



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

PROYECTO DE EXPLOTACION DEL BANCO DE
BASALTO TEPEHITIC MUNICIPIO DE LOLOTLA,
ESTADO DE HIDALGO.

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A
ARMANDO VAZQUEZ GARCIA

DIRECTOR DE TESIS: ING. MAURICIO MAZARI HIRIART.



MEXICO, D. F.

1998

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

264764



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.



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-1-040

SR. ARMANDO VAZQUEZ GARCIA
Presente

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que propuso el profesor Ing. Mauricio Mazari Iriant, y que aprobó esta Dirección, para que lo desarrolle usted como tesis de su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista:

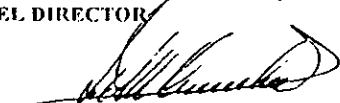
**PROYECTO DE EXPLOTACION DEL BANCO DE BASALTO TEPEHITIC
MUNICIPIO DE LOLOTLA, ESTADO DE HIDALGO**

- I INTRODUCCION
- II GENERALIDADES
- III ESTUDIO DE MERCADO
- IV DESCRIPCION GEOLOGICA
- V MANIFESTACION PRELIMINAR DE IMPACTO AMBIENTAL
- VI DISEÑO DE MINA
- VII SISTEMA DE BENEFICIO
- VIII ANALISIS FINANCIERO
- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
- BIBLIOGRAFIA

Ruego a usted cumplir con la disposición de la Dirección General de la Administración Escolar en el sentido de que se imprima en lugar visible de cada ejemplar de la tesis el título de ésta.

Asimismo le recuerdo que la Ley de Profesiones estipula que se deberá prestar servicio social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito para sustentar examen profesional.

Atentamente
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Ciudad Universitaria, a 16 de mayo de 1995
EL DIRECTOR


ING. JOSE MANUEL COVARRUBIAS SOLIS

IMCS*R (R) R*ptg



DEDICATORIAS

A mi madre.

**Por que siempre me impulso
y por su gran amor.**

A mis hermanos y familia.

Por su apoyo y comprensión.

A mis compañeros de carrera.

Por su gran ayuda.

A mi Director de Tesis.

**Ing Mauricio Mazari H
Por su apoyo en la realización
de este trabajo.**

A la Facultad de Ingeniería de la

U N A M

CONTENIDO

INTRODUCCION

CAPITULO I GENERALIDADES

I.1	Localización y vías de acceso	1
I.2	Clima e hidrología	4
I.3	Servicios	5
I.4	Estudio socioeconómico	5

CAPITULO II ESTUDIO DE MERCADO

II.1	Los productos en el mercado	6
II.1.1	Características y naturaleza de los productos a elaborar	6
II.1.2	Productos derivados	8
II.1.3	Productos sustitutos	9
II.2	Análisis de la demanda	9
II.2.1	Comportamiento histórico de la demanda	10
II.2.2	Sector carretero	10
II.2.2.1	Demanda pasada	11
II.2.2.2	Demanda presente	12
II.2.2.3	Proyección de la demanda futura años 1998-2000	13
II.2.3	Sector de la construcción	15
II.2.3.1	Demanda pasada	15
II.2.3.2	Demanda presente	17
II.2.3.3	Demanda futura	17
II.3	Comportamiento histórico de la oferta	18
II.3.1	Oferta pasada	20
II.3.2	Oferta presente	20
II.3.3	Proyecciones futuras de la oferta	20
II.4	Balance Demanda - Oferta	21
II.4.1	Demanda - Oferta. Sector carretero y caminos	21
II.4.2	Oferta	21
II.4.3	Demanda - Oferta. Sector construcción	21
II.4.3.1	Oferta pasada, presente y proyecciones	22
II.4.3.2	Demanda insatisfecha	22
II.5	Participación del proyecto en el mercado	22
II.6	Precios de venta en el mercado estatal	24

CAPITULO III DESCRIPCION GEOLOGICA

III.1	Objetivo	25
III.2	Fisiografía	25
III.3	Geología	25
III.4	Mecánica de rocas del yacimiento	31
III.5	Cálculo de reservas	32

CAPITULO IV MANIFESTACION PRELIMINAR DE IMPACTO AMBIENTAL

IV.1	Situación legal actual del predio	40
IV.2	Situación actual del medio ambiente	40
IV.2.1	Uso actual del suelo	41
IV.2.2	Factores biológicos	42
IV.3	Identificación y descripción de los impactos ambientales	43
IV.3.1	Impactos negativos	43
IV.3.2	Impactos positivos	43
IV.4	Medidas de prevención y mitigación de los impactos ambientales	44

CAPITULO V DISEÑO DE MINA

V.1	Objetivo	46
V.2	Parámetros de diseño	46
V.3	Estudio técnico	47
V.4	Secuencia de minado	47
V.5	Ciclo de trabajo	50
V.6	Selección de equipos	51
V.6.1	Equipo de barrenación	51
V.6.2	Equipo de acarreo, cargado y tractor de empuje	61
V.7	Diseño de minado	65
V.8	Personal requerido mina	69
V.9	Costo estimado por m ³ mina	69

CAPÍTULO VI SISTEMA DE BENEFICIO

VI.1	Parámetros de selección	72
VI.2	Procesamiento del material de mina	73
VI.3	Criterios generales para la selección de los equipos de la planta de trituración	77
VI.4	Selección de equipos	77
VI.5	Planta de trituración seleccionada	85
VI.6	Equipo de cargado para los productos finales	89
VI.7	Personal requerido planta de trituración	90
VI.8	Costo estimado por m ³ planta	91
VI.9	Personal de mantenimiento y administrativo	92
VI.9.1	Personal de mantenimiento	92
VI.9.2	Personal administrativo	92
VI.10	Costo estimado por m ³ personal administrativo y de mantenimiento	96
VI.11	Costo total estimado por m ³	96

CAPITULO VII ANALISIS FINANCIERO

VII.1	Presupuesto de inversión	97
VII.2	Presupuesto del costo total por año	99
VII.3	Cálculo de ingresos	99
VII.4	Origen de la inversión	100
VII.5	Depreciación del equipo	100
VII.6	Estado de resultados	101
VII.7	Cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR)	102
VII.8	Período de recuperación de la inversión	103
VII.9	Análisis de sensibilidad	104

CAPITULO VIII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VIII.1	Conclusiones	109
VIII.2	Recomendaciones	111

ANEXO A	Costos estimados Mina	112
---------	-----------------------	-----

ANEXO B	Costos estimados Planta, Mantenimiento y Gastos de administración	115
---------	--	-----

BIBLIOGRAFIA	120
--------------	-----

INDICE DE FIGURAS

Figura 1	Croquis de localización	2
Figura 2	Localización de la zona que comprende el proyecto	3
Figura 3	Ubicación de los productores de agregados pétreos en el Estado de Hidalgo	19
Figura 4	Columna estratigráfico regional	27
Figura 5	Plano geológico	30
Figura 6	Secciones geológicas c-c' y e-e'	34
Figura 7	Secciones geológicas i-i' y k-k'	35
Figura 8	Secciones geológicas m-m' y n-n'	36
Figura 9	Plantilla de barrenación	57
Figura 10	Dimensiones de caminos principales	66
Figura 11	Angulo final del talud y secuencia de minado	67
Figura 12	Plano topográfico: área para instalaciones y caminos principales	68
Figura 13	Diagrama de flujo de la planta seleccionada	87

INTRODUCCION

En la actualidad en el Estado de Hidalgo al igual que en varios Estados de la República, existe un fuerte rezago en el sistema de carreteras y caminos, las causas son varias, una de las más importantes es la falta de materiales pétreos adecuados para su construcción, principalmente el material denominado sello basáltico con el que se construye la capa superior de las carreteras y caminos.

Además, en el Estado de Hidalgo en su parte norte hay escasez de grava y arena para la industria de la construcción en general. Es por ello que en el presente trabajo, se hace un análisis para conocer la viabilidad de un proyecto de explotación para la extracción de roca basáltica en la zona norte de dicho estado, con base en las necesidades del mercado, las reservas geológicas y el sistema de minado a utilizar; de tal forma que pueda cubrir las necesidades del sector carretero, como el de la industria de la construcción.

En este trabajo, no se analiza la comercialización y distribución de los productos finales más allá de la planta por no ser el objetivo del mismo.

CAPITULO I GENERALIDADES

I.1 Localización y vías de acceso

La zona de estudio se encuentra localizada en la porción noreste del Estado de Hidalgo, en los municipios de Lolotla, clave 034, y Tlanchinol, clave 073, según la relación de Municipios del INEGI 1994.

El área física del proyecto donde se encuentra el banco de basalto, la comprenden los predios Tepehitic, Las Puentes y Chinola (los dos primeros registrados en el Municipio de Lolotla y el tercero en el Municipio de Tlanchinol) y se localiza entre las coordenadas geográficas 20° 55' de latitud Norte y 98° 43' de longitud Oeste, en las cercanías del poblado Las Puentes, comprendiendo una superficie de 140 hectáreas aproximadamente.

El acceso se efectúa por vía terrestre, por la carretera federal número 105 (México-Tampico vía corta) con 148 km de recorrido, hasta el poblado de Ixtlahuaco; a 4 km aproximadamente, sobre la misma carretera, se encuentra el entronque del camino rural al poblado de Acatepec, y a 400 m sobre este mismo camino rural se ubican los predios Las Puentes, Tepehitic y Chinola.

Colindancias:

Con los municipios del estado de Hidalgo.

Al Norte: Municipio de San Felipe de Orizatlán.

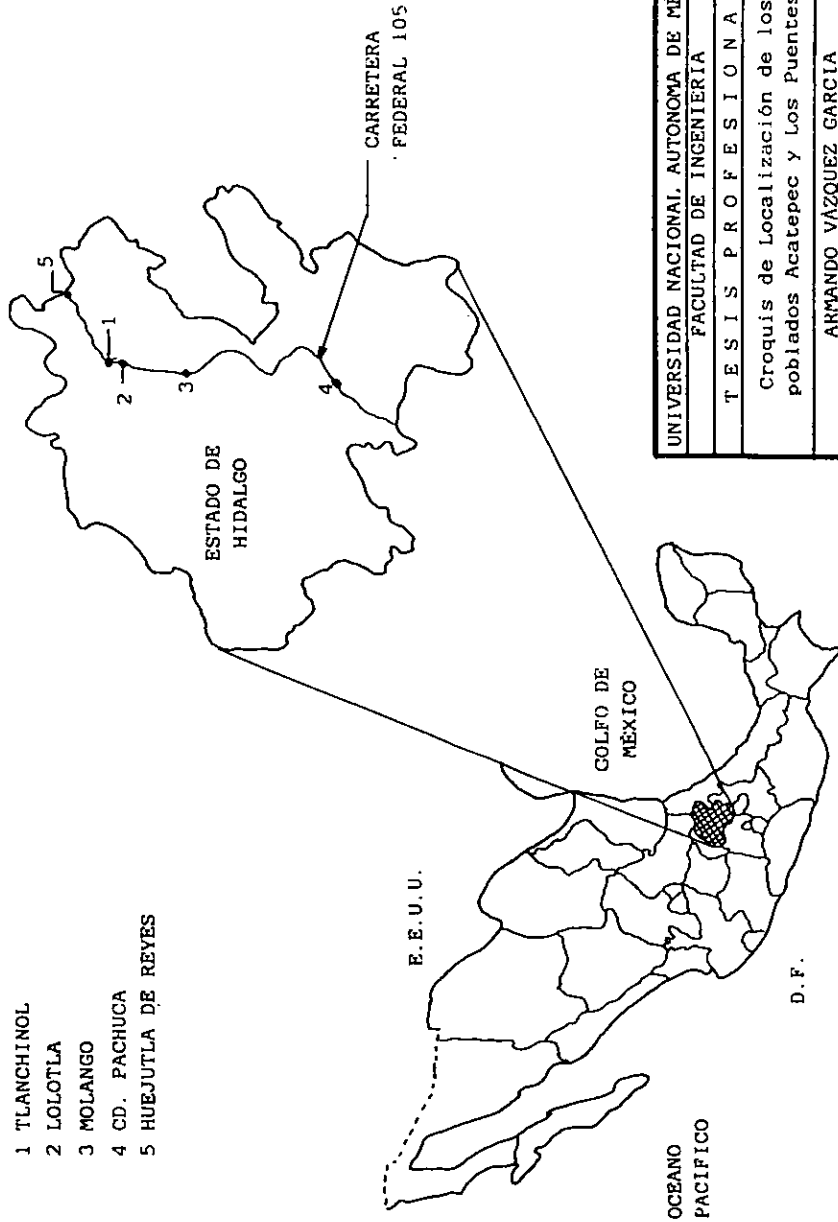
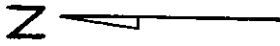
Al Oeste: Municipio de Tepehuacán de Guerrero, Juárez Hidalgo, Tlahuiltepa y Chapulhuacán.

Al Este: Municipio de Calnali, Huazalingo, Huejutla de Reyes y Jaltocan.

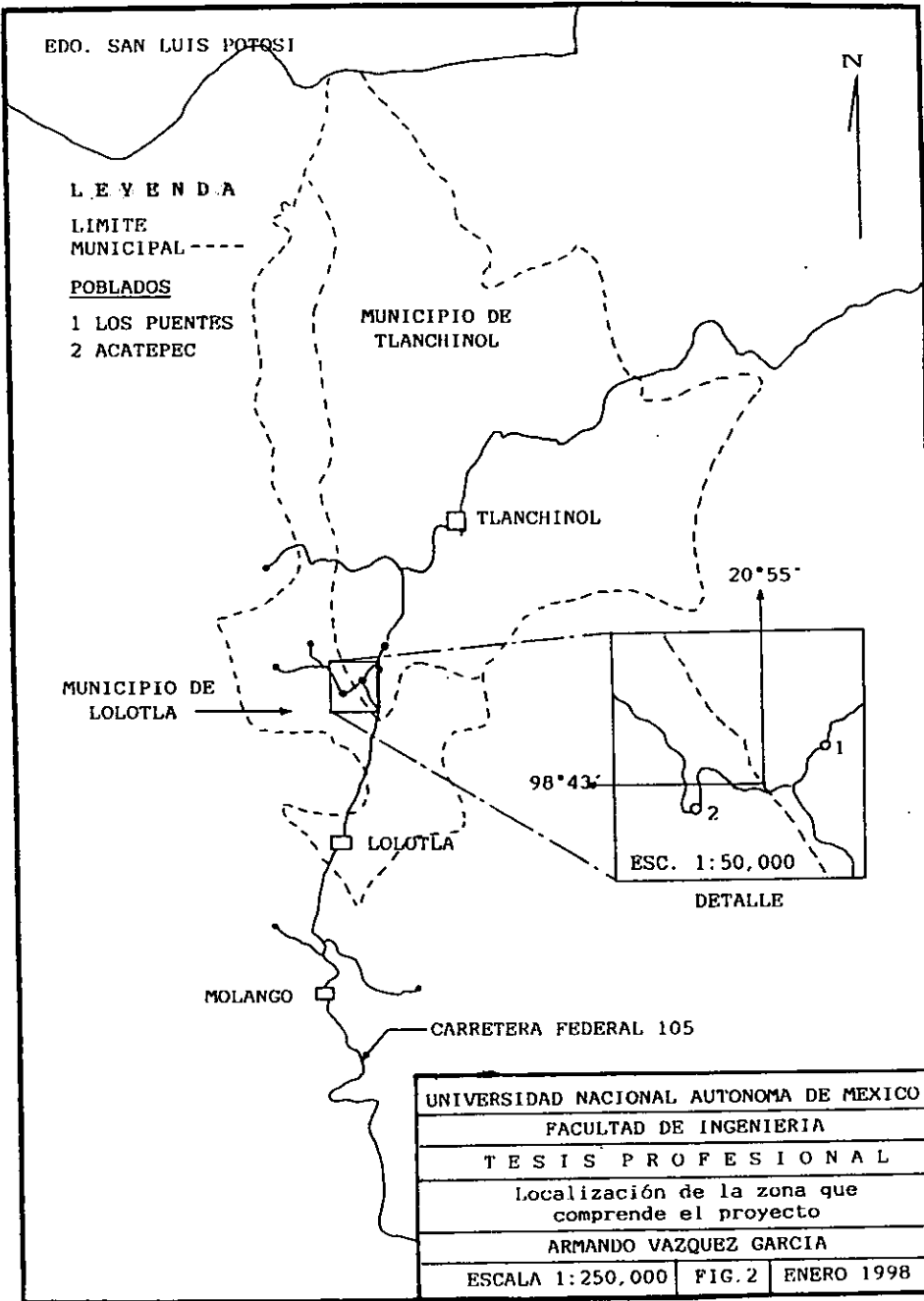
Al Sur: Municipios de Molango, Zacualtipán, Xochicoatlán, Tianguistengo y Metztitlán. (Ver figuras 1 y 2).

L E Y E N D A

- 1 TLANCHINOL
- 2 LOLOTLA
- 3 MOLANGO
- 4 CD. PACHUCA
- 5 HUEJUTLA DE REYES



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
T E S I S P R O F E S I O N A L	
Croquis de Localización de los poblados Acatepec y Los Puentes	
ARMANDO VÁZQUEZ GARCIA	
SIN ESCALA	FIG. 1. ENERO 1998



EDO. SAN LUIS POTOSÍ

L E Y E N D A

LIMITE
MUNICIPAL - - - -

POBLADOS

- 1 LOS PUENTES
- 2 ACATEPEC

MUNICIPIO DE
TLANCHINOL

TLANCHINOL

MUNICIPIO DE
LOLOTLA

LOLOTLA

MOLANGO

CARRETERA FEDERAL 105

20°55'

98°43'

ESC. 1:50,000

DETALLE

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

T E S I S P R O F E S I O N A L

Localización de la zona que
comprende el proyecto

ARMANDO VAZQUEZ GARCIA

ESCALA 1:250,000

FIG.2

ENERO 1998

1.2 Clima e hidrología.

Clima:

El clima de la región es templado húmedo con lluvias todo el año, con precipitación de 40 mm en el mes más seco y en el mes más lluvioso de 320 mm. La temporada fuerte de lluvias es de Junio a Septiembre.

Las temperaturas fluctúan en el año, en los meses de más calor alcanzan los 32 °C y en invierno los meses de Diciembre y Enero los -7 °C, con una temperatura promedio anual de 17 °C a 18 °C.

Los vientos son considerados normales y se presentan con mayor intensidad en las últimas semanas del mes de Enero.

Durante los meses de más lluvia y en los de invierno, se presentan neblinas muy densas las cuales permanecen la mayor parte del día.

La zona en cuestión se encuentra a una elevación promedio de 1400 m sobre el nivel del mar.

Hidrología:

Los predios se encuentran inmersos dentro de la región hidrológica número 26 PANUCO y la cuenca del Río Moctezuma.

El drenaje superficial del área es del tipo dendrítico producto de la topografía de las partes altas de los cerros El Carrizo y El Tequisco, desembocando en el río Pilapia; los escurrimientos naturales son intermitentes y sus aguas alimentan al afluente principal del río Agua Salada, que se localiza en las zonas más bajas de la región.

I.3 Servicios

Las poblaciones rurales de Acatepec y Las Puentes cuentan con los servicios siguientes:

Agua potable, drenaje, caminos de acceso pavimentados y terracerías, luz eléctrica. El poblado de Acatepec cuenta con las siguientes escuelas: Preescolar, Primaria y Secundaria. Un centro de salud, una clínica del IMSS y servicio telefónico.

I.4 Estudio socioeconómico¹

En el área cercana a los predios, existe una población total de 630 habitantes correspondientes a los poblados de Acatepec y Las Puentes, de los cuales 279 son hombres y 351 son mujeres.

La población económicamente activa es de 187 habitantes; de esta un 86.8% trabaja en el sector primario, 4.4% en el secundario y el 7% en el terciario.

La población total del Municipio de Lolotla es de 11,674 habitantes, 6,070 son hombres y 5,604 mujeres; la población económicamente activa es de 3,051 habitantes.

La población total del Municipio de Tlanchinol es de 10,390 habitantes, de esta 5,196 son hombres y la población económicamente activa es de 3,013.

Las principales actividades de la región son: la ganadería vacuna y caprina, la agricultura de temporal, la elaboración de muebles de madera rústicos y servicios generales.

¹Fuente: XI Censo General de Población y Vivienda 1990, Estado de Hidalgo.
INEGI. Censos Económicos, Resultados Oportunos, Tabulados Básicos 1996.
Estado de Hidalgo. INEGI

CAPITULO II. ESTUDIO DE MERCADO

El estudio de mercado tiene por objetivo conocer la viabilidad de la explotación de los predios anteriormente mencionados como bancos de materiales pétreos, para el mantenimiento, modernización y construcción de carreteras y caminos rurales, además de generar grava y arena para la industria de la construcción.

Para ello identificará la problemática actual, así como las oportunidades de mercado en el ámbito interno y externo que tienen los agregados pétreos, producidos en el estado de Hidalgo y sus zona limítrofe estatal, con base en el análisis de su oferta y demanda.

II.1 Los productos en el mercado

II.1.1 Características y naturaleza de los productos a elaborar

Los productos para analizar el mercado se refieren a los materiales pétreos, gravas y arenas. El empleo de estos materiales se efectúa de acuerdo con su granulometría.

Para tal efecto la Dirección General de Normas, dependiente de la SECOFI, ha emitido una serie de normas para el cribado de los agregados, referidas dentro de la Norma Oficial Mexicana, las cuales son equivalentes a las normas empleadas por la ASTM de Estados Unidos [Sociedad Americana para la Prueba de Materiales].

Principales Normas referentes a los agregados : gravas y arenas

NORMA OFICIAL MEXICANA	DESCRIPCION
NOM - C - 30	Muestreo de agregados.
NOM - C - 73	Determinación del peso unitario de los agregados
NOM - C - 75	Determinación de la sanidad de los agregados por medio de sulfato de sodio o sulfato de magnesio.
NOM - C - 77	Método de prueba para análisis granulométrico de agregados finos y gruesos
NOM - C - 88	Determinación de impurezas orgánicas del agregado fino.
NOM - C - 164	Determinación del peso específico y de la absorción del agregado grueso.
NOM - C - 165	Determinación del peso específico y de la absorción del agregado fino.
NOM - C - 166	Determinación del contenido total de humedad de los agregados mediante secado.
NOM - C - 170	Reducción de las muestras de agregados obtenidas en el campo al tamaño requerido para las pruebas.
NOM - C - 245	Determinación superficial del agregado fino.
NOM - C - 246	Reactividad potencial de los agregados.

Fuente: Dirección General de Normas. SECOFI

En México la separación entre las gravas y arenas según la NOM - C - 77 es la siguiente:

Material mayor a 4.75 mm es grava.

Material menor a 4.75 mm es arena.

En general los agregados, tanto gruesos como finos, deben de reunir las siguientes condiciones:

- a) Limpieza. Deben ser limpios de otros agregados diferentes al tamaño específico.
- b) Elementos inorgánicos. Deben estar libres de sulfatos y silicatos ya que alteran las reacciones químicas con los cementantes.

c) Resistencia.

La fatiga o ruptura del agregado, debe ser igual o mayor que la fatiga del concreto para la resistencia a la que se proyecta utilizar.

II.1.2 Productos derivados

Uno de los usos principales de los materiales pétreos está enfocado hacia la construcción, en la que se emplea para fabricar el concreto hidráulico. Asimismo dependiendo del tipo de roca que se trate, ésta se puede utilizar para elaborar cemento, yeso, cal, etc.

Otro uso importante es en el mantenimiento, modernización y construcción de carreteras, para los revestimientos (carpeta asfáltica), sub-bases y bases, ya sea que se establezcan o no con algún producto natural o elaborado con material asfáltico, que es conocido como concreto asfáltico; siempre y cuando los agregados cumplan con los requisitos indicados en el Tomo X "Normas de Calidad de los Materiales. Carreteras y Aeropistas. Materiales para Terracerías" publicado por la Dirección General de Proyectos SCT 1997.

Estos materiales se denominan de acuerdo con su granulometría como se indica en la siguiente tabla:

a) Carpeta Asfáltica por el Sistema de Riego.			
NOMBRE	TIPO	MALLA QUE PASA mm	MALLA QUE RETIENE mm
Sello	1	32.00	12.70
Sello	2	19.00	6.30
Sello	3A	12.70	2.30
Sello	3B	9.50	2.30
Sello	3E	9.50	4.80
b) Base		-38.10	74 μ m (#200)
c) Sub-Base		-50.80	74 μ m (#200)

Fuente: Dirección General de Normas. SECOFI

Además se emplean en la construcción de vías de ferrocarril y tren ligero como balastro, existen varios tipos de balastros denominados de acuerdo con su granulometría como indica la tabla siguiente:

TIPO	MALLA QUE PASA mm	MALLA QUE RETIENE mm
1	76.20	12.70
2	63.50	12.70
3	50.80	9.50
4	38.10	2.00
5	38.10	2.30
6	38.10	32.00
7	63.50	32.00
8	76.20	32.00

Fuente: SCT Dirección General de Proyectos. Normas de Construcción
Tomo X 1997

Otros productos derivados utilizados en la construcción de elementos estructurales son: blocks, tabicón, adoquín, bovedilla, postes de concreto y tubos de concreto.

II.1.3 Productos sustitutos

Concretos ligeros, es un nuevo tipo de concreto utilizado con base en la combinación de cemento Portland con agregados ligeros. Estos agregados son principalmente escoria de los altos hornos, escorias de hullas, cenizas crudas de combustibles en polvo y escorias molidas. Estos materiales se han utilizado en sustitución de los agregados tradicionales con buenos resultados.

II.2 Análisis de la demanda

El análisis de la demanda de los materiales pétreos considera el consumo de la arena y la grava empleados en la construcción en general, dentro de la zona de influencia definida por el estado de Hidalgo.

II.2.1 Comportamiento histórico de la demanda

II.2.2 Sector carretero

Dentro del consumo de los materiales pétreos empleados en el sector carretero y de caminos se tiene lo siguiente:

La red carretera y de caminos del Estado de Hidalgo se cuantifica al mes de enero de 1997 en 7,842.6 km, de los cuales 1,152.5 km 14.7% corresponden a Carreteras Federales, 2,412.4 km 30.8% a Carreteras Estatales, 3,627.5 km 46.3% a Caminos Rurales y 650.2 km 8.2% a caminos construidos por diversas dependencias para el apoyo de sus propias funciones. De la longitud total 3,883.2 km 49.5% están pavimentadas, 3,692.7 km 47% Revestidas y 3.5% son Terracerías.

En el cuadro siguiente se presenta un resumen de la red existente (km) en enero 1997.

TIPO	CARRILES 6	CARRILES 4	CARRILES 2	CARRILES 1	REVESTIDAS	TERRACERI	TOTAL
FEDERAL	0.0	718.1	973.8	0.0	0.0	0.0	1,152.5
ESTATAL	0.0	0.0	1,689.0	482.0	241.4	0.0	2,412.4
RURAL	0.0	0.0	0.0	515.5	3,083.3	28.7	3,627.5
OTROS	8.8	23.0	12.4	0.0	368.0	238.0	650.2
TOTAL	8.8	741.1	2,675.2	997.5	3,692.7	266.7	7,842.6

Fuente: Gobierno del Estado de Hidalgo. Dirección General de Comunicaciones. SCT Pachuca Hidalgo.

II.2.2.1 Demanda pasada

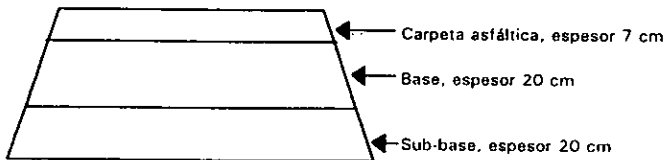
Las obras realizadas en Infraestructura carretera por el Gobierno del Estado y la SCT durante los años 1993-1996 se muestra en el cuadro resumen siguiente:

DIRECCION	km
Construcción de autopistas.	44.0
Construcción de carreteras estatales	239.0
Construcción de caminos rurales.	260.0
Construcción de puentes.	0.7
Construcción de vialidades urbanas.	31.0
Reconstrucción de carreteras.	986.0
Conservación de carreteras.	2,524.0
Reconstrucción de caminos rurales.	1,213.0

Fuente: Gobierno del Estado de Hidalgo, Dirección General de Comunicaciones
SCT Pachuca Hidalgo.

El volumen de materiales pétreos utilizados en los últimos tres años fue de 1'605,072 m³, entre ellos, gravas y arenas, lo que equivale a 535,024 m³/año. Estos volúmenes de agregados se calcularon con base en los siguientes parámetros dimensionales de carreteras y caminos.

La figura representa el corte transversal de una carretera tipo



Dimensiones de carreteras y caminos

AUTOPISTAS	4 CARRILES	ANCHO PROMEDIO	22 m
		ESPESOR DE CARPETA	7 cm
		ESPESOR BASE	20 cm
		ESPESOR SUB-BASE	20 cm
CARRETERAS	2 CARRILES	ANCHO PROMEDIO	10 m
		ESPESOR DE CARPETA	7 cm
		ESPESOR BASE	20 cm
		ESPESOR SUB-BASE	20 cm
CAMINOS	1 CARRIL	ANCHO PROMEDIO	6
		ESPESOR DE CARPETA	7 cm
		ESPESOR BASE	20 cm
		ESPESOR SUB-BASE	15 cm
CAMINOS	REVESTIDOS CON GRAVA	ANCHO PROMEDIO	6.5
		ESPESOR DE CAPA DE RIEGO	7 cm
TRAMOS CARRETEROS	2 CARRILES CONSTRUIDOS CON CONCRETO HIDRAULICO	ANCHO PROMEDIO	10.5 m
		ESPESOR DEL CONCRETO HIDRAULICO	23 cm
VIALIDADES URBANAS	6 CARRILES	ANCHO PROMEDIO	27 m
		ESPESOR DE CARPETA	7 cm
		ESPESOR BASE	20 cm
		ESPESOR SUB-BASE	20 cm

Fuente: Gobierno del Estado de Hidalgo. Dirección General de Comunicaciones.
SCT Pachuca Hidalgo.

II.2.2.2 Demanda presente

El cálculo del volumen de agregados pétreos a utilizar se estimó con base en los parámetros ya indicados, así como en el Programa de trabajo de la SCT Hidalgo y el Gobierno del Estado.

El Programa de Trabajo para el año de 1997 de la SCT y el Gobierno del Estado es el siguiente:

DIRECCION	METAS km
Construcción de carreteras federales (tramos)	6.0
Construcción de carreteras estatales.	89.0
Construcción de caminos rurales.	86.5
Vialidad urbanas.	2.6
Reconstrucción de carreteras.	164.5
Conservación de carreteras.	32.0
Reconstrucción de caminos rurales.	23.0

Fuente: Gobierno del Estado de Hidalgo. Dirección General de Comunicaciones.
SCT Pachuca Hidalgo.

Con base en los parámetros dimensionales ya indicados para la construcción de caminos el volumen estimado de agregados pétreos a utilizar en 1997 es de 599,576. m³

II.2.2.3 Proyección de la demanda futura años 1998-2000

De acuerdo con el Programa Nacional de Carreteras 1995-2000, se han identificado 10 ejes troncales que comunican las principales zonas de producción industrial, agropecuaria y poblacionales del país. Dos de estos ejes el 4 y 9 están en la zona de acción de este proyecto.

EJE 4 ACAPULCO-CUERNAVACA-MEXICO-PACHUCA-
TUXPAN-TAMPICO-MATAMOROS

EJE 9 VERACRUZ-TAMPICO-MONTERREY

Los tramos por modernizar en estos ejes y en los cuales se puede participar como proveedor se indican a continuación:

EJE 4	Pirámides-Tihuatlán	185 Km
	Tuxpan-Tampico	193 Km
	Tres Marias-Estación Manuel	4 Km
	Est. Manuel-Soto La Marina	148 Km
	Soto La Marina-Matamoros	269 Km
EJE 9	Cardel-Nautla	122 Km
	Nautla-Poza Rica	9 Km
	Cd. Victoria-Linares	164 Km

Fuente: Gobierno del Estado de Hidalgo. Dirección General de Comunicaciones.
SCT Pachuca Hidalgo.

De igual manera, existen tramos carreteros que, a pesar de no pertenecer a los ejes troncales, serán modernizados, en el Estado de Hidalgo; estos tramos ascienden a 385 km.

De las Autopistas de Cuota, se pretenden construir en el Estado y límites con los Estados de Veracruz, Querétaro, San Luis Potosí y Tamaulipas aproximadamente 123 km.

Por lo que respecta a conservación de carreteras en el Estado se dan mantenimiento a 210 km con riego de sello, 39 km reconstrucción de carpeta y 320 km de reconstrucción de pavimentos a contrato.

De acuerdo con el Gobierno del Estado, Dirección General de Comunicaciones, en el Estado se construirán entre los años de 1998-2000 237 km de carreteras, 17 km de vialidades urbanas, 302 km de caminos rurales y la conservación de 175 km de carreteras y 150 km de reconstrucción de caminos rurales.

Por lo que la SCT Pachuca Hidalgo y el Gobierno del Estado. Dirección General de Comunicaciones, estiman una demanda de alrededor de 1'820,000. m³, para los años de 1998-2000, lo que equivale a 606,666. m³/año

I.2.3 Sector de la construcción

Dentro del consumo de agregados pétreos utilizados en la construcción, destaca el utilizado en la construcción de viviendas en el Estado, que en lo que va de la década se ha incrementado año con año.

II.2.3.1 Demanda pasada

Unidades de viviendas concluidas por año

1990-1992	1992-1994	1994-1996	TOTAL 1990-1996
26,352	34,268	34,393	95,013

Fuente: INEGI Censo Económico 1995 Resultados Oportunos
INEGI Anuario Estadístico Hidalgo 1996

El consumo de materiales pétreos utilizados en el estado para la construcción de viviendas durante los años de 1990 a 1996, se estimó considerando que el concreto normalmente utilizado en vivienda tiene una resistencia de $f'c=250 \text{ Kg/cm}^2$ y que cada casa tiene una superficie promedio de 90 m^2 , promedio obtenido entre las viviendas de interés social a cargo del gobierno del estado que es de 60 m^2 y construcción de viviendas por parte del sector privado que es de 120 m^2 , y que por cada metro cuadrado de superficie el consumo de grava y arena es como se indica en las siguientes tablas:

Factores para Consumo de Agregados

AGREGADO	CONCEPTO	Factor/m ²
ARENA	En concretos, pisos, recubrimientos, etc.	0.389 m ³
GRAVA	En concretos firmes, etc.	0.219 m ³

Fuente: Costo y tiempo de edificación. Editorial LIMUSA 1995

Volúmenes de Materiales Empleados por 1m³ de concreto

MATERIAL	VOL. APROX.	CONCRETO		
	mezcla lts.	f'c =100 kg/m ²	f'c =150 kg/cm ²	f'c =250 kg/cm ²
ARENA m ³	242	0.514	0.565	0.540
GRAVA m ³	374	0.717	0.605	0.600
CEMENTO m ³	169	0.272	0.342	0.468
AGUA m ³	215	0.215	0.215	0.215

Fuente: Costo y tiempo de edificación. Editorial LIMUSA 1995

Por lo que el volumen total por vivienda es de 35 m³ de arena y 19.7 m³ de grava, que arrojan un total de 54.7 m³ de agregados por vivienda. Además está el concreto utilizado en la urbanización de estas viviendas, que considera las banquetas y guarniciones con las siguientes dimensiones y resistencia: frente de 8 m de largo, ancho de 2 m, espesor de 10 cm y resistencia de f'c = 150 Kg/cm², dando un volumen de 1.6 m³ por lo que el consumo de grava es de 0.968 m³ y arena 0.904 m³; se estima que el 30% de estas viviendas tienen este tipo de urbanización, por lo tanto el volumen calculado de agregados pétreos durante 1990 a 1996 fue de 5'250,570 m³, dando un promedio anual de 875,095 m³

En el cuadro siguiente se muestra un resumen del consumo de agregados pétreos durante los años de 1990-1996

SECTOR	1990 - 1996(m ³)	m ³ /año
VIVIENDA	5'250,570	875.095
INDUSTRIA GRAL.	4'085,113	680.852
INFRAESTRUCTURA	1'300,150	216.691
TOTAL	10'635,833	1'772,638

FUENTE: Cámara de la Industria de la Construcción HIDALGO (CICHI)
Centro de Desarrollo Estatal (CDE)

II.2.3.2 Demanda presente

De acuerdo con la tendencia de crecimiento en este sector del 9% anual, al Programa de Inversión para Vivienda del Gobierno Federal y Estatal (\$ 9'800,915 para 1997), al Programa de Créditos para la Vivienda (3,514 créditos para 1997) y a la Inversión Privada, el consumo de agregados pétreos para 1997 se indica en la tabla siguiente:

SECTOR	1997(m ³)
VIVIENDA	907,140
INDUSTRIA GRAL.	711,200
INFRAESTRUCTURA	300,000
TOTAL	1,918,340

Fuente: CICH y CDE

II.2.3.3 Demanda futura

Para lo que resta del siglo no existen programas definidos para la construcción en general, salvo el programa de créditos para la vivienda al año 2000 que se indica en la tabla siguiente:

AÑO	1998	1999	2000
No. CREDITOS	3,606	3,699	3,815

Fuente: CDE

Pero, de continuar la tendencia de crecimiento en la construcción del 10% anualmente, en los próximos años, se proyecta una demanda de agregados pétreos como lo muestra la tabla siguiente:

AÑO	1998	1999	2000
DEMANDA m ³	2'110,174	2'321,191	2'553,310

Fuente: CDE

II.3 Comportamiento histórico de la oferta

Tradicionalmente la oferta de los agregados pétreos no ha sido la adecuada para poder cubrir las necesidades del Estado (en calidad y precio), ya que los productores se encuentran agrupados en ciertas áreas específicas, descuidando la zona norte y noreste del Estado.

Otro aspecto que los productores han descuidado es el tipo de roca que se explota, ya que ninguno de los productores en el Estado explota roca basáltica, la cual es necesaria e ideal para la construcción de carreteras.

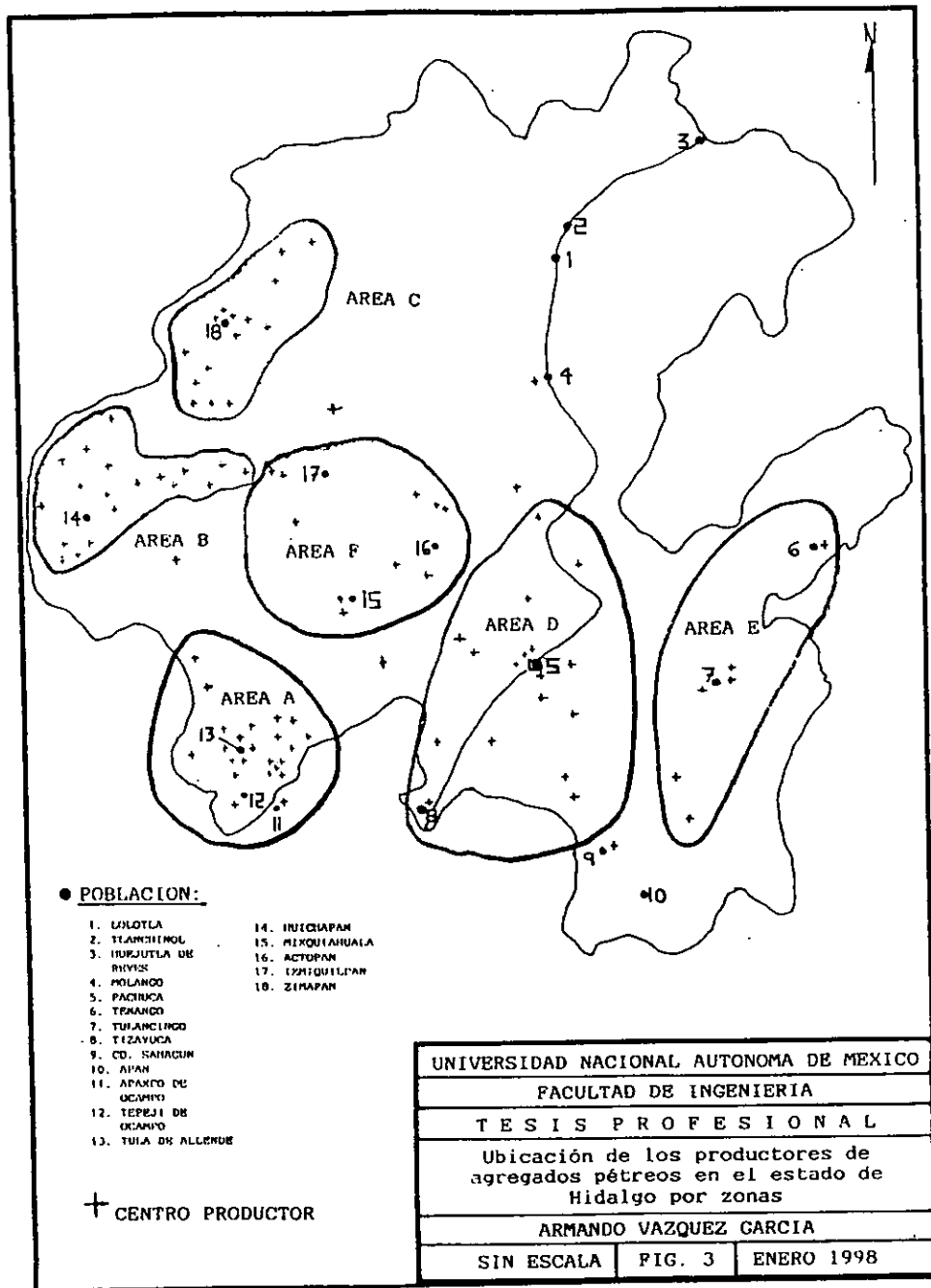
En la tabla siguiente se indica el número total de productores en el estado y el tipo de roca que explotan.

TIPO DE ROCA	No. DE PRODUCTORES
CALIZA	78
MARMOL	11
DOLOMITA	2
ESCORIA VOLCANICA	1
ANDESTA	3
TOTAL	95

Fuente: CRM Anuario Estadístico Estado de Hidalgo 1996.
CEMEX, CICH, y Gobierno del Estado de Hidalgo.
Dirección General de Comunicaciones.
Registro Agrario Nacional RAN.

La roca basáltica triturada a los tamaños requeridos proviene de los Estados de México (Texcoco e Ixtapaluca), Veracruz (Pánuco y Cerro Azul) y Tlaxcala (Zitlaltepec).

En la figura (3). se muestra la ubicación de los productores de agregados pétreos del Estado de Hidalgo y el área en la que están agrupados.



II.3.1 Oferta pasada

De las zonas indicadas en la figura anterior, su producción en años pasados se indica en la siguiente tabla:

AREA	1993 (m ³)	1994 (m ³)	1995 (m ³)	1996 (m ³)
A	353,115	257,432	195,000	476,611
B	145,800	121,732	100,885	181,405
C	32,591	20,974	40,009	53,801
D	162,724	160,113	145,400	193,685
E	41,779	39,700	40,000	53,724
F	30,193	21,676	20,080	45,000
O TRAS	0	11,397	12,100	25,000
TO TAL*	766,202	633,024	553,474	1,029,226

Fuente: CEMEX, CEMENTOS CRUZ AZUL, CEMENTOS APASCO, CRM y CICH

* NOTA: Estos datos no incluyen los volúmenes destinados a la producción de Cemento, Cal, Carbonato de Calcio, Yeso y Mármol laminado o en bloque.

II.3.2 Oferta presente

De acuerdo con los resultados anteriores y en espera de que la economía del Estado siga presentando la tendencia de crecimiento, los productores creen poder alcanzar 1'135,000 m³ para el año de 1997.

II.3.3 Proyecciones futuras de la oferta

A continuación se presentan las proyecciones de la oferta de agregados pétreos para lo que resta del siglo:

AREA	1998 (m ³)	1999 (m ³)	2000 (m ³)
A	545,672	583,868	624,739
B	207,690	222,229	237,785
C	61,596	65,908	70,521
D	221,749	237,272	253,881
E	61,508	65,814	70,521
F	51,520	55,126	58,984
O TRAS	28,965	30,993	33,162
TO TAL*	1,178,700	1,261,210	1,349,593

Fuente: CEMEX, CEMENTOS CRUZ AZUL, CEMENTOS APASCO, CRM y CICH

* NOTA: Estos datos no incluyen los volúmenes destinados a la producción de Cemento, Cal, Carbonato de Calcio, Yeso y Mármol laminado o en bloque.

II.4 Balance Demanda - Oferta

II.4.1 Demanda-Oferta. Sector carreteras y caminos

Demanda pasada, presente y proyecciones

AÑO	1996	1997	1998	1999	2000
m ³	535,024	599,576	606,666	606,666	606,666

II.4.2 Oferta

Los agregados pétreos requeridos para la construcción de la carpeta asfáltica y base (basalto), fue cubierta en un 90% por productores de otros Estados, México, Veracruz y Tlaxcala, el restante 10% se cubrió con roca del propio Estado (andesita) proveniente de la región de Acozac. Lo anterior debido a que no se contaba con los volúmenes requeridos en su momento para la terminación de obras, repercutiendo esto en la calidad de las carreteras y caminos.

Por lo que respecta al material empleado en la construcción de sub-bases en un 20% aproximadamente, se utilizó roca de la zona por donde pasaban las obras y el resto lo proporcionaron los proveedores de los otros Estados ya indicados.

II.4.3 Demanda-Oferta. Sector construcción

Demanda pasada, presente y proyecciones

AÑO	1996	1997	1998	1999	2000
m ³	1'772,638	1'918,340	2'110,174	2'321,191	2'553,310

II.4.3.1 Oferta pasada, presente y proyecciones

AÑO	1996	1997	1998	1999	2000
m ³	1'029,026	1'135,000	1'178,700	1'261,210	1'349,593

donde un 3% de esta oferta fue proporcionada por productores de los Estados de Veracruz, Tlaxcala y México.

II.4.3.2 Demanda insatisfecha

AÑO	1996	1997	1998	1999	2000
m ³	743,612	783,340	931,474	1'059,981	1'203,717

II.5 Participación del proyecto en el mercado

Para considerar la participación del proyecto en el mercado estatal, con respecto a los volúmenes que conforman la oferta y demanda, se analizarán los años de 1998-2000.

Con base en los datos de los subíndices anteriores de este capítulo, que nos indican que en el sector de la construcción las proyecciones de demanda insatisfecha para los años 1998-2000 son de 44.14% (931,474 m³), 45.66% (1'059,981 m³) y 47.14% (1'203,717 m³) respectivamente, que representa un promedio de 1'065,057 m³/año. En el sector carretero la demanda proyectada para los años 1998-2000 es de 606,666 m³/año, de las cuales se estima que el 85% será cubierta por productores de otros estados y el restante por productores locales. Si sumamos la demanda insatisfecha del sector de la construcción y el 85% de consumo proyectado del sector carretero (que cubrirían los productores foráneos), la demanda anual sería de 1'580,723 m³/año, que es igual a 5,270 m³/día. Buscando que el proyecto propuesto no se afecte por decrementos en la demanda por efecto de depresión en la industria de la construcción y/o sector carretero y para no saturar el mercado creando competencia con los productores ya establecidos en el estado, se estima que al cubrir 28.46 % del volumen requerido, el proyecto queda cubierto con una producción de 1500 m³/día.

Este volumen de producción es posible si tomamos en cuenta un estudio geológico superficial¹ de la compañía Minera Autlán (1989), en el área que comprende este proyecto, donde se estimó un volumen de reservas probables de más de 300 millones de m³ entre basalto, aglomerado y toba andesítica; además de la disponibilidad de bienes de capital de la persona que está promoviendo este proyecto.

Por otra parte considerando el total de la demanda proyectada del sector de la construcción y el sector carretero para los años de 1998-2000; con una producción de 1,500 m³/día la participación del proyecto sería como se indica en la tabla siguiente:

AÑO	1998	1999	2000
Demanda total m ³	2' 716,840	2' 927,857	3' 159,976
Volumen de participación m ³	450,000	450,000	450,000
% de participación	16.56%	15.34%	14.24%

Si destinará el 100% de la producción al sector de la construcción la participación en el mercado sería la siguiente:

Sector de la construcción	1998	1999	2000
	21.32%	19.38%	17.62%

Si destinará el 100% de la producción al sector carretero y caminos la participación en el mercado sería la siguiente:

Sector carretero y caminos	1998	1999	2000
	74.17%	74.17%	74.17%

¹ NOTA: Este estudio es anterior y completamente independiente del que se indica en el capítulo siguiente.

II.6 Precios en el mercado estatal

ARENA:	Zona norte y noreste del estado	\$ 137 / m ³
	Zonas productoras	\$ 67 / m ³
	Puesto en obra de gobierno	\$ 153 / m ³
GRAVA:	Zona norte y noreste del estado	\$ 137 / m ³
	Zonas productoras	\$ 67 / m ³
	Puesto en obra de gobierno	\$ 153 / m ³
PIEDRA:	Zona norte y noreste del estado	\$ 120 / m ³
	Zonas productoras	\$ 33 / m ³
	Puesto en obra de gobierno	\$ 125 / m ³
SELLO:	Zonas productoras*	\$ 135 / m ³
	Puesto en obra de gobierno	\$ 185 / m ³
* Material de otros estados		

Fuente: Investigación de Campo.
Diario Oficial de la Federación 5 enero de 1998.

CAPITULO III. DESCRIPCION GEOLOGICA

III.1 Objetivo

El objetivo del siguiente trabajo tiene como finalidad evaluar la potencialidad de las reservas que muestra el banco de materiales pétreos de los predios Las Puentes, Tepehitic y Chinola.

III.2 Fisiografía

Con base en la clasificación de provincias fisiográficas de la República Mexicana, definidas por Raisz (1959-1964), el área en estudio queda enmarcada en la denominada provincia fisiográfica de la Sierra Madre Oriental, comprendida en la subprovincia de las Sierras Altas.

La Sierra Madre Oriental se localiza en la porción centro oriental de la República Mexicana, con una orientación general noroeste-sureste (NW-SE).

La subprovincia de las Sierras Altas está conformada por cordilleras de composición calcárea, constituyendo grandes anticlinales y sinclinales con flancos escarpados atravesados por cañones. A todo lo largo de la subprovincia, la transición a las tierras bajas de la costa es repentina.

Morfológicamente esta subprovincia es un imponente conjunto montañoso que se caracteriza por presentar profundas barrancas y cañones, asociados a la erosión diferencial que provocan los diferentes tipos de rocas y parámetros estructurales (fallas y fracturas).



III.3 Geología

Esta subprovincia se encuentra comprendida sobre un levantamiento estructural denominado anticlinorio de Huayacocotla (Carrillo Bravo, 1965). El anticlinorio de orientación aproximada NW 45° SE, con longitud de más de 200 km, es una de las grandes estructuras que forman a la Sierra Madre Oriental, estando limitado hacia el norte por el basamento Victoria-Sierra del Alba, al sur por el macizo de Teziutlán y al este por la antefosa de Chicontepec, su eje pasa al este de Molango, Zacualtipan, Divisadero y Huayacocotla Hgo; y finalmente de Huachinango, Puebla.

La secuencia estratigráfica regional de rocas reconocidas en la zona datan desde edad precámbrica que integra el basamento de todo un paquete de rocas sedimentarias de edades paleozoica y mesozoica, consistentes básicamente con depósitos continentales (conglomerados y lutitas) y marinos (calizas y lutitas) y coronadas por rocas volcánicas extrusivas (basaltos, tobas y andesitas) de edad terciaria, cuya estructura general es característica de un vulcanismo muy fluido de gran extensión, dentro del cual los derrames casi no tiene pendiente y finalmente el emplazamiento de cuerpos intrusivos de composición intermedia.

De acuerdo con el estudio geológico del Ing. Carrillo Bravo (1965), la columna estratigráfica regional se indica en la Figura (4).

ERA	PERIODO	EPOCA	EDAD	AREA TETZINTLA	AREA NAOPA	AREA NONALCO		
C E N O Z O I C A R R I O	CUATERNARIO	RECIENTE				ALUVION		
		PLEISTOCENO						
	T E R C I A R I O	MIOCENO	PLIOCENO	ASTIANO PLAISANO	VOLCANICAS	VOLCANICAS	VOLCANICAS	
				PONTIANO SARANTIANO TORTONIANO HELVEIANO BURDIGALIANO ADULTARIANO				CONGLOMERADO
				OLIGOCENO				
		EOCENO	LUDIANO BARTONIANO AUVESIANO LUTETIANO CUISIANO YPRISIANO					
			PALEOCENO	TAMIANO MONTIANO OMIANO				
		M E S O Z O I C O	CRETACICO	SUPERIOR			MAESTRICIANO	/
	SERO CAMPMIANO MIA SANTIANO NO COMACIANO							
	MEDIO			TURONIANO CENOMANIANO ALBIANO				
INFERIOR	APTIANO							
	COGNETIANO VALANGINIANO SERRAVALLIANO			TAMAULIPAS NW (N1)				
JURASICO	SUPERIOR		TITHONIANO	PIMIENTA (Jm)	PIMIENTA (Jm)			
			MINE BOMBIANO RIO JUMBIANO WILNO JEDANIANO	CHIPOCO (Jm)	CHIPOCO (Jm)	TANAN (Jm)		
	MEDIO		CALLOVIANO	TEPECIC (Jm)	TEPECIC (Jm)			
			BATHONIANO SARJOCIANO	CANVASAS (Jm)				
INFERIOR	LALLENIANO TOARCIANO A CHARNUTIANO S PLIENSAQUIANO J SINEMURIANO NE TTANGIANO		HUAYACOCOTLA (Jh)	HUAYACOCOTLA (Jh)				
	TRIASICO	MUZACHAL (Tn)						
P A L E O Z O I C O	PERMICO	SETTIANO	GUACAMAYA (Pg)					
	PENSILVANICO							
	MISSISSIPICO							
	DEVONICO							
	SILURICO							
	ORDOVICICO							
CAMBRICO								
P R E C A M B R I C O				B A S A M E N T O				

 AUSENTE POR EROSION O NATUS
 CONTACTO INFERIOR NO OBSERVADO

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
 FACULTAD DE INGENIERIA
 TESIS PROFESIONAL
 Columna estratigráfica regional
 ARMANDO VAZQUEZ GARCIA
 SIN ESCALA FIG. 4 ENERO 1998

Depósitos volcanoclásticos continentales (aglomerado). Esta unidad se encuentra intercalando los diferentes derrames de basalto, con un espesor promedio de 30 m, de color gris; la composición que presentan es de fragmentos de roca basáltica y vidrio volcánico (obsidiana), de formas angulosas a subangulosas, en tamaños variables desde 3 cm hasta 60 cm de diámetro; en las zonas de contacto con el intrusivo, esta unidad adquirió un reemplazamiento de su matriz, dándole una litificación, comportándose como una roca muy dura.

b) Vulcanismo de composición andesítica.

Representado por dos tipos de unidades, una piroclástica (tobas) y un derrame andesítico.

Unidad piroclástica (tobas). Se presenta sobreyaciendo al último derrame basáltico, observándose como un horizonte de ceniza volcánica pseudoestratificado, poco compacto y deleznable, color verde, intemperizando a tonalidades grises y rosadas, con un espesor promedio de 20 m.

Derrame andesítico. Esta roca es de textura porfídica (grano grueso), compacta, color rosa oscuro, intemperizado a un gris verdoso con tonalidades amarillentas, presentando un intemperismo esferoidal en la zona superficial del derrame; esta unidad se encuentra coronando las partes altas de las montañas que comprenden los predios, conformando una topografía bastante accidentada en forma de cantiles y escarpadas.

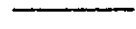
Como último evento se reconoció la presencia de un cuerpo intrusivo de composición andesítica (pórfido andesítico), textura afanítica, forma irregular, en algunos casos se comporta como un dique, de color que varía de un verde a marrón, bastante compacto, que cortó a toda la secuencia de rocas que afloran en el área, este cuerpo se caracteriza por haber provocado una influencia mínima en la roca de contacto Ver figura (5) plano geológico.

PLANO

TOPOGRAFICO

SIMBOLOGIA

CURVAS DE NIVEL



SECCIONES



CONTACTO GEOLOGICO



PORFIDO ANDESITICO



COLADA ANDESITICA



TOBA ANDESITICA



AGLOMERADO



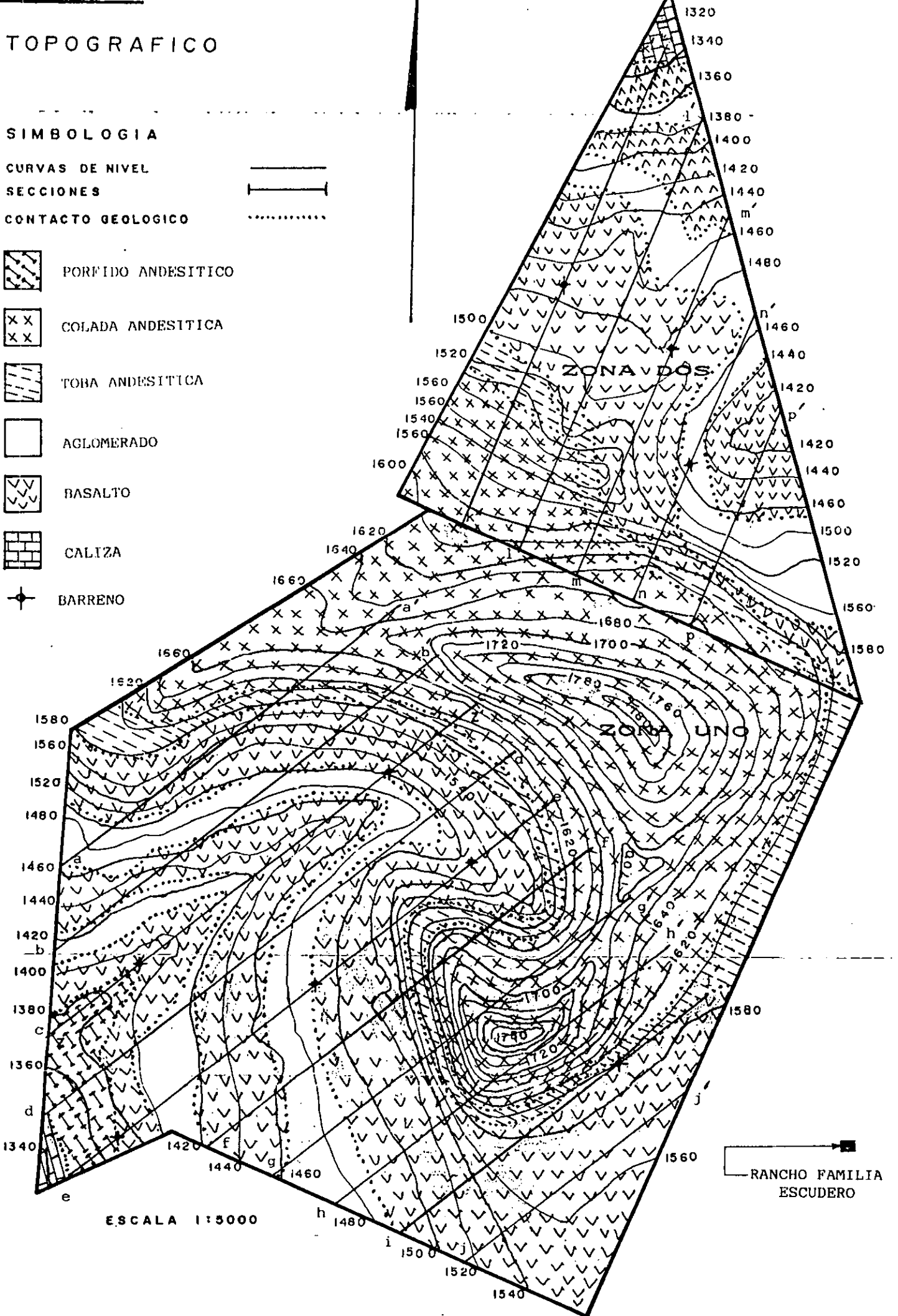
BASALTO



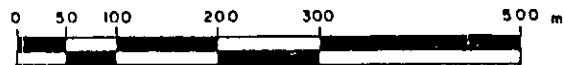
CALIZA



BARRENO



ESCALA 1:5000



ESCALA GRAFICA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA
TESIS PROFESIONAL
PLANO GEOLOGICO DE LA ZONA DE ESTUDIO
ARMANDO VAZQUEZ GARCIA
FIGURA 5 ENERO 1998

En esta figura 5 se indican dos zonas, la *zona uno* en la parte inferior y la *zona dos* en la parte superior de esta figura.

En la *zona uno* afloran las rocas siguientes: como basamento roca caliza, sobreyaciendo a ésta, los tres derrames basálticos intercalados con dos depósitos volcaenoclásticos continentales; sobre el tercer derrame de basalto, la unidad piroclástica y sobre ésta, el derrame andesítico. Como último evento, un cuerpo intrusivo de composición pórfido andesítico que se comporta como un dique cortando toda la secuencia de rocas, las cuales se describieron más a detalle en los incisos a) y b) del apartado III.3.

Zona dos. En ésta afloran las mismas rocas que se indican en la *zona uno* a excepción del cuerpo intrusivo de composición pórfido andesítico, siendo la secuencia estratigráfica la misma en ambas zonas.

III.4 Mecánica de rocas del yacimiento

Para estimar el posible fallamiento mecánico del yacimiento se muestrearon los tres derrames de basalto y los aglomerados intercalados. Estas muestras se sometieron a la prueba de compresión simple, por ser esta la que comúnmente se aplica para estudiar y definir el ángulo de estabilidad de un talud rocoso, poco a medianamente fracturado, sin presentar un sistema de fallas importantes y arrojando los resultados siguientes:

BASALTO No. de Muestras 20

- Tipo de fallamiento: Radial
- Angulo de falla preferencial donde se manifiesta desplazamiento (71° a 87°)
- Fuerza compresiva 3,304 kg/cm²

- Tipo de fallamiento: Radial
- Angulo de falla preferencial donde se se manifiesta desplazamiento (67° a 75°)
- Fuerza compresiva 2,939 kg/cm²

III.5 Cálculo de Reservas

Para el cálculo de reservas la zona de estudio se subdividió en dos partes:

ZONA UNO

Está localizada al NW del rancho propiedad de la familia Escudero el cual esta situado al oeste y 400 m del poblado de Acatepec, comprendiendo una superficie de 103.00 hectáreas aproximadamente correspondiendo a los predios de Tepehitic y Las Puentes. En la que se realizaron 6 barrenos exploratorios para determinar la continuidad y espesor de las distintas unidades geológicas y de esta manera junto con el método de secciones paralelas, calcular las reservas positivas.

La profundidad de los barrenos 1 a 6 se indican a continuación y estos se indican en las figuras 6 y 7.

Barreno	1	2	3	4	5	6
Profundidad	60 m	110 m	54 m	108 m	114 m	114 m

ZONA DOS

La zona 2 ubicada en la parte norte del rancho propiedad de la familia Escudero tiene una superficie de 36.0 hectáreas aproximadamente correspondiente al predio de Chinola. En donde se realizaron 3 barrenos con la misma finalidad que los anteriores.

Barreno	7	8	9
Profundidad	150 m	90 m	72 m

El cálculo de reservas¹ se realizó utilizando el método de secciones paralelas, cuya formula es la siguiente:

$$V = (((a_1)^2 + (a_2)^2) / 2)^{1/2} L$$

Donde: TV = Volumen en m³
a₁ = Area de la primera sección en m²
a₂ = Area de la segunda sección en m²
L = Separación entre secciones en 100 m

Para el cálculo del área de cada sección se hicieron las siguientes consideraciones:

- Geometría del posible sistema de minado a aplicar (Bancos ascendentes o descendentes) El ángulo del talud a utilizar de acuerdo con los resultados de la prueba de compresión simple para el basalto y el aglomerado. Si se explota basalto exclusivamente el ángulo del talud será de 71° y si se explota el aglomerado también el ángulo del talud seria de 67°.







Este ángulo de talud en las secciones geológicas, junto con la línea horizontal que delimita la unidad geológica y el perfil topográfico de la sección comprenden el área que será utilizada para calcular el volumen de reservas como lo indica el método de secciones paralelas y como se ilustra en la fig. 6.

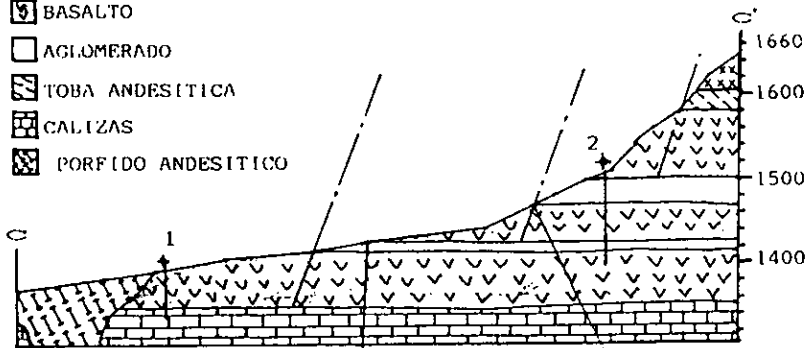
- Las distintas unidades geológicas (Derrames basálticos y aglomerado) y su aprovechamiento.

Con base en la geometría del terreno se efectuaron 10 secciones en la ZONA UNO y 5 secciones en la ZONA DOS. (ver plano geológico); figura 5.

A continuación sólo se muestran las secciones donde aparecen los barrenos efectuados. figuras (6, 7 y 8)

¹ Fuente: Geología de campo. Autor Robert Campton, Editorial PAX, México, 1983.

-  COLADA ANDESITICA
-  BASALTO
-  AGLOMERADO
-  TOBA ANDESITICA
-  CALIZAS
-  PORFIDO ANDESITICO



† BARRENO
 - - - - ANGULO FINAL DE
 TALUD PARA CADA DERRAME DE
 BASALTO Y AGLOMERADO
 71°

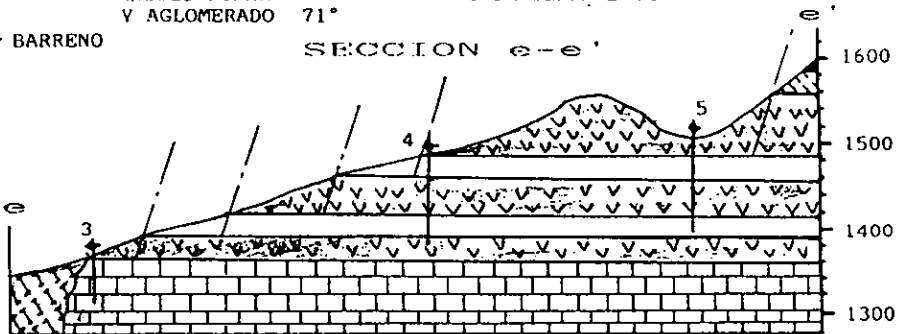
AREA ESTIMADA
 PARA EL CALCULO
 DE RESERVAS
 GEOLOGICAS







SECCION c-c'

- - - - ANGULO FINAL DE TALUD PARA CADA DERRAME DE BASALTO
 Y AGLOMERADO 71°

† BARRENO

SECCION e-e'



-  COLADA ANDESITICA
-  BASALTO
-  AGLOMERADO
-  TOBA ANDESITICA
-  CALIZAS
-  PORFIDO ANDESITICO

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

TESTIS PROFESIONAL

SECCIONES GEOLOGICAS



c-c' y e-e'

ARMANDO VAZQUEZ GARCIA

ESC 1:6,000

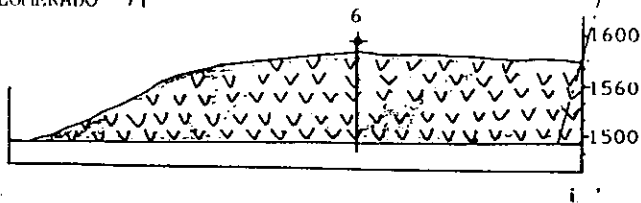
FIG. 6

ENERO 1998

-  BASALTO
-  AGLOMERADO

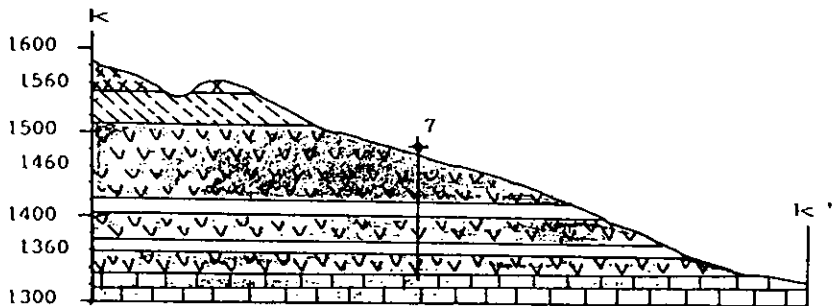
SECCION i-i'






— — — — — ANGULO FINAL DE TALUD PARA CADA DERRAME DE BASALTO Y AGLOMERADO 71°



+ BARRENO

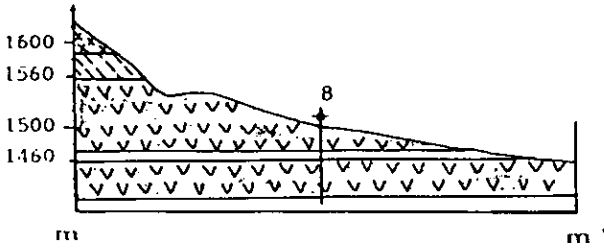
SECCION k-k'



-  COLADA ANDESITICA
-  TOBA ANDESITICA
-  BASALTO
-  AGLOMERADO
-  CALIZAS
- + BARRENO

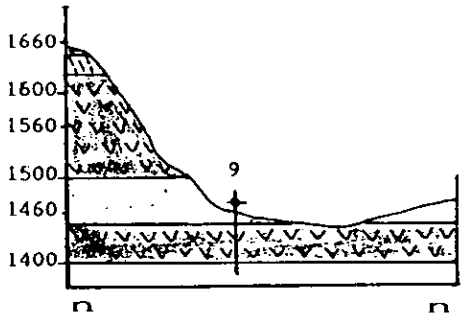
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
FACULTAD DE INGENIERIA		
TESIS PROFESIONAL		
SECCIONES GEOLOGICAS		
i-i' y k-k'		
ARMANDO VAZQUEZ GARCIA		
ESC 1:6,000	FIG. 7	ENERO 1998

SECCION m-m'



- COLADA ANDESITICA
- TOBA ANDESITICA
- BASALTO
- AGLOMERADO
- BARRENO

SECCION n-n'



- AGLOMERADO
- COLADA ANDESITICA
- TOBA ANDESITICA
- BASALTO
- BARRENO

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
FACULTAD DE INGENIERIA		
TESIS PROFESIONAL		
SECCIONES GEOLOGICAS		
m-m' y n-n'		
ARMANDO VAZQUEZ GARCIA		
ESC 1:6,000	FIG. 8	ENERO 1998

Considerando exclusivamente la explotación de basalto las reservas son las siguientes:

ZONA UNO

SECCIONES	BASALTO m ³
a - a' v b - b'	935.249
b - b' v c - c'	1'408.652
c - c' v d - d'	1'225.781
d - d' v e - e'	1'477.288
e - e' v f - f'	1'294.219
f - f' v g - g'	548.289
g - g' v h - h'	281.998
h - h' v i - i'	3'848.105
i - i' v j - j'	4'182.441
TOTAL	15'202.022

ZONA DOS

SECCIONES	BASALTO.m ³
k - k' v l - l'	1'146.209
l - l' v m - m'	1'387.181
m - m' v n - n'	1'504.631
n - n' v p - p'	947.760
TOTAL	4'985.781

**TOTAL DE RESERVAS POSITIVAS CUBICADAS ZONA UNO Y DOS
BASALTO 20'187,803 m³**

Pero la idea de este proyecto es la de explotar también las unidades geológicas intercaladas (Aglomerado) entre los derrames de basalto; por lo que las reservas positivas en este caso son:

ZONA UNO

SECCIONES	BASALTO m ³	AGLOMERADO m ³
a-a' y b-b'	1'396,980	978,344
b-b' y c-c'	2'311,683	1'063,474
c-c' y d-d'	2'253,042	677,179
d-d' y e-e'	2'291,789	595,274
e-e' y f-f'	1'713,225	395,876
f-f' y g-g'	1'011,000	411,449
g-g' y h-h'	281,998	434,072
h-h' y i-i'	3'848,105	
i-i' y j-j'	4'182,444	
TOTAL	19'290,266	4'555,668

ZONA DOS

SECCIONES	BASALTO m ³	AGLOMERADO m ³
k-k' y l-l'	2'119,904	1'034,938
l-l' y m-m'	1'839,464	734,940
m-m' y n-n'	1'785,317	284,413
n-n' y p-p'	1'235,839	277,399
TOTAL	6'980,524	2'331,690

ZONA	BASALTO m ³	AGLOMERADO m ³
UNO	19'290,266	4'555,668
DOS	6'980,524	2'331,690
TOTAL	26'270,790	6'887,358

De acuerdo con estos resultados y al volumen de producción propuesto en el capítulo anterior de $1,500 \text{ m}^3/\text{día}$ se tiene reservas positivas para:

OPCION A

Explotación sólo de basalto: **44 años**

OPCION B

Explotación de basalto y aglomerado: **73 años**

CAPITULO IV. MANIFESTACION PRELIMINAR DE IMPACTO AMBIENTAL

Para dar cumplimiento a lo que establece la Ley General del Equilibrio Ecológico y su Reglamento en su artículo 32 y demás disposiciones establecidas en la Ley Forestal se presenta el "Aviso de Acción preliminar para el Aprovechamiento del Banco de Materiales de los Predios TEPEHITIC, LAS PUENTES Y CHINOLA" de acuerdo con las disposiciones de la SEMARNAP.

IV.1 Situación legal actual de los predios

El régimen legal de los predios es de Pequeña Propiedad Privada; el propietario cuenta con escrituras de los predios cuyo Registro Público de la Propiedad y del Comercio del Estado de Hidalgo correspondiente a los Municipios de Lolotla y Tlanchinol, con sede en la Cd. de Pachuca es el siguiente: N.20 5/hojas del Volumen 1. Tomo único del libro I. de la sección I.

Los predios no se encuentran en proceso legal alguno (compra-venta, testamentario, hipotecario, sucesión de derechos, etc.)

Los terrenos colindantes y vecinos son propiedad privada, y pertenecen a familiares del dueño del área de estudio. En la actualidad son utilizados por sus propietarios como agostaderos para ganado vacuno y en menor escala para desarrollo de cultivo de temporal; únicamente las partes de difícil acceso de dichos terrenos soportan vegetación forestal de la cual obtienen madera para uso doméstico como leña, postes para cercado y elaboración en pequeña escala de muebles.

IV.2 Situación actual del medio ambiente

De acuerdo con el Sistema Nacional de Areas Protegidas de la SEMARNAP. los predios se localizan en una área que no es considerada como sitio de reserva ecológica, parque nacional o área protegida, por lo que no existe restricción en este sentido para la explotación del banco.

El área de influencia del impacto ambiental será en forma inmediata las poblaciones de Acatepec y Las Puentes, Hidalgo.

IV.2.1 Uso actual del suelo

En la actualidad los terrenos en los cuales se encuentra el banco corresponden a potreros con pastizal inducido para el pastoreo de ganado vacuno y caprino en un 30%, áreas de cultivo de temporal en un 25% (maíz y caña de azúcar) y vegetación forestal en un 45%.

Tipo de suelo

El suelo del terreno en cuestión presenta la fórmula edafológica $Re + Bh + Ao/2$, que indica como suelo predominante al Regosol eutrico (suelo formado por material suelto que no sea de río, reciente como cenizas volcánicas sin ningún horizonte de diagnóstico y de color café oscuro.) y como secundarios al Cambisol húmico de color negro (Suelo formado por materia orgánica y cenizas volcánicas) y Acrisol ortico (Suelo derivado de ceniza volcánica de andesita; suelo de color claro pobre en materia orgánica y capa subyacente de arcilla); la textura de los tres suelos varía de mediana a fina. Son suelos derivados de las rocas ígneas.

Actualmente las actividades que ocasionan mayor erosión del suelo de la zona son los desmontes para agricultura sobre terrenos de pendientes fuertes, el corte clandestino a gran escala de árboles y el sobre pastoreo que se realiza en estas mismas áreas.

Tomando en consideración el reporte geológico los tipos de roca se pueden aprovechar para producir agregados pétreos, sobre todo sello basáltico.

En el área en cuestión no se han realizado explotaciones anteriores de basalto.

IV.2.2 Factores Biológicos.

FAUNA

De acuerdo con la bibliografía existente, recorridos de campo y entrevistas directas con algunos pobladores de la región, en el terreno se puede encontrar la fauna silvestre siguiente:

- a) Aves: Paloma (Morada y Codorniz), Lechuza, Huihota, Tórtola Primavera, Jilguero y Gavilán.
- b) Mamíferos: Ardilla Ocotera, Conejo del Este, Zorra Gris, Tlacuache, Tejón, Zorrillo Listado, Tuza y Rata Gris.
- c) Reptiles: Lagartija, Víbora Chirriónera, Víbora de Cascabel y Coralillo.

De acuerdo con el calendario Cinegético editado por la SEDESOL Y SEMARNAP para el período de Agosto 95-Abril 96, de las especies arriba mencionadas ninguna se encuentra en peligro de extinción.

VEGETACION

La vegetación natural de las áreas que circundan el área de explotación del banco es la típica de un bosque mesofílico de montaña en donde predominan las familias:

Encino blanco, Roble, Pino prieto, Ocosote maderable y medicinal, Arbol de magnolia, Cerezo montés, Pinol arbusto, Arbustos (Jarilla, Chastaca e Ichamal), y Plantas herbáceas propias de la región.

Cabe señalar que estas especies forestales de valor comercial y de buen desarrollo se encuentran en su mayor parte en lugares fuera del área de afectación del banco. Las cuales pueden constituir un recurso potencial para plantaciones en los terrenos planos.

Hidrología

El terreno se encuentra inmerso dentro de la Región Hidrológica N. 26 Pánuco y la cuenca del río Moctezuma.

El drenaje superficial del área donde se encuentra el banco es del tipo dendrítico, producto de la topografía de las partes altas de los cerros El Carrizo y Tequisco.

Los escurrimientos naturales son intermitentes y sus aguas alimentan al afluente principal del río Agua Salada que se localiza en las zonas más bajas de la región.

IV.3 Identificación y descripción de los impactos ambientales

IV.3.1 Impactos negativos

1. Cambio definitivo del paisaje de los predios.
2. Cambio definitivo del uso del suelo en la superficie.
3. Remoción del suelo y materia orgánica del área a trabajar.
4. Emigración de la fauna silvestre a las partes más altas del terreno y a otras áreas aledañas.
5. Reducción del área agrícola y ganadera del predio.
6. Desviación de caminos vecinales y restricciones en el tránsito de estos por personas y animales.
7. Generación de residuos orgánicos (como la vegetación que al moverla de su lugar muere), pétreos e industriales.
8. Aumento en los niveles de ruido generados por la actividad industrial extractiva.

IV.3.2 Impactos positivos

1. Suavización de la pendiente del terreno (lo que disminuye los riesgos de derrumbe y erosión).
2. Creación de fuentes de empleo y mejora de servicios para los habitantes de la región.

3. Obtención del basalto para la fabricación de sello en forma constante y oportuna; así como un menor costo para la construcción y mantenimiento de las carreteras de la región y materiales para la industria de la construcción en general.

IV.4 Medidas de prevención y mitigación de los impactos ambientales

Aún cuando la explotación del banco se encuentra dentro de una zona rural, se tomarán medidas tendientes a la protección y compatibilidad de la actividad con los asentamientos poblacionales mediante las acciones siguientes:

1. Se delimitará perfectamente el área de trabajo y de maniobras.
2. Se colocarán letreros y señales en las partes estratégicas de los caminos vecinales para precaución de los automovilistas y transeúntes, en los que se indicará el tránsito constante de camiones de carga, zona de voladuras, etc. Previa notificación a las personas de la zona.
3. Se restringirá el uso de explosivos en algunas horas específicas del día, de 6 pm a 6 am.
4. Se establecerán fajas arboladas de protección en la periferia del banco y en las orillas de los arroyos naturales, como son las zonas de mayor pendientes y de cañadas, las cuales se pueden apreciar en la figura 5 del capítulo III, para evitar la contaminación de los arroyos con residuos de explosivos y disminuir el ruido a las zonas pobladas.
5. Se determinarán lugares estratégicos, como se apreciará en el capítulo V, figura 12 en la zona de tepetateras, para depositar los materiales residuales orgánicos, pétreos e industriales, de tal forma que causen el menor impacto ambiental.
6. Parte de los residuos pétreos serán utilizados para acondicionar los caminos, el área de maniobras y el patio de almacenamiento del material.

7. Se crear un programa de mantenimiento preventivo para tener en buen estado la maquinaria y equipo, para reducir el derrame de líquidos y la emisión de gases a la atmósfera.

8. Se creará un programa de mejora de voladuras para disminuir el ruido, vibraciones y productos explosivos residuales.

9. Posteriormente a la extracción y aprovechamiento de los bancos de materiales se aplicarán las acciones siguientes en dichas áreas:

- Se depositará materia orgánica y residuos pétreos, (que contengan tierra o que contaminen a los productos pétreos que se pretenden vender sobre todo la arena) que fueron removidos y generados durante la explotación para acelerar la creación de suelo.

- Se esparcirán semillas de las especies herbáceas y arbustivas nativas del lugar, que muestren mayor rusticidad y que son fijadoras de nitrógeno y formadoras de suelo.

NOTA La aplicación de las dos acciones mencionadas en el punto 9 dependerá de los siguientes factores:

Pendiente de las áreas explotadas.

Escurrimientos naturales de lluvia.

Disponibilidad de la materia orgánica y pétreo

De la economía de la empresa

La aplicación y control de estas nueve medidas será responsabilidad de la administración de la empresa que explotará estos bancos.

Las primeras ocho medidas se aplicarán desde la puesta en marcha de este proyecto, y el costo de estas medidas se considera dentro de los costos de producción.

La última medida se aplicará al término del aprovechamiento de cada banco siempre y cuando no estorbe para el aprovechamiento del siguiente banco y los recursos para ello, procederán en una parte de los costos de producción y por otra de un fondo que se creará al inicio de la puesta en marcha del proyecto, producto de la venta de la madera comercializable que ya se indicó.

CAPITULO V. DISEÑO DE MINA

V.1 Objetivo

El objetivo de este capítulo es elaborar un diseño de minado que garantice la producción de 1,500 m³/día (450,000 m³/año), principalmente sello basáltico y materiales para bases y sub-bases de carreteras, además de arenas y gravas para la industria de la construcción.

V.2 Parámetros de diseño

- Producción diaria 1,500 m³
- Dos turnos de 8 h cada uno
- Producción turno 750 m³
- Características del material
 - Peso específico 2.8 T/m³
 - Peso del material quebrado en banco 2.15 T/m³
Dato obtenido del sondeo en distintas canteras donde se explota basalto.
 - % de abrasividad No. 14
 - Fuerza compresiva 3,304 kg/cm²
- Días laborables al año:

a) Días del calendario	365
b) Domingos	-52
c) Descansos por Ley	-7
d) Período por costumbre	-3
e) Imprevistos	-3
TOTAL	300
- Turno de 8 h:

a) Un Turno	8 h
b) Una hora de comida	-1 h
c) Preparación de los equipos al inicio y final del turno	-1/3 h
d) Traslado del personal a los lugares de trabajo	-1/6 h
e) Tiempo muerto en el turno (TM)	-1/2 h
Total efectivo	6 h

V.3 Estudio técnico

Debido a las características topográficas-geológicas que presenta el yacimiento, la explotación de éste se realizará con un sistema de minado a cielo abierto, por medio de bancos descendentes, es decir, siguiendo el perfil topográfico original, ya que esto permitirá tener un acceso rápido a las áreas de interés y de menor pendiente del yacimiento. La altura de los bancos, caminos, obras de preparación y desarrollo dependen de la producción diaria requerida, de las características topográficas- geológicas del yacimiento y de las dimensiones de los equipos a seleccionar.

V.4 Secuencia de minado

Para obtener eficiencia en el programa de operación, se debe establecer la secuencia de minado, definiéndose el orden de la preparación y explotación de los bancos; de esta manera se podrá contar a futuro con el material para la explotación y así evitar la realización de obras no necesarias.

Iniciando el desarrollo y preparación de la explotación a partir de la parte alta del yacimiento, que es el área más cercana del terreno (y de menor pendiente) a los caminos ya existentes.

De acuerdo con las características del terreno en la zona norte, sur-oeste y sur-este se encuentran dos de los tres derrames de basalto y aglomerado, a partir de ellas se comenzarán los trabajos de desarrollo, preparación y explotación de los bancos. Así como el desarrollo de las obras necesarias para tener acceso a las áreas más lejanas y de mayor pendiente, como se muestra en el plano geológico y secciones del Capítulo III. Esto permitirá tener bancos cuya altura sea de 10 m, que es la elegida para el diseño de minado, para obtener eficientemente el volumen de producción requerido de 1,500 m³/día.

La altura de 10 m de los bancos, en el diseño de minado, permite pasar a bancos de menor altura, que se ajusten a las zonas donde los espesores de los derrames de basalto o aglomerado varíen o donde las pendientes topográficas sean tales que dificulten el aprovechamiento de los cuerpos rocosos. Por otra parte, y de acuerdo con la experiencia profesional, el utilizar bancos cuya altura sea mayor de 10 m presentaría las siguientes desventajas, mayor creación de roca de sobretamaño, lo que implica equipos de trituración cuya capacidad de producción sea mayor a la requerida en este proyecto. Por otra parte para evitar la generación de roca de sobretamaño se necesitaría realizar cualquiera de los procedimientos siguientes:

- Cerrar las plantillas de barrenación lo que implica mayor número de barrenos por m³ y por lo tanto mayor consumo de explosivos.

- Aumentar el factor de carga por barreno (con el mismo número de barrenos) que también tiene como consecuencia mayor consumo de explosivos.

- Tener un equipo adicional para realizar moneo en las rocas de sobre tamaño.

Para cubrir los requerimientos de producción fijados y poder establecer un ciclo de trabajo sistematizado, se deben realizar las siguientes obras de preparación y desarrollo:

- a) Desmante del terreno
- b) Remoción de materia orgánica, tierra y rocas sueltas
- c) Caminos, Rampas y Patios
- d) Apertura de bancos y desbordes

En las obras de preparación y desarrollo que se indican a continuación se mencionan los equipos que comúnmente se utilizan para realizar estas obras, las capacidades y número de estos equipos se calculan más adelante en los siguientes subíndices de este capítulo. Cabe aclarar que todos los equipos están por adquirirse.

a) Desmante del terreno

Para ello se contará con un tractor, según sean los requerimientos en la mina. Los árboles desmontados serán conducidos a una de las tepetateras. Sin embargo, de acuerdo con pláticas celebradas con los pobladores de la zona están dispuestos a comprar estos árboles, ya que como se mencionó en el Capítulo IV la madera de algunos de estos árboles es comercializable.

En caso de concretarse esto, el ingreso obtenido será destinado a un fondo para reforestación.

b) Remoción de materia orgánica

Para ello se contará con el tractor, un camión y un cargador, este material será conducido a las tepetateras o como material de relleno en la reparación de caminos o posiblemente también se venda a los pobladores con los mismos fines.

c) Caminos, rampas y patios

Para ello se contará con el equipo de barrenación (donde la barrenación puede ser horizontal, inclinada o vertical según sea el caso, y la profundidad también será variable), el tractor, el equipo de cargado y acarreo. Las dimensiones de estas obras serán tales que permitan la maniobrabilidad con seguridad de los equipos.

d) Apertura de bancos y desbordes

Se realizará con los mismos equipos del inciso c), pero la barrenación debe ser horizontal para abrir el banco, para formar un piso sensiblemente horizontal, o bien para quitar cualquier irregularidad en el piso del banco.

V.5 Ciclo de trabajo

Las actividades principales a realizar en esta cantera comprenden el siguiente ciclo:

- a) Barrenación
- b) Voladura
- c) Rezagado
- d) Acarreo
- e) Limpieza y Preparación

a) Barrenación

La barrenación puede ser horizontal o vertical, según se requiera. La barrenación horizontal se utiliza cuando se hace la apertura de un banco, para conformar un piso horizontal; la vertical se utiliza en la barrenación sistemática de los bancos.

b) Voladura

En la voladura en barrenos verticales se utilizará hidrogel como carga de fondo, Anfo como carga de columna, cordón detonante para iniciar la carga de fondo, fulminante-mecha para iniciar el cordón detonante y retardadores de MS entre hileras de barrenos.

En barrenos horizontales se utilizarán los mismos componentes pero el consumo de hidrogel como carga de fondo será en pequeñas proporciones.

c) Rezagado

El rezagado se efectuará con el o los cargador(es) frontal(es) que cargarán directamente a los camiones, cuando exista suficiente espacio para ello (la relación que se recomienda es un cargador y dos camiones), de lo contrario, con el tractor se empujará la rezaga a un espacio más amplio, formando piso y aflojando el material acuñado para facilitar el cargado.

d) Acarreo

El acarreo se efectuará con camiones de mina. Dependiendo del tipo de material, el lugar de descarga será la zona de tepetateras, planta de trituración y/o almacén.

e) Limpieza y preparación

El tractor nivelará el piso y limpiará de material que obstruya para iniciar el siguiente ciclo de trabajo.

V.6 Selección de equipos

La selección de equipos para un plan de minado, se realiza para cierto diseño de mina, niveles de producción y reservas de material a explotar. Buscando siempre flexibilidad y compatibilidad de los equipos.

V.6.1 Equipo de barrenación

La primera de las operaciones que conducen a la explotación de materiales pétreos es la barrenación.

Para la selección del equipo de barrenación se consideraron los siguientes factores:

1. Ritmo de Producción 1,500 m³/ día, Buscar el o los equipos necesarios, cuya capacidad de barrenación lineal/hora sea tal que cubra los requerimientos en la etapa de preparación, desarrollo y explotación con un margen de seguridad. La longitud total de barrenación lineal/hora está en función de los tres puntos que a continuación se indican.

2. Condiciones de operación (clima, lugar de trabajo, etc.). El clima es un factor que suele afectar el desempeño de los equipos en operación, así como al operador, ya que el equipo no opera igual en condiciones de baja temperatura con presencia de nieve o lluvia, como también en condiciones de altas temperaturas ambientales y distintos niveles de altura sobre el nivel del mar.

Otro factor, es el lugar de trabajo, ya que los movimientos que realice el equipo pueden ser más o menos seguros y ágiles; si el piso de trabajo es regular o irregular, con pendiente fuerte o suave, el espacio donde realice estos movimientos puede ser estrecho o amplio, etc.

3. Tipo de roca a perforar. Dependiendo del tipo de roca a perforar, el equipo de barrenación enfrentará una mayor o menor resistencia para penetrar a la roca, ya que hay rocas mas duras y abrasivas que otras.

4. Capacidad de producción.

a) Plantillas de barrenación. Dependiendo de la plantilla de barrenación a utilizar, el número y longitud de barrenos de esta, variará la longitud total de barrenación requerida por hora para poder dar la producción requerida.

b) Toneladas producidas por barreno. Es decir la roca afectada por barreno, la cual se calcula con el radio de acción del barreno por su profundidad, sin incluir la sub-barrenación, el radio de acción es la mitad de la distancia existente entre los barrenos continuos.

- c) Fragmentación requerida de la roca. De acuerdo con la producción requerida de 1,500 m³/día (4,200 T/día), 125 m³/h (350 T/h) y a los equipos de trituración primaria existentes en el mercado cuya capacidad de producción se expresa en T/h, la cual depende del tamaño de alimentación, al tamaño de descarga y tipo de roca a triturar, un tamaño de alimentación adecuado será de 73.66 cm (29"), que es el tamaño máximo de fragmentación requerido para que los equipos de trituración no queden ni muy sobrados, ni cortos en su capacidad.
- d) Promedio de penetración en roca de los equipos. Como se indicará más adelante la capacidad de los equipos de barrenación dependen principalmente del diámetro del barreno, del tipo y condiciones de la roca y de la habilidad y capacidad del operador.
- e) Disponibilidad y utilización. La disponibilidad es la relación existente entre un turno y el número de horas de éste en las que se cuenta con el equipo para operar, la cual depende del mantenimiento preventivo y correctivo del equipo, así como las características de fabricación del mismo. La utilización es el número de horas en que opera el equipo con relación con el número de horas disponibles.

5. Costos de Operación. Se entiende por costos de operación los egresos que genera el consumo de energía, lubricantes, filtros, elementos de desgaste especial y reparaciones, al emplear un equipo específico. De las diversas alternativas de equipos para realizar el trabajo requerido, debe considerarse el costo de operación, dado que éste incide directamente en el costo de producción, durante toda la vida del proyecto, y por lo tanto en la selección de un equipo u otro.

6. Precio, servicios y garantías de los equipos. Cuando se puede disponer de uno o varios equipos cuyas capacidades de producción y costos de operación sean similares, el precio de venta, servicios y garantías de los equipos, que ofrezca el proveedor, es lo que determina que equipo se selecciona.

Plantillas de Barrenación

Los criterios para seleccionar la plantilla más adecuada son los siguientes:

- Número de barrenos requeridos.
- Arreglo de los barrenos.
- Consumo de explosivos.
- Volumen de roca afectado por barreno.
- Distribución granulométrica generada.
- Datos obtenidos de voladuras en roca basáltica, de distintas canteras y considerando los consumos mayores.

La selección del diámetro del barreno y profundidad de barreno se realizó con base en la producción deseada, el tamaño de fragmentación requerida y del equipo de barrenación disponible en el mercado.

Los cálculos para las plantillas de barrenación se realizaron con base en el Programa de Cómputo Precisión de Voladuras de DuPont denominado (ROMPEDOR). Datos proporcionado por el Departamento de Explosivos de DuPont.

En general la plantilla de barrenación y voladuras se determina por:

1. Geología del material a quebrar (basalto 2.8 Ton/m³) y grado de fracturamiento de la roca.
2. Fragmentación requerida -73.66 cm (29")
3. Diámetro del barreno. 10.16 cm (4")
4. Profundidad del barreno. 11 m

La planilla seleccionada del programa de Cómputo de DuPont, debido al arreglo y número de barrenos requeridos, consumo de explosivos y distribución de la fragmentación de la roca, se indica a continuación:

PLANTILLA SELECCIONADA

Relación de Bordo Espaciamento	1:1.15
Bordo	3.00 m
Espaciamento	3.50 m
Altura del Banco	10.00 m
Sub-barrenación	1.00 m
Profundidad del barreno	11.00 m
Diámetro del barreno	10.16 cm
Tipo de roca	BASALT
Densidad de la roca	2.8 g/cm ³
Resistencia (Débil =1, Dura =10)	8
<i>Explosivo de fondo</i>	
Tipo de explosivo	ALTO EXPLOSIVO
Densidad del explosivo	1.20 g/cm ³
Potencia relativa (ANFO =100)	80.0
Diámetro del explosivo ¹	10.16 cm
Largo de la columna de fondo	1.20 m
Peso por barreno	11.67 kg
<i>Explosivo de columna</i>	
Tipo de explosivo	ANFO
Densidad del explosivo	0.85 g/cm ³
Potencia relativa (ANFO =100)	100
Diámetro del explosivo ¹	10.16 cm
Largo de la columna de carga	8.50 m
Peso por barreno	58.57 kg
TACO ²	1.30 m
Peso total por barreno	70.24 kg
Volúmen de roca afectada por barreno ³	96.21 m ³
Diseño de la planilla	Tresbolillo

¹ Diámetro del barreno en la longitud de la columna de fondo.
No diámetro del cartucho o salchicha del hidrogel o explosivo granulado.

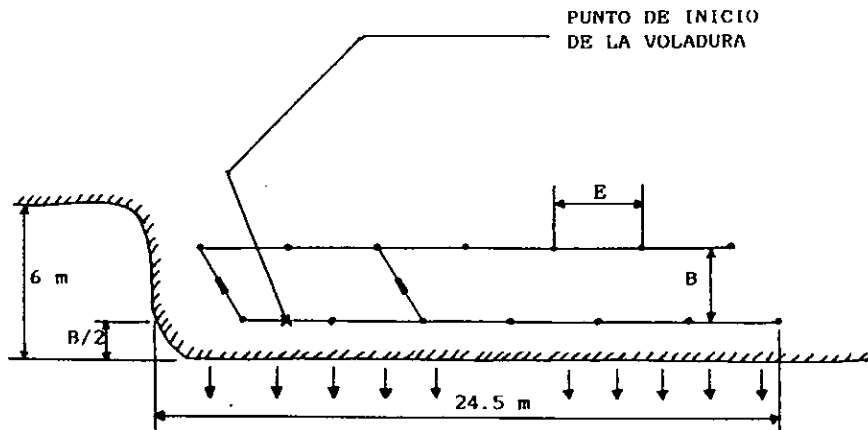
² Material generado por la misma roca barrenada, que se arroja al barreno como relleno.

³ El valor del espaciamento entre dos es el radio de afectación por barreno por la altura del banco.

A continuación se muestra la distribución granulométrica calculada con el programa de cómputo ROMPEDOR, así como la plantilla de barrenación propuesta con arreglo de disparo figura (9).

DISTRIBUCION GRANULOMETRICA

TAMANO cm	% Retenido
- 128 + 100	0.09
- 100 + 80	1.03
- 80 + 74	2.02
- 74 + 64	43.97
- 64 + 32	34.22
- 32 + 16	12.67
- 16 + 8	3.14
- 8 + 4	2.00
- 4 + 2	0.29
- 2 + 1	0.07
- 1 + 0.5	0.07
- 0.5 +	0.43
TOTAL	100.00



• BARRENO

— RETARDADOR MS

$E = 3.5 \text{ m}$

$B = 3.0 \text{ m}$

ALTURA DEL BANCO 10 m

VOLUMEN DEL BLOQUE 1,470 m³

En esta plantilla la salida de la voladura es lateral, lo que es recomendable cuando se utilizan cargadores neumáticos.

Los 6m que se indican en la figura, es la longitud de dos bordos que serian los diámetros de acción de cada barreno.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
FACULTAD DE INGENIERIA		
T E S I S P R O F E S I O N A L		
PLANTILLA DE BARRENACION PROPUESTA CON ARREGLO DE DISPARO		
ARMANDO VAZQUEZ GARCIA		
SIN ESCALA	FIG. 9	ENERO 1998

Cuando una roca sana In situ es quebrada mediante una voladura, el volumen se incrementa entre un 30% o más*, por los espacios entre rocas. Es por ello que para obtener 1,500 m³/día de agregados pétreos, se debe barrenar y volar un bloque de roca sana de 1,160 m³/día, ya que (1,160 m³/día)(1.3) = 1,508 m³/día, el factor 1.3 representa el 30% de abundamiento; pero para obtener un margen de seguridad se estiman bloques de 1,400 m³/día. debido a que en ocasiones algunos barrenos de una plantilla no estallan. De esta manera (1,400 m³/día)(1.3) = 1,820 m³/día, lo que da un margen de 2.5 barrenos por plantilla de 14 barrenos.

Para obtener los 1,400 m³/día se necesitan 14 barrenos de 11 m de longitud, que son 154 m/día.

Equipo de barrenación

En la actualidad los equipos de barrenación para canteras o tajos son neumáticos o hidráulicos montados en orugas o llantas, con compresor integrado o independiente, de distintas longitudes de barrenación y diámetros de barrenación.

La selección del equipo apropiado se realizó con base en los criterios siguientes:

	NEUMATICOS	HIDRAULICOS
Velocidad promedio de penetración	18-60 m/h	25-80 m/h
Longitud promedio de barrenación	3-20 m	10-30 m
Diámetro de barrenación	8.57-13.97 cm	8.89-19.05 cm
Tipo de locomoción orugas o llantas	ambas	ambas
Compresor Integrado o Independiente	ambas	ambas
Condiciones del piso de trabajo	buena a mala	buena a mala
Dimensiones y peso del equipo	2-3.5 T	3-6 T
Flexibilidad en distintas obras	ALTA	MEDIA - ALT

Fuente: Datos proporcionados por los distintos distribuidores de equipos de perforación en roca a cielo abierto, ATLAS COPCO, INGERSOLL-RAND, GARDNER-DENVER y TAMROCK.

* Fuente: Mineral Processing Plant Design, 2nd Edition
 Dato obtenido del sondeo en distintas canteras

De la tabla anterior las velocidades de 18 a 25 m/h son en roca sana tipo Diabasa (con densidad de 2.96-3.1 T/m³, fuerza compresiva de 4,315. kg/cm², abrasividad No. 18 y dureza de 20), y las velocidades de 60 a 80 m/h son en rocas caliza sana.

Análisis de equipos neumáticos

Para el basalto, cuyas propiedades físicas ya se indicaron la velocidad de penetración se obtuvo como sigue:

- Velocidad de penetración pura con broca de 10.16 cm (4"), compresor de 5.6 m³/min. (200 PCM) a 9.84 kg/cm² (140 PSI), es de 54 m/h en un bloque de granito con resistencia a la compresión de 1,968 kg/cm² (28,000 PSI).

- Factor de perforabilidad (capacidad de perforación en basalto, en comparación con el bloque de granito) estimado a partir de distintas mediciones realizadas en diferentes formaciones basálticas con resistencia a la compresión de 3,304 kg/cm² (47,000 PSI).

$$\text{Factor de Perforabilidad} = 0.63$$

- Factor total - Tiempo efectivo de perforación (que excluye posicionamiento del equipo, cambio de barras y limpieza de barreno)

$$\text{Factor total} = 0.6$$

- Factor de disponibilidad mecánica = 85%

- Factor de la habilidad del operador = 90%

- Velocidad promedio de perforación en basalto es de

$$(54\text{m/h})(0.63)(0.6)(0.85)(0.9) = 15.61 \text{ m/h}$$

$$(15.61 \text{ m/h})(6 \text{ h/turno}) = 93.61 \text{ m/turno}$$

$$(93.61 \text{ m/turno})(2 \text{ turno/día}) = 187 \text{ m/día}$$

Los 93.61 m/turno son considerando exclusivamente el área de producción, sin contar el tiempo de traslado del equipo de una área de trabajo a otra, posicionamiento del equipo, cambio de barras y limpieza del equipo; sí además consideramos la barrenación necesaria para las obras de desarrollo, preparación que comúnmente se encuentra a distancias mayores de 100 m del área o bancos de explotación, así como una posible descompostura mecánica grave del equipo; se necesitan dos equipos de similares o iguales características.

De los distintos equipos disponibles en el mercado y bajo los criterios 1), 2), 3), 4), 5) y 6) antes mencionados en el apartado V.6.1 se seleccionó el equipo siguiente:

EQUIPO TRACKDRILL	No. DE UNIDADES
Perforadora Neumática Atlas Copco	2
Modelo ROC 460 PC-3 y PC-4	
Diámetro de barrenación 8.57-13.0 cm	
Longitud máxima de perforación 18 m	
Compresor XA 230 Dd 5.6 m³/min. a 9.8 kg/cm²	
Velocidad promedio de penetración en roca basáltica es de 16.5 m/h	

En la pagina anterior se calcula la velocidad promedio de penetración en roca basáltica de 15.61 m/h, que es la velocidad promedio de los equipos neumáticos disponibles en el mercado y la velocidad promedio de penetración en roca basáltica de este modelo de equipo en particular es de 16.5 m/h.

Un análisis similar se realizó con equipos hidráulicos siendo la capacidad de éstos sobrada para las necesidades requeridas como se puede ver en la tabla de la pagina anterior, además de que su precio y costo de operación son en promedio el doble de los neumáticos, por lo que se descartaron.

V.6.2 Equipo de acarreo, cargado y tractor de empuje

Los criterios generales utilizados para la selección del equipo de acarreo, cargado y empuje son los siguientes:

1. Capacidad máxima del uso del equipo sobre cualquier tipo de aplicación que se requiera.
2. Compatibilidad de los equipos de acarreo y cargado.
3. Máxima flexibilidad para diferentes materiales y bajo condiciones de trabajo cambiantes.
4. Clase de material a mover, peso del material en banco y material suelto.
5. Caminos.
6. Descarga al tipo de quebradora.
7. Producción requerida.

Análisis de carga y acarreo

Producción: 1,500 m³/día

Volumen de bloque de roca sana 1,400 m³/día, que por el factor de abundamiento después de la voladura arroja un volumen de 1,820 m³/día de material a mover.

	HORA	TURNO	DÍA
TONELADAS	327	1,960	3,920
METROS m ³	152	910	1,820

Para el cálculo del equipo se utilizaron los métodos indicados en el Manual de Rendimiento de los Equipos CATERPILLAR Edición 25. ver Bibliografía.

Cargador

Factores Considerados:

1. La producción requerida en un cargador debe ser ligeramente mayor que la capacidad de producción de las otras máquinas básicas del sistema existente para mover materiales.

2. Tiempo del ciclo del cargador y el número de ciclos por hora. Se debe suponer un tamaño de máquina para poder seleccionar un tiempo de ciclo básico. Esto comprende la carga, descarga, cuatro cambios de sentido de marcha, un ciclo completo del sistema hidráulico y un recorrido mínimo.

3. Carga útil requerida por ciclo en m³ sueltos y en kilogramos.

4. Elegir la máquina considerando el tamaño y la carga útil del cucharón como requisitos de producción que se deben satisfacer.

5. Tamaño requerido del cucharón. Considerando el factor de llenado del cucharón, o sea lo que realmente moverá el cucharón por ciclo.

6. Se compara el tiempo del ciclo del cargador utilizado en los cálculos con el tiempo de ciclo de la máquina seleccionada.

Con base en los 7 puntos del apartado V.6.2, los 6 factores considerados al seleccionar un cargador y la relación que debe haber entre cargador-camión con respecto a la altura de descarga del cargador y la altura de la caja del camión, volumen y tonelaje de desplazamiento por cucharón del cargador con respecto a la capacidad de carga del camión y al número de unidades a utilizar. Se presentan dos alternativas, la primera seleccionar dos o más cargadores lo que implica mayor número de camiones y la segunda un solo cargador con menor número de camiones.

Después de analizar lo anterior se seleccionó un cargador frontal sobre llantas Caterpillar Modelo 988F

Características: Producción requerida $327 \text{ T/h} \leq 330 \text{ T/h}$,
 $152 \text{ m}^3/\text{h}$

- Cucharón en V con dientes para roca alto levantamiento.
Capacidad colmada $6 \text{ m}^3 (7.8 \text{ yd}^3)$
Capacidad al ras $5 \text{ m}^3 (6.5 \text{ yd}^3)$
Capacidad promedio $5.5 \text{ m}^3 (7.15 \text{ yd}^3)$
- Carga límite de equilibrio estático a pleno giro 35° $25,595 \text{ kg} (56,427 \text{ lb})$
- Carga de operación - $12,798 \text{ kg} (28,214 \text{ lb})$
- Distancia de descarga a 45° a levantamiento máximo 3.72 m
- Ciclo de trabajo por hora:
 - Promedio del ciclo del cargador 0.55 a 0.60 min
 - Eficiencia de 83% en una hora = 50 min
 - Factor del tiempo del ciclo.
Material + 0.08 min .
Tiempo de operación + 0.04 min
- Ciclo de trabajo a 83% de eficiencia
 $(0.6 + 0.08 + 0.04) = 0.72 \text{ min}$.
- No. de ciclos por hora de $50 \text{ min} = 69$

Una buena relación entre un cargador y un camión es de 3 a 5 cucharones por camión y de 2 a 4 camiones por cargador.

Con base en los mismos factores y relaciones existentes entre cargador camión se selecciono el siguiente equipo de acarreo.

Camión

Camión de carga fuera de carretera Caterpillar Modelo 769C

- Capacidad máxima 36.7 T
- Capacidad volumétrica colmada 23.6 m³ (2 a 1)(SAE)
- Capacidad volumétrica a ras 17.5 m³
- Altura de carga vacío 3.22 m

Ciclo de cargador del Cargador-Camión

Cargador	Min
- Ciclo de carga por cada 5.5 m ³	0.72
- Tres cucharones por camión	2.16
- Acarreo de 16.5 m ³ a la tolva de la planta de trituración a 2 km* en 5a. velocidad y pendiente promedio de 10%	4.50
- Descarga en tolva	0.50
- Retorno y posicionamiento en área de carga en 4a. velocidad	2.50
Tiempo total / viaje de camión	9.66

* Distancia máxima que se tendría siguiendo el perfil topográfico del terreno y pendientes promedio para llegar a las zonas de los bancos.

Los tres cucharones alimentados al camión son llenos, por lo que en cada viaje se transportan 16.5 m³ y 35.34 Toneladas, si en una hora se realizan 6 viajes, dan un total de 99 m³/h y 212.8 T/h por camión, por lo que con otro camión de iguales características se tiene un total por hora de 198 m³ y 425 T; lo que da un margen de seguridad de 46 m³/h y 98 T/h.

Tractor

Buscando en las gráficas de producción estimada de tractores D7 al D10 con hoja SU = Semiuniversal y U = Universal. Se escoge un tractor D8N con hoja SU por su mejor desempeño en el tipo de material a manejar, la producción máxima NO corregida es de 400 m³/h de material suelto por hora, considerando una distancia promedio de empuje de 50m y pendientes promedio cuesta abajo de 15%.

Se calculó la producción corregida con los siguientes factores:

Factores de corrección aplicables.	
Material roca de voladura	0.6-0.80
Operador bueno	0.75
Visibilidad	0.80
Método de empuje de zanja	1.20
Eficiencia de trabajo	0.83
Corrección de la pendiente	1.30

Producción corregida = PC

$$PC = (400 \text{ m}^3/\text{h})(0.70)(0.75)(0.8)(1.2)(0.83)(1.3) = 217.52 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$PC = 217.52 \text{ m}^3/\text{h} \quad PC = 2,610.24 \text{ m}^3/\text{día}$$

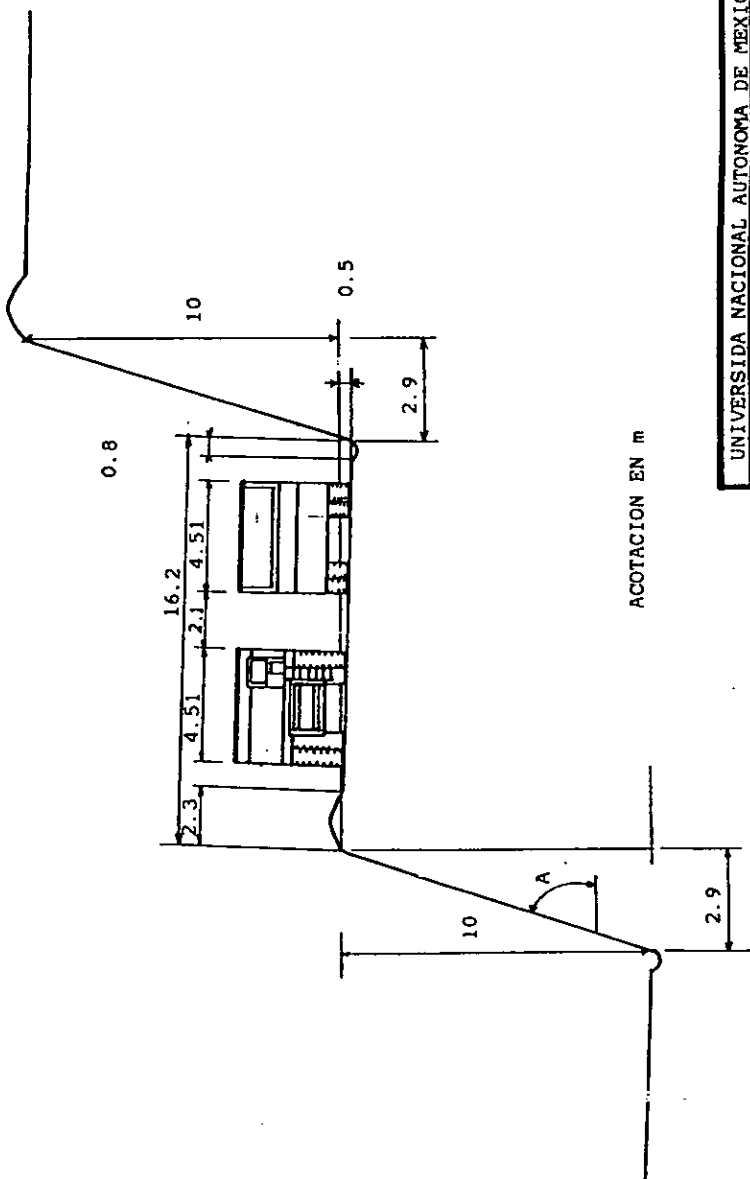
Por lo que con un solo equipo D8N se cubren los requerimientos de producción y de las obras de desarrollo y preparación.

Equipo auxiliar de mina

Para el transporte del explosivo se tendrá una camioneta de 1.5T; otra de 1.5T para la supervisión, transporte de personal y bomba de desagüe de barrenos.

V.7 Diseño de Minado

El diseño de minado propuesto para este yacimiento se realizó con base en la topografía, geología y mecánica de rocas del yacimiento, además de los niveles de producción requeridos, condiciones climáticas, equipos a utilizar y factores económicos; así como los requerimientos y necesidades de áreas para las distintas obras e instalaciones. En las figuras (10) y (11) se muestran las dimensiones de los caminos principales, bancos de explotación y secuencia de minado; en el plano topográfico se indican además de los caminos principales, las áreas destinadas para las distintas instalaciones requeridas. Ver figura (12).

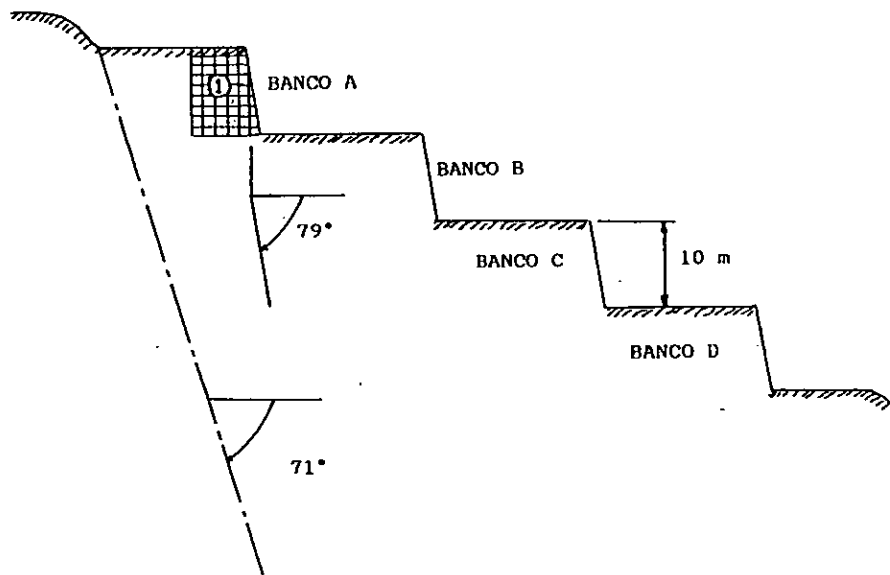


$\Lambda = 73^{\circ}49'40.23''$

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
 FACULTAD DE INGENIERIA
 TESIS PROFESIONAL

DIMENSIONES DE CAMINOS
 PRINCIPALES

SIN ESCALA FIG. 10 ENERO 1998



ANGULO FINAL DE LA CANTERA 71°

ANGULO DE BANCO 79°

EL NUMERO Y CARACTERISTICAS DE LOS BANCOS, DEPENDEN DEL PERFIL TOPOGRAFICO Y ESTABILIDAD DEL TERRENO.



INICIO DE LA EXPLOTACION DEL BANCO A

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL

ANGULO FINAL DEL TALUD DE LA CANTERA
Y SECUENCIA DE EXPLOTACION DE BANCOS

ARMANDO VAZQUEZ GARCIA

SIN ESCALA

FIG. 11

ENERO 1998

PLANO TOPOGRAFICO

"DISEÑO DE MINADO"

SIMBOLOGIA

CURVAS DE NIVEL
A CADA 15 m

CAMINOS

FRANJA DE PROTECCION

1 PLANTA DE TRITURACION

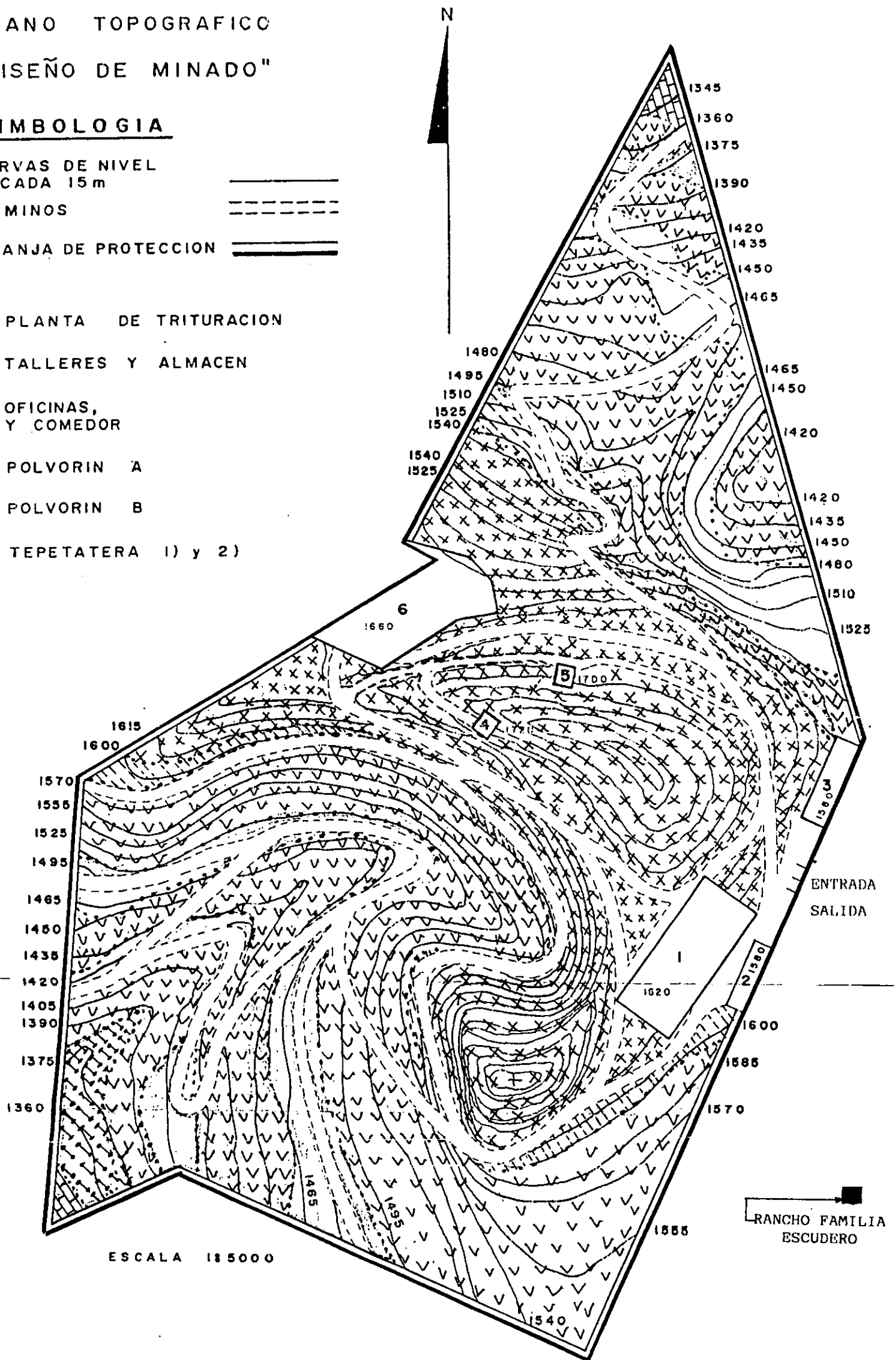
2 TALLERES Y ALMACEN

3 OFICINAS,
Y COMEDOR

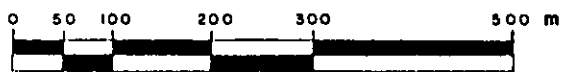
4 POLVORIN A

5 POLVORIN B

6 TEPETATERA 1) y 2)



ESCALA 1:5000



ESCALA GRAFICA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL

PLANO TOPOGRAFICO: AREA PARA
INSTALACIONES Y CAMINOS PRINCIPALES

ARMANDO VAZQUEZ GARCIA

FIGURA 12 | ENERO 1998

V.8 Personal requerido mina

Para operar los equipos seleccionados, realizar las voladuras y tener un control de las operaciones en mina, se necesita el personal que a continuación, se indica.

PERSONAL	TURNO		
	1er.	2do.	TOTAL
Perforista	2	2	4
Ayudante de perforista	2	2	4
Operador de Cargador	1	1	2
Operador de Camión	2	2	4
Operador de Tractor	1	1	2
Ayudante para voladuras y en general	2	0	2
Jefe de turno	1	1	2
TOTAL	11	9	20

V.9 Costo estimado por m³ mina

Este se realizó considerando los requerimientos necesarios para producir 1,500 m³/día de agregados pétreos.

- a) **Costo estimado de operación de los equipos seleccionados:**
Con base en el consumo de combustible, lubricantes, filtros y grasas, elementos de desgaste especial y reservas para reparación.
- b) **Consumo de explosivos.**
- c) **Mano de obra.**

a) **Costo de operación.** El cálculo estimado se basó en el método indicado en el Manual de Rendimiento de los Equipos Caterpillar -Capítulo 17. Ver Bibliografía. Excepto el equipo de barrenación y auxiliar de mina.

En el anexo A se indican más a detalle éstos costos de operación.

Equipo	Costo unitario \$/m ³	Costo total \$/m ³
Cargador 988F	2.30	2.30
Camión 769 (2)	1.97	3.94
Tractor D8N	2.04	2.04
Perforadora (2)	2.10	4.20
Camioneta 1.5T (2)	0.33	0.66
TOTAL		13.14

b) **Costo de Explosivos.** El cálculo se realizó con base en los requerimientos de la plantilla seleccionada que ya se indicó.

En el anexo A se indican más a detalle éstos costos de explosivo.

EXPLOSIVO	Costo \$/m ³
Hidrogel	0.440
Anfo	6.190
Cordón detonante	0.390
Retardador	0.004
Mecha	0.001
Fulminante	0.015
TOTAL	7.040

c) Costo de mano de obra.

En el anexo A se indican más a detalle éstos costos de mano de obra.

Costo de mano de obra TOTAL \$ 1.11/m³

COSTO ESTIMADO POR m³ MINA

CONCEPTO	\$/m ³
Costo de Operación	13.14
Costo de Explosivo	7.04
Costo de Mano de Obra	1.11
TOTAL	21.29

CAPITULO VI. SISTEMA DE BENEFICIO

El objetivo de este capítulo es el de seleccionar la planta de trituración para producir 1,500 m³/día de agregados pétreos.

VI.1 Parámetros de Selección.

- Producción diaria 1,500 m³.
- Dos turnos de 8h cada uno por día.
- Horas efectivas por turno 6.

Turno de	8:00 h
Comida	1:00 h
Revisión y preparación de equipos al inicio y final del turno	0:40 h
Tiempo muerto	<u>0:20 h</u>
Total de horas efectivas	6:00 h
- Producción turno 750 m³.
- Días laborables al año 300.
- Características del Material.
 - Tamaño máximo del material alimentado de mina. 73.66 cm (29").
 - Peso específico 2.8 T/m³
 - Peso del material quebrado en banco 2.15 T/m³
 - % de abrasividad alta No. 14
 - Fuerza compresiva 3,304 kg/cm²
- Tamaño requerido de los productos finales.

UNO	-3.17 cm	+ 1.90 cm	GRAVAS	35%
DOS	-1.90 cm	+ 0.95 cm	SELLO	40%
TRES	-0.95 cm	+ 0.00 cm	FINOS	25%

- Factor de seguridad.

Del capítulo anterior se determinó que para producir 1,500 m³/día de agregados, se necesita barrenar y volar un bloque de roca sólida de 1,400 m³/día, que por la densidad del material que es de 2.8 T/m³ da como resultado 3,920 T/día.

Por otra parte los 1,400 m³ del bloque de roca solida por el factor de abundamiento de 1.3 resultan 1,820 m³ de material quebrado y suelto, pesando las mismas 3,920 T. Por lo tanto

$$\begin{aligned} 3,920 \text{ T/día} &= 1,820 \text{ m}^3/\text{día} \\ 1,960 \text{ T/turno} &= 910 \text{ m}^3/\text{turno} \\ 327 \text{ T/h} &= 152 \text{ m}^3/\text{h} \end{aligned}$$

VI.2 Procesamiento del material de mina

El material proveniente de los bancos llega con un tamaño máximo de 73.66 cm (29") y el tonelaje a procesar es de 327 T/h, por ello éste pasará por las etapas siguientes:

- 1.- Almacenamiento en un depósito
- 2.- Alimentación a trituración primaria
- 3.- Trituración Primaria
- 4.- Clasificación Inicial por Tamaños (Cribado Inicial)
- 5.- Trituración Secundaria y/o Terciaria
- 6.- Cribado Final
- 7.- Apilamiento de Productos Finales

El número y características de los equipos que se indican en la descripción general de la siete etapas por las que pasa el material a procesar, se calcula en los apartados correspondientes más adelante de este capítulo.

Etapas 1

Por las características físicas del material a procesar el depósito (TOLVA) donde es vertido, es construido de piedra y cemento (Mampostería) con un recubrimiento en su interior de placa de acero, esto con dos finalidades, la primera la de proteger del desgaste a la tolva y segundo permitir la fluidez del material por gravedad hacia un alimentador mecánico; por lo general el volumen de este depósito es de 2 a 3 veces

mayor al transportado por un camión de mina, de tal forma que, siempre se cuente con material para alimentar a las quebradoras.

Etapa 2

El material cae por gravedad a un alimentador mecánico, el cual puede ser de banda metálica blindada (Apron feeder) o de placa metálica vibratoria con clasificador de tamaños (Alimentador vibratorio con parrilla); debido a las características del material se recomienda el segundo.

Etapa 3

Este tipo de equipos son por lo general de quijadas, ya que la reducción del material no es muy alta, porque posteriormente pasan a otras etapas de trituración; la energía requerida para la trituración es mínima y su capacidad de producción es mayor, comparada con los otros tipos de quebradoras, su principal desventaja es que el material sale lajeado en un 20% aproximadamente. La relación de reducción en estos equipos es de 4 a 6, es decir

$$73.66 \text{ cm} / 4 = 18.41 \text{ cm (7 1/4")}$$

$$73.66 \text{ cm} / 5 = 14.73 \text{ cm (5 4/5")}$$

$$73.66 \text{ cm} / 6 = 12.27 \text{ cm (4 4/5")}$$

Etapa 4

Cribado Inicial, debido a que la distribución granulométrica de la descarga de la Quebradora Primaria* contiene muy poco material a los tamaños requeridos como productos finales, descritos en la primer página de este capítulo y más del 80% está a un tamaño mayor, el cual puede alcanzar los 22.86 cm (9"), se necesita cribar el material con una malla cuya abertura sea mayor a 3.17 cm (1.25"), de lo contrario el material dañaría rápida y excesivamente la malla de 3.17 cm (1.25").

*Fuente: Tablas de distribución granulométricas
Mineral Processing Plant Design, 2nd Edition
NORDBERG INC. Catálogos Técnicos de equipos de Trituración
Pettibone Corp. Universal Crusher,
Producers Fact Book. Ver Bibliografía

El tener estas dos mallas, la de abertura mayor a 3.17 cm (1.25") y la malla de 3.17 cm (1.25") de abertura, permite separar de la descarga de la Quebradora Primaria el material que ya se encuentra a un tamaño requerido como producto final, sin presentar un daño excesivo las mallas.

Etapa 5

Dependiendo de la distribución granulométrica del material descargado por la Quebradora Primaria, da un tonelaje a manejar por hora en la Trituración Secundaria, mismo que indicará si se utilizan dos quebradoras de la misma capacidad en la etapa secundaria o se tendrá una quebradora secundaria y una terciaria de distintas capacidades.

En ambos casos el tamaño máximo de alimentación sería de 22.86 cm (9") y la abertura de descarga a manejar será de 2 cm (3/4"), la descarga será conducida de nuevo a la criba de clasificación inicial cerrando el circuito. El tipo de quebradoras a utilizar serían: de Cono, cabeza estándar, dadas las propiedades físicas del material a triturar, tamaño requerido de los productos finales y tonelaje a manejar.

Etapa 6

El material que pasa por la malla con abertura de 3.17 cm (1.25") en el cribado Inicial, es conducido a un cribado final, en el que se tendrían dos mallas, la primera con abertura de descarga de 1.9 cm (3/4") y la segunda con abertura de descarga de 0.95 cm (3/8"). Lo que nos permite tener los tres productos finales.

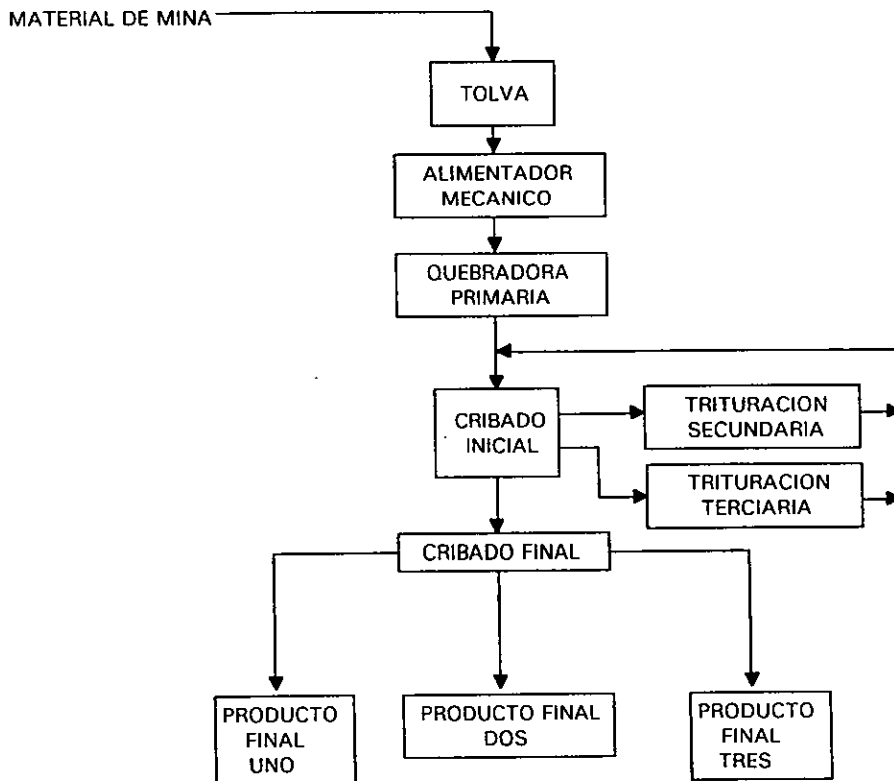
UNO	-3.17 cm	+ 1.90 cm	GRAVAS	35%
DOS	-1.90 cm	+ 0.95 cm	SELLO	40%
TRES	-0.95 cm	+ 0.00 cm	FINOS	25%

Etapa 7

El material ya clasificado por tamaños en el cribado final, es conducido a las tres áreas de apilamiento de los productos finales.

A continuación se muestra un diagrama de flujo de las 7 etapas anteriores:

DIAGRAMA DE FLUJO DE LAS 7 ETAPAS



VI.3 Criterios generales para la selección de los equipos de la Planta de Trituración

1. Ritmo de producción.
2. Condiciones de operación.
3. Tipo de roca a triturar.
4. Capacidad de producción.
5. Flexibilidad para diferentes materiales y bajo condiciones de trabajo cambiantes.
6. Precios, costos de operación, refacciones y servicios.

VI.4 Selección de Equipos*

a) Alimentador Mecánico

Debido a las características físicas del material se pueden utilizar dos tipos de alimentadores mecánicos, el de banda sinfín blindada (apron feeder) y el de placa vibratoria con parrilla clasificadora integrada (alimentador vibratorio con parrilla), en ambos casos existen equipos cuyas capacidades de producción satisfacen los requerimientos de 327 T/h. Los criterios para seleccionar uno u otro son los siguientes:

- Tipo de material a transportar.

Los alimentadores vibratorios de placa con parrilla presentan menos obstrucciones y material rocoso atascado en sus partes móviles y área de traslado, en comparación con los alimentadores de banda blindada sinfín.

- Condiciones de trabajo cambiantes.

En los alimentadores de banda blindada sinfín cuando el material contiene un alto porcentaje de humedad o ante presencia de agua, el material suele meterse entre las partes con movimiento o acumularse en ciertas áreas, de tal forma que impide el flujo correcto del material que será alimentado. Aunque en los alimentadores con parrilla también se acumula material en ciertas áreas, esto no resulta problemático como en los alimentadores de banda.

* Fuente: NORDBERG INC. Catálogos Técnicos de Equipos de trituración
PORTEC-PIONEER. Catálogos Técnicos de Equipos de trituración
PETTIBONE Corp. Universal Crusher, Producers Fact Book. Ver Bibliografía.

Estas dificultades de operación se traducen en un costo de operación y servicios mayores en los alimentadores de banda sinfín blindada por lo que se seleccionó un equipo alimentador vibratorio con parrilla de 96.52 cm (38") de ancho por 5.48 m (18') de largo. Longitud del clasificador 1.82 m (6') con barras ajustables individualmente, motor de 25 hp. Capacidad aproximada en T/h

Horizontal	5° Declinación	10° Declinación
270	380	490

b) Quebradora Primaria

Como el tamaño máximo de alimentación es de 73.66 cm (29") se debe buscar una quebradora cuatro pulgadas más grande de abertura, para que la placa móvil pueda quebrar bien la roca (evitando atascamiento de rocas) o bien, usando la relación empírica¹ para buscar la abertura de una quebradora obtenemos:

$$73.66 \text{ cm} / 0.8 = 92.075 \text{ cm (36 1/4")}$$

En la tabla siguiente se indican algunos modelos de quebradoras de quijadas, en la que se muestran sus capacidades para distintas aberturas de descarga.

QUEBRADORAS DE QUIJADA

Modelo	Potencia Recomendada		RPM	Capacidad TPH		
	HP			Abertura de descarga		
	ELEC	DIESEL		cm		
				12.70	15.24	17.78
3546	150	200-250	230	275-340	330-420	350-522
3648	200	250-300	225	250-375	336-450	350-517
4749	200	250-300	235	279-350	340-400	349-435

¹ Fuente: Relación obtenida de la experiencia con distintos equipos de trituración de los técnicos de las empresas NORDBERG INC. y PETTIBONE CORP.

De la tabla anterior, puede apreciarse que cualquiera de las tres quebradoras puede cubrir la producción requerida de 327 T/h. Seleccionando la quebradora 3648 con abertura de descarga de 15.24 cm (6") su producción sería de 336-450 T/h.

A continuación, se muestra la distribución granulométrica de la descarga de esta quebradora.

Tamaño del prod. (en mm)	% que pasa
229	100
203	97
179	92
152	85
127	72
114	62
102	56
89	48
76	38
64	34
51	29
44	26
38	23
32	19
25	17
19	13
13	10
6	6

Tamaño de abertura de descarga: 152 mm

De la tabla anterior, se observa que de las 327 T/h, sólo 62 T tienen un tamaño menor de 3.2 cm (1 1/4")

c) **Criba Vibratoria Inicial***

Para seleccionar la criba de cribado inicial y cribado final, se utilizó el método de " Area de Cribado ", el cual calcula la cantidad de toneladas por hora que deberán pasar a través de 0.0929 m² (1.0 ft²) de una malla con abertura especificada.

*Fuente: Tablas de distribución granulométricas
Mineral Processing Plant Desing, 2nd Edition SME 1980
Mineral Processing Hand book, Vol. I SME 1985.

El total del área A, puede definirse por la siguiente fórmula:

$$A = \frac{\text{Toneladas de material que pasan la malla}}{C \times B \times D \times \text{Factores de corrección } F, E, S, D, O, W}$$

C = Capacidad básica. Se obtiene de tablas.

BD = Densidad del material kg/m³ entre (1602 kg/m³).

F = Factor de finos, medida de la cantidad de material alimentado menor a la mitad de la abertura de la malla seleccionada.

E = Eficiencia, cantidad de material que pasa por la malla en relación con la que debería de pasar.

S = Factor de ranura de la malla (tipo y forma del tejido).

D = Factor de la posición que guarda la malla en la criba (superior, media o inferior).

O = Factor de área abierta, depende del diámetro del alambre y barras de soporte de la malla.

W = Factor de agua en el material alimentado.

Cálculo del área de cribado

Debido a las dimensiones del material alimentado de mina y a las dimensiones de los productos finales deseados, se tendrán hasta tres etapas de trituración: Primaria, Secundaria y/o Terciaria, donde no existirá acumulación de materiales en estos circuitos; por consiguiente: Lo que entra es igual a lo que sale.

A las 327 T/h se deben añadir las 265 T/h que pasarán a la etapa de trituración secundaria y terciaria, que posteriormente son realimentados al cribado Inicial.

327 T + 265 T = 592 T/h de basalto, peso específico 2.8 T/m³ y 3% de humedad.

$$\begin{aligned}C &= 4.80 \\BD &= 1.70 \\F &= 0.66 \\E &= 0.90 \\S &= 1.15 \\D &= 1.00\end{aligned}$$

$$A = \frac{592 \text{ T/h}}{4.80 \times 1.70 \times 0.66 \times 0.90 \times 1.15 \times 1.00} \times (0.0929 \text{ m}^2)$$

$$A = 9.86 \text{ m}^2$$

Analizando los distintos equipos de cribado en el mercado, criba vibratorias horizontales e inclinadas existen equipos con el área de cribado necesaria para las capacidades requeridas, 592 T/h, tamaño alimentado 22.86 cm (9") y mallas para separar los productos finales ya indicados.

Las cribas horizontales son de dos o tres flechas, caja de engranaje mayor y más complicadas en su mantenimiento que las cribas inclinadas de una sola flecha, su mantenimiento es más sencillo que el de las cribas horizontales; además los precios y costos de operación de las cribas horizontales son mayores a los de las cribas inclinadas.

Por las razones anteriores se selecciona una criba vibratoria inclinada de 3 camas de 1.8m x 6.1m (6' x 20'), con área de cribado de 10.98 m², donde se instalarán dos mallas, la superior con una abertura de 10.16 cm (4") y la inferior con abertura de 3.17 cm (1 1/4"), con ángulo de inclinación de 10°, motor de 30 HP.

d) **Selección de Quebradora Secundaria y/o Terciaria**

Este tipo de quebradoras son de cono, por lo siguiente: el material a manejar es abrasivo, la relación de reducción aumenta con respecto a la trituración primaria, ya que el tamaño máximo de alimentación es de 22.86 cm (9") y el tamaño del producto requerido es de 1.9 cm (3/4"), por lo que la relación de reducción es de doce [(22.86 cm/1.9 cm) = 12]. Así como la cantidad de energía necesaria para reducir el material, ya que a medida que el material es más pequeño el quebrarlo o triturarlo requiere mayor energía, por ello son recomendables equipos de trituración que rompan mediante la compresión y fricción. Las quebradoras de rodillos también funcionan bien bajo estas condiciones, pero su capacidad de producción es baja con respecto a las de cono. La principal desventaja de las quebradoras de cono es su instalación (sistema de lubricación y enfriamiento). Según la distribución granulométrica de la descarga de la quebradora Primaria, el tamaño máximo para alimentar a la quebradora Secundaria y/o Terciaria es de 22.86 cm (9") y el tonelaje a triturar es de 265 T/h.

Seleccionar dos quebradoras de la misma capacidad tiene la siguiente ventaja, en caso de que una falle la otra, con el mismo rango de tamaño en la alimentación, puede triturar a tamaño de producto final; además con variar el tamaño de descarga de una de las dos se genera más o menos material a tamaño de producto final requerido. La principal desventaja es la regulación de la alimentación, la cual debe ser similar para ambas para evitar que una de las dos se atasque.

Utilizar una quebradora secundaria y una terciaria de capacidades distintas, da como resultado un mayor rango en el tamaño de los productos finales, pero la capacidad de producción disminuye, esto también implica un ritmo de alimentación distinto para cada equipo.

Por otra parte si se utilizará una sola quebradora secundaria esta debe tener una capacidad de producción mayor o igual a 265 T/h y de acuerdo a las existentes en el mercado, una quebradora de tal capacidad tendría una abertura de descarga mínima de 2.54 cm (1"), esto implica lo siguiente: baja generación de gravas menores a 1.9 cm (3/4") y por lo tanto de sello (-1.9 cm + 0.95 cm), también la baja generación de materiales finos (- 0.95 cm), otra desventaja es la poca variación en el rango de la abertura de descarga para generar los productos finales.

Por lo anterior se escojen dos Quebradoras de Cono de cabeza estándar de 122 cm (4') de diámetro con capacidad de producción de 165 a 200 T/h, con una abertura de descarga de 1.9 cm (3/4"), con una carga circulante de 5% cada una, para una alimentación de tamaño de 22.86 cm (9"), como se indica en las dos tablas siguientes.

A continuación se muestra una tabla de capacidades de la quebradora de cono standar de 122 cm (4') de diámetro y un análisis granulométrico típico de la descarga de este tipo de quebradoras.

Quebradora de Cono cabeza estándar
de 122 cm (4') de diámetro.

Abertura de descarga Posición cerrada	Capacidad T/h
6 mm (1/4")	75-80
10 mm (3/8")	90-110
13 mm (1/2")	125-155
16 mm (5/8")	145-190
19 mm (3/4")	165-200
25 mm (1")	180-210
32 mm (1 1/4")	210-235
38 mm (1 1/2")	225-255
51 mm (2")	240-270

Análisis granulométrico típico de la
descarga de esta quebradora.

Tamaño del Producto	Abertura de descarga 19 mm (¾) (% que pasa)
51 mm (2")	-
38 mm (1½")	100
32 mm (1¼")	95
25 mm (1")	84
19 mm (¾")	60
16 mm (5/8")	44
13 mm (1/2")	33
10 mm (3/8")	22
06 mm (1/4")	15

e) **Criba Vibratoria Final**

Para el cálculo y selección de ésta se utilizó el mismo método indicado en el inciso c) de esta sección:

$$A = \frac{327 \text{ T/h}}{3.10 \times 1.70 \times 0.70 \times 0.95 \times 1.20 \times 1.00} \times (0.0929 \text{ m}^2)$$

$$A = 7.22 \text{ m}^2$$

Se selecciona una criba vibratoria de 3 camas de 1.5m x 4.9m (5' x 16'), con inclinación de 18°, motor de 15 HP.

f) **Selección de las Bandas Transportadoras**

Para determinar el número y dimensiones de las bandas transportadoras se basó en los siguientes parámetros:

- Tipo de material (Densidad y Abrasividad)
- Dimensiones del material
- Cantidad de material a transportar por hora
- Dimensiones de las quebradoras a utilizar

Material: Basalto, peso específico 2.8 T/m³, Abrasividad #14

VI.5 Planta de trituración seleccionada

Con base en la información anterior de este capítulo y a los criterios de selección indicados en el apartado VI.3 se escogió una Planta de trituración Marca NORDBERG, con equipos NORDBERG / OMNICON. La descripción general y diagrama de flujo de los equipos de la planta se anexan a continuación:

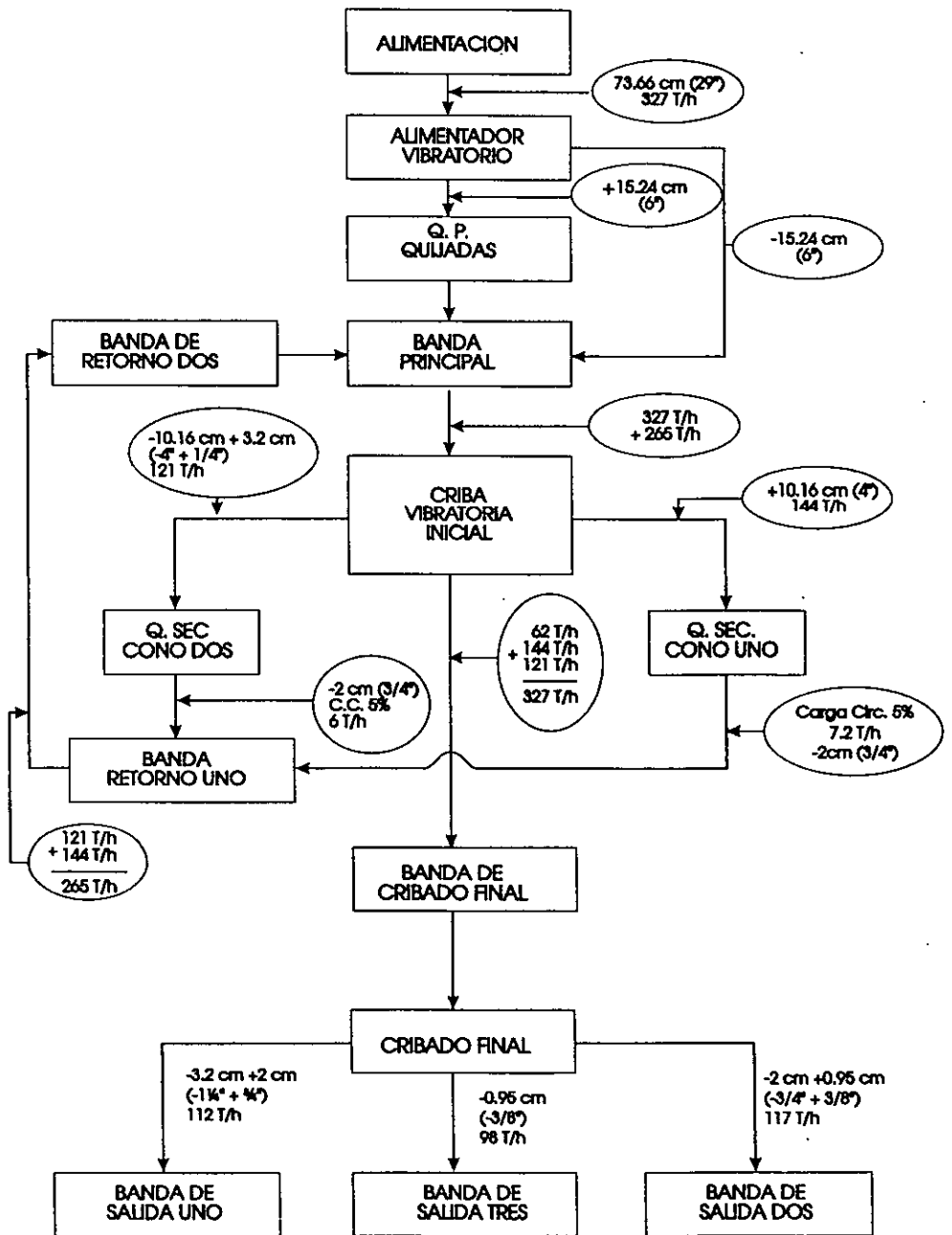
Descripción General del Diagrama de Flujo de la Planta

1. Tolva de mampostería de 45 m³ aproximadamente que recibe material de mina de dimensión máxima de 73.66 cm (29").
2. Tolva de extensión del alimentador vibratorio de 14 m³
3. Alimentador vibratorio de 0.97m x 5.5m (38" x 18"); con parrilla abertura de 15.24 cm (6") variable y largo de 1.5m (5')
4. Material menor de 15.24 cm cae a banda principal marcada con el número 7, por una parrilla.
5. Material mayor de 15.24 cm cae a Quebradora de Quijada y de 94 cm x 125 cm (3749).
6. Material descargo a un tamaño menor de 15.24 cm por la Quebradora de Quijada que cae a la banda principal.
7. Banda transportadora principal de 0.97m x 18.3m (38" x60').
8. Criba vibratoria de tres camas, cribado Inicial de 1.8m x 6.1m (6' x20').
9. Material mayor de 10.16 cm (4") cae mediante un canal a la quebradora de cono uno.

10. Quebradora de Cono secundaria uno de 1.15m de o (46"),
cuya descarga menor de 2 cm (3/4") cae a la banda de
retorno uno.
11. Banda de retorno uno de 86.cm x 15.2m (34" x 50') que
descarga a la banda de retorno dos.
12. Banda de retorno dos de 86.cm x 15.2m (34" x 50') que
descarga a la banda transportadora principal.
13. Material -10.16 cm (4") + 3.2 cm (1 1/4") cae a la
Quebradora de cono dos.
14. Quebradora de Cono secundaria dos de 1.15m de o (46"),
cuya descarga menor de 2. cm (3/4") cae a la banda de
retorno uno.
15. Material menor de 3.2 cm (1 1/4") cae a la banda de cribado
final.
16. Banda de cribado final de 91.cm x 15.2m (36" x 50') que
descarga a la criba vibratoria final.
17. Criba vibratoria final de 1.5m x 4.9m (5' x 16')
18. Material -3.2 cm (1 1/4") + 2. cm (3/4") cae a la banda de
salida uno.
19. Banda de salida uno de 61.cm x 9.1m (24" x 50')
20. Material - 2cm (3/4") + 1.cm (3/8") cae a la banda de salida
dos.
21. Banda de salida dos de 61.cm x 9.1m (24" x 50')
22. Material -1.cm (3/8") cae por la tolva de la criba a la banda
de salida tres.
23. Banda de salida tres. de 61.cm x 9.1m (24" x 50')
24. Dos bandas transportadoras "MOVILES" una de 61.cm x
24.4m (24" x 80') y una de 61.cm x 30m (24" x 100').

Ver figura 13.

DIAGRAMA DE FLUJO CON BALANCE DE MATERIALES



El cálculo de la capacidad de los equipos por convencionalismo se expresa en toneladas, pero como el fin de este proyecto es generar 1,500 m³ de agregados, se expresa a continuación el equivalente en metros cúbicos de las toneladas de los productos generados e indicados en el diagrama de flujo anterior.

Del muestreo en distintas canteras donde se explota roca basáltica como agregado pétreo y de acuerdo con tablas de distintos manuales, el porcentaje de abundamiento de los productos a generar se indican a continuación:

Material	%de abundamiento
Grava 3.2 cm a 2 cm (1 1/4" a 3/4")	32
Grava 2 cm a 0.95 cm (3/4" a 3/8")	31
Grava 0.95 cm a finos (3/8" a finos)	29
Arena malla #4 a finos	24

Lo que equivale a:

Producción	Material	m ³
112 T/h	grava 3.2 cm a 2 cm	52.56
117 T/h	grava 2 cm a 0.95 cm	54.49
98 T/h	grava 0.95 cm a finos	44.95
TOTAL 327 T/h		152.00

VI.6 Equipos de Cargado para los Productos Finales

El equipo de cargado deberá realizar las actividades siguientes:

1. Cargar los agregados pétreos generados a los camiones de distintas capacidades, que sacarán estos materiales.
2. Traslado de material generado a distintas áreas de almacenamiento de productos finales en los patios de la planta.
3. Distintas maniobras de apoyo en la planta de trituración.

El volumen de material a mover por día será de 1,500 m³.

Utilizando los mismos criterios que en el Capítulo V Diseño de Minado, para el cálculo y selección de equipos de cargado, se seleccionó el siguiente:

1 Cargador Caterpillar Modelo 950F

CARGADOR MODELO 988F

Capacidad de cucharón: 3.1 m³ Colmado alto levantamiento
 Capacidad de cucharón: 2.7 m³ Al ras
 Capacidad de cucharón: 2.9 m³ Promedio
 Carga Indicada: 6.0 Toneladas
 Ciclos de cargado por hora de 50 min 60 Ciclos

VI.7 Personal requerido para la planta de trituración

Para operar los equipos de la planta de trituración, el cargador de los productos finales y supervisar estas operaciones, se necesita del personal siguiente:

PERSONAL	TURNO		TOTAL
	1er	2do	
Encargado de tolva, alimentador mecánico y quebradora primaria	2	2	4
Encargado del cribado inicial y trituración secundaria	1	1	2
Encargado del cribado final y control granulométrico.	1	1	2
Encargado del centro de control	1	1	2
Ayudante general	1	1	2
Operador del Cargador	1	1	2
Jefe de Turno*	0	0	0
TOTAL	7	7	14

* El jefe de turno es el mismo de la mina, es decir, que éste está encargado de la supervisión de la mina y de la planta.

VI.8 Costo estimado por m³ planta

Este se realizó considerando los requerimientos necesarios para producir 1,500 m³/día (3,920 T/día) de agregados pétreos.

a) **Costo mano de obra.**

En el anexo B se indican más a detalle éstos costos de mano de obra.

0.60 \$/m³

b) **Costo estimado de operación.**

Con base en el consumo de energía eléctrica, combustible, lubricantes, filtros y grasas; elementos de desgaste especial y reservas para reparación.

El cálculo estimado para el cargador se basó en el mismo método indicado en el Capítulo V. Los equipos de trituración con base al caballaje de los motores y programa de reemplazamiento de partes por horas de operación, datos proporcionados por el proveedor de los equipos. En el anexo B se indican más a detalle éstos costos de operación.

Equipo	Costo unitario \$/m ³	Costo \$/m ³
Cargador 950F	1.03	1.03
Quebradora primaria	1.72	1.72
Quebradora secundaria (2)	1.32	2.64
Criba vibratoria (2)	0.40	0.80
Alimentador mecánico	0.30	0.30
Bandas (9)	1.77	1.77
TOTAL		8.26

Costo estimado por metro cúbico planta

Costo de operación	\$ 8.26/m ³
Costo de mano de obras	\$ 0.60/m ³
TOTAL	\$ 8.86/ m³

VI.9 Personal de mantenimiento y administrativo

Para tener en buen estado de operación tanto los equipos de Mina como los de la Planta de Trituración, se necesita de personal dedicado a esta labor, con equipo de transporte propio (camioneta de 3 T) y herramientas.

VI.9.1 Personal de mantenimiento

PERSONAL	TURNO		TOTAL
	1er.	2do.	
Electricista	1	1	2
Ayudante de electricista	1	1	2
Mecánico	1	1	2
Ayudante de mecánico	2	2	4
TOTAL	5	5	10

VI.9.2 Personal administrativo

Como complemento para poder cumplir con los objetivos de la empresa se necesita el apoyo del personal siguiente:

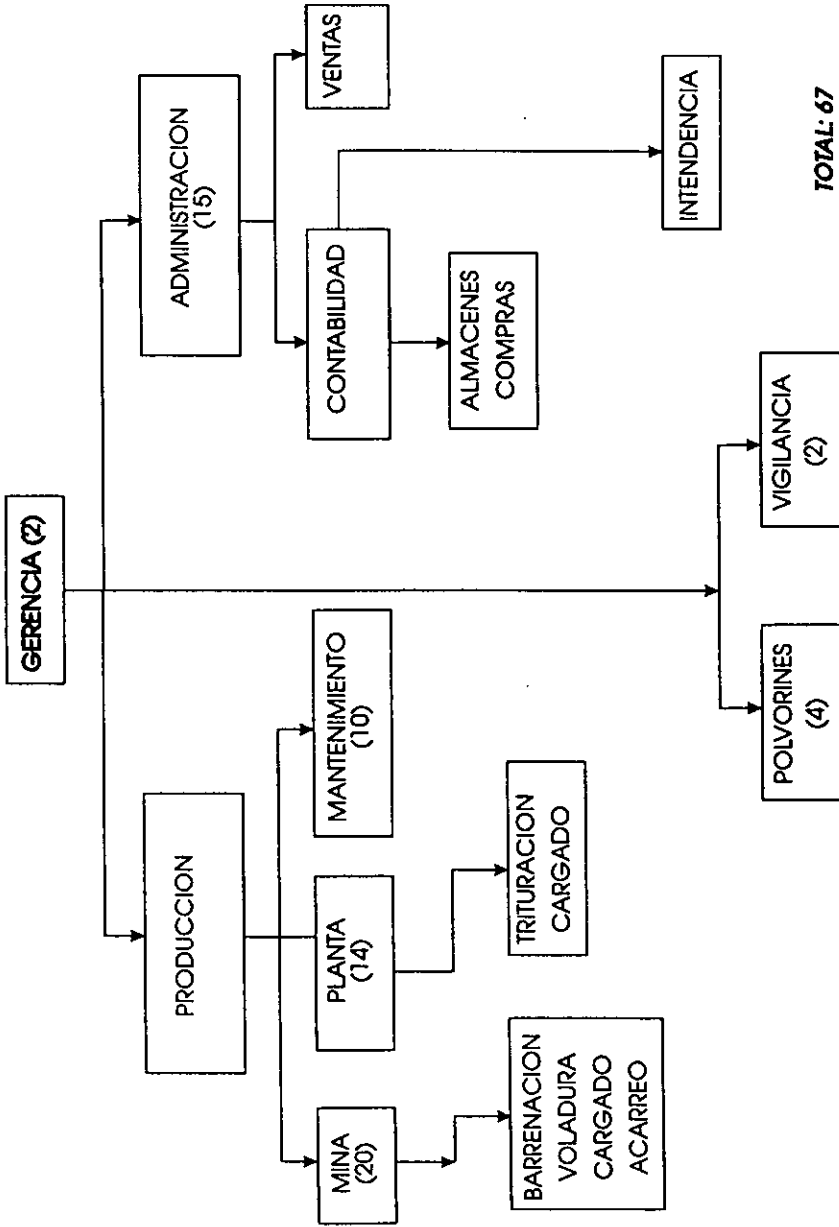
- Gerente General: Encargado de coordinar, supervisar y controlar las actividades de la empresa, realizar relaciones públicas y de comercialización.

- Gerente de Producción: Encargado de la ejecución, supervisión y control de los objetivos de la producción de mina y planta, en coordinación con los jefes de turno.
- Asistente de Producción: Apoyo al Gerente de Producción para llevar el registro numérico y gráfico de los avances de los objetivos; así como en la planeación de las obras a realizar.
- Contador: Encargado del registro y análisis de las actividades contables de la empresa (compras, almacenes, ventas, etc.).
- Ayudante de contador.
- Almacenistas
- Vigilantes de polvorines.
- Encargado de compras para todos aquellos requerimientos de la empresa.
- Vendedor.
- Secretarias para la gerencia y el departamento de contabilidad.
- Despachador uno por turno: Encargado del control de las entradas y salidas de los productos pétreos.
- Chofer: Encargado de llevar y traer al personal de la empresa al pueblo.
- Veladores.
- Ayudante general administrativo.
- Intendencia.

PERSONAL	TANTOS
Gerente General	1
Secretaria gerencia	1
Gerente de Producción	1
Asistente de producción	1
Contador	1
Asistente de contador	1
Secretaria de contabilidad	1
Almacenistas	2
Despachador	2
Encargado de compras	1
Vendedor	1
Chofer	1
Ayudante general	1
Intendencia	2
Vigilantes de polvorines	4
Veladores	2
TOTAL	23

A continuación se muestra un organigrama en el que se indica el personal de mina, planta, mantenimiento y administrativos.

ORGANIGRAMA



Para que el personal pueda transportarse del pueblo a la Planta y de la Planta al pueblo, se contará con un transporte de personal Microbús, además de una camioneta de 1.5 T para servicio en general.

VI.10 Costo estimado por m³ por personal administrativo y de mantenimiento

a) Administrativo

Además de los costos por conceptos de sueldos están los costos Varios que incluyen papelería, teléfonos, luz, viáticos, etc.

En el anexo B se indican más a detalle éstos costos administrativos.

Costo de Personal Administrativo	\$ 1.82/m ³
Costo Varios	\$ 0.53/m ³
TOTAL	\$ 2.35/m³

b) Costo de mantenimiento

Mano de Obra	\$ 0.77/m ³
Equipo de transporte	\$ 0.21/m ³
Herramientas	\$ 0.07/m ³
TOTAL	\$ 1.05/m³

VI.II COSTO TOTAL ESTIMADO POR M³

COSTO MINA	\$ 21.29/m³
COSTO PLANTA	\$ 8.86/m³
COSTO MANTENIMIENTO	\$ 1.05/m³
COSTO ADMINISTRATIVO Y VARIOS	\$ 2.35/m³
TOTAL	\$ 33.55/m³

CAPITULO VII. ANALISIS FINANCIERO

VII. 1 Presupuesto de inversión

Con base en la información de los capítulos anteriores presentada en este trabajo, se realizara el análisis financiero.

Primero se indica el tipo, cantidad de equipo y maquinaria seleccionada, así como el precio incluyendo el IVA, todo expresado en dólares americanos (USD), al tipo de cambio de la tercer semana de enero de 1998 que es equivalente a \$ 8.20 pesos.

También se incluyen los montos de construcción, instalación y montaje, capital de trabajo e imprevistos. Estos últimos obtenidos de cotizaciones y experiencias en proyectos similares.

Presupuesto de inversión

Concepto y número de equipos	Precio unitario (USD)	Precio total (USD)
MINA		
Equipos de barrenación dos Atlas Copco, Mod. ROC 460 PC 3 y4	218,220.00	436,440.00
Equipo de cargado uno Cargador Caterpillar Mod. 988 F	624,974.00	624,974.00
Equipo de acarreo dos Camión Caterpillar Mod. 769 C	327,000.00	654,000.00
Equipo de remoción uno Tractor Caterpillar Mod. D8N	417,100.00	417,100.00
Equipo de transporte dos Camioneta Pick Up de 1.5 Ton	25,400.00	50,800.00
PLANTA		
Equipo de trituración uno Planta de trituración Nordberg	1,415,670.00	1,415,670.00
Equipo de cargado uno Cargador Caterpillar Mod. 950 F	234,356.00	234,356.00
MANTENIMIENTO		
Equipo de transporte uno Camioneta Pick Up de 3 Ton.	29,600.00	29,600.00
ADMINISTRATIVO		
Camioneta Pick Up de 1.5 Ton	25,400.00	25,400.00
Microbus	66,300.00	66,300.00
SUBTOTAL		3,954,640.00
CONSTRUCCION/MONTAJE/INSTALACIONES 15%		593,196.00
SUBTOTAL		4,547,836.00
CAPITAL DE TRABAJO E IMPREVISTOS 15%		682,175.40
INVERSION TOTAL EN (USD)		5,230,011.40

VII.2 Presupuesto del costo total por año

Presupuesto del costo total por año	\$/m ³
Costo mina	21.29
Costo planta	8.86
Costo mantenimiento	1.05
<i>Costo de producción</i>	<u>31.20</u>
<i>Gastos de administración</i>	2.35
TOTAL	33.55

Costo de producción por año =
 (31.20 \$/m³) (1,500 m³/día) (300 días) = \$14,040,000.00 /año
 \$8.20 /dólar(dls)
 dls \$1,712,195.12 /año

Gastos de administración
 (2.35 \$/m³) (1,500 m³/día) (300 días) = \$1,057,500.00 /año
 \$8.20 /dólar(dls)
 dls \$128,963.41 /año

Costo total por año
 (33.55 \$/m³) (1,500 m³/día) (300 días) = \$15,097,500.00 /año
 \$8.20 /dólar(dls)
 dls \$1,841,158.54 /año

VII.3 Cálculo de ingresos

Con base en los precios de venta libre abordado en planta, de la grava, arena y sello, se calculó el precio de venta ponderado.

Producto	%	m ³ /día	\$/m ³	\$/día
Grava	35	525	67.00	35,175.00
Sello	40	600	135.00	81,000.00
Finos	25	375	67.00	25,125.00
TOTAL	100	1,500		141,300.00

Ingreso total por año
 (141,300 \$/día)(300 día/año) = \$42,390,000.00 /año
 \$8.20 /dólar(dls)
 dls \$5,169,512.20 /año

VII.4 Origen de la inversión

El monto de la inversión para solventar este proyecto, será proporcionado por la familia Escudero. El origen de los recursos tiene lugar de la actividad económica que realizan principalmente hasta el momento, que es la ganadería y la agricultura.

Recursos propios \$5,230,011.40 dólares

VII.5 Depreciación del equipo

La depreciación del equipo se calculó a 8 años, se realizó por el método de Línea Recta, donde el cargo por depreciación es uniforme, obteniéndose de la siguiente manera: al costo del equipo se resta el valor de rescate y se divide entre la vida económica del equipo. El valor de rescate es un porcentaje estimado con base en los mercados nacionales de equipo usado.

Valor del equipo incluyendo IVA	\$ 3,954,640.00
IVA (15%)	\$ 593,196.00
Valor del equipo menos IVA	\$ 3,361,444.00
Valor de rescate (15%)	\$ 504,216.60
Valor a depreciar	\$ 2,857,227.40

AÑO	Depreciación
1	357,153.43
2	357,153.43
3	357,153.43
4	357,153.43
5	357,153.43
6	357,153.43
7	357,153.43
8	357,153.43

VII.6 Estado de resultados

Con la información generada en los puntos anteriores, se elaboró el siguiente Estado de Resultados en dólares.

CONCEPTO	AÑO								
	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Ingresos por ventas	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20
Total de ingresos	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20
Costo de producción	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12
Utilidad bruta	3,457,317.07	3,457,317.07	3,457,317.07	3,457,317.07	3,457,317.07	3,457,317.07	3,457,317.07	3,457,317.07	3,457,317.07
Gastos de administración	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41
Depreciación	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43
Utilidad de operación	2,971,200.23	2,971,200.23	2,971,200.23	2,971,200.23	2,971,200.23	2,971,200.23	2,971,200.23	2,971,200.23	2,971,200.23
Impuesto sobre la renta (34%)	1,010,208.08	1,010,208.08	1,010,208.08	1,010,208.08	1,010,208.08	1,010,208.08	1,010,208.08	1,010,208.08	1,010,208.08
Reparto de utilidades (10%)	196,099.22	196,099.22	196,099.22	196,099.22	196,099.22	196,099.22	196,099.22	196,099.22	196,099.22
Utilidad neta	1,764,892.94	1,764,892.94	1,764,892.94	1,764,892.94	1,764,892.94	1,764,892.94	1,764,892.94	1,764,892.94	1,764,892.94
Depreciación	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43
Flujo de efectivo	2,122,046.36	2,122,046.36	2,122,046.36	2,122,046.36	2,122,046.36	2,122,046.36	2,122,046.36	2,122,046.36	2,122,046.36

VII.7 Cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR)

Inversión inicial 5,230,011.40

n	Valor Flujo	
	Efectivo (VFN)	I
1	2,122,046.36	1,544,710.73
2	2,122,046.36	1,124,448.21
3	2,122,046.36	818,524.63
4	2,122,046.36	595,832.31
5	2,122,046.36	433,726.88
6	2,122,046.36	315,724.76
7	2,122,046.36	229,826.94
8	2,122,046.36	167,298.95

$$\Sigma = 5,230,093.40$$

$$\Sigma = VFN \times (1+i)^{-n}$$

TIR 37.38%

Observemos a continuación diversas tasas de interés pagadas en la tercer semana de enero de 1998:

<i>En México</i>	28 días	91 días	182 días	357 días
CETES	17.60%	19.75%	20.00%	20.20%

<i>En Estados Unidos</i>	
Tasa de descuento	5.00%
Tasa preferencial	8.50%

Si comparamos las tasa anteriores con la TIR obtenida en este proyecto, el rendimiento de la inversión es atractivo en al menos 19%, con respecto a la tasa más alta.

VII.8 Período de recuperación de la inversión

AÑO	INVERSION	FLUJO NETO EFECTIVO	DIFERENCIA ACUMULADA
0	5,230,011.40		
1		2,122,046.36	(3,107,965.04)
2		2,122,046.36	(985,918.67)
3		2,122,046.36	1,136,127.69
4		2,122,046.36	3,258,174.05
5		2,122,046.36	5,380,220.42
6		2,122,046.36	7,502,266.78
7		2,122,046.36	9,624,313.15
8		2,122,046.36	11,746,359.51

El período de recuperación de la inversión se encuentra entre el segundo y el tercer año.

En los dos primeros años se recupera:	4,244,092.73
El tercer año con ingreso de:	2,122,046.36
En el 3er año se tiene un ingreso mensual de	176,837.20
por lo que, para igualar el monto de la inversión	
$(5,230,011.40) - (4,244,092.73) =$	985,918.67
dividido entre el ingreso mensual del 3er. año	5.6 meses

Para fines prácticos el período de recuperación de la inversión es de:

2 años, 6 meses

VII.9 Análisis de sensibilidad

Durante la vida de un proyecto, existen variaciones que pueden afectar la rentabilidad del negocio y que no necesariamente dependen de la operación en sí. Principalmente se identifican dos variantes que son: aumento o disminución de ingresos anuales y aumento o reducción de costos operativos y gastos de administración. A continuación se hace un análisis de impacto de estas variantes.

a) Variación en los ingresos anuales, considerando un aumento en el volumen de un 10%

Vol inicial anual Vol. anual + 10% Ingresos anuales incrementados
 450,000 m³ 495,000 m³ dis 5,686,463.41.

CONCEPTO	AÑO								
	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Ingresos por ventas		5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41
Total de ingresos		5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41	5,686,463.41
Costo de producción		1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12
Utilidad bruta		3,974,268.29	3,974,268.29	3,974,268.29	3,974,268.29	3,974,268.29	3,974,268.29	3,974,268.29	3,974,268.29
Gastos de administración		128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41
Depreciación		357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43
Utilidad de operación		3,488,151.45	3,488,151.45	3,488,151.45	3,488,151.45	3,488,151.45	3,488,151.45	3,488,151.45	3,488,151.45
Impuesto sobre la renta (34%)		1,185,971.49	1,185,971.49	1,185,971.49	1,185,971.49	1,185,971.49	1,185,971.49	1,185,971.49	1,185,971.49
Reparto de utilidades (10%)		230,218.00	230,218.00	230,218.00	230,218.00	230,218.00	230,218.00	230,218.00	230,218.00
Utilidad neta		2,071,961.96	2,071,961.96	2,071,961.96	2,071,961.96	2,071,961.96	2,071,961.96	2,071,961.96	2,071,961.96
Depreciación		357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43
Flujo de efectivo		2,429,115.39	2,429,115.39	2,429,115.39	2,429,115.39	2,429,115.39	2,429,115.39	2,429,115.39	2,429,115.39

La Tasa Interna de Retorno calculada para este inciso es de:

43.92%

b) Variación en los ingresos anuales, considerando una disminución en el volumen de un 10%

CONCEPTO	AÑO									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	
Vol inicial anual 450,000 m ³		Vol. anual - 10% 405,000 m ³		Ingresos anuales decrementados dis 4,652,560.98						
Ingresos por ventas	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	
Total de ingresos	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	4,652,560.98	
Costo de producción	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	1,712,195.12	
Utilidad bruta	2,940,365.85	2,940,365.85	2,940,365.85	2,940,365.85	2,940,365.85	2,940,365.85	2,940,365.85	2,940,365.85	2,940,365.85	
Gastos de administración	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	128,963.41	
Depreciación	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	
Utilidad de operación	2,454,249.01	2,454,249.01	2,454,249.01	2,454,249.01	2,454,249.01	2,454,249.01	2,454,249.01	2,454,249.01	2,454,249.01	
Impuesto sobre la renta (34%)	834,444.66	834,444.66	834,444.66	834,444.66	834,444.66	834,444.66	834,444.66	834,444.66	834,444.66	
Reparto de utilidades (10%)	161,980.43	161,980.43	161,980.43	161,980.43	161,980.43	161,980.43	161,980.43	161,980.43	161,980.43	
Utilidad neta	1,457,823.91	1,457,823.91	1,457,823.91	1,457,823.91	1,457,823.91	1,457,823.91	1,457,823.91	1,457,823.91	1,457,823.91	
Depreciación	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	
Flujo de efectivo	1,814,977.34	1,814,977.34	1,814,977.34	1,814,977.34	1,814,977.34	1,814,977.34	1,814,977.34	1,814,977.34	1,814,977.34	

La Tasa Interna de Retorno calculada para este inciso es de:

30.61%

c) Variación en los costos operativos y gastos de administración, considerando un aumento del 10%.

CONCEPTO	AÑO								
	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Ingresos por ventas	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20
Total de ingresos	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20
Costo de producción	1,883,414.63	1,883,414.63	1,883,414.63	1,883,414.63	1,883,414.63	1,883,414.63	1,883,414.63	1,883,414.63	1,883,414.63
Utilidad bruta	3,286,097.56	3,286,097.56	3,286,097.56	3,286,097.56	3,286,097.56	3,286,097.56	3,286,097.56	3,286,097.56	3,286,097.56
Gastos de administración	141,859.76	141,859.76	141,859.76	141,859.76	141,859.76	141,859.76	141,859.76	141,859.76	141,859.76
Depreciación	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43
Utilidad de operación	2,787,084.38	2,787,084.38	2,787,084.38	2,787,084.38	2,787,084.38	2,787,084.38	2,787,084.38	2,787,084.38	2,787,084.38
Impuesto sobre la renta (34%)	947,608.69	947,608.69	947,608.69	947,608.69	947,608.69	947,608.69	947,608.69	947,608.69	947,608.69
Reparto de utilidades (10%)	183,947.57	183,947.57	183,947.57	183,947.57	183,947.57	183,947.57	183,947.57	183,947.57	183,947.57
Utilidad neta	1,655,528.12	1,655,528.12	1,655,528.12	1,655,528.12	1,655,528.12	1,655,528.12	1,655,528.12	1,655,528.12	1,655,528.12
Depreciación	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43
Flujo de efectivo	2,012,681.55	2,012,681.55	2,012,681.55	2,012,681.55	2,012,681.55	2,012,681.55	2,012,681.55	2,012,681.55	2,012,681.55

La Tasa Interna de Retorno calculada para este inciso es de:

35.00%

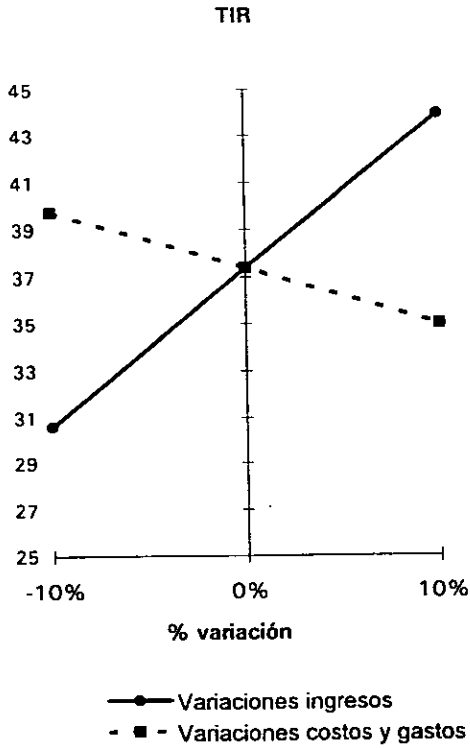
d) Variación en los costos operativos y gastos de administración, considerando una disminución del 10%.

CONCEPTO	AÑO								
	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Ingresos por ventas	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20
Total de ingresos	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20	5,169,512.20
Costo de producción	1,540,975.61	1,540,975.61	1,540,975.61	1,540,975.61	1,540,975.61	1,540,975.61	1,540,975.61	1,540,975.61	1,540,975.61
Utilidad bruta	3,628,536.59	3,628,536.59	3,628,536.59	3,628,536.59	3,628,536.59	3,628,536.59	3,628,536.59	3,628,536.59	3,628,536.59
Gastos de administración	116,067.07	116,067.07	116,067.07	116,067.07	116,067.07	116,067.07	116,067.07	116,067.07	116,067.07
Depreciación	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43
Utilidad de operación	3,155,316.09	3,155,316.09	3,155,316.09	3,155,316.09	3,155,316.09	3,155,316.09	3,155,316.09	3,155,316.09	3,155,316.09
Impuesto sobre la renta (34%)	1,072,807.47	1,072,807.47	1,072,807.47	1,072,807.47	1,072,807.47	1,072,807.47	1,072,807.47	1,072,807.47	1,072,807.47
Reparto de utilidades (10%)	208,250.86	208,250.86	208,250.86	208,250.86	208,250.86	208,250.86	208,250.86	208,250.86	208,250.86
Utilidad neta	1,874,257.76	1,874,257.76	1,874,257.76	1,874,257.76	1,874,257.76	1,874,257.76	1,874,257.76	1,874,257.76	1,874,257.76
Depreciación	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43	357,153.43
Flujo de efectivo	2,231,411.18	2,231,411.18	2,231,411.18	2,231,411.18	2,231,411.18	2,231,411.18	2,231,411.18	2,231,411.18	2,231,411.18

La Tasa Interna de Retorno calculada para este inciso es de:

39.73%

Gráfico del análisis de sensibilidad



En la gráfica anterior se muestra las variaciones de la TIR al incrementarse y disminuir en un 10% los ingresos, los costos de operación y los gastos de administración. Se puede apreciar que lo que más impacta al proyecto es la disminución de los ingresos, ya que la TIR baja de 37.38% a 30.61%.

CAPITULO VIII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VIII.1 Conclusiones

Con base en los resultados del estudio de mercado (Capítulo II), se puede apreciar que en el Estado de Hidalgo no hay quien explote roca basáltica para producir agregados pétreos, sobre todo el denominado *sello*, lo cual daría ventaja a este proyecto con respecto a los proveedores de otros estados y de acuerdo con el volumen de producción propuesto (de 1,500 m³/día), la participación del proyecto en el mercado, aunque se destinara el 100% de la producción a un sector específico, sea el carretero o el de la industria de la construcción, existiría demanda insatisfecha en cualquiera de los dos sectores. Otra ventaja de este proyecto es su ubicación, ya que resulta ser estratégicamente importante, como se indica en el Estudio de Mercado. En esta zona norte del estado no existen plantas productoras de agregados pétreos., es por ello, que si la producción se destina tanto al sector carretero como al sector de la construcción, la colocación de los productos se encuentra asegurada.

De acuerdo con los resultados geológicos del capítulo III, se cuenta con las reservas suficientes para la explotación de 1,500 m³/día de basalto y de aglomerado para un período de hasta 70 años, aun considerando perdidas de estos materiales por razones tales como las características del sistema de minado a utilizar y sus variantes, zonas de difícil acceso o inestabilidad importante. En el caso de que se explotara únicamente basalto se tendrían reservas por 40 años.

Por lo que respecta a los impactos ambientales negativos aplicando las medidas de prevención y mitigación de éstos, no se tendría ningún impedimento por parte de la SEMARNAP y dependencias estatales para la puesta en marcha de este proyecto.

El sistema de minado de bancos descendentes, descrito en el capítulo V, se consideró el adecuado por su flexibilidad para ajustarse a las variantes de las condiciones que se presenten durante la vida del proyecto y las características geológicas y topográficas del terreno, es decir, que el sistema se adecuará al yacimiento; es por ello que en los cálculos se tomaron los datos de mayor consumo. Por esta misma razón es importante que durante la explotación se tengan como mínimo dos bancos, uno para la explotación de basalto y otro para la explotación de aglomerado y de esta forma poder contar en todo momento con material de cualquiera de los dos tipos de roca, sin descuidar las obras de preparación y desarrollo.

Los equipos seleccionados en el capítulo VI, para la trituración y clasificación permiten tener un margen de flexibilidad en el rango de tamaño de los productos a generar, así como en el volumen de producción. Además el mantenimiento, refacciones y costos de operación de éstos resultan ser adecuados para el proyecto.

Por lo que respecta al Análisis Financiero podemos concluir que este proyecto resulta ser atractivo porque aunque representa una inversión de \$5'230,011.40 dólares americanos, al tipo de cambio existente en la tercer semana de enero de 1998, que es de \$8.20 pesos por dólar; al primer año ya presenta una utilidad neta de \$1'764,892.94 dólares americanos. La TIR resulto de 37.38%. Si lo comparamos con las tasas de interés pagadas por los CETES de 17.60% y las tasas pagadas en los Estados Unidos que son la Tasa de Descuento de 5% y la Tasa Preferencial de 8.5%, el rendimiento de la inversión en el proyecto resulta más atractivo.

Otro dato que arroja el análisis financiero es que el período de recuperación de la inversión, se sitúa en dos años seis meses.

Como se mencionó en el capítulo VII, apartado VII.4 Origen de la inversión los recursos serán proporcionados por la familia Escudero, quienes tienen interés en diversificar sus inversiones, además de apreciar las ventajas de capitalizar el negocio para evitar el pago de intereses por concepto de créditos, dada la situación cambiante de la moneda mexicana.

VIII.2 Recomendaciones

Por todo lo anterior, se recomienda la ejecución de este proyecto siguiendo los parámetros del diseño de minado, con los equipos y personal seleccionado tanto para la mina, planta, mantenimiento y administrativos. Así como la aplicación y control de las medidas para mitigar los impactos ambientales negativos descritos en el capítulo IV.

La principal recomendación es la de la selección adecuada del personal que formará la gerencia de la empresa ya que esta será la que definirá los objetivos, políticas y reglamentos de la empresa, sobre todo el control de las actividades de dicha empresa.

Del análisis de sensibilidad se puede resaltar que el proyecto es más sensible a variaciones en los ingresos, impactando más cuando estos disminuyen ya que se registra una variación de 6.77% a la baja en la TIR, por lo que se debe tener un control riguroso de la producción y de las ventas, de tal forma que se eviten la disminución de los ingresos.

ANEXO A

COSTOS ESTIMADOS MINA

Costos de operación

Equipos de Mina

Cargador 988 F	\$/h
Lubricantes, filtros y grasas	8.00
Neumáticos	10.45
Combustibles 60 lts/h	152.40
Reservas para reparación	68.88
Elementos de desgaste	8.20
Total	247.93

$$(247.93 \text{ \$/h}) / (14 \text{ h/día}) / (1,500 \text{ m}^3/\text{día}) = 2.30 \text{ \$/m}^3$$

Camión 769 G	\$/h
Lubricantes, filtros y grasas	8.77
Neumáticos	16.40
Combustibles 43 lts/h	109.22
Reservas para reparación	68.38
Elementos de desgaste	8.20
Total	210.97

$$(210.97 \text{ \$/h}) / (14 \text{ h/día}) / (1,500 \text{ m}^3/\text{día}) = 1.97 \text{ \$/m}^3$$

por 2 unidades **3.94 \\$/m³**

Tractor D8N	\$/h
Lubricantes, filtros y grasas	4.35
Tren de rodaje	37.31
Combustibles 44 lts/h	111.76
Reservas para reparación	57.40
Elementos de desgaste	8.20
Total	219.02

$$(219.02 \text{ \$/h}) / (14 \text{ h/día}) / (1,500 \text{ m}^3/\text{día}) = 2.04 \text{ \$/m}^3$$

Perforadora Atlas Copco	\$/h
Lubricantes, filtros y grasas	1.23
Tren de rodaje	24.19
Combustibles 28 lts/h	71.12
Reservas para reparación	33.62
Acero de barrenación	90.08
Elementos de desgaste	4.10
Total	224.34

$(224.34 \text{ \$/h}) / (14 \text{ h/día}) / (1,500 \text{ m}^3/\text{día}) = 2.10 \text{ \$/m}^3$
 por dos unidades $4.20 \text{ \$/m}^3$

Camioneta 1.5 T	\$/h
Lubricantes, filtros y grasas	0.65
Neumáticos	3.28
Combustibles 5.5 lts/h	17.71
Reservas para reparación	6.10
Elementos de desgaste	3.50
Total	31.24

$(31.24 \text{ \$/h}) / (16 \text{ h/día}) / (1,500 \text{ m}^3/\text{día}) = 0.33 \text{ \$/m}^3$
 por dos unidades $0.66 \text{ \$/m}^3$

Costo de Explosivo : Cantidades para la plantilla seleccionada 14 barrenos

CONCEPTO	CANTIDAD	COSTO UNITARIO \$	MONTO \$
Anfo	819.98 kg	11.35 kg	9,306.77
Hidrogel	163.38 kg	4.10 Kg	669.86
Cordón			
Detonante	234.5 m	2.5 m	586.25
Retardadores	dos piezas	3.5 pieza	7.00
Mecha de Seguridad	1.5 m	1.2 m	1.80
Fulminantes	1	1.36	1.36
Total			10,573.04

$(10,573.04 \text{ \$/día}) / (1,500 \text{ m}^3/\text{día}) = 7.04 \text{ \$/m}^3$

Costo de Mano de obra:

PERSONAL	CANTIDAD POR TURNO	COSTO UNITARIO \$ POR EMPLEADO	NO. DE TURNOS	MONTO \$/DIA
Perforista	2	70	2	280
Ayudante de perforista	2	40	2	160
Operador de camión	2	60	2	240
Cargador	1	70	2	140
Tractor	1	70	2	140
Ayudantes generales	2	40	1	80
Jefe de turno	1	167	2	334
Total	11	517		1,374

$(1,374 \text{ \$/día})(365 \text{ días/año}) = 501,510 \text{ \$/año}$
 $(1500 \text{ m}^3/\text{día})(300 \text{ días/año}) = 450,000 \text{ m}^3/\text{año}$

$(501,510 \text{ \$/año})/(450,000 \text{ m}^3/\text{año}) = 1.11 \text{ \$/m}^3$

Resumen de costos del Anexo A por metro cúbico

Costos de operación y mano de obra en planta de trituración

CONCEPTO	\$/m ³
Cargador 988 F (1)	2.30
Camión 769G (2)	3.94
Tractor D8N (1)	2.04
Perforadora Atlas Copco (2)	4.20
Camioneta 1.5 ton (1)	0.66
Explosivos	7.04
Mano de obra	1.11
TOTAL	21.29

ANEXO B
COSTOS ESTIMADOS PLANTA Y ADMINISTRATIVOS

Costos de Operación

Equipos de Planta de Trituración:

	\$/h
Cargador 950 F	
Lubricantes, filtros y grasas	1.15
Neumáticos	6.20
Combustibles 26 lts/h	66.04
Reservas para reparación	22.15
Elementos de desgaste	14.35
Total	109.89

$$(109.89 \text{ \$/h})(14 \text{ h/día})/(1,500 \text{ m}^3/\text{día}) = \quad \quad \quad \mathbf{1.03 \text{ \$/m}^3}$$

	\$/h
Quebradora Primaria	
Energía 200 HP * 0.746 = 149.2 Kw/h	
149.2 Kw/h * 1.15 \\$/KW	171.58
Lubricantes y grasas	1.23
Elementos de desgaste	7.29
Reservas para reparación	4.05
Total	184.15

$$(184.15 \text{ \$/h})(14 \text{ h/día})/(1,500 \text{ m}^3) = \quad \quad \quad \mathbf{1.72 \text{ \$/m}^3}$$

	\$/h
Quebradora Secundaria	
Energía 150 HP * 0.746 = 112 Kw/h	
112 Kw/h * 1.15 \\$/KW	128.80
Lubricantes y grasas	2.45
Elementos de desgaste	6.48
Reservas para reparación	4.05
Total	141.78

$$(141.78 \text{ \$/h})(14 \text{ h/día})/(1,500 \text{ m}^3) = \quad \quad \quad \mathbf{1.32 \text{ \$/m}^3}$$

por dos equipos $\mathbf{2.64 \text{ \$/m}^3}$

Criba Vibratoria	\$/h
Energía 30 HP * 0.746 = 22.38 Kw/h	
22.38 Kw/h * 1.15 \$/KW	25.74
Lubricantes y grasas	0.81
Elementos de desgaste	7.29
Reservas para reparación	8.10
Total	41.94

$(41.94 \text{ \$/h})(14 \text{ h/día})/(1,500 \text{ m}^3) = 0.40 \text{ \$/m}^3$
 por dos equipos $0.80 \text{ \$/m}^3$

Alimentador Mecánico	\$/h
Energía 25 HP * 0.746 = 18.65 Kw/h	
18.65 Kw/h * 1.15 \$/KW	21.45
Lubricantes y grasas	1.62
Elementos de desgaste	1.62
Reservas para reparación	7.29
Total	31.98

$(31.98 \text{ \$/h})(14 \text{ h/día})/(1,500 \text{ m}^3) = 0.30 \text{ \$/m}^3$

Bandas transportadoras	\$/h
Energía(40 + 20 + 20 + 20 + 15 + 5 + 15 + 15 + 15)HP*0.746 =	
= 130.55 Kw/h	
130.55 Kw/h * 1.15 \$/KW de 9 bandas	150.14
Lubricantes y grasas	22.30
Elementos de desgaste	17.01
Total	189.45

$(189.45 \text{ \$/h})(14 \text{ h/día})/(1,500 \text{ m}^3) = 1.77 \text{ \$/m}^3$

COSTO DE MANO DE OBRA PLANTA

PERSONAL	CANTIDAD POR TURNO	COSTO UNITARIO POR EMPLEADO \$	NO. DE TURNOS	MONTO \$/día
Operadores de la planta	4	50	2	400
Ayudante general	1	50	2	100
Operador del centro de controles	1	50	2	100
Operador del cargador	1	70	2	140
Total	7	220		740

$(740 \text{ \$/día})(365 \text{ días/año}) = \$ 270,100 / \text{año}$

$(740 \text{ \$/día})(365 \text{ días/año}) = 270,100 \text{ \$/año}$

$(1,500 \text{ m}^3/\text{día})(300 \text{ días/año}) = 450,000 \text{ m}^3/\text{año}$

$(270,100 \text{ \$/año})/(450,000 \text{ m}^3/\text{año}) = 0.60 \text{ \$/m}^3$

SUELDOS ADMINISTRATIVOS

PERSONAL	COSTO \$/DIA	TANTOS	TOTAL DIA
Gerente general	335.00	1	335.00
Secretaria	84.00	2	168.00
Gerente producción	234.00	1	234.00
Ayudante de producción	121.00	1	121.00
Contador	168.00	1	168.00
Ayudante contador	118.00	1	118.00
Comprador	118.00	1	118.00
Almacén	70.00	2	140.00
Vigilantes de polvorin	70.00	4	280.00
Despachador	85.00	2	170.00
Ayudante general	44.00	1	44.00
Vendedor	51.00	1	51.00
Velador	70.00	2	140.00
Chofer	70.00	1	70.00
Intendencia	44.00	2	88.00
Total		23	2,245.00

$(2,245 \text{ \$/día})(365 \text{ días/año}) = 819,425 \text{ \$/año}$

$(1,500 \text{ m}^3/\text{día})(300 \text{ días/año}) = 450,000 \text{ m}^3/\text{año}$

$(819,425 \text{ \$/año})/(450,000 \text{ m}^3/\text{año}) = 1.82 \text{ \$/m}^3$

GASTOS VARIOS ADMINISTRATIVOS

CONCEPTO	\$/MES
Luz	600.00
Papelera	450.00
Telefonos	800.00
Generales	1,200.00

Total	3,050.00
-------	----------

$$(3,050 \text{ \$/mes}) / (37,500 \text{ m}^3/\text{mes}) = 0.08 \text{ \$/m}^3$$

Administrativo

Equipo de transporte	\$/m ³
Camioneta 1.5 T	0.20
Microbús	0.25
Total	0.45

COSTO DE MANO DE OBRA MANTENIMIENTO

PERSONAL	CANTIDAD POR TURNO	COSTO UNITARIO POR EMPLEADO \$	No. TURNOS	TOTAL \$/DIA
Electricista	1	133	2	266
Ayudante electricista	1	70	2	140
Mecánico	1	133	2	266
Ayudante de mecánico	2	70	2	280
Total	5	406		952

$$(952 \text{ \$/día}) / (365 \text{ días/año}) = 347,480 \text{ \$/año}$$

$$(1,500 \text{ m}^3/\text{día}) / (300 \text{ días/año}) = 450,000 \text{ m}^3/\text{año}$$

$$(347,480 \text{ \$/año}) / (450,000 \text{ m}^3/\text{año}) = 0.77 \text{ \$/m}^3$$

Mantenimiento equipo de transporte

Equipo de transporte	\$/m ³
Camioneta 3 T	
Neumáticos	2.15
Combustible 3lts/h	9.66
Reservas para reparación	6.00
Elementos de desgaste	3.95
Lubricantes, filtros y grasas	0.67
Total	22.43

$$(22.43 \text{ \$/h}) / (14 \text{ h/día}) / (1,500 \text{ m}^3/\text{día}) = 0.21 \text{ \$/m}^3$$

	\$/m ³
Herramientas	0.07

Resumen de costos del Anexo B por metro cúbico

Costos de operación y mano de obra en planta de trituración

CONCEPTO	\$/m ³
Cargador 950 F (1)	1.03
Quebradora Primaria (1)	1.72
Quebradora Secundaria (2)	2.64
Criba Vibratoria (2)	0.80
Alimentador Mecánico (1)	0.30
Bandas Transportadoras (9)	1.77
Mano de obra	0.60
TOTAL	8.86

Gastos administrativos y costo de mantenimiento

CONCEPTO	\$/m ³
Administrativos	2.35
Costo de Mantenimiento	1.05
TOTAL	3.40

BIBLIOGRAFIA

ATLAS COPCO 1971: COMPRESSED AIR ENGINEERING. SUECIA.

ATLAS DE MEXICO, S.A. DE C.V., JUNIO 1988: MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS EN MEXICO, EDITADO POR EL DEPARTAMENTO TECNICO MEXICO, D.F.

BANOBRAS S.N.C. 1994: HISTORIA DE LOS CAMINOS DE MEXICO, TOMO 4 LOS AÑOS RECIENTES.

CNIC 1996: CAMARA NACIONAL DE LA INDUSTRIA DE LA CONSTRUCCION CATALOGO DE SOCIOS POR ESPECIALIDADES.

CARRILLO BRAVO JOSE 1965: ESTUDIO GEOLOGICO DEL ANTICLINORIO DE HUAYACOCOTLA, BOLETIN DE LA ASOCIACION MEXICANA DE GEOLOGOS Y PETROLEROS. VOLUMEN XVII MEXICO, D.F.

CATERPILLAR OCTUBRE DE 1995: MANUAL DE RENDIMIENTO DE LOS EQUIPOS CATERPILLAR, EDICION 25, PEORIA, ILLINOIS.

CIHAC 1996: CATALOGO DEL CENTRO IMPULSOR DE LA CONSTRUCCION Y LA HABITACION A.C.

CRAWFORD JOHN T., HUSTRULID WILLIAN A. 1979: OPEN PIT MINE PLANNING AND DESIGN, PUBLICADO POR SME DE AIME. NEW YORK, N.Y.

CRM 1996: ANUARIO ESTADISTICO DE LA MINERIA MEXICANA.

CRM 1996: DIRECTORIO DE LA MINERIA MEXICANA.

DIARIO OFICIAL DE LA FEDERACION 25 MARZO 1995: PROGRAMA NACIONAL DE CARRETERAS 1995 - 2000.

DuPont, S.A. DE C.V. MAYO 1987: MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS, EDICION DE 175 ANIVERSARIO EDITADO POR EL DEPARTAMENTO DE EXPLOSIVOS DE DuPont, MEXICO, D.F.

INEGI 1990: XI CENSO GENERAL DE POBLACION Y VIVIENDA, ESTADO DE HIDALGO.

INEGI 1992: SINTESIS GEOGRAFICA DEL ESTADO DE HIDALGO.

- INEGI 1996:** CENSOS ECONOMICOS, RESULTADOS OPORTUNOS, TABULADOS BASICOS.
- KENEDY BRUCE A. EDITOR 1990:** SUR FACE MINING, 2nd EDITION, PUBLICADO POR SME DE AIME. NEW YORK, NEW YORK.
- MULAR, BHAPPU EDITORES 1980:** MINERAL PROCESSING PLANT DESIGN, 2nd EDITION, PUBLICADO POR SME DE AIME, NEW YORK, NEW YORK.
- NORDBERG INC. 1995:** CATALOGOS TECNICOS DE EQUIPOS DE TRITURACION.
- PETTIBONE CORP. 1993:** UNIVERSAL CRUSHER, PRODUCERS FACT BOOK. UNIVERSAL ENGINEERING DIVISION OF PETTIBONE CORP. IOWA, EUA.
- PORTEC - PIONEER 1995:** CATALOGOS TECNICOS DE EQUIPOS DE TRITURACION, DENVER COLORADO, EUA.
- RAISE E. 1959:** LANDS FORMS OF MEXICO . CAMBRIDGE, MASS. EUA
- ROBERTO CAMPTON 1983:** GEOLOGÍA DE CAMPO. EDITORIAL PAX, MEXICO.
- SALINAS DE GORTARI CARLOS 1994:** SEXTO INFORME DE GOBIERNO.
- SCT 1991:** DIRECCION GENERAL DE PROYECTOS.
LIBROS DE NORMAS DE CONSTRUCCION TOMO VIII y X.
- SCT 1997:** DIRECCION GENERAL DE CONSERVACION DE CARRETERAS.
DIRECCION DE PLANEACION Y EVALUACION.
PROGRAMA DE TRABAJO.
- SCT 1997:** PROGRAMA NACIONAL DE CARRETERAS.
PROGRAMA DE TRABAJO.
- SME DE AIME JUNIO 1, 2, Y 3 DE 1981:** THIRD INTERNATIONAL CONFERENCE ON STABILITY IN SURFACE MINNING. VOLUMEN 3., VANCOUVER, BRITISH COLUMBIA CANADA. PUBLICADO EN NEW YORK, NEW YORK.
- WEISS EDITOR 1985:** MINERAL PROCESSING HANDBOOK, VOLUMEN I, PUBLICADO POR SME DE AIME. NEW YORK, NEW YORK.