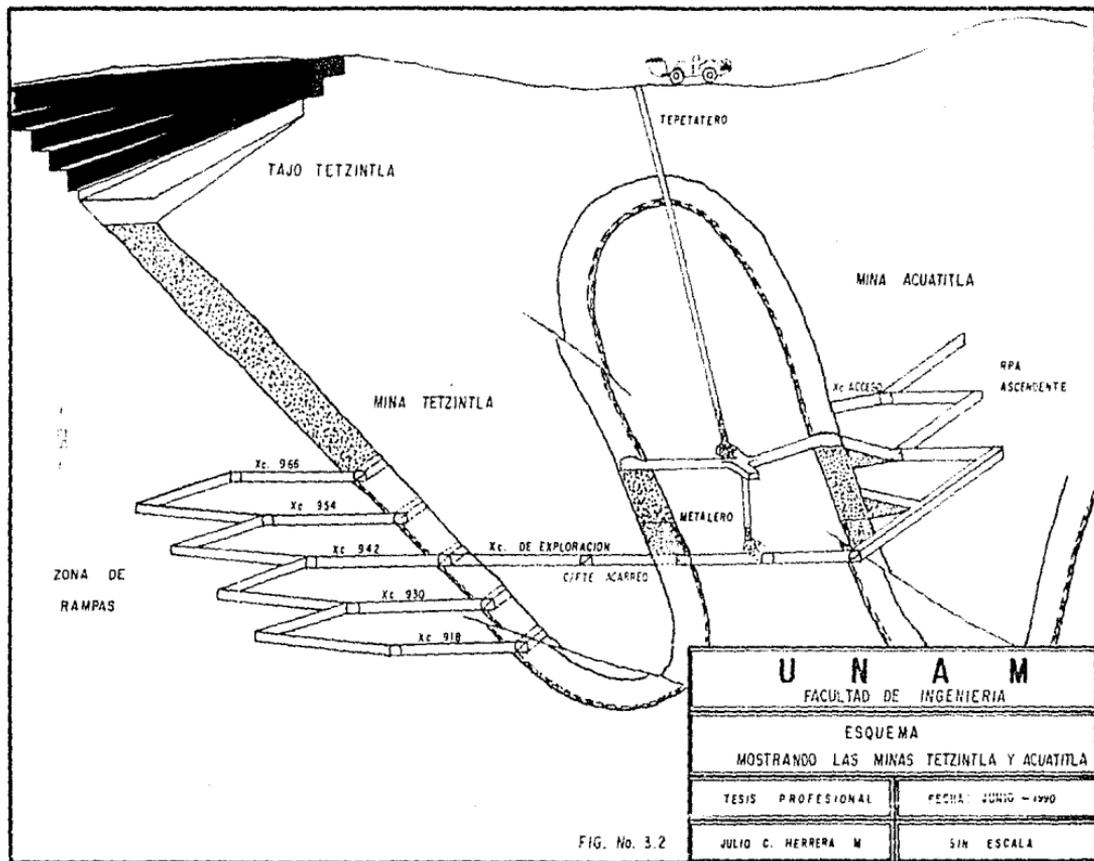


FIG. No. 3.2

| | |
|---|---------------------|
| U N A M | |
| FACULTAD DE INGENIERIA | |
| ESQUEMA | |
| MOSTRANDO LAS MINAS TETZINTLA Y ACUATITLA | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA: JUNIO - 1990 |
| JULIO C. HERRERA M | SIN ESCALA |

El material para el relleno de los huecos generados por el tumbe del mineral, se proporciona de los tiraderos localizados en superficie, éste es chorreado por contrapozos Robbins ubicados estratégicamente en el interior de los rebajes, de donde el material estéril se rezaga a las diferentes zonas de los rebajes.

III.2 ANTECEDENTES DEL PROYECTO ACUATITLA BLOQUE 950-1035.

El bloque de mineral 950-1035 que se explotará con el sistema de corte y relleno con tepetate, se ubica al alto de lo que es la Mina Tetzintla y es un plegamiento del mismo manto, formando un anticlinal en el que se originan dos flancos ("NE" y "SW").

El sistema de minado, Corte y Relleno con Tepetate fue seleccionado después de hacer un estudio comparativo del costo por tonelada extraída, recuperación minera y condiciones geológico-estructurales del yacimiento, entre los sistemas de "Tumbe por Subniveles con Hundimiento Retrasado y Corte y Relleno Hidráulico". Del estudio comparativo se concluyó que el sistema de minado que presentaba mayores ventajas era el de Corte y Relleno con Tepetate, sistema que por su versatilidad es altamente productivo y mecanizado, entre las ventajas más significativas de este sistema de minado se encuentran:

- 1) El sistema de corte y relleno con tepetate puede ser utilizado en la explotación del yacimiento Acuatitla en donde las condiciones geológico-estructurales, no permiten tener una obra abierta por largos

periodos de tiempo, como lo requiere el sistema de hundimiento por subniveles, ya que al término del - cuele del "Sill" las etapas de barrenación y tumbe se realizan en un corto periodo de tiempo y el material que se utiliza para el relleno de los huecos - originados por el tumbe de mineral, porporcionan el soporte de las tablas y techo del rabaje para conservar la estabilidad de este.

- 2) Del estudio comparativo de costos, se determinó que el sistema de corte y relleno con tepetate tiene mayor costo por tonelada extraída que el sistema de - tumbe por subniveles, sin embargo las condiciones - geológico-estructurales no hace aplicable el sistema de tumbe por subniveles al yacimiento de acuatita. Aunado a lo anterior la recuperación minera - del sistema de corte y relleno con tepetate es mayor que en el tumbe por subniveles, permitiendo de esta forma un aprovechamiento integral del yacimiento.
- 3) Al ejercer un control sistemático de los ciclos de operación la productividad del sistema corte y relleno con tepetate puede llegar a ser mayor que el tumbe por subniveles.
- 4) La inversión por concepto de infraestructura que requiere este sistema de minado es menor a la que requiere el sistema de corte y relleno hidráulico.
- 5) El material que se utilizará para el relleno en este sistema, ya se encuentra disponible en los tiraderos del área "San Fernando", a diferencia del sis

tema de corte y relleno hidráulico, en el que el material a utilizar tendría que ser triturado y cribado. Adicionalmente a lo anterior el material estéril que se encuentra en los alrededores del área del proyecto, representa un serio problema para el relleno hidráulico, ya que por ser de origen sedimentario se genera una gran cantidad de finos y lamas en el proceso de triturado, cribado y transporte hidráulico, que tendría una influencia negativa en el relleno de los rebajes pues el asentamiento de las partículas en suspensión sería muy lento, retrasando de esta forma los ciclos de operación.

A continuación se presenta la tabla comparativa, en la que se incluyen los factores que se consideraron más importantes para la selección del sistema de explotación del bloque Acuatitla 950-1025.

| <u>SISTEMA DE MINADO</u> | <u>COSTO/TON</u> | <u>REC. MENBRA</u> | <u>CONDICIONES GEOLOGICO ESTRUCTURALES</u> |
|--------------------------------------|------------------|--------------------|--|
| Trabe por Subt. con liad. retrasado. | 3.57 Dolares | 71 % | No aplicable. |
| Corte y relleno con tepetate. | 2.83 Dolares | 92 % | Aplicable. |
| Corte y relleno hidráulico | 4.01 Dolares | 92 % | Aplicable. |

III.2 CALCULO DE LA VIDA DEL PROYECTO Y RITMO DE EXPLOTACION.

En teoría es posible calcular un ritmo de extracción óptimo de un cuerpo mineral, este acercamiento demanda un conocimiento preciso del tonelaje total y sus leyes secuenciales (Incluyendo los efectos de variar la ley mínima económica) y de todos los costos y precios de -

los minerales a través de la vida proyectada.

En la vida real, los ritmos de producción están fuertemente limitados o influenciados por problemas prácticos, siendo algunos de éstos: El espacio de trabajo, ritmo de profundización promedio, condiciones geológico-estructurales, precios de mercado, etc. En minas subterráneas el ritmo de explotación tiende a variar en función del volumen de reservas. Se puede esperar una relación empírica para grupos de cuerpos minerales formados más o menos similarmente.

Hugh K. Taylor, ha identificado esa relación en muchos proyectos (tanto en operación como en proyecto) de un rango de tamaño muy amplio y de todas las formas de cuerpo mineral. Para los cuales se tenían conocidas de una manera razonable, sus reservas.

Taylor desarrolló la "Regla de Taylor" que establece:

$$\text{Duración del proyecto} = 6.5 \sqrt[4]{\text{Toneladas minables en millones}}$$

Con base en la "Regla de Taylor" se calculará la duración del proyecto de minado del bloque Acuatitla 950-1035, que tiene un volumen de reservas de 846,000.0 toneladas de carbonatos de manganeso.

1 North West Mining Association 1978 Mineral Industry Cost, Mine Valuation and Feasibility Studies, P. 6.

DATOS:

Toneladas minables ($MnCO_3$) = 846,000.0 toneladas.

Ley de Mn insitu = 27%.

Sustituyendo datos en la fórmula de Taylor se tiene:

$$\text{Duración del proyecto} = 6.5 \sqrt[4]{\frac{0.846 \text{ millones}}{\text{de toneladas}}}$$

Duración del proyecto = 6 años.

Con base en el cálculo de la duración del proyecto de acuerdo con la "Regla de Taylor", el tonelaje óptimo a producir por año será:

DATOS:

Duración del proyecto = 6 años.

Toneladas minables = 846,000.0 toneladas.

Sustituyendo valores en la siguiente fórmula, se tiene:

$$\begin{aligned} \text{Tonelaje óptimo} &= \frac{\text{Toneladas minables}}{\text{Duración del proyecto}} \\ &= \frac{846,000.0 \text{ toneladas}}{6 \text{ años}} \end{aligned}$$

Tonelaje óptimo = 141,000.0 Ton./año.

III.4 DESCRIPCIÓN GENERAL DEL PROYECTO ACUATITLA BLOQUE 950-1035.

El proyecto Acuatitla contempla la explotación del an-

ticlinal asimétrico que se localiza al SW de la Mina - Tetzintla. El bloque a minar se ubica entre los paralelos 1750 a 1300, cota 950.0 a 1035.0 metros (S.N.M.) con 846, 000.0 toneladas minables de carbonatos de manganeso ($MnCO_3$).

Para el desplante inicial de los rebajes, será necesario colar frentes de exploración sobre mineral en los flancos "NE" y "SW" del anticlinal en la cota 950.0 metros, la longitud de estas frentes será de 250.0 metros y 300.0 metros respectivamente. Con objeto de tener acceso entre flancos, se colarán tres cruceros distribuidos estratégicamente.

Debido a la cercanía entre flancos "SW" y "NE" del yacimiento, se ha proyectado colar una rampa lineal con pendiente del 12% positiva, para proporcionar el acceso y servicios necesarios al interior de los rebajes, esta rampa quedará localizada al alto del flanco "SW".

Se colará una contrafrente al alto del flanco "NE" en la cota 950.0 metros (S.N.M.). A esta obra se comunicarán los contrapozos metaleros, tepatateros y de ventilación requeridos por el sistema de minado. El objetivo de esta obra es que en un punto estratégicamente ubicado, se concentre la extracción del mineral, evitando de esta forma la pérdida de tiempo por tránsito del equipo.

El desagüe de los rebajes se hará por medio de los contrapozos Robbins hacia la contrafrente general de acarreo. La dirección del desagüe será de Sur a Norte - aprovechando las pendientes de las obras proyectadas.

La ventilación se efectuará por medio de contrapozos - Robbins ubicados en los extremos Norte y Sur del bloque.

El minado del bloque comprende la barrenación en forma de abanico y el tumba de éstos. El rezagado del mineral se efectuará del interior de los rebajos a los contrapozos metaleros proyectados, de este punto el mineral será chorreado hasta la contrafrente general de acarreo, donde se instalarán tolvas para recibir el mineral y a la vez para cargar los Camiones que lleven el mineral hasta el sistema de acarreo general.

El acceso a los rebajos en cortes superiores al desplante, se realizará por medio de la rampa de servicios proyectada del nivel 950 al nivel 1030, ubicada al alto del flanco "SW". Desde la rampa se colarán cruceros al rebaje a cada 55.0 metros de distancia horizontal, estos comunicarán a diferentes elevaciones en el rebaje, pero siempre contando con dos accesos a un mismo nivel, con el propósito de hacer funcional el sistema.

El material de relleno se proporcionará de los tiraderos ubicados en superficie en el área de "San Fernando".

III.5 DISEÑO DEL PROYECTO:

III.5.1 OBRAS DE EXPLORACION.

Con base en la información proporcionada por el Departamento de Geología de la Unidad Molango, (Trazas del

manto, secciones transversales y longitudinales), el proyecto Acuatitla bloque 950-1035 se iniciará con el cuele de la frente de exploración flanco "NE" cota de rompimiento 950.0 M (S.N.M.) en los extremos Norte y Sur de dicho flanco. En el extremo Norte se iniciará el cuele a partir del paralelo 1740 hasta llegar al paralelo 1670 teniendo una sección de obra de 4.50 x 3.50 metros y pendiente de 0.5% positiva, continuando el cuele hacia el Sur con la misma sección pero cambiando la pendiente a 1.0% positiva hasta llegar al paralelo 1540 (Fig. 3.3). En el extremo Sur se iniciará el cuele en el paralelo 1430 cota 949.5 metros (S.N.M.) y pendiente de 2.0% positiva, comunicando las dos obras en el paralelo 1540.

El rompimiento de la frente de exploración flanco "SW" se hará en el paralelo 1540 cota 951.0 metros (S.N.M.) con sección de 4.50 x 3.50 metros y pendiente de 1% positiva con dirección al Sur (Fig. 3.3). Para ventilar las obras de exploración, estas deberán ser comunicadas a los contrapozos Robbins de ventilación proyectados en los extremos Norte y Sur del bloque.

La plantilla de barrenación que se utilizará para el cuele de las obras se muestra en la Fig. 3.4, la cual consta de 34 barrenos, teniendo una longitud de barrenación de 2.0 metros y diámetro de 1 7/8".

En el año "0" de la vida del proyecto se realizará el cuele de las frentes de exploración, para lo cual se requerirá del personal y equipo siguiente:

- Metros lineales frentes de exploración = 670.0 mts.

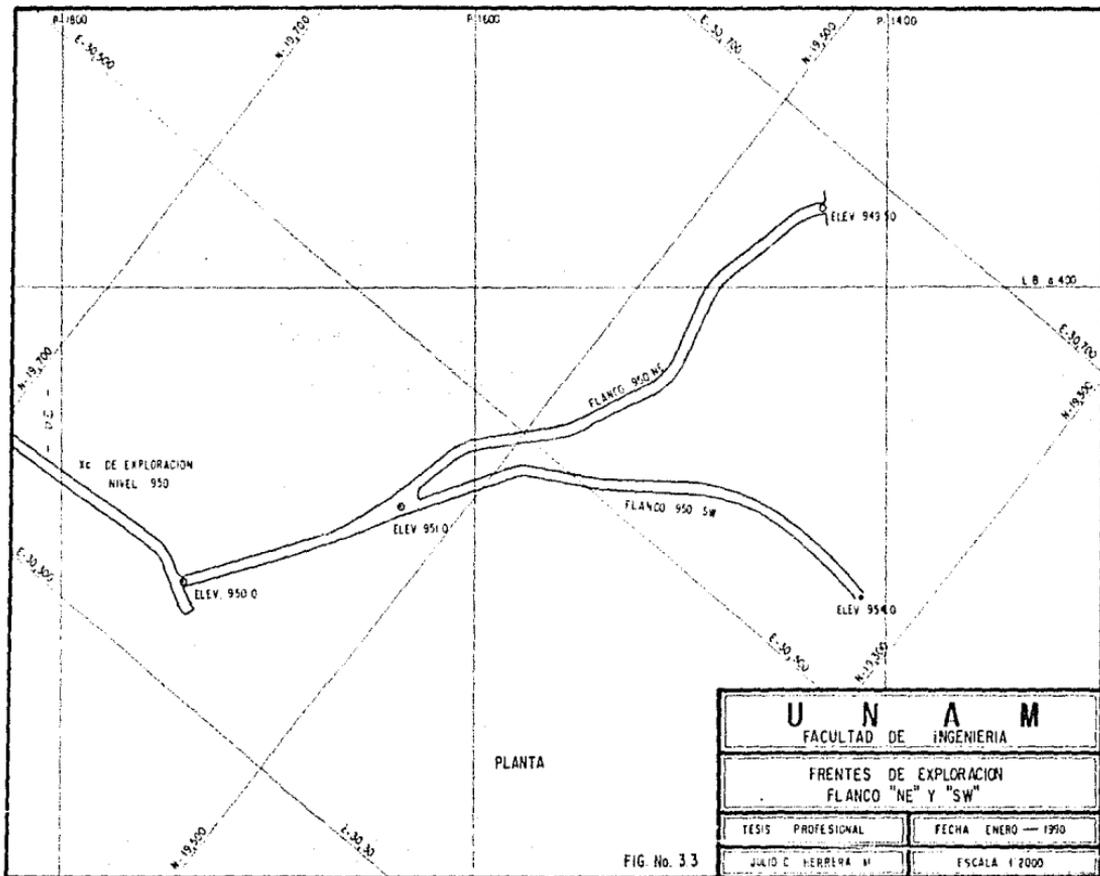


FIG No. 33

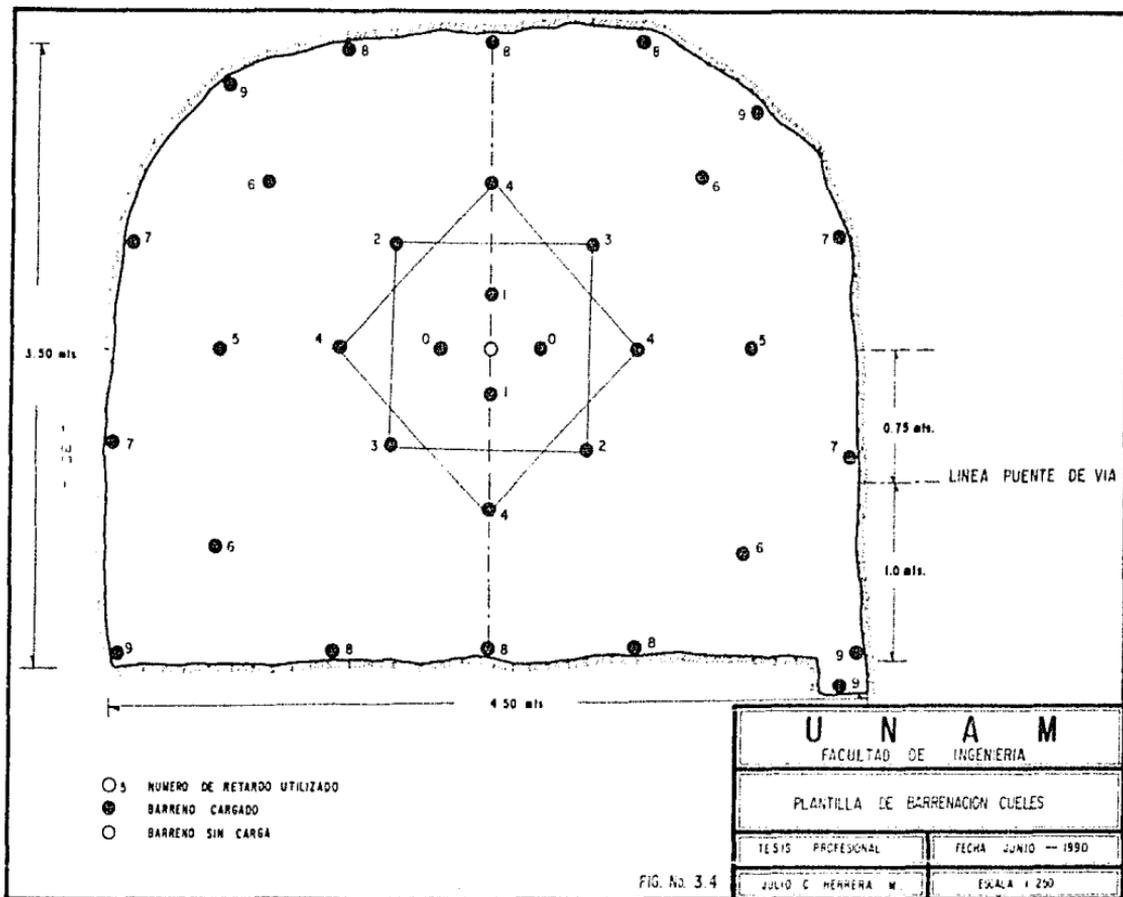


FIG. No. 3.4

- Máquinas necesarias barrenación = 1 Jumbo Tamrock Minimatic - H eléctrico de 1 brazo y autopropulsado - con motor diesel.
- Máquinas necesarias voladuras = 1 Camión Utility Getman A 64- Anfo (Cargador de explosivos).
- Máquinas necesarias de rezagado = 1 Cargador Wagner ST-58 con cucharón de 5 Yd³ de capacidad.
- Máquinas necesarias acarreo = 2 Camiones Wagner - MT-452-20 de bajo perfil con capacidad de 25 toneladas.
- Personal requerido por turno:
 - 1 Operador de 12.
 - 1 Operador de voladuras.
 - 3 Operadores de vehículo pesado.
 - 2 Ayudante General.
- Turnos a trabajar = 3 turnos.

III.5.2 OBRAS DE PREPARACION.

Tomando como base, que de una planeación eficaz de las obras de preparación a color, depende el buen funcionamiento de un sistema de minado, se han proyectado las obras requeridas para preparar el bloque Acuatitla - 950-1035.

Se colocará una contrafrente general de acarreo al alto de la frente 950 "SW", teniendo una longitud total de 540.0 metros (Fig. 3.5) y sección de 4.50 x 3.50 metros. El rompimiento de esta obra se realizará en el paralelo 1760 cota 950.0 metros (S.N.M.) con pendiente de 1% positiva con dirección al Sur. En el paralelo 1510 cota 952.0 metros (S.N.M) la contrafrente se -

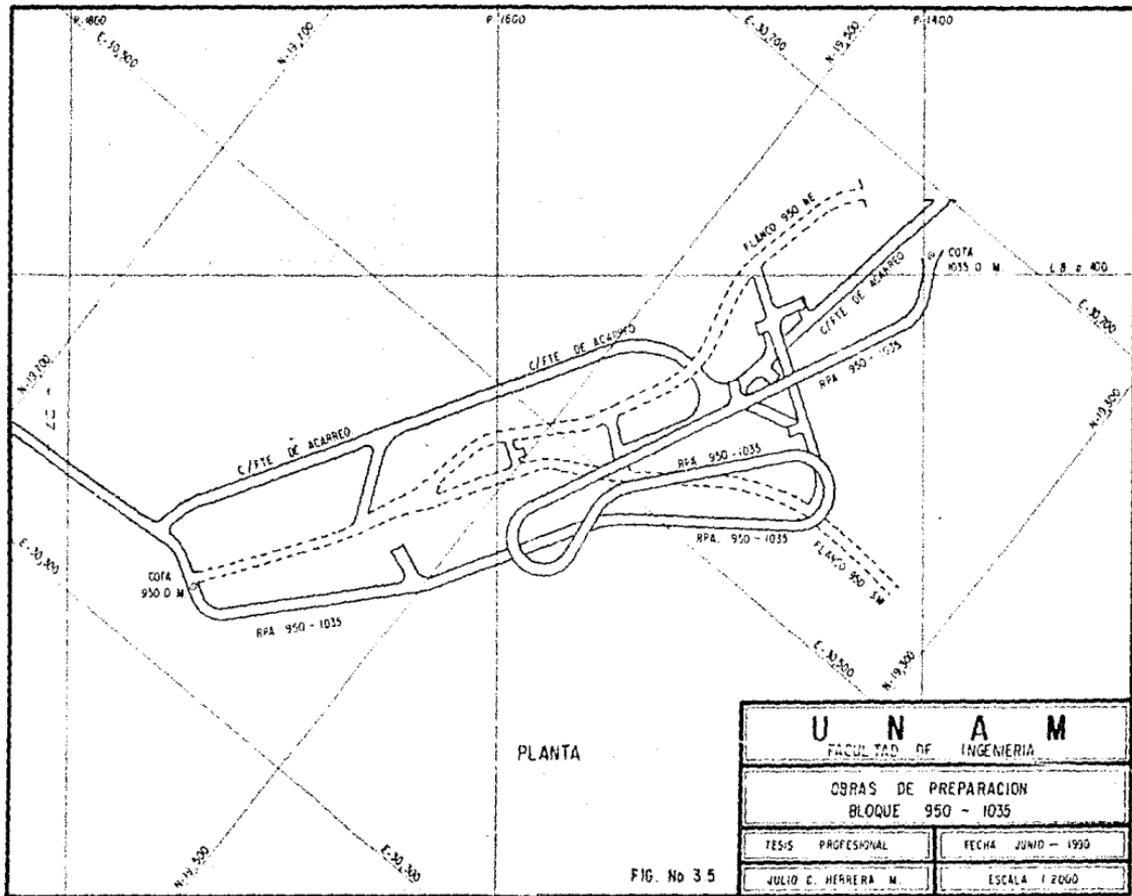


FIG. No 3 5

comunicará con la frente de exploración 950 "NE" y continuará colándose la contrafrente al centro de los - - flancos 950 "NE" y "SW" hasta el paralelo 1400 cota - 953.60 metros (S.N.M.). A partir del paralelo 1500 cota 952.60 metros (S.N.M.) se colarán cruceros para recibir los contrapozos Robbins proyectados.

Simultáneamente al cuele de la contrafrente general de acarreo, se realizará el cuele de una rampa de servicios ubicada al alto del flanco 950 "SW", teniendo una longitud total de 700.0 metros y una pendiente proyectada de 12%. El rompimiento de esta obra se hará en el paralelo 1740 cota 950.0 metros (S.N.M.) y comunicará en el paralelo 1400 cota 1035 metros (S.N.M.) (Fig. 3.5). El objetivo de colar esta obra es el de proporcionar acceso a los rebajes a diferentes elevaciones, para lo cual se colarán cruceros de la rampa al flanco 950 "SW" con una distancia horizontal entre cruceros - de 55.0 metros. Estos cruceros se han proyectado de - tal forma que siempre existan dos accesos de la rampa a los rebajes a una misma elevación con objeto de hacer funcional el sistema de minado. Estos cruceros sumarán un total de 210.0 metros a colar.

A medida que el cuele de las frentes de exploración - avance, los cruceros que comunicarán a los flancos 950 "NE" y "SW" podrán ser colados y quedarán ubicados en el paralelo 1540 y paralelo 1610, el objetivo de estos cruceros es el de recibir los contrapozos Robbins proyectados y ventilar de esta forma los topes de las frentes de exploración y que posteriormente servirán para el chorreadero de mineral y tepetate. La longitud a - colar en estos cruceros será de 20.0 mts. y 15.0 mts. respectivamente.

En el paralelo 1480 Flanco 950 "NE" y paralelo 1460 - Flanco 950 "SW", se colará una rampa de 120.0 metros de longitud y pendiente de 12% positiva, que comunicará entre sí a los dos flancos (Fig. 3.6). El cuele de esta obra se iniciará en ambos flancos del manto en la cota 956.0 metros (S.N.M.) quedando su elevación máxima en la cota 964.0 metros (S.N.M.) y distancia de la línea base de 560.0 metros.

El personal y equipo que colará las obras de exploración será el mismo que colará las obras de preparación.

III.5.3 CONTRAPOZOS ROBBINS.

En la Figs. 3.7 y 3.8 se presenta la distribución de los contrapozos Robbins proyectados, que tendrán la función de metaleros, tepetateros y ventilación.

La distribución de estos contrapozos se ha planeado de tal forma que permita su máximo aprovechamiento y garantice la continuidad de los contrapozos tepetateros hacia los bloques inferiores.

El punto de llegada de los contrapozos Robbins será la contrafrente general de acarreo, para lo cual en esta obra se han proyectado los cruceros en donde serán recibidos los contrapozos.

Como se podrá observar en la Fig. 3.5, la idea fundamental del proyecto es concentrar en un punto estratégicamente ubicado al centro de los dos flancos del manto, la extracción del mineral, evitando tener disten-

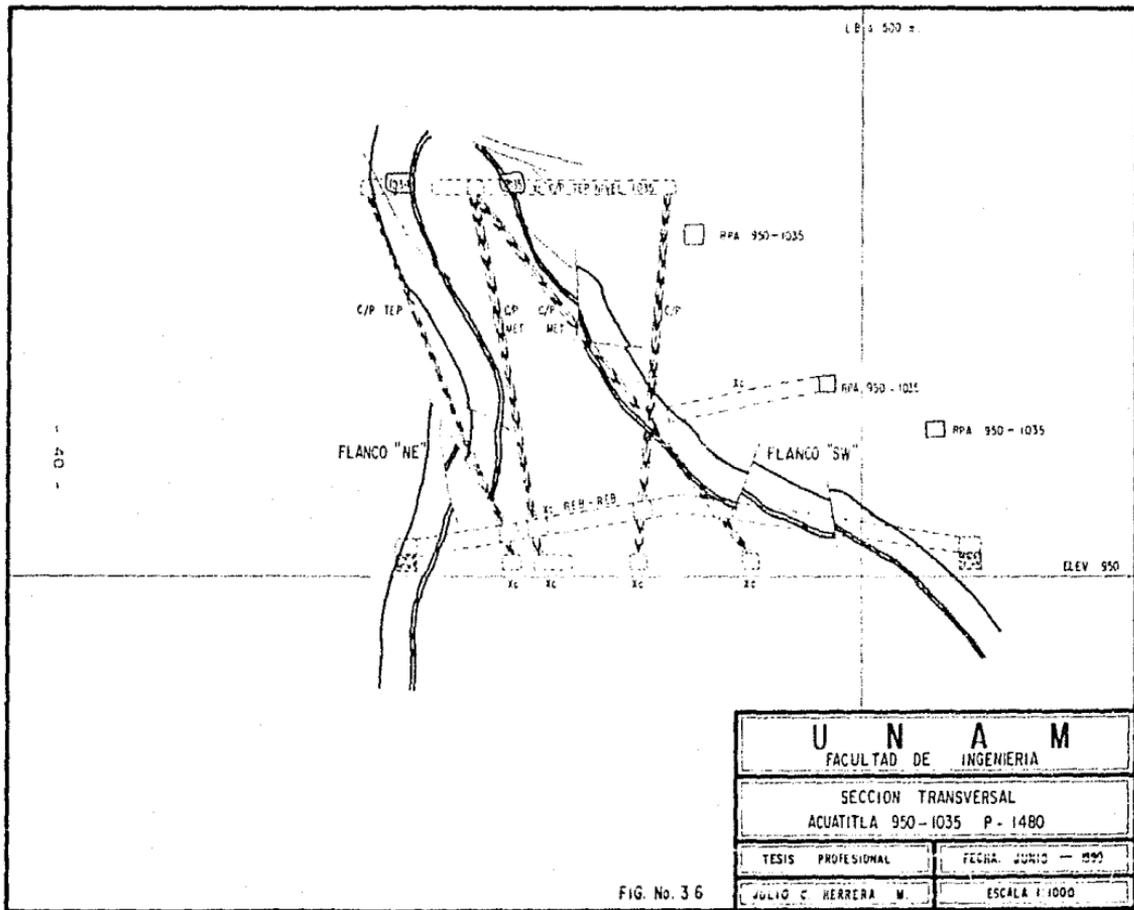


FIG. No. 36

| | |
|--|---------------------|
| U N A M FACULTAD DE INGENIERIA | |
| SECCION TRANSVERSAL ACUATITLA 950 - 1035 P - 1480 | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA: JUNIO - 1990 |
| JULIO C HERRERA M. | ESCALA 1:1000 |

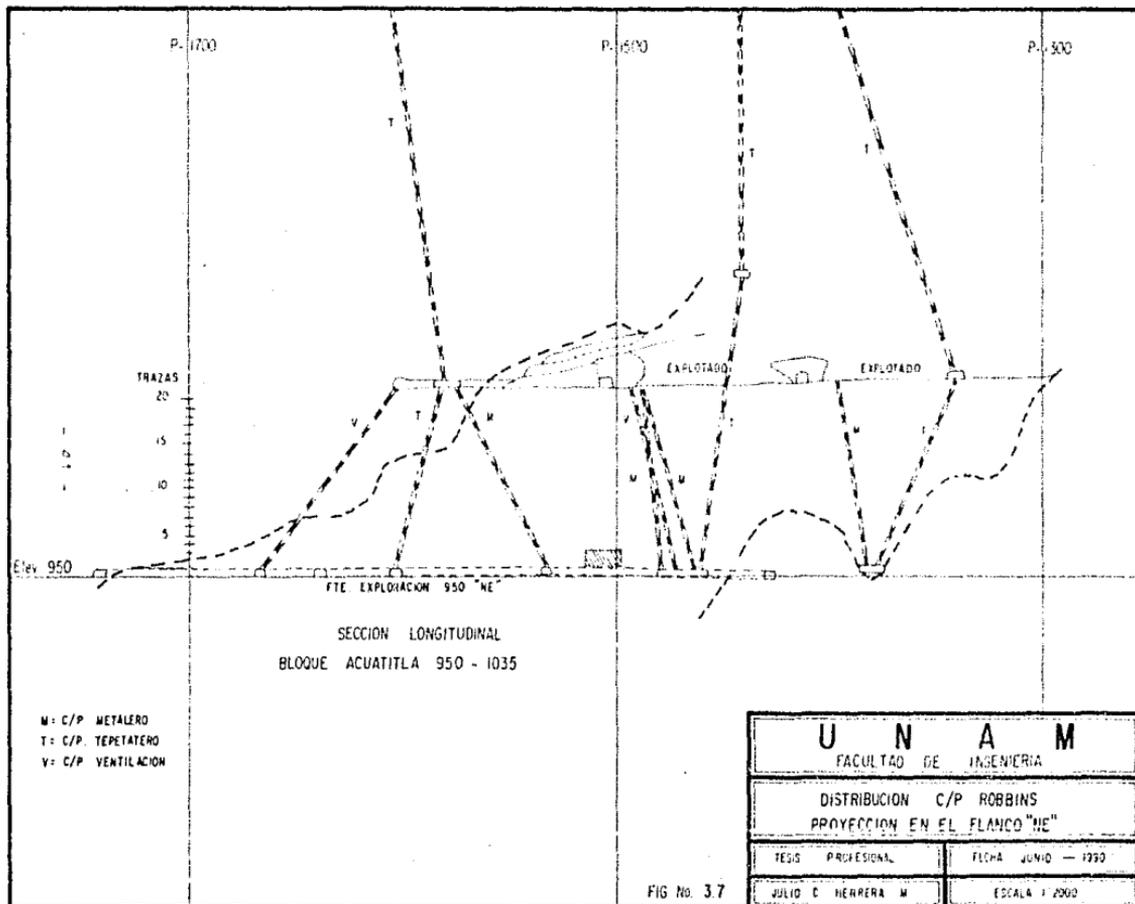


FIG No. 3.7

cias de rezagado superiores a las recomendadas por los fabricantes de equipo. Por lo que la distribución planeada para el cuello de los contrapozos Robbins cumple con el objetivo señalado.

En los años 0 y 1 de la vida del proyecto se rimerán - 1020.0 metros de contrapozos Robbins. Quedando distribuidos de la siguiente forma:

| | |
|-----------------|---------------|
| C/P Metaleros | = 370 metros. |
| C/P Tepetateros | = 470 metros. |
| C/P Ventilación | = 190 metros. |

El personal y equipo que se requerirá para el rimado de los contrapozos Robbins, es el siguiente:

- Máquina contrapocera Robbins 71 R.
- Compresor Gardner Denver de 900 PCM.
- Transformador PEMCO 2200/440.
- Bomba hidráulica de 60 H.P. centrífuga de dos impulsores.
- Cargador Wagner ST-5B con cucharón de 5 Yd³ de capacidad.
- Personal requerido por turno:
 - 1 Operador de Máquina Contrapocera.
 - 2 Ayudantes Generales.
- Turnos a trabajar: 3 turnos.

III.5.4. BARRENACION DE ABANICOS.

La barrenación para el tumbe de mineral en el interior

de los rebajes se hará en forma de abanico, con altura de corte de 4.0 metros y a toda la potencia del manto. Los flancos 950 "NE" y "SW" serán divididos en 3 zonas cada uno, con el objetivo de disponer del mayor número de rebajes, ya que este tipo de barrenación requiere - disponibilidad del rebaje hasta que se concluya esta - actividad, para el posterior tumbé de mineral. Mientras tanto, se tendrán los suficientes rebajes en etapa de tumbé para cumplir con las cuotas de producción.

En procedimiento para el diseño y barrenación en forma de abanico, es el siguiente:

- 1.- Levantamiento topográfico del rebaje.
- 2.- Dibujo de secciones transversales a cada 2.0 mts.
- 3.- Cálculo de elevaciones del piso de los rebajes.
- 4.- El departamento de Geología dibujará las trazas - del manto en las secciones transversales.
- 5.- El Departamento de Ingeniería proyectará la plantilla de barrenación con las bases siguientes - (Fig. 3.9):
 - a) Altura de corte = 4.0 metros.
 - b) Espaciamiento entre abanicos = 2.0 metros.
 - c) Inclinación de los abanicos = 75°.
 - d) Diámetro de barrenación = 2 1/4".
- 6.- Se marcarán los abanicos en el interior de los re bajes.

Concluido el marcaje de los abanicos en el rebaje, se procederá a la barrenación de los abanicos, para lo - cual se utilizará un equipo Fan-Drill Tamrock Minima-tic-H.

REBAJE 950 F. - NE
 No. ABANICO 187
 INCLINACION 75 - NW
 No. BARRENOS 14
 MTS. BARRENAR 57.0
 TONS. A REZAGAR 300.0

ESCALA 1:100

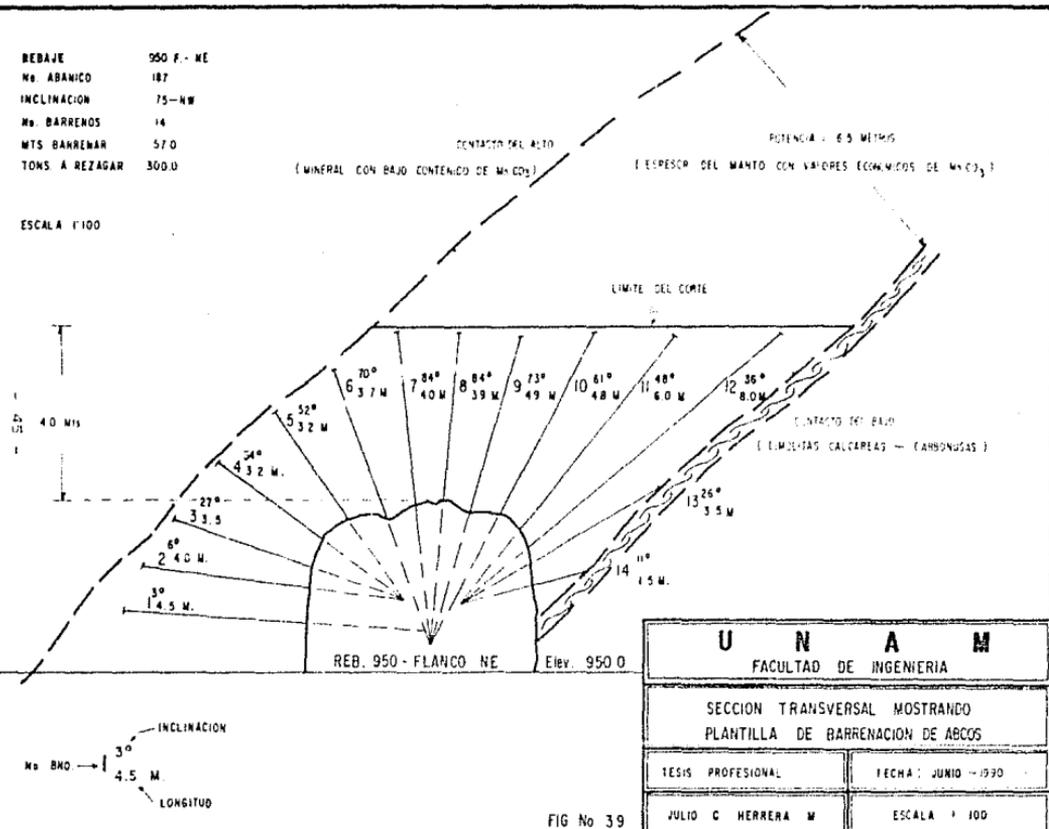


FIG No 39

| | |
|--|---------------------|
| U N A M | |
| FACULTAD DE INGENIERIA | |
| SECCION TRANSVERSAL MOSTRANDO PLANTILLA DE BARRENACION DE ABCOS | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA: JUNIO - 1930 |
| JULIO C HERRERA M | ESCALA 1:100 |

El personal que se requerirá por turno para efectuar -
la barrenación será:

- 1 Operador de 1a.
- 1 Ayudante general.

Es importante mencionar que en los primeros dos cortes del bloque, quedarán zonas sin barrenar ubicadas en - los paralelos 1390 al paralelo 1410 y paralelo 1500 al paralelo 1520, estas zonas servirán para formar los pilares que protegerán a la contrafrente general de acarreo en el punto en que ésta intersecta con la frente de exploración 900 "NE".

Para explotar las 846,000.0 toneladas de carbonatos de manganeso será necesario barrenar en forma de abanico:

Toneladas a extraer = 846,000.0 toneladas.

Toneladas/M.L. Barrenado = 6.0 toneladas/M.L.

$$\begin{aligned} \text{Metros lineales a barrenar} &= \frac{\text{Toneladas a extraer}}{\text{Toneladas a tumbar/M.L. Barrenado}} \\ &= \frac{846,000 \text{ Toneladas}}{6.0 \text{ Toneladas / M.L.}} \end{aligned}$$

Metros lineales a barrenar = 141,000.0 metros.

III.5.5. TUMBE DE MINERAL.

El tumba de mineral consistirá en explotar a partir - del "Sill" (Frentes de Exploración) cortes de 4.0 metros de altura dejando sin explotar las zonas donde se han proyectado los pilares que protegerán las obras - que se requiere sean permanentes. La voladura de los

abánicos se iniciará en el extremo donde se haya proyectado la "Ranura", que proporcionará la cara libre - necesaria para la voladura.

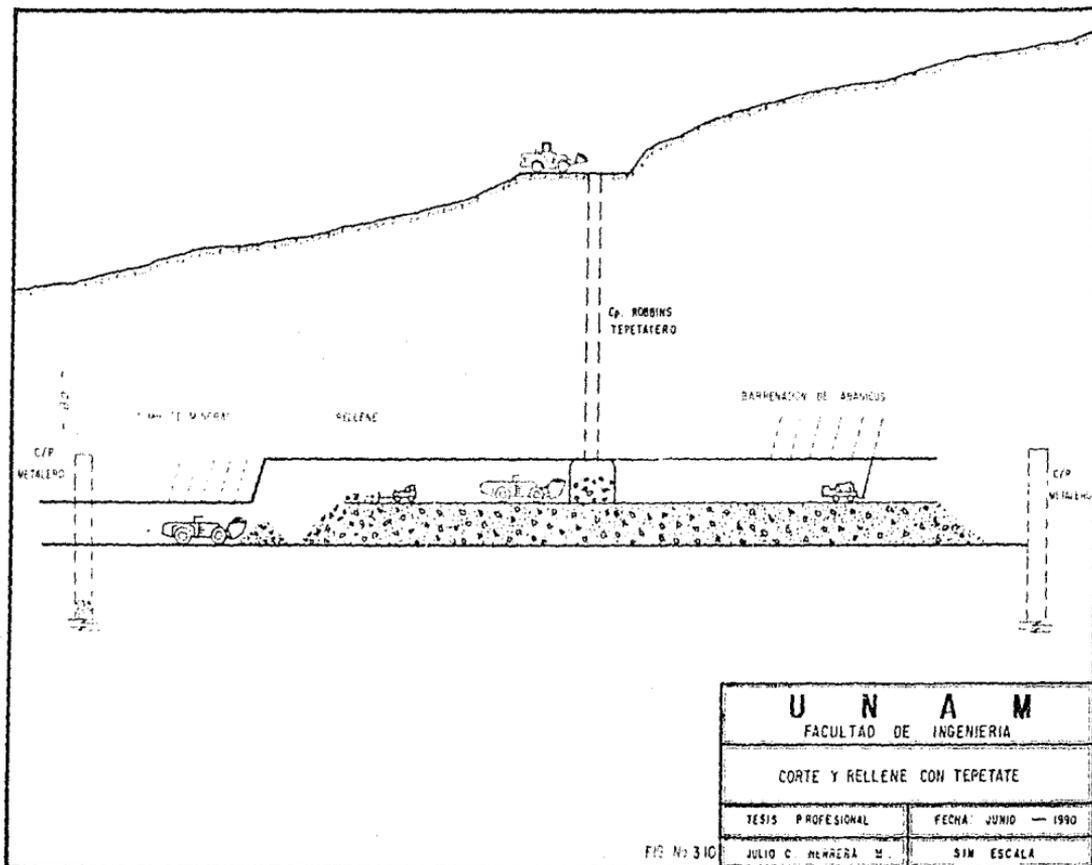
De acuerdo con el diseño de las plantillas de barranación, la explotación de las diferentes zonas en que han sido divididos los dos flancos del manto, se llevará a cabo como a continuación se indica (Fig. 3.10):

- 1.- Reb. 950 NE Sur: Explotación de Sur a Norte (paralelo 1400 a paralelo 1500).
- 2.- Reb. 950 NE Centro Sur: Explotación de Norte a Sur (paralelo 1500 a paralelo 1550).
- 3.- Reb. 950 NE Centro Norte: Explotación de Sur a Norte (paralelo 1550 a paralelo 1600).
- 4.- Reb. 950 NE Norte: Explotación de Norte a Sur (paralelo 1600 a paralelo 1730).

El flanco 950 SW tendrá la misma secuencia de disparo que en el flanco 950 "NE".

El tonelaje a tumbar por día, de acuerdo al cálculo del tonelaje óptimo según "La regla de Taylor" será:

- Reservas minables bloque Acuatitla 950-1035 = 846,000.0 toneladas.
- Tonelaje a producir/Año según "Regla Taylor" = 141,000.0 toneladas/Año.
- Vida del proyecto según "Regla Taylor" = 6 años.
- Días hábiles/Año = 300 días/Año.



| | |
|------------------------------|---------------------|
| U N A M | |
| FACULTAD DE INGENIERIA | |
| CORTE Y RELLENO CON TEPETATE | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA: JUNIO — 1990 |
| JULIO C. HERRERA M. | SIN ESCALA |

FIG. No 310

$$\begin{aligned} \text{Toneladas a tumbar/Día} &= \frac{\text{Toneladas a producir/Año}}{\text{Días hábiles / Año.}} \\ &= \frac{141,000.0 \text{ Toneladas/Año}}{300 \text{ días / Año.}} \end{aligned}$$

$$\text{Toneladas a tumbar/Día} = 470.0 \text{ Toneladas/Día.}$$

En la figura 2.9 se muestra la plantilla de barrenación promedio a utilizar para el tumba de mineral, de esta figura se han tomado los siguientes datos, para calcular el número de abanicos a tumbar por día:

- Metros lineales a barrenar = 60.0 metros.
- Toneladas a tumbar/M.L. Barrenado = 6.0 tons/M.L.
- Toneladas a disparar/Día = 300.0 toneladas.

$$\begin{aligned} \text{Abanicos a disparar/Día} &= \frac{\text{Toneladas a producir/Día}}{\text{Toneladas / Abanico.}} \\ &= \frac{470.0 \text{ Toneladas/Día.}}{300.0 \text{ Toneladas/Abanicos}} \end{aligned}$$

$$\text{Abanicos a disparar/Día} = 1.6 \text{ abanicos} \approx 2 \text{ Abanicos/Día.}$$

El personal y equipo que se requerirá para el tumba de mineral será:

- Camión Utility Getman A 64-Anfo (Cargador de Explosivos).
- Personal requerido por turno:
 - 1 Operador de Camión Voladuras.
 - 1 Ayudante General.
- Turnos a trabajar = 1 turno.

III.5.6. REZAGADO Y ACARREO.

El rezagado de mineral en el interior de los rebajes se efectuará con Cargadores Frontales de 5 Yd³ hacia los contrapozos Robbins metaleros proyectados en los paralelos 1570, 1458 y 1400 (Cota de rompimiento 1035.0 metros S.N.M.). El mineral será chorreado hasta los cruceros de extracción ubicados en la contrafrente general de acarreo (Paralelo 1500), donde los Camiones de bajo perfil serán cargados por medio de tolvas instaladas en los contrapozos Robbins metaleros y acarrearán el mineral hasta los almacenes en superficie.

El acceso a los rebajes se hará por los cruceros que se colarán de la rampa 950-1035 "SW". Se ha proyectado que estos cruceros estarán espaciados 55.0 metros longitudinales de tal forma que siempre se contará con dos accesos a los rebajes a una misma elevación, por lo que el equipo de rezagado tendrá gran versatilidad para realizar las maniobras que se requieran en las diferentes zonas de los rebajes.

En el diseño de las obras de preparación se proyectó el cuele de tres cruceros que comunicarán a los dos flancos del manto, estos permitirán el libre tránsito del equipo de rezagado, ya que a medida que avance el tumba de mineral en sentido ascendente, los cruceros se irán desbordando de cabeza, conservando la comunicación entre los dos flancos del manto.

A partir del año 1 de la vida del proyecto se iniciará la franca explotación del mineral minable en el bloque Acuatitla 950-1035, para lo cual será necesario contar

con el personal y equipo siguiente:

Para determinar la capacidad de rezagado, se utilizará la fórmula para calcular cualquier rango de producción, esta fórmula es usada por Wagner Mining Equipment Co.2

$$R = \frac{45 L}{t + (2D/16.67 S)}$$

DONDE:

- R = Rango de producción.
45 = Minutos de operación por hora en condiciones severas.
t* = Ciclo del tiempo de cargar y descargar.
L = Capacidad del cargador.
16.67 = Factor de conversión Km/Hr. a Mts./Min.
S = Promedio de velocidad estimado.
D = Viaje en un sentido representado por su distancia (2 D es un viaje redondo).

t* Wagner Co. tiene los valores.

TIEMPO MANIOBRAS DE CARGADO

| <u>CONDICIONES DE CARGADO</u> | <u>MINUTOS</u> |
|-------------------------------|----------------|
| Excelentes | 0.8 |
| Promedio | 1.1. |
| Severas | 1.4 |

Para el proyecto Acuatitla bloque 950-1035, de acuerdo al diseño del sistema de corte y relleno con tepetate, se tienen los siguientes datos:

2 Cálculo de Cargadores de bajo perfil. Wagner Mining Equipment Co. catálogo 1500 Pag. 35.

t = 1.4 Minutos.

L = 6.5 Toneladas.

S = 4.0 Kilómetros / Hora.

D = 100.0 Metros.

Sustituyendo datos en la fórmula de cálculo de rango - de producción se tiene:

$$R = \frac{45 \times 6.5}{1.4 \times 2(100) / 16.67(4)}$$
$$= \frac{292.50}{4.4}$$

R = 66.5 Toneladas / Hora.

Considerando que la productividad del Cargador a emplear en el proyecto será de 66.5 toneladas/Hora, el número de Cargadores y turnos necesarios a trabajar, será:

Toneladas a rezagar/Día = 470.0 toneladas.

Productividad del Cargador = 66.5 toneladas/Hora.

Horas efectivas/Turno = 6.0 horas.

Productividad Cargador/Turno = Productividad/Hora x 6 horas/Turno.

= 66.5 toneladas/Hora x 6 horas/Turno.

= 399.0 toneladas/Turno.

Turnos a trabajar = $\frac{\text{Toneladas a rezagar/Día}}{\text{Toneladas rezagadas/Turno.}}$

$$= \frac{470.0 \text{ Toneladas}}{399.0 \text{ Toneladas / Turno}}$$

$$= 1.2 \text{ Turnos} = 2 \text{ Turnos.}$$

De acuerdo a los cálculos realizados el personal y equipo requeridos para el rezagado son:

- 1 Cargador Wagner ST-5B con cucharón de 5 Yd³ de capacidad.
- 2 Operadores de vehículo pesado.

Para el cálculo del equipo requerido para el acarreo del mineral que se extraerá del bloque 950-1035 se utilizarán las fórmulas de cálculo de Camiones de Wagner Mining Equipment Co. 3.

$$\text{Viajes/Hora} = \frac{\text{Minutos efectivos de operación/Hora}}{\text{Tiempo/Ciclo en Min.}}$$

$$\text{Producción/Hora} = \text{Viajes/Hora} \times \text{capacidad Camión en toneladas.}$$

$$\text{No. de Camiones} = \frac{\text{Toneladas a acarrear/Hora}}{\text{Toneladas acarreadas/Hr/Camión.}}$$

DATOS:

Minutos efectivos de operación/Hora = 55 minutos.

Distancia ciclo = 3000 metros.

Velocidad promedio = 9 kilómetros / Hora.

3 Cálculo de Camiones de bajo perfil. Wagner Mining Equipment Co. Catálogo 1500 Pág. 37.

Toneladas a acarrear/Día = 470.0 toneladas.

Horas efectivas/Día = 12 horas.

Sustituyendo datos se tiene:

$$\begin{aligned} \text{Viajes/Hora} &= \frac{55 \text{ Minutos}}{3.0 \text{ kilómetros}} = 2.75 \\ &9.0 \text{ kilómetros/Hora} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Producción/Hora} &= 2.75 \text{ viajes/Hora} \times 25 \text{ tone-} \\ &\text{ladas} = 68.75 \text{ Tons/Hora.} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{No. de Camiones} &= \frac{39.17 \text{ Toneladas/Hora}}{68.75 \text{ Toneladas/Hora}} = 0.57 = \\ &1 \text{ Camión} \end{aligned}$$

De los cálculos anteriores se ha determinado que el equipo y personal requeridos para el acarreo de mineral para el proyecto Acuatitla 950-1035, será el siguiente:

- Camión Wagner MT-425-30 de bajo perfil con capacidad de 25.0 toneladas.
- 2 Operadores de vehículo pesado.
- Turnos a trabajar = 2 turnos.

III.5.7. RELLENO.

La actividad de rellenar con material estéril los huecos originados por el tumba de mineral en el interior de los rebajes, es quizá la actividad más importante en el sistema de corte y relleno con tepetate, ya que de no rellenarse dichos huecos, no podrán llevarse a -

cabo las actividades de barrenación y tumba del mineral; ya que el relleno además de proporcionar un piso de trabajo seguro, proporciona estabilidad a los respaldos del rebaje.

El material estéril que se utilizará para el relleno de los rebajes del bloque 950-1035, se obtendrá de los tiraderos de material estéril ubicados en el área "San Fernando", este material tiene una granulometría de 6" en promedio y será chorreado por medio de los contrapozos Robbins ubicados en los paralelos 1580 y paralelo 1450 cota de rompimiento 1035.0 metros, hasta los cruceros proyectados en la contrafrente general de acarreo y que comunican a las frentes de exploración que servirán como "Sill".

En el primer corte del Flanco 950 "NE" se requerirá formar dos rampas en el interior del rebaje a partir del paralelo 1500 hacia el Sur y Norte respectivamente. Lo anterior con objeto de ganar altura y formar el pilar de protección de la contrafrente general de acarreo en dicho paralelo. A partir del segundo corte no será necesario formar rampas en el interior de los rebajes.

El diseño de las obras de preparación y contrapozos Robbins, contempla que en el crucero que comunica a flancos 950 "NE" y "SW" en el paralelo 1480 se concentre el chorreadero de tepetate y de este punto con el uso de Cargadores frontales de 5 Yd^3 el material estéril sea distribuido a las diferentes zonas de los rebajes ciclándose esta actividad con la barrenación y tumba de mineral.

Para determinar la capacidad de relleno, en el interior de los rebajes se utilizará la fórmula siguiente:

$$R = \frac{45 L}{t + (20/16.67 S)}$$

DATOS:

t = 1.1 Minutos.

L = 6.5 Toneladas.

S = 4.0 Km/Hr.

D = 100.0 Metros.

Sustituyendo valores en la fórmula se tiene que:

$$R = \frac{45 \times 6.5}{1.1 \times 2(100) / 16.67(4)} = \frac{292.50}{1.10}$$

$$R = 71.3 \text{ Toneladas / Hora.}$$

Considerando que la productividad del Cargador a emplear en el proyecto será de 71.3 toneladas/Hora, el número de Cargadores y turnos necesarios a trabajar será:

$$\begin{aligned} \text{Metros cúbicos a rellenar/Día} &= \frac{\text{Ton. a producir/Día.}}{3.2 \text{ Ton./M}^3} \\ &= \frac{470.0 \text{ Ton./Día.}}{3.2 \text{ Ton./M}^3} \\ &= 147.0 \text{ Metros Cúbicos.} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Toneladas a rellenar/Día} &= 147.0 \text{ M}^3 \times 1.8 \text{ Ton./M}^3 \\ &= 265.0 \text{ Toneladas/Día -Material estéril-} \end{aligned}$$

DONDE:

3.2 Ton./M³ = Peso específico del MnCO₃ -In situ-

1.8 Ton./M³ = Peso específico material estéril -Consi-
derando el abudamiento-

Productividad Cargador/Turno = Productividad/Hora x 6
Horas/Turno.

= 71.3 Ton./Hora x 6
Hr./Turno.

= 427.80 Ton./Turno.

Turnos a trabajar = $\frac{\text{Toneladas a rellenar/Día.}}{\text{Cap. rellene/Cargador.}}$

= $\frac{265.0 \text{ Ton./Día.}}{427.8 \text{ Ton./Turno.}}$

= 0.62 = 1 Turno.

De acuerdo con los cálculos realizados el personal y -
equipo requeridos para el relleno son:

- Cargador frontal Wagner ST-58 con cucharón de 5 Yd³
de capacidad.
- Tractor Caterpillar D-3 (para compactación de pisos)
- 2 Operadores de vehículo pesado.

III.5.8. VENTILACION.

Para determinar el volumen de aire fresco en el inte-
rior de los rebajes, es necesario tomar en cuenta los

siguientes objetivos de la ventilación:

1. Introducir a los rebajes la cantidad necesaria de aire que se requiere.
2. Diluir los gases y polvos a porcentajes permisibles.
3. Proporcionar condiciones favorables para el desarrollo del trabajo, tanto para el personal que labora, como para el equipo.

El circuito de ventilación en el bloque 950-1035 se establecerá a través de los contrapozos Robbins proyectados en los extremos Norte y Sur del bloque, paralelo 1640 y paralelo 1390 respectivamente, cota de rompimiento 1035.0 metros (S.N.M.).

Con base en los artículos 125 y 142 del reglamento de seguridad en los trabajos de las Minas, se determinó el volumen máximo de aire que se requiere en el interior de los rebajes, para tener una ventilación eficiente.

a) Cálculo del volumen requerido.

1. Personal. El reglamento de seguridad en los trabajos de las minas establece en su artículo 142 que para los trabajos en el interior de la Mina se requiere:

53 ft²/Min. de aire fresco, por persona.

Volumen de aire = No. de personas x volumen de aire re-
querido/persona.

$$= 20 \frac{\text{Personas}}{\text{Turno}} \times \frac{53 \text{ ft}^3/\text{Min.}}{\text{Persona}}$$
$$= \frac{1060 \text{ ft}^3/\text{Min.}}{\text{Personal}}$$

2. Equipo. El reglamento de seguridad en los traba-
jos de las Minas, establece en su Art. -
135 que para los trabajos en el interior
de Mina se requiere:

75 Ft³/Min de aire fresco, por H.P. efec-
tivo al freno.

Volumen de aire = No. de H.P. x volumen de aire requere-
rido/H.P.

$$= 2033 \frac{\text{H.P.}}{\text{Turno}} \times 75 \frac{\text{ft}^3/\text{Min.}}{\text{H/P}}$$
$$= 152475.0 \frac{\text{ft}^3/\text{Min.}}{\text{H.P.}}$$

Volumen total requerido = Volumen aire personal + Volu-
men aire equipo.

$$= 1060 \text{ Ft}^3/\text{Min} + 152475.0 \text{ Ft}^3/\text{Min.}$$
$$= 153535.0 \text{ Ft}^3/\text{Min.}$$

De acuerdo con la fórmula del cálculo del volumen de -
aire, se calculará la velocidad mínima del aire en el -
interior de los rebajes.

$$Q = A \times v$$

DONDE:

Q = Volumen, gasto o caudal de aire (ft³/Min).

A = Aire de la sección transversal del conducto (ft²).

v = Velocidad del aire (ft/Min).

$$v = \frac{Q}{A}$$

DATOS:

Q = 153535 Ft³/Min.

A = 3.5 x 8.0 metros = 28.0 metros = 28.0 M² x 10.83
Ft²/M² = 303.28 Ft².

SUSTITUYENDO DATOS:

$$v = \frac{153535 \text{ Ft}^3/\text{Min}}{303.28 \text{ Ft}^2}$$

$$v = 506 \frac{\text{Ft}}{\text{Min.}}$$

De acuerdo con los cálculos anteriores será necesario instalar un extractor de 200,000 PCM de capacidad en el contrapozo proyectado en el extremo Sur del bloque paralelo 1390. Estableciendo el circuito de ventilación siguiente:

Entrada de aire fresco en el extremo Norte (Contrapozo paralelo 1640) y por los accesos de la rampa 950-1035 al flanco 950 "SW" y salida del aire contaminado por el extremo Sur.

III.5.9 SERVICIOS.

Dentro del área de servicios se incluye toda actividad auxiliar a las maniobras de la operación, que contribuy en indirectamente al buen funcionamiento de los ciclos de trabajo.

Una de las actividades importantes de este área es el mantener en buen estado los pisos de las rampas, frentes y contrafrentes, de esta forma al conservar en buen estado los pisos, se podrá tener una operación eficiente, ya que por el contrario los costos de mantenimiento se incrementan por el desgaste excesivo de llantas y rompimiento de las crucetas de los equipos.

El personal y equipo que se requiera para el mantenimiento de pisos y servicios en general, serán:

- Una motoconformadora Caterpillar.
- Un operador de equipo pesado.
- Tres obreros generales.

III.6. CALCULO DE LA PRODUCTIVIDAD DEL PROYECTO.

La productividad del proyecto de explotación Acuatitla bloque 950-1035 en Toneladas -Hombre- Turno, se calculará de la siguiente forma:

Turnos a trabajar/Año = Personal requerido/Área x Turnos a trabajar/Día x 300 días/Año.

| <u>AREA / AÑO</u> | <u>0</u> | <u>1</u> | <u>2</u> | <u>3</u> | <u>4</u> | <u>5</u> | <u>6</u> |
|-------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Exploración. | 2100 | - | - | - | - | - | - |
| Preparación | 2100 | 2100 | 2100 | 2100 | 2100 | 2100 | 2100 |
| Contrap. Robbins. | 900 | 900 | - | - | - | - | - |
| Barren. Abanicos. | - | 600 | 600 | 600 | 600 | 600 | 600 |
| Tumbe. | - | 600 | 600 | 600 | 600 | 600 | 600 |
| Rezaga y Acarreo. | - | 1200 | 1200 | 1200 | 1200 | 1200 | 1200 |
| Bellena. | - | 600 | 600 | 600 | 600 | 600 | 600 |
| Servicios. | <u>1200</u> |
| T O T A L : | 6300 | 7200 | 6300 | 6300 | 6300 | 6300 | 6300 |
| TON. A EXTRAER | - | 141000 | 141000 | 141000 | 141000 | 141000 | 141000 |

La fórmula para calcular la productividad del proyecto en Toneladas -Hombre- Turno es:

$$\text{Productividad} = \frac{\text{Toneladas a extraer/año}}{\text{Turnos a trabajar/año.}}$$

Sustituyendo datos se tiene:

| <u>Productividad / Año.</u> | <u>0</u> | <u>1</u> | <u>2</u> | <u>3</u> | <u>4</u> | <u>5</u> | <u>6</u> |
|-----------------------------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|
| Ton - Hombre- Turno | - | 19.6 | 22.4 | 22.4 | 22.4 | 22.4 | 22.4 |

Comparando la productividad del Proyecto Acuatitla Big que 950-1035 de 22.4 toneladas -hombre- turno, con el sistema de minado Tumbe por Subniveles con Hundimiento Retrasado que es de 25.0 toneladas -hombre- turno, se observa que la productividad del proyecto se aproxima a la de tumbe por subniveles que es un sistema de minado altamente productivo, por lo que, la productividad

del proyecto se considera "satisfactoria". Haciendo -
énfasis que de una planeación eficiente dependerá el -
buen funcionamiento de las operaciones de minado.

C A P I T U L O I V

PROCESO METALURGICO

IV.1 PLANTA DE MEDIO PESADO:

La Planta de Medio Pesado tiene como objetivo concentrar el mineral contaminado o diluido procedente de las Minas Subterráneas y Tajos.

El mineral se beneficia en esta Planta hasta obtener una ley mínima de 27% de carbonatos de manganeso. El mineral sometido a este proceso es el que se encuentra cerca de los contactos del yacimiento, ya que en el "Bajo" se encuentra la pizarra y en el "Alto" mineral carbonatado con bajo contenido de manganeso, que diluyen la ley del mineral.

Una idea de lo que es el proceso es la siguiente: Imaginemos un recipiente con agua como "Medio" que servirá para la separación de dos o más materiales de densidades diferentes entre sí. Al introducirlos al agua, los materiales con mayor densidad (Carbonatos de manganeso) que ésta se sumergirán e irán al fondo del recipiente y los menos densos (Pizarra) flotarán, restando solamente la recuperación de éstos.

La Planta de Medio Pesado está integrada por la secciones siguientes (Fig. 4.1).

- 1) Trituración.
- 2) Tambor separador.

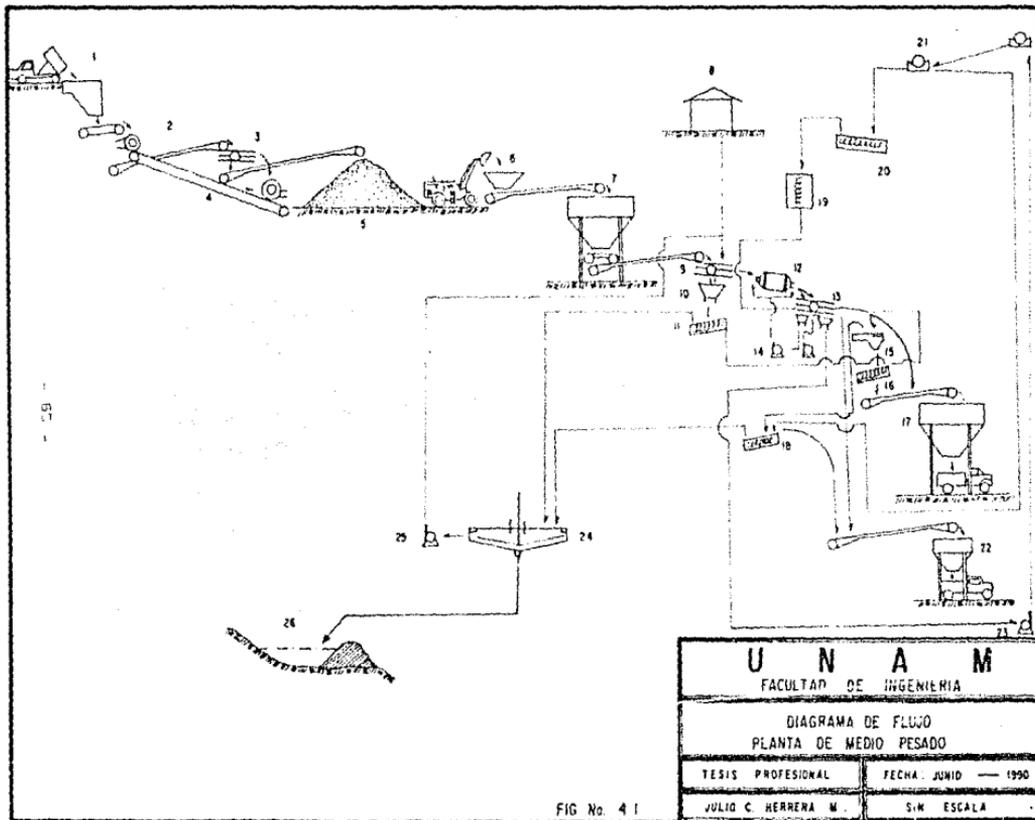


FIG No. 4 I

| | |
|---|---------------------|
| U N A M | |
| FACULTAD DE INGENIERIA | |
| DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE MEDIO PESADO | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA: JUNIO — 1990 |
| JULIO C. HERRERA M. | SIN ESCALA |

EXPLICACION FIG. 4.1

- 1.- Tolvas gruesos.
- 2.- Quebradora primaria.
- 3.- Criba vibratoria.
- 4.- Quebradora secundaria.
- 5.- Almacén de triturados.
- 6.- Tolva.
- 7.- Tolva de regulación.
- 8.- Almacenamiento de agua.
- 9.- Criba vibratoria.
- 10.- Tolva.
- 11.- Clasificador.
- 12.- Tambor separador.
- 13.- Criba vibratoria.
- 14.- Bombas.
- 15.- Jig.
- 16.- Clasificador.
- 17.- Tolva de concentrados.
- 18.- Clasificador.
- 19.- Bobina desmagnetizadora.
- 20.- Clasificador.
- 21.- Separador magnético.
- 22.- Tolva de colas.
- 23.- Bomba.
- 24.- Tanque asentador.
- 25.- Bomba.
- 26.- Presa de Jales.

IV.1.1 TRITURACION:

En esta sección el mineral contaminado proveniente de las Minas se reduce de 70 a 9 centímetros. Esto se logra con una quebradora de quijada Telesmith de 30" x 42" que tiene una capacidad de 200 Ton./Hora.

Para estandarizar la granulometría se integró un circuito cerrado de trituración, de tal forma que el mineral que no pasa a través de la criba vibratoria de 4' x 10' y abertura de 4", se envía a la quebradora secundaria de quijada Negpril de 16" x 24" con capacidad de 65 Ton./Hr., retornando lo triturado al circuito general (Fig. 4.1).

El mineral procedente de las Minas consta de las siguientes especies mineralógicas.

| <u>E S P E C I E</u> | <u>FORMULA QUIMICA</u> | <u>DENSIDAD (TON/M³)</u> |
|----------------------|--|-------------------------------------|
| Rodocrosita | Mn CO ₃ | 3.52 |
| Kutnahorita | Ca Mn (CO ₃) ₂ | 3.25 |
| Serpentina | 3 Mg ₃ Si ₂ O ₉ | 2.58 |
| Calcita | Ca CO ₂ | 3.00 |
| Cuarzo | Si O ₂ | 2.65 |
| Pirita | Fe S ₂ | 5.02 |
| Arcilla | Silicatos | 1.80 |

Estas especies mineralógicas no se presentan en forma separada, sino en un porcentaje mínimo y la mayoría de las partículas están integradas por todas o algunas de ellas en diferente proporción.

El mineral antes de entrar al tambor separador se criba

a un tamaño de 3/16" para obtener dos productos:

Uno grueso con partículas menores a 3 1/2" pero mayores a 3/16" y que representa el 95% de las cabezas y otro fino con partículas menores a 3/16" integrando el 5% restante. Al mismo tiempo, se lava el mineral para que las arcillas no entren al proceso del medio pesado.

IV.1.2 TAMBOR SEPARADOR:

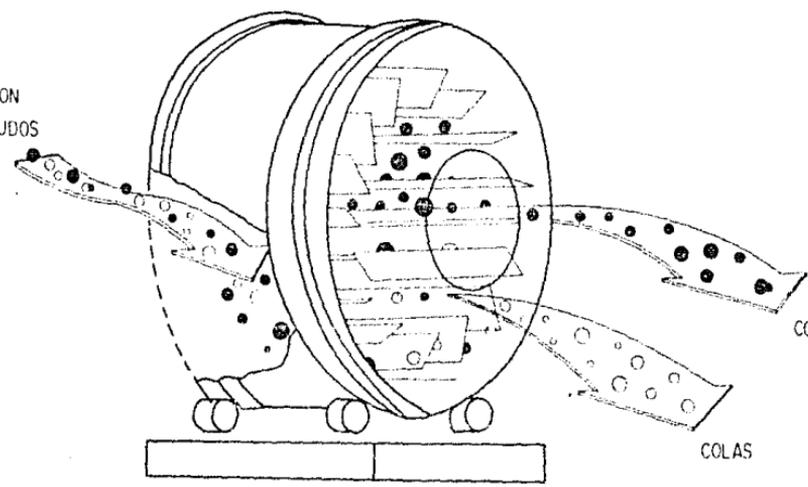
La concentración del mineral se lleva a cabo en un tambor cilíndrico de 8' de largo y 8' de diámetro, provisto en su interior de unas láminas perforadas dispuestas a lo largo y que al girar el tambor funcionan como elevadoras del producto pesado (Concentrado), como se muestra en la figura 4.2.

El tambor contiene una mezcla de ferrosilicio y agua, formando una pulpa densa que constituye el medio pesado. El contenido químico del ferrosilicio es: 85% Fe y 15% SiO₂, siendo éste un polvo seco y muy fino, molido a -65 mallas, con densidad de 6.3 y 100% magnético e insoluble en agua.

La densidad de la pulpa puede hacerse variar de acuerdo al mineral que se esté alimentando, se han obtenido los mejores resultados con densidad de pulpa dentro del rango 2.9 a 3.5.

De la descarga del tambor separador se obtienen dos productos: Material pesado (Que integra el concentrado) y el material ligero (Colas), los cuales se envían por separado mediante bandas transportadoras a tolvas de almacenamiento. Posteriormente, los concentrados se ecarrean con Camiones de volteo de 10.0 toneladas -

ALIMENTACION
DE CRUDOS



CONCENTRADOS

COLAS

- 69 -

FIG. No. 4.2

| | |
|---|--------------------|
| U N A M | |
| FACULTAD DE INGENIERIA | |
| ESQUEMA DEL TAMBOR SEPARADOR DE MEDIO PESADO | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA JUNIO - 1990 |
| JULIO C. HERRERA M | SIN ESCALA |

de capacidad hacia los "stocks" de la Zona Industrial, de donde serán alimentados al Proceso Pirometalúrgico. Las colas son enviadas a terreros.

Junto al tambor, se encuentra instalada una criba vibratoria de doble cama de 4' x 16', cuyo objetivo es - cribar y lavar el producto pesado (carbonatos de manganeso), recuperando al mismo tiempo el ferrosilicio y - retornarlo al proceso.

El producto fino se envía hacia un decantador, en el - cual éste material es arrastrado por el agua y enviado al tanque asentador y las arenas son alimentadas a una pulsadora (Jig) de 24" x 26', para su concentración o directamente a la banda de concentrados, dependiendo - del contenido de manganeso. Los productos de la pulso - dora se descargan a las mismas bandas que transportan los concentrados y las colas del medio pesado.

El agua junto con los lodos, producto del lavado del - mineral, se envía por tubería al tanque asentador, en el cual con el empleo de un floculante orgánico se lo - gra el asentamiento de todas las partículas, quedando el agua prácticamente limpia para retornar al proceso.

Los datos básicos de la Planta de Medio Pesado son:

| | |
|----------------------------|--------------------------|
| Capacidad de trituración. | 200 Ton./Hr. |
| Capacidad de alimentación. | 60 Ton./Hr. |
| Concentrados. | 43 Ton./Hr. |
| Colas | 12 Ton./Hr. |
| Finos. | 5 Ton./Hr. |
| Recuperación en peso | 71 % |
| Recuperación metalúrgica. | 85 % |
| Consumo de ferrosilicio. | 200 Gr./Ton. |
| Consumo de floculante. | 2.6 Gr./Ton. |
| Consumo de agua. | 100 M ³ /Día. |

IV.2 PROCESO PIROMETALURGICO:

El mineral alimentado al Proceso Pirometalúrgico proviene de las siguientes fuentes (Fig. 4.3):

- a) Mina Subterránea.
- b) Tajos.
- c) Planta de Medio Pesado.

El proceso lo integran dos secciones, siendo éstas:

- 1) Trituración.
- 2) Horno de nodulización.

El mineral antes de ser alimentado al Horno rotatorio se somete a una preparación mecánica con el objeto de obtener la granulometría requerida de $-3/4"$.

En el Horno de Nodulización (Rotatorio), por medio de energía calorífica obtenida por la combustión de gas natural, se logra la disolución de los carbonatos de manganeso, magnesio y calcio, eliminándose principalmente bióxido de carbono (CO_2), dando como resultado un producto semireducido, el cual antes de salir del Horno es aglomerado en forma de nódulo; encontrándose entre los principales componentes del nódulo en su más bajo grado de oxidación MnO , MgO , CaO y FeO .

IV.2.1 TRITURACION:

El mineral extraído de las Minas tiene una granulome-

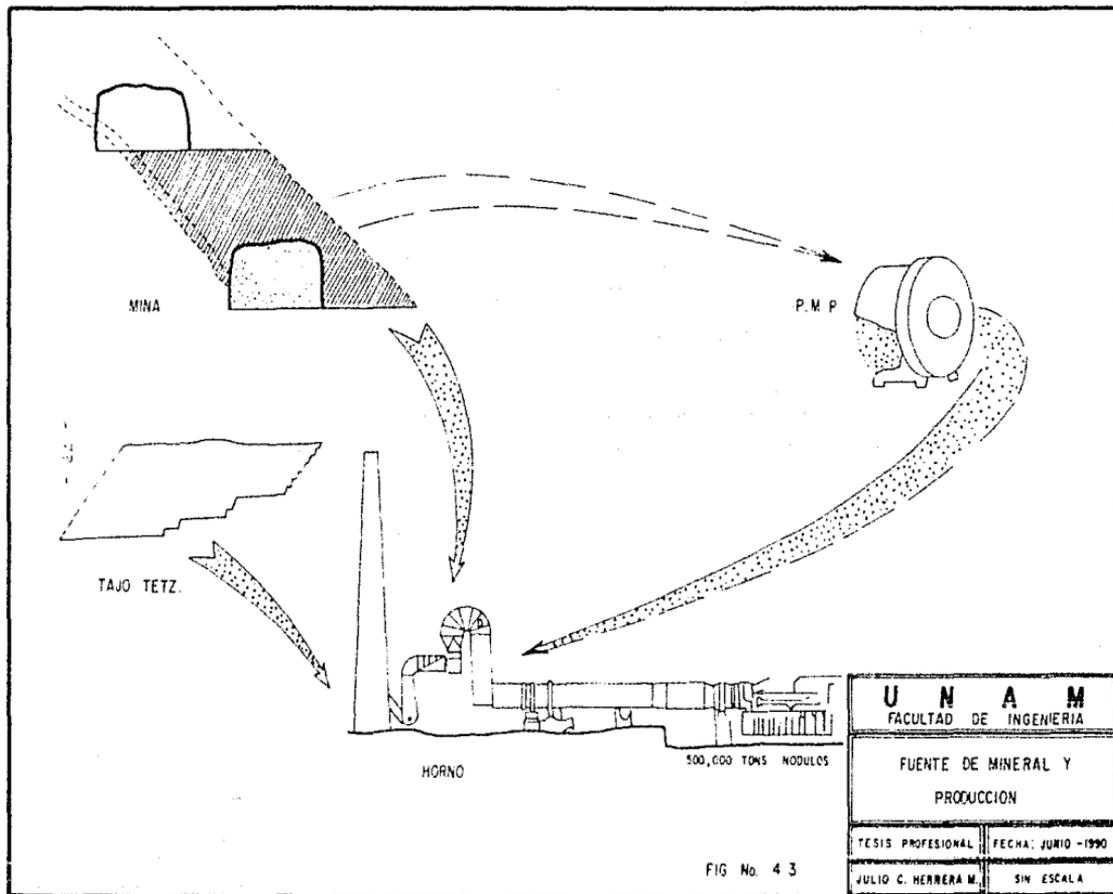


FIG No. 4 3

tría determinada por el tipo y el tamaño del equipo de carga, teniendo el material un tamaño de hasta 20", lo cual no permite la alimentación directa al Horno de No dulzificación, ya que la granulometría requerida es de -3/4". Para lograr la reducción en el tamaño de 20" a -3/4" se dispone de una Planta de Trituración que se integra con el equipo siguiente:

- a) Quebradora Primaria de Quijadas de 36" x 24".
- b) Dos cribas Vibratorias de 6' x 16".
- c) Dos Quebradoras giratorias de 16" x 4'.

En la Quebradora Primaria el mineral es reducido a una granulometría de 3"; por medio de una banda transportadora de 30" la descarga de esta quebradora es enviada a una criba vibratoria de 6' x 16" en donde el mineral mayor a 1" es alimentado a la quebradora giratoria de 16" x 4'. Tanto la descarga de la criba y quebradora giratoria por medio de banda es transportada a una segunda criba donde el mineral con tamaño mayor a 3/4" - es alimentado a la segunda quebradora giratoria, garantizándose de esta forma que la granulometría del mineral será de -3/4".

IV.2.2 HORNO DE NOOULIZACION:

El Horno rotatorio es en sí, un cilindro de 114 metros de longitud en el cual se tienen tres secciones bien definidas (Fig. 4.4.):

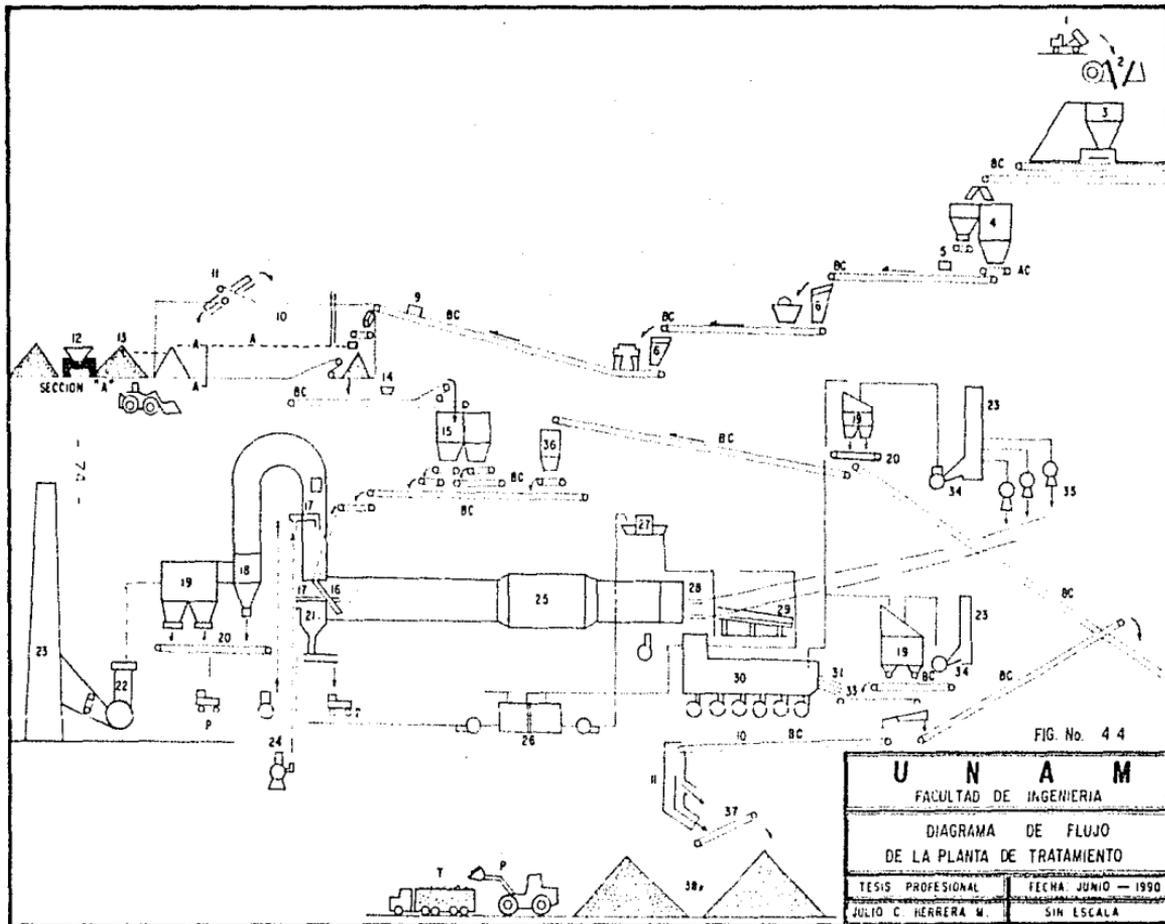


FIG. No. 4 4

| | |
|--|--------------------|
| U N A M | |
| FACULTAD DE INGENIERIA | |
| DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO | |
| TESIS PROFESIONAL | FECHA JUNIO - 1990 |
| JULIO C. HERRERA M. | SIN ESCALA |

EXPLICACION FIG. No. 4.4.

- 1.- Minera crudo.
- 2.- Quebradora de quijada.
- 3.- Tolva de crudos.
- 4.- Tolva de regulación.
- 5.- Detector de metales.
- 6.- Criba vibratoria.
- 7.- Quebradora giratoria Taylor.
- 8.- Quebradora giratoria Symons.
- 9.- Báscula automática.
- 10.- Muestreo automático.
- 11.- Banda viajera.
- 12.- Tolva móvil.
- 13.- Pilas almacenamiento.
- 14.- Tolva auxiliar.
- 15.- Tolva alimentación Horno.
- 16.- Tubo alimentador.
- 17.- Espreas enfriamiento gases.
- 18.- Cámara de precipitación polvos.
- 19.- Colectores de polvos.
- 20.- Transportador de gusano.
- 21.- Cámara de polvos.
- 22.- Ventilador de tiro.
- 23.- Chimenea.
- 24.- Compresor de aire.
- 25.- Horno giratorio.
- 26.- Fosas de agua caliente.
- 27.- Torre de enfriamiento.
- 28.- Quemadores de gas.
- 29.- Barra escarificadora.
- 30.- Enfriador de nódulos.
- 31.- Parrilla de descarga nódulos.

- 32.- Ventiladores del enfriador.
- 33.- Transportador.
- 34.- Extractor de aire caliente.
- 35.- Ventiladores para quemadores.
- 36.- Tolva de finos recirculados.
- 37.- Banda apiladora de nódulos.
- 38.- Almacén de nódulos.

| | <u>LONGITUD</u> | <u>DIAMETRO INTERIOR</u> |
|------------------------------|-----------------|--------------------------|
| 1.- Zona de Precalentamiento | 93.0 M | 5.0 M. |
| 2.- Zona de Calcinación | 15.0 M | 5.0 M. |
| 3.- Zona de Nodulización | 6.0 M | 6.3 M. |

El Horno posee un recubrimiento interior con un espesor de 0.2 metros, consistente en concreto refractario de fraguado rápido.

El Horno tiene una pendiente de 4% y en su extremo inferior (Descarga) se encuentran instalados los quemadores. Así, al alimentar el mineral en su extremo más alto debido a la pendiente y movimiento de rotación del Horno, el mineral avanza a contracorriente respecto a los gases de combustión, por lo que su temperatura aumenta gradualmente desde que se pone en contacto con los gases que tienen una temperatura de salida de 500°C. La velocidad de giro del Horno es de 70 R.P.H.

La combustión se genera mediante la acción de los quemadores de gas natural, que se encuentran en el extremo de descarga del Horno, siendo de tipo cilíndrico con flama regulable.

El quemador principal está situado al centro, en línea con el Horno, inclinado de tal forma que su flama esté dirigida hacia la zona de calcinación y por efecto de succión ejercida por un ventilador de tiro ubicado en el extremo de la alimentación, tiende a calentar el Horno en toda su longitud.

El quemador auxiliar tiene su flama dirigida hacia la zona de nodulización con objeto de concentrar el calor y elevar al máximo la temperatura del material logrando que, éste ya calcinado se transforme en una masa se mifundida y por efecto del movimiento de rotación del Horno se aglomere, obteniéndose de esta forma los nódu los. Antes de salir del Horno la temperatura de los - nódulos desciende a 900°C aproximadamente, y adquieren su máxima resistencia pasando al enfriador.

El enfriador consiste en una serie de parrillas de ace ro perforadas, de las cuales unas son fijas y otras - son móviles, las cuales están colocadas en forma alter nada para poder transportar los nódulos hacia la salida. La parte inferior del enfriador está dividida en seis compartimientos a través de los cuales por medio de ventiladores se inyecta aire a temperatura ambiente y con ello se logra que al salir los nódulos del en - friador su temperatura sea de 500°C. Después de en - friar la cama permeable de nódulos, el aire caliente - es extraído por un sistema de colectores de polvos para ser limpiado y una vez limpio éste aire, se envía - un 45% del volumen a los quemadores del Horno a 180°C, donde es utilizado como aire primario para aumentar la eficiencia de combustión en la descarga del enfriador.

La temperatura dentro del Horno se detecta constantemente por medio de Termopares situados en la zona de precalentamiento.

La transmisión de calor se lleva a cabo de la siguiente forma:

- 1.- Por radiación directa de la flama al material.

- 2.- Por radiación de la pared del Horno.
- 3.- Por transferencia entre los gases producto de la - combustión y material en contracorriente.
- 4.- Por medio de transferencia directa de la pared del Horno sobre el material.

Características del producto:

| | Mn | Fe. | SiO ₂ | CaO | Mg |
|-------------------------------|------|-----|------------------|-----|------|
| | (%) | (%) | (%) | (%) | (%) |
| Mineral Crudo (Carbonatos) | 27.0 | 5.3 | 9.0 | 5.6 | 7.0 |
| Nódulos | 29.0 | 8.2 | 13.5 | 7.8 | 10.0 |

IV.2.3 DATOS BASICOS DEL HORNO DE NODULIZACION:

- a) Longitud de 114 metros.
- b) Diámetro interno de 5.0 metros excepto en la zona de calcinación que es de 6.25 metros.
- c) Cubierta interior de concreto refractario (Espesor de 0.2 metros).
- d) Pendiente de 4% a favor de la carga.
- e) Capacidad de procesamiento de 3000 Ton./Día.
- f) Recuperación en peso de 60%.
- g) Recuperación metalúrgica del 90%.
- h) La temperatura de los gases varía desde 1000°C - - (Temperatura a la cual el mineral se noduliza) a - 500°C en la salida.

**ESTA TESIS NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA**

- i) Velocidad de rotación de 70 R.P.H.
- j) Consumo de gas porton $105 \text{ M}^3/\text{Min.}$ ó $50.4 \text{ M}^3/\text{Ton.}$ - de mineral alimentado.
- k) El mineral que entra al proceso debe tener una ley mínima de 27% de manganeso para obtener una concentración del 39% de manganeso.

C A P I T U L O V

ANÁLISIS ECONOMICO DEL PROYECTO ACUATITLA

V.1 ESTUDIO DE MERCADO DEL MINERAL DE MANGANESO.

V.1.1. GENERALIDADES:

El manganeso es un metal muy brillante, duro de color gris claro, que funde a 1200°C, con un peso atómico de 54.95. Fue reconocido primeramente por Sheele y otros químicos, pero Ghan en 1794 logró producirlo por reducción del bióxido de carbón.

El manganeso es un metal fundamental e insustituible - en la fabricación de acero, se usa como purificador en la fundición del hierro, como desulfurante, para preparar metal pobre en carbono y para dar al acero determinadas propiedades, se usa muy poco como metal. El mineral de manganeso se convierte en ferro-manganeso, - hierro especular y ferroaleación. Sus menas son: Pirrolusita, Psilomelano, Rodocrosita y el mineral Wad.

Se reconocen tres grados: Metalúrgico (Para usarlo en el acero y como aleación), Químico y de Baterías.

Cerca del 90% del manganeso es para la fabricación de acero y otras aleaciones, se usan entre 8 y 14 libras de manganeso por tonelada de acero; el 10% restante es consumido en baterías, catalizadores químicos y medicinales.

El uso del manganeso en la manufactura del hierro y el acero, data desde 1839, pero fue utilizado ampliamente hasta fines del siglo XIX, cuando se utilizó de manera general en la manufactura del acero por el proceso Bessemer.

La adición del manganeso en la forma de Spegeleisen - (Una aleación de hierro que contiene del 15 al 20% de manganeso) mejoró grandemente las características de forjado de acero producido por el proceso Bessemer y también permitió su rolado en caliente, sin desgarre o fractura.

En la actualidad el uso del manganeso se ha generalizado virtualmente en la producción de todas las clases de acero e hierros forjados.

V.1.2 RESERVAS MUNDIALES:

Las reservas mundiales de manganeso son suficientes para satisfacer la demanda de este mineral hasta el año 2000. Están ampliamente distribuidas en el Continente Americano en zonas de clima cálido, subtropical y tropical. La república de Sud-Africa y la Unión Soviética tienen grandes reservas de este mineral (84% del total mundial), Australia, Gabón y Brasil tienen reservas pero de menor magnitud (9% del total mundial), las reservas minerales de México representan el 3% de las reservas mundiales de minerales de manganeso.

V.1.3 PRECIO DEL MANGANESO:

En el mercado del ferromanganeso, como en el de otras aleaciones, si existe sobreproducción los inventarios aumentan y los precios se desploman.

Analizando las gráficas de producción mundial y mexicana de manganeso, consumo de ferroaleaciones y la relación tiempo-precio del manganeso, se puede llegar a la conclusión de que no puede esperarse alza significativa en los precios del manganeso. Ya que si bien el consumo tiende a aumentar, lo que podría originar un posible aumento de los precios. éste es absorbido por la producción, que tiende a incrementarse por lo tanto, tomando en consideración el precio del mineral de manganeso (con un contenido base de 48% de Mn) de 25 años atrás hasta la fecha, se puede considerar el precio constante o con una ligera tendencia al alza.

V.2 INVERSION TOTAL PARA EL PROYECTO:

Para determinar la inversión del proyecto así como los costos e ingresos generados durante la vida del proyecto, todos los cálculos se realizarán en "U.S. Dols", por considerarse un parámetro de comparación estable. Se estimarán los cálculos a precios constantes (1 dolar = \$2462.77 paridad promedio año 1989).

| <u>E Q U I P O</u> | <u>COSTO UNITARIO</u> | <u>COSTO TOTAL</u> |
|-------------------------|-----------------------|---------------------------|
| 1 Jumbo Tamrock. | 298,000.00 Dlls. | 298,000.00 Dlls. |
| 1 Fan-Drill Tamrock. | 292,000.00 | 292,000.00 |
| 2 Camiones Getman. | 143,000.00 | 286,000.00 |
| 3 Cargadores Wagner. | 227,000.00 | 681,000.00 |
| 3 Camiones Wagner. | 279,000.00 | 837,000.00 |
| 1 Motoconformadora Cat. | 123,000.00 | 123,000.00 |
| 1 Tractor D-3. | 100,000.00 | 100,000.00 |
| 2 Camionetas. | 15,000.00 | 30,000.00 |
| 1 Extractor. | 50,000.00 | 50,000.00 |
| | <u>SUB-TOTAL:</u> | <u>2'697,000.00 Dlls.</u> |

CONSTRUCCIONES:

| | |
|-----------------------|-----------------------------------|
| Adquisición terrenos. | 45,000.00 Dlls. |
| Oficina Mina. | 15,000.00 |
| Polvorín. | 5,000.00 |
| Taller y bodega. | 5,000.00 |
| | <u>SUB-TOTAL: 70,000.00 Dlls.</u> |

| | |
|-----------------------------------|--------------------|
| Obras de exploración (670 M.L.). | 183,000.00 Dlls. |
| Obras de preparación (1665 M.L.). | 455,000.00 |
| Contrapozos Robbins (1030 M.L.). | 138,000.00 |
| Capital de trabajo. | 500,000.00 Dlls. |
| Inversión total. | 4'043,000.00 Dlls. |
| Imprevistos (10%). | 404,300.00 Dlls. |
| Gran Total. | 4'447,300.00 Dlls. |

V.3 CAPITAL SOCIAL Y FINANCIAMIENTO:

Los socios aportarán el 50% de la inversión total y se obtendrá un préstamo bancario por la cantidad restante

| | |
|------------------|--------------------|
| Inversión total. | 4'447,300.00 Dlls. |
| Financiamiento. | 2'223,650.00 Dlls. |
| Capital social. | 2'223,650.00 Dlls. |

Condiciones del préstamo bancario:

| | |
|------------------------|-------------------------|
| Capital | 2'223,650.00 Dlls. |
| Interés. | 6.5 % |
| Base de intereses. | Sobre saldos insolutos. |
| Periodo de gracia. | 2 años. |
| Duración del préstamo. | 5 años. |
| Periodo de pagos. | Anual. |
| Fecha de pagos. | Fin.de periodo. |

Cálculo de gastos financieros:

| | <u>SALDO</u> <u>INICIAL</u> | <u>PRESTAMO</u> | <u>PAGO</u> <u>CAPITAL</u> | <u>SALDO</u> <u>FINAL</u> | <u>INTERESES</u> |
|---|--------------------------------|-----------------|-------------------------------|------------------------------|------------------|
| 0 | - | 2'223,650 | - | 2'223,650 | - |
| 1 | 2'223,650 | - | - | 2'223,650 | 144,537 |
| 2 | 2'223,650 | - | - | 2'223,650 | 144,537 |
| 3 | 2'223,650 | - | 741,217 | 1'482,433 | 144,537 |
| 4 | 1'482,433 | - | 741,217 | 741,217 | 96,358 |
| 5 | 741,217 | - | 741,217 | - | 48,179 |

V.4 DEPRECIACION Y AMORTIZACION DE LA INVERSION
(5 AÑOS):

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>INVERSION</u> | <u>DEPRECIACION Y AMORTIZACION</u> |
|------------------------|------------------------|--|
| Jumbo Tamrock. | 298,000 Dlls. | 59,600 Dlls. |
| Fan Drill Tamrock. | 292,000 | 58,400 |
| Camiones Getman. | 286,000 | 57,200 |
| Cargadores Wagner. | 681,000 | 136,200 |
| Camiones Wagner. | 837,000 | 167,400 |
| Motoconformadora Cat. | 123,000 | 24,600 |
| Tractor D-3 | 100,000 | 20,000 |
| Camionetas. | 30,000 | 6,000 |
| Extractor. | 50,000 | 10,000 |
| Construcciones | 70,000 | 14,000 |
| Exploración | 163,000 | 32,600 |
| Preparación | 455,000 | 91,000 |
| Contrapozos Robbins. | 138,000 | 27,600 |
| Capital de trabajo. | 500,000 | 100,000 |
| Imprevistos (10%). | 404,300 | 80,860 |
| T O T A L : | 4'447,300 Dlls. | 889,460 Dlls./Año. |

V.5 COSTOS DE PRODUCCION GENERADOS DURANTE LA VIDA DEL PROYECTO.E INGRESOS POR VENTAS.

1. Barrenación de abanicos.

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>M.L. A BARRENAR/AÑO</u> | <u>VIDA UTIL</u> | <u>No. UNIDADES</u> | <u>COSTO UNITARIO</u> | <u>COSTO TOTAL</u> |
|------------------------|----------------------------|------------------|---------------------|-----------------------|--------------------|
| Broca 2 1/4". | 23,500 | 2,000 | 12 | 82.44 Dlls. | 989 Dlls. |
| Barra 1 1/4" x 12'. | 23,500 | 2,000 | 12 | 263.21 | 3,158 |
| Coples 1 1/4". | 23,500 | 400 | 59 | 37.42 | 2,208 |
| Zanco 1 1/4". | 23,500 | 1,500 | 16 | 187.46 | 3,000 |
| | | | | T O T A L : | 9,356 Dlls. |

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>M.L. A BARRENAR POR AÑO</u> | <u>COSTO/M.L.</u> | <u>COSTO TOTAL</u> |
|------------------------|------------------------------------|-------------------|--------------------|
| Diesel. | 23,500 | 0.01 Dlls. | 235.00 Dlls. |
| Mat. eléctrico. | 23,500 | 0.02 | 470.00 |
| Mat. varios | 23,500 | 0.01 | 235.00 |
| Lubricantes | 23,500 | 0.01 | 235.00 |
| Grasas | 23,500 | 0.01 | 235.00 |
| Refacciones. | 23,500 | 0.10 | 2,350.00 |
| Llantas. | 23,500 | 0.03 | 705.00 |

T O T A L : 4,465.00 Dlls

Sueldos/Año = 7,390.0 Dlls.

Salarios/Año = 5,976.0 Dlls.

Geología = 5,410.0 Dlls.

Mantenimiento = 3,500.0 Dlls.

Costo total barrenación de abanicos/Año = 36,097.0 -
Dlls./Año.

2. Tumba de mineral

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>TONELADAS/AÑO</u> | <u>CONSUMO/TON.</u> | <u>No. UNIDADES</u> | <u>COSTO UNITARIO</u> | <u>COSTO TOTAL.</u> |
|------------------------|----------------------|---------------------|---------------------|-----------------------|---------------------|
| Gelatina | 141,000 | 0.0298 | 4,202 | 2.55 Dlls. | 10,715 Dlls. |
| Nitrato. | 141,000 | 0.24 | 33,840 | 0.23 | 7,783 |
| Emulsión | 141,000 | 0.03 | 4,230 | 2.15 | 9,095 |
| Iniciadores. | 141,000 | 0.04 | 5,640 | 1.23 | 6,937 |
| E-Cord. | 141,000 | 0.06 | 8,460 | 0.18 | 1,523 |
| Fulminante. | 141,000 | 0.01 | 1,410 | 0.12 | 169 |
| Conector. | 141,000 | 0.01 | 1,410 | 0.05 | 71 |
| Cañuela. | 141,000 | 0.01 | 1,410 | 0.14 | 197 |
| Manguera | | | | | |
| Antiestática. | 141,000 | 0.0005 | 71 | 2.29 | 163 |

T O T A L : 36,653 Dlls.

2. Tumba de mineral

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>TONELADAS/AÑO</u> | <u>CONSUMO/TON.</u> | <u>No. UNIDADES</u> | <u>COSTO UNITARIO</u> | <u>COSTO TOTAL.</u> |
|------------------------|----------------------|---------------------|---------------------|-----------------------|---------------------|
| Gelatina | 141,000 | 0.0298 | 4,202 | 2.55 Dlls. | 10,715 Dlls. |
| Nitrato. | 141,000 | 0.24 | 33,840 | 0.23 | 7,783 |
| Emulsión | 141,000 | 0.03 | 4,230 | 2.15 | 9,095 |
| Iniciadores. | 141,000 | 0.04 | 5,640 | 1.23 | 6,937 |
| E-Cord. | 141,000 | 0.05 | 8,460 | 0.18 | 1,523 |
| Fulminante. | 141,000 | 0.01 | 1,410 | 0.12 | 169 |
| Conector. | 141,000 | 0.01 | 1,410 | 0.05 | 71 |
| Cañuela. | 141,000 | 0.01 | 1,410 | 0.14 | 197 |
| Manguera | | | | | |
| Antiestática. | 141,000 | 0.0005 | 71 | 2.29 | 163 |
| | | | | T O T A L : | 36,653 Dlls. |

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>TONELADAS/AÑO</u> | <u>COSTO/TON.</u> | <u>COSTO TOTAL</u> |
|------------------------|----------------------|-------------------|--------------------|
| Diesel. | 141,000 | 0.01 Dlls. | 1,410 Dlls. |
| Mat. Eléctrico. | 141,000 | 0.009 | 1,269 |
| Mat. Varios. | 141,000 | 0.009 | 1,269 |
| Lubricantes. | 141,000 | 0.005 | 705 |
| Grasas. | 141,000 | 0.005 | 705 |
| Refacciones | 141,000 | 0.02 | 2,820 |
| Llantas. | 141,000 | 0.03 | <u>4,230</u> |
| | | T O T A L | 12,408 Dlls. |

Sueldos/Año = 7390.0 Dlls.
 Salarios/Año = 5335.0 Dlls.
 Geología = 5410.0 Dlls.
 Mantenimiento = 3500.0 Dlls.

Costo total tumba de mineral/Año = 70896.0 Dlls/Año.

3. Rezaga y acarreo.

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>TONELADAS/AÑO</u> | <u>COSTO/TON.</u> | <u>COSTO TOTAL</u> |
|------------------------|----------------------|-------------------|--------------------|
| Diesel. | 141,000 | 0.03 Dlls. | 4,230 Dlls. |
| Mat. eléctricos. | 141,000 | 0.02 | 2,830 |
| Mat. varios | 141,000 | 0.01 | 1,410 |
| Lubricantes. | 141,000 | 0.04 | 5,640 |
| Grasas. | 141,000 | 0.04 | 5,640 |
| Refacciones. | 141,000 | 0.08 | 11,280 |
| Llantas. | 141,000 | 0.06 | <u>8,460</u> |
| | | T O T A L | 39,480 Dlls. |

Sueldos = 7,390.0 Dlls.
 Salarios = 6,910.0 Dlls.
 Geología = 1,800.0 Dlls.

Mantenimiento = 7,000.0 DÍares.

Costo total rezaga y acarreo = 61,860.0 Dlls.

4. Relleno.

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>TONELADAS/AÑO</u> | <u>COSTO/TON.</u> | <u>COSTO TOTAL</u> |
|------------------------|----------------------|-------------------|--------------------|
| Diesel. | 79,310 | 0.09 Dlls. | 7,138 Dlls. |
| Mat. eléctricos. | 79,310 | 0.01 | 793 |
| Mat. varios | 79,310 | 0.01 | 793 |
| Lubricantes | 79,310 | 0.03 | 2,379 |
| Grasas. | 79,310 | 0.02 | 1,586 |
| Refacciones | 79,310 | 0.05 | 3,966 |
| Llantas | 79,310 | 0.10 | <u>7,931</u> |
| | | T O T A L : | 24,586 Dlls. |

Sueldos = 7,390.0 Dlls.

Salarios = 6,453.0 Dlls.

Geología = 1,800.0 Dlls.

Mantenimiento = 3,500.0 Dlls.

Costo total en relleno/Año = 43,729.0 Dlls./Año.

5. Ventilación.

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>TONELADAS/AÑO</u> | <u>COSTO/TON.</u> | <u>COSTO TOTAL</u> |
|------------------------|----------------------|-------------------|--------------------|
| Mat. eléctricos. | 141,000 | 0.001 Dlls. | 141 Dlls. |
| Mat. varios. | 141,000 | 0.001 | 141 |
| Lubricantes | 141,000 | 0.002 | 282 |
| Grasas | 141,000 | 0.002 | 282 |
| Refacciones | 141,000 | 0.003 | <u>423</u> |
| | | T O T A L : | 1,269 Dlls. |

6.- Servicios.

| <u>C O N C E P T O</u> | <u>TONELADAS/AÑO</u> | <u>COSTO/TON.</u> | <u>COSTO TOTAL</u> |
|------------------------|----------------------|-------------------|--------------------|
| Diesel. | 141,000 | 0.02 Dlls. | 2,820.0 Dlls |
| Mat. eléctricos. | 141,000 | 0.001 | 141.0 |
| Mat. varios. | 141,000 | 0.001 | 141.0 |
| Lubricantes. | 141,000 | 0.01 | 1,410.0 |
| Grasas | 141,000 | 0.01 | 1,410.0 |
| Refacciones. | 141,000 | 0.02 | 2,820.0 |
| Llantas. | 141,000 | 0.02 | <u>2,820.0</u> |
| T O T A L : | | | 11,562.0 Dlls |

Sueldos = 7,390.0 Dlls.

Salarios = 10,570.0 Dlls.

Mantenimiento = 1,800.0 Dlls.

Costo total en servicios = 31,322.0 Dlls./Año.

7. Acarreo en superficie.

Este costo será generado por el acarreo de mineral de los patios de la Mina hasta los patios de la Planta de Medio Pesado y la Planta de Proceso Pirometalúrgico Este acarreo se efectuará con Camiones de 10.0 toneladas de capacidad rentados.

Costo acarreo a Planta de Medio Pesado/Ton. = 0.94 Dlls

Costo acarreo a Planta de Proceso Pirometalúrgico/Ton.
= 1.82 Dlls.

Toneladas a acarrear por año a Planta de Medio Pesado
= 49,350.0 Tons.

Toneladas a acarrear por año a Planta de Proceso Piro-
metalúrgico = 121,260.0 Tons.

Costo de acarreo en superficie = 267,082 Dlls/Año.

8. Costo de concentración en Planta de Medio Pesado.

Costo por tonelada concentrada = 3.08 Dólares.

Del tonelaje extraído del bloque 950-1035, se considerará que el 35% se contaminará durante la etapa de extracción, por lo que será necesario enviarlo a la Planta de Medio Pesado para su concentración.

Toneladas a extraer/Año = 141,000 .0

Toneladas a concentrar = 141,000 toneladas x 0.35.

Toneladas a concentrar = 49,350 toneladas

Toneladas de concentrados = 49,350 toneladas x 0.60% -
Rec. metalúrgica.

Toneladas de concentrados = 29,610 toneladas 27% Mn.

Costo de concentración = 3.08 Dlls./Ton x 29,610 Ton.
= 91,200 Dlls./Año.

9. Costo de proceso pirometalúrgico.

Costo por tonelada proceso = 12.60 Dlls.

De la extracción de mineral del bloque 950-1035, el 75% tiene calidad D.H. (27% Mn) y el 35% restante es mineral contaminado, que será concentrado en la Planta de Medio Pesado para elevar el contenido de manganeso por tonelada a 27% Mn. Tanto el mineral con calidad -

directo a Horno y el mineral concentrado son acarreados a los almacenes de la Planta de Proceso Pirometalúrgico para ser alimentados al Horno rotatorio y producir nódulos con un contenido de manganeso de 39%.

Mineral calidad directo a Horno = 91,650 toneladas 27% Mn/año.

Mineral concentrado = 29,610 toneladas 27% Mn/año.

Total mineral 27% Mn = 121,260 toneladas/año.

Rec. metalúrgica = 0.62%.

Producción de nódulos = 121,260 toneladas mineral 27% Mn x 0.62

Producción de nódulos = 75,181.0 toneladas 39% Mn/año.

Costo proceso pirometalúrgico = 12.6 dólares/Ton. x 75,181 Ton. nódulos.

Costo proceso pirometalúrgico = 947,281.00 Dlls/año.

10. Administración.

Costo de administración/Ton. nódulos = 2.62 dólares.

Costo de administración/año = 2.62 Ton. nódulos x 75,181 Ton. nódulos/año.

Costo de administración/año = 196,600 dólares.

11. Ingresos/Ventas.

De acuerdo con las características químicas y minera-

lógicas de los nódulos producidos en el proceso pirometalúrgico de la Unidad Molango de Cía. Minera Autlán - S.A. de C.V. el precio de liquidación por tonelada de nódulos con un contenido de 39% Mn L.A.B. "La Barra - Tampico, Tamps." es de 2.10 Dólares por unidad técnica de manganeso (U.T.M.).

Ingresos/Ton. = 2.10 Dólares U.T.M. X 39 unidades/
Ton.

= 81.90 Dólares/Tonelada.

Ingresos anuales = 81.90 Dólares/Tonelada x 75,181
Ton/año.

= 6,157,324.00 Dlls.

V.6 ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS
 PROYECTO ACUATITLA BLOQUE (950-1035)

(U.S. D.L.S.)

6
01
1

| CONCEPTO/AÑO | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|----------------------------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|
| Ingresos/Ventas | 6'157,324 | 6'157,324 | 6'157,324 | 6'157,324 | 6'157,324 | 6'157,324 |
| Costos | 1'919,500 | 1'919,500 | 1'919,500 | 1'919,500 | 1'919,500 | 1'919,500 |
| Regalías | 10,000 | 10,000 | 10,000 | 10,000 | 10,000 | 10,000 |
| Utilidad bruta | 4'227,824 | 4'227,824 | 4'227,824 | 4'227,824 | 4'227,824 | 4'227,824 |
| Depreciación y amortización | 889,460 | 889,460 | 889,460 | 889,460 | 889,460 | - |
| Gastos financieros | - | - | 144,537 | 96,358 | 46,179 | - |
| Utilidad de operación. | 3'338,364 | 3'338,364 | 3'193,827 | 3'242,006 | 3'290,185 | 4'227,824 |
| Impuesto sobre la renta (42%) | 1'402,113 | 1'402,113 | 1'341,407 | 1'361,643 | 1'381,878 | 1'775,686 |
| Reparto de utilidades (10%). | 333,836 | 333,836 | 319,383 | 324,201 | 329,019 | 422,782 |
| Utilidad Neta. | 1'602,415 | 1'602,415 | 1'533,037 | 1'556,162 | 1'579,288 | 2'029,356 |

V.7 FLUJO DE CAJA
 (PROYECTO ACUATITLA BLOQUE 950-1035)
 (U.S. DLLS.)

| CONCEPTO/AÑO | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|--------------------------|-------------|-------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|
| Utilidad Neta | - | 1'602,415 | 1'602,415 | 1'533,037 | 1'556,162 | 1'579,288 | 2'029,356 |
| Depreciación | - | 889,460 | 889,460 | 869,460 | 889,460 | 889,460 | - |
| Flujo de caja | - | 2'491,875 | 2'491,875 | 2'422,497 | 2'445,622 | 2'468,748 | 2'029,350 |
| Inversiones | 4,447,300 | - | - | - | - | - | - |
| Pago a bancos | - | - | - | 741,217 | 741,217 | 741,217 | - |
| Financiamiento | - | 144,537 | 144,537 | 144,537 | 96,358 | 48,179 | - |
| Ganancia (Perd.) en caja | (4'447,300) | 2'347,338 | 2'347,338 | 1'536,743 | 1'606,047 | 1'679,352 | 2'029,350 |
| Acumulación caja | (4'447,300) | (2'099,962) | 247,376 | 1'784,119 | 3'392,166 | 5'071,518 | 7'102,868 |

V.8 EVALUACION DEL PROYECTO DE EXPLOTACION DEL BLOQUE ACUATITLA 950-1035 POR EL METODO DE LA TASA INTERNA DE RENDIMIENTO.

El proyecto Acuatitla Bloque 950-1035 se evaluará por el método de Tasa Interna de Rendimiento, que consiste en encontrar aquella tasa a la que se descuenten los flujos positivos de efectivo de tal manera que su valor actual sea igual a la inversión. Si esta Tasa Interna de Rendimiento es menor que la tasa de interés deseada (para el proyecto la tasa de interés deberá ser mayor al 10%, tasa de interés bancaria en U.S.A. considerando que los cálculos se han realizado en dólares U.S.A.) el proyecto deberá ser rechazado.

La fórmula para calcular la Tasa Interna de Rendimiento por el método de prueba y error, es la siguiente:

$$TIR = \frac{(R_n V_1 - R_1 V_2)}{V_1 - V_2} \times 100$$

Donde:

R_n = Tasa de interés (Se aplica en el método de prueba y error.

V_n = Flujos positivos descontados.

Bases para el primer tanteo:

Flujos de Efectivo Anual Promedio = 1'924,697 Dlls.

Inversión = 4'447,300 Dlls.

$$\begin{aligned} \text{Tasa de Rendimiento Base} &= \frac{\text{Flujo de Efectivo Anual Promedio}}{\text{Inversión}} \times 100 \\ &= \frac{1'924,697 \text{ Dlls.}}{4'447,300 \text{ Dlls.}} \times 100 = 43\%. \end{aligned}$$

PRIMER TANTEO (40%):

| <u>AÑO</u> | <u>FLUJO DE EFECTIVO</u> | | <u>FACTOR DE ACTUALIZACION</u> | | <u>VALOR ACTUAL</u> |
|------------|--------------------------|---|--------------------------------|---|---------------------|
| 0 | (4'447,300) Dlls. | X | 1.000 | = | (4'447,300) Dlls. |
| 1 | 2'347,338 | X | 0.714 | = | 1'675,999 |
| 2 | 2'347,338 | X | 0.510 | = | 1'197,142 |
| 3 | 1'536,743 | X | 0.364 | = | 559,374 |
| 4 | 1'608,047 | X | 0.260 | = | 418,092 |
| 5 | 1'679,352 | X | 0.185 | = | 310,680 |
| 6 | 2'029,350 | X | 0.133 | = | 269,904 |
| | | | Suma algebraica | = | - 16,1CS Dlls. |

SEGUNDO TANTEO (35%):

| <u>AÑO</u> | <u>FLUJO DE EFECTIVO</u> | | <u>FACTOR DE ACTUALIZACION</u> | | <u>VALOR ACTUAL</u> |
|------------|--------------------------|---|--------------------------------|---|---------------------|
| 0 | (4'447,300) Dlls. | X | 1.000 | = | (4'447,300) Dlls. |
| 1 | 2'347,338 | X | 0.741 | = | 1'739,377 |
| 2 | 2'347,338 | X | 0.549 | = | 1'288,689 |
| 3 | 1'536,743 | X | 0.406 | = | 623,918 |
| 4 | 1'608,047 | X | 0.301 | = | 484,022 |
| 5 | 1'679,352 | X | 0.223 | = | 374,495 |
| 6 | 2'029,350 | X | 0.165 | = | 334,843 |
| | | | Suma algebraica | = | 398,044 Dlls. |

Sustituyendo datos en la fórmula de cálculo de la Tasa Interna de Rendimiento se tiene que:

$$\begin{aligned} \text{TIR} &= \frac{(0.35)(-16,109) - (0.4)(398,044)}{-16,109 - 398,044} \times 100 \\ &= \frac{-5,638 - 159,218}{-414,153} \times 100 = \frac{-164,856}{-414,153} \times 100 \end{aligned}$$

$$\text{TIR} = 39.8 \%$$

De acuerdo al cálculo de la Tasa Interna de Rendimiento el proyecto Acuatitla Bloque 950-1035 se considera "Rentable" ya que la tasa de interés calculada es mayor a la tasa de interés deseada.

C A P I T U L O V I

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VI.1 CONCLUSIONES:

- 1.- El sistema de explotación por corte y relleno con tepetate, se ha seleccionado para la explotación - del bloque 950-1035 Acuatitla, con base en la experiencia que se tiene del minado del bloque 1035-Superficie, las características geológico-estructurales del manto, costo por tonelada extraída y productividad del sistema. Se efectuó una comparación de los sistemas de minado tumbe por subniveles con hundimiento retrasado y corte y relleno hidráulico con el sistema de corte y relleno con tepetate, el cual resultó ser el más ventajoso para el tipo de depósito mineral que presenta el bloque 950-1035 Acuatitla.

- 2.- En la etapa de cuele de las frentes de exploración se deberá tener un control estricto durante el - - avance de estas obras, para evitar que el cuele se realice en material estéril, ya que ésto afectaría en forma considerable en cuanto a dilución de sulfuro, en los primeros cortes del bloque.

- 3.- La rampa de servicio proyectada al alto del flanco "SW" además de facilitar el acceso y proporcionar los servicios necesarios al interior de los rebajes, tendrá la función de explorar el alto de dicho flanco donde se supone la existencia de reservas.

- 4.- De acuerdo al proyecto de la contrafrente general de acarreo se pretende reducir al máximo la distancia de rezagado y movimiento de material estéril, resultando un mejor funcionamiento del sistema de minado.
- 5.- El seccionamiento de los rebajes en tres zonas, - permitirá establecer los ciclos de operación barreración-explotación-relleno con mayor eficiencia, - dado que el número de cruceros de rebaje a rebaje es el indicado para darle versatilidad al sistema.
- 6.- La planeación de los contrapozos Robbins en cuanto a ubicación se refiere, permitirá la continuidad - de estos a cotas inferiores para la futura explotación de bloques localizados a profundidad, evitando de esta forma costos adicionales por concepto - de cuele de contrapozos Robbins desde superficie.
- 7.- Del cuadro comparativo de costos presentado en el Capítulo V, se observa que el sistema de minado, - corte y relleno con tepetate es de 0.26 Dlls. más caro que el sistema de tumba por subniveles con - hundimiento retracado. No obstante, este bloque - no es posible explotarlo por subniveles, dado que se afectaría considerablemente la estabilidad del bloque 1035-Superficie que actualmente se encuentra en explotación. Adicionalmente el gran número de fracturas y fallas que presentan los dos - flancos del manto, se advierten serios problemas - de estabilidad si se explotara por este sistema. Concluyendo, después de haber realizado un análisis geológico-estructural, de características mi-

neralógicas cualitativas, de cálculo del costo - por tonelada y de la productividad del sistema, - para la explotación del bloque 950 Acuatitla el - sistema de minado más ventajoso resulta ser el de corte y relleno con tepetate.

- 8.- Todos los costos se han considerado en "U.S. Dlls" por ser un parámetro de comparación más estable y se tomó un dólar = \$2,462.77 que es el promedio - de la paridad del peso frente al dolar en el año de 1989.

VI.2 RECOMENDACIONES:

- 1.- Es necesario elaborar un programa sistemático de barrenación a diamante, para confirmar el comportamiento estructural del yacimiento, especialmente en el flanco "SW" paralelo 1480 a paralelo - 1400 ya que se cuenta con poca información geológica de esta zona. La barrenación a diamante podrá efectuarse desde la rampa de servicios ubicada al alto del flanco "SW". Con ésto se pretende obtener una información más completa del comportamiento geológico-estructural del anticlinal.
- 2.- El departamento de Mecánica de Rocas deberá realizar un análisis detallado del comportamiento del macizo rocoso, con el objeto de determinar cual - es el tipo de reforzamiento más adecuado, para - conservar la estabilidad de las obras de exploración y preparación, así como de los rebajes, ya - que las secciones geológicas del yacimiento de -

que se dispone, advierten serios problemas durante la explotación.

- 3.- A medida que avance el cuele de las obras de exploración, será necesario colar cruceros al alto y al bajo del manto espaciados 50.0 metros longitudinales, con el objeto de establecer un programa sistemático de barrenación a diamante, para la verificación de las estructuras y control de calidad del mineral.
- 4.- En la rampa de servicios se recomienda el cuele de cruceros a cada 50.0 metros al alto de esta obra, con objeto de explorar la posible existencia de reservas minerales al alto del flanco "SW".
- 5.- Es conveniente que la altura de piso a techo de los rebajes no sea mayor de 3.50 metros, ya que esta altura es la requerida por el equipo de barrenación, evitando de esta forma generar inestabilidad en el interior de los rebajes por tener secciones muy grandes, exceptuando la etapa de explotación en la que los rebajes tendrán una altura de 7.50 metros.

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

- 1.- Alvarez, Manuel Jr. Clasificación de las Provincias Fisiográficas S.N. México, D.F. 1968.
- 2.- Carrillo, Bravo, José. Estudio geológico de una parte del anticlinorio de Huayacocotla. Boletín de la Asociación Mexicana de Geólogos Petroleros. Volumen XVII México, D.F. 1965.
- 3.- Cummins, S.Arthur y Given, A. Ivan. Mining Engineering Handbook The American Institute of Mining, Metalurgical an Petroleum Engineers Inc. 1973.
- 4.- Galán, De Pablo L. los minerales de Manganeso en el área de Molango, Hgo. Instituto de Geología, U.N.A.M. Boletín No. 76 México D.F. 1965.
- 5.- Nock, E. Brown E.T. Excavaciones Subterráneas en Roca, McGraw, D.F. 1965.
- 6.- Mejía, Erasmo y Cervantes, S. Juan. Curso de - Computación Aplicado a la Minería. Universidad de Guanajuato 1981.

- 7.- Paz, Molina Ma. Alba. Explotación del Yacimiento de Manganeso "Los Encinos del Distrito - Minero de Molango, Hgo." Tesis Profesional U.N.A.M. México, D.F. 1981.
- 8.- Rocha, Barragan A. Estudio geológico del Proyecto Acuatitla en el Distrito Manganesífero de Molango, Hgo." Tesis Profesional U.S.L. México, S.L.P. 1985.
- 9.- Serrano, Camargo E. Comunicación Personal. Jefe del Departamento de Ingeniería. Cía. Minera Atlán, S.A. de C.V.
- 10.- Taylor, K. Hugh. Mineral Industries Cost Mine. North West Mining Association 1978.