



Universidad Nacional Autónoma de México

FACULTAD DE INGENIERIA

"EXPLORACION ATAJO ABIERTO DEL  
CUERPO LA MINITA Y SU  
TRATAMIENTO METALURGICO"

TESIS PROFESIONAL

Que para obtener el titulo de  
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P r e s e n t a

J. JESUS GARCIA ACOSTA



Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



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

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

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

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

# TESIS CON FALLA DE ORIGEN

A PARTIR DE  
ESTA PAGINA

FALLA DE  
ORIGEN.

"EXPLOTACION A TAJO ABIERTO  
DEL CUERPO LA MINITA Y SU TRATAMIENTO METALURGICO"

I	I N T R O D U C C I O N
II	GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS
III	DISEÑO Y PLANEACION DEL TAJO
IV	EXPLOTACION DEL CUERPO LA MINITA
V	TRATAMIENTO METALURGICO
VI	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

## I N D I C E

CAPITULO 1	INTRODUCCION	
1	Localización	1
2	Vías de Comunicación	1
3	Clima y vegetación	2
4	Población y Cultura	4
5	Reseña del Descubrimien- to del Cuerpo La Minita	4
6	Lotes Mineros e Infra- estructura	5
7	Localización de la Planta de Beneficio, Colonia y tepetatera	7
CAPITULO 11	GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS	
1	Geología Regional.	8
	A. Fisiografía.	8
	B. Micrografía.	9
	C. Estratigrafía.	9
2	Geología del Depósito.	11
	A. Descripción del Yaci- miento.	11
	B. Estructura y Estra- tigrafía.	12
	C. Características Gene- rales de los Depósi- tos vulcanogénicos.	14
3	Reservas de Mineral.	16
	A. Descripción de la exploración.	16
	B. Muestreo y Ensaye.	16
	C. Reservas Mineras.	18

CAPITULO III      D I S E Ñ O Y P L A N E A C I O N  
D E L      T A J O

1	Introducción.	20
2	Algunas Características y Conceptos que determinan la explotación a Tajo Abierto.	22
3	Estabilidad del Tajo.	24
4	Relación de Descapote.	25
5	Aplicación del algoritmo de Grossman para la Optimización del Tajo.	37
6	Caminos de Acarreo.	42
7	Selección del Ancho de la Berma de un Banco.	47

CAPITULO IV      E X P L O T A C I O N  
D E L C U E R P O L A M I N I T A

1	Patrones de Barrenación.	50
2	Voladura, Explosivos y Artificios.	58
3	Mezclado y Acarreo, Selección, Requerimientos y Cálculo del Equipo.	59
4	Conceptos de seguridad en el manejo de explosivos.	66

CAPITULO V      T R A T A M I E N T O  
M E T A L U R G I C O

1	Beneficio del Mineral.	69
2	Pruebas de Laboratorio	
	a. Determinación Granulométrica.	71
	b. Determinación del Tiempo de Molienda.	71
	c. Determinación de la Relación de Dilución.	72

	d.	Dosificación de Reactivos.	73
	e.	Cálculo de la Carga de Bolas.	74
	f.	Distribución del tamaño de la Carga de Bolas.	76
	g.	Proceso de Concentración.	
	A.	Trituración.	78
	B.	Molienda.	80
	C.	Flotación.	80
	D.	Filtrado.	85
	E.	Balance Metalúrgico.	86
	F.	Diagrama de Flujo General.	87
CAPITULO	VI	C O N C L U S I O N E S Y	
		R E C O M E N D A C I O N E S	88
		B I B L I O G R A F I A	93



## L I S T A D E F I G U R A S .

No. 1	Plano de Localización.	2
No. 2	Plano de Localización Infraestructura	7
No. 3	Sección Estructural Representativa del Cuerpo La Minita.	13
No. 4	Relación Altura-Inclinación.	30
No. 5	Relación Altura de la Pendiente-Angulo de Discontinuidad.	34
No. 6	Deslizamientos y Volcaduras.	31 A
No. 7	Sección Representativa.	39
No. 8	Sección Representativa.	40
No. 9	Sección Representativa.	41
No. 10	Sección de un Camino de Acarreo Optimo.	46
No. 10-A	Ancho Mínimo de la Berma.	49
No. 11	Patrón de Barrenación.	57
No. 12	Diagrama de Flujo de Trituración.	79
No. 13	Diagrama de Flujo Molienda.	81
No. 14	Diagrama de Flujo Flotación.	84

## P R O L O G O

El presente trabajo es un estudio realizado en -  
"Minera Capela, S.A. de C.V." Unidad La Minita, ubicada en el Es-  
tado de Michoacán, con el propósito de desarrollar el trabajo  
escrito que forma parte del plan de estudios de la carrera de  
Ingeniero de Minas y Metalurgista que se imparte en la Facul-  
tad de Ingeniería en la U. N. A. M., a fin de obtener la Licen-  
ciatura en dicha carrera.

Parte del material requerido para efectuar el traba-  
jo, fué obtenido de algunos estudios de barrenación y de op-  
timización de equipo que se realizan en la unidad para mejorar  
la eficiencia en la operación, algunos otros datos fueron dedu-  
cidos mediante la investigación y análisis basados en la prác-  
tica y en la documentación y consulta de algunas obras técni-  
cas que aparecen en la lista de referencias. Cabe hacer no-  
tar que bastante información y asesoría, fueron otorgados por  
el Depto. de Mina.

# I INTRODUCCION.

## I.1 Localización.

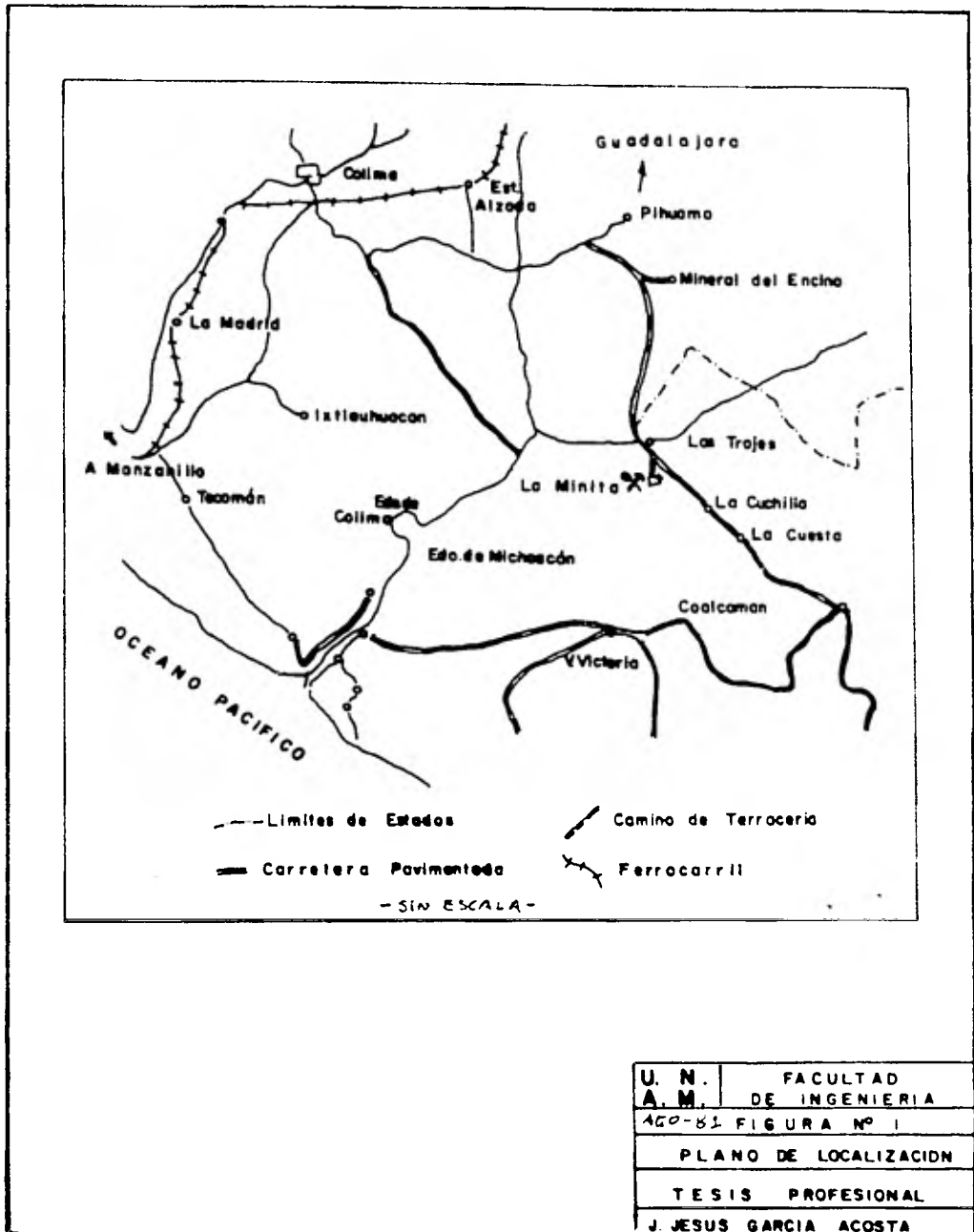
El cuerno La Minita se encuentra localizado en el extremo Noroeste del Estado de Michoacán. Geográficamente se localiza en la intersección del Paralelo 18° 52' 06" de Latitud Norte, y del meridiano 103° 17' 06" de Longitud Oeste de Greenwich. Políticamente corresponde al Municipio de Coalcomán de Matamoros, Estado de Michoacán.

## I.2 Vías de Comunicación.

La Minita cuenta con buena comunicación - a través de un camino de terracería en buen estado y transitable durante todo el año. Este camino, se inicia en el Kilómetro 155 de la carretera pavimentada Manzanillo Jiquilpan, y continúa hasta Coalcomán de Matamoros, Mich.

El acceso por tierra se puede hacer tomando como punto de partida la Ciudad de Colima por mencionada carretera pavimentada, recorriendo su distancia de 42 Kilómetros hasta el entronque mencionado anteriormente. Por este lugar cruza el teleférico del mineral de Las Encinas, posteriormente se recorren 55 Kilómetros del camino de terracería que conduce a Coalcomán. Este recorrido se realiza en aproximadamente dos horas estando en buenas condiciones la terracería.

Llegando por tierra desde el Norte y tomando como punto de partida la población de Pihuamo, Jal., se toma la misma carretera como rumbo al sur a 12 Kilómetros se localiza el mencionado entronque del camino de terracería. El pueblo más cercano a la Minita es Coalcomán de Matamoros, Mich., a una distancia aproximada de 40 Kms.



U. N.	FACULTAD
A. M.	DE INGENIERIA
400-81 FIGURA Nº 1	
PLANO DE LOCALIZACION	
TESIS PROFESIONAL	
J. JESUS GARCIA ACOSTA	

Por la vía aérea se puede eventualmente llegar por avioneta a una pista que se localiza en el poblado de Trojes, Mich., a 20 kilómetros de la Minita.

La estación del ferrocarril más cercana es Alzada, Col., a una distancia de 74 kilómetros de la unidad.

### 1.3 Clima y vegetación.

En el área de interés el clima es de tipo semi-tropical, siendo el invierno y la primavera secos. La época de lluvias es también definida, comprendiendo los meses de Junio a Septiembre. Las precipitaciones son intensas y por lo general se presentan por las tardes.

El tipo de vegetación varía de acuerdo con las elevaciones del terreno; en las partes bajas y ligeramente planas, se cultiva la caña de azúcar, arroz y maíz. En las zonas no cultivadas, sobre todo en el fondo de las barrancas, existen bosques de tepehuaje, mojos y rosa morada. En las zonas que han sido taladas, los arbustos crecen abundantemente alcanzando alturas hasta de 2 metros.

En las partes más altas de la sierra (2000 m.s.n.m), existen bosques de pinos, y en menos escala se encuentra el encino.

### I.4 Población y Cultura.

El área donde se encuentra localizado el Distrito Minero de La Minita, pertenece al Municipio de Coacomán de Matamoros, el cual cuenta con una población aproximada de 14,000 habitantes. En las cercanías existen pequeños núcleos de población (rancherías) que son: La Guadalupe del Cobre, con 120 habitantes, El Ojo de Agua con 50 habitantes, La Juana con 100 habitantes y Trojes con 300 habitantes.

Las Escuelas son muy escasas, siendo el grado escolar de Primaria el más elevado, por lo que el nivel educativo es bajo y el 35% aproximadamente de la población en la región es analfabeta.

(+) Lugar en el cual se localiza la Colonia de Empleados y Obreros de la Empresa.

#### I.5 Reseña del descubrimiento del Depósito.

Desde la década de los 50's, en este lugar se explotaba exclusivamente mineral de barita. Posteriormente Minera Autlán llevó a cabo una barrenación con máquina portátil de aire explorando por manganeso con resultados negativos, cortando sin embargo, valores de mineral de Zinc, al cual no se le dió importancia. Posteriormente llegó Peñoles en busca de mineralización de Zn. y Ag, visualizando un posible nuevo yacimiento, obteniendo resultados positivos en los estudios.

Este es un verdadero nuevo descubrimiento de un depósito de sulfuros metálicos no ferrosos y de un distrito potencialmente importante.

La primer visita al lugar se efectuó en Junio de 1975 y los trabajos formales de exploración se iniciaron en Marzo de 1976, teniendo para Noviembre del mismo año un yacimiento ya cubicado con reservas del orden de 4 millones de toneladas. Gran parte de 1977 y 1978, se dedicó a realizar estudios geológicos principalmente del tipo regional. Sin embargo, con los pocos meses que se dedicó en 1977 y 1978 a la perforación, se logró un incremento de un poco más de un millón de toneladas en cada año.

Existen varias anomalías en el Distrito, así como prospectos como el Tabaquito, que una vez investigados a fondo, incrementarán notablemente el potencial y las reservas del Distrito de la Minita.

#### I.6 Fondos Mineros e infraestructura.

El cuerpo Vulcano se encuentra totalmente dentro del lote La Minita; sin embargo, las zonas de interés adyacentes están cubiertas por los siguientes fondos.

LOTES	HAS.
La Minita	96.0000
la Ampl. La Minita	390.0000
Tabaquito	40.0000
El Tabaquito	451.0000

#### Infraestructura.

Los tres factores más importantes de infraestructura para una operación minera, se describen a continuación:

##### a) Caminos y Estación de Embarque.

Tal como se mencionó, existe un camino de terracería en buen estado que pasa exactamente por la Unidad. La estación de embarque de ferrocarril está a 74 Km., con buen acceso en Alzada, Col.

##### b) Energía Eléctrica.

La fuente de energía eléctrica más cercana, en donde se puede obtener la necesaria para abastecer la Unidad Minera, también se encuentra en Alzada, Col.

##### c) Agua.

Existe suficiente agua. Se aforaron los ríos Orozco y San Marcos en dos puntos, uno a 1.5 km., de distancia y otro a 2.5 km., respectivamente; ambos cumplen con los requerimientos necesarios.

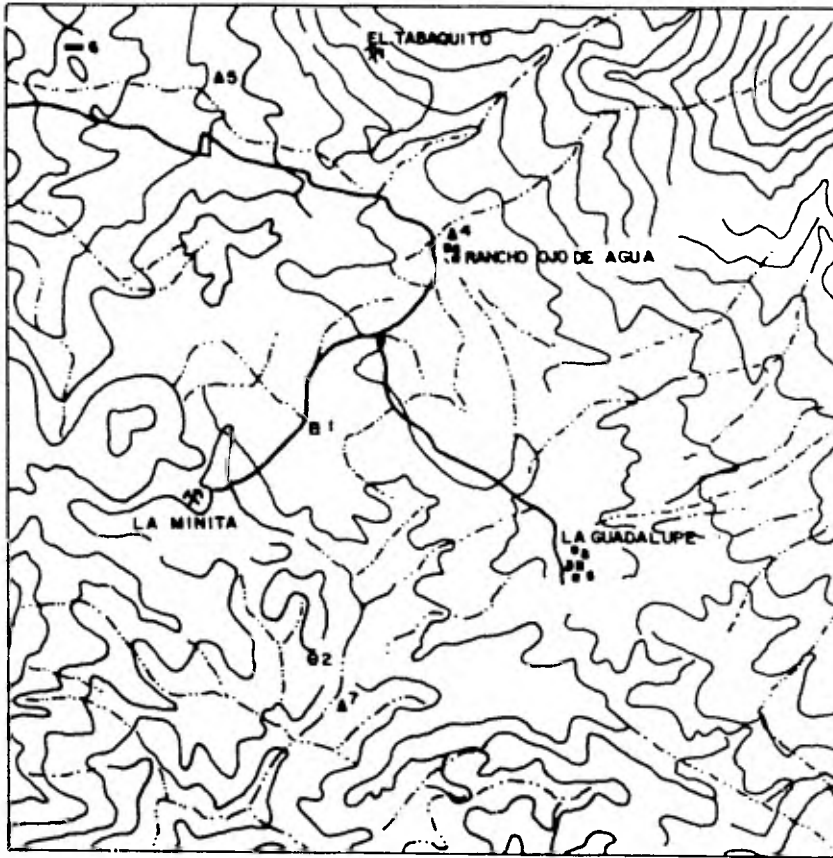
d) Pista de aterrizaje.

A 16 Km ., del Distrito Minero de La Minita rumbo al Guayabo, Jal., existe una zona de cultivos de temporal - con una longitud de 1.2 km., en esta es prácticamente horizontal, y es ahí donde está construida la Pista de aterrizaje - adecuada solamente para avionetas.

e) Servicios.

Los servicios de Correo, Teléfono, Telégrafo así como Bancarios, se pueden efectuar en las Ciudades de Pihuamo, Jal., Colima, Col., y en Coalcomán, Mich., haciéndolos preferentemente en Colima. Col., En la Unidad se cuenta con Radio-Comunicación a Colima.





EXPLICACION

ESCALA 1:100 000

1 PLANTA DE BENEFICIO

2 TEPETATERA

3 COLONIA

4, 5, 6, 7. AFORO DE AGUA

— — — — — TERRACERIA

— — — — — ARROYO

U.N.	FACULTAD
A.M.	DE INGENIERIA
FIGURA N° 2	
PLANO LOC INFRAESTRUCTURA	
TESIS PROFESIONAL	
J. JESUS GARCIA ACOSTA	

## II INFORMACION GEOLOGICA

### II.I Geología Regional.

#### A. Fisiografía y Geomorfología.

Las configuraciones terrestres predominantes en el Distrito de La Minuta están representadas por lomeríos con escarpes; lomeríos de pendientes suaves donde afloran lutitas; topografía cárstica y abrupta donde existen calizas' y cerros arredondados de elevaciones considerables donde se localizan rocas vulcano-sedimentarias.

Las elevaciones en el área oscilan entre los 700 m., (s.n.m.) como en los poblados de la Juana y San Marcos - y los 1,700 m., (s.n.m.) en la Sierra del Tabaquito, el cerro - de Las Juntas y cerro El Laurel.

De acuerdo con la clasificación de las provincias fisiográficas de la República Mexicana elaborada por Raisz en 1964, el Distrito pertenece a la provincia de la Sierra "madre del Sur, subprovincia de la cuenca Balsas-Mexcala y está localizado en el extremo Noroeste de la mencionada provincia, la cual se puede describir de la siguiente forma: Las rocas que la constituyen son metasedimentos paleozóicos cubiertos por sedimentos marinos del cretácico y depósitos continentales. En general, está constituida por cuencas con de presiones centrales.

Hacia el Norte se encuentra la provincia fisiológica del Eje Neovolcánico, representada por el Volcán de Colima.

Geológicamente, el Distrito se localiza dentro de la provincia de La Sierra Madre del Sur, la cual está limitada al Norte por la provincia del Portal del Balsas de acuerdo con la clasificación de Pemex.

#### B. Hidrografía.

La región se encuentra irrigada por diversos ríos y arroyos entre los que figuran por mayor importancia - los siguientes:

Tauna, Naranja, Salado, San Marcos y Orozco, los cuales drenan en su mayoría al río Coahuayana que desemboca en el Océano Pacífico, y limita los Estados de Colima y Michoacán.

El drenaje es de tipo dendrítico en su mayoría.

Los ríos cercanos a la Unidad que son fuentes de toma de agua, son el río Orozco, que se encuentra aproximadamente a 1.5 Km., de la Mina el cual tiene en un punto determinado un aforo de 70 litros/segundo y el río San Marcos que se encuentra a 2.5 Km., del tajo y tiene en un lugar determinado un aforo de 250 litros/segundo, éstos datos fueron tomados en la etapa más crítica .

El río San Marcos tiene un recorrido sobre lutitas, areniscas y conglomeradas de unos 1,500 mts., el resto de su cauce es sobre lutitas (rocas impermeables).

#### C. Estratigrafía.

En el área que comprende el Distrito el Distrito de La Minita, se encuentran rocas vulcano-sedimentarias e ígneas que varían en edad desde el cretácico temprano (Albiano Superior -Cenomaniano Inferior) hasta el reciente.

En términos generales es posible decir que en el Distrito están presentes tres unidades litoestratigráficas de la más antigua a la más joven que son: un estrato volcánico, asociado íntimamente al proceso metalogénico que dió origen a los depósitos La Minita, Tabaquito y La Cuchilla; otro vulcano-sedimentario y el tercero predominantemente sedimentario. La edad de las unidades es cretácico temprano (Albiano Superior-Cenomiano Inferior) con el inicio del Arco Insular que dió origen al vulcanismo y desarrollo de sistemas de calderas submarinas que se extienden a lo largo de las costas de Jalisco, Michoacán, Guerrero y Oaxaca.

Este arco insular está relacionado con el arco Insular Alisitos que es prácticamente su continuación en Baja California para el Cretácico Temprano.

## II. 2.- Geología del Depósito.

### A Descripción.

El yacimiento del cuerpo de la Minita es un depósito estratiforme polimetálico de sulfuros, sulfatos, carbonatos y óxidos, relacionado genéticamente a volcanismo submarino intermedio y félsico de edad del cretácico temprano.

Está compuesto por varios tipos de minerales, minerales masivos de barita con sulfuros, minerales masivos de magnetita con sulfuros y minerales que los dos últimos -- constituyen el cuerpo económico, mientras que los dos últimos cortados por escasos barrenos de diamante, representan un potencial a explorar en el futuro.

Dentro del cuerpo económico se han podido identificar tres zonas distribuidas verticalmente; éstas zonas -- están caracterizadas por la abundancia dominante de algunas de las especies mineralógicas que constituyen el yacimiento, éstas son:

una zona inferior de barita con sulfuros (Zn,Pb.Cu.Fe) y sulfosales (Ag); una zona intermedia de barita con sulfosales (Ag) y sulfuros (Zn.Pb.Fe) y una zona superior de barita y jaspe con sulfuros diseminados (Zn.Pb.Ag).

Parte de las zonas intermedia y superior han sido -- afectadas por procesos de oxidación, los cuales han dado origen a una zona de sombrero de hierro con valores erráticos de Pb y Zn y a una zona de enriquecimiento en valores de plata.

## B Relaciones Estructurales y Estratigráficas

La estructura en la que se localiza el yacimiento de la Minita es un domo regional doblemente buzante cuya orientación es N W  $60^{\circ}$ .

Este pliegue se encuentra abierto en rocas del Cretácico temprano, y se encuentra separado por dos fallas normales con rumbo N E  $30^{\circ}$ , las cuales cortan el domo regional.

El cuerpo La Minita se localiza en la nariz sureste de la estructura coincidiendo con el plano axial y adoptando una forma cómica.

El flanco suroeste del pliegue se inclina suavemente con echados que varían entre  $20^{\circ}$  y  $40^{\circ}$ , de igual forma el cuerpo mineral adopta la misma posición. El flanco noroeste del pliegue presenta una inclinación bastante fuerte, variando sus echados entre  $50^{\circ}$  y  $80^{\circ}$ , el depósito se encuentra fuertemente inclinado en esta Dirección, lo cual puede ser efecto del plegamiento, o bien una posible falla.

En la dirección noroeste, paralelamente al plano axial del pliegue, el cuerpo se inclina siguiendo el contacto de la caliza arrecifal con la unidad de tobas fésicas vulcano-sedimentarias.

En general el cuerpo presenta una forma cómica alargada en el sentido paralelo al eje de la estructura regional.

Cotas

890  
880  
870  
860  
850  
840  
830  
820  
810  
800  
790  
780  
770  
760  
750  
740  
730

DD-04

DD-78

DD-69

DD-63

DD-71

DD-50

DD-51

DD-52

DD-05

Escala Grafica

0 25 50 100

METROS

TIPO DE MINERAL



BARITA CON OXIDOS



BARITA CON SULFUROS

TIPO DE ROCA



SUELO RESIDUAL



LUTITAS Y TOBAS



CALIZA ARRECIFAL



TOBAS VOLCANO-SEDIMENTARIAS



BRECHA CON JASPE Y CALIZA

U.N.  
FACULTAD  
A.M.  
DE INGENIERIA

FIGURA N° 3

SECCION ESTRUCTURAL

TESIS PROFESIONAL

J. JESUS GARCIA ACOSTA

13

C Características Generales de los Depósitos  
Vulcanogénicos.

1 - Ambiente Geológico y Edad.

Las concentraciones de sulfuros de éste muestran una amplia distribución, tanto en espacio como en tiempo donde existieron medios submarinos.

Ellos ocurren no solo en regiones volcánicas activas, tales como arcos insulares o dorsales oceánicos, sino también en cuencas intracontinentales y en plataformas continentales donde la actividad volcánica fué mínima.

Las rocas volcánicas asociadas en composición de basaltos a riolitas. Se les encuentra en uno de los más antiguos segmentos de la corteza tales como la provincia Superior del Precámbrico Temprano en el escudo canadiense, en cuencas precámbricas de Australia y Canadá y en muchos cinturones geosinclinales del Paleozoico y Terciario, y también en nuestros días en el piso oceánico del Mar Rojo. Son por lo tanto, de todos los depósitos de mineral, los más ampliamente distribuidos.

2 - Forma

Los sulfuros masivos vulcanogénicos muestran una extensa variedad de formas, pero todos los depósitos de éste tipo están conformemente incluidos en rocas encajonantes -- volcano-sedimentarias.

Algunos tienen forma lenticular con extensión lateral, raramente excediendo de un kilómetro; pero otros continúan durante varios kilómetros en una forma tabular de poco espesor.



Los depósitos de forma lenticular, generalmente tienen zonas de mineralización en "stockwork", zonas que se cree -- representan los conductos de alimentación de las soluciones mineralizantes ascendentes. Debe notarse que en muchos casos las formas originales han sido modificadas por deformaciones posteriores y en las zonas de metamorfismo de alto grado, se han desarrollado vetillas que cortan a través' de las rocas, aunque la conformidad con las rocas encajantes está bien conservada.

### 3 - Composición Mineralógica.

Como un grupo, los depósitos de sulfuros masivos volcanogénicos son importantes fuentes de cobre, zinc, plomo, plata, y oro, así como bario, yeso, cadmio, mercurio, bismuto-cobalto y estaño. Algunos yacimientos contienen todos estos elementos, pero en muchos otros, uno o más están ausentes. Sin considerar al hierro que es el elemento no económico -- más abundante en estos cuerpos minerales, las relaciones -- Cu-Zn-Pb de muchos depósitos están bien conocidas y definidas.

Los sulfuros más importantes son la pirita, la esfalerita, y la galena; la tetraedrita también es común en algunos depósitos, la plata está contenida en la tetraedrita y menos comunmente en la galena, la plata nativa y sulfosales de plata se describen también en varios depósitos. El oro en caso de estar presente en grado económico, ocurre como metal nativo o electrúm.

## A Descripción descripción de la Exploración.

El cuerpo La Minita ha sido explorado por medio de -  
barrenación de diamante. En total se dieron 78 barrenos en-  
dos etapas de barrenación consecutivas: la primera tuvo como  
objetivo el delimitar el cuerpo mineral y conocer sus reser-  
vas totales para lo cual se perforaron 52 barrenos. La segun-  
da etapa fué una barrenación sistemática de relleno, cuya fi-  
nalidad fué comprobar la continuidad del depósito así como-  
la uniformidad de las leyes obtenidas. Actualmente se cuenta con 5,960 metros barrenados, de los -  
cuales 1 223 interceptaron mineral.

La mineralización económica esencialmente consiste --  
en: barita, plata, zinc y plomo localizados dentro de un cuer-  
po estratiforme de barita y jaspe. Tres zonas económicamen-  
te importantes se han podido distinguir dentro de este cuer-  
po mineralizado, las cuales fueron descritas anteriormente.

## B Muestreo y Ensaye.

El total de las muestras para ensayos provienen del -  
50 % de núcleos de los barrenos perforados. Las Muestras -  
comprenden intervalos de dos metros, con excepción de algu-  
nos tramos que por interés geológico requerían un muestreo-  
más cerrado. La recuperación de los núcleos de barrenación -  
en las zonas mineralizadas es mayor de 90 % y, por consi- -  
guiente, la información obtenida es óptima.

En los primeros barrenos se mandaron analizar exclusi-  
vamente zonas mineralizadas de interés económico, las mues-  
tras fueron analizadas por los siguientes elementos: plata,  
plomo, zinc, cobre, carbonato de bario y sulfato de bario; --  
también se ensayaron, además, por oro y molibdeno; sin embar-  
go, se obtuvieron valores muy bajos, por lo cual se suspen-  
dieron estos análisis.

Por otro lado, las muestras que corresponden a los cuerpos de magnetita fueron analizadas por hierro. Dentro de la zona oxidada un porcentaje muy pequeño de muestras fueron analizadas por manganeso.

### C Reservas Mineras.

El cálculo de reservas elaborado está basado en la información de los 78 barrenos, distribuidos en tal forma, que son suficientes para considerar que los datos obtenidos de ellos tienen el valor y la certeza suficientes para considerar en este caso la categoría de probables, para reafirmar - esto, como ya se mencionó, la recuperación de los núcleos de perforación en la zona del mineral fué superior al 90 %.

Las reservas fueron calculadas usando el método de -- polígonos y bancos, ajustando a la periferia de la minerali- -- zación por medio de configuraciones estructurales de la ci- -- ma y la base del cuerpo.

La altura de los bancos usada fué de diez metros.

Los prismas definidos por cada polígono tienen información directa en su parte central dada por un barreno de - diamante; por lo que solo bloques probados participan en el - cálculo.

En planta, el área de influencia de cada barreno queda así limitada por el perímetro de cada polígono en los bloques completos, y por el perímetro formado por la intersección del polígono con las configuraciones estructurales de la cima y la base del cuerpo mineral para los bloques periféricos.

#### RESERVAS MINERAS.

MINERAL ECONOMICO.		LEYES			
clase de mineral	tons.	Ag (gr/t)	%Pb	%Zn	% BaSO <sub>4</sub>
sulfuros	3' 200 000	80	0. 4	5.65	45.0
+sulfuros + óxid.	1' 450 000	100	0. 3	4.00	48.0
barita	1' 600 000	55	0. 2	0.70	55.0
++ TOTAL	6' 250 000	78	0.33	4.00	48.0
MINERAL MARGINAL					
sulfuros	350 000	30	0. 3	1. 6	20.0

+ Este mineral está presente en una zona cercana a la superficie y su proporción en cuanto a tipo de mineral es de 50 % de sulfuros y 50 % de óxidos.

++ Incluye dilución de 10 % afectando a leyes y tonelaje.

Reservas económicas. Son aquellas que pagan los costos -  
totales.

Reservas Marginales. Son aquellas cuyo valor mínimo es -  
suficiente para pagar los costos de  
la operación de la unidad y su va--  
lor máximo no es suficiente para pa-  
gar los costos totales.

Costos Totales.- Al costo de operación se le agregan  
los gastos administrativos, deprecia-  
ción y financieros, tomando en cuen-  
ta reservas en inversión.

#### I Introducción

La explotación óptima de un yacimiento requiere de un buen programa de planeación y exploración, técnicamente la etapa de exploración es alcanzada cuando hay suficiente información disponible que muestre el tipo de depósito, sus características y su extensión que justifique económicamente su explotación.

En un sentido práctico, la explotación y la planeación son continuamente usados en toda la vida de la mina. La información relacionada al depósito mineral es muchas veces suministrada por un buen programa de barrenación.

Un minado a tajo abierto es una excavación hecha en la superficie de la tierra con el propósito de extraer mineral, y, para esto es necesario extraer grandes cantidades de tepetate (descapote).

La selección de los parámetros físicos del diseño y del tiempo de extracción del mineral y de tepetate son decisiones de gran significado económico.

La planeación principalmente ha sido desarrollada mediante tres factores importantes que son :

- a) La estimación de las reservas de mineral.
- b) El estudio de minado óptimo, y
- c) La evaluación financiera.

La primera etapa aporta las reservas de mineral lo más completo posible, el cual consiste en:

- 1 secciones verticales y plantas del cuerpo
- 2 reservas del cuerpo representado en forma de pequeños bloques.

La segunda etapa comprende:

- 1 Optimización del diseño del tajo.

- 2 Determinación de la relación de descapote, y
- 3 Secuencia de minado.

La tercera etapa que consiste en un análisis de flujos de capital, estudios del valor presente, así como de otras consideraciones tales como método de financiamiento, posibilidad de obtención de créditos y varios otros aspectos económicos.

III 2. Algunas Característica y conceptos que Determinan la Explotación a Tajo Abierto.

Algunos de los principales factores que apoyan la utilización del minado a tajo abierto del cuerpo La Minta son:

a) Forma del Cuerpo.

La estructura del depósito que es de forma cómica - lenticular permite su extracción por tajo abierto teniendo una recuperación del 85% de las reservas totales.

b) Posición del cuerpo.

Es prácticamente horizontal, lo cual es conveniente para tener un desarrollo horizontal amplio del tajo, así se reducen caminos con pendientes fuertes. El depósito se puede considerar tabular, de aproximadamente 40 metros de espesor.

c) Cercanía a la superficie.

Esta característica es favorable ya que origina una - relación de descapote baja.

Los conceptos que controlan la determinación del método de minado adecuado entre un tajo abierto y métodos subterráneos, son los costos de minado y la recuperación y dilución del mineral.

Los costos de minado incluyen el costo de extracción de tepetate.

La relación de tepetate a mineral es por lo tanto un - factor que determina la factibilidad de un minado a cieloabierto y métodos subterráneos, son los costos de minado y la recuperación y dilución del mineral.

Los costos de minado incluyen el costo de extracción de -- tepetate.



La relación de tepetate a mineral es por lo tanto un factor que determina la factibilidad de un minado a cielo abierto o subterráneo.

Otro concepto que debe ser tomado en cuenta, es el punto de equilibrio de la Relación de descapote (P.E.D.), el cual nos determina la relación de tepetate a mineral que es permisible en una explotación a tajo abierto, o sea, el punto donde se hace conveniente el minado subterráneo.

Esta relación puede ser determinada mediante la siguiente ecuación:

$$\text{P.E.D.} = \frac{\text{MINADO SUBTERRANEO (\$/ton)} - \text{MINADO A TAJO ABIERTO (\$/ton)}}{\text{DESCAPOTE TEPETATE (\$/ton)}}$$

Si : Costo de minado subterráneo = \$ 10.00 / ton.  
Costo de minado a tajo abierto = \$ 2.00 / ton.  
Costo de descapote tepetate = \$ 2.25 / ton.

$$\text{Punto de equilibrio} = \frac{10.00 - 2.00}{2.25} = 3.56.$$

P.E.D. = 3.56 tepetate : 1 mineral

Esto representa que, solamente las zonas del cuerpo mineral donde la relación de descapote no exceda de 3.56 de tepetate a 1 de mineral, se puede minar por tajo abierto, en cambio, cuando la relación es mayor, el minado puede ser subterráneo.

### III 3. Estabilidad del Tajo.

#### A- Objetivos.

En las operaciones mineras a cielo abierto, la determinación óptima de las pendientes de los taludes y su configuración general son aspectos críticos en el diseño de un tajo. El objetivo principal en el diseño del talud - así como el propio tajo, es lograr la extracción del yacimiento eficientemente, a un mínimo costo y con máxima - seguridad.

El estudio de estabilidad de taludes en rocas es - básicamente un problema de ingeniería geológica. Es indispensable un entendimiento profundo de aspectos geológicos relacionados con estructuras, flujos de agua, intemperismo y otras condiciones naturales del ambiente geológico. Igualmente importante, es la relación que guardan las fuerzas de los materiales y las fuerzas causantes de la inestabilidad de los taludes, para lo cual se requiere -- efectuar operaciones de cálculos basadas en mecánica de rocas.

La estabilidad o inestabilidad de un talud, depende del margen o diferencia entre las fuerzas que tienden a resistir deslizamientos y las fuerzas que tienden a ocasionarlos.

Este aspecto reconoce el concepto del factor de seguridad del talud.

Por lo tanto, el problema del diseño de un talud se resuelve con la aplicación de mecánica de rocas, y el factor de seguridad que se debe incluir en cualquier caso particular.

Mediante los siguiente diagramas, se justifica que la pendiente del talud del tajo que se ha seleccionado, que es de  $45^{\circ}$ , es estable ya que con éste valor se ha visto en la práctica que se han obtenido resultados favorables en cuanto a la selección y optimización de equipo, patrones de barrenación adecuados y una estabilidad recomendable que permita trabajar con seguridad.

## B- Deslizamientos.

La figura número 4 muestra que, mientras muchos taludes son estables con ángulos abruptos y con alturas de varios cientos de pies, muchos taludes en cambio, con planos de falla solo tienen decenas de pies de altura y con pendientes suaves son inestables.

Esta diferencia es debida a que el factor de la estabilidad del talud en la roca varía con la inclinación de las superficies discontinuas (fallas, juntas o discordancias), dentro de la masa de roca.

Esas discontinuidades que pueden ser verticales u horizontales pueden ocasionar fracturas. Cuando la masa de roca presenta superficies discontinuas hacia profundidad, y la cara del talud tiene ángulos abruptos entre  $30^{\circ}$  y  $70^{\circ}$ , el deslizamiento puede ocurrir y la estabilidad de esos taludes es notablemente baja.

En el cuerpo de La Minita, se tienen valores económicamente extraíbles hasta la cota 750 (m. s. n. m.), y el banco más elevado estará en la cota 930, por lo tanto la altura del talud general del tajo será de 180 metros = 540 pies. En la figura núm. 4 se puede observar que para un talud de  $45^{\circ}$  y para una altura del mismo de 540 pies, se presenta una buena estabilidad.

La influencia de la inclinación de un plano afallado sobre la estabilidad de un talud está ilustrada en la figura cinco.

Claramente, la presencia o ausencia de superficies discontinuas tienen un significado sobre la estabilidad del talud de una roca, y la detección de esas características geológicas es uno de los más importantes estudios en la investigación de la estabilidad.

En el diagrama de la figura 5, se observa que para la altura del banco de 75 pies, el ángulo de la superficie discontinua puede ser de  $10^{\circ}$  y el talud del banco permanece estable, en cambio para alturas de más de 60 pies y con superficies discontinuas con ángulos de más de  $20^{\circ}$ , el talud particular de los bancos es inestable.

Para bancos de 30 pies, que es el caso del tajo de La Minita, el ángulo de la superficie discontinua puede variar desde  $10^{\circ}$  a  $90^{\circ}$  y no afecta la estabilidad del talud del banco.

### C- Fricción, Cohesión y Densidad.

Las propiedades de las rocas, las cuales son las más relevantes para el estudio de la estabilidad de un talud, son el ángulo de fricción, la cohesión, y la densidad de las rocas y los suelos.

La fricción y cohesión son mejor definidas en términos de un diagrama de fuerza cortante-fuerza normal dado la figura, 6-A. Este diagrama es una versión simplificada de resultados los cuales fueron obtenidos de una roca con discontinuidades geológicas, y es sujeta a un sistema de cargas, las cuales causan deslizamientos a lo largo de las superficies discontinuas.

La fuerza cortante (  $t$  ) requiere para causar un incremento en el deslizamiento, un incremento en la fuerza normal (  $r$  ). La pendiente que origina la relación entre la fuerza cortante y la fuerza normal define el ángulo de fricción (  $\phi$  ).

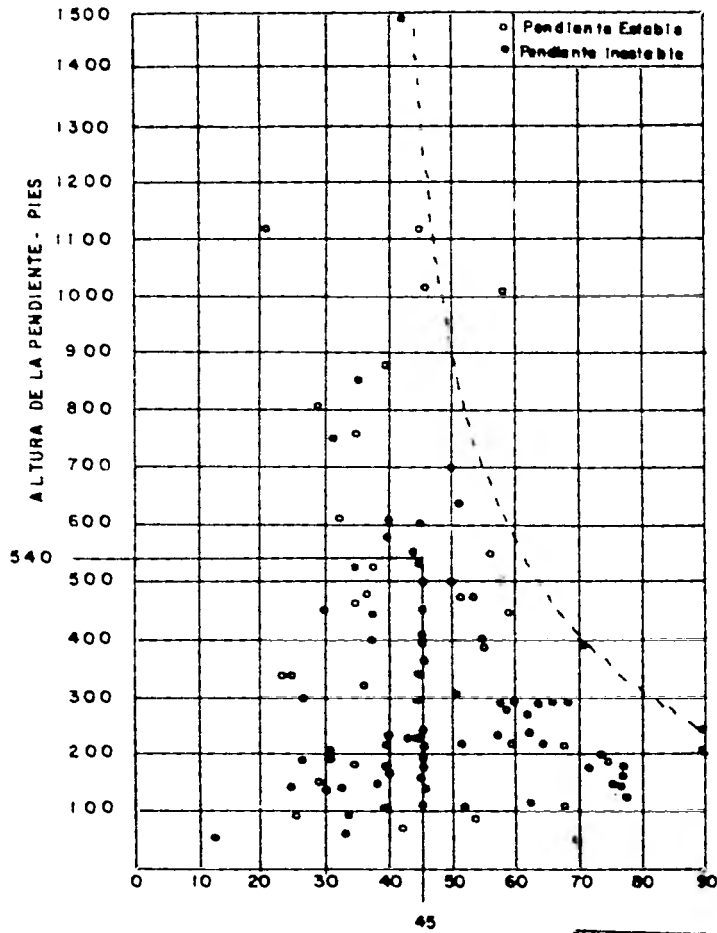
Los valores más comunes para el ángulo de fricción y de cohesión, los cuales fueron calculados en la tabla 1 con sus respectivos pesos unitarios para cada material. Los valores calculados en esta tabla intentan dar una idea de las magnitudes que pueden ser usadas para obtener estimaciones preliminares de la estabilidad de un talud.

### D - Volcaduras.

Considerando un bloque de roca descansando sobre un plano inclinado como se muestra en la figura 6-A, en este caso, las dimensiones del bloque son definidas para la altura  $h$  y la longitud de la base  $b$ , y se supone que las fuerzas resistentes al movimiento descendente del bloque son debidas a la fricción solamente.

Cuando el vector que representa el peso  $w$  del bloque se incrementa, el deslizamiento puede ocurrir si la inclinación del plano  $\psi$  es más grande que el ángulo de fricción  $\phi$ . Cuando el bloque es muy alto y poco ancho, el vector  $w$  del peso del bloque puede fallar de la base  $b$  y, cuando esto sucede, el bloque puede volcarse y rodar.

220011



ANGULO DE LA PENDIENTE - GRADOS

U.N.	FACULTAD
A.M. DE INGENIERIA	
FIGURA N° 4	
RELACION ALTURA - INCLINACION	
TESIS PROFESIONAL	
J JESUS GARCIA ACOSTA	



Las condiciones para un deslizamiento y/o volcadura son definidas en la figura 6\_B. Las cuatro regiones de este diagrama son definidas en la siguiente manera:

Región 1 :  $\phi < \phi$  y  $b/h > \tan \phi$ , el bloque es estable, no hay deslizamientos ni volcaduras.

Región 2 :  $\phi > \phi$  y  $b/h > \tan \phi$ , el bloque puede deslizarse pero no volcarse.

Región 3 :  $\phi < \phi$  y  $b/h < \tan \phi$ , el bloque puede volcarse pero no deslizarse.

Región 4 :  $\phi > \phi$  y  $b/h < \tan \phi$ , el bloque puede deslizarse y volcarse simultaneamente.

B - Factor de seguridad de un Talud.

Rodas las ecuaciones que se presentan en la estabilidad de un bloque sobre un plano inclinado deben presentar un equilibrio entre las fuerzas tendientes a provocar el movimiento y las fuerzas que se oponen a él.

La estabilidad de los taludes bajo las condiciones anteriores definen un índice llamado Factor de Seguridad, y puede ser definido como la relación entre las fuerzas disponibles a resistir el movimiento y las fuerzas tendientes a provocarlo.

Cuando el talud está sobre un plano de falla, la condición de equilibrio existe en la cual las fuerzas resistentes provocativas del desplazamiento son iguales y el F.S. = 1 .

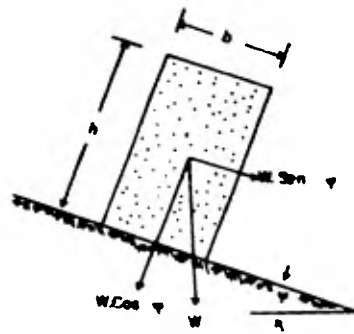


FIG. 6-A Geometría de un block sobre un plano inclinado

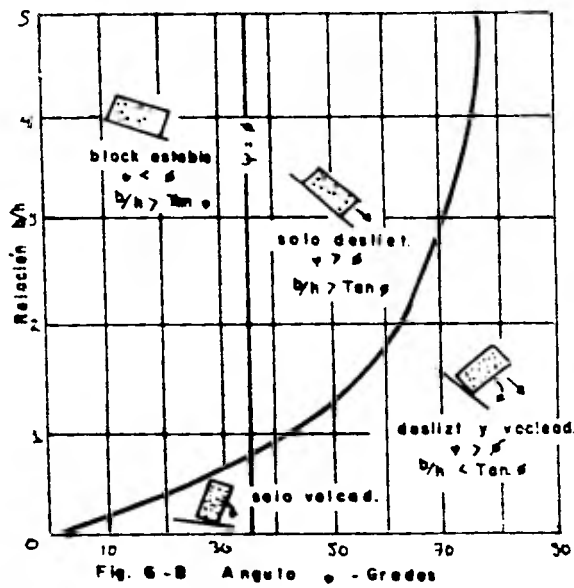


Fig. 6-B Angulo  $\phi$  - Grados

Condiciones para deslizamientos y volcaduras  
de un block sobre un plano inclinado.

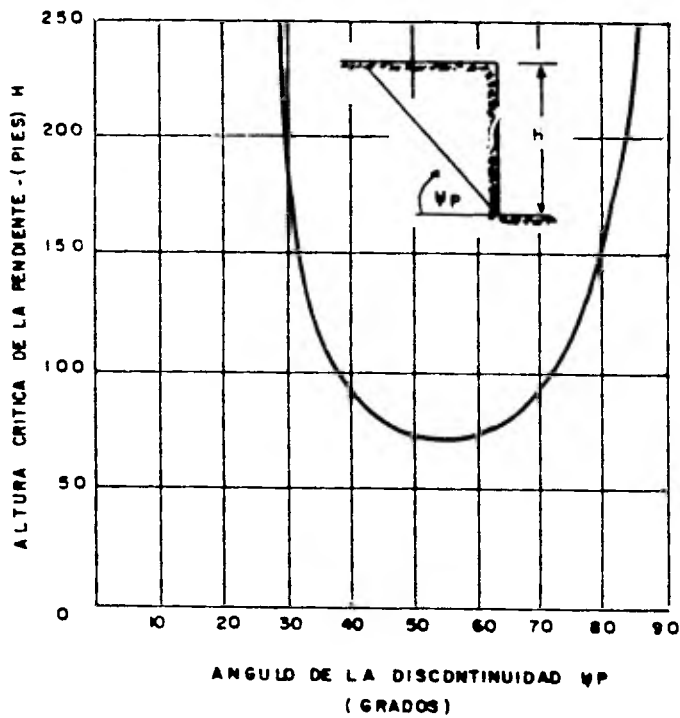
U.N.	FACULTAD
A.M.	DE INGENIERIA
FIGURA N° 6	
DESLIZAMIENTOS Y VOLC.	
TESIS PROFESIONAL	
J. JESUS GARCIA ACOSTA	

Cuando el Talud es estable, las fuerzas resistentes -  
son mayores que las fuerzas provocativas y el valor del -  
factor de seguridad puede ser mayor que la unidad.

En la práctica, en una operación minera, un valor del fac\_  
tor de seguridad de 1.0 3.0 es el adecuado generalmente -  
para los taludes.

Para taludes adyacentes a caminos de acarreo o instalaci<sup>o</sup>-  
nes, el Factor de Seguridad recomendable es el 1.5.

TABLA 1. PROPIEDADES DE SUELOS Y ROCAS.					
TIPO	DESCRIPCION MATERIAL.	PESO UNITARIO. (lb/pie <sup>3</sup> )	ANG. DE FRIC.	COHESION lb/pie <sup>2</sup>	
BAJA COHESION.	ARENA.	ARENA SUELTA, GRANO UNIF.	116/go.	28-34	
		" CONSOLIDADA-" "	130/109.	32-40	
		" SUELTA GRANO MEZCLADO	124/99	34-40	
		" CONSOLIDADA GNO.MEZC.	135/116	38-46	
	GRAVA	GRAVA, TAMAÑO UNIF. DEL GNO.	140/130	34-37	
		ARENA Y GRAVA.	120/110	48-45	
	ROCA TRACTURA-DURA	BASALTO	140/110	40-50	
		YESO	80/62	30-40	
		GRANITO	125/110	45-50	
		CALIZA	120/100	35-40	
ARENISCA		110/80	30-35		
LUTITA		80/30			
ARCILLA	BENTONITA	80/30	7-13	200-400	
	ARCILLA	90/40	12-16	200-600	
ROCA	ROCAS IGNEAS.	160-190	35-45	720 000-	
	GRANITO, BASALTO, PORFIROS.			1150 000 .	
	ROCAS METAMORFICAS-	160-180	30-40	400 000-	
	CUARZITA, GNLISS, PIZARRA.			800 000 .	
	ROCAS SEDIMENTARIAS -	150-180	33-45	200 000-	
	CALIZA, DOLOMITA, ARENISCA			600 000 .	
ROCAS SEDIMENTARIAS EDAS	110-150	24-35	2 000-		
ARENISCA, CARBON, YESO, LUT			400 000 .		



U.N.	FACULTAD
A.M.	DE INGENIERIA
FIGURA N°5	
REL ALT PENDIENTE ANG DISCONT.	
TESIS PROFESIONAL	
J. JESUS GARCIA ACOSTA	

#### III 4. Relación de descapote.

Uno de los principales factores relacionados con la elección del método de minado es el costo de extracción y movimiento del material estéril, para exponer y extraer el mineral.

Si la relación del material de tepetate a mineral es muy grande, significa que podría ser más rentable la extracción del mineral por métodos subterráneos.

Es muy importante por consiguiente la determinación económica de la relación de descapote para la aplicación de métodos al cielo abierto.

La siguiente ecuación determina el límite económico en la relación de descapote, la que puede ser aplicada para establecer los límites del tajo. Esta relación limita la geometría del tajo a ciertas ganancias marginales.

$$\text{Valor Recuperable/Ton. Min.} - \frac{\text{Costo Oper.}}{\text{Ton. Min.}} + \frac{\text{Ganancia Min.}}{\text{Ton. Min.}}$$

Costo de Descapote/Ton. de Tepetate.

Esta relación asegura que habrá una ganancia mínima en la explotación del mineral.

Dicha ecuación, es un instrumento de mucha utilidad en el diseño del tajo y puede ser aplicada en diferentes etapas del descapote para obtener la decisión de minar o abandonar un bloque de mineral.

Otra relación debe ser determinada y es la relación total de descapote, la cual consiste en la relación del tonelaje total de material estéril y el tonelaje total de mineral. En ninguna circunstancia esta relación deberá ser mayor al límite económico o a la relación calculada para definir el método de minado a efectuar.

$$R_T = \frac{\text{Volúmen Tajo} - \text{Volúmen Mineral.}}{\text{Volúmen Mineral.}}$$

Para La Minita:

$$R_T = 9'900,000 / 5'315,000 = 1.86 : 1$$

Las relaciones de escapote anteriores, nunca se mantienen constantes para toda la vida de la mina, puesto - que ellas expresan el promedio general para el depósito mineral comprendido dentro de los límites del tajo, por lo tanto se requiere una relación que proporcione una cifra de la relación de mineral a tratar con el tonelaje - total de material necesario a minar, esta relación se determina así:

$$R_p = \frac{\text{Ton. total material} - \text{Ton. total mineral}}{\text{Ton. total Mineral}}$$

Esta relación se debe calcular con intervalos cortos de tiempo ( mes, año), es por eso que se conoce como la relación de producción, dicha relación expresa el número de unidades adicionales de material estéril que se deben mover para - extraer una unidad adicional de mineral.

### III 5. Aplicación del Algoritmo de Lerchs and Grossman para la optimización del tajo.

#### 1. Introducción.

Para desarrollar el diseño de un tajo, es conveniente tener en cuenta que siempre existe un diseño final económicamente óptimo para un determinado cuerpo mineral; es muy importante conocerlo, para así establecer el programa de minado adecuado que obtenga los mejores resultados.

En el tajo La Minita, el diseño elaborado para la explotación del cuerpo mineral por tajo abierto, fué realizado - aplicando el sistema de Lerchs an Grossman para la optimización económica del Tajo, efectuando con los parámetros y constantes necesarias en computadora, obteniendo el diseño del tajo en 110 secciones en direcciones norte-sur y este-oeste. A continuación se hace una descripción del método y se ejemplifica con una sección representativa del cuerpo de la Minita.

#### 2. Método de Optimización.

El diseño óptimo del tajo es aquel que maximice las utilidades en la explotación del depósito mineral. Un método práctico que se emplea para llegar a las condiciones anteriores y determinar la localización del límite económico final del tajo, es un análisis tridimensional, el cual está basado -- en una programación dinámica (escala móvil de valores) descrito por Lerchs and Grossman.

El primer paso es dividir el cuerpo mineral en secciones representativas equidistantes en dos direcciones, cada bloque de mineral tendrá su valor insitu de acuerdo a su contenido metálico. La altura del bloque será definida según la línea inclinada que representa la pendiente estable del tajo, en este caso es de  $45^{\circ}$  y por lo tanto la altura del bloque es igual a su ancho y su grosor será determinado por la distancia entre secciones.



El siguiente paso es asignar los valores económicos - isitu a los bloques de mineral deducidos por la ley del depósito, recuperación metalúrgica y costos de beneficio. En los bloques de tepetate, sus valores son asignados con números negativos equivalente al costo de movimiento de ese material, a los bloques de mineral sus valores serán positivos - equivalentes a la suma de utilidades generadas por la obtención de ese mineral.

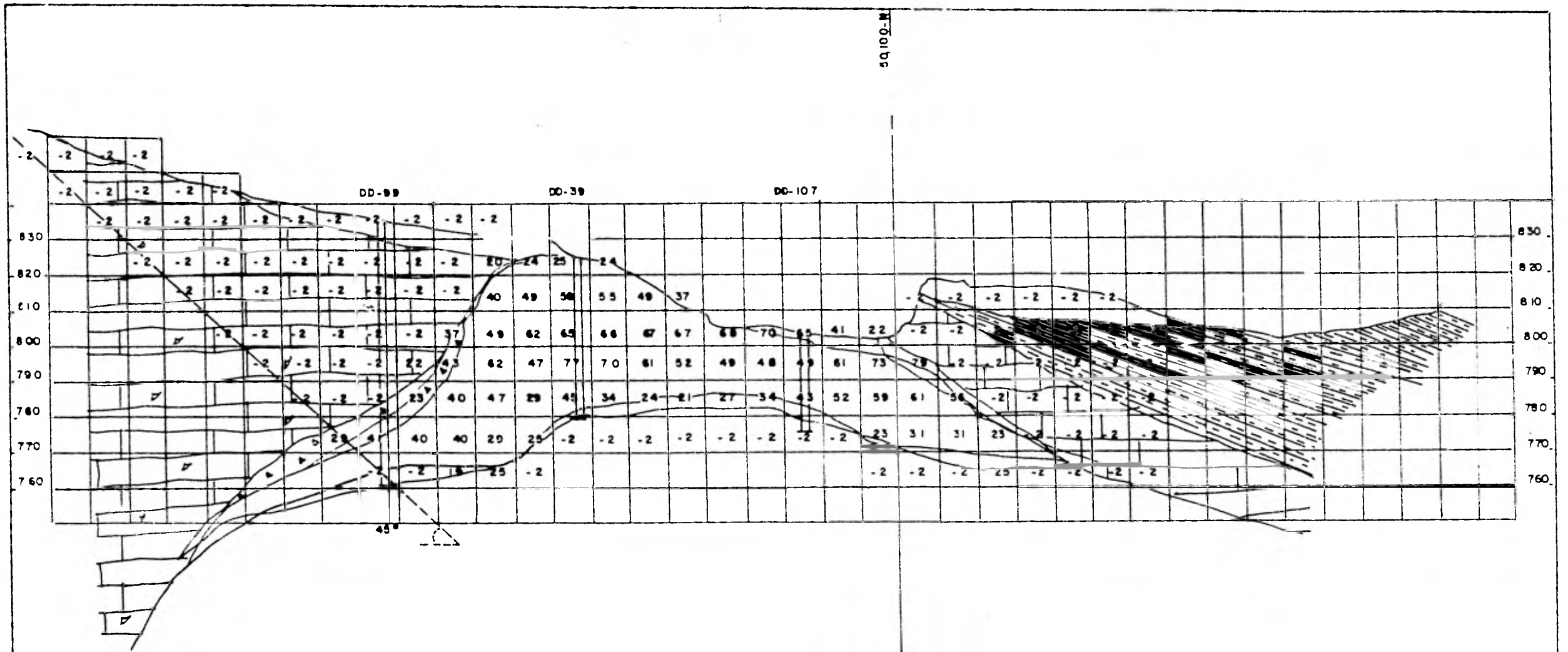
Después se calcula el valor acumulativo de cada columna de bloques, efectuando sumas algebraicas entre los bloques positivos y negativos.

El valor indicado en cada bloque es simplemente el valor acumulado de todos los bloques que descansan directamente encima de él en la misma columna. El siguiente paso es el cálculo de las utilidades netas o costos generados en cada bloque utilizando el Algoritmo de Grossman, esto es: El valor o costo de un bloque es determinado por cualquiera de los tres bloques que estén a la izquierda de dicho bloque, ya sea el bloque de la parte superior izquierda, el de la parte inferior o el que está o el que está inmediatamente a la izquierda tomando siempre aquel que dé la cantidad más positiva de los tres, y se suma algebraicamente al costo de o valor del bloque por calcular, obteniendo así la utilidad ó -- costo de ese bloque.

Al obtener los valores de todos los bloques de la sección, tomando en cuenta el ángulo de inclinación del tajo, y analizando el valor de cada bloque conlindante, se limitan los bloques económicamente factibles de extraer, desarrollando de esta manera el límite final del tajo en esa sección.

Posteriormente, al tener cada una de las secciones del cuerpo limitados, se proyectan en planta y se desarrolla el -- límite final del tajo, suavizando la geometría definitiva del mismo.

Con este método se pueden obtener las siguientes ventajas:

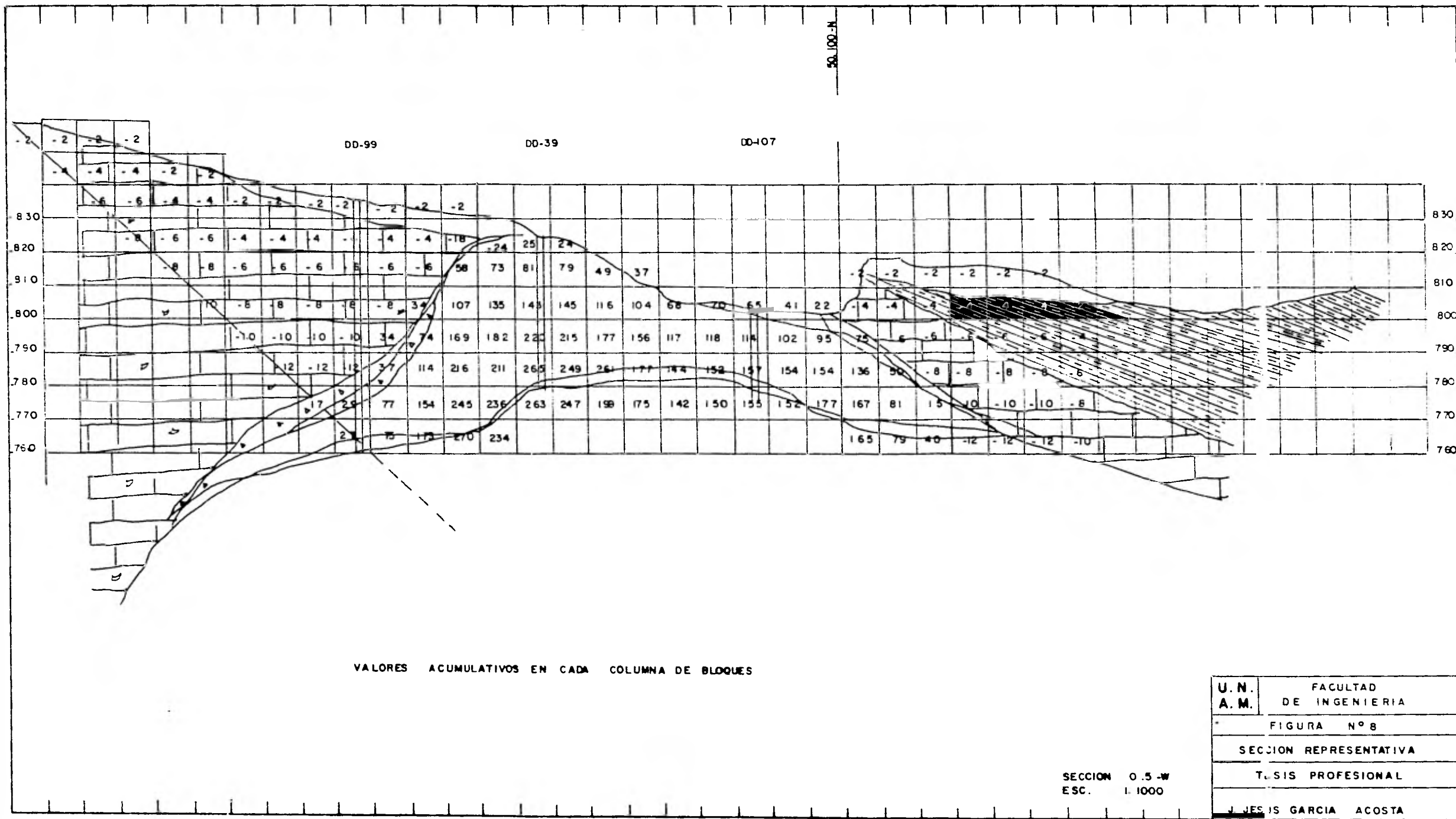


ASIGNACION DE VALORES A CADA BLOQUE

COSTO DE OPERACION (EXTRACCION) / BLOQUE = 2 UNIDADES (-)  
 VALOR INBRITO DEL MINERAL DE ACUERDO A SU CONTENIDO METALICO = X UNIDADES (+)  
 (EN ESTE VALOR YA ESTA DEDUCIDO EL COSTO DE EXTRACCION)

SECCION 0.5 - W.  
 ESC. 1:1000

U. N.	FACULTAD DE INGENIERIA
A. M.	FIGURA N° 7
SECCION REPRESENTATIVA	
TESIS PROFESIONAL	
J. JESUS GARCIA ACOSTA	





- + Se obtiene una relación de descapote óptima.
- + Es un método dinámico, en base a los cambios constantes de los precios de los metales ; - siempre y cuando no afecte al diseño original final del tajo.
- + Es un método que se desarrolla por computadora.

En las figuras 7, 8 y 9 se ilustra una sección -- representativa del cuerpo, en la cual se determina el diseño final económico del tajo en esa sección, obtenido mediante la aplicación del Algoritmo de Grossman. En la figura No.7 se representa la sección dividida en bloques con sus respectivos valores. Se estima un costo de operación de dos unidades en extracción por bloque. En la figura No.8 se determinan los valores acumulados de cada columna de bloques, y en la figura No.9 se obtiene el diseño final económico del tajo, una vez que se ha aplicado el Algoritmo de Grossman y se han seleccionado los bloques económicamente extraíbles, tomando en consideración la pendiente máxima estable del tajo deducida con anterioridad.

## 6. Caminos de acarreo.

Las minas a tajo abierto requieren un camino final de acarreo, y algunas veces más, dependiendo de la configuración del cuerpo mineral, la profundidad del tajo y topografía del terreno. Existen tres consideraciones principales en la construcción de un camino de acarreo.

- 1.- Pendiente.
- 2.- Anchura.
- 3.- Localización.

## 1. Pendiente.

La pendiente de un camino de acarreo es mejor determinada a partir de las tablas de operación del equipo de acarreo con respecto a su velocidad máxima permisible, y frenado. Siguiendo criterios económicos, entre mayor sea la pendiente menor será la distancia de acarreo, pero, básicamente, se deben de tomar en cuenta las características específicas del equipo.

Como regla general, la pendiente adecuada de un camino es de 8% a 12%, que es permisible para la resistencia normal de rodamiento. Cuando las condiciones climatológicas son extremas, la tendencia es a reducir la pendiente.

También es recomendable evitar cuando sea posible las pendientes en contra de la carga.

La pendiente y velocidad de los camiones es establecida de la siguiente forma:

Pendiente	Velocidad (M.P.H.)
- 10%	15
- 3%	20
0%	20
+ 3%	20
+ 10%	15

## 2. Anchura.

La anchura del camino de acarreo es básicamente determinada por el tipo del equipo seleccionado para el acarreo.

Mediante los siguientes diagramas, se justifica que la pendiente del talud del tajo que se ha seleccionado, que es de  $45^{\circ}$ , es estable ya que con este valor se ha visto en la práctica que se han obtenido resultados favorables en cuanto a la selección y optimización de equipo, patrones de barrenación adecuados y una estabilidad recomendable que permite trabajar con seguridad.

Por regla general se debe tener no menos de  $3 \frac{1}{2}$  veces el ancho del equipo más ancho, que habrá de circular en dicho camino; este valor debe ser ligeramente incrementado en las curvas del camino.

En el tipo de La Minita, el equipo de acarreo usado son camiones de 35 toneladas de capacidad, Caterpillar Modelo 769\_C, los cuales tienen una anchura de 3.7 m., por lo tanto, los caminos de acarreo de la mina tienen 13.0m. de ancho mínimo, desde el inicio de la cuneta hasta el principio del bordo. En la figura No.10, se ilustra una sección de un camino de acarreo, mostrando las dimensiones del equipo, de la cuneta, del camino y del bordo de seguridad.

### 3. Localización.

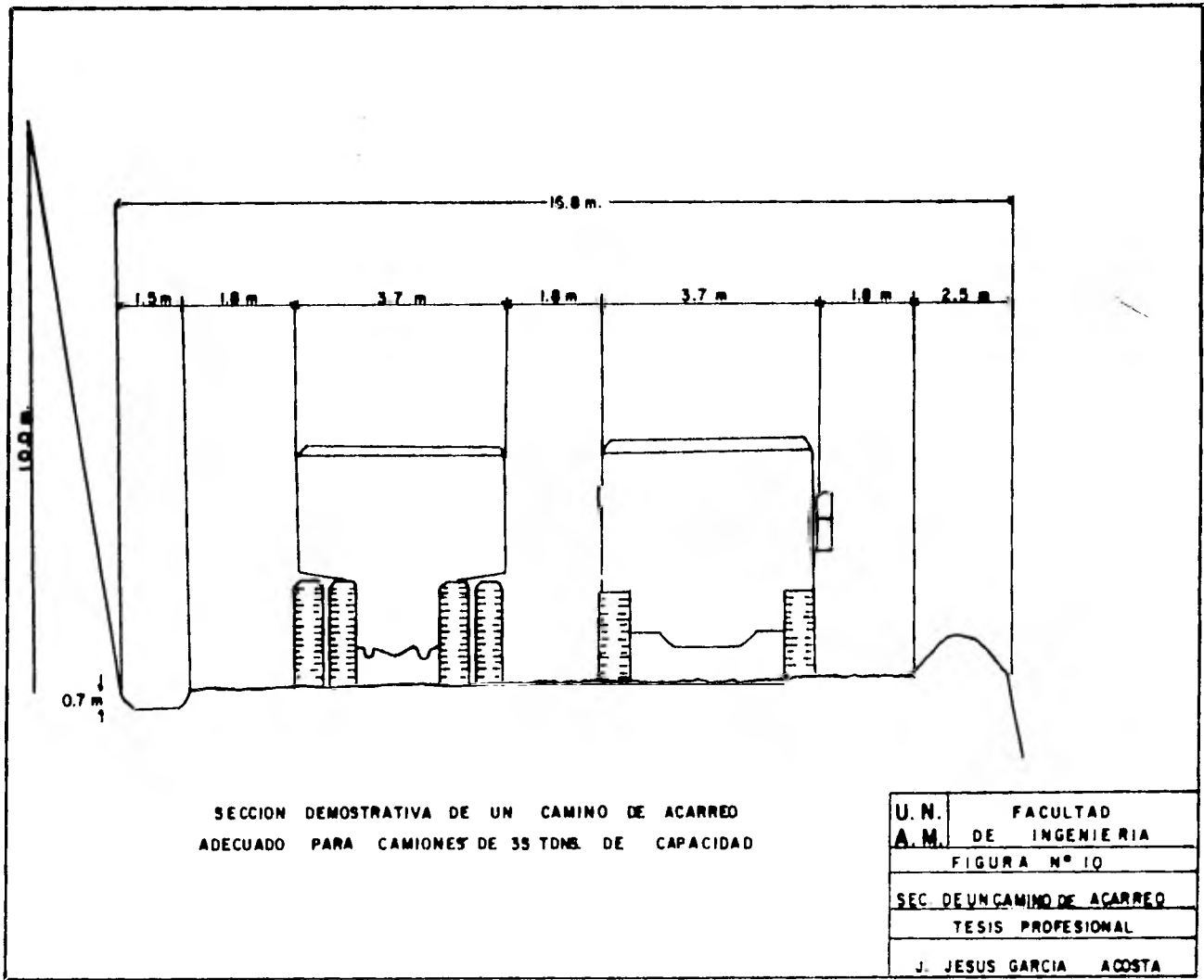
Teóricamente, la mejor localización de un camino es aquella que permita llegar a cada nivel de explotación, con una pendiente continua hasta el centro de gravedad del volumen por mover; lo anterior resulta muy difícil conseguir, por la cantidad de caminos que tendrían que construirse, y el alto costo que, lógicamente, esto representa.

Un factor que debe ser considerado es el tiempo en el cual el camino debe ser establecido; idealmente, el camino final de acarreo debe ser construido lo antes posible para evitar la construcción de caminos temporales.

Otro. aspecto que se debe tener en cuenta es el drenaje, es conveniente que dentro del tajo el camino tenga una ligera pendiente hacia la pared del mismo camino, a fin de canalizar el agua a la cuneta, evitando así el peligro de derrapar al transitar por el camino.



04



## 7. Selección del ancho de la berma de un banco.

### 1. Consideraciones básicas para el diseño de taludes.

En los taludes de los bancos, la inestabilidad - ocurre como un resultado del fracturamiento a lo largo de - discontinuidades estructurales, tales como discordancias, - juntas, contactos geológicos y fallas. La inestabilidad raramente se presenta en rocas homogéneas, a no ser que la roca sea blanda.

Un factor importante en el análisis de estabilidad y diseño del talud de una roca, es la determinación y evaluación de la orientación, geometría y distribución espacial de las discontinuidades en los taludes.

Los parámetros que gobiernan la geometría de un talud son: la altura del banco H, la altura de la berma  $l$  -- y el ángulo del talud del banco B. Normalmente éstos parámetros son determinados por las características físicas del material del talud y el tamaño y tipo del equipo a ser usado.

### 2. Anchura de la Berma.

El ancho adecuado de la Berma de un banco es -- aquel que puede retener todo el material del banco superior -- que pueda caer sobre él, debido a caídas o deslizamientos, hasta alcanzar el ángulo de reposo ( $r$ ) de dicho material.

En la figura No.10-Am se muestra una sección -- donde se representan los elementos que constituyen un banco. El área A representa la cantidad máxima de material que puede deslizarse y caer sobre el banco inferior, el área A representa el material ya caído y  $l_{req}$  es el ancho mínimo -- de la berma que puede retener ese material.

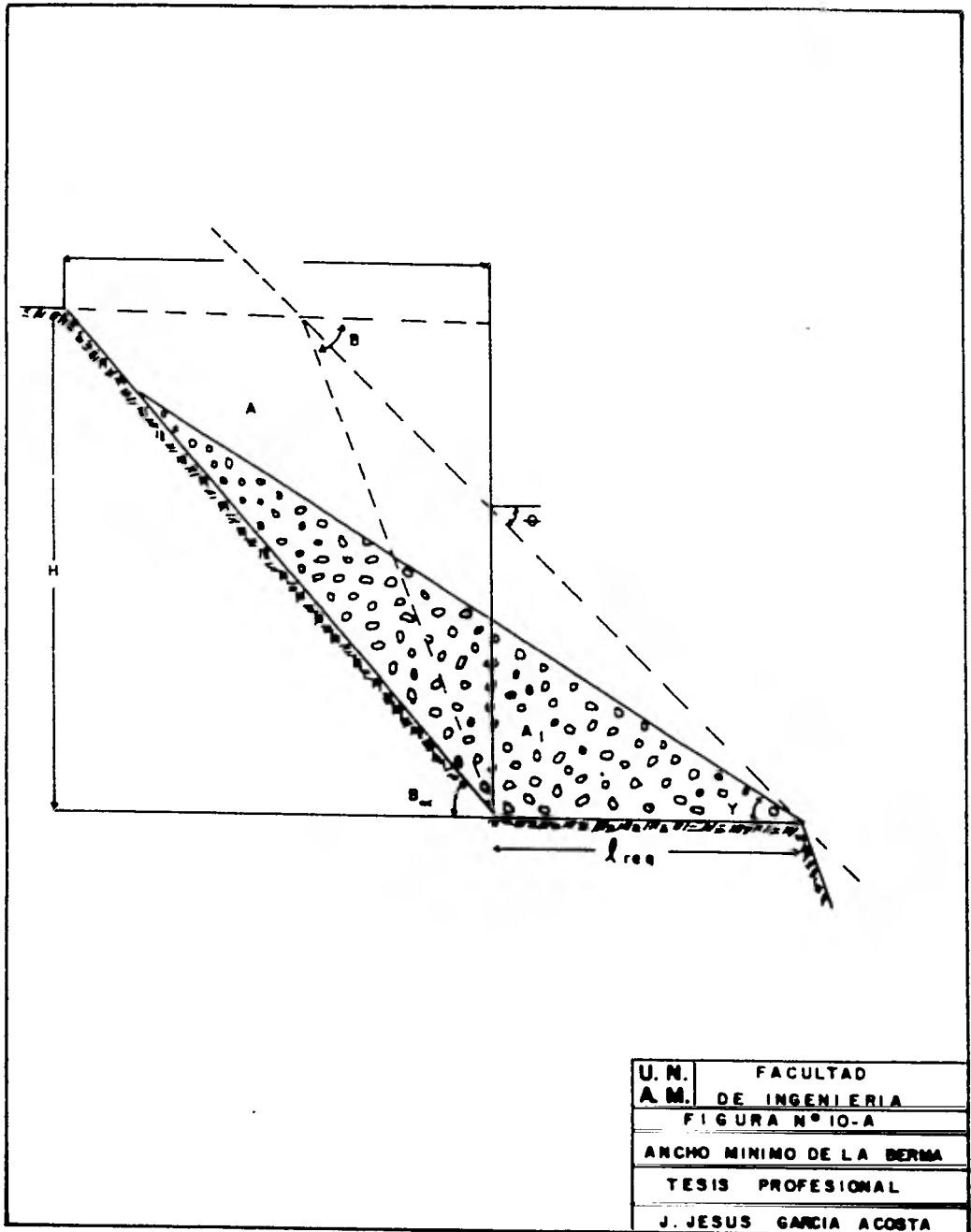
$$A = \frac{H^2}{2} \left[ \frac{1}{\tan B} - \frac{1}{\tan \beta_2} \right]$$

$$l_{req} = \sqrt{\frac{2A}{\sin r \cos r + \frac{(\sin r)^2}{\tan(\beta_2 - r)}}$$

donde:

- B      Angulo del talud original del banco.
- $\beta_2$     Angulo del talud final del banco
- H      Altura del banco.
- A      Material que puede caer.
- $A_1$     Material ya caído.
- $\theta$       Angulo del talud general del tajo.
- r      Angulo de reposo del material.
- $l_{req}$    Ancho mínimo de la berma del banco.

Las ecuaciones anteriores representan las fórmulas trigonométricas que calculan el ancho mínimo requerido de la berma para satisfacer las necesidades antes mencionadas.



#### IV. EXPLOTACION DEL CUERPO LA MINITA.

El ciclo de operación en la explotación del tajo de La Minita, consta de cuatro etapas que son:

- 1.- Barrenación
2. Voladura.
3. Rezague del material tumbado.
4. Acarreo del mineral y Tepetate.

##### 1. Patrones de Barrenación.

Los factores que intervienen en la barrenación son los siguientes:

- a) Utilizar al máximo la energía del explosivo.
  - b) Producir el mayor número posible de metros cúbicos de mineral o de roca por metro lineal de barreno.
  - c. Obtener una fragmentación óptima para que las operaciones de carga, transporte y trituración tengan una mayor eficiencia.
- 1.1 Patrón de Barrenación.

BORDO (V) m Es la distancia entre el barreno y la cara libre, y entre línea y línea de barrenos (especialmente entre hileras de barrenos).

ESPACIAMIENTO (E) m Es la distancia entre los barrenos de una línea o hilera de barrenos, es variable e interviene para ampliar o reducir la plantilla de barrenación.

TACO (T) m Es la altura del barrenado que se deja - sin carga, generalmente se usa el material de la barrenación para tapar el barrenado.

ALTURA DEL BANCO (K) m Es la altura real entre - banco y banco del tajo.

PROFUNDIDAD DEL BARRENO (H) m Es la longitud total del barrenado.

CARGA DE FONDO. Su labor principal es la de vencer el esfuerzo cortante en la pata del barrenado, debe estar constituida por un explosivo potente, denso y resistente al agua.

CARGA DE COLUMNA. Su función es la de cooperar con la carga de fondo, durante la explosión, voltear y fragmentar la roca en la parte superior del barrenado, debe estar constituida por un agente explosivo de baja densidad.

1.2 Conjunto de reglas útiles para la barrenación en tajo Abierto.

- a) BORDO TEORICO (V) m Puede ser calculado con la siguiente ecuación:

$$V = dp / 33 \sqrt{\frac{p \cdot s}{\tau \cdot f \cdot (\gamma)}}}$$

donde:

- dp = Diámetro de la barrenación (m m).
- p = Densidad de carga (grado de compactación) (Kg/dm<sup>3</sup>).
- s = Fuerza del explosivo / unidad de peso.
- f = Factor de inclinación de los barrenos.
  - verticales  $f = 1$
  - inclinación (3 : 1)  $f = 0.9$
  - inclinación (2 : 1)  $f = 0.35$

SUBARRENACION ( m ) Siempre es necesario llevarse a cabo, para evitar que la pala encuentre el piso levantado por falta de acción del explosivo.

$R/V$  = Relación de espaciamento y bordo, normalmente 1.25.

$\bar{c}$  = Constante de la roca, es la mínima cantidad de explosivo (Kg) que se necesita para extraer un  $m^3$  de roca. En roca dura, (granito)  $c = 0.4 \text{ Kg}/m^3$ , este valor se incrementa para rocas suaves.

b) BORDO PRACTICO ( $V_1$ ) m En la práctica, siempre existen errores de barrenación, tales como el alineamiento y la boca del barrenado (broca), por lo tanto se debe considerar el cálculo del bordo práctico.

$$V_1 = V - 0.03 H$$

c) Cuando la altura del banco es aproximadamente tres veces el bordo, el bordo práctico puede ser calculado simplemente por:

$$V_1 = 0.04 d \quad d = \text{diámetro de la barra (m m)}$$

d) Cálculo del espaciamento ( $E$ ) m-  
 $E = 1.25 V_1$

El valor 1.25 puede variar dependiendo del tipo roca. En algunos casos el espaciamento puede ser de 4-8 veces el bordo.

e) Barrenación =  $S_p = 0.3 V$ .

f) Longitud del barreno:  $H = K + 0.3 V + H_j$  (m)  
 donde  $H_j$  = es el incremento en la longitud del barreno debido a la inclinación.

Para una inclinación de 3 : 1  $H = 1.055 K + 0.3 V$

g) Volúmen  $Vol = V_1 \times E \times H$  (m<sup>3</sup>)

1.3 Fórmulas empíricas para el cargado adecuado de la barrenación.

- a)  $P_b = \tau V^2$  Peso de la carga de fondo por metro de barreno (Kg./m).
- b)  $h_b = 1.3 V$  Longitud de la carga de fondo (Kg.)
- c)  $Q_b = 1.3 \cdot V \cdot P_b$  Peso de la carga de fondo (Kg)
- d)  $P_c = 0.4 \cdot P_b$  Peso de la carga de la Columna por metro de barreno (Kg./m)
- e)  $h_c = H - 2.3 V$  Longitud de la carga de Columna (m).
- f)  $Q_c = h_c \cdot P_c$  Peso de la carga de Columna (Kg.).
- g)  $Q_T = Q_b + Q_c$  Carga total del barreno.(Kg.).
- h)  $h_T = h_b + h_c$  Longitud total de la carga (m).
- i)  $q = \frac{Q_T}{V_1 \cdot E \cdot K}$  Carga específica (Kg./m<sup>3</sup>) (Factor de carga)



Aplicando las ecuaciones y teniendo como constantes la altura del Banco K, la longitud del barreno H, la densidad de carga P, la constante de la roca E, la fuerza del explosivo -- por unidad de peso S y la relación Bordo - Espaciamiento E/V, y, como variables: el diámetro del barreno  $d_f$ , obtenemos parámetros:

Constantes:      H = 10.8 m                  S = 85  
                          K = 10.0 m                  p = 0.946 Kg/m<sup>3</sup>  
                          E/V = 1.25                   $\sigma = 0.40 \text{ Kg/m}^3$

Para:                  dp = 3.5" = 87.5 mm  
                          inclinación 3 : 1    f = 0.9

Se tiene que:      V = 3.0  
                          V<sub>1</sub> = 2.57  
                          E = 3.22  
                          Vol = 89.37

P<sub>b</sub> = 3.6                  Q<sub>c</sub> = 5.62  
   h<sub>b</sub> = 3.9                  Q<sub>T</sub> = 19.66  
   Q<sub>b</sub> = 14.04              h<sub>T</sub> = 7.60  
   P<sub>c</sub> = 1.44                  q = 0.24  
   h<sub>c</sub> = 3.9                  T = 3.20

Para:                  dp = 3.5" = 87.5 mm  
                          inclinación vertical f = 1.0

Se tiene que:      V = 2.85  
                          V<sub>1</sub> = 2.43  
                          E = 3.03  
                          Vol = 79.51

$P_b = 3.25$	$Q_c = 5.51$
$h_b = 3.70$	$Q_T = 17.55$
$Q_b = 12.40$	$h_T = 7.90$
$P_c = 1.30$	$q = 0.23$
$h_c = 4.24$	$T = 2.86$

Para:  $dp = 2.5'' = 62.5 \text{ mm}$   
 inclinación 3 : 1  $f = 0.9$

Se tiene que:  $V_1 = 2.15$   
 $V_1 = 1.72$   
 $E = 2.15$   
 $Vol = 39.93$

$P_b = 1.85$	$Q_c = 6.55$
$h_b = 2.80$	$Q_T = 11.72$
$Q_b = 5.17$	$h_T = 8.65$
$P_c = 1.12$	$q = 0.31$
$h_c = 5.85$	$T = 2.15$

Para:  $dp = 2.5'' = 62.5 \text{ mm}$   
 inclinación vertical  $f = 1.0$

Se tiene que:  $V = 2.4$   
 $V_1 = 1.97$   
 $E = 2.46$   
 $Vol = 52-33$

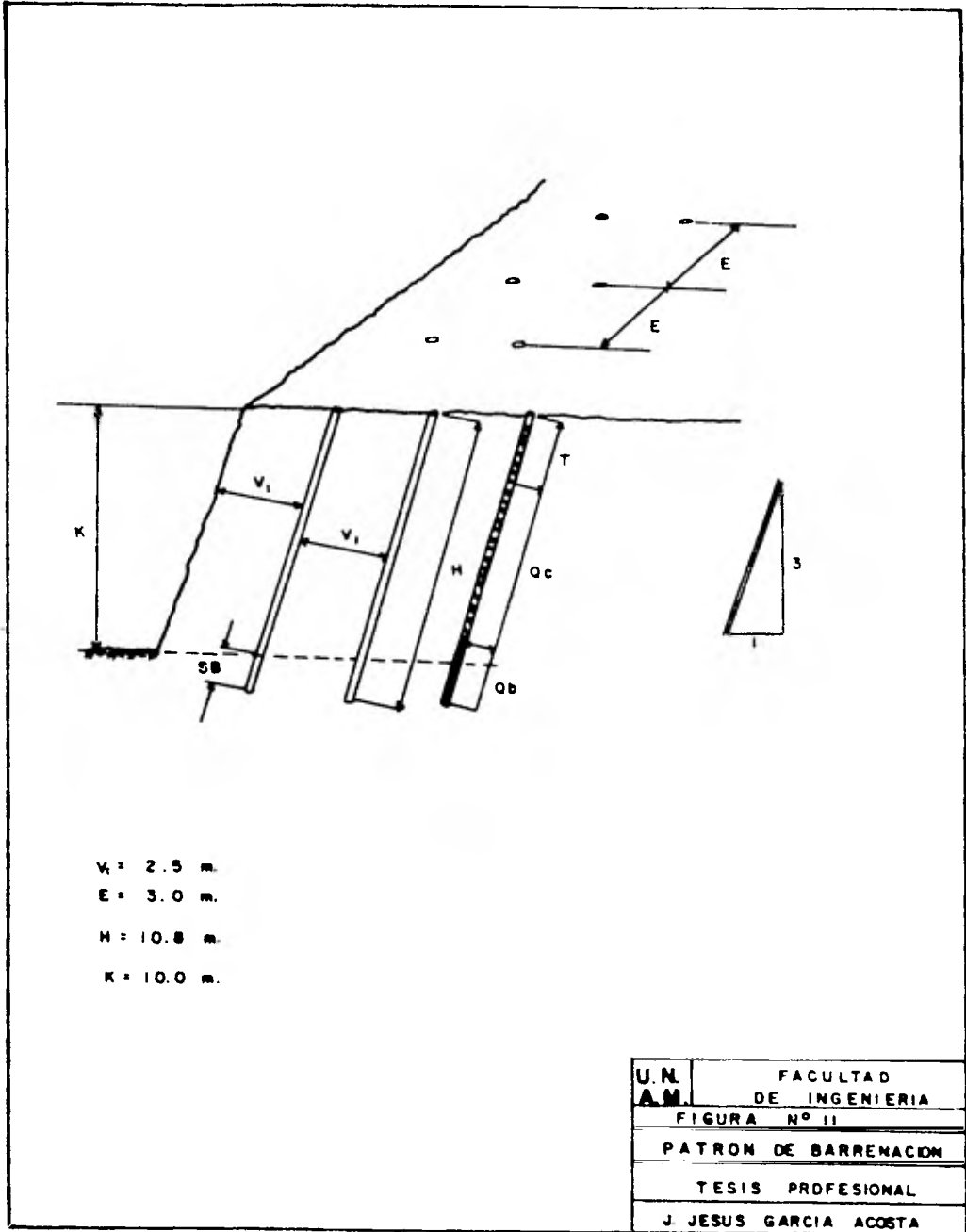
$P_b = 2.3$	$Q_c = 4.85$
$h_b = 3.12$	$Q_T = 12.06$
$Q_b = 7.17$	$h_T = 8.4$
$P_c = 0.92$	$q = 0.24$
$h_c = 5.28$	$T = 2.40$

Analizando los resultados anteriores y teniendo en cuenta los obtenidos en la práctica, se llega a la conclusión de que para bancos con 10 metros de altura y un diámetro de barrenación de 3.0 metros de espaciamiento por 2.5 metros de bordo, ya que con éstos resultados se obtiene una buena fragmentación del material y una buena eficiencia en el consumo de explosivos.

La inclinación de los barrenos es de 3 : 1, ó sea, aproximadamente 72°.

#### 1.4 Equipo de Barrenación.

Se cuenta con dos equipos de perforación hidráulica - con barrido neumático, montados sobre orugas marca Tamrock , de motor diesel con compresor integrado, tipo Fixtrac Dha. También se cuenta con una perforadora tipo tracdrill neumática con compresor portátil marca Ingersoll de 450 pies cúbicos.



## IV.2 VOLADURA

### Explosivos y Artificios.

Los explosivos utilizados en el tajo de La Minita - para voladuras son comunmente encontrados en el mercado.

Para la carga de fondo se usa el Godyne N.S., el cual tiene una densidad de  $1.15 \text{ kg} / \text{dm}^3$  y una velocidad de  $3\ 660 \text{ m} / \text{seg}$ .

Para la carga de columna se usa Nitrato de Amonio - con diesel que tiene una densidad de  $0.85 \text{ kg} / \text{dm}^3$ .

En el cargado de los barrenos se aplica una relación de 2: 1 - en Nitrato de Amonio a Godyne, por lo tanto de tiene una densidad de carga de:

Godyne N.S. - densidad  $1.15 / \text{dm}^3$  al 30 %

Nitrato de Amonio - densidad  $0.85 \text{ kg} / \text{dm}^3$  al 70 %

$$1.15 \times 0.3 = 0.351$$

$$0.85 \times 0.7 = 0.595$$

$$\text{Densidad de Carga ( P )} = 0.51 + 0.595 = 0.946 \text{ kg} / \text{dm}^3$$

Los artificios usados son:

Para el cebado y amarre de los barrenos cordón detonante Primacord; y para el encendido, mecha clover, fulminantes y conectores.

### 3 REZAGADO Y ACARREO DEL MATERIAL TUMBADO REQUERIMIENTOS Y SELECCION DE EQUIPO

#### 3.1- Selección de equipo.-

Existen varios factores que se deben considerar en la selección inicial del equipo, dos de ellos son el volumen total de material a mover y el tipo de roca del descapote.

Si el volúmen a extraer es lo suficientemente grande - y el tepetate poco consolidado, posiblemente se justifique el uso de rippers o de maquinaria ligada a un sistema de ripper-banda transportadora.

Si el volúmen es pequeño, se pueden usar camiones y cargadores frontales. En los casos donde se requiere poco movimiento para el descapote, el equipo puede estandarizarse para manejar tanto tepetate como mineral.

Los principales factores a considerar en la selección - del equipo minero son :

- a) La vida de la mina
- b) La producción diaria que se desea
- c) La relación de descapote
- d) El capital disponible
- e) Las distancias de acarreo
- f) La altura de los bancos.
- g) El área de trabajo, y
- h) Las condiciones climatológicas.

### 3.2 Requerimientos

En la Minita, la planta metalúrgica está diseñada para una capacidad de 1 700 toneladas por día, siete días a la semana. La mina está programada para operar dos turnos por día, seis días a la semana. En base a la relación de deg capote que es de 1.86 : 1 la producción requerida es :

2 000 ton / día X 6 días = 12 000 Ton / semana  
Producción diaria requerida en mina :

Mineral 12 000 / 6 = 2 000 ton

tepetate 1.86 X 2 000 = 3 720 ton

Total = 5 720 6 000 toneladas / día

### 3.3 Cálculo y requerimiento de cargadores.-

Actualmente se cuenta con dos cargadores frontales marca Caterpillar modelo 988-B con capacidad de 6.5 yardas cúbicas del cucharón ( 4.97 m<sup>3</sup>).

Requerimiento de cargadores en mineral:

capacidad del cucharón = 6.5 yd<sup>3</sup>

tiempo del ciclo = 50 segundos

factor de llenado = 85 %

6.5 X 0.85 X 0.72 = 3.97 m<sup>3</sup>

factor de tonelaje = 3.97 X 3.6 = 14.29 (barita)

factor de abundamiento = 65%

disponibilidad efectiva de tiempo = 83 %

0.83 X 60 = 50 min /hr

capacidad efectiva del cucharón =

3.97 X 0.65 X 3.6 = 9.29 ton / cucharón

número de ciclos / hr = 3 600 seg/hr X 1 ciclo/50 X .83 = 60

producción = 2 000 toneladas  
60 ciclos/hr X 9.29 ton/cuch. = 550 ton /hr  
capacidad del cargador 988 B en mineral :  
7 horas/ turno X = 3 850 ton /turno

Requerimiento de cargadores en tepetate (descapote)

capacidad del cucharón =  $6.5 \text{ yd}^3$   
factor de llenado = 85 %  
 $6.5 \times 0.85 \times 0.72 = 3.97 \text{ m}^3$   
tiempo del ciclo = 50 segundos  
factor del tonelaje =  $3.97 \times 2.7 = 10.72$  ( caliza )  
factor de abundamiento = 65 %  
utilización efectiva de tiempo =  $0.83 \times 60 = 50 \text{ min/hr}$   
capacidad efectiva del cucharón :

$$3.97 \times 0.65 \times 2.7 = 6.97 \text{ ton / cucharón}$$

$$\text{número de ciclos /hora} = 3 600 \text{ seg/hr} \times 1 \text{ ciclo/50} \\ \times 0.83 = 60$$

Producción = 4 000 toneladas /día

$$60 \text{ ciclos/hr} \times 6.97 \text{ ton /cuch} = 418.20 \text{ ton / hr.}$$

capacidad del cargador 988 B en tepetate:

$$418.2 \times 7 \text{ horas} = 2 928 \text{ toneladas /turno}$$

Por lo tanto los turnos de cargador requeridos son :

$$\text{en mineral} = \frac{2 000 \text{ tons/2 turnos}}{3 850 \text{ tons / turno}} = 0.52 \text{ turnos}$$

$$\text{en descapote} = \frac{4 000 \text{ ton / 2 turnos.}}{2 928 \text{ ton / turno}} = 1.36 \text{ turnos}$$

$$1.36 + 0.52 = 1.88 \approx 2 \text{ turnos.}$$



Por lo tanto, para un ritmo de producción de 6 000 - toneladas por día, se tiene que con un solo cargador 988 B Caterpillar satisface la demanda de producción establecida, - pero considerando un coeficiente de disponibilidad del equipo del 85 % y un 90 % por utilización, el número de cargadores - frontales que se requieren es :

$$\frac{1}{0.85 \times 0.90} = 1.3 \approx 2 \text{ cargadores de } 6.5 \text{ yd}^3.$$

#### 3.4 Cálculo y requerimiento de camiones.-

El análisis para la selección del equipo de acarreo necesario para la explotación a tajo abierto no es un problema - sencillo, ya que debe tomarse en cuenta la dimensión del tajo - y su geometría, así como necesidades de producción.

La operación de rezagado y cargado de camiones puede - ser descrita de la siguiente forma:

- + tiempo de cargado = es el tiempo utilizado en el lle-  
nado de un camión.
- + tiempo de acarreo = es el tiempo que emplea un camión  
en llevar la carga hasta la  
tolva del mineral o tepetate  
ra y regresar al sitio de -  
cargado.

Analizando detalladamente las operaciones, encontraremos - que el cargar un camión es una operación que consta de varios elementos, como son: el balanceo sobre la caja del camión, tirar la carga del cucharón, volver a la carga nuevamente por rezagar y llenar el cucharón.

Por otro lado, el ciclo de acarreo consta de varios ele-  
mentos como son:

el acarreo, vueltas en el camino, acomodamiento en el sitio - de la descarga, regreso al lugar de cargado y acomodamiento al cargador.

Para efectuar el cálculo del número de camiones, se considerarán los siguientes conceptos:

- a) La velocidad de los camiones en pendiente negativa - es de 15 m.p.h., y la velocidad máxima permisible es de 20 m.p.h.,
- b) Un camión no puede rebasar a otro en la misma dirección excepto en caso de una unidad esté parada.
- c) Peso por  $yd^3$  de material suelto = peso insitu X factor de abundamiento.
- d) Toneladas por paso = capacidad del cucharón ( $yd^3$ ) por factor de carga por peso del material suelto por  $yd^3$  - en tns.
- e) Número de pasos por carga = número de pasos por -- tiempo de ciclo de excavación.

Tiempo total del ciclo en acarreo:

Ida	3.80 minutos
colocarse posición de carga	0.75 "
vaciar	0.55 "
regreso al cargador	3.01 "
posición de cargado	0.81 "
demoras	0.40 "
TOTAL	= 9.32 minutos.

El tiempo de cargado para camiones de 35 toneladas es de:  
cucharones requeridos =  $35 / 9.29 = 3.76 \approx 4$

tiempo de cargado =  $4 \times 50 \text{ seg/ciclo} \times 1/60 = 3.34$  - minutos.

tiempo total de acarreo = tiempo del ciclo de acarreo + tiempo de cargado

$$= 9.32 + 3.34 = 12.66 \text{ minutos}$$

Acarreo de mineral / hora:

$$\text{tons/hr} = \frac{60 \times 4 \times 9.29 \times 0.83}{12.66} = 146.17 \text{ tns/hr}$$

$$\begin{aligned} \text{Camiones requeridos} &= \frac{\text{Ritmo de producción cucharones}}{\text{Ritmo de producción camiones}} \\ &= \frac{550}{146.17} = 3.76 \approx 4 \end{aligned}$$

Considerando un coeficiente del 85 % de disponibilidad por fallas mecánicas y mantenimiento y un 95 % por disponibilidad en tiempo, el número de camiones necesario es de :

$$\frac{4 \text{ unidades}}{0.85 \times 0.95} = 4.95 \approx 5 \text{ camiones.}$$

### 3.5 Selección de Equipo.-

Por lo tanto, con los cálculos y análisis anteriores y consultando un manual de equipo pesado de Caterpillar, se selecciona el siguiente equipo en base a los requerimientos de producción establecidos y a las especificaciones del equipo.

Rezagado : Dos cargadores frontales marca Caterpillar, modelo 988 B, motor diesel con capacidad del cucharón de 6-7 yd<sup>3</sup> ( 4.6--5.35 m<sup>3</sup>) con potencia de 325 H.P..

Acarreo: Cinco camiones Caterpillar modelo 769 C de 35 toneladas de capacidad, con motor diesel de 415 H.P., de transmisión automática.

Equipo Auxiliar: Dos tractores con ripper Caterpillar modelo D9H de 410 H.P..

Un tractor marca Komatsu modelo D65-A -- con motor diesel.

Una motoconformadora marca Caterpillar - modelo 120 G con motor diesel de 125 H.P..

iv. 4 Concentos de Seguridad en el manejo de Explosivos

4.1 Transporte, Manejo y Uso.-

A en éstas actividades de los explosivos, entre menos hombres se dediquen a efectuarlas es mejor, ya que los riesgos de accidentes se reducen evitando aglomeraciones.

B Se debe sistematizar la operación en el carga- do de los explosivos; es decir, por ejemplo, en una cuadrilla, asignar diferentes tareas definidas a cada individuo , como son: transporte, abrir las cajas y sacos, cebar, cargar, colocar el taco, conectar los circuitos de voladura y efectuar el disparo, de tal manera que la gente de la cuadrilla conozca exactamente cuáles son los deberes y responsabilidades individuales de cada uno.

C Los explosivos y detonadores deben conservar se separados hasta el último momento posible, y siempre que se pueda transportarlos separados.

D Los explosivos y detonadores deben protegerse contra cualquier choque o fricción, fuera del fuego ó llama, chispas y contra la humedad.

E Las cajas y sacos deben abrirse con cuidado, se puede usar una navaja evitando golpear las gravas.

4.2 Cargado y Disparado.-

Al cargar los barrenos, cualquier anomalía que se presente, notificar inmediatamente al Jefe de Turno. No se debe cargar un barreno donde haya quedado atorada una barra o cualquier objeto metálico, ya que puede ocasionar al gunas chispas y provocar la explosión.

En el momento del cargado, no debe haber ninguna máquina o persona trabajando dentro de la zona que no esté- relacionada con la voladura.

#### 4.3 Sirenas y Señales de Alarma.-

Toda persona debe de respetar el sonido de la sirena y de las señales de alarma antes de cualquier disparo y deben obedecer a los guardias que se queden a cubrir la zona cargada para asegurar que el área de la voladura se conserve libre, asimismo, éstos guardias deben evitar el paso de personas y vehículos.

#### 4.4 Destrucción de residuos.-

La destrucción de residuos o explosivos deteriorados, se debe efectuar con mucha precaución por personal adecuado. + Cordón detonante: (Primacord), lo más recomendable es incinerarse, nunca en carretes, sino debe tirarse líneas paralelas separadas 1/2" y colocadas sobre papel o paja.

+ Detonadores (fulminantes, conectores, estopines): el método más adecuado es hacerlos explotar con dinamita bajo confinamiento en sus recipientes originales, esto es: se excava un agujero de aproximadamente un pié de profundidad en arena seca preferentemente, se mete el recipiente con los detonadores (excepto estopines), se ceba con dinamita y un buen fulminante, se cubren con papel y después con arena seca y se dispara desde una distancia conveniente. No disparar más de 100 fulminantes al mismo tiempo ni usar el mismo agujero.

+ Dinamita: se destruye haciéndola explotar en pequeñas cantidades en un lugar seguro, se puede quemar pero no en sus cajas o pilas altas.

+ Mecha de seguridad: se puede incinerar satisfactoriamente en una hoguera después de haber verificado que no existan fulminantes o conectores.

+ Cajas, forros y bolsas: incineración.

#### 4.5 Precauciones y Recomendaciones.-

No debe permitirse a ninguna persona estar en contacto - con los explosivos, que no esté familiarizado con ellos.

No debe permitirse a nadie quedarse directamente - - frente al banco donde se va a disparar, la posición más segura para el personal, es atrás de la voladura, si no es posible, a un lado de ella.

Debe darse tiempo suficiente después de una voladura - para disipar los gases provocados por el explosivo.

Antes de trabajar en la zona de la voladura, verificar si puede haber derrumbes o barrenos quedados.

## V TRATAMIENTO METALURGICO

### v.1. Beneficio del mineral.

El proceso de concentrar minerales valiosos por flotación comprende cinco pasos, a saber:

a) trituración; b) molienda ; c) flotación; d) filtración del concentrado y e) disposición de las colas.

En la planta de beneficio y en la sección correspondiente a la trituración, el mineral que sale de la mina es quebrado hasta un tamaño de  $3/4"$  y  $3/8"$ , en tres etapas, sin el uso del agua, excepto como rocío para remover el polvo.

El producto triturado es entonces entregado a la sección de molienda, en donde es mezclado con agua, siendo molido al tamaño requerido. Como regla, se sabe que una pulpa que contiene partículas más grandes que las que corresponden a la malla 48 (0.295 mm), no son adaptables para la flotación, ni tampoco es común que un mineral sea reducido a un producto más fino que aquel en que un 98% pase a través de un tamiz en malla 200 (0.074 mm), el tamaño del producto terminado usualmente oscila entre éstos dos límites.

La reducción del mineral a base de molienda húmeda, después de la trituración hecha en seco, es esencial para una flotación satisfactoria.

El último paso para la reducción debe realizarse en el agua para que cada superficie fresca expuesta en el proceso, ya sea de mineral metálico o no, llegue a estar humedecida.

El tamaño del producto final debe ser lo suficientemente pequeño para liberar la totalidad del mineral de la ganga sin que se produzca una cantidad indebida de finos.



Durante o inmediatamente después de la molienda, y antes de la operación de flotación que sigue, la pulpa se acondiciona con reactivos especiales, los cuales tienen funciones diferentes, y que se agregan por tres razones: 1- para afectar las superficies de las partículas a efecto de ser flotadas, de tal modo que se adhieran a las burbujas de aire: 2- para estabilizar éstas burbujas con el fin de hacer posible la formación de una espuma suficientemente coherente y 3- para hacer no flotables ciertas partículas.

Después de la etapa de acondicionamiento, la pulpa es llevada a las celdas de flotación en las que el aire es empleado para producir una turbulencia con burbujas de aire ascendentes. Estas llegan a cubrirse con el mineral mientras se elevan a la superficie, donde se reúnen o aglomeran formando una espuma mineralizada, la cual continuamente fluye o es retirada por el labio (verte\_dor) de la celda, pasando a un canalón colector.

Si el concentrado así producido no resulta lo suficientemente limpio, se pasa a otro circuito de flotación para obtener el grado de calidad requerido.

El concentrado final se filtra para remover la mayor parte de agua. La disposición de las colas usualmente se consigue por espesamiento y asentamiento con recuperación de agua.

En la Minita, la planta metalúrgica está diseñada para una capacidad nominal de 1700 toneladas métricas por día, sobre 350 días hábiles por año, pero teniendo un 95% de disponibilidad, la capacidad de diseño es 10 % sobre la capacidad nominal.

$$\text{Capacidad de Diseño} = \frac{1700}{0.95} \times 1.1 = 1968 \approx 2000 \text{ ton/día}$$

## V.2 PRUEBAS DE LABORATORIO.

### a) Determinación Granulométrica.-

La obtención granulométrica de un mineral muestra el tamaño a que se liberan las especies mineralógicas, por lo que es necesario molerlo. El estudio estadístico de tamaños, así como el de liberación, muestran que debido a la fracción-200 mallas (-74 micras), el por ciento de liberación para la esfalerita es 75-5% y para la galena el 57.1%, consecuentemente, en una molienda a -65 mallas, la liberación total de valores de éstos minerales en el cuerpo de La Minita es de 61.8 y 41.7 % respectivamente.

### b) Determinación del tiempo de molienda:

Las pruebas de flotación en función de la molienda indican que conforme se incrementa el tiempo de molienda, se aumenta el grado de concentración independientemente de la recuperación que aproximadamente permanece constante.

TIEMPO DE MOLIENDA (minutos)	Ag kg/ ton	CONCENTRACION	
		Pb%	Zn %
9	2.466	14.0	43.6
10	2.820	16.0	45.6
12	2.576	15.8	46.8
18	2.764	17.2	47.6
20	2.984	20.0	54.6
<u>21</u>	<u>4.450</u>	<u>26.6</u>	<u>55.6</u>
24	3.826	21.0	55.0

Se determinó de éstos análisis tomar como tiempo de molienda 21.0 minutos. Las pruebas se efectuaron en un molino de bolas de 26.7 cm., de largo por 21.6 de diámetro con una carga de bolas de 8.2 kgs., los lotes de mineral fueron de 0.750 kgs., cada uno y se mantuvo una dilución de 0.73 : 1, (58 % de sólidos).

c) Determinación de la Relación de Dilución.

La mezcla del mineral y del agua en la que se desarrolla o efectúa el proceso de concentrar los minerales valiosos, se le conoce normalmente con el nombre de pulpa.

Su composición puede expresarse señalando la relación de agua / sólidos ( W/S, siendo tomado siempre como unidad - la cantidad de 0.73 : 1.

d) Dosificación de Reactivos.-

Las operaciones de trituración y molienda están encaminadas a liberar de la ganga las partículas minerales valiosas. La liberación (separación) no necesita ser completa, pero la gran masa o proporción de partículas minerales valiosas debe estar constituida por partículas libres.

La pulpa es agitada con reactivos apropiados cuya acción es hacer que las superficies de las partículas de mineral se conviertan en hidrófobas, o sea, repelentes al agua (grasosas), en cuya condición las partículas son flotables.

Las partículas que componen la ganga deberán tener superficies atraídas por el agua, es decir hidrófilas, en cuya condición no son flotables.

Los reactivos pueden ser agregados para humedecer o conservar humedecidas las partículas de la ganga que puedan tener tendencia a flotar.

La operación que consiste en preparar las superficies de las partículas de la pulpa de este modo se conoce con el nombre de acondicionamiento.

## Reactivos.-

+ Colectores o Promotores: Son aquellos que dan a los minerales que desean flotar, una superficie repelente al agua, el más conveniente es el Xantato 343, el cual es agregado parte en la molienda, en la flotación agotativa de plomo, en la flotación primaria de zinc y en la flotación agotativa de zinc.

+ Espumantes: Son aquellos que actúan sobre el agua bajando la tensión superficial, pueden ser selectivos o no-selectivos.

El espumante Dow-250 es el usado en la flotación el cual es adicionado en la flotación primaria y agotativa de plomo, en la flotación primaria y agotativa de zinc y en la flotación de limpia de zinc.

### + Modificantes:

a) Activadores -son aquellos que obran sobre la partícula para recibir al colector haciéndola mojable. En el circuito de zinc se usa el  $\text{CuSO}_4$ , agregándolo en el acondicionador con un tiempo de acondicionamiento de 8.0 minutos.

b) Depresores - Ayudan a la separación de dos minerales entre sí, cuando la flotabilidad es muy semejante, actúan sobre el mineral haciéndolo mojable y provocando su asentamiento.

El  $\text{ZnSO}_4$  y el  $\text{NaCN}$  son usados, los cuales son agregados en la molienda y en la flotación de limpia de zinc ( $\text{ZnSO}_4$ ) y en la flotación primaria de plomo, acondicionador de zinc y en la limpia de zinc ( $\text{NaCN}$ ).

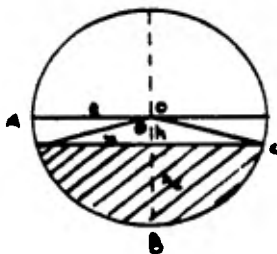
c) Modificadores del pH - El  $\text{CaO}$  es el empleado y es agregado en el acondicionador de zinc y en la flotación de limpia de zinc.

e) Cálculo de la Carga de Bolas

La carga de bolas en los molinos debe ser un factor constante, ocupando un volúmen proporcional a ellos.

Independientemente del diámetro de la descarga del molino en términos generales, se considera como carga apropiada la que ocupa el volúmen correspondiente a un tercio del diámetro de trabajo del molino.

Para calcular la carga de bolas (c.b.), es necesario primero determinar el volúmen referido anteriormente en porcentaje y a partir de éste dato y conociendo el volúmen total del molino y el peso específico de las bolas, se obtiene el peso requerido para la carga de bolas.



$$h_c = D / 3$$

$$h = D / 6$$

$$\text{Area ABCA} = \text{OARCO} - \text{OAC} \dots\dots\dots (1)$$

$$\text{Cos } \theta = h / R = \frac{0 / 6}{0 / 2} = 0.333\dots(2)$$

$$\theta = 70^\circ 31'$$

$$2 \theta = n / h ; n = h \tan \theta$$

$$\text{Area OAC} = h^2 \tan \theta \dots\dots\dots(3)$$

$$\text{Area ABCOA} = \frac{0.7854 D^2}{360} \times 2 \theta \dots(4)$$

$$\text{Area ABCA} = \frac{0.7854 D^2}{2 \theta} - h^2 \tan \theta \dots(5)$$

- Sí: D = 2  
R = 1  
h / 6 = 0.333

y sustituyendo en (5)

$$\begin{aligned} \text{ABCA} &= \frac{0.7854 \times 4}{2 \times 141.03} - (0.1109 \times 2.8265) \\ &= 0.008727 \times 4 \times 141.03 - 141.03 \times 0.31346 = 0.91731 \end{aligned}$$

$$\text{Area de la circunferencia} = 0.91731 \times 100 = 29.20 \%$$

$$\text{Area de la circunferencia} = 3.1416$$

$$\% \text{ del volumen} = \frac{0.91731}{3.1416} \times 100 = 29.20 \%$$

Para calcular la carga de bolas, el volumen determinado debe ser afectado por el volumen de huecos que corresponde a un 30% del mismo y el producto del volumen resultante por el peso específico de los miembros de trabajo - proporciona el peso de la carga de bolas (c.b.)

$$c.b. = (29.20 \times 0.7) \cdot v. d$$

$$\text{volumen del molino } V = 60.31 \text{ m}^3$$

$$\text{Peso específico de las bolas } d = 7.25 \text{ kg/dm}^3 = 7250 \text{ kg/m}^3$$

$$c.b. = 0.2044 \times 60.31 \times 72.50 = 89.37 \text{ toneladas}$$

f) Distribución de tamaños en la Carga de Bolas

El tamaño máximo será :

$$B = \sqrt{\frac{F}{K}} \sqrt{\frac{S \cdot W_i}{\% C_s}} \sqrt{D}$$

Donde: B tamaño máximo de bola en pulgadas

F abertura en micrones para  $F_{80\%}$  (5800)

K constante = 350

S gravedad específica del mineral (3.9)

$W_i$  índice de movilidad (9.55)

$\% C_s$  porcentaje de velocidad crítica (75%)

D Diámetro del molino en pies (12.5)

Sustituyendo en la ecuación empírica resulta un tamaño máximo de bola de 2". Partiendo de éste tamaño la distribución porcentual de tamaños del medio de molienda y su correspondiente peso en toneladas será el siguiente:

TAMAÑO DE BOLA	% PESO	PESO TONS.
2 "	38.0	33.96
1 1/2 "	35.0	31.28
1 1/4 "	13.0	11.62
1 "	14.0	12.51
<b>TOTAL</b>	<b>100.00</b>	<b>89.37</b>

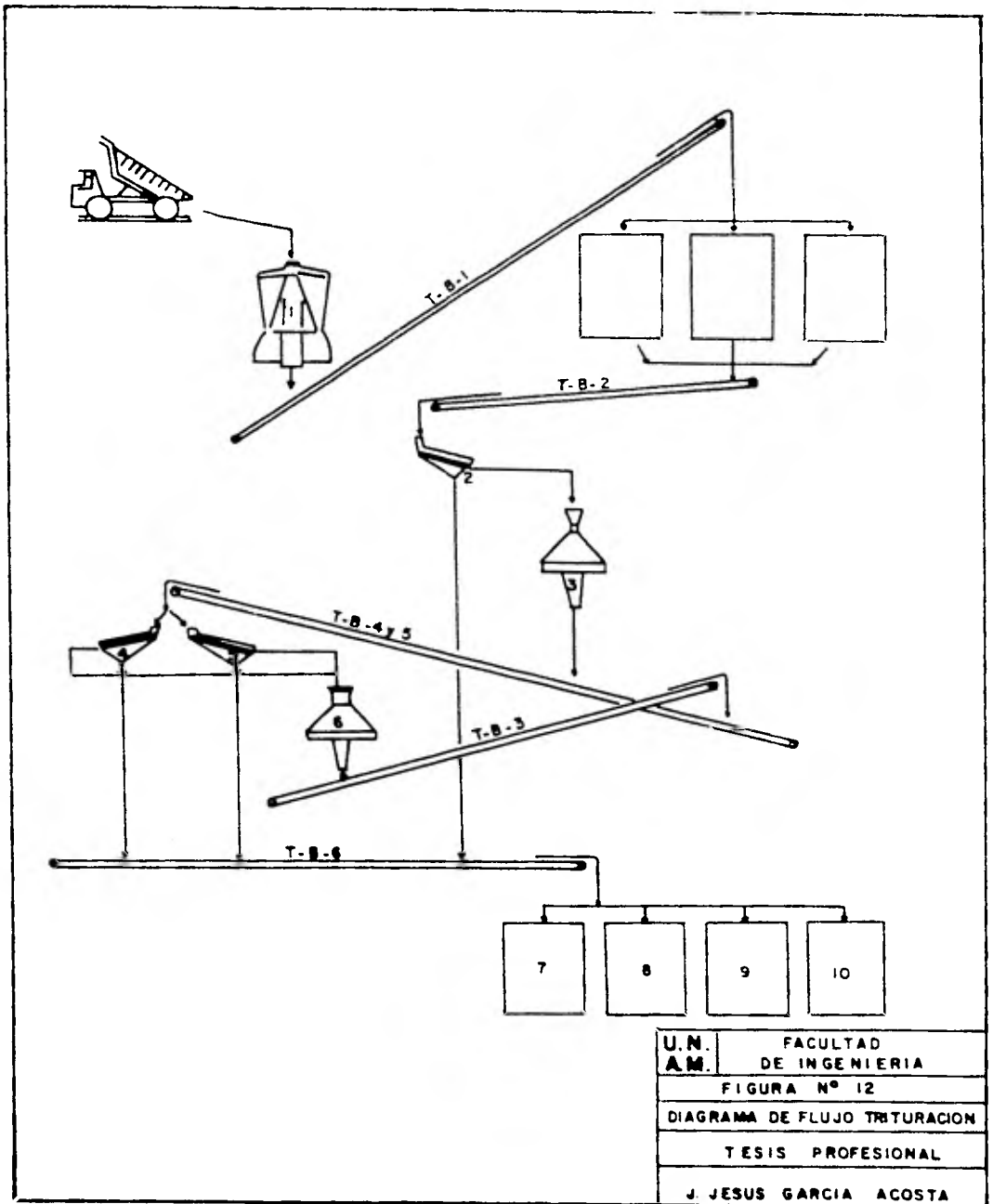


### V.3 PROCESO DE CONCENTRACION

#### A - Trituración.-

El mineral que proviene de la mina, el cual está compuesto principalmente por galena (  $PbS$  ), esfalerita (  $ZnS$  ) y barita (  $BaSO_4$  ) con leyes aproximadas de 0.4 % , y 47 % respectivamente, es conducido hasta una quebradora primaria Allis Chalmers de 36" X 55", giratoria, que recibe el mineral a un tamaño de 36" y lo tritura a -8", después el producto es trasladado por una banda transportadora T-B-1 de 154 metros de longitud hasta tres silos de gruesos con capacidad de 10 000 toneladas.

De los silos de gruesos, el material sale por medio de la banda T-B-2 a una criba vibratoria de dos camas de 5' X 10', la cama superior con una abertura de 1" y la inferior con  $3/8"$  X  $3/8"$ . El producto obtenido de  $-3/8"$  es conducido por una banda transportadora T-B-6 a cuatro silos de finos de 800 toneladas de capacidad cada uno, y el tamaño de  $+3/8"$  va directamente a una quebradora secundaria de cono Symon's standard de 45", que descarga el material a un tamaño de -3" y es llevado por las bandas transportadoras T-B-4 y T-B-5 a dos cribas vibratorias marca Symlicity, de 8' X 20'; cada una de dos camas, la superior con tela de clavos con abertura de 1" X 1" y la cama inferior de  $3/8"$ , el producto obtenido de  $-3/8"$  va a los silos de finos mediante la banda T-B-6, y el tamaño de  $+3/8"$  es triturado por una quebradora terciaria del cono Symon's de cabeza corta de 84", la misma que descarga el mineral a  $-3/8"$ , el cual es llevado nuevamente a las cribas de 8' X 20' para continuar el proceso y cerrar el circuito en la sección de trituración.



U.N. A.M.	FACULTAD DE INGENIERIA
FIGURA N° 12	
DIAGRAMA DE FLUJO TRITURACION	
TESIS PROFESIONAL	
J. JESUS GARCIA ACOSTA	

## Diagrama de Flujo en Trituración:

- 1 Quebradora Giratoria de 36" X 55" Allis Chalmer
- 2 Criba Vibratoria de 5' X 10'.
- 3 Quebradora de cono Symon's standar
- 4y5 Cribas vibratorias de 8' X 20'
- 6 Quebradora de cono Symon's de cabeza corta
- 7 ,8,9 y 10 Tolvas de almacenamiento de finos con capacidad de 800 toneladas cada una.

## B - Molienda.-

El mineral de  $-3/8"$  de los silos de finos alimenta a un molino de bolas Marcy de 12.5' X 15', con un juego de cuatro ciclones Krebs D-15, de los cuales solo están en funcionamiento dos, el resto están en "stand by", el material se muele a un mallaje de 97 % a menos 200 mallas.

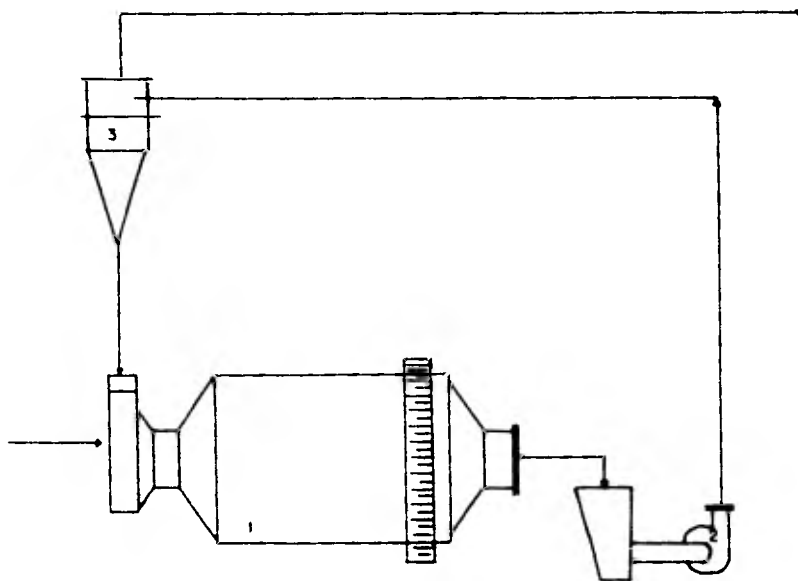
Los reactivos aplicados en molienda son  $ZnSO_4$ , - el NaCN, cal para un pH natural ( 7.2-7.5 ), sulfuro de sodio y  $Na_2SO_3$ .

## C - Flotación.-

El producto clasificado en la sección de molienda es llevado a un banco de seis celdas DR de 100 pies cúbicos - (p.c.) cada una para efectuar la flotación primaria de plomo, - en donde se le adicionan los reactivos Xantato -343, espumante AP-404.

El concentrado obtenido es bombeado a dos celdas limpiadoras para el plomo de 100 p.c. cada una, en ellas los reactivos usados son el  $ZnSO_4$  y el Xantato-343; el concentrado final es llevado al tanque espesador de plomo de 20 pies de diámetro.

Los medios de las celdas limpiadoras se bombean al primer banco de flotación de plomo nuevamente.



- 1 MOLINO DE BOLAS MARCY 12.5' X 15'
- 2 BOMBA SRL 8" X 10"
- 3 CICLON HIDRAULICO 14"

U. N.	FACULTAD
A. M.	DE INGENIERIA
FIGURA N° 13	
DIAGRAMA DE FLUJO MOLIENDA	
TESIS PROFESIONAL	
J. JESUS GARCIA ACOSTA	

Las colas del banco de flotación primaria de plomo son bombeadas a un segundo banco de seis celdas de 100 p.c.cada una, en las cuales se recuperado el plomo que haya escapado de la flotación primaria; aquí los reactivos que se agregan son el xantato-343, el AP-404 y espumante.

El concentrado de éste banco es conducido por medio de una bomba de 8" X 10" al primer banco de flotación de plomo, y las colas se llevan a dos tanques acondicionadores de zinc de 11' X 11', cada uno, donde se agita la pulpa agregando  $\text{CuSO}_4$ , NaCN y cal para obtener un pH de 9.6 -10.8.

Una vez acondicionada la pulpa, ésta es flotada en un primer banco de flotación de zinc de cuatro celdas DR de 300 p.c.cada una, donde se adicionan los reactivos xantato 343 y espumante.

El concentrado de éste banco es llevado a un banco limpiador de zinc de seis celdas SUB-A de 100 p.c.cada una, los medios de éste banco son bombeados nuevamente al tanque espesador de zinc de 42 pies de diámetro.

Las colas de flotación agotativa de cuatro celdas de 300 p.c. cada una, en donde son adicionados los reactivos X-43 y espumante, el concentrado es bombeado al tanque acondicionador de zinc, y las colas son flotadas en un banco de seis celdas de 300 p.c.cada una, las que efectúan la flotación primaria de óxidos de plomo; aquí los reactivos usados son el X-343, NaSH, A, espumante y AP-404; el producto seleccionado de éste banco es trasladado por medio de una bomba a un banco de dos celdas limpiadoras SUB-A de 100 p.c., en donde al concentrado se le dan dos limpias junto con los reactivos X-343 y NaSH.

El concentrado resultante de éstas celdas va directamente - hasta el tanque espesador de plomo, y los medios se bombean - a los bancos de la flotación primaria de óxidos de plomo.

Las colas obtenidas del primer banco de flotación de - óxidos de plomo, son llevadas por medio de una bomba de 8" X 10" hasta el banco de flotación primaria de barita compuesto de seis celdas DR de 300 p.c., con doble derrame, donde se agragan de nuevo los reactivos AP-845,  $\text{NaSiO}_3$ , espumante y cal para obtener un pH de 10.6 -10.9.

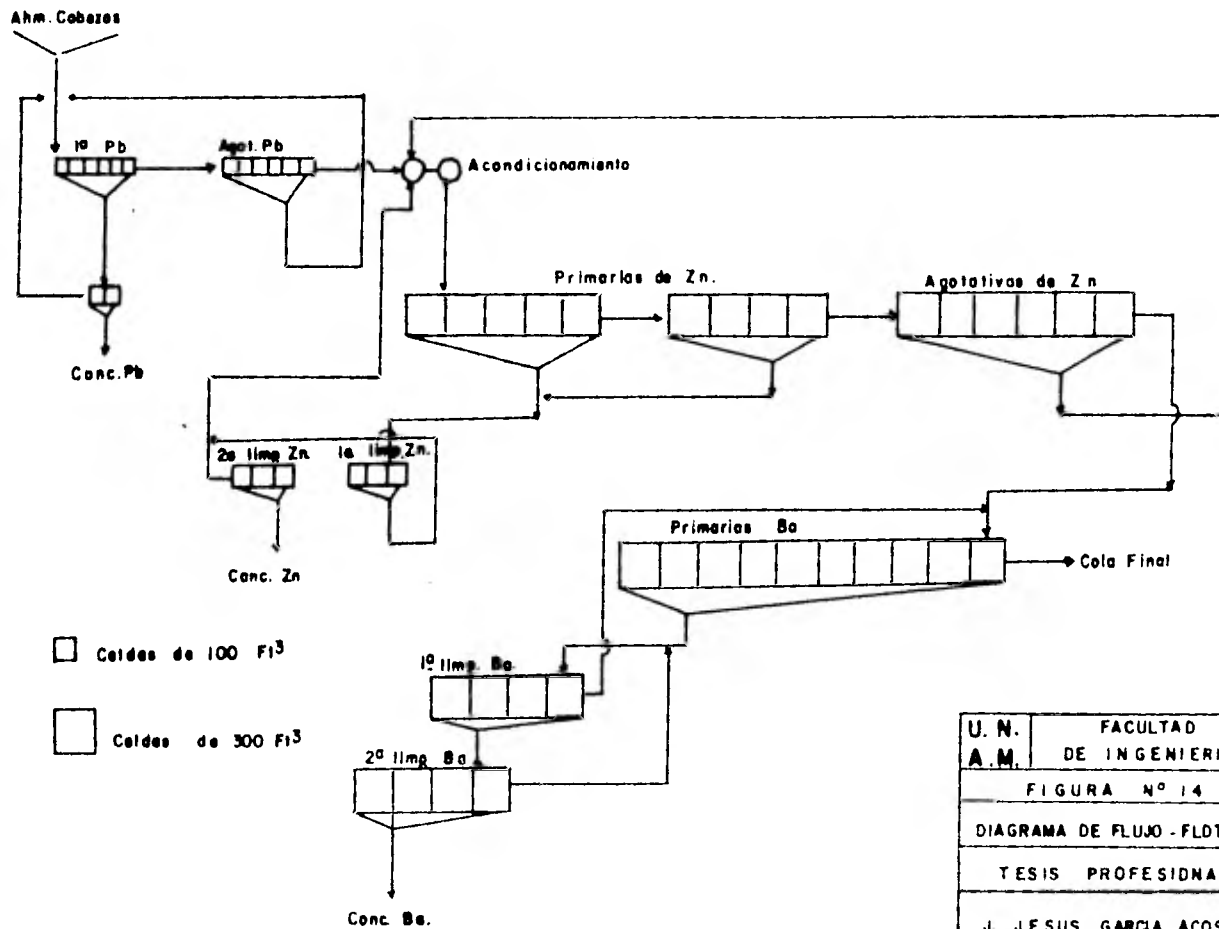
Después, mediante una bomba SRL de 10" X 8", el concentrado es llevado a dos bancos de cuatro celdas cada uno de 300 - p.c., donde se hacen dos limpias.

Los medios de éstos bancos se bombean al primer banco - de flotación de barita, y el concentrado final se conduce - hasta el tanque espesador de Ba.

Las colas del banco de flotación primaria de barita se - flotan nuevamente en un banco de flotación agotativa de barita, de cuatro celdas de 300 p.c. cada una, en donde se trata la pulpa con los reactivos AP-843,  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  y espumante; el producto seleccionado se bombea al banco de flotación primaria - de barita, y las colas finales se llevan a un tanque espesador de 95 pies de diámetro.

El agua recuperada de los tanques espesadores es usada, una parte, en el circuito de barita, y el resto en riego de - caminos, prados y jardines.

DIAGRAMA DE FLUJO EN FLOTACION



Celdas de 100 F<sup>3</sup>  
 Celdas de 300 F<sup>3</sup>

U. N.	FACULTAD
A. M.	DE INGENIERIA
FIGURA N° 14	
DIAGRAMA DE FLUJO - FLOTACION	
TESIS PROFESIONAL	
J. JESUS GARCIA ACOSTA	

#### D - Filtros.-

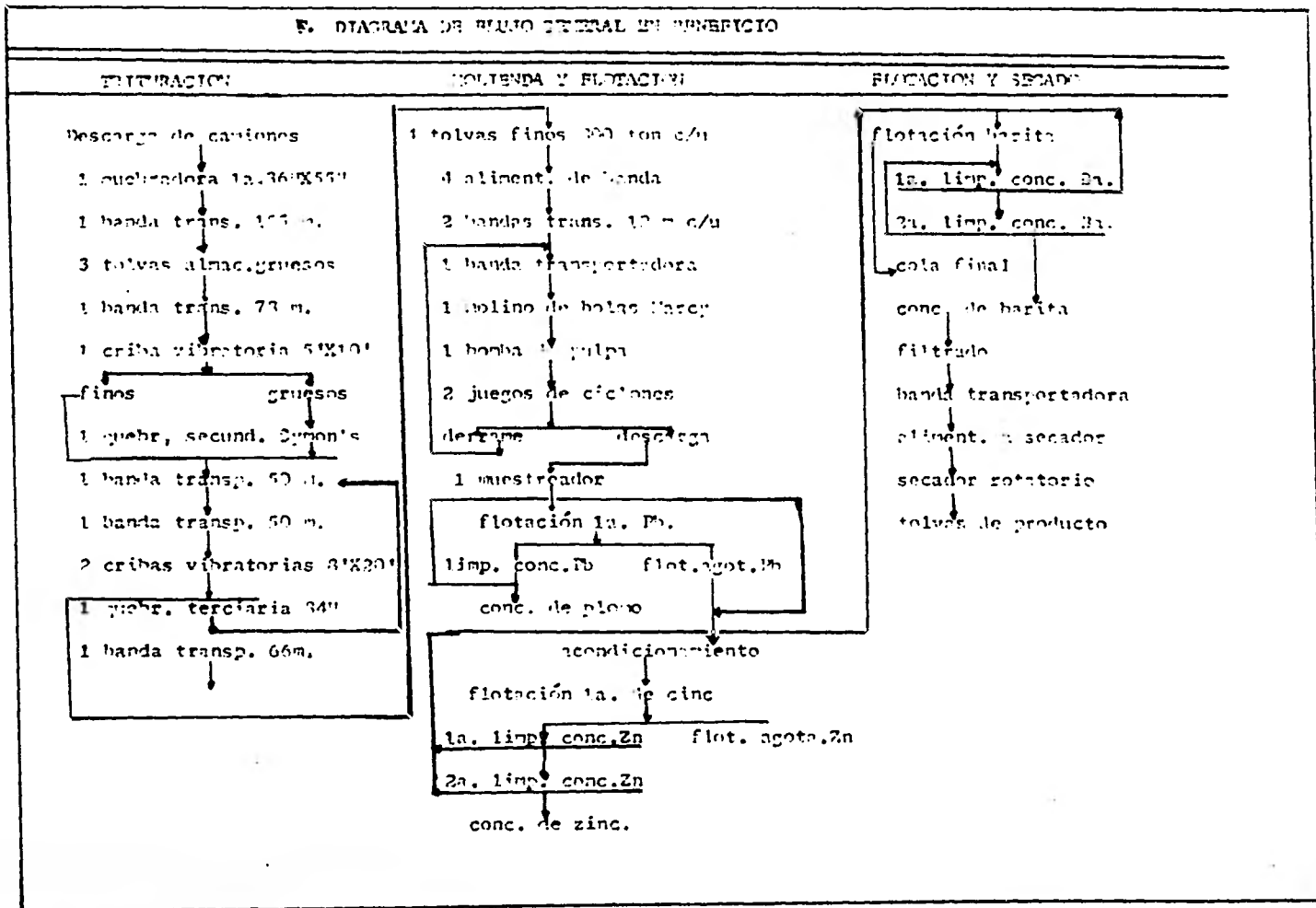
Para ésta sección se cuenta con tres filtros rotatorios de vacío, tipo tambor, de doce pies de diámetro por 20 - pies de largo, los cuales proporcionan una área de filtrado de 760' pies cuadrados con válvula de vacío automática. - También se cuenta con un filtro rotatorio de tambor de seis pies de diámetro por seis pies de largo, con una área de filtrado de 113 pies cuadrados, con válvula de vacío automática.



E. BALANCE METALURGICO

Producto	Tons/año	Ag gr/ton	ENSAYES			CONTENIDOS				RECUPERACIONES			
			Pb %	Zn %	BaSO <sub>4</sub> %	Ag	Pb	Zn	BaSO <sub>4</sub>	Ag	Pb	Zn	BaSO <sub>4</sub>
Cabezas	307 200	65	0.4	5.65	45.0	19969	1239	17357	250675	100	100	100	100
Conc. Pb	2 243	3738.5	23.17	12.44	16.76	3774	520	379	376	44.24	43.3	1.61	0.15
Conc. Zn	26 450	149.41	0.44	46.00	0.47	3952	117	12300	2507	19.79	9.55	71.4	1.00
Conc. Ba	107 471	15.00	0.13	1.6	97.63	1612	140	1710	104004	14.6	20.7	17.9	75.9
Colas	171 036	31.09	0.26	1.73	17.69	5470	452	2060	30473	21.3	27.3	0.0	20.95

F. DIAGRAMA DE FLUJO GENERAL DE MINERÍO



Conclusiones:

El distrito Minero de "La Minita", el cual está constituido por varias anomalías de gran interés presenta una perspectiva muy atractiva para el desarrollo de la minería en los próximos 15 años, en esa región del País.

Particularmente, el depósito de "La Minita" ofrece una tendencia favorable de acuerdo al programa de exploración - aplicado, que fue realizado mediante 78 barrenos de diamante que barrenaron 5,960 metros, de los cuales, 1,233 cortaron mineral.

A partir de dicho programa de barrenación, se calcularon las reservas mineras por medio del método de polígonos y bancos que arrojó 6,250,000 toneladas de mineral económico, - y 350,000 toneladas de mineral marginal.

La estructura dómica del cuerpo "La Minita" es favorable para un minado a tajo abierto ya que permite una recuperación del orden del 85% de las reservas totales, es decir, -  $6,250,000 \times 0.85 = 5,315,000$  toneladas.

Por otro lado, los conceptos y análisis vistos para el Diseño y Planeación del Tajo, tales como:

a) La estabilidad del tajo, que es una característica - demasiado importante en operaciones a cielo abierto, ya que involucra la seguridad y la vida de la mina, es buena dentro del cuerpo mineral, y regular en algunas zonas del descapo--te.

b) La relación de Descapote General que es un factor principal en la explotación a cielo abierto, es de 1.86 : 1, permite trabajar con mayor libertad ya que el punto de equilibrio de la relación de descapote es de 3.56 : 1.

c) La aplicación del Algoritmo de Grossman, que es un método de diseño del tajo ofrece grandes ventajas, una de ellas es que se pueden desarrollar varios diseños variando la pendiente del talud general de tajo, ya sea a 48°, 50°, ó 52°, dependiendo básicamente de un estudio preliminar de mecánica de rocas.

Así como las demás características mencionadas en el capítulo III, son de valiosa ayuda para la elaboración de un buen diseño de un tajo, estableciendo los límites finales económicos del mismo a fin de desarrollar una secuencia determinado adecuada, deducida principalmente por:

- Las necesidades de producción,
- Las leyes requeridas en el tratamiento del mineral,
- Posibilidades de ampliación de la planta, y
- La continuación del descapote para la preparación de nuevos bancos de explotación.

Dentro de las operaciones, en la explotación del cuerpo, las más relevantes son: Barrenación, Voladura, Rezague y Acarreo.

Mediante un conjunto de reglas, y tomando en consideración las características del material y ciertos conocimientos prácticos, se seleccionó un patrón de barrenación de 3.00 metros de espaciamiento y 2.5 metros de bordo, el cual ha dado magníficos resultados en cuanto al tamaño de la fragmentación y la eficiencia de los agentes explosivos empleados, tanto para la carga de fondo como para la carga de columna, las cuales se calcularon en base a fórmulas empíricas y datos prácticos obteniendo una relación de 2 : 1 ( carga de columna : carga de fondo )

La selección del equipo de rezagado y acarreo es un factor muy importante para el buen desarrollo de la explotación. Considerando las necesidades de producción, la altura de los bancos, distancias de acarreo y algunos otros conceptos útiles en el cálculo del equipo necesario, así como un análisis de tiempos y movimientos, y tomando en cuenta las cualidades del material a mover, se determinó que son necesarios cinco camiones de acarreo de 35 toneladas de capacidad, y dos cargadores frontales de 6.7 yd<sup>3</sup> cada uno, para cumplir con las necesidades establecidas en la operación de la mina.

En cuanto al beneficio del mineral, es muy interesante el tratar minerales metálicos y no metálicos simultáneamente por flotación selectiva.

Dentro de las pruebas de laboratorio, se determinó granulométricamente que la liberación total de los valores de los minerales de plomo y de zinc, es de 41.7 y 61.8% respectivamente. El tiempo de molienda se estableció de 21 minutos con una relación de dilución de 0.73 : 1.

## Recomendaciones:

Una vez mencionadas las conclusiones, se pueden citar las siguientes recomendaciones; éstas aunque no son muy extensas, encierran un gran significado para el desarrollo futuro de las operaciones de "La Minita" :

1.- Profundizar las exploraciones en las zonas anónimas cercanas al depósito con el propósito de estimar un potencial mayor en cuanto a las reservas de mineral, a fin de prolongar la vida de la mina, y si es posible, ampliar la capacidad de la planta metalúrgica.

2.- Efectuar estudios sobre los métodos de explotación subterráneos más adecuados para el minado del mineral no extraíble por tajo abierto, con el fin de recuperar al máximo las reservas totales del mineral.

3.- Realizar los estudios y análisis convenientes de mecánica de rocas para deducir si es posible aumentar la pendiente estable del talud general del tajo, ya sea a  $48^{\circ}$ ,  $50^{\circ}$  ó  $52^{\circ}$ , a fin de establecer una relación de descapote menor y recuperar mayor cantidad de mineral.

4.- Elaborar diversos diseños del tajo, haciendo variar el talud general del mismo, las recuperaciones metalúrgicas, los costos de extracción y de beneficio, para establecer diferentes diseños óptimos que se pueden aplicar en un momento dado, de acuerdo a las circunstancias que se presentan en cuanto a las variaciones de las cotizaciones de los metales.

5.- Proyectar caminos de acarreo definitivos a favor de la carga, si es posible, y que se acorten las distancias de acarreo a fin de maximizar la vida de las llantas del equipo y minimizar sus costos; ya que el costo de operación en llantas representa no menos del 19% de los costos totales de operación en explotaciones a tajo abierto.

6.- Diseñar diferentes patrones de barrenación, optimizando el consumo de explosivos de acuerdo a la fragmentación deseada del material, y

7.- Efectuar periódicamente estudios de tiempo y movimientos de los ciclos de cargado y acarreo en mineral y en tepetate, con el fin de mejorar estas actividades y establecer estándares de operación cada vez mejores.

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

- 1.- A.I.M.E., Mudd Series, Surface Mining, New York, N.Y., reprinted 1972, (1051 p)
- 2.- A.I.M.E., Open Pit Mine Planning and Design, New York, N.Y. 1979, (367 p).
- 3.- BAUER ALAN and N. Calder Peter, Open Pit Course Notes, Universidad de Guanajuato, febrero de 1980.
- 4.- CATERPILLAR, Caterpillar Performance Handbook. a publicatcion Cat, January 1976.
- 5.- DUPONT, S.A. de C.V., Técnicas en el uso de explosivos, Dpto. de Explosivos, México, D.F.
- 6.- HOEK EVERT and Dray Jhon, Rock Slope Engineering. The Institution of Mining and Metallurgy, London 1977, (405 p).
- 7.- TAMROCK INC, Handbook of Surface Drilling and Blasting. printed in Finland, 1978, (236p).