

2
2 ej



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO**

FACULTAD DE INGENIERIA

EXPLORACION DE ROCA CALIZA Y FABRICACION
DE AGREGADOS PETREOS EN "TRITURADORA DE
PIEDRA HUAJOJUTLA" GRO.

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A

MARTIN CASTILLO HERRERA

ASESOR: ING. CARL ANTOHNY SERVIN.



MEXICO, D. F.

1996

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-I-017

SR. MARTIN CASTILLO HERRERA
Presente

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

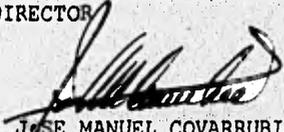
**EXPLOTACION DE ROCA CALIZA Y FABRICACION DE AGREGADOS PETREOS
EN "TRITURADORA DE PIEDRA HUAJOJUTLA", GRO.**

- I GENERALIDADES
- II GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS
- III DISEÑO DEL TAJO ABIERTO
- IV CALCULO DE LA CAPACIDAD OPTIMA DE LA PLANTA DE TRITURACION
- V ANALISIS FINANCIERO
- VI 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 17 de febrero de 1995
EL DIRECTOR


ING. JOSÉ MANUEL COVARRUBIAS SOLIS

JMCS*EGLM*tjh

A mi madre.

ALICIA HERRERA GARCIA

Por haber tenido una ilusión que hizo realidad a pesar de
las muchas adversidades que se presentaron .
Por enseñarme a amar la vida y luchar por ella, gracias
por su impulso y por su gran amor .

A mi esposa

ESTELA

Por su comprensión y apoyo a mi profesión, por todo el amor que da a nuestra hija y a mí.

A mi hija

SARA PALOMA

Con todo mi amor por el ánimo que me inspira para luchar cada día más.

A mis hermanos

**CATALINA
ALICIA
MARCO ANTONIO
ARMANDO
JORGE**

**Por su compañía desde niños y por el impulso
que me dieron a lo largo de mi vida.**

A mis abuelitas

CATALINA Y CONCEPCION

**Un agradecimiento muy especial
por su gran ayuda y cariño.**

A la memoria de mis tias

**LEONILA EMERENCIANA
MARIA GONZALEZ.**

A toda la familia

HERNANDEZ VILLAREJO

Por el apoyo y cariño que me han dado.

A toda la familia

PALOMINO HUERTA

**Por el gran apoyo y cariño que
siempre me han dado.**

A mis hermanos de carrera

**CARLOS PALOMINO HUERTA
RODOLFO CRESPO CRUZ
RAUL GARCIA REIMBERT**

Por su gran ayuda.

**A mis maestros,
en especial al Ing.**

ARNULFO BERNAL BELTRAN

**En especial por sus atenciones a mi
persona y por los conocimientos que
recibí de este grán maestro.**

A mi Director de Tesis

ING. CARL ANTOHNY SERVIN JUNG DORF

**Por el apoyo y ayuda que prestó para la realización
de este trabajo, así como por su gran amistad.**

A la Facultad de Ingeniería de la

U. N. A. M.

**EXPLOTACION DE ROCA CALIZA Y FABRICACION DE
AGREGADOS PETREOS EN "TRITURADORA DE
PIEDRA HUAJOJUTLA" , GRO.**

CAPITULO I

GENERALIDADES

I . 1 . - LOCALIZACION	1
I . 2 . - VIAS DE COMUNICACION	1
I . 3 . - ACTIVIDADES SOCIOECONOMICAS	2
I . 4 . - TRITURADORA DE PIEDRA HUAJOJUTLA	3

CAPITULO II

GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS

II . 1 . - FISIOGRAFIA	4
II . 2 . - ESTRATIGRAFIA	4
II . 3 . - CALCULO DE RESERVAS	7

CAPITULO III

DISEÑO DEL TAJO ABIERTO

III . 1 . - INTRODUCCION	9
III . 2 . - GEOMETRIA FINAL DEL TAJO, PERIMETRO Y PROFUNDIDAD FINAL DEL TAJO, DETERMINACION DEL TALUD DEL TAJO	10

III . 3 . - CAMINOS	12
III . 4 . - BARRENACION Y VOLADURA	12
III . 5 . - COSTOS DE OPERACION, BARRENACION Y VOLADURA	18
III . 6 . - COSTOS DE OPERACION, REZAGADO Y ACARREO	23

CAPITULO IV

CALCULO DE LA CAPACIDAD OPTIMA DE LA PLANTA DE TRITURACION

IV . 1 . - NORMAS BASICAS DE DISEÑO	27
IV . 2 . - CALCULO DEL EQUIPO REQUERIDO PARA TRITURAR 187 M3 /DIA	27
IV . 3 . - COSTOS DE OPERACION TRITURACION	40

CAPITULO V

ANALISIS FINANCIERO

V . 1 . - INTRODUCCION	43
V . 2 . - DETERMINACION DEL MONTO DE INVERSION	43
V.2.1.- CAPITAL SOCIAL Y FINANCIERO	43
V.2.2.- GASTOS FINANCIEROS	44
V . 3 . - GASTOS ADMINISTRATIVOS Y COSTOS DE PRODUCCION	45
V . 4 . - ESTIMACION DE LA PRODUCCION ANUAL DE AGREGADOS Y ANALISIS DE LOS INGRESOS ANUALES	45

V . 5 . - DEPRECIACION	47
V . 6 . - ANALISIS FINANCIERO	50

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VI . 1 . - CONCLUSIONES	58
VI . 2 . - RECOMENDACIONES	58

BIBLIOGRAFIA	60
--------------	----

ANEXO 1 CARACTERISTICAS DE LOS AGREGADOS	62
------------------------------------------	----

ANEXO 2 SECCIONES GEOLOGICAS	69
------------------------------	----

ANEXO 3 GEOMETRIA FINAL DEL TAJO	71
----------------------------------	----

ANEXO 4 SELECCION DEL CARGADOR	72
--------------------------------	----

ANEXO 5 GRANULOMETRIAS QUEBRADORAS	73
------------------------------------	----

ANEXO 6 FACTORES DE CORRECCION CRIBADO	76
----------------------------------------	----

ANEXO 7 RESUMEN DE COSTOS DE OPERACION	80
----------------------------------------	----

ANEXO 8 LISTA DE CLIENTES	81
---------------------------	----

CAPITULO I
GENERALIDADES

CAPITULO I

GENERALIDADES

OBJETIVOS.

La realización del presente trabajo, lleva como finalidad realizar el estudio de factibilidad para desarrollar la empresa " TRITURADORA DE PIEDRA HUAJOJUTLA SOCIEDAD DE SOLIDARIDAD SOCIAL " partiendo del análisis de la situación operativa y financiera original de la empresa para plantear la alternativa que permitirá mejorar sus perspectivas.

1. 1 . - LOCALIZACION

La Trituradora de Piedra Huajojutla se localiza a 15 km aproximadamente, de la ciudad de Taxco, en el Municipio de Alarcón, en la parte septentrional del Estado de Guerrero. Limita al norte con los municipios de Pilcaya y Tetipac, al suroeste con San Pedro de Alquisiras y al sur con los de Ixcateopan e Iguala, al sureste con el municipio de Huitzucó y al oriente y poniente con los Estados de México y Morelos.

La región está comprendida entre las coordenadas 18° 35' y 18° 31' Latitud Norte y 99° 39' y 99° 32' de longitud al Oeste de Greenwich .

1. 2 . - VIAS DE COMUNICACION

La ciudad de Taxco como cabecera municipal y centro de población más grande de la región, se encuentra comunicada 170 km al norte, con la ciudad de México por la carretera federal México-Acapulco . Por la misma carretera, a 69 km, con la ciudad de Cuemavaca, Mor. Asimismo se encuentra comunicada a los mismos puntos por la autopista Taxco-Zacapaico , que entronca en el poblado de Zacapaico, Gro. con la autopista Cuemavaca-Iguala. Por estas mismas autopistas, se comunica con las poblaciones de Buena Vista de Cuellar, Gro. y Amacuzac, Mor.

Por el noroeste se encuentra comunicada con la ciudad de Toluca, a 150 km, por la carretera federal Taxco-Toluca, pasando por la ciudad de Ixtapan de la Sal, a 70 km. Por la carretera federal México-Acapulco, 36 km al sur, se encuentra la ciudad de Iguala, Gro.

Al sureste a 30 km por carretera estatal pavimentada, con la población de Ixcateopan, Gro.

Asimismo se encuentra comunicada por la carretera federal al norte con los poblados de Tehuillotepec, a 5 km y Acamixtla, a 8 km .

1.3. - ACTIVIDADES SOCIO-ECONOMICAS

Las principales fuentes de ingreso regionales son la platería, el turismo y la artesanía mueblera, encontrándose en plano secundario la minería, agricultura y ganadería.

La región cuenta con escuelas hasta nivel bachillerato, bibliotecas municipales, radiodifusoras, cines, hospitales y un mercado municipal.

Los comestibles en un 95 % son traídos de la Ciudad de México y del estado de Morelos, por lo que se considera como zona donde el costo de la vida es muy alto.

Actualmente, en la zona de El Azul, Huajojutla y El 149, se explota la Cantera Roza (pórfido andesítico) , que es utilizada para la construcción, tanto en mampostería como de ornato. La roca conocida como Tayolote (Ignimbrita) se explota y se utiliza en los empedrados de las calles .

Los materiales para la construcción como la grava para los concretos, son explotados y titurados en la ciudad de Iguala. La arena es transportada desde los diferentes bancos que existen en el estado de Morelos, a más de 40 km .

En el ejido de Landa se fabrica ladrillo rojo, aproximadamente un 10 % del consumo regional, el resto es adquirido en la ciudad de Iguala y eventualmente en el Estado de Morelos .

En Taxco y El Azul, se fabrica tabicón y block con arenilla de trituración y tepojal. Aunque el yacimiento de Tepojal (arenilla de peso específico muy bajo) más cercano se encuentra en el Municipio de Sultepec, Estado de México.

I. 4 . - TRITURADORA DE PIEDRA HUAJOJUTLA

La Trituradora de Piedra Huajuotla, es una empresa que se formó con la iniciativa de 23 socios en julio de 1992, de los cuales actualmente solo quedan 15.

Originalmente adquirieron el predio denominado Tejitán, con una superficie de 17.17 has. , que se encuentra colindando al norte con la pequeña propiedad de Salomón Escobar, al noroeste con bienes comunales de Acuitapán, al sureste con la pequeña propiedad de Nicolás Benitez y al suroeste con bienes comunales de Acamixtla. Se encuentra comunicado al norte de la ciudad de Taxco por la carretera federal México-Acapuico, a 14 km tomando posteriormente la autopista Taxco-Zacapalco y a 1 km de distancia se encuentra la entrada a la mencionada propiedad .

El objetivo inicial era el de producir piedra para mampostería y grava a mano, que se vendería en la ciudad de Taxco. Posteriormente, para poder explotar y triturar mayores volúmenes con menos esfuerzo, se adquirió un pequeño compresor y varias perforadoras neumáticas manuales, una quebradora de quijada para laboratorio y una criba vibratoria muy pequeña con lo que tan sólo lograban producir 9 m³/día de grava de 1 1/2" .

Posteriormente, se hizo la adquisición (1992) de una quebradora de martillos en muy malas condiciones, por lo que ahora se tiene la necesidad de reconstruirla.

Actualmente hay una preocupación muy grande por generar todos los productos que el mercado demanda como son : Piedra para mampostería, Grava de 38 mm (1 1/2"), 19 mm (3/4"), Sello, Arenilla, Triturado para Base y Sub-base .

En el ANEXO 1 se da una amplia explicación de estos agregados.

CAPITULO II

GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVA

CAPITULO II

GEOLOGIA Y CALCULO DE RESERVAS

II. 1. - FISIOGRAFIA :

El Distrito Taxco, se sitúa en el borde septentrional de la subprovincia denominada Cuenca del Balsas-Mexcala, de la provincia fisiográfica de la Sierra Madre del Sur. Dicha cuenca es una región que muestra afloramiento de rocas que abarcan desde el periodo Precámbrico hasta el Oligoceno , siendo dicha región del tipo "Montañas Complejas", que se caracteriza por estar constituida por rocas de diversos tipos, muy plegadas y falladas y a menudo, intrusionadas por diques y troncos de varias épocas .

La parte sur del distrito está integrada por rocas Mesozoicas, depositadas en las márgenes del Macizo Precámbrico Taxco-Zitácuaro. Las rocas formadas por sedimentos calcáreos presentan desagüe dendrítico bien formado. Los clásicos presentan desagüe con cauces más profundos y angostos, además de relieve más anguloso. Estas características las muestran en su ciclo de erosión en la etapa de madurez.

La parte norte del distrito consiste de una secuencia de conglomerados continentales, piroclásticas y derrames volcánicos del Terciario, que están sobre las rocas ya mencionadas que afloran en la parte sur. Tienen topografía muy abrupta, presentando grandes cantiles y no tiene desagüe integrado, por lo mismo su ciclo de erosión atraviesa por la etapa juvenil.

II. 2. - ESTRATIGRAFIA

La secuencia estratigráfica de la región se encuentra representada por formaciones que abarcan desde el Precámbrico hasta el Oligoceno .

Estas unidades son :

- Esquisto Taxco
- Roca Verde Taxco Viejo
- Formación Acultapán
- Formación Morelos
- Formación Mexcala
- Grupo Balsas
- Riollita Tilzapotla
- Rocas Intrusivas

Esquisto Taxco . - Aflora al oriente y sureste de la ciudad de Taxco, Carl Fries en 1960 lo describió como Esquisto Sericítico de color gris, compuesto por Cuarzo, Feldespato y Sericita, todos envueltos en matriz sericitica mas densa, sin embargo existen otros dos tipos, uno clorítico y otro talcoso, todos con numerosos micropliegues que dan idea de compresión posterior al depósito, posiblemente durante la Orogenia Leramida. Presentan numerosas vetillas de Calcita y lentes de Cuarzo que concuerdan con la esquistosidad. El grado de metamorfismo es bajo y su edad es del Precámbrico, determinada radiométricamente.

Roca Verde Taxco Viejo . - Aflora al oriente del poblado de Taxco el Viejo. Está compuesta por una interstratificación de tobas, brechas y corrientes de lava, casi todas de composición andesítica. Se encuentra en discordancia angular sobre el Esquisto Taxco y subyace en igual forma a sedimentos calcáreo-arcillosos del Cretácico Inferior. Fries en 1960 le asignó una edad Triásico Superior .

Formación Acultapán . - Existe un solo afloramiento en todo el distrito, localizado cerca del panteón de la ciudad de Taxco. Se presenta discordante sobre el Esquisto Taxco y generalmente cubierta por la Formación Morelos. Se compone de una serie de capas delgadas de Lutitas y Limonitas calcáreas de color obscuro. por su posición se le ha asignado una edad Neocomiana.

Formación Morelos . - Consiste en una sucesión de estratos potentes de Caliza y Dolomita. Se encuentra en discordancia con el Esquisto Taxco, sobre el que forma una

cobijadura, mostrada por una zona de salbanda, limonita y algo de brechamiento en el contacto entre las dos rocas. La caliza es de un color que varía de gris claro a gris oscuro. su textura es de calcidurita (grano fino) a calcarenita (grano grueso), siendo esta última la más común. en esta formación no se han encontrado capas de origen verdaderamente clástico, o sea que no se derivó de la erosión subaérea de algún terreno calizo-dolomítico y por lo mismo se piensa que la formación representa la acumulación de partículas calcáreas, por precipitación esencialmente in-situ y casi sin adición o mezcla de material terrígeno.

El ambiente de depósito fue sobre grandes bancos marinos, en zonas costeras de aguas someras. La edad fue determinada por Fries como Albiano-Cenomaniano, basándose en datos paleontológicos, como es la abundancia de especies Foraminíferas (generalmente de la familia Millolidae).

Formación Mezcala . - Fries en 1960 propuso dicho nombre para una sucesión de Lutitas y Areniscas calcáreas interstratificadas en capas que varían desde unos cuantos centímetros hasta 30 cm, que constituyen la mayor área de afloramiento en el distrito. La base de esta formación es calcárea mientras que la cima es arcillosa. Esta variación litológica desempeña un papel importante en el control de depósitos de minerales metálicos. La edad se determinó por estudios paleontológicos, considerándose del Turoniano al Campaniano.

Grupo Balsas . - Se le da este nombre a una gran variedad de rocas clásticas continentales entre las que se incluyen : Yeso, Caliza lacustre, Conglomerado volcánico, Tobas y otras. Aflora en la parte oriental y en porciones menores en la parte norte central y noroccidental del distrito. Sobreyace en marcada discordancia con las rocas del Precámbrico. La edad de esta unidad no se ha determinado con certeza, por la ausencia de fósiles. Sin embargo, Fries hizo una correlación cronoestratigráfica y en parte litoestratigráfica con estratos lacustres calcáreos de la parte inferior del Grupo Pachuca, en donde R. E. Peck identificó algunos géneros de carofitas, determinantes del Oligoceno Superior. Asimismo, por su posición concordante con la Riolita Tlzapotta, que descansa sobre el Grupo Balsas, se llegó a la conclusión de que su edad puede variar

del Eoceno Superior al Oligoceno Inferior.

Riolita Tizapotla . - Es la roca más joven que aflora en el distrito, se compone de una serie de Ignimbritas, derrames Riolíticos y Tobas de la misma composición. Tiene topografía muy abrupta y presenta grandes cantiles. Descansa concordantemente sobre las capas más jóvenes del Grupo Balsas. Aflora al norte y noroeste del distrito, pertenece al Oligoceno Superior y alcanza espesor máximo de 250 m .

Rocas Intrusivas . - Existen tres tipos de Intrusivos diferentes, tanto en edad como en composición . El primer tipo está restringido sólo al Esquistos Taxco, por lo que su edad debe corresponder al Precámbrico Superior o Paleozóico Inferior, es de color gris verdoso a verde oscuro, de textura fanerítica holocristalina compuesta por plagioclasas sódico-cálcicas y máficos como Homblenda principalmente, por lo que se clasifica como Diorita. El segundo tipo de intrusivo lo constituyen diques de composición Félsica que atraviesan tanto a las rocas Precámbricas y Cretácicas como también a las vetas, por lo que son posteriores a la mineralización, son de color verde claro a gris pardo, de textura afanítica compuesta por Feldespatos muy caolinizados y algunos máficos muy oxidados, se clasifica como Sienita alterada. El último tipo es una Diabasa hombléndica que corta a todas las unidades litológicas, inclusive a parte del Grupo Balsas, en forma de diques y troncos, también desplaza a las vetas por lo que se considera posterior a la mineralización.

II . 3 . - CALCULO DE RESERVAS

El cálculo de reservas se realizará por método de secciones equidistantes utilizando la fórmula trapezoidal.

$$V = ((A_1 + A_2) / 2) h$$

A₁, A₂, A₃ = Areas consecutivas equidistantes (secciones)

h = Equidistancia

El yacimiento que se pretende explotar, forma parte de la Formación Morelos, que como ya se dijo consiste en una sucesión de estratos potentes de caliza. Las explotaciones de caliza que se llevan a cabo en el Estado de Morelos, sobre ésta misma formación, muestran cortes de más de 35 m de altura permiten inferir que la potencia del manto es mayor a 35 m.

Estas reservas fueron calculadas con base en los planos de levantamiento geológico (curvas de nivel y corte longitudinal) del yacimiento .

Las secciones correspondientes a las áreas aquí calculadas no aparecen. Tan solo el cálculo para mostrar el procedimiento.

Area	reservas		
1	440		
2	828	$(440+828)/2 \times 300$	= 190,200 M ³
3	500	$(828+500)/2 \times 300$	= 199,200 "
4	458	$(500+458)/2 \times 300$	= 143,400 "
5	948	$(458+948)/2 \times 300$	= 210,300 "
6	387	$(948+387)/2 \times 300$	= 199,950 "
7	3300	$(387+3300)/2 \times 300$	= 553,050 "
8	2451	$(3300+2451)/2 \times 300$	= 882,650 "
9	252	$(2451+252)/2 \times 300$	= 405,450 "
10	372	$(252+372)/2 \times 300$	= 93,600 "
11	1482	$(372+1482)/2 \times 300$	= 275,100 "
12	270	$(1482+270)/2 \times 300$	= 259,800 "
13	680	$(270+680)/2 \times 300$	= 142,500 "
14	1867	$(680+1867)/2 \times 300$	= <u>382,050 "</u>
Volumen Total de Reservas =			3'917,250 M ³

Para un ritmo de producción de 54,000.0 m³ al año se cuenta con reservas para 72.5 años .

CAPITULO III

DISEÑO DEL TAJO ABIERTO

CAPITULO III

DISEÑO DEL TAJO ABIERTO

III . 1 . - ASPECTOS GENERALES

Características del Yacimiento.

La roca caliza aflora en toda el área que se pretende explotar y solo existe una capa irregular de tierra vegetal y arcilla de 10 cm aproximadamente, asimismo se presentan algunas grietas pequeñas (2 cm de separación máxima), que van desde la superficie hasta 2.0 m de profundidad y están rellenas de arcilla, por lo que se considera que el descapote es despreciable .

La topografía del terreno presenta una pendiente regular de 28 % aproximadamente . Los estratos presentan un rumbo sensiblemente al norte y echado de 72° aproximadamente.

La vegetación del área, está comprendida principalmente por palmas, arbustos, casahuates y muy pequeños y escasos arboles de encino.

Debido al precio de venta de los productos que se van a fabricar (grava y arena), se debe seleccionar un método de explotación que tenga un costo de producción lo mas bajo posible, por lo que será necesario mecanizar al máximo.

Los factores que determinan si la explotación debe ser por tajo abierto o por método subterráneo son los siguientes:

- A).- Costo de minado
- B).- Recuperación de mineral
- C).- Dilución

El ratio de tepetate-mineral es un factor de comparación de costo entre la explotación a Tajo Abierto contra Minado Subterráneo para lo cual se utiliza la siguiente fórmula:

$$\frac{\text{costo /ton. de minado Subterráneo} - \text{costo /ton. minado Tajo abierto}}{\text{costo de descapote tajo abierto/ton. de tepetate}}$$

Debido a que no existe escape ya que la caliza se encuentra aflorando completamente, no habrá costo de descapote y el resultado es infinito.

En general, el yacimiento presenta características favorables para explotarlo a cielo abierto, que es el método mas económico y competitivo, del que presentamos las siguientes ventajas y desventajas.

Ventajas :

- 1.-La relación descapote-mineral es nula ya que no hay escape.
- 2.-susceptible de mecanización al máximo
- 3.-Bajo costo de explotación
- 4.-Alta recuperación de mineral
- 5.-Alta productividad
- 6.- Los trabajos de operación son muy seguros
- 7.- No será necesario designar áreas especiales para almacenar material contaminado (descapote) .

Desventajas :

- 1.- Bajo valor de venta de los productos fabricados (agregados)
- 2.- No es selectivo, por lo que las zonas contaminadas se deben extraer.
- 3.- La superficie queda deteriorada después de su explotación, por lo que se deberá elaborar un programa de medidas correctivas.
- 4.- Se destruye la vegetación por tanto es necesario implantar un programa de reforestación .
- 5.- La operación se ve afectada por las lluvias .

III . 2 . - GEOMETRIA FINAL DEL TAJO

Para el diseño manual del tajo, se utilizarán las secciones longitudinales (Soderberg y Rausch, Surface Mining 1968). El límite del tajo es primeramente localizado en la sección longitudinal, mostrando el volúmen a explotar, fallas, contactos y topografía

superficial, como los materiales de diferentes propiedades. Esto es especialmente importante para determinar los volúmenes a descapotar y determinar la profundidad del corte de la roca caliza.

En las secciones verticales se trazarán los ángulos de trabajo que nos darán la pendiente general del tajo, caminos y rampas.

Para diseñar la geometría del tajo, se tomaron en cuenta los siguientes factores :

- 1.- Área destinada para la explotación, tomando en consideración los límites de la propiedad catastral .
- 2.- Factores geológicos y estructurales como potencia del manto, rumbo y echado de los estratos, diques, fallas, etc.
- 3.- Topografía superficial .

PERIMETRO Y PROFUNDIDAD DEL TAJO :

Perímetro del tajo :

Considerando que toda el área está cubierta por caliza, el perímetro del tajo estará limitado por el perímetro catastral de la propiedad y por la roca intrusiva que se localiza en contacto con la caliza en su basamento y aflora en la cima del perímetro. Ver plano de levantamiento de secciones y sección longitudinal del anexo 2.

Profundidad del Tajo :

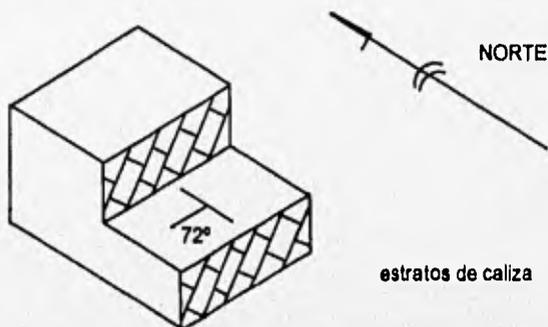
La profundidad máxima del tajo como ya se mencionó dependerá del contacto de la caliza con la roca intrusiva, estimándose en 50 m aproximadamente.

DETERMINACION DE TALUD :

Las condiciones estructurales de la roca nos indican que se encuentra en condiciones excelentes de resistencia a la compresión .

Se deberá observar que la explotación del tajo sea orientada de manera que la estratificación y las fallas queden perpendiculares a la cara de los bancos de

explotación, con el fin de que no se generen problemas de estabilidad sobre todo en temporada de lluvias que es cuando se pueden provocar caídos debido a la sobresaturación de agua en las zonas inestables.



croquis en que muestra la dirección de los bancos tomando en cuenta el rumbo de los estratos

Los cortes de los bancos estarán orientados perpendicularmente al rumbo de los estratos (Norte-Sur con un echado de las capas de 72°) como se aprecia en el dibujo

La geometría final del tajo básicamente estará dada por la topografía de la roca intrusiva que subyace a la caliza. Todos los bancos finales quedarán de 6 m de talud y las bermas serán variables como se muestra en el corte longitudinal del anexo 2 y en el anexo 3 se ilustra la geometría final del tajo.

El ángulo final del tajo quedará de

Los bancos quedarán verticales

III . 3 . - CAMINOS

Los factores tomados en cuenta son los siguientes :

1 .- Pendiente de Trabajo :

Se utilizarán camiones de volteo con caja de 7 m³, este vehículo tiene la capacidad para subir pendientes hasta de 16 % , sin embargo se propone utilizar como máxima pendiente el 12 % . El camión sube vacío y baja cargado en casi todos los niveles, sólo cuando la explotación del tajo se encuentre en los dos primeros bancos, subirá cargado con pendiente máxima de 12 % .

Lo anterior dará un amplio factor de seguridad y un acarreo más eficiente, debido a que con pendientes poco pronunciadas los camiones tendrán menor consumo de combustible y desgaste mecánico, traduciéndose en una mayor disponibilidad.

2 .- Ancho del camino :

Debido a que será necesaria la circulación en ambos sentidos, el ancho mínimo de los caminos será de 6.5 m .

III. 4 . - BARRENACIÓN Y VOLADURA

La selección del equipo de barrenación así como el cargado y rezagado está fuertemente influenciada por la altura de los bancos. A continuación se reseña el proceso para su selección.

1 . - EQUIPO DE BARRENACION:

Los equipos de barrenación que se pueden emplear según las necesidades de producción son los siguientes :

	marcas	tipo
A .- Perforadoras manuales	Atlas Copco, Ingersoll Rand	neumatico
B .- Track-Drill neumatico	Atlas Copco, Ingersoll Rand	neumatico
C .- Wagon-Drill neumatico	Atlas Copco, Bullrock Core Drill	neumatico

sus características son:

Perforadoras manuales de piso : En la actualidad este equipo se utiliza, pero resulta muy onerosa la producción ya que, para producir 50 m3 diarios, se requiere emplear más de 20 personas en el banco arrojando un costo de \$ 17.80 / m3

Track-Drill : Es un equipo versátil del cual sus ventajas y desventajas son :

VENTAJAS :

- 1.- Se puede barrenar hasta 30 m de profundidad.
- 2.- El diámetro de barrenación puede ser hasta 90 mm (3 1/2").
- 3.- Rapidez en la barrenación .
- 4.- Sólo se necesitarán 2 hombres para su operación.
- 5.- Es de alta productividad
- 6.- Cuenta con un mecanismo de tracción que le permite llegar a cualquier lugar sin problemas.

DESVENTAJAS :

- 1.- Se requiere de una inversión alta ya que el costo de una mancuerna (track-drill y compresor) es de aproximadamente M.N.\$ 425,000.00 (precios de 1994).
- 2.- El mantenimiento es costoso ya que el equipo cuenta con cuatro motores y mecanismo de tracción así como sistema hidráulico.
- 3.- El acero tiene poca duración debido a que el equipo lleva una perforadora de rotación y percusión, lo que provoca que toda la columna esté sujeta a golpeo perjudicándose desde la broca hasta el -- martillo .
- 4.- Se requiere de un compresor de 17 m³ (700 ft³) de aire libre por minuto como mínimo, a una presión de 7.74 kg/cm² (110 lb / in²) .

Wagon-Drill con Martillo de Fondo 115 mm (4 1/2") y Compresor de Alta presión :

VENTAJAS

- 1.- Se puede barrenar hasta 50 m de profundidad.
- 2.- El diámetro de barrenación es de 115 mm (4 1/2") .
- 3.- El explosivo de alta velocidad, para diámetros de 102 mm (4") es 38 % más barato.
- 4.- Rapidez en la barrenación.
- 5.- Debido a que la percusión se genera en el martillo que va en el fondo del barreno, la tubería y la broca tienen mayor vida .

- 6.- Su productividad es alta, mas de 1000.0 m³/día .
- 7.- El mantenimiento es muy barato.
- 8.- El compresor debe ser de 12.5 m³ de aire libre por minuto, a una presión de 15.48 kg/cm² (220 lb / in²).
- 9.- Debido a que la broca gira a mayor velocidad, se tiene menor desgaste, lo que se traduce en menor costo .
- 10.- La inversión es solo de M.N. \$ 236,978.00 (Wagon-drill y compresor)

DESVENTAJAS.

- 1.- Debido a que no cuenta con mecanismo de tracción, es necesario moverlo manualmente, lo que nos obliga a ocupar tres personas .

Por las razones anteriormente expuestas, se recomienda el Wagon - Drill con martillo de fondo para broca de 115 mm (4 1/2") con compresor de alta presión , capacidad de 12.5 M³/min (440 ft³/min) a 15.48 kg/cm² (220 lb / in²) de presión.

2.- EQUIPO DE CARGADO :

Los cargadores frontales los hay sobre carriles o sobre neumáticos. Son muy recomendables los cargadores sobre carriles cuando las distancias a transitar son muy cortas. Los cargadores sobre neumáticos, son adecuados para los trabajos donde se requiere de gran versatilidad de movimiento, como en este caso donde el cargador trabajará en el banco y tendrá que desplazarse a la planta de trituración a cargar camiones de grava o retirar arena al almacén.

La capacidad del cargador depende del peso unitario del material que se va a manejar, para lo que hay gran variedad de cucharones para cada cargador. Los hay de tres tipos, hidráulicos, descarga por gravedad y de inclinación por la parte superior , con

control hidráulico son los preferidos para la mayoría de los trabajos. El tipo de inclinación de la parte superior es preferible cuando hay poco o ningún espacio para girar.

Todos los cargadores, excepto los de inclinación de la parte superior (descarga lateral) tiene un ciclo de trabajo de carga, giro y descarga. Para máxima eficiencia y reducción del desgaste de las llantas, el giro debe mantenerse al mínimo. La mayoría de los cargadores tienen propulsión en las 4 ruedas.

El cargador debe excavar a baja altura de la cara del material, la mayoría de los cargadores tienen posición de cucharón de ajuste automático.

Factor de llenado del cucharón *

Material	factor de llenado
arena y grava	0.90 - 1.00
roca bien fracturada	0.60 - 0.75
roca mal fracturada	0.40 - 0.5

* Earthmoving Data Caterpillar Tractor Co.

Ver selección del cargador en el ANEXO 4 .

Ya que la necesidad de cargado es de 200 m³ / día , se seleccionó un cargador con cucharón de 1.5 m³ (2 yd³), cuya altura máxima alcanzable total es de 4.61 m.

Si deseamos llenar un camión de 7 m³ debemos vaciar :

Factor de llenado del cucharón = 75%

$$1.5 \times 0.75 = 1.13 \text{ m}^3.$$

$$7 / 1.13 = 6 \text{ cucharones}$$

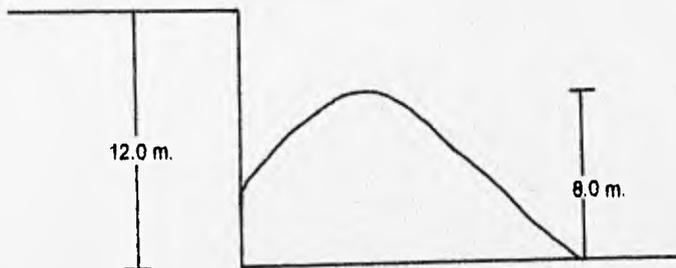
Tiempo de ciclo del cargador = 1.1 min., por lo que para cargar 7 m³ se necesitarían 6 ciclos, de donde un viaje de camión ocuparía un tiempo de 6.6 min.

Total de camiones a cargar por día = 29 ; Tiempo de cargado 6.6 x 29 = 192 min.

Un tiempo semejante se empleará para seleccionar roca grande que será apartada y moneada. El resto del tiempo, se empleará cargando camiones y retirando arenilla en la planta de trituración.

Como se puede ver, no es posible seleccionar un equipo mas pequeño debido a que para excavar en roca mayor de 25 cm (10") se requiere de una determinada capacidad de empuje del motor y por lo mismo de resistencia de los brazos y gatos de la pluma del cucharón.

Por lo tanto se ha determinado que debido a la altura máxima del cucharón de 4.61 m en el cargador se podrá trabajar una altura máxima del material volado del doble de esta altura como se aprecia en la siguiente figura.



Croquis mostrando la posición del material quebrado después de la voladura.

3.- DISEÑO DE LA PLANTILLA DE BARRENACION

Para el diseño de la plantilla de barrenación, utilizaremos la fórmula para calcular V que es el valor de la piedra o bordo :

$$V = db / 33 \cdot P \cdot Sb / c \cdot f \cdot (E/V)$$

db = diámetro de barrenación en = 114.3 mm.
 P = grado de atacado = 1.25
 Sb = factor de potencia rel. del explosivo = 1
 E = espaciamento entre barrenos = V
 f = grado de fijación en el fondo del bno. = 1
 c = carga de rotura de la roca = 0.45

sustituyendo valores en la fórmula :

$$V = 114.3 / 33 \cdot 1.25 \times 1 / (0.45 \times 1 \times 1) = 5.7 \text{ m.}$$

El tamaño de la carga está en proporción de H siempre que las pérdidas en los extremos del banco puedan desprenderse es decir que se trate de una roca sana.

Se ha calculado la carga de fondo como una carga concentrada en dicho fondo. Hay que tener en cuenta que en la práctica generalmente se desea en el fondo del barreno la mayor cantidad posible de explosivo para poder arrancar la roca.

Para $K = 3v$ que puede corresponder a un caso normal, la cantidad de carga en el fondo es $\&$ y para la parte de la columna $0.4 \&$ lo que da un valor promedio:

$$\& = 1/3 (\& + 2 \times 0.40 \&) = 0.6 \&$$

En las voladuras de banqueo y de realce, la altura de banco generalmente es de 3-5 veces mayor que el bordo o piedra. La carga específica necesaria para la rotura con $K = V$ está indicada en la siguiente fórmula.

q = Cantidad de carga requerida para romper la roca

$$q = 0.8 Q_0 / V^3 = 320 + 40 / L^{2.2} + 3.2 L^{2.2}$$

de donde además tendremos que la sub-barenación = $1/3 V$

En pruebas de experimentación realizadas se encontró que el Valor de V calculado es muy grande debido a la estratificación que se presenta en el terreno, mientras que el valor mas adecuado fué :

$$V = \text{Bordo o Piedra} = 4 \text{ m}$$

$$V = \text{Espaciamiento} = 4 \text{ m}$$

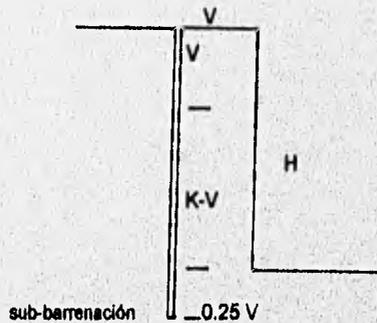
$$SB = \text{sub-barenación} = 0.25 V$$

La altura del banco solo será 3 veces mayor que el bordo o piedra.

$$H = 3 \cdot V = 3 \times 4 = 12.0 \text{ m.}$$

$$\text{Sub-barenación} = 0.25 \times 4 = 1.0 \text{ m.}$$

Plantilla de Barenación :



H = Altura de Banco

Profundidad de barenación :

$$PB = H + SB$$

$$PB = 12 + 1 = 13 \text{ m (42.64 ft)}$$

Volúmen a tumbar por barreno :

$$\text{Volúmen} = V \times E \times H$$

$$V = 4 \times 4 \times 12 = 192 \text{ m}^3$$

Tubería a utilizar : La longitud del martillo de fondo es de 1 m
por lo que se utilizarán 6 tramos .

III. 5 . - COSTOS DE OPERACION BARRENACION Y VOLADURA

Barrenación :

Análisis de Tiempo :

$$\text{Velocidad de penetración} = 30.48 \text{ cm / min.}$$

$$\text{Tiempo para instalar equipo} = 40 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempo para comida} = \underline{60 \text{ min.}}$$

$$100 \text{ min.} = 1 \text{ hr } 40 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo efectivo de trabajo} = 8 \text{ hr} - 1 \text{ hr } 40 \text{ min} = 6 \text{ hr } 20 \text{ min} .$$

$$\text{Tiempo requerido para hacer un barreno} = 13 / .33 = 43 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo para poner 6 tramos de tubo} = 1 \times 6 = 6 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempo para secar 6 tramos} = 1.5 \times 6 = 9 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempo para cambio de posición} = \underline{14 \text{ min.}}$$

$$75 \text{ min.}$$

$$6 \text{ hr } 20 \text{ min} = 380 \text{ min.}$$

barrenos que se pueden hacer en un turno :

$$380 / 75 = 5.07 = 5 \text{ barrenos}$$

$$\text{volumen a tumbar} = 5 \times 192.0 = 960 \text{ m}^3$$

$$\text{volumen necesario por día} = 187 \text{ m}^3$$

$$\text{volumen necesario por mes} = 4,675 \text{ m}^3$$

Como se puede ver, el equipo seleccionado está sobrado, pero seleccionar un equipo más pequeño, aumentará los costos en gran medida, lo que no permitiría alcanzar precios competitivos.

Volúmen a tumbar por barreno :

$$\text{Volúmen} = V \times E \times H$$

$$V = 4 \times 4 \times 12 = 192 \text{ m}^3$$

Tubería a utilizar : La longitud del martillo de fondo es de 1 m
por lo que se utilizarán 6 tramos .

III. 5 . - COSTOS DE OPERACION BARRENACION Y VOLADURA

Barrenación :

Análisis de Tiempo :

$$\text{Velocidad de penetración} = 30.48 \text{ cm / min.}$$

$$\text{Tiempo para Instalar equipo} = 40 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempo para comida} = \underline{60 \text{ min.}}$$

$$100 \text{ min.} = 1 \text{ hr } 40 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo efectivo de trabajo} = 8 \text{ hr} - 1 \text{ hr } 40 \text{ min} = 6 \text{ hr } 20 \text{ min} .$$

$$\text{Tiempo requerido para hacer un barreno} = 13 / .33 = 43 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo para poner 6 tramos de tubo} = 1 \times 6 = 6 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempo para sacar 6 tramos} = 1.5 \times 6 = 9 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempo para cambio de posición} = \underline{14 \text{ min.}}$$

$$75 \text{ min.}$$

$$6 \text{ hr } 20 \text{ min} = 380 \text{ min.}$$

barrenos que se pueden hacer en un turno :

$$380 / 75 = 5.07 = 5 \text{ barrenos}$$

$$\text{volumen a tumbar} = 5 \times 192.0 = 960 \text{ m}^3$$

$$\text{volumen necesario por día} = 187 \text{ m}^3$$

$$\text{volumen necesario por mes} = 4,675 \text{ m}^3$$

Como se puede ver, el equipo seleccionado está sobrado, pero seleccionar un equipo más pequeño, aumentará los costos en gran medida, lo que no permitiría alcanzar precios competitivos.

$$24.35 / 5.07 = 5.0 \text{ turnos}$$

$$4.8 \times 6.333 = 30.42 \text{ horas / mes}$$

$$471.00 / 150 = \$ 3.14 / \text{hr}$$

$$30.42 \times 3.14 = \$ 95.52 / \text{mes}$$

$$95.52 / 4,675.0 = \$ 0.02 / \text{m}^3$$

lubricantes = consumo de barrenación + servicio a equipo

$$\text{Costo total de lubricantes} = 0.07 + 0.02 = \$ 0.09 / \text{m}^3$$

Refacciones :

Se considera el 20 % del total de combustible y lubricantes.

$$\text{Combustible } \$ 0.30 / \text{m}^3$$

$$\text{Lubricantes } \underline{0.09}$$

$$0.39$$

$$0.39 \times 0.20 = \$ 0.08 / \text{m}^3$$

Acero de Barrenación :

$$\text{Costo de broca} = \$ 3,888.00$$

$$\text{vida útil} = 2,500.0 \text{ metros barrenados}$$

$$3,888.00 / 2,500.0 = \$ 1.56 / \text{metro barrenado}$$

$$\text{Longitud de cada barreno} = 13.0 \text{ m}$$

$$\$ 1.56 \times 13.0 = \$ 20.28$$

$$20.28 / 192.0 = \$ 0.11 / \text{m}^3$$

Tubería :

$$\text{Tramos a utilizar} = 6 \text{ pzas. de } 2.0 \text{ m c/u.}$$

$$\text{costo} = \$ 1,512.00 / \text{tramo}$$

$$1,512 \times 6 = \$ 9,072.00$$

$$\text{vida útil} = 4,000.00 \text{ m}$$

$$9,072.00 / 4,000.0 = \$ 2.27 / \text{metro barrenado}$$

$$2.27 \times 13.0 = \$ 29.51 / \text{barreno}$$

$$29.51 / 192.0 = \$ 0.15 / \text{m}^3$$

Explosivos :

$$\text{Tovex} = 8.0 \text{ kg} \times 11.27 = \$ 90.16$$

$$\text{Anfo} = 80.0 \text{ kg} \times 4.04 = 323.20$$

$$\text{Nonel 50 ft} = 1 \text{ pza} \times 27.11 = 27.11$$

$$\text{E-cord} = 4.2 \text{ m} \times 1.68 = 8.97$$

$$\text{Fulminante} = 2 / 10 \times 1.10 = 0.22$$

$$\text{Cañuela} = 2 / 10 \times 1.34 = \underline{0.27}$$

$$\$ 447.93$$

$$447.93 / 192.0 = \$ 2.33 / \text{m}^3$$

Moneo :

Se considera el 15 % del costo del volumen tumbado.

$$\text{Combustible} \quad \$ 0.30 / \text{m}^3$$

$$\text{Lubricantes} \quad 0.09$$

$$\text{Refacciones} \quad 0.08$$

$$\text{Acero} \quad \text{broca} \quad 0.11$$

$$\text{tubería} \quad 0.15$$

$$\text{Explosivo} \quad \underline{2.33}$$

$$\$ 3.06$$

$$3.06 \times 0.15 = \$ 0.46 / \text{m}^3$$

Resumen :	
Costo unitario por concepto de barrenación y voladura	
Mano de Obra	\$ 0.80 / m ³
Combustible	0.30
Lubricante	0.09
Refacciones	0.08
Acero Broca	0.11
Tubería	0.15
Explosivos	2.33
Moneo	<u>0.46</u>
TOTA L	\$ 4.32 / m ³

III.6 . - COSTOS DE OPERACION REZAGADO Y ACARREO

COSTO DIRECTO

Se trabajarán dos turnos debido a que la producción para abastecer el mercado se puede cubrir con una planta, que para el caso se diseñará con una capacidad tal que operándolos se obtenga la producción deseada.

Mano de Obra :

Operador de cargador = \$ 50.00 / turno

Operador de camión = 50.00

\$ 100.00 / turno x 2 = \$ 200.00

200.00 / 187.0 = \$ 1.07 / m³

Combustible :

Cargador 15 litros / hr

Camión 5

20 litros / hr

$$20 \times 5 \text{ hr} = 100 \text{ litros}$$

$$100 \times 1.50 = \$ 150.00 / \text{dia}$$

$$150.00 / 187 = \$ 0.80 / \text{m}^3$$

Mantenimiento :

$$\begin{aligned} \text{Cambio de aceite - 30 litros} &\times \$ 9.00 = \$ 270.00 \\ \text{filtros -} & 806.00 \\ \text{grasa - 2 kg} &\times 9.00 = \underline{18.00} \\ & \$ 1,094.00 \end{aligned}$$

Servicio cada 150.0 hr

Tiempo trabajado por dia = 5 hr

$$\begin{aligned} 1,094.00 / 150.0 &= \$ 7.29 / \text{hr} \\ 7.29 \times 5.0 &= \$ 36.45 / \text{dia} \\ 36.45 / 187.0 &= \$ 0.20 / \text{m}^3 \end{aligned}$$

Refacciones :

Se considera 20% del costo de mano de obra y combustible

$$0.20 (0.53 + 0.80) = \$ 0.37 / \text{m}^3$$

RESUMEN .	
Costo Unitario por Concepto de Rezagado y Acarreo	
Mano de Obra	\$ 1.07 / m ³
Combustible	0.08
Mantenimiento aceite y lub.	0.20
Refacciones	0.37
	\$ 1.72 / m ³

CAPITULO IV

**CALCULO DE LA CAPACIDAD OPTIMA DE LA
PLANTA DE TRITURACION**

CAPITULO IV

CALCULO DE LA PLANTA DE TRITURACION PARA UNA CAPACIDAD DE 187 m³ / DIA

Descripción del Proceso de Trituración.

La trituración podría realizarse en un solo paso, pero debido a que la roca viene del tajo con un tamaño todo uno de 35 cm por reducirla a 19 mm , significa una relación de reducción de 18 : 1 , lo que genera un consumo excesivo de energía, motivo por el cual la reducción se debe realizar en dos o tres pasos, según el equipo que se utilice.

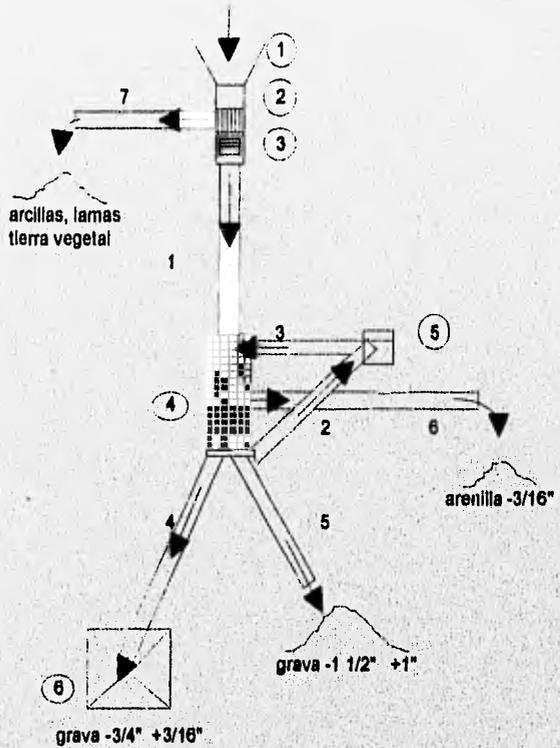
Para éste caso específico, se propone realizar la reducción en dos pasos como se describe a continuación.(ver circuito de trituración en la página 26).

Después de la tolva de gruesos (1), todo el material pasará por un clasificador, (2) donde se eliminará el material fino que generalmente es arcilla, óxidos, tierra vegetal etc. Posteriormente el material pasará a la trituración primaria(3), donde se hará una reducción de 4 : 1 aproximadamente.

El material triturado se clasificará en una criba vibratoria(4), donde el material de 19 mm (3/4") pasará a un almacén. El material fino pasará al stock de la arenilla (5 mm) , mientras que el material grueso pasará a la trituración secundaria(5), donde habrá una relación de reducción de 4 : 1 aproximadamente y posteriormente el material retomará a la criba vibratoria para ser clasificado nuevamente. A esto se le conoce con el nombre de circuito cerrado de trituración-clasificación.

La criba es el lugar por donde saldrán los productos terminados y se podrán obtener dos o tres productos según sea necesario. Lo que nos indicará de cuantas camas será la criba a seleccionar.

CIRCUITO DE TRITURACION



- ① tolva de gruesos 18.0 M3.
- ② alimentador vibratorio grizzly
- ③ quebradora de quijada 15 x 24
- ④ criba vibratoria 3 camas
- ⑤ quebradora de martillos 12 x 15
- ⑥ tolva para grava -3/4"+3/16" ; 18 M3.

- 1 banda transportadora de 24"
- 2 banda transportadora de 18"
- 3 banda transportadora de 18"
- 4 banda transportadora de 18"
- 5 banda transportadora de 18"
- 6 banda transportadora de 18"
- 7 banda transportadora de 18"

IV . 1 . - NORMAS BASICAS DE DISEÑO .

Volúmen a triturar	4,675 m3 / mes
Tipo de roca	caliza
Densidad de la roca	2.6 ton / m3
Productos a obtener	3 grava de 38 mm(1 1/2") grava de 19 mm(3/4") arena
Días por trabajar	25 días / mes
Horas a trabajar	14 hr / día

Necesidad de trituración / hr = $4,675 / 24 \times 14 = 13.91 \text{ m}^3 / \text{hr}$

$13.91 \times 2.6 = 36.17 \text{ ton / hr}$

IV . 2 . - CALCULO DEL EQUIPO REQUERIDO PARA TRITURAR 187 M3 / DIA

1.- DISEÑO DE LA TOLVA DE GRUESOS

Con la finalidad de garantizar la alimentación continua del circuito, se necesitará de una tolva con capacidad de almacenaje de un turno. Instalar la tolva tiene sus ventajas y desventajas .

VENTAJAS

- 1 .-Permite la alimentación continua al circuito .
- 2 .-La parilla sobre la tolva no permitirá el paso de rocas grandes que sobrepasen el tamaño máximo de admisión de la quebradora.

- 3.- Se elimina la operación de cargado y acarreo del banco a la planta durante el segundo turno .
- 4.- Gran disponibilidad en el equipo de rezagado y cargado durante el segundo turno .

DESVENTAJAS

- 1.- Alto costo de construcción
- 2.- Costo de mantenimiento de la tolva misma
- 5.- Las rocas dentro de la tolva tienden a encampanarse .

Debido a las consideraciones anteriores, se recomienda instalar una tolva con capacidad para una hora de operación de la planta .

$$\begin{aligned} \text{Volúmen a procesar por hora} &= 13.91 \text{ m}^3 \\ \text{mas 30 \% como factor de seguridad} &= 13.91 \times 0.3 = \underline{4.17} \\ &18.08 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Por lo tanto la capacidad de la tolva que se propone es de 18.08 m³

2.- SELECCION DE UN ALIMENTADOR DE CARGA

Consideraremos tres tipos de alimentador, que por sus características son :

Alimentador de plato : Este tipo de alimentador solo consta de un plato recíprocante que realiza la alimentación directa .

Alimentador vibratorio Grizzly : Este alimentador consta de dos secciones, una en forma de plato y la otra es una parrilla que puede tener las aberturas requeridas. La vibración provoca que la carga se deslice hacia adelante y al mismo tiempo la parrilla clasifica el material fino .

Quebradora de impacto
 Trituración secundaria Quebradora de cono
 Quebradora de rodillos

TRITURACION PRIMARIA :

El criterio de selección parte del análisis granulométrico de descarga de las quebradoras. Como podemos apreciar en las gráficas que se encuentran en el anexo 5, las quebradoras de impacto tan solo en este primer paso, generan finos de -6.4 mm (-1/4") en un 20 % del volumen total, mientras que una quebradora de quijada solo genera el 6 % de un volumen igual.

Lo anterior puede causar un problema en la operación futura, ya que el exceso en producción de finos aumentará el desgaste de los recubrimientos y los martillos o listones.

Volúmen a Triturar por Hora :

$$2.6 \times 13.91 \text{ m}^3 / \text{hr} = 36.17 \text{ ton} / \text{hr} .$$

Por lo antes expuesto, se seleccionó una quebradora :

Quebradora de Quijada 15 x 24
capacidad del motor 40 Hp (29.828 kw)
eficiencia de la quebradora 80 %

Capacidad de la quebradora:

117 mm (5")	tamaño de descarga	75	ton / hr.
92 mm (4")	" " "	63	"
76 mm (3")	" " "	47	"
51 mm (2")	" " "	30	"
38 mm (1 1/2")	" " "	23	"

Capacidad real de la quebradora a 76 mm (3") tamaño de descarga

$$47 \times 0.80 = 37.8 \text{ ton / hr}$$

4.- CALCULO DE LA CARGA CIRCULANTE :

Eficiencia de la Criba Vibratoria inclinada	75 %
Alimentación a la criba vibratoria - 19 mm (- 3/4")	25 %
Descarga de la quebradora secundaria - 19 mm	80 %

Alimentación a la criba	Descarga de finos	Descarga de gruesos Alimentación a queb. sec.
37.80 = 37.80	$37.80 \times 0.25 \times 0.75 = 7.05$	$37.80 - 7.05 = 30.55$
$37.80 + 30.55 = 68.15$	$7.05 + 30.55 \times 0.80 \times 0.75 = 25.38$	$68.15 - 25.38 = 42.77$
$37.80 + 42.77 = 60.37$	$7.05 + 42.77 \times 0.80 \times 0.75 = 32.71$	$60.37 - 32.71 = 47.66$
$37.80 + 47.66 = 85.26$	$7.05 + 47.66 \times 0.80 \times 0.75 = 35.65$	$85.26 - 35.65 = 49.61$
$37.80 + 49.61 = 87.21$	$7.05 + 49.61 \times 0.80 \times 0.75 = 36.82$	$87.21 - 36.82 = 50.39$
$37.80 + 50.39 = 87.99$	$7.05 + 50.39 \times 0.80 \times 0.75 = 37.28$	$87.99 - 37.28 = 50.71$
$37.80 + 50.71 = 88.31$	$7.05 + 50.71 \times 0.80 \times 0.75 = 37.48$	$88.31 - 37.48 = 50.83$
$37.80 + 50.83 = 88.43$	$7.05 + 50.83 \times 0.80 \times 0.75 = 37.55$	$88.43 - 37.55 = 50.88$
$37.80 + 50.88 = 88.48$	$7.05 + 50.88 \times 0.80 \times 0.75 = 37.58$	$88.48 - 37.58 = 50.90$
$37.80 + 50.90 = 88.50$	$7.05 + 50.90 \times 0.80 \times 0.75 = 37.59$	$88.50 - 37.59 = 50.91$
$37.80 + 50.91 = 88.51$	$7.05 + 50.91 \times 0.80 \times 0.75 = 37.60$	$88.51 - 37.60 = 50.91$
$37.80 + 50.91 = 88.51$	$7.05 + 50.91 \times 0.80 \times 0.75 = 37.60$	$88.51 - 37.60 = 50.91$

La carga circulante es 1.35 veces más que la carga de alimentación o sea 51.91 ton/hr

Alimentación real de la criba será de 68.51 ton / hr .

5.- CALCULO DEL AREA DE CRIBADO

Utilizaremos la siguiente fórmula

$$A = \frac{F}{C M K Q}$$

A = Area de la malla en ft²

F = Alimentación a la criba en ton / hr (ton. cortas)

*C = Capacidad básica de cribas vibratorias

*M = Factor de sobre-tamaño

*K = Factor de tamaño medio

Q = Factor comparativo de gravedad específica

(Q = 1 para 100 lb / ft³ = 1.6 ton / m³)

(*) Ver tablas (según Boliden Allis) del anexo 6

Primera Cama con Malla de 38 mm (1 1/2").

$$F = 88.5 \times 1.102 = 97.527 \text{ ton / hr (ton. cortas)}$$

$$C = 6.1 \text{ ton / ft}^2 \text{ / hr , para abertura de 38 mm (1 1/2")}$$

$$M = 1.14 \text{ para } 46 \% \text{ a } -38 \text{ mm}$$

$$K = 0.7 \text{ para } 25 \% \text{ a } -19 \text{ mm}$$

$$Q = 1.625 \text{ para peso específico de caliza} = 2.6 \text{ ton/ m}^3 \\ 162.5 \text{ lb / ft}^3$$

$$A = 97.527 / 6.1 \times 1.14 \times 0.7 \times 1.625 = 12.3329 \text{ ft}^2 = 1.1464 \text{ m}^2$$

Segunda Cama con Malla de 19 mm (3/4").

$$F = 88.51 \times 1.102 = 97.538 \text{ ton / hr}$$

$$C = 4.7 \text{ para abertura de } 19 \text{ mm}$$

$$M = 1.09 \text{ para } 40 \% \text{ a } -19 \text{ mm}$$

K = 0.61 para 20 % a -9.5 mm (3 / 8")

Q = 1.625 para 162.5 lb / ft³

Sustituyendo en la fórmula :

$$A = 97.536 / 4.7 \times 1.09 \times 0.61 \times 1.625 = 19.207 \text{ ft}^2 = 1.7853 \text{ m}^2$$

Tercera Cama con Malla de 4.7 mm (4 m)

F = 37.60 x 1.102 = 41.4352 ton / hr

C = 1.9 ton / ft² / hr para abertura de 4.7 mm

M = 0.95 para 13 % a 4.7 mm

K = 0.5 para 10 % a -2.4 mm (-8 M)

Q = 1.625 para 162.5 lb / ft³

Sustituyendo en la fórmula :

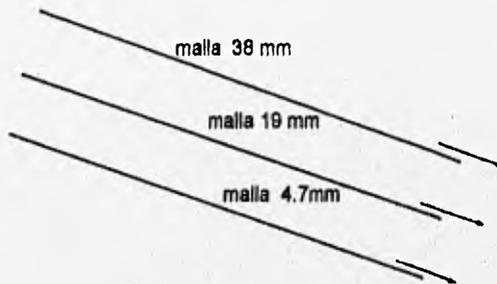
$$A = 41.4352 / 1.9 \times 0.95 \times 0.5 \times 1.625 = 28.2533 \text{ ft}^2 = 2.6262 \text{ m}^2$$

Como se puede apreciar, la malla que predomina en superficie es la tercera con 2.626 m² (28.2533 ft²), por lo tanto a esta se le aplica un factor de seguridad del 30 %

$$28.2533 \times 1.30 = 36.7293 \text{ ft}^2 (3.414 \text{ m}^2)$$

Como una criba de 4' x 10' presenta una área efectiva de cribado de 37.2 ft² , es la que se recomienda.

Criba	4' x 10'
Camas	3
Motor	15 Hp (11.1855 kw)



TRITURACION SECUNDARIA :

Para realizar el trabajo de trituración del material grueso que rechaza la criba vibratoria, mejor conocido como sobre-tamaño, existen tres tipos de quebradoras .

Quebradora de Impacto

Quebradora de Rodillo

Quebradora de Cono

En esta etapa es muy importante considerar el requisito de la " Forma " del material que debe ser cúbica, puesto que si esta forma tiende a ser lajeada repercute de manera negativa como agregado del concreto o asfalto pues reduce su resistencia.

Quebradora de Impacto :

En la tabla de granulometría de descarga, se muestra como a diferentes velocidades varía la descarga de finos, así a 7,500 r p m se genera un volumen de 40 % a - 6.4 mm (-1 / 4") , mientras que a 6,000 r p m el volumen es de 28 % , en tanto que si se disminuye la velocidad a 4,500 r p m el volumen de estos finos representa el 20 % . La forma de los granos que produce tiene tendencia a ser cúbica . Ver gráficas anexo 5 .

Quebradora de Rodillos :

Este tipo de quebradoras tienen la característica de producir finos de -6.4 mm en un 20 % del volumen total y sobre todo de dar la mejor forma (tendiente a cúbica). Son muy sencillas y de poco mantenimiento. El precio de estas quebradoras es bajo. La granulometría de descarga y su gráfica se encuentra en el anexo 5.

Quebradora de Cono :

Estas quebradoras son muy eficientes y de alta capacidad, casi no generan finos, el 12 % de -6.4 mm, pero tienen la característica de generar un alto porcentaje de material lajado (35 a 60 %). El costo de estas quebradoras es alto (ver anexo 5).

Tomando como criterio la forma del producto, se descarta la quebradora de cono para solo analizar las quebradoras de Impacto y de Rodillos.

Quebradora de Impacto :

A partir de los catálogos del fabricante, una Quebradora de Martillos con las siguientes características es la recomendable para realizar el trabajo requerido :

Modelo	12 x 15
Motor de	60 Hp. (44.7456 kw)
Capacidad a 38 mm (1 1/2")	80 ton / hr.
Eficiencia	85 %
Capacidad real	$80 \times 0.85 = 68.0$ ton / hr.
Tamaño máximo de admisión	142 mm (6")

El modelo equivalente de Quebradora de Rodillos Dobles tiene las siguientes características:

Modelo	1818
Capacidad a 3/4"	140 ton / hr
Eficiencia	50 %
Motor de	30 Hp (22.371 kw)
Tamaño máximo de abertura	44.5 mm (1 3/4")

Capacidad real de la quebradora :

$$140.0 \times 0.50 = 70 \text{ ton / hr}$$

Se seleccionó la quebradora de martillos propuesta, debido a que ésta puede recibir tamaños hasta de 15 cm (6"), lo que en determinado momento nos permitiría abrir la descarga de la quebradora primaria.

Para tratar de corregir el problema de exceso de finos, se recomienda abrir un poco la parrilla de la descarga e instalar martillos mas cortos de lo normal.

6.- BANDAS TRANSPORTADORAS

Banda Transportadora No. 1

Banda transportadora que recibe la descarga de la quebradora primaria y alimenta a la criba vibratoria .

$$C = \text{Volúmen a transportar} = 37.6 \text{ ton / hr} = 14.46 \text{ m}^3 / \text{hr}$$

Para el cálculo del ancho de la banda se utilizará la siguiente fórmula donde :

W = ancho (cm)

C = Volúmen a transportar (ton/hr)

V = Velocidad (m/min)

K = Factor de llenado

$$W = \frac{C}{K V}$$

si :

$$C = 37.6 \text{ ton / hr} = 14.46 \text{ m}^3 / \text{hr}$$

$$K = 0.0004$$

$$Vel = 40.00 \text{ m / min.}$$

Sustituyendo en la fórmula :

$$W = \frac{\sqrt{14.462}}{\sqrt{0.0004 \times 40}} = 30.06 \text{ cm}$$

Como factor de seguridad, se aumentará un 30 % , por lo tanto el ancho mínimo de la banda debe ser de = 39 cm = 15.4"

En este caso específico se seleccionará una banda de 81 cm (24") con el objeto de que cubra toda el área de descarga de la quebradora de quijada .

Banda Transportadora No. 2 y 3 .

Recibe la descarga del sobretamaño +38 mm (1 1/2") ó + 19 mm (3/4") de la criba vibratoria (carga circulante) que se estimó en 50.91 ton / hr .

Son las bandas con las que se realiza el circuito cerrado, procediendo de la misma manera que en el caso anterior:

$$C = 50.91 \text{ ton / hr} = 19.58 \text{ m}^3 / \text{hr}$$

$$K = 0.0004$$

$$Vel = 40.0 \text{ m / min.}$$

Sustituyendo la fórmula :

$$W = \frac{\sqrt{19.58}}{\sqrt{0.0004 \times 40}} = 34.98 \text{ cm}$$

Como factor de seguridad, 30 % = 45.48 cm

por lo tanto el ancho mínimo de la banda será de = 17.9" = 18"

Banda Transportadora No. 4

Para grava de -19 mm (3/4") a +5 mm (3/16")

C = Volúmen a transportar = 37.6 ton / hr = 14.46 m³ / hr

K = 0.0004

Vel. = 40.00 m / min.

Sustituyendo en la fórmula :

$$W = \frac{14.46}{\sqrt{0.0004 \times 40}} = 30.06 \text{ cm}$$

Aumentaremos 30 % como factor de seguridad = 39.0 cm

Por lo tanto el ancho mínimo de la banda = 39 cm = 15.4" = 18"

Banda transportadora No. 5

Para grava de -38 mm (1 1/2") a +25.4 mm (1")

C = Volúmen a transportar = 37.6 ton / hr

C = 14.46 ton / hr

K = 0.0004

Vel. = 40 m / min

Sustituyendo en la fórmula :

$$W = \frac{14.46}{\sqrt{0.0004 \times 40}} = 30.06 \text{ cm}$$

Aumentaremos 30 % como factor de seguridad = 39.0 cm

Por lo tanto el ancho mínimo de la banda = 15.4" = 18"

Banda transportadora No. 6

Es la banda que saca la arenilla que produce la criba vibratoria.

El volúmen a transportar de arenilla es de :

$$14.46 \text{ m}^3 / \text{hr} \times 0.25 = 3.615 \text{ m}^3 / \text{hr}$$

Si hubiese necesidad de producir material para base y sub-base, tendría que ser sacado por esta banda y el volumen a transportar sería de 14.46 m³ / hr, por lo que ésta se calculará para el mayor volumen .

$$k = 0.0004$$

$$\text{vel.} = 40.0 \text{ m} / \text{min.}$$

Sustituyendo en la fórmula :

$$W = \sqrt{\frac{14.462}{0.0004 \times 40}} = 30.08 \text{ cm}$$

Como factor de seguridad, se aumenta 30 %, por lo tanto el ancho mínimo de la banda será de 39 cm = 15.4". Se instalará una banda de 18".

Banda transportadora No. 7

Es la banda para sacar las arcillas, lamas y tierra vegetal

Debido al pequeño volúmen a transportar, se instalará una banda de 18" con el objeto de uniformizar con las demás bandas .

Resumen del equipo		
Equipo	Modelo	Capacidad del motor
Alimentador Vibratorio Grizzly	32 x 18	11.9 kw (15 hp)
Quebradora de Quijada	15 x 24	29.83 kw (40 hp)
Criba Vibratoria	4 x 10	11.9 kw (15 hp)
Quebradora de Martillos	12 x 15	44.74 kw (60 hp)
Banda transportadora No. 1	24	3.73 kw (5 hp)
Banda transportadora No. 2	18	2.24 kw (3 hp)
Banda transportadora No. 3	18	2.24 kw (3 hp)
Banda transportadora No. 4	18	2.24 kw (3 hp)
Banda transportadora No. 5	18	2.24 kw (3 hp)
Banda transportadora No. 6	18	2.24 kw (3 hp)
Banda transportadora No. 7	18	2.24 kw (3 hp)
		121.55 kw (163 hp)

IV. 3 . - COSTOS DE TRITURACION

Mano de Obra :

Tiempo de trabajo = 2 turnos
 mano de obra 2 personas \$ 50.00 c/u. = \$ 100.00
 $100.00 \times 2 = \$ 200.00 / \text{dia}$
 $200.00 / 187.0 = \$ 1.07 / \text{m}^3$.

Análisis de tiempo :

Tiempo para lubricar : 30 min
 Tiempo para comer : 60 min.
 90 min.

Tiempo efectivo de trabajo por turno :

$$8.0 - 1.5 = 6.5 \text{ hr} = 6 \text{ hr } 30 \text{ min}$$

Consumo de Energía Eléctrica :

$$1 \text{ Hp-hr} = 0.7457 / \text{kw-hr}$$

$$163.0 \times 0.7457 = 121.55 \text{ kw}$$

$$2 \times 6.5 \times 25 \times 121.55 = 39,503.46 \text{ Kw-hr}$$

el costo del Kw-hr es de \$ 0.136

$$39,503.47 \times 0.136 = \$ 5,372.47 / \text{mes}$$

$$5,372.47 / 4,675.0 = \$ 1.15 / \text{m}^3$$

Mantenimiento :

Grasas y lubricantes :

$$\text{Grasa } 6 \text{ kg / turno} \times 2 = 12 \times \$9.00 = \$ 108.00$$

$$25 \times \$108.00 = \$ 2,700.00 / \text{mes}$$

$$\text{Aceite } 10 \text{ litros} \times \$9.00 = \$ \underline{90.00}$$

$$\$ 2,790.00 / \text{mes}$$

$$\$ 2,790.00 / 4,675 \text{ m} = \$ 0.60 / \text{m}^3$$

Refacciones :

Se considera como el 20 % de los costos de Mano de Obra y Energía Eléctrica.

$$\text{Mano de Obra} \quad \$ 1.07 / \text{m}^3$$

$$\text{Energía Eléctrica} \quad 1.15$$

$$\$ 2.22 / \text{m}^3$$

$$2.22 \times 0.20 = \$ 0.44 / \text{m}^3$$

Mantenimiento Eléctrico :

1 electricista (servicios) \$ 400.00 / mes

$400.00 / 4675.0 = \$ 0.09 / m^3$

COSTOS DE TRITURACION	
Mano de obra	\$ 1.07 / m ³
Energía eléctrica	1.15
Mantenimiento grasas y lub.	0.60
refacciones	0.44
Mantenimiento Eléctrico	0.09
	\$ 3.35 / m ³

RESUMEN DE COSTOS DE OPERACION	
Barrenación y Voladura	\$ 4.32 / m ³
Cargado y Acarreo	2.34
Trituración	3.35
	\$ 10.01 / m ³

CAPITULO V

ANALISIS FINANCIERO

CAPITULO V

ANALISIS FINANCIERO

V. 1 . - GENERALIDADES

El horizonte de planificación se limita a los primeros 10 años de vida del yacimiento, durante el cual se considera que se opera a un ritmo de 50,000.0 m3 anuales a pesar de que las reservas son para 79 años .

El método seguido es el de mantener constantes los ingresos y los costos de operación durante el periodo por analizar. En este procedimiento de congelación, los incrementos de costos e inflación serán absorbidos por los aumentos en los precios de los productos obtenidos .

V. 2 . - DETERMINACION DEL MONTO DE INVERSION

RESUMEN	
Inversión Total	\$ 2,349,375.00
Planta de Trituración	553,120.00
Equipo de Mina	969,237.00
Infraestructura	827,018.00

Origen de los recursos:	Financiamiento	\$ 500,000.00	23 %
	Capital Social	1'849,375.00	77 %

CAPITAL SOCIAL Y FINANCIERO.

Existe la propuesta de un banco para prestar el 23 % de la inversión contratada bajo las siguientes condiciones .

GASTO FINANCIERO

Principal 500,000.00
 Tasa de Interés mensual 2.2 %
 Tiempo de duración del préstamo 25 trimestres
 Periodos de pago de principal trimestral
 Pago de intereses mensual

Visualizando el pago del préstamo

año	Mes	Capital insoluto al final del periodo	Pago de Intereses 2 %	Pago de Principal	Pago Total
1995	1	500,000.00	11,000.00	0.00	11,000.00
	2	500,000.00	11,000.00	0.00	11,000.00
	3	500,000.00	11,000.00	20,000.00	31,000.00
	4	480,000.00	10,560.00	0.00	10,560.00
	5	480,000.00	10,560.00	0.00	10,560.00
	6	480,000.00	10,560.00	20,000.00	30,560.00
	7	480,000.00	10,120.00	0.00	10,120.00
	8	480,000.00	10,120.00	0.00	10,120.00
	9	480,000.00	10,120.00	20,000.00	30,120.00
	10	440,000.00	9,680.00	0.00	9,680.00
	11	440,000.00	9,680.00	0.00	9,680.00
	12	440,000.00	9,680.00	20,000.00	29,680.00

1995	500,000.00	124,000.00	80,000.00	204,080.00
1996	420,000.00	102,980.00	80,000.00	182,980.00
1997	340,000.00	81,840.00	80,000.00	161,840.00
1998	280,000.00	60,720.00	80,000.00	140,720.00
1999	180,000.00	39,600.00	80,000.00	119,600.00
2000	100,000.00	18,480.00	80,000.00	98,480.00
2001	20,000.00	1,320.00	20,000.00	21,320.00
		\$ 429,000.00	\$ 500,000.00	\$ 929,000.00

V. 3 . - GASTOS DE ADMINISTRACION

Personal administrativo (3) = \$ 150.00
 Veladores (2) = 100.00
\$ 250.00

Dias trabajados por mes = 25 x 250.00 = \$ 6,250.00

Servicios de contabilidad = 1,660.00

Gastos administrativos : teléfono 1,500.00

gasolina 940.00

papelería 400.00

gastos de viaje 2,080.00

\$ 12,832.00

Gasto de administración mensual = \$ 12,832.00

Gasto de administración anual = \$ 153,984.00

Los costos de operación se encuentran en el ANEXO 7.

**V . 4 . - ESTIMACION DE LA PRODUCCION ANUAL DE AGREGADOS
 Y ANALISIS DE LOS INGRESOS ANUALES**

Producción anual de grava expresada en metros cúbicos										
Mes	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
Enero	1870	2805	3740	4208	4208	4208	4208	4208	4208	4208
Febrero	1870	2805	3740	4208	4208	4208	4208	4208	4208	4208
Marzo	2338	3740	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675
Abril	2338	3740	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675
Mayo	2338	3740	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675
Junio	2338	3740	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675
Julio	2338	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805
Agosto	2338	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805
Septiembre	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805	2805
Octubre	3273	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675
Noviembre	3273	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675
Diciembre	3740	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675	4675
	30859	43010	48620	49556	49556	49556	49556	49556	49556	49556

El valor del metro cúbico de grava = \$ 35.00

Estimación de los Ingresos Anuales	
AÑO	INGRESOS
1995	\$ 1,080,085.00
1996	1,505,350.00
1997	1,701,700.00
1998	1,734,460.00
1999	1,734,460.00
2000	1,734,460.00
2001	1,734,460.00
2002	1,734,460.00
2003	1,734,460.00
2004	1,734,460.00

Debido a la recesión, durante todo el año de 1995 se mantendrá un nivel bajo de ventas y mejorará hasta finales de 1996.

Cada año, las ventas se verán afectadas durante los meses de enero y febrero en un 10 %, debido al bajo nivel económico del inicio de año, pero las ventas descenderán a su nivel mas bajo durante la temporada de lluvias, que abarca los meses de julio, agosto y septiembre.

En el ANEXO 8 se muestra una lista de clientes potenciales, ésta cubre prácticamente el 100 % de mercado.

DEPRECIACION :

La depreciación de los equipos a 10 años, se hará por el método de Línea Recta, donde el cargo de depreciación es uniforme, obteniéndose de la siguiente manera : Al costo del equipo se resta el valor de recuperación y se divide entre la vida económica de la máquina .

Para el caso de los equipos en que se requiera realizar depreciación acelerada, se usará el Método de Suma de Dígitos de los Años.

En todos los casos se considerará que el valor de recuperación es de cero.



Depreciación acelerada por el método de Suma de los Dígitos de los Años.

1.- Para calcular la fracción de depreciación aplicada al costo del activo se aplicará la siguiente fórmula :

$$\frac{N(N+1)}{2} = 5(5+1)/2 = 15$$

o realizar la suma = 1+2+3+4+5 = 15

año	Camión volteo		valor = 148,000.00	
1	148,000.00	5 / 15	148,000.00 X .33333	49333.33
2	148,000.00	4 / 15	148,000.00 X .26667	39466.67
3	148,000.00	3 / 15	148,000.00 X 0.20000	29600.00
4	148,000.00	2 / 15	148,000.00 X .13333	19733.33
5	148,000.00	1 / 15	148,000.00 X .06667	9866.67

Inversión Inicial \$ 2,349,375

Adquisición de equipo al término del 5o. año.

1 Camión de volteo	148,000
1 Martillo de fondo	20,000
2 Perforadoras manuales	20,884
1 Equipo eléctrico	111,000
1 Camioneta	<u>45,500</u>
	345,384
INVERSION TOTAL	\$ 2,694,759

TABLA DE DEPRECIACION

Equipo	cant	Precio unitario	Periodo de deprec.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Cargador frontal	1	380,027	10	38,003	38,003	38,003	38,003	38,003	38,003	38,003	38,003	38,003	38,003
Wagon-Drill	1	77,164	10	7,716	7,716	7,716	7,716	7,716	7,716	7,716	7,716	7,716	7,716
Compresor 440 alta pre	1	139,814	10	13,981	13,981	13,981	13,981	13,981	13,981	13,981	13,981	13,981	13,981
Compresor 125	1	109,000	10	10,900	10,900	10,900	10,900	10,900	10,900	10,900	10,900	10,900	10,900
Polvorines	2	7,500	10	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500
Planta de trituración	1	553,120	10	55,312	55,312	55,312	55,312	55,312	55,312	55,312	55,312	55,312	55,312
Linea de fuerza y Transf	1	125,000	10	12,500	12,500	12,500	12,500	12,500	12,500	12,500	12,500	12,500	12,500
Camión volteo	1	148,000	5	49,333	39,467	29,600	19,733	9,867	49,333	39,467	29,600	19,733	9,867
Martillo de fondo	1	20,000	5	6,667	5,333	4,000	2,667	1,333	6,667	5,333	4,000	2,667	1,333
Perforadora manual	2	10,442	5	6,961	5,569	4,177	2,785	1,392	6,961	5,569	4,177	2,785	1,392
Equipo eléctrico	1	111,000	5	37,000	29,600	22,200	14,800	7,400	37,000	29,600	22,200	14,800	7,400
Pick- up	1	45,500	5	15,167	12,133	9,100	6,067	3,033	15,167	12,133	9,100	6,067	3,033
				255,041	232,015	208,989	185,964	162,938	255,041	232,015	208,989	185,964	162,938

FLUJO NETO DE EFECTIVO

	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
Ingresos por ventas		1,060,065	1,505,350	1,701,700	1,734,460	1,734,460	1,734,460	1,734,460	1,734,460	1,734,460	1,734,460
Costos de operación		306,699	430,530	486,686	496,056	496,056	496,056	496,056	496,056	496,056	496,056
Utilidad bruta		771,166	1,074,820	1,215,014	1,238,404	1,238,404	1,238,404	1,238,404	1,238,404	1,238,404	1,238,404
Gastos de administración		153,984	153,984	153,984	153,984	153,984	153,984	153,984	153,984	153,984	153,984
Depreciación		255,041	232,015	206,969	185,964	162,938	255,041	232,015	206,969	185,964	162,938
Utilidad de Operación		362,141	688,821	652,041	696,456	921,482	829,379	852,405	875,431	898,456	921,482
I. S. R. en %	34	123,126	234,199	269,694	305,475	313,304	281,969	289,818	297,647	305,475	313,304
		239,013	454,622	562,347	592,981	608,178	547,390	562,588	577,785	592,981	608,178
P.T.U. en %	10	23,901	45,462	56,235	59,296	60,818	54,739	56,259	57,778	59,296	60,818
Utilidad Neta		215,112	409,160	506,112	533,683	547,361	492,651	506,329	520,006	533,683	547,361
Depreciación		255,041	232,015	206,969	185,964	162,938	255,041	232,015	206,969	185,964	162,938
Sub-total		470,153	641,175	715,101	719,647	710,299	747,692	738,344	728,995	719,647	710,299
Servicio de la Deuda											
Costo		124,060	102,960	81,840	60,720	39,600	18,840	1,320	0	0	0
Pago de Capital		80,000	80,000	80,000	80,000	80,000	80,000	80,000	0	0	0
Flujo de Efectivo		266,073	458,215	553,261	578,927	590,699	648,852	657,024	728,995	719,647	710,299
Inversión	2,349,375	0	0	0	0	345,384	0	0	0	0	0
Diferencia Acumulada		-2,063,302	-1,625,067	-1,071,826	-492,699	-247,564	401,268	1,058,292	1,767,287	2,506,934	3,217,233

CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO

VALOR ACTUAL NETO

El Valor Actual Neto, se puede obtener utilizando la siguiente fórmula :

$$\sum_{n=1}^n \frac{FNE_n}{(1+i)^n} - I = 0$$

Donde :

FNE = Flujo Neto de Efectivo

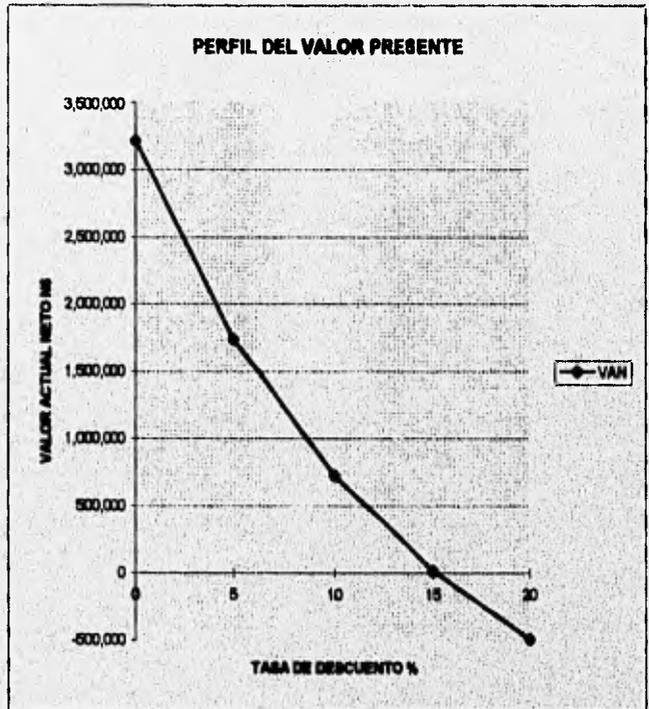
i = Tasa de Rentabilidad

n = Número de Periodos

Año	Flujo Neto de Efectivo	Valor Presente			
		5%	10%	15%	20%
1	266,073	253,403	241,885	231,368	221,728
2	458,215	415,815	378,690	348,478	318,205
3	553,261	477,928	415,873	383,778	320,174
4	578,927	478,285	395,415	331,003	279,189
5	590,699	462,828	366,778	293,682	237,389
6	648,852	484,183	366,260	280,517	217,299
7	657,024	466,935	337,157	247,000	183,363
8	728,995	493,413	340,082	238,310	169,541
9	719,647	463,891	305,201	204,569	139,472
10	710,299	438,062	273,851	175,575	114,717
	5,911,992	4,430,541	3,420,991	2,712,277	2,201,078
Inversión	2,694,759	2,694,759	2,694,759	2,694,759	2,694,759
VAN	3,217,233	1,735,782	726,232	17,518	-493,681

Tasa %	VAN
0	3,217,233
5	1,735,782
10	726,232
15	17,518
20	-493,681

En la siguiente figura, los valores presentes netos se grafican contra las tasas de descuento seleccionadas .



PERIODO DE RECUPERACION DE LA INVERSION

AÑO	INVERSION	FLUJO NETO EFECTIVO	DIFERENCIA ACUMULADA
1994	2,349,375		-2,349,375
1995	0	266,073	-2,083,302
1996	0	458,215	-1,625,087
1997	0	553,261	-1,071,826
1998	0	578,927	-492,899
1999	0	590,699	97,800
2000	345,364	648,852	401,268
2001	0	657,024	1,058,292
2002	0	728,995	1,787,287
2003	0	719,647	2,506,934
2004	0	710,299	3,217,233

EL PERIODO DE RECUPERACION DE LA INVERSION SE ENCUENTRA COMPRENDIDO ENTRE EL PRIMER AÑO DE OPERACION Y HASTA CASI FINALES DEL QUINTO .

$$\frac{590,699}{12} = 49,225$$

$$\frac{492,899}{49225} = 10.013184 \text{ meses}$$

POR LO TANTO EL PERIODO ES DE 4 AÑOS 10 MESES.

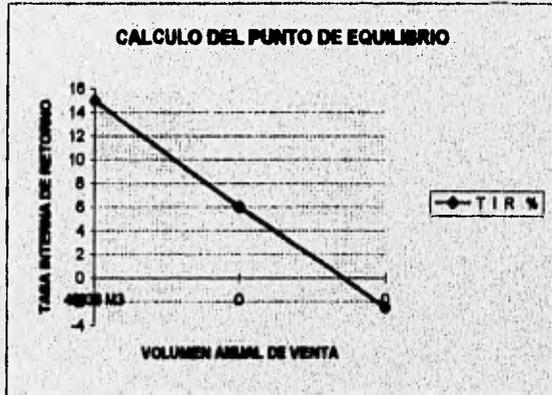
ANALISIS DE SENSIBILIDAD

Se variarán los ingresos anuales de acuerdo a sus respectivos volúmenes 35000 m3 y 27000 m3 dose un Flujo Neto de Efectivo y consecuentemente una Tasa Interna de Retorno, con lo que localizaremos el punto en que la TIR es cero.

Ventas/año Proj. Act. 35000 m3 27000 m3

AÑO	FLUJO NETO DE EFECTIVO		
1	266073	287210	153819
2	458215	298981	165390
3	553261	310753	177162
4	578927	322524	188934
5	590699	334296	200705
6	648852	392450	258859
7	657024	400621	267030
8	728995	472593	339002
9	719647	463244	329654
10	710299	453896	320305

	Vol. anual	TIR %
A	46938 M3	15
B	0	6.0
C	0	-2.5



En la gráfica, el punto de intersección de la curva con el eje de las (x), es el punto donde la Tasa Interna de Retorno es cero dando a la vez el volúmen que generó dicha tasa.

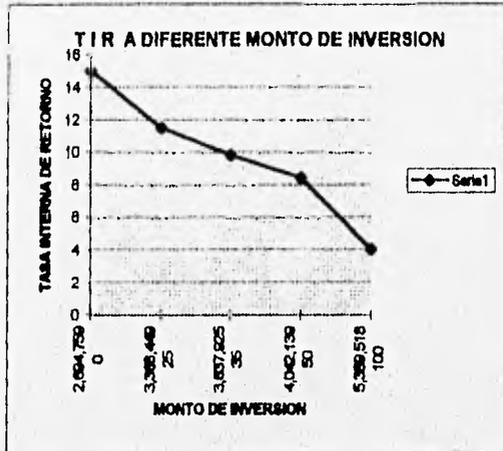
	Vol. anual	28,420 m3
año		F. N. E.
1		183141
2		194912
3		206684
4		218456
5		230227
6		288381
7		296552
8		368524
9		359176
10		349827

TASA INTERNA
DE RETORNO 0%

Ahora bién, si se varía la inversión en un determinado porcentaje, también variará en el mismo porcentaje el valor del equipo y por ende la depreciación de los mismos.

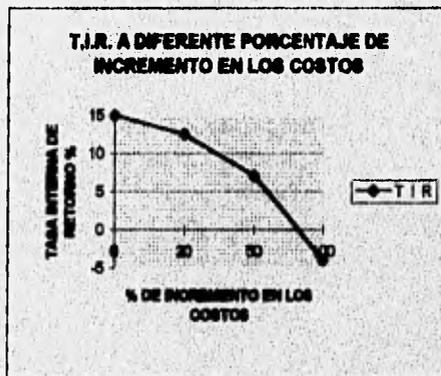
VARIACION DE LA INVERSION

%	\$	T I R
0	2,694,759	15
25	3,368,449	12
35	3,637,925	10
50	4,042,139	8
100	5,389,518	4



Si se incrementan los Costos de Operación, mas los Gastos Administrativos en el mismo porcentaje, la Tasa Interna de Retorno se comporta como sigue :

Incremento	%	T I R
	0	15
	20	12.5
	50	7
	100	-4



Como se puede apreciar, desde el punto de vista de los ingresos, el punto donde la Tasa Interna de Retorno es igual a cero, representa la venta de 28,420 m³ anuales de grava, lo que significa vender 95 m³ diarios para estar en el punto de equilibrio .

Analizándolo desde el punto de vista de que la inversión tuviese que ser mayor de lo previsto, si aumentara un 35 % la Tasa Interna de Retorno aún estaría en casi el 10 % . Si este aumento llegara hasta el 100 %, es decir el doble de la cantidad invertida, todavía la Tasa Interna de Retorno sería de aproximadamente 4 % .

Si el análisis es realizado desde el punto de vista de aumento de los gastos, de operación y administrativos, se puede apreciar que si éstos aumentan 20 % mas de lo previsto, la Tasa Interna de Retorno sería de 12.5 % que aún es muy rentable. Por otro lado, si el aumento fuese del 80 % aproximadamente, la Tasa Interna de Retorno sería igual a cero.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VI. 1 . - CONCLUSIONES

Se infiere que el yacimiento es de buena potencia debido a las características de su formación, lo que permite suponer que cuenta con reservas por 4'000,000 m³ de roca caliza que significa una vida de 79 años a un ritmo de explotación de 54,000 m³ anuales

El mercado que cubre el Municipio de Alarcón, Gro. donde el centro comercial mas importante es la ciudad de Taxco, tiene una población de 165,000 habitantes que tiene un consumo diario de 250 m³/día de grava y 100 m³/día de arena.

El mercado está influenciado por las variaciones a la alza en la cotización de la plata, así como las bajas en turismo y en general la inflación a nivel nacional, tienen gran repercusión económica en esta población, lo cuál perjudica directamente a la industria de la construcción, principal consumidor del producto.

Como puede apreciarse, durante los dos primeros años no se podrá alcanzar el 100 % del nivel de ventas anuales. De igual forma, durante la temporada de lluvias, las ventas caerán a un 60 % de la producción.

El cálculo de la rentabilidad se basó en el análisis de los 10 años del proyecto , lo que arrojó el siguiente resultado ; La Tasa Interna de Retorno es de 15 %, lo que significa que el proyecto tiene muy buenas perspectivas. El periodo de recuperación se encuentra comprendido en la primera mitad del tiempo de duración del proyecto (4 años 10 meses).

Desde el punto de vista del análisis de sensibilidad, aún si las ventas bajaran a 95 m³ / día, la operación se encontraría en el punto de equilibrio, o bien si los gastos de operación aumentaran 80 % mas de lo previsto, caeríamos al punto de equilibrio o bien si la inversión tuviese que aumentar al doble de la ya realizada, también caeríamos al punto de equilibrio. En general, esto nos indica que el rango de seguridad en la inversión es bastante amplio.

VI. 2 . - RECOMENDACIONES

La investigación de nuevos mercados, son clave para garantizar las ventas con el objeto de que estos primeros dos años se logre elevar el nivel de dichas ventas, así como asegurar un mercado sin depender tanto del mercado de Taxco.

Elaborar un plan de ventas agresivo que abarque regiones fuera del municipio de Atarcón, garantizaría alcanzar ventas por el 100 % de la producción en el corto plazo y posiblemente rebasar esas expectativas.

Dentro de los prospectos, se encuentra la región de Puente de Ixtla y Amacuzac en el estado de Morelos y la Ciudad de Iguala Guerrero; así como las compañías constructoras que lleguen temporalmente para desarrollar obras de infraestructura en las mencionadas regiones.

En el caso de tener necesidad de producir mayores volúmenes de material, la planta de trituración podría trabajar un tercer turno.

BIBLIOGRAFIA

BIBLIOGRAFIA

Crawford John T., OPEN PIT MINE PLANNING AND DESIGN, AIME, 1979, New York
sección 6 pag. 67-80, sección 13 pag. 189-194, sección 14 pag. 197-202, sección 15
pag. 209-216, sección 16 pag. 219-231.

Cedarapids, MANUAL DE OPERACIONES Y MANTENIMIENTO, Iowa Manufacturing
Company, 1966, Iowa U. S. A. , Sección para Quebradoras de Quilada, pag. 3 - 14
Sección para Quebradoras de Rodillos, pag. 3 - 16, Sección para Cribas Vibratorias
Horizontales pag. 3 - 15, Sección para bandas transportadoras pag. 31-40.

Comunicaciones y Transportes Secretaria de. ESPECIFICACIONES GENERALES DE
CONSTRUCCION, S. C. T. México D. F. , parte octava libro primero, pag. 9 - 13 .

Chaves Martínez Luis, MEMORIA TECNICA XV CONVENCION, AIMMGM, 1993,
Guadalajara Jal. , pag. 1096 - 1110 .

Caterpillar, MANUAL DE RENDIMIENTO CATERPILLAR, 1992, sección 12, pag. 1 - 59

Huerta López Pedro , TESIS PROFESIONAL U.N.A.M., Facultad de Ingenieria, 1977 ,
México D. F. pag. 35 - 49 .

Merrit Frederick S., MANUAL DEL INGENIERO CIVIL, De. Mc Graw-Hill, 1984, México
D.F. , sección 5 pag. 6-10, sección 13 pag. 1-19, sección 16 pag. 49-52, sección 19 pag.
19-35.

Muñoz Cabral Florentino , MEMORIA TECNICA XIV CONVENCION, AIMMGM, 1981,
Acapulco Gro. , pag. 294 - 300 .

Pfleider Eugene P. , SURFACE MINING, AIME. 1972, New York, sección 4 pag. 141 - 165, sección 6 pag. 269 - 299 .

Plazola Cisneros,Plazola Anguiano, NORMAS Y COSTOS DE CONSTRUCCION, Limusa,

Palomino Huerta Carlos, TESIS PROFESIONAL U.N.A.M., Facultad de Ingeniería, 1980, México D.F. pag. 41-51, 71-73, 80-85 .

Taggart Arthur F. , HANDBOOK OF MINERAL DRESSING ORES AND INDUSTRIAL MINERALS, John Wiley & Sons Inc. 1953, New York, sección 4 pag. 1 - 101, sección 7 pag. 1 - 70.

Universal Engineering, PRODUCERS FACT BOOK, Pettibone, Iowa U. S. A. , 1989, pag. 4 - 32.

Weston J. Fred & Brigham Eugene F., MANUAL DE ADMINISTRACION FINANCIERA, Editorial Oceano, 1984, México D. F. Apéndice A del capítulo 3, pag. 68 - 73, capítulo 13 pag. 430 - 461 .

ANEXO 1

CARACTERISTICAS DE LOS AGREGADOS

Agregados para Concreto

Características deseables. Los agregados constituyen alrededor del 75 % en volumen, de una mezcla típica de concreto. El término agregado comprende arenas, gravas naturales y la roca triturada utilizada para preparar morteros y concretos, también se aplica a los materiales especiales utilizados para producir concretos ligeros y pesados .

La limpieza, sanidad, resistencia y forma de las partículas son importantes en cualquier agregado para cualquier uso.

Los agregados se consideran limpios si están compuestos de roca sana, exentos de arcilla, limo, mica, materia orgánica, sales químicas y granos recubiertos.

Un agregado es físicamente sano si retiene la estabilidad en su forma con cambios de temperatura o humedad y resiste la acción de la Intemperie sin descomponerse.

Para que un agregado pueda considerarse de resistencia adecuada, debe ser capaz de desarrollar toda la resistencia propia del aglomerante. Cuando la resistencia al desgaste es importante, el agregado debe ser duro y tenaz .

La forma de las partículas en los agregados es muy importante ya que las partículas planas o alargadas perjudican la docilidad del concreto, debido a lo cual es necesario utilizar mezclas con más arena y en consecuencia más cemento y agua.

Se han desarrollado varios procesos para mejorar la calidad de los agregados cuando no cumplen con las especificaciones deseadas. Puede utilizarse el lavado para eliminar los recubrimientos de las partículas o para cambiar la graduación del agregado.

Granulometría : La clasificación y el tamaño máximo de los granos son

importantes debido a su efecto en las dosificaciones, ductilidad, economía, porosidad y contracción. La distribución del tamaño de las partículas se determina por separación con una serie de tamices normales. Los tamices normales utilizados son los Nos. 4, 8, 16, 30, 50 y 100 para agregado fino y 6, 3, 1 1/2", 3/4", 3/8" y 1/4" para agregado grueso.

Agregado Grueso

Se considera agregado Grueso, aquel que pase por una malla que tenga aberturas cuadradas de 3/4" por lado y deberá ser retenido por una malla de aberturas cuadradas de 5 mm. Todas las partículas deben ser lo más cúbico posibles debiéndose evitar las formas lajeadas o alargadas. Asimismo debe cuidarse que dichas partículas no sean heladizas, es decir que no sufran descomposición como el caso de las partículas de calcita y mármol.

El agregado grueso que se emplee en la fabricación de concreto, deberá estar constituido por fragmentos de roca sana. los granos deben ser duros, con una resistencia a la compresión superior ó igual a la resistencia del concreto del que va a formar parte. Su limpieza garantizará la adherencia al mortero. Si se requiere lograr un concreto de densidad y resistencia adecuadas, la composición granulométrica del confitillo debe ser en forma tal, que una vez hecha la revoltura facilite su manejo, evitando el tener que recurrir al aumento excesivo de los ingredientes (arena, cemento y agua).

El tamaño ideal para el agregado grueso es cuando un 50 % está comprendido entre 1/4" y 3/4" y el otro 50 % entre 3/4" y 1 1/2". Su tamaño máximo nominal es de 38 mm (1 1/2").

El contenido de limo y arcilla, se determina por prueba de decantación y nunca deberá exceder del 1 % en peso .

Se evitará en lo absoluto el contenido de materia orgánica, sales u otras sustancias que puedan perjudicar el uso correcto del concreto. La densidad absoluta no debe ser menor de 2.40 . La existencia de partículas escamosas y desmenuzables,

en más de un 3 %, o que contenga sieno con exceso de 1.5 % debe desecharse, así como el polvo de fractura mas fino que la malla estándar No. 200 en exceso del 2 %. En total las cantidades combinadas de substancias o elementos nocivos presentes en los concretos, no deben pasar del 5 % del peso total de los agregados.

En la práctica se debe usar agregado azul (vigilando lo antes dicho), o en su defecto el llamado pardo debidamente dosificado.

Agregado Fino

El agregado fino que se utilice en la fabricación de concreto, deberá estar constituido por fragmentos de roca sana. Los granos debe ser duros y resistentes. se considera agregado fino aquel que pasa por la malla No. 4 de medio centimetro por lado o su equivalente si es área redonda. Todas las partículas deben ser esféricas o cúbicas y en ningún momento pueden ser formas alargadas o lajeadas.

Módulo de Finura (M F) : Es un índice utilizado para describir si el agregado es fino o grueso. El MF de una arena se calcula al sumar los porcentajes acumulados retenidos en las seis cribas normales y al dividir la suma entre 100. Por ejemplo, el siguiente cálculo muestra un análisis típico de arena :

Criba No.	% Retenido	% Acumulativo (+)
4	1	1
8	18	19
16	20	39
30	19	58
50	18	76
100	16	92
- 100	8	
	100	285

$$MF = 285 / 100 = 2.85$$

El módulo de finura no es un índice de granulometría, ya que un número infinito de tamizados da el mismo valor para el módulo de finura. Sin embargo, da una medida del grosor o finura del material. los valores de 2.5 a 3.0 son normales.

En el agregado fino debe vigilarse que el contenido de limo y arcilla, determinado por pruebas de decantación, no exceda del 3% en peso, así como asegurarse de que no contenga materia orgánica. Las partículas como tepetate, pómez, etc. no deberán exceder del 6% en peso. Las impurezas de arcilla en polvo en la arena pueden llegar hasta un 10 %, siempre y cuando no esté formada por granos.

La arena podemos también clasificarla como fina, mediana y gruesa según varíe su diámetro 0.5 mm a 2 mm y 2 mm a 5 mm respectivamente, según sea el porcentaje que intervenga en la confección del concreto. Así se clasificará como concreto bueno, regular y malo, correspondiendo este último a los concretos con arena fina .

Arena o Arenilla

Los usos de este material son muy variados, dentro de los que podemos encontrar :

En todos los acabados de casas, edificios y en general todo tipo de edificación, en la fabricación de:

Tubo de albañal para drenajes en todos los diámetros

Block, Tabicón, Adoquín

Tubo para cable telefónico

Postes para cable de energía eléctrica

Postes para cercas .

En todos los casos, el material debe guardar requisitos y características semejantes en la Granulometría, dureza, limpieza y forma .

Agregados para Pavimento Flexible

Las estructuras del pavimento flexible son : Capa de sub-base, capa de base y capa superficial .

Capa de sub-base : Es la porción de la estructura de pavimento flexible entre la sub-rasante y la capa de base. La capa de sub-base comúnmente consta de una capa compactada de material granular, o una capa de suelo tratado con una mezcla conveniente. Además de su posición en el pavimento comúnmente se distingue del material de la capa de base por requerimientos menos estrictos de la especificación para resistencia, tipos de agregados y gradación.

Capa de base : La capa de base es la porción de la estructura del pavimento flexible que se encuentra inmediatamente debajo de la capa superficial. Se construye sobre la capa de sub-base ó si ésta no se usa, directamente sobre la subrasante. Su principal función es como una porción estructural del pavimento. La base consta , comúnmente de agregados como piedra triturada o grava triturada o sin triturar y arena , o la combinación de estos materiales.

Los materiales caliza, escoria, arenisca, granito y basalto cuando se empleen en pavimento flexible de carreteras o aeropistas deben llenar los siguientes requisitos .

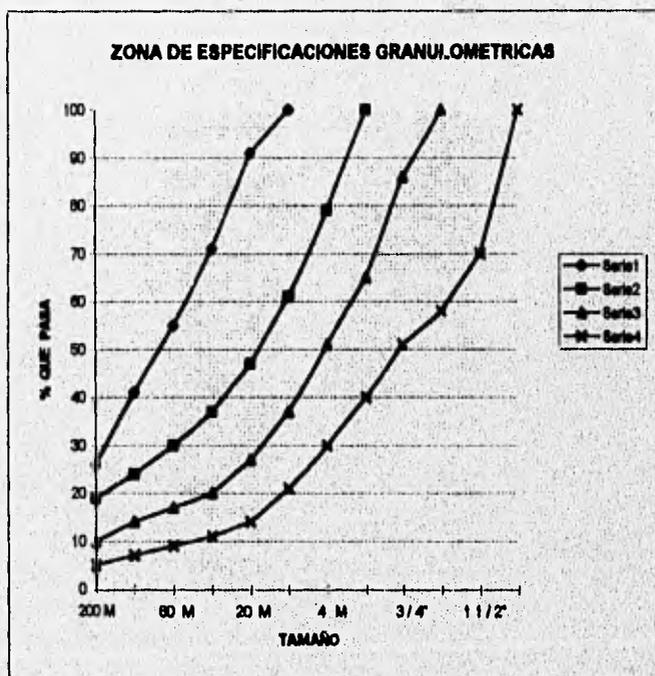
A . - La granulometría, de acuerdo a la gráfica de la siguiente página, en las condiciones que a continuación se mencionan.

1.- La curva granulométrica del material deberá quedar entre el límite inferior de la zona 1 y el superior de la zona 3 y deberá afectar una forma semejante a las de las curvas que limitan las zonas sin presentar cambios bruscos de pendiente. La relación del porcentaje en peso que pase la malla No. 200 al que pase la malla No. 40 no deberá ser mayor de sesenta y cinco centésimos (0.65).

2.- El tamaño máximo de las partículas del material no deberá ser mayor de 51 mm (2").

ZONAS DE ESPECIFICACIONES GRANULOMETRICAS

Tamaño	% que pasa			
200 M	28	19	10	5
100 M	41	24	14	7
60 M	55	30	17	9
40 M	71	37	20	11
20 M	91	47	27	14
10 M	100	61	37	21
4 M		79	51	30
3/8"		100	65	40
3/4"			86	51
1"			100	58
1 1/2"				70
2"				100



B . - Contracción lineal, valor cementante, valor relativo de soporte y equivalente de arena. Los valores se encuentran fijados en el siguiente cuadro.

Zonas en que se clasifica el material			
de acuerdo con su granulometría			
Contracción lineal en %	6.0 max.	4.5 max.	3.0 max
Valor cementante para materiales			
angulosos en kg / cm ²	3.5 min.	3.0 min.	2.5 min.
Valor cementante para materiales			
redondeados y lisos en kg / cm ²	5.5 min.	4.5 min.	3.5 min.
Valor relativo de soporte estándar			
saturado en %	50.0 mínimo		
Equivalente de arena en %	20.0 mínimo tentativo		

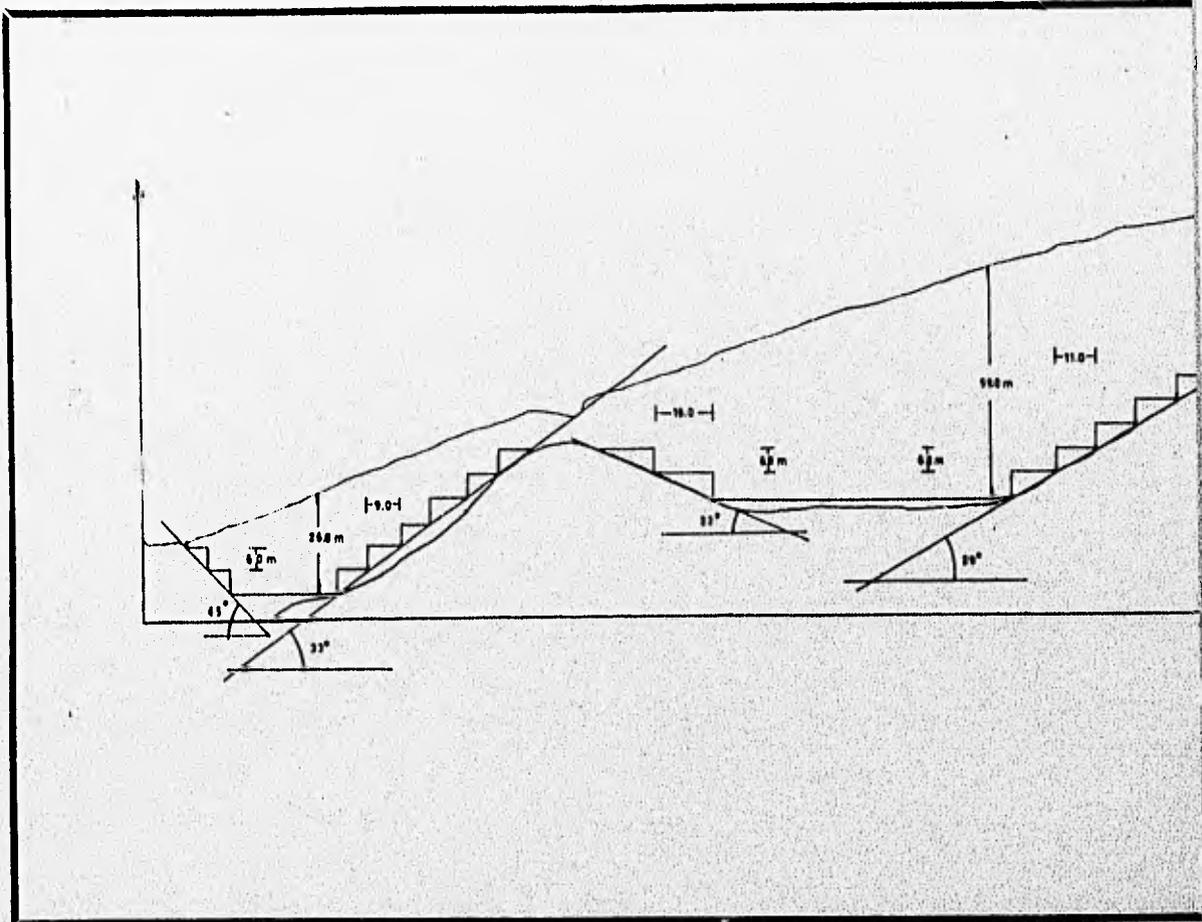
C . - Grado de Compactación . Estos materiales, en cada caso se compactarán al grado que fije el proyecto.

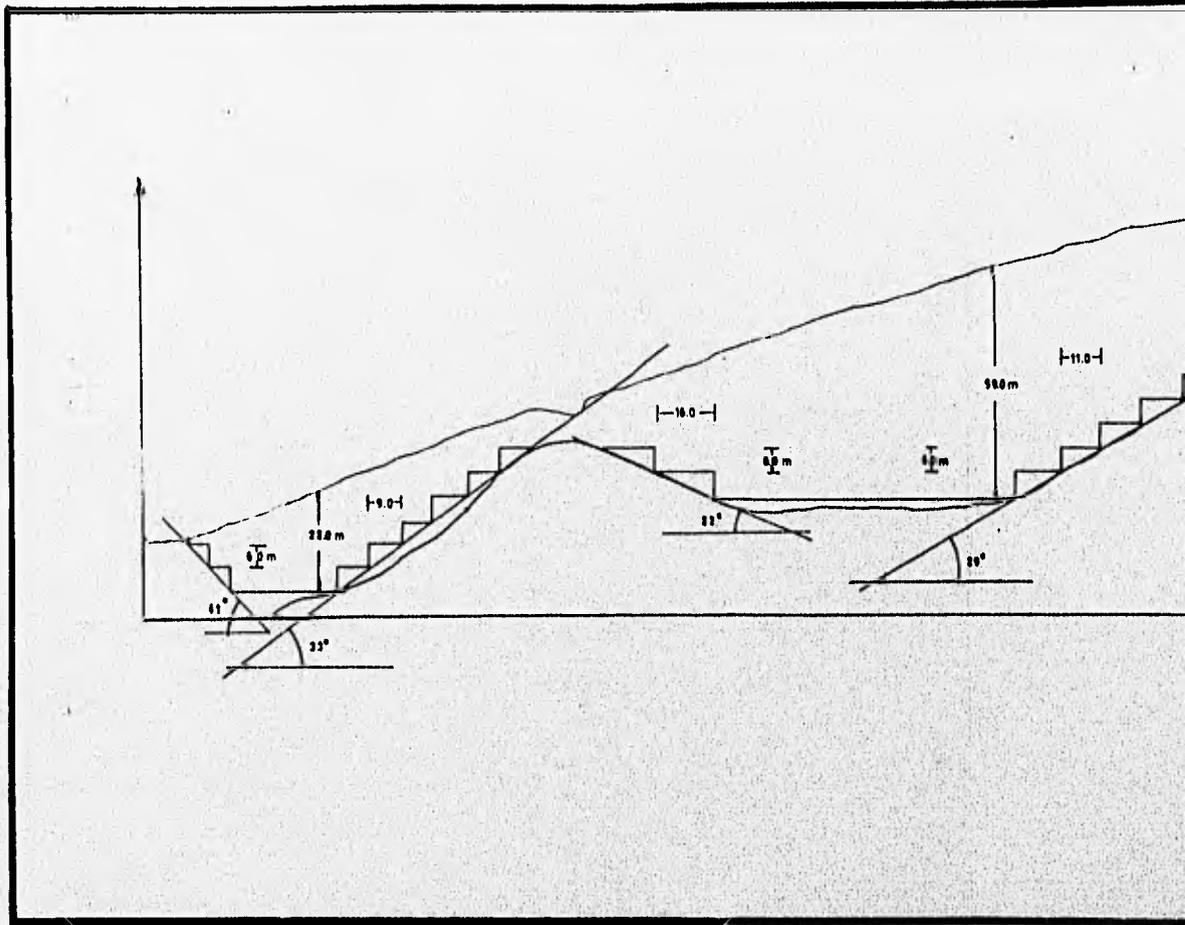
Balastro .- Es usado para el tendido y mantenimiento de las vías de ferrocarril y sus características son las siguientes :

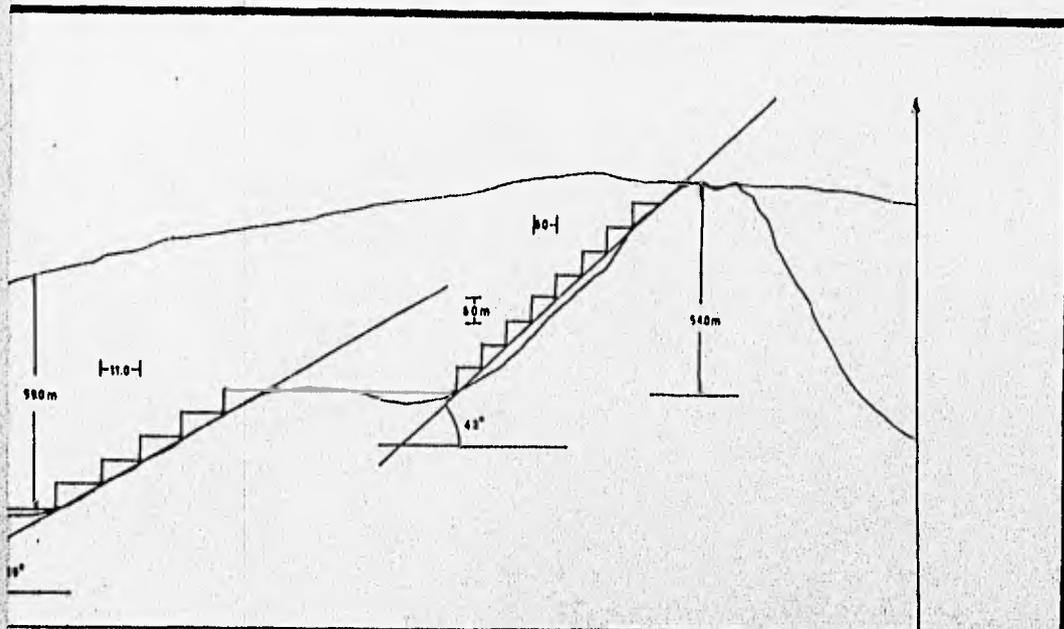
Deberá ser roca triturada perfectamente bien clasificada .

Granulometría	38 mm (1 1/2") - 51 mm (2")
Limpieza	Libre de arcillas, caliche, tierra vegetal.
Dureza	Los fragmentos debe ser duros, que no se desmoronen por efectos del intemperismo y resistentes a la abrasión .
Forma	Deben tener forma lo mas tendiente a cúbico o redondeado .

ANEXO 3 GEOMETRIA FINAL DEL TAJO







U

FACULTAD DE INGENIERIA

N

GEOMETRIA FINAL DEL TAJO

A

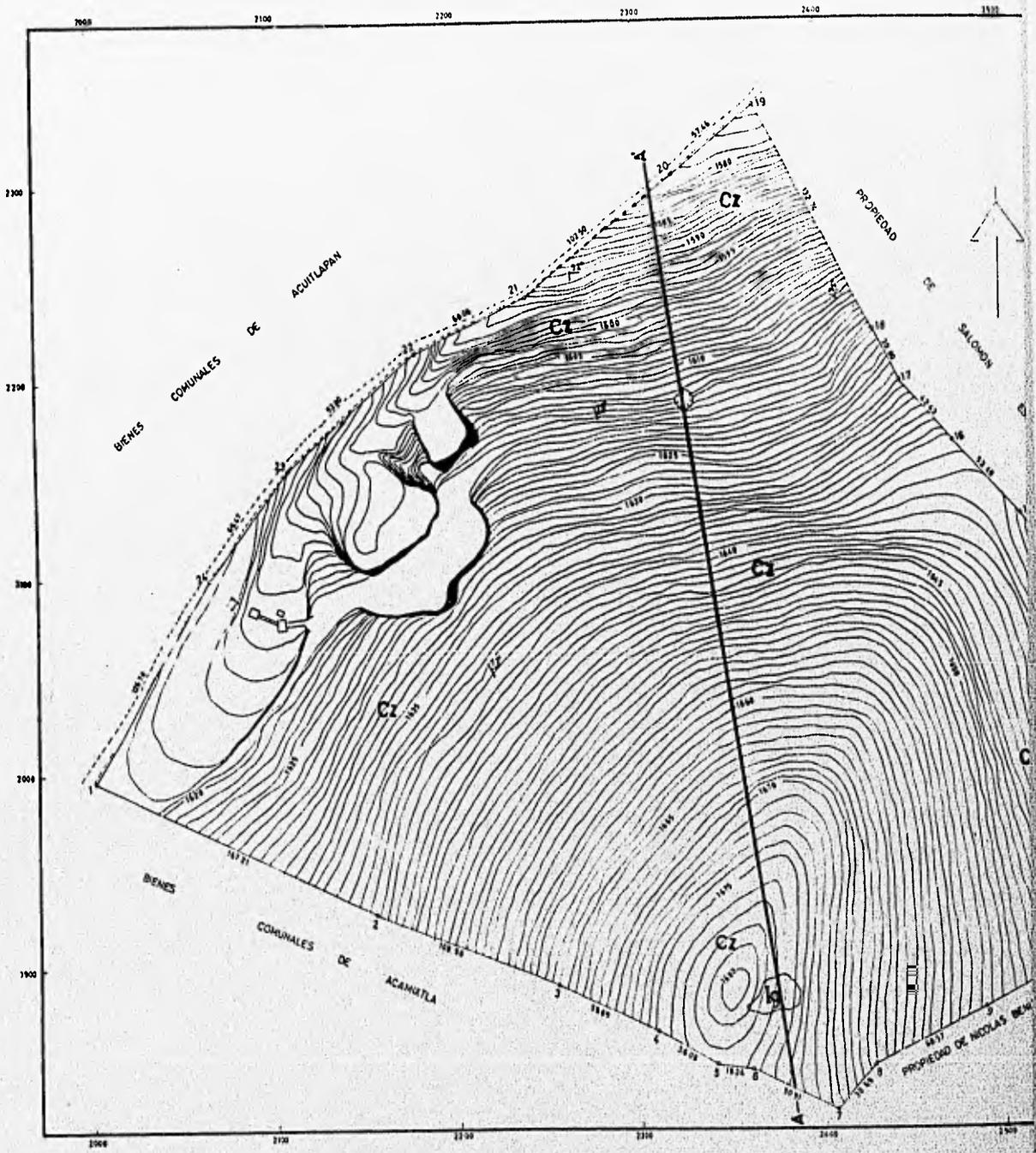
MARTIN CASTILLO HERRERA TESIS PROFESIONAL

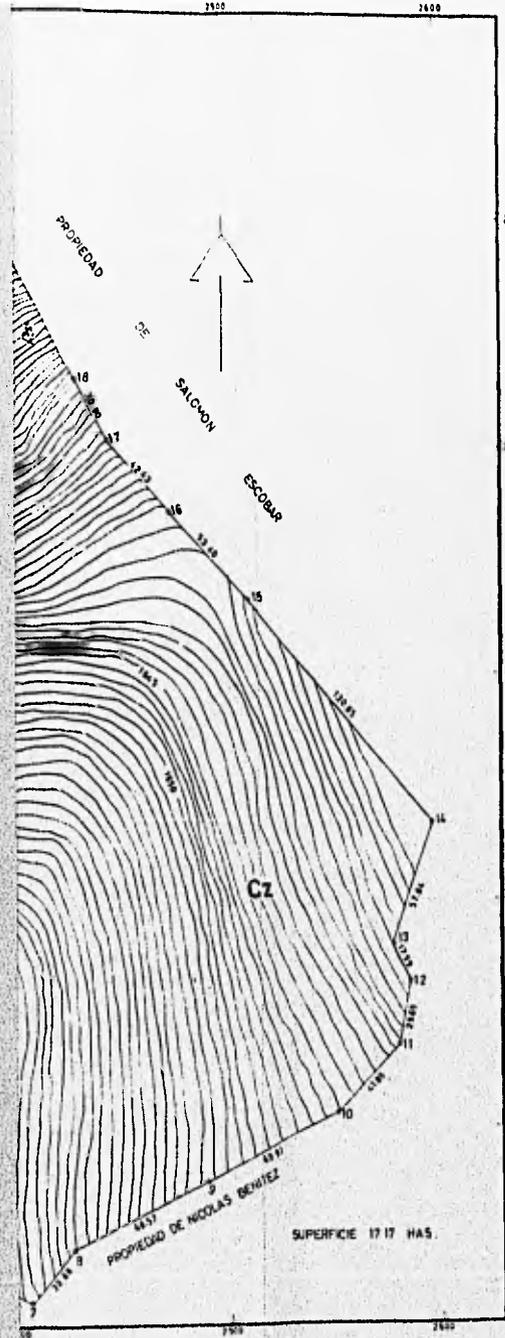
M

ESCALA 1:100

FECHA 1996

ANEXO N° 3

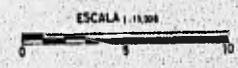




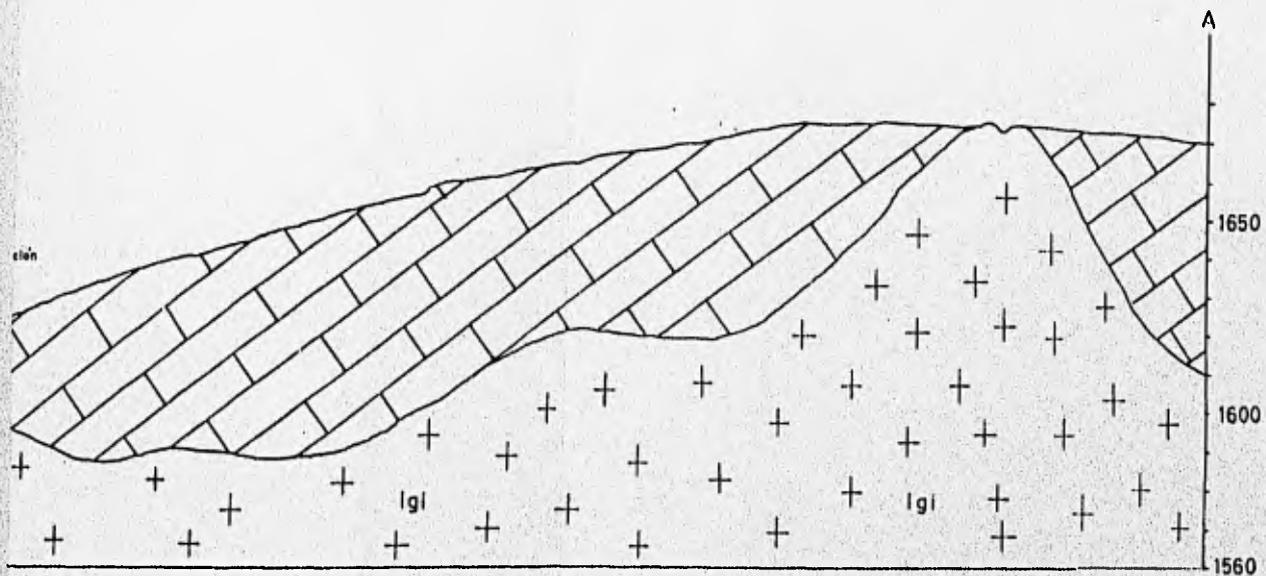
PUNTOS	COORDENADAS	
	X	Y
1	2000.41	1994.46
2	2153.79	1976.50
3	2254.09	1888.33
4	2309.81	1865.64
5	2341.50	1847.39
6	2360.70	1845.03
7	2406.71	1823.70
8	2426.83	1847.00
9	2489.14	1875.70
10	2552.13	1906.02
11	2581.52	1935.62
12	2587.82	1964.75
13	2578.56	1980.21
14	2598.18	2034.62
15	2511.62	2132.75
16	2473.88	2170.53
17	2444.62	2211.28
18	2429.43	2228.05
19	2366.74	2345.10
20	2281.77	2393.33
21	2240.62	2245.85
22	2178.69	2218.41
23	2108.83	2158.25
24	2065.85	2103.05

SIMBOLOGIA

- CALIZA
- INTRUSIVO DIORÍTICO
- RUMBO Y ECHADO
- CONTACTO GEOLÓGICO
- CATA
- LÍNEA DE SECCIÓN
- PERÍMETRO
- CURVAS DE NIVEL A CADA METRO
- ARROYO INTERMITENTE
- CAMINO REAL
- PLANTA DE TRITURACIÓN



U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA		
	PERÍMETRO DEL PREDIO PROPIEDAD DE LA TRITURADORA DE PIEDRA HUAJOJUTLA		
	MARTIN CASTILLO HERRERA		TESIS PROFESIONAL
	ESCALA 1:10,000	FECHA 1998	ANEXO Nº 3



U
N
A
M

FACULTAD DE INGENIERIA

BANCO DE CALIZA
sección geológica (AA VIENDO AL NE)

MARTIN CASTILLO HERRERA TESIS PROFESIONAL

ESCALA 1:100

FECHA 1996

ANEXO Nº 3

ANEXO 4
SELECCION DEL CARGADOR

1.- Determinar el volumen requerido :

200 M3/día de roca caliza

200 " " grava

400 M3/día

Horas trabajadas : 14 hrs.

$400/14 = 29 \text{ M3/hr}$

2.- Determinar el tiempo de ciclo del cargador y No. de ciclos por hora.

Cuando se acarea material granular, suelto en un suelo duro y parejo, se considera razonable un tiempo básico de 0.49- 0.60 min. por ciclo de los cargadores articulados. Esto comprende la carga, descarga, cuatro cambios de sentido de marcha, un ciclo completo del sistema hidráulico y recorrido mínimo.

Al tiempo anterior le sumaremos el tiempo por cargado de camiones 0.50 min. de donde el tiempo de ciclo será :

$$0.60 + 0.50 = 1.10 \text{ min.}$$

El tiempo efectivo de cargado será de 40 min. por hora.

$$\text{Ciclos / hora} = 40 / 1.10 = 36 \text{ ciclos / hora.}$$

3.- Determinar la carga útil requerida por ciclo en M3.

$$29 \text{ M3} / 36 \text{ ciclos} = 0.81 \text{ M3/ciclo}$$

4.- Determinar el tamaño requerido del cucharón.

$$\text{Factor de llenado del cucharón} = 75 \%$$

$$\text{Tamaño del cucharón} = 0.81/0.75 = 1.07 \text{ M3.}$$

Un cucharón de 1.5 M3 = 2.0 yd³ proporcionará la capacidad requerida

El tamaño necesario del cucharón y la densidad del material hacen del 916 con un cucharón de uso general de 1.5 M3 la selección apropiada.

La capacidad de operación requerida de la máquina, la determina el volumen de material que acarrea por viaje, multiplicada por la densidad del material.

$$1.5 \times 2600 \text{ kg} / \text{M3} = 3900 \text{ kg}$$

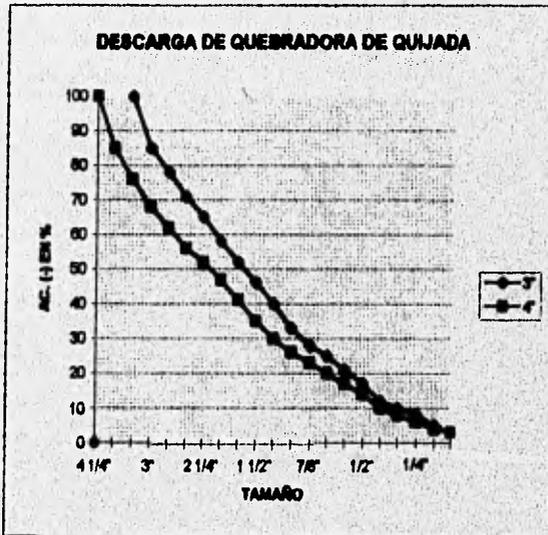
La carga límite de equilibrio estático con máquina derecha del 916 con cucharón de uso general de 1.5 M3 para dientes y segmentos, es de 6610 kg. a giro pleno de 40° es de 5772 kg. por lo que se cumple plenamente con la norma SAE.

(según Manual de Rendimiento Caterpillar, edición 23)

ANEXO 5

GRANULOMETRÍA DE DESCARGA
QUEBRADORA DE QUIJADA

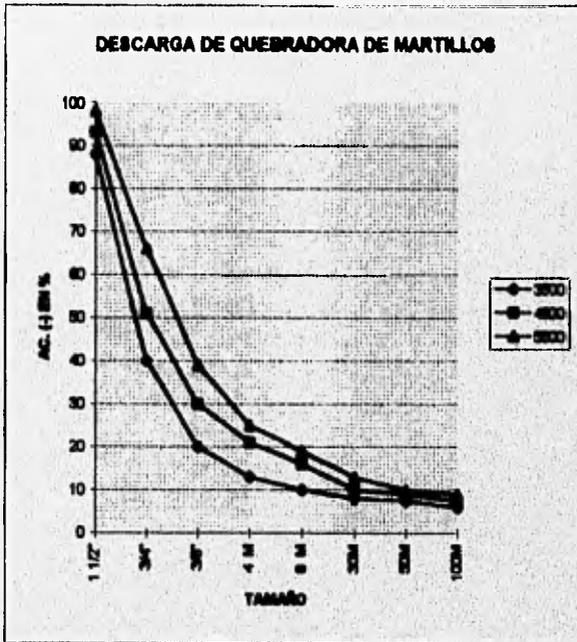
tamaño	3"	4"
4 1/4"		100
4"		85
3 1/2"	100	78
3"	85	68
2 3/4"	78	62
2 1/2"	71	56
2 1/4"	65	52
2"	58	47
1 3/4"	52	41
1 1/2"	46	35
1 1/4"	40	30
1"	33	26
7/8"	28	23
3/4"	25	20
5/8"	21	17
1/2"	17	14
3/8"	12	10
5/16"	10	8
1/4"	6	6
4 M	5	4
8M	3	3



ANEXO 5

Granulometría de descarga de quebradoras de martillos a diferentes velocidades.

Tamaño	VELOCIDADES		
	3500	4500	5500
1 1/2"	88	93	98
3/4"	40	51	66
3/8"	20	30	39
4 M	13	21	25
6 M	10	16	19
30M	8	10	13
50M	7.5	9	10
100M	6	7.5	9



ANEXO 5

Quebradora de Rodillos

Quebradora de doble rodillo

Capacidad a 3/4" de descarga 140 ton / hr

Tamaño de descarga 3/4"

Eficiencia 50%

Capacidad del motor 30 Hp.

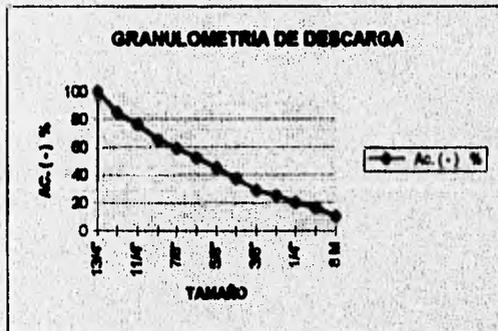
Capacidad real de la Quebradora 70 Ton / hr

Tamaño máximo de abertura 1 3/4"

Granulometría de descarga de una Quebradora de Rodillos

Circuito Abierto

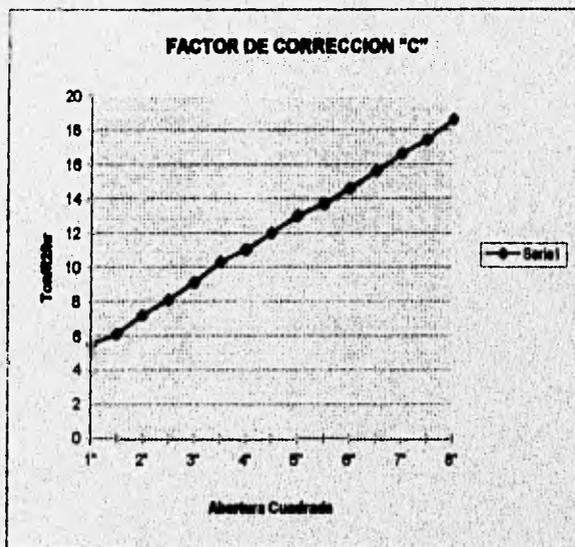
Tamaño	Ac. (-) %
13/4"	100
11/2"	85
11/4"	78
1"	65
7/8"	59
3/4"	52
5/8"	45
1/2"	37
3/8"	29
5/16"	25
1/4"	20
4 M	18
8 M	10



ANEXO 6
FACTORES DE CORRECCION DE CRIBADO
FACTOR DE CORRECCION "C"

Capacidad de la malla

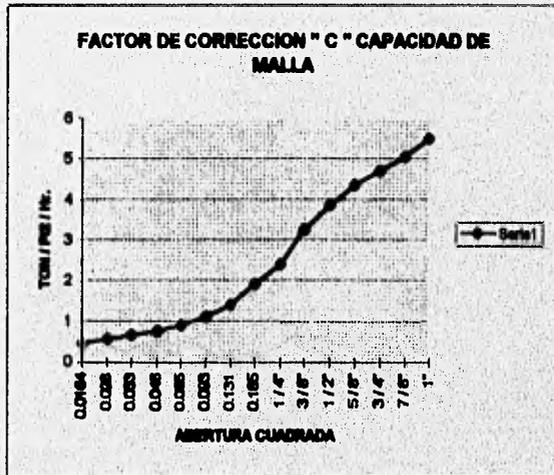
Abertura cuadrada	Ton/m2/hr
1"	5.5
1 1/2"	6.1
2"	7.2
2 1/2"	8.1
3"	9.1
3 1/2"	10.3
4"	11.0
4 1/2"	12.0
5"	13.0
5 1/2"	13.7
6"	14.6
6 1/2"	15.6
7"	16.6
7 1/2"	17.4
8"	18.6



Según datos de Bolden-ANIs

FACTOR DE CORRECCION " C "

Abertura Cuadrada	Ton/ ft ² / hr
0.0164	0.45
0.028	0.55
0.033	0.65
0.048	0.75
0.085	0.90
0.093	1.10
0.131	1.40
0.185	1.90
1/4"	2.40
3/8"	3.25
1/2"	3.85
5/8"	4.35
3/4"	4.70
7/8"	5.05
1"	5.50



Según datos de Boliden-Allis

**FACTOR DE CORRECCION
SOBRETAMAÑO " M "**

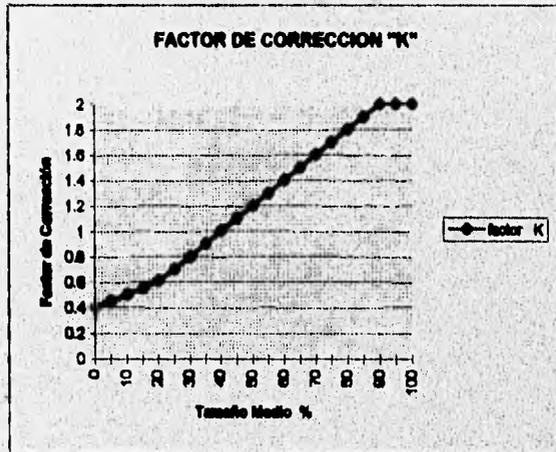
% de sobre- tamaño malla	Factor
0	0.915
5	0.928
10	0.94
15	0.955
20	0.965
25	0.995
30	1.025
35	1.05
40	1.095
45	1.13
50	1.175
55	1.235
60	1.305
65	1.42
70	1.54
75	1.755
80	2.00
85	2.66
90	3.70
91	4.00
100	4.00



FACTOR DE CORRECCION K

% tamaño medio	factor K
0	0.4
5	0.45
10	0.5
15	0.55
20	0.61
25	0.7
30	0.8
35	0.9
40	1.0
45	1.1
50	1.2
55	1.3
60	1.4
65	1.5
70	1.6
75	1.7
80	1.8
85	1.9
90	2.0
95	2.0
100	2.0

ESTA TESIS NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA



según datos de Bolden-Allis

ANEXO 7

Resumen de costos de operación
para los próximos 10 años

AÑO	VOLUMEN	COSTO / M3	COSTO TOTAL
1995	30,859.0	\$ 10.01	\$ 308,898.59
1996	43,010.0	10.01	430,530.10
1997	48,620.0	10.01	486,686.20
1998	49,556.0	10.01	496,055.56
1999	49,556.0	10.01	496,055.56
2000	49,556.0	10.01	496,055.56
2001	49,556.0	10.01	496,055.56
2002	49,556.0	10.01	496,055.56
2003	49,556.0	10.01	496,055.56
2004	49,556.0	10.01	496,055.56

ANEXO 8

A continuación tenemos una lista de posibles consumidores de grava y arenilla de todo el Municipio de Alarcón.

CLIENTE	ARENILLA	GRAVA
Gobierno Municipal de Taxco de Alarcón Gro.	25.0	30.0
Gobierno Municipal de Buena Vista de Cuellar Gro.	5.0	10.0
Martiniano Benítez A. L. Montes de Oca No. 4	2-07-43	6.0
Materiales para Construcción y Forrajes Burgos Pedro Martín s/n	2-07-22	6.0
Luis Antonio Estrada Q. Carretera Nal. s/n.	2-08-42	6.0
Materiales Piña Carretera Nal. s/n.		6.0
Ferre Materiales Taxco S.A. de C. V. Av. J. F. Kennedy No. 124	2-12-01	6.0
Israel Figueroa Díaz Constitución del 57 s/n	2-22-00	6.0
José Félix López Acevedo Carretera Nal. s/n	2-30-34	6.0
Materiales Beltrán Av. J. F. Kennedy No. 124-B	2-45-60	6.0

Materiales Gutiérrez			
Pedro Martín S/n	2-33-14		6.0
Materiales San Rafael			
L. Montes de Oca No. 3	2-08-02		6.0
Prefabricados de Concreto Taxco			
Calle del Estudiante No 37	2-58-68	6.0	6.0
Materiales para Construcción			
Carretera Nacional km 149			6.0
Unión de Camioneros Materialistas			
de Taxco (venta directa al público)			30.0
Camioneros Materialistas de Buena			
Vista de Cuellar			24.0
Zacapaico, Acuitlapán, Chontacuatlán			
y Axixintla			3.0
Cacahuamilpa, El Mogote y otros pueblos			12.0
Landa, Ixcateopan, San Juan Teneria			3.0
Taxco el Viejo, Teacalco, Cerro Gordo			3.0
Bloquera Porfirio Leguizamo			
Carretera Nacional s/n			
El Azul		6.0	
Bloc y Tabicón			
Calle del Panteón s/n		6.0	
		<u>48.0 m3</u>	<u>187.0 m3</u>