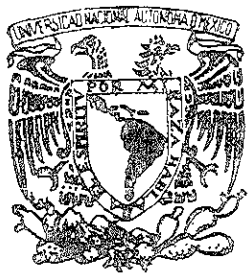


4

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO



FACULTAD DE INGENIERIA

PROYECTO DE OPTIMACION DEL PROCESO DE TRITURACION EN LA "UNIDAD DE PARRES", D.F., PERTENECIENTE A LA PLANTA DE ASFALTO DEL GOBIERNO DEL DISTRITO FEDERAL.

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A :
FELIPE PONCE DAMASO

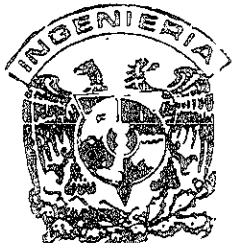
DIRIGIDA POR:

M. EN C. JOSE DE JESUS HUEZO CASILLAS

307 750

CIUDAD UNIVERSITARIA

2001





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.



FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-1-931

SR. FELIPE PONCE DAMASO
Presente

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que propuso el profesor M en C. José de Jesús Huevo Casillas y que aprobó esta Dirección para que lo desarrolle usted como tesis de su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista

**PROYECTO DE OPTIMACION DEL PROCESO DE TRITURACION EN LA
"UNIDAD DE PARRES", D. F. PERTENECIENTE A LA PLANTA DE ASFALTO DEL GOBIERNO
DEL DISTRITO FEDERAL.**

	RESUMEN
	INTRODUCCION
I	GENERALIDADES
II	GEOLOGIA
III	RESERVAS
IV	MINA
V	PROCESO DE TRITURACION ACTUAL
VI	OPTIMACION DEL PROCESO DE TRITURACION DEL CONJUNTO No. 5
VII	OPTIMACION DEL PROCESO DE TRITURACION DEL CONJUNTO No. 7
VIII	PROCESO DE PRODUCCION DE MEZCLA ASFALTICA
IX	ANALISIS FINANCIERO
X	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
	BIBLIOGRAFIA
	ANEXOS

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"

Cd Universitaria, D.F., a 17 de julio de 2001

EL DIRECTOR

ING. GERARDO FERRANDO BRAVO

GEB*RLLR*etc

DEDICATORIAS

A mi madre: Teresa Dámaso Trejo

Por su calidad humana, paciencia y por los enormes sacrificios morales y económicos que hizo en los momentos más difíciles para continuar mis estudios.

A mi hermana: Aurelia Ponce Dámaso

Por ser el ejemplo que me guió y por su apoyo incondicional en todo momento

A mis hermanos: Alejandro, Alfonso, Margarita, Antonia y Esperanza

A mi padre: Alfonso Ponce Valdés

A Francisco Zamora Salazar y Familia

Por la gran amistad que nos une

A toda mi familia en general y amigos

Al Ing. Jorge Arganis Días Leal

Por permitirme desarrollar este proyecto en la Planta de Asfalto del Departamento del D. F. a su digno cargo.

Al Ing. Jose Luis Nieto Ávila

Por darme las facilidades para desarrollar el proyecto

Al Ing. Juan Manuel Farfán Rangel

Por el apoyo proporcionado en la realización del proyecto

Al M. en C. José de Jesús Huevo Casillas

Por brindarme su tiempo y por guiarme en la realización del proyecto

A todo el personal que labora en la Planta de Asfalto

Por todas las facilidades obtenidas

A la Tuna y Paleotuna de la Facultad de Ingeniería de la U.N.A.M.

Por sus inigualables logros y tradiciones, por la formación personal y satisfacciones que me dio y por ser compañeros solidarios y unidos en las metas y aspiraciones.

A todos mis maestros

Por guiarme en el camino del saber

A la Facultad de Ingeniería

Por ser una institución de renombre y por ser el espacio en donde se me dio la formación académica.

A la Universidad Nacional Autónoma de México

Por ser la máxima casa de estudios

A la vida

Por ser verdadera maestra y forjadora del espíritu

ÍNDICE

ÍNDICE	1
RESUMEN	7
INTRODUCCIÓN	11
1 GENERALIDADES	13
1.1. Localización y Vías de Acceso	13
1.2. Climatología e Hidrología	13
1.3. Suelo y Vegetación	15
1.4. Fauna	15
2. GEOLOGÍA	16
2.1. Geología Regional	16
2.2. Geología Histórica	16
2.3. Geología Local y Geomorfología	17
2.4. Población, Servicios y Rasgos Económicos	17
3. RESERVAS	19
3.1. Introducción	19
3.2. Sondeos Eléctricos Verticales	19
3.2.1. Resumen de Información con el Método Geoeléctrico	21
3.3. Calicata Eléctrica Dipolar	22
3.3.1. Introducción	22
3.3.2. Funcionamiento de la Calicata	22
3.4. Barreno Exploratorio	22
3.4.1. Integración de Resultados	23
3.5. Volumetría del Banco	23
3.5.1. Volúmenes del Banco	25
3.6. Conclusiones del Estudio Geotécnico	26
4. MINA	27
4.1. Introducción	27
4.2. Sistema de Explotación en la Unidad Parres	27
4.3. Proceso Productivo de Explotación en la Unidad de Parres	28
4.3.1. Obras de Descapote	28
4.3.2. Barrenación	28
4.3.3. Cargado de Barrenos	29
4.3.4. Voladura	29
4.3.5. Carga y Acarreo	29
4.3.6. Trituración	30
4.4. Aspectos importantes en la Explotación Actual de Parres	30
4.4.1. Planeación de la Mina	30
4.4.2. Área de Explotación	30
4.4.3. Caminos de Acarreo y Pendientes	30
4.4.4. Altura y Ancho de los Bancos	32
4.5. Plantilla de Barrenación	32
4.5.1. Elementos de la Plantilla de Barrenación	32
4.5.2. Diseño de la Plantilla de Barrenación	33

4.5.2.1. Cálculo de los Elementos de la Plantilla	33
5. PROCESO DE TRITURACIÓN ACTUAL	39
5.1. Descripción del Proceso de Trituración Actual del Conjunto No.5	39
5.2. Descripción del Equipo del Conjunto No.5	40
5.3. Problemas que se Presentan en el Conjunto No.5	42
5.4. Descripción del Proceso de Trituración Actual del Conjunto No.7	42
5.5. Descripción del Equipo del Conjunto No.7	44
5.6. Problemas que se Presentan en el Conjunto No.7	46
6. OPTIMACIÓN DEL PROCESO DE TRITURACIÓN DEL CONJUNTO NO. 5	47
6.1. Introducción	47
6.1.1. Secuencia de los Cálculos de Optimización	47
6.2. Datos Necesarios para los Cálculos	47
6.2.1. Determinación de la Densidad Volumétrica del Material	47
6.2.2. Determinación de la Capacidad Máxima Actual de las Quebradoras	48
6.2.3. Eficiencia de Cribado	48
6.2.4. Porcentajes de Descarga de las Quebradoras	49
6.2.5. Porcentajes de Descarga Necesarios para los Cálculos	50
6.3. Proceso de Trituración Actual	51
6.3.1. Cálculo de la Alimentación a la Quebradora Secundaria de Cono	51
6.3.2. Cálculo del Área de Cribado de la Primer Criba	52
6.3.3. Cálculo de la Carga Circulante	54
6.3.4. Cálculo del Área de Cribado de la Segunda Criba	57
6.4. Propuesta de Optimización	59
6.4.1. Cálculo de la Alimentación a la Quebradora Secundaria de Cono	59
6.4.2. Cálculo de la Carga Circulante	61
6.4.3. Cálculo del Área de Cribado de la Primer Criba	63
6.4.4. Cálculo del Área de Cribado de la Segunda Criba	64
6.5. Cálculo de las Capacidades de las Bandas	66
6.5.1. Introducción	66
6.5.2. Datos para el Cálculo de las Capacidades de las Bandas	66
6.5.3. Cálculo de la Banda No.1	67
6.5.4. Cálculo de las Bandas Restantes	68
6.5.5. Comparación de Tonelajes en Bandas	68
6.6. Resumen de los Cálculos Efectuados en el Conjunto No. 5	69
6.6.1. Del Proceso de Trituración Actual	69
6.6.2. De la Propuesta de Optimización	69
6.7. Selección de la Mejor Opción	70
6.8. Selección del Equipo	71
6.8.1. Equipo Nuevo Propuesto	71
7. OPTIMACIÓN DEL PROCESO DE TRITURACIÓN DEL CONJUNTO NO. 7	72
7.1. Introducción	72
7.1.2. Secuencia de los Cálculos de Optimización	72
7.2. Datos Necesarios para los Cálculos	73
7.2.1. Determinación de la Densidad Volumétrica del Material	73
7.2.2. Eficiencia de Cribado	73
7.2.3. Determinación de la Capacidad Máxima de las Quebradoras	73
7.2.4. Porcentajes de Descarga de las Quebradoras	73
7.2.5. Porcentajes de Descarga Necesarios para los Cálculos	77
7.3. Análisis del Proceso de Trituración Actual	78
7.3.1. Cálculo de la Alimentación a la Quebradora Secundaria de Cono	78

7.3.2. Cálculo del Área de Cribado de la Primer Criba	79
7.3.3. Cálculo de la Carga Circulante	81
7.3.4. Cálculo del Área de Cribado de las Cribas Gemelas	85
7.3.4.1. Malla Superior de 1 1/2" de Abertura	85
7.3.4.2. Malla Inferior de 5/8" de Abertura	87
7.4. Propuesta de Optimización No.1	89
7.4.1. Cálculo de la Alimentación a la Quebradora Secundaria de Cono	89
7.4.2. Cálculo de la Carga Circulante	91
7.4.3. Cálculo del Área de Cribado de la Primer Criba	94
7.4.4. Cálculo del Área de Cribado de las Cribas Gemelas	95
7.4.4.1. Malla Superior de 1 1/2" de Abertura	95
7.4.4.2. Malla Inferior de 5/8" de Abertura	97
7.5. Propuesta de Optimización No.2	99
7.5.1. Cálculo de la Carga Circulante	99
7.6. Propuesta de Optimización No.3	101
7.6.1. Cálculo de la Carga Circulante	101
7.7. Propuesta de Optimización No.4	104
7.7.1. Cálculo del Área de Cribado de la Segunda Criba	104
7.7.2. Cálculo de la Carga Circulante	106
7.7.3. Cálculo del Área de Cribado de la Tercer Criba	107
7.8. Cálculo de las Capacidades de las Bandas	109
7.8.1. Introducción	109
7.8.2. Cálculo de la Banda No.1	109
7.8.3. Cálculo de las Bandas Restantes	110
7.8.4. Comparación de Tonelajes de Bandas	111
7.9. Resumen de los Cálculos Efectuados en el Conjunto No.7	112
7.9.1. Del Proceso de Trituración Actual	112
7.9.2. De la Propuesta de Optimización No.1	112
7.9.3. De la Propuesta de Optimización No.2	113
7.9.4. De la Propuesta de Optimización No.3	113
7.9.5. De la Propuesta de Optimización No.4	113
7.10. Selección de la Mejor Opción	114
7.11. Selección del Equipo	115
7.11.1. Equipo Nuevo Propuesto	115
8. PROCESO DE PRODUCCIÓN DE MEZCLA ASFÁLTICA	116
8.1. Introducción	116
8.2. Descripción del Proceso de la Planta No.5	116
8.3. Descripción del Proceso de la Planta No.6	117
8.4. Descripción del Proceso de la Planta No.7	117
9. ANÁLISIS FINANCIERO	118
9.1. Introducción	118
9.2. Conceptos Bajo los Cuales se Rige el Análisis Financiero	118
9.3. Depreciación e Ingresos por Ventas	118
9.4. Costos de Producción	119
9.4.1. Tonelajes Anuales de Producción	122
9.4.2. Obtención de los Costos	123
9.4.2.1. Costos en el Conjunto No.5	123
9.4.2.2. Costos en el Conjunto No.7	123
9.4.2.3. Costos en las Plantas de Mezclas Asfálticas	124
9.4.2.4. Costos en Fleés	124
9.4.2.5. incremento Total de Costos por el Aumento de Producción	125
9.4.2.6. Costos Totales e Ingresos por Ventas de Acuerdo al Proyecto	125

9.5. Gastos Financieros y Gastos de Administración	126
9.6. Impuestos Sobre la Renta y Reparto de Utilidades	126
9.7. Flujo de Efectivo	126
9.8. Periodo de Pago	128
9.9. Tasa de Retorno	128
9.10. Factor de Viabilidad	131
9.11. Análisis de Sensibilidad	131
10. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	135
10.1 Conclusiones	135
10.1.1. Problemáticas de la Trituración en los Conjuntos 5 y 7	135
10.1.2. Análisis de los Cálculos Efectuados	135
10.1.2.1. En el Conjunto No.5	135
10.1.2.2. En el Conjunto No.7	136
10.1.3. Análisis Financiero	136
10.2. Recomendaciones	138
BIBLIOGRAFÍA	139
ANEXOS	140
SECCIÓN A.- Capacidades de Producción, Curvas Granulométricas y Porcentajes de Descarga de las Quebradoras Telsmith .	141
Capacidades de Producción de las Quebradoras de Quijada	142
Porcentajes de Descarga a Diferentes Aberturas	142
Porcentajes de Descarga a Diferentes Aberturas de las Quebradoras de Cono 48 S, 489 S y 48 FC	144
Capacidades de Producción de las Quebradoras de Cono 1300	145
Porcentajes de Descarga a Diferentes Aberturas de las Quebradoras de Cono 1300 S, 1300 SX y 1300 FC.	146
SECCIÓN B.- Curvas Granulométricas y Capacidades de Producción de las Quebradoras Allis Chalimers.	147
Capacidades de Producción de las Quebradoras de Quijada	148
Porcentajes de Descarga a Diferentes Aberturas	148
Capacidades de Producción de las Quebradoras Primarias y Secundarias de Cono	149
Curvas Granulométricas	149
Uso de la Curva Granulométrica y Tamaño Máximo de Alimentación de las Hidrocono	150
Capacidades de Producción de las Quebradoras Hidrocono	151
Curvas Granulométricas	151
Capacidades de Producción de las Quebradoras Hidrofine	152
Curvas Granulométricas	152
SECCIÓN C.- Tablas de Factores para el Cálculo de Cribas Vibratorias	153
Capacidad Específica y Porcentaje de Sobretamaño	154
Eficiencia Deseada, Cribado por Vía Húmeda etc.	155

SECCIÓN D.- Factores para el Cálculo de las Bandas	156
Fórmulas	157
Capacidades de los Transportadores	158
Factores de Corrección	159
SECCIÓN E.- Propiedades Físicas de Algunos Materiales y especificaciones para mezclas asfálticas en la ciudad de México	160
Propiedades Físicas	161
Rango de Composición Granulométrica que debe Cumplir el Material Pétreo para la Elaboración de Mezcla Asfáltica	162

ÍNDICE DE FIGURAS, TABLAS Y GRÁFICAS

1 - Fig. No 1. Croquis de Localización de la Planta Productora de Triturados Basálticos Parres	14
2 - Fig. No.2. Croquis del Sondeo Eléctrico Vertical Tipo Schlumberger	20
3 - Tabla No.1 Resumen de Información con el Método Geoeléctrico	21
4 - Fig. No.3 Perfil Geotécnico de Perforación en los Bancos	24
5 - Tabla No.2 Volúmenes del Banco	25
6 - Fig. No.4 Croquis del Área de Explotación	31
7 - Fig. No.5 Croquis de los Elementos de la Plantilla de Barrenación	35
8 - Fig. No.6 Croquis del Arreglo de la Plantilla de Barrenación	37
9 - Fig. No.7 Diagrama de Flujo Actual del Conjunto de Trituración No. 5	41
10.- Fig. No 8 Diagrama de Flujo Actual del Conjunto de Trituración No 7	45
11 - Tabla No 3 Porcentajes de Descarga de las Quebradoras del Conjunto No. 5	49
12.- Fig. No.9 Alimentación a la Quebradora Secundaria del Conjunto No 5 Proceso Actual	51
13.- Fig. No.10 Croquis del Comportamiento del Flujo de Carga Circulante en el Conjunto No 5	53
14.- Tabla No.4 Carga Circulante del Conjunto No. 5 Proceso de Trituración Actual	54
15.- Fig. No.11 Tonelajes en Equipos del Conjunto No. 5 Eficientando el Proceso de Trituración Actual	56
16 - Fig. No.12 Alimentación a la Quebradora Secundaria del Conjunto No. 5 Propuesta de Optimización	59
17.- Fig. No.13 Diagrama de Flujo del Conjunto No. 5 Según Propuesta de Optimización	60
18.- Tabla No.5 Carga Circulante del Conjunto No. 5 Según Propuesta de Optimización	61
19.- Fig. No.14 Tonelajes en Equipos del Conjunto No. 5 Según Propuesta de Optimización	62
20.- Tabla No.6 Comparación de Tonelajes en Bandas en el Conjunto No 5	68
21.- Tablas 7y8 Porcentajes de Descarga de la Quebradora de Quijada del Conjunto No. 7	74
22.- Tablas 9y10 Porcentajes de Descarga de la Quebradora Secundaria del Conjunto No. 7	75
23.- Tablas 11y12 Porcentajes de Descarga de la Tercer y Cuarta Quebradoras del Conjunto No 7	76
24.- Fig. No.15 Alimentación a la Quebradora Secundaria Conjunto No 7 Trituración Actual	78
25.- Fig. No 16 Croquis del Comportamiento del Flujo de Carga Circulante en el Conjunto No 7	80
26.- Tablas 13y14 Carga Circulante del Conjunto No. 7 Proceso de Trituración Actual	81
27.- Fig. No.17 Tonelajes en Equipos del Conjunto No. 7 Eficientando el Proceso de Trituración Actual	84
28.- Fig. No 18 Alimentación a la Quebradora Secundaria del Conjunto No. 7 Propuesta No 1	89
29.- Fig. No.19 Diagrama de Flujo del Conjunto de Trituración No. 7 Según Propuesta No. 1	90
30.-Tablas 15y16 Carga Circulante del Conjunto No 7 Según Propuesta de Optimización No 1	91
31 - Fig. No.20 Tonelajes en Equipos del Conjunto No. 7 Según Propuesta de Optimización No 1	93
32.-Tablas 17y18 Carga Circulante del Conjunto No. 7 Según Propuesta de Optimización No 2	99
33.-Tablas 19y20 Carga Circulante del Conjunto No. 7 Según Propuesta de Optimización No.3	101
34.-Fig. No.21 Diagrama de Flujo Modificado del Conjunto de Trituración No 7	103
35.-Tabla No 21 Carga Circulante del Conjunto No. 7 Según Propuesta de Optimización No 4	106
36.-Tabla No.22 Comparación de Tonelajes en Bandas en el Conjunto No. 7	111
37 -Tabla No.23 Monto de la Inversión	120
38.-Tabla No 24 Depreciación	121
39.-Tabla No.25 Gastos Financieros	127
40.-Tabla No.26 Flujo de Efectivo	130
41.-Tabla No.27 Análisis de Sensibilidad	133
42.-Gráficas del Análisis de Sensibilidad	134

RESUMEN

En el análisis de los procesos de trituración de los conjuntos 5 y 7 de la Unidad de Parres y para poder efectuar los cálculos, fue necesario la obtención de diversos datos dentro de los cuales destacan fundamentalmente, los porcentajes de descarga de cada quebradora, para ello se consultaron los manuales de fabricantes Allis Chalmers y Telsmith, en donde se obtuvieron los porcentajes de descarga para diferentes tamaños de material, según la abertura de salida y con base en las curvas granulométricas. También fue necesario determinar la densidad volumétrica del material y las capacidades máximas de los equipos actuales entre otros.

No fue posible determinar la eficiencia de cribado con la que actualmente trabajan las cribas de los conjuntos, dato que es sumamente importante para el cálculo de las cargas circulantes, en la práctica se sabe que una eficiencia de cribado del 100 % no es posible, considerándose un 94% como alta eficiencia, sería de esperarse que un equipo nuevo funcione con alta eficiencia, siendo lo contrario con un equipo muy usado, algunas de las cribas actuales tienen ya mas de 7 de años de uso, las cribas actuales que no resultaron de suficiente capacidad, serán sustituidas por cribas nuevas y se tendrá que considerar una alta eficiencia en su funcionamiento, pero aquellas de capacidad adecuada, debido al uso, se les tendrá que considerar una eficiencia media o baja, por lo tanto, equilibrando lo anterior y por cuestiones de seguridad, los cálculos se hicieron considerando que las cribas funcionen al menos con el 75% de eficiencia.

Con base en todos los datos obtenidos, se realizaron los cálculos en los procesos de trituración, con la finalidad de conocer que equipos no tienen la capacidad adecuada y que son los responsables de la saturación de material y de la baja producción.

Cálculos efectuados en el conjunto No. 5

En lo que se refiere al conjunto No.5, se hizo el análisis del proceso de trituración actual para después eficientando el proceso obtener la propuesta de optimación, en el análisis del proceso de trituración actual, la quebradora primaria de quijada tiene una abertura de salida de 4" con lo que la alimentación al proceso es de 200 t/h, la segunda quebradora 489 S trabaja a una abertura de salida de 1", la tercer quebradora 1300 FC trabaja a una abertura de salida de 5/8". Se observó saturación de material a partir de la segunda quebradora de cono, por lo que los cálculos se hicieron a partir de la primer criba que alimenta a esta quebradora para terminar con el cálculo de las capacidades máximas de todas las bandas, la primer criba hace la separación del material de mas 5/8" y menos 5/8", entonces la segunda quebradora a la que alimenta y que trabaja a 1" de abertura de salida se sobrecarga, la segunda criba trabaja con abertura de 5/8". De los cálculos efectuados en este proceso se tiene que: las quebradoras secundaria y terciaria, la primer y segunda cribas y las bandas 5 y 6, no son de suficiente capacidad y se tienen que sustituir por equipo nuevo.

Después se tiene la propuesta de optimación, la quebradora primaria de quijada puede cerrarse a 3 1/2" como abertura mínima de salida según catálogos de fabricantes, pero debido a que es un equipo muy usado, presenta problemas en su funcionamiento, como a partir de 4" de abertura de salida ha estado funcionando bien, para este caso se propone que trabaje a 4" como su mínima abertura de salida, teniéndose con esto, la menor inversión en equipos. En esta propuesta no se hacen modificaciones importantes al diagrama de flujo, y para los cálculos, sólo se propone cambiar la malla de 5/8" de abertura de la primer criba por una sola malla de 1" de abertura, para no sobrecargar a la segunda quebradora. Como resultado de los cálculos efectuados se tiene que: las quebradoras secundaria y terciaria, la segunda criba y las bandas 5 y 6, se tienen que sustituir por equipo nuevo de suficiente capacidad.

Al hacer la comparación del proceso de trituración actual con la propuesta, se observa que en la propuesta se tienen más beneficios y una menor inversión para obtener las 200 t/h como producto terminado, porque sólo se tienen que adquirir como equipo nuevo, las quebradoras secundaria y terciaria, la segunda criba y las bandas 5 y 6, además se tienen las ventajas de que la alimentación a la segunda quebradora es 9 t/h menos sin sobrecargarse, el área de cribado para la segunda criba es menor y la alimentación a la tercer quebradora es mayor sólo en 4.26 t/h. De los cálculos efectuados en el conjunto No. 5, se concluye que la propuesta de optimización es la mejor opción con menor inversión en equipo para producir 200 t/h de triturado basáltico.

Cálculos efectuados en el conjunto No. 7

En el conjunto de trituración No.7, primero se hizo el análisis del proceso de trituración actual y después se tienen 4 propuestas de optimización. En el proceso de trituración actual, la quebradora primaria de quijada 12090 C tiene una abertura de salida de 6'', con lo que la alimentación al proceso es de 450 t/h, la primer criba tiene una abertura de 5/8'' y sobrecarga a la segunda quebradora de cono 1650 que funciona hasta con 2 1/2'' de abertura de salida, esta quebradora trabaja con abertura de salida entre 2'' a 2 1/2'' considerándose 2 1/2'' para los cálculos en este proceso, la quebradora terciaria de cono 751 trabaja con 1'' de abertura de salida, la cuarta quebradora de cono 251 trabaja a una abertura de salida de 5/8''. Las mallas de las cribas gemelas, funcionan con mallas superiores de 1 1/2'' de abertura y mallas inferiores de 5/8'' de abertura, las cargas circulantes y las descargas de la segunda, tercer y cuarta quebradoras, se juntan en una banda (banda No.4), que a su vez descarga en las cribas gemelas.

De los cálculos efectuados, se obtuvo que la primer criba, las quebradoras secundaria, terciaria y cuaternaria, las cribas gemelas y las bandas 3,4,7 y 10, se tienen que sustituir por equipo nuevo de suficiente capacidad.

En la propuesta No.1, se propone cerrar la quebradora primaria de quijada a 4'' de abertura de salida, con lo cual la alimentación al proceso es de 320 t/h, lo que corresponde a la inversión mínima en equipos, también se propone que la malla de 5/8'' de abertura de la primer criba, se cambie por una sola malla de 2'' de abertura y que la segunda quebradora tenga una abertura de salida fija de 2'', el funcionamiento de los demás equipos no varía. De los cálculos efectuados, se tiene que la primer criba, la quebradora cuaternaria y la banda No.7, se tienen que sustituir por equipo nuevo de suficiente capacidad.

En la propuesta No.2, se consideran los mismos conceptos de la propuesta No.1, sólo se cambia la abertura a 1 1/4'' de las mallas superiores de las cribas gemelas para analizar el comportamiento de la carga circulante. De los cálculos efectuados, se tiene que: la primer criba, la quebradora terciaria y cuaternaria y la banda No.7, no son de suficiente capacidad

En la propuesta de optimización No.3, se consideran los mismos conceptos de la propuesta No.1 y sólo se cambia la abertura a 1'' de las mallas superiores de las cribas gemelas para analizar el comportamiento de la carga circulante. De los cálculos efectuados, se tiene que la primer criba, las quebradoras terciaria y cuaternaria y las bandas 7 y 10, sin considerar las cribas gemelas, no son de suficiente capacidad.

En la propuesta No.4, se consideran los mismos conceptos de la propuesta de optimización No.1 pero se modifica el diagrama de flujo, quedando similar al del conjunto No.5, de tal manera que sólo hay una carga circulante al final del proceso, para ello se requiere colocar una segunda criba adicional de 1'' de abertura antes de la tercer quebradora y una tercer criba adicional de 5/8'' de abertura antes de la cuarta quebradora, utilizándose menos bandas que en los procesos anteriores. De los cálculos efectuados se tiene que: la primer criba y la quebradora cuaternaria no son de suficiente capacidad, además de que se tienen que adquirir una segunda y tercer cribas adicionales de 11.44 y 22.52 metros cuadrados de área de cribado respectivamente, ya que las cribas gemelas funcionan como una sola y con un solo motor.

De los cálculos efectuados en el conjunto de trituración No.7, se concluye que la propuesta de optimización No.1 es la mejor opción, porque maneja la menor inversión en equipo para un ritmo de producción de 320 t/h.

Con las quebradoras primarias de quijada de los conjuntos 5 y 7 trabajando a su capacidad mínima de descarga y con la optimización del proceso de trituración, se tendría una producción total de triturado en toda la planta de 1,893,216.528 toneladas al año, y se producirían 2,035,716.697 toneladas anuales de mezcla asfáltica, que correspondería al 75.73% de la capacidad real total de la planta, por lo que dicha capacidad es suficiente para esa producción de triturado con un amplio rango de seguridad.

Las quebradoras que no son de suficiente capacidad, podrían sustituirse por otras de diferentes modelos y características como las de martillos o las de rodillos, pero tienen los siguientes inconvenientes: las quebradoras de martillos presentarían un excesivo costo de mantenimiento ya que el material basáltico tiene un contenido de óxido de sílice de 45%, lo que ocasiona mucho desgaste en los martillos y barras de impacto, por esto, sólo están diseñadas para materiales pétreos no abrasivos que no sobrepasen el 6% de contenido de óxido de sílice.

Las trituradoras de rodillos también presentan altos costos de mantenimiento con materiales abrasivos, además de que el coeficiente de material triturado es por regla general bajo, con una gran tendencia a formar lajas, mientras que el producto triturado que se requiere en la planta debe ser de forma redondeada.

Por lo tanto, las quebradoras nuevas que se van a adquirir para sustituir a las que no tienen capacidad suficiente, deberán ser del mismo modelo o al menos deberán cumplir como mínimo con los porcentajes de descarga para las aberturas señaladas, para que los resultados de la propuesta de optimización seleccionada no sean modificados.

Por otro lado, no se puede pensar en eliminar quebradoras intermedias en el proceso porque aumenta el consumo de energía y al menos con los catálogos consultados de estos equipos, no sería factible, porque no se cumplen con los requisitos de abertura de entrada y tonelajes de producción.

El total de inversión en equipo nuevo por adquirir en el conjunto No. 5 fue de 658,707.00 dólares.

El total de inversión en equipo nuevo por adquirir en el conjunto No. 7 fue de 412,073.00 dólares.

El total de la inversión estimada en equipos nuevos por adquirir para sustituir a los de insuficiente capacidad en ambos conjuntos fue de 1,070,780.00 dólares.

El análisis financiero del proyecto, se hizo a 10 años, considerándose el 100% del monto de la inversión (equipo nuevo) como crédito bancario actual, los gastos de administración fueron tomados del estado financiero más actual de la planta, la depreciación es considerada en línea recta con los porcentajes de depreciación ya utilizados, calculando primero la depreciación del equipo nuevo para después sumarle la depreciación actual que se tiene en la planta, no se considera la inflación en cuanto a los factores que se involucran en el análisis, los costos de producción se calcularon con base en los existentes en el estado financiero, teniendo un aumento de costos proporcional al aumento de producción, estos costos se calcularon desde el proceso de trituración hasta la producción de mezcla asfáltica. Los ingresos por ventas, se basan en el precio actual de venta del producto que es de 184.68 pesos por tonelada de mezcla asfáltica sin considerar la variación del mismo en los diez años proyectados.

Se obtuvo una tasa interna de retorno (TIR) de 142% que indica que el proyecto es viable, el análisis de sensibilidad se hace aumentando los costos, la inversión y disminuyendo la producción hasta en un 30%, se observa que al aumentar los costos y disminuir la producción en un 10%, el proyecto ya presenta pérdidas, sólo en el aspecto de la inversión, el proyecto cuenta con un amplio rango de seguridad, ya que al aumentar la inversión hasta en un 30% a 40%, el proyecto sigue siendo viable.

El proyecto sólo considera desde el proceso de trituración de Parres hasta la producción de mezcla asfáltica, entonces, para lograr la producción proyectada, se tendrá que hacer un estudio en mina y probablemente también se tenga que hacer la inversión respectiva.

Con las reservas calculadas de 6,945,019 metros cúbicos que corresponden a 19,446,053.2 toneladas en los bancos y el ritmo de producción proyectado de 1,497,600 toneladas anuales en los conjuntos 5 y 7, se tienen reservas para 13 años como mínimo.

El proyecto es viable en cuanto a la optimización del proceso de trituración, siempre y cuando no se disminuya la producción o se aumenten los costos, el hecho de que exista un rango de seguridad alto en cuanto a la inversión, es bueno, porque esto podría mantener la viabilidad si se tuviera que hacer alguna inversión en mina.

INTRODUCCIÓN

La Planta de Asfalto del Gobierno del Distrito Federal fue creada en el año de 1956, con el fin de producir mezcla asfáltica para la pavimentación de calles y avenidas del D. F., en un principio se instaló en Mixcoac, posteriormente se estableció en Avenida del Imán No. 263 Colonia Ajusco en donde se contaba con Mina, Planta de trituración y Planta procesadora de mezcla asfáltica. La roca en greña se explotaba en la cantera al oriente de Ciudad Universitaria, al agotarse ésta, se adquirió un terreno ubicado en el poblado de Parres perteneciente a la Delegación de Tlalpan.

Actualmente en Av. Imán se cuenta con dos conjuntos de trituración (conjunto No.1 y conjunto No.3) y tres plantas procesadoras de mezclas asfálticas, mientras que en la Unidad de Parres se cuenta con Mina y Planta de Trituración. En la Unidad de Parres se produce el triturado basáltico el cual viene siendo una de las materias primas en la elaboración de mezclas asfálticas de las tres plantas de Av. Imán hasta donde es acarreado en camiones de volteo.

La planta de Parres, se compone de dos conjuntos de trituración; conjunto No.5 y conjunto No.7 en donde la roca procedente de la mina se reduce de tamaño.

El proceso de trituración en éstos conjuntos es ineficiente, el problema es la saturación de material en algunos equipos en la parte intermedia de dichos procesos, ocasionando que estos se interrumpan. Esto trae una baja producción, puesto que actualmente del tonelaje que normalmente podría entrar al proceso de trituración, se obtiene menos de la mitad como producto terminado. El conjunto de trituración No.5 cuenta con equipos modelo Teismith, el conjunto de trituración No.7 cuenta con equipos modelo Allis Chalmers, la capacidad mínima de descarga de las quebradoras primarias de los conjuntos 5 y 7 es de 200 t/h y 320 t/h respectivamente (alimentación a los conjuntos), debido a la saturación de material de varios equipos en la parte intermedia del proceso de ambos conjuntos, actualmente el conjunto No.5 funciona con una capacidad de 70 t/h mientras que el conjunto No.7 opera con una capacidad de 150 t/h, aparte de la saturación de material, se tienen problemas en cuanto a la descompostura de equipos y falta de refacciones por lo que la producción de triturado ha sido aún menor, por citar algunos ejemplos de esto se tiene que la primer y tercer quebradora del conjunto 5, la banda No.3 y la cuarta quebradora del 7 se descomponen frecuentemente, ha habido falta de piezas para el cambio de muelas por desgaste de las quebradoras, para el cambio de mallas en las cribas y en general para las composturas de estos equipos, estas piezas tardan en cambiarse desde días hasta semanas con la consecuente baja en la producción de triturado.

Los conjuntos 1 y 3 en 1999 tuvieron una producción de 395,616.528 toneladas de triturado basáltico, estos conjuntos son alimentados principalmente de material pétreo no utilizable de la zona del D.F., los conjuntos 5 y 7 tuvieron una producción de 274,603.17 toneladas de triturado basáltico para ese mismo año, como consecuencia, la producción total de todos los conjuntos de la planta fue de 670,219.698 toneladas de triturado basáltico.

La mezcla asfáltica actualmente es vendida a dependencias de gobierno y particulares en el D.F., se usa principalmente en la pavimentación de calles y avenidas, las plantas tienen una capacidad real de 700 t/h y la capacidad anual real en los turnos que se trabajan actualmente, debería de ser de 2,688,000 toneladas por año de mezcla asfáltica, con la producción de triturado basáltico de 670,219.698 toneladas mencionadas, la producción de mezcla asfáltica para el año de 1999 fue de 690,551.930 toneladas en toda la planta, por lo que no se utiliza ni la tercera parte de su capacidad total, además de que actualmente las plantas mezcladoras trabajan 11 turnos de 8 horas a la semana, pudiendo incrementar esta capacidad. Cabe mencionar que la planta trabaja actualmente con los suficientes turnos, con la suficiente mano de obra y personal para esa capacidad real teniéndose altos costos y baja producción, como consecuencia, debido a su mala planeación, ha tenido diversos problemas y presentó graves pérdidas en el año de 1999. En los últimos años, la Ciudad de México ha tenido un alto crecimiento demográfico y existe una gran necesidad de pavimentación de calles y avenidas, derivado de esto, un aumento de producción de triturado y por consecuencia de mezcla asfáltica tendría un amplio mercado.

Por otra parte, el triturado basáltico producido debe cumplir con un intervalo de tamaños de material que van desde menos 200 mallas hasta menos $\frac{3}{4}$ " , a su vez cada tamaño debe estar en un intervalo de porcentaje en peso. Frecuentemente el producto terminado presenta escasez de finos en el material de roca grande que viene de los bancos de la mina. para remediarlo la Planta de Asfalto ha tenido que comprar arena a particulares.

En otras ocasiones, el material que viene de los bancos trae muchos finos y el producto terminado ha salido con exceso de finos. En lo que se refiere a la roca grande, las últimas quebradoras son las principales responsables de producir finos (entre menor sea la abertura de descarga más finos se van a producir), si el diseño lo permite, se podrían cerrar más pero su capacidad sería menor, con esto se tendría menos carga circulante y aumentarían los finos en la curva granulométrica, pero se tendría mayor inversión en aquellas quebradoras que aún en el proceso actual, no tienen suficiente capacidad. Se podría pensar en aumentar la abertura de salida (si su diseño lo permite), pero con esto aumentaría la carga circulante y por consecuencia la carga en las quebradoras y bandas; además se incrementarían los tamaños gruesos con lo que afectarían la curva granulométrica en el producto terminado.

Por lo tanto, el cerrar o abrir las últimas quebradoras modifica la curva granulométrica porque puede haber exceso de finos o de gruesos ocasionando que no se cumplan los requerimientos necesarios del producto terminado, para esto se tendrían que hacer pruebas cerrando o abriendo dichas quebradoras y ver que porcentajes de tamaño arrojan y hasta que punto benefician o perjudican, pero esto no da la suficiente seguridad de que se van a controlar los parámetros en cuanto a los requerimientos de la curva granulométrica, ya que el hecho de que haya exceso de finos o de gruesos, también depende del comportamiento de los bancos de material de la mina. Como se puede observar, este problema es complejo y su solución integral está fuera del contexto de lo que es el proceso de trituración.

Si el proceso de trituración (en lo que a la saturación de material se refiere) de la planta de Parres fuera eficiente, se tendría un aumento en la producción de triturado y por consiguiente de mezcla asfáltica, esto traería mayores ingresos para la Planta de Asfalto por la venta del producto, pero se tendrían que considerar los costos e inversión para eficientar el proceso.

Un estudio de Ingeniería sobre el proceso nos indicaría si es necesario o no una inversión y proporcionaría un análisis económico sobre estos costos, indicándonos finalmente si hay pérdida o ganancia a corto o largo plazo.

Como el aumento de producción beneficiaría a la Planta de Asfalto, en esta tesis se elabora un proyecto de Ingeniería con objeto de proponer una posible solución al problema de saturación de material en el proceso de trituración en la planta de Parres.

1. GENERALIDADES

1.1 Localización y Vías de Acceso

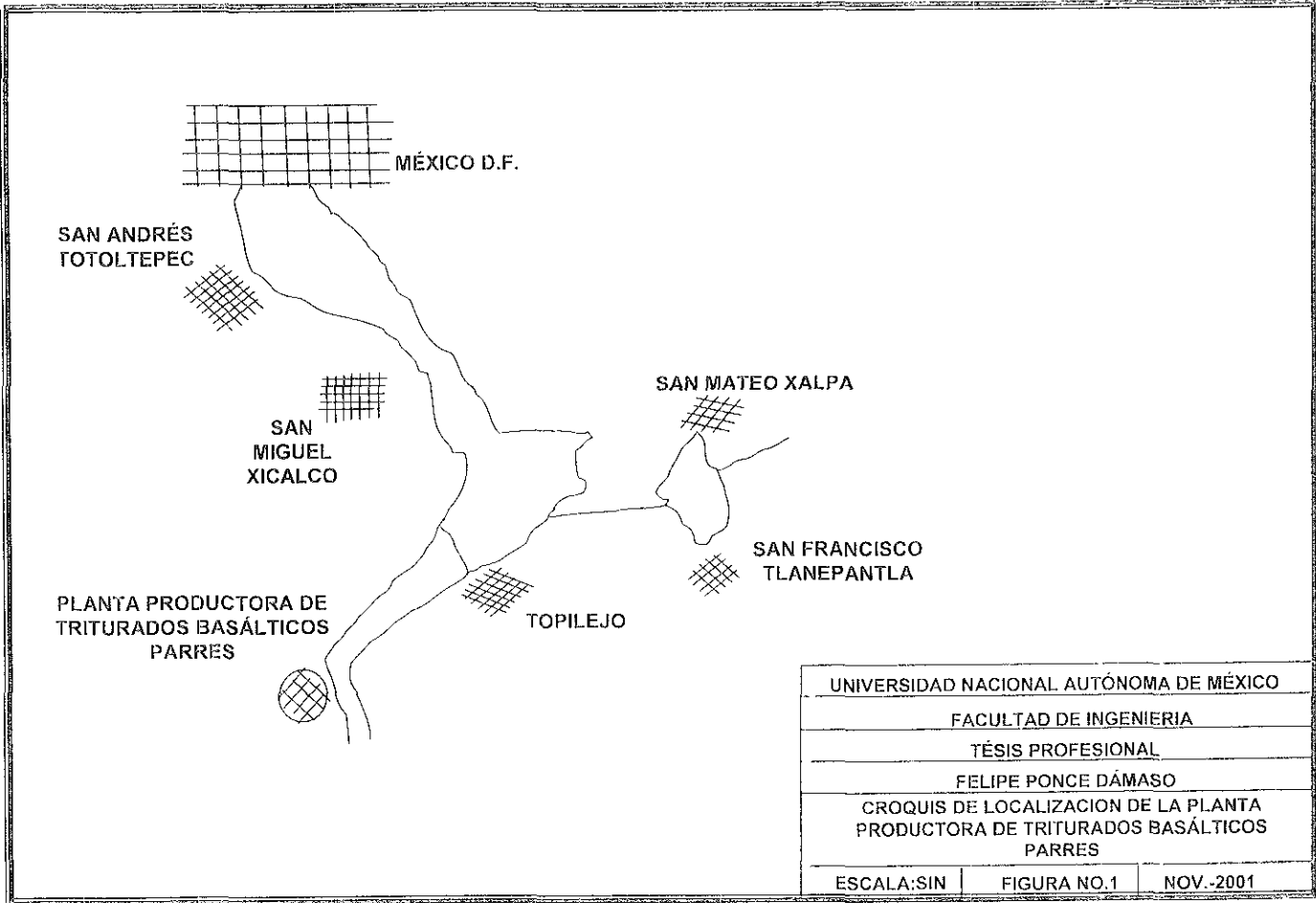
La Unidad de Parres colinda al sur con el estado de Morelos y al oeste con el estado de México, al norte con el volcán Mezontepic, Ajusco, Xitle y al noreste con la Ciudad de México.

El predio se encuentra en el kilómetro 38 + 171 de la carretera federal México – Cuernavaca en los lugares conocidos como Coatillo Chico y Maravillas, ubicados en Parres poblado de San Miguel Topilejo, Delegación de Tlalpan, Distrito Federal, las coordenadas geográficas de la Planta de Parres son: 19°09'00" de latitud norte y 99°14'00 "de longitud oeste en donde se localiza la roca basáltica que está siendo explotada para producir la mezcla asfáltica. La única vía de acceso directo al predio es la carretera federal México – Cuernavaca, ver figura No.1.

1.2 Climatología e Hidrología

En la zona de proyecto se presenta el clima semi frío húmedo con lluvias en verano, con precipitación total anual de 1350 mm y con porcentaje de precipitación de lluvia invernal menor al 5%. La temperatura media anual varía entre 10y12 grados celsius, la presión atmosférica media anual es de 530 mm de Hg, de acuerdo con la rosa de los vientos la mayoría provienen del norte franco, siguiéndole en importancia los del este y noreste.

En la Cuenca del Valle de México existen numerosas corrientes superficiales las cuales han sido agrupadas en diez zonas hidrológicas, la zona de proyecto se localiza en la zona Xochimilco y Chalco correspondiente a la Sierra de Chichinautzin cuyos ríos principales son:El San Lucas, San Buenaventura, La Compañía, San Francisco, Amecameca y Milpa Alta. El caudal medio de los ríos San Gregorio, San Lucas, Santiago y San Buenaventura situados en esta zona, es únicamente de 38 litros por segundo, sin embargo durante tormentas excepcionales ocurren avenidas importantes especialmente en el río San Buenaventura, en donde se han presentado caudales cercanos a los 100 metros cúbicos por segundo.



1.3. Suelo y Vegetación

Según el sistema de clasificación FAO / UNESCO las asociaciones de suelo de la zona son el Regosol Eútrico + Litosol (Re + L) formado por material suelto que no sea aluvial reciente como dunas, cenizas volcánicas etc. Sin ningún horizonte de diagnóstico salvo posiblemente un A Ócrico (capa superficial blanca o pobre en materia orgánica).

Los inconvenientes de estos suelos son su baja capacidad de retención de humedad, baja fertilidad y ser erosionables, se utilizan principalmente para el cultivo de alfalfa, chile, así como frijol, jitomate, papa y cacahuete.

La zona pertenece a la Delegación de Tlalpan en donde la mayor parte de la superficie la ocupa la reserva ecológica formada por bosque, pastizales y tierras agrícolas. El bosque se constituye de oyamel y pino con diversas especies que se localizan en las partes altas de la Sierra de Chichinautzin, en las zonas bajas de la misma se encuentra el bosque constituido por diferentes especies de encino. El pastizal forma una pradera con matas compactas de pasto amacollado donde periódicamente se practican quemas. La agricultura se presenta en zonas de poca pendiente como en el poblado de Parres, los cultivos de verano son principalmente chicharo, haba, maíz y otros, los de invierno son principalmente avena. En la zona del proyecto aproximadamente el 40% del área se destina a la siembra de avena para la crianza de ganado bobino.

De acuerdo con el Ecoplan del Valle de México de 1979, el uso potencial del suelo de la zona de proyecto es como parque estatal dada la presencia de formaciones geológicas jóvenes que permite una elevada infiltración y constituye una zona de recarga acuífera importante.

Parte de la zona del proyecto presenta bosque de pino, está constituido generalmente sólo por pinos, los encinos cuando se encuentran, son en muy pocas cantidades. El género de Pinos encontrado en la zona es *Hartwegii*. Destaca la presencia de pastizales secundarios en terrenos con intenso disturbio. El bosque de pino presenta una gran importancia comercial por constituir un recurso maderable.

Se observa que los fustes de muchos árboles han sido sometidos a la extracción de resina, esto disminuye el grosor del tronco con lo que son susceptibles de ser derribados por el viento. Cuando esto sucede, son cortados y utilizados por los habitantes cercanos, de esta forma ha disminuido la densidad del bosque.

1.4. Fauna

Se ha reportado la existencia en la zona de dos especies de conejo: Zacatuche y Teporingo. Reptiles como víbora de cascabel, camaleón, así como diversas especies de aves.

2. GEOLOGÍA

2.1. Geología Regional

Se localiza dentro de la provincia fisiográfica del Eje Neovolcánico Transmexicano, cadena montañosa formada por una serie de aparatos volcánicos de edad Plio - Cuaternaria de 20 a 150 Km de ancho por 1000 Km de longitud, alineados en una franja de dirección W - E, que atraviesa el país en forma transversal y que se extiende desde el Océano Pacífico hasta el Golfo de México donde sobre salen estrato volcanes de dimensiones que son muy variables tal como el Nevado de Colima, el Nevado de Toluca, el volcán Popocatepetl, el Pico de Orizaba, entre otros.

Varios factores geológicos se conjuntan para hacer de esta área una provincia sísmica, entre los que sobresalen la actividad ígnea y sus sistemas complejos de fallas y fracturas que dieron lugar a fosas y pilares, cuya expresión morfológica es el desarrollo de numerosas depresiones como es el caso de la Cuenca de México.

2.2. Geología Histórica

Las primeras manifestaciones volcánicas en el área del Valle de México en el Oligoceno Superior se encontraban principalmente asociadas a fracturas de orientación oeste - noroeste y este - sur este, mientras que los últimos episodios volcánicos del Pleistoceno y del Cuaternario en esta porción del eje, se relacionan con sistemas de fracturas de orientación este - oeste donde uno de los primeros productos de este vulcanismo fue probablemente el cerro del Ajusco.

Este tectonismo dió origen primero a andesitas, enseguida a andesitas basálticas y finalmente en el Cuaternario Superior abrió paso a las grandes masas de basaltos que constituyeron la sierra del Chichinautzin que vino a cerrar la Cuenca de México.

Geológicamente la Cuenca del Valle de México presenta siete fases de vulcanismo como producto de los procesos tectónicos originados en la expansión de la cresta submarina del Alto Pacífico Oriental. Los complejos volcánicos resultantes de estas fases de vulcanismo, son los que se encuentran constituyendo los sistemas de topografías existentes en la Cuenca de México.

2.3. Geología Local y Geomorfología

La Planta de Parres se localiza dentro de la Sierra de Chichinautzin, particularmente en la parte sur oeste de las faldas del volcán Pelado, como cinerítico de aproximadamente 600 m de altura respecto al poblado de Parres, en uno de los once derrames que constituyen el volcán que consta de una estructura monogenética, o sea que solo tuvo emisión de lava y productos piroclásticos. Presenta dos eventos principales ; un evento efusivo que fue el responsable de las coladas de lava (composición basáltica - andesítica) y el evento explosivo que dio lugar a la formación de material piroclástico (arenas y cenizas), se encuentra afectado por un sistema de drenaje de tipo radial y está formado por una intercalación de derrames de composición basáltica, brechas basálticas y tobas. Corresponde a la séptima fase de vulcanismo correspondiente a la era geológica del Cuaternario Superior constituida por fenobasaltos, andesitas y riolitas en menor proporción. Las formaciones son permeables y de alta porosidad.

El Distrito Federal está localizado dentro de la Cuenca del Valle de México que es una estructura geomorfológica con límites precisos, es en sí una extensa altiplanicie con una altitud promedio de 2240 m S.N.M. rodeada por conjuntos de montañas jóvenes y antiguas además de otros grupos de montañas que se levantan sobre la planicie de la cuenca, como son la Sierra de Santa Catarina y otras de menor tamaño.

Las sierras que conforman los límites naturales de la Cuenca de México son principalmente: la Sierra Chichinautzin en el extremo sur, la Sierra de las Cruces al sur occidente, la Sierra de Monte Alto y Monte Bajo (continuación de la anterior) ubicada en el occidente, la Sierra Nevada al sur oriente y su extensión al norte conocida como Sierra de Río Frio y la Sierra de Pachuca al norte.

2.4. Población, Servicios y Rasgos Económicos

En la Delegación de Tlalpan (lugar del proyecto) se tenía para 1990 una población de 485,043 habitantes con una densidad de población de 1,582.41 habitantes por Km². La tasa de crecimiento para el periodo de 1970-1990 fue de 6.51%, la población económicamente activa de 169,658 de los cuales 165,686 son ocupados, 3,882 desocupados y 182,001 inactivos. En Parres en 1990 se tenían aproximadamente 250 familias y 1,250 habitantes. Con el funcionamiento de la Planta de Parres se han generado empleos directos de los cuales un porcentaje importante son cubiertos por habitantes del poblado.

La Delegación de Tlalpan tiene 30.92km de vialidad primaria, 925,991 m² de carpeta asfáltica pavimentada, 34 pasos peatonales y particulares. En cuanto a módulos de información y protección la Delegación cuenta con 13 establecimientos, una oficina telefónica, dos agencias investigadoras del ministerio público, 6 juzgados del registro civil, 9 administraciones y agencias postales y 4 oficinas telegráficas. En cuanto al alumbrado público se tienen 39.40 habitantes por luminaria, con relación a la recolección de desechos sólidos 502 toneladas por día son recolectadas y se generan 1.04 kilogramos per cápita.

El número de viviendas en la Delegación para 1990 es 103,137 de las que 88,279 tienen agua potable, 86,853 tienen drenaje y 101,783 tienen energía eléctrica. En cuanto a educación se tienen 419 escuelas de las cuales 239 son federales, 179 particulares y una autónoma. La localidad de Parres cuenta con agua potable aunque el servicio es deficiente en la red de distribución, por lo que la Delegación ha instalado depósitos de fibra de vidrio con llaves públicas para cubrir las deficiencias. También se cuenta con servicio de alcantarillado sanitario, calles empedradas y energía eléctrica. De acuerdo con el contrato de asociación para el aprovechamiento de basalto entre el Departamento del D.F. y la comunidad de San Miguel Topilejo, al término de las actividades de la Planta de Materiales Pétreos Triturados en Parres, las construcciones civiles e instalaciones realizadas en el predio (que tengan carácter permanente) quedarán en beneficio de la comunidad sin costo alguno.

En Parres el tipo de economía es de mercado local, los terrenos son comunales y fueron reconocidos y titulados por resolución presidencial de fecha 8 de abril de 1976 .

Las actividades productivas del poblado de Parres incluyen la agropecuaria y comercial. En el poblado se siembra actualmente avena para la crianza de ganado bobino.

3. RESERVAS

3.1. Introducción

Para conocer las características litológicas y estructurales de los materiales basálticos en la Unidad de Parres, así como también establecer los materiales aprovechables para la fabricación de agregados y una estimación de los volúmenes disponibles, se hizo un estudio geotécnico el cual consistió de trabajos de exploración directa e indirecta abarcando una superficie de 400 x 400 metros.

Actualmente se encuentra en explotación un área del banco de roca, ubicada hacia la parte oeste de los conjuntos de trituración, con una superficie aproximada de 120 x 350 metros. Debido a la problemática social que representa la cercanía con el poblado de Parres, personal de la Planta de Asfalto recomendó enfocar la exploración hacia la porción noroeste del actual banco.

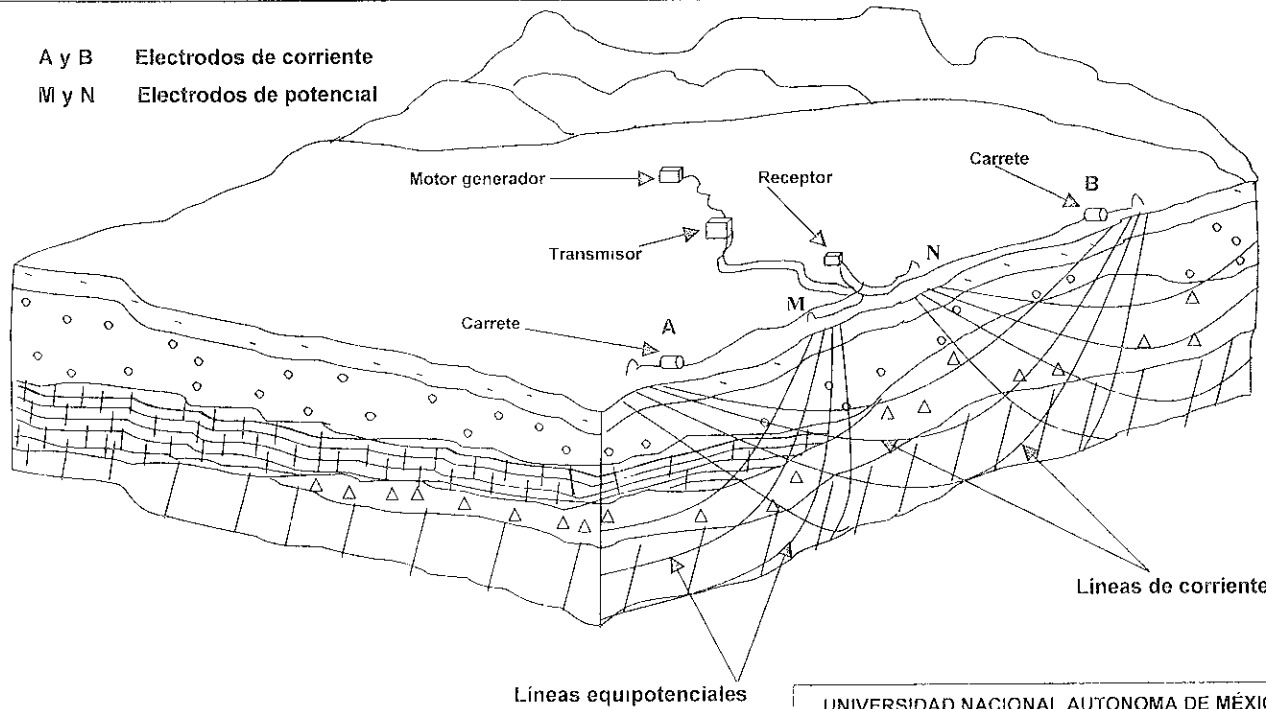
Los trabajos de exploración incluyeron un estudio geofísico mediante el método eléctrico (a través de Sondeos Eléctricos Verticales (SEV) y de una calicata dipolar) así como la perforación de un barreno de 50 metros de profundidad mediante el cual se obtuvieron núcleos que sirvieron para clasificar la roca y conocer sus características de composición y fracturamiento hasta esa profundidad. Para apoyar el estudio geoelectrico se realizó en campo (paralelamente a los trabajos de geofísica) un reconocimiento geológico general de la zona donde se ubica el banco de material verificando la presencia de afloramientos de roca en los taludes expuestos del banco y la naturaleza y espesor de la cubierta de suelo o encape con la finalidad de tener un conocimiento mas completo de la zona en estudio.

3.2. Sondeos Eléctricos Verticales

La geofísica se realizó empleando el método geoelectrico de resistividad, efectuando en total doce sondeos eléctricos verticales mediante el arreglo de Schlumberger. En este arreglo de cuatro electrodos se integran dos al circuito de transmisión y dos al circuito de recepción. Los electrodos exteriores AyB constituyen el circuito en la superficie del terreno, ver figura No.2.

La energía eléctrica circula por los materiales del subsuelo en forma tridimensional creando un campo eléctrico cuyo potencial es medido a través de los electrodos MyN que constituyen el circuito de recepción. La interpretación de los (SEV) se inicia con las gráficas de resistividad aparente, calculados contra la abertura de los electrodos de corriente (AB/2). La interpretación cuantitativa se llevó a cabo con un programa que utiliza las Curvas de Dar Zarrouk y con un programa que utiliza las técnicas de Ridge - Regression y Mínimos Cuadrados, utilizando como datos de entrada los valores de resistividad aparente y dando como resultado los espesores y resistividades del corte geoelectrico. El programa está basado en la semejanza que existe entre la curva de resistividad aparente (CRA) y la curva de Dar Zarrouk (CDZ) para partir de un mismo corte geoelectrico. Cada uno de los valores muestreados de la CRA se consideran como de un CDZ, con tantas capas como muestras tenga la curva. El programa calcula los espesores y resistividades de las capas, así como la resistividad aparente que se ilustra en el perfil geoelectrico correspondiente, en los cuales se muestran las diferentes unidades geoelectricas que fueron determinadas. Las aberturas electródicas tuvieron una longitud de $AB/2=200$ metros para obtener una profundidad de investigación mínima de 70 metros. Estas aberturas se realizaron en la dirección en que las condiciones topográficas no influyeran substancialmente en el procesamiento e interpretación de los resultados.

A y B Electrodo de corriente
 M y N Electrodo de potencial



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TÉSIS PROFESIONAL		
FELIPE PONCE DÁMASO		
CROQUIS DEL SONDEO ELECTRICO VERTICAL TIPO SCHLUMBERGER DE LA PLANTA DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES		
ESCALA.SIN	FIGURA NO.2	NOV.-2001

Los nueve primeros sondeos se distribuyeron en dos líneas en forma de cruz, tomando como punto central el SEV-3, la separación entre sondeos en forma general fue de 100 metros, ubicando los SEV's 1 a 5, a lo largo de la línea uno, con una orientación aproximada de NE 42° SW y los SEV's 6 a 9, a lo largo de la línea dos, con orientación aproximada de NW 48°SE. Los tres sondeos restantes se ubicaron: dos en la porción noroeste a lo largo del camino perimetral y uno en la zona suroeste, también sobre el camino perimetral. Esta distribución se realizó tratando de cubrir lo mejor posible el área de interés.

Con la información obtenida mediante esta técnica, se realizó un modelado e interpretación geoelectrica determinando los espesores y resistividades reales, los cuales se asociaron con las diferentes características de los materiales del subsuelo, observadas en los cortes del tajo actual y en el perfil del barrenado mecánico realizado.

3.2.1. Tabla de Resumen de Información con el Método Geoelectrico

La siguiente tabla resume la información que se obtuvo en el área de estudio con el método geoelectrico.

Tabla No. 1

UNIDAD	RESISTIVIDAD (ohm - m)	ESPESOR (m)	MATERIAL ASOCIADO
U1a	190 - 820	0.5 - 2	Suelos y depósitos de talud que agrupan fragmentos de rocas alteradas
U1b	1,200 - 6,000	1 - 9	Coiradas de basaltos en bloques con escasa presencia de material de relleno y gran cantidad de espacios vacíos
U2a	4,930 - 8,600	4 - 95	Basalto masivo, con bajo grado de fracturamiento y alteración en algunas zonas, con intercalaciones de basalto lajeado
U2b	11,200 - 36,490	2 - 15	Presencia de grandes bloques de roca con gran cantidad de espacios huecos
U3	820 - 3,630	19-indefinido	Zona de grandes bloques de basalto vesiculares con presencia de materiales finos e intercalaciones de zonas escoriáceas
U4a	3,240 - 6,840	18-indefinido	Basaltos masivos (en algunas zonas) intercalados con material escoriáceo
U4b	10,455 - 28,860	indefinido	Basalto masivo con escaso fracturamiento

3.3. Calicata Eléctrica Dipolar

3.3.1. Introducción

Las calicatas eléctricas constituyen una variación dentro de los métodos eléctricos. Su finalidad es el estudio de las variaciones laterales en la resistividad del subsuelo, es decir es un método de investigación horizontal a profundidad aproximadamente constante. Las calicatas eléctricas también presentan variedades en sus arreglos.

3.3.2. Funcionamiento de la Calicata

Para este estudio se utilizó el arreglo Dipolo- Dipolo el cual consta de cuatro electrodos, dos de corriente AyB, que están integrados al circuito de transmisión y dos de potencial MyN, que se encuentran intercalados al circuito de recepción.

Las medidas de corriente y diferencia de potencial están referidos a un arreglo geométrico que se mantiene entre los electrodos de corriente y de potencial. Por medio de este método se obtiene la resistividad aparente para una determinada posición de dichos electrodos.

Una vez calculada la resistividad aparente para una determinada posición de los electrodos de corriente y de potencial, se ubica el centro de cada par de éstos electrodos, trazando posteriormente líneas a 45° de cada centro y asignando este valor de resistividad en la intersección de estas dos líneas, de esta manera se forma una distribución de valores que se analizan para trazar las curvas de igual valor de isoresistividad aparente y así determinar el comportamiento georesistivo de los materiales en forma cualitativa identificando de esta manera la homogeneidad o heterogeneidad resistiva de los materiales agrupados en estas mediciones.

La etapa de trabajo de campo para la calicata eléctrica, consistió en la realización de una línea de 200 metros de longitud, localizada en la misma dirección del perfil geoelectrico de la línea uno, la que a su vez coincide aproximadamente con la parte central de la zona en estudio.

Para tener el control de la ubicación de esta línea, se hizo corresponder el centro de la misma con el punto de atribución del SEV-3, quedando el origen de la calicata en el punto de atribución del SEV-2.

Las separaciones electrónicas empleadas fueron de 2, 4 y 6m (con espaciamentos de lecturas coincidentes con dichas aberturas) para obtener una malla de información que permitiera detectar cualquier posible anomalía resistiva (asociada con variaciones del comportamiento eléctrico de los materiales del subsuelo tanto laterales como a profundidad).

El procesamiento, análisis e interpretación de los valores de resistividad obtenidos de la línea de calicata realizada en campo permitió elaborar el perfil de isoresistividad aparente cuyos valores se asocian con las diferentes características de los materiales del subsuelo presentes en el área de estudio. La prospección con este método alcanzó 30 metros de profundidad.

3.4. Barreno Exploratorio

Como complemento al estudio realizado se llevó a cabo una perforación de 50 metros de profundidad mediante una perforadora rotaria Long Year 34, utilizando broca de diamante y barriles con diámetro HW y NXL con recuperación de núcleos.

Este barreno se ubicó a escasos tres metros del sitio correspondiente al SEV-3 tratando con ello de que los resultados obtenidos mediante la exploración indirecta fueran calibrados con los obtenidos en la perforación. La ubicación de los SEV's y del barreno se realizó con brújula y cinta, apoyados en el plano general topográfico de la planta.

El barrenado se realizó con el fin de conocer la columna de materiales basálticos, existente a profundidad, en el sitio donde se ejecutó el sondeo eléctrico vertical (SEV-3), para poder efectuar una correlación con los datos obtenidos, en los sondeos geofísicos. ver figura No.3.

3.4.1. Integración de Resultados

En la información obtenida directamente del barrenado, la roca se mostró moderadamente fracturada con valores de RQD regulares, sobre todo en los primeros 34 metros, con un valor promedio de 50%. Las Zonas más fracturadas se localizan de 11 a 12 metros y de 20 a 23 metros con valores de RQD de 0 y 4% respectivamente. De los resultados obtenidos mediante el SEV-3, se determinó hacia la parte superficial (a los primeros dos metros) una resistividad de 1,200 ohm-m que se relaciona con una zona de basalto muy vesicular la cual, de acuerdo con los perfiles geoelectricos de las líneas 1 y 2, se extiende tanto hacia a la parte norte como a oriente y poniente conservando aproximadamente el mismo espesor. En esta parte, la recuperación y el RQD se mantienen en el promedio antes mencionado.

A partir de esta profundidad y aproximadamente hasta 15 metros, el SEV-3 muestra un cambio notable en el valor de resistividad, aumentando hasta 6,710 ohm-m, lo cual evidencia un cambio en el material mismo, que reporta la perforación como basalto masivo de color gris claro, con menor presencia de vesículas, en esta zona la recuperación obtenida es de aproximadamente 100%. Al final de este contacto, la perforación reporta un pequeño estrato de basalto lajeado, el cual no pudo ser definido mediante SEV, dado lo delgado del mismo. En cuanto a la información proporcionada por la calicata eléctrica, existe un comportamiento en las curvas de iso-resistividad aparente, en la zona correspondiente con el cadenamamiento 100 de color rojo, que pudiera estar asociado con la unidad geoelectrica U2a.

Por debajo de 15 metros, la geofísica muestra un paquete potente (50 metros de espesor) con un valor resistivo bajo, el cual nos indica claramente la presencia de un comportamiento geoelectrico diferente, asociado con una zona de bloques de basalto vesicular con intercalaciones de algunas zonas escoriáceas reportada por el barrenado, en esta zona entre las profundidades de 15 y 25 metros, aproximadamente, se observa un valor de RQD bajo (5 a 50%) que aumenta en el tramo de 25 a 34 metros a 70%, por debajo de los 34 metros y hasta los 47 metros de profundidad, se presenta un intervalo formado por escoria y bloques de basalto vesicular, en el que se atravesaron varios huecos de 15, 20 y hasta 40 centímetros, motivo por el cual tanto la recuperación como el RQD es muy baja (menor al 20%), por debajo de esta profundidad y al final del barrenado, las condiciones del material mejoran notablemente aumentando tanto su recuperación como el RQD a 90 y 82% respectivamente.

De acuerdo con la profundidad total del barrenado (50 metros) este material queda ubicado en la unidad geoelectrica U3, cuyo contacto inferior alcanza hasta los 65 metros de profundidad, esperando por debajo de dicho contacto, un comportamiento diferente, dado que las resistividades tienden nuevamente a aumentar, asociando este comportamiento con basaltos masivos probablemente con algunas intercalaciones de material escoriáceo.

3.5. Volumetría del Banco

Los volúmenes por explotar, de cada una de las unidades geoelectricas definidas en el estudio, fueron evaluados con el paquete SURFER 6.2, alimentando al modelo con datos de los contactos (entre unidades) obtenidos de los perfiles geoelectricos del plano en secciones a cada 20 metros.

Elev m s n m	Prof (m)	Perdida de agua	Adembo	Espe- sor (m)	Simbolo	ESTRATIGRAFIA
3035	0 2 4 6		Parcial	4	+++	Basalto vesicular gris oscuro con abundantes vesículas de forma elongada y elipsoidal de entre 1 y 5 mm de diámetro. Textura vitro-afanítica con diminutos cristales de plagioclasas y olivino apenas distinguibles menores de 1mm de longitud. Las fracturas son de superficies planas poco rugosas e irregulares orientadas en planos verticales oblicuos y subhorizontales. Presentan manchas de oxidación y escoria arcilla.
				0.75		Basalto gris claro con menor número de vesículas que el tramo anterior con fracturas verticales de superficies irregulares y planas rugosas (inclinadas 60 grados) con manchas de oxidación.
3030	8		Total	9.75		Basalto lajeado. Basalto masivo de color gris claro con ligero tino violáceo en las superficies expuestas (color de alteración). La roca fresca es de color gris con zonas de tonos claros y oscuros debidas a la presencia de zonas de textura afanítica mezcladas con zonas de textura vitrea de tono claro. Presenta fracturas planas poco rugosas en posición subhorizontal y oblicua a 45 y 60 grados. contiene algunos intervalos de basalto lajeado en los tramos de 5.40 a 5.90 y de 10.50 a 12.70.
3025	12			2		Basalto lajeado. Zona de bloques de basalto vesicular de color gris oscuro con superficies esconaceas. el tamaño de los bloques va desde unos 5 cm a 25 cm aproximadamente con manchas de oxidación en las superficies expuestas.
3020	16 18 20		Total	4	+++	Basalto vesicular de color gris oscuro con grandes y abundantes vesículas de 1mm a 2 cm de largo de formas elipsoidales elongadas y alargadas en planos subparalelos entre si inclinados unos 45 grados con respecto a la horizontal. se trata de coladas en grandes bloques con intercalación de algunas zonas esconaceas en los intervalos de 17.30 y 17.50 m de 19.50 a 9.80 m y de 20.10 a 20.50 m aproximadamente. Presencia de fracturas a 45 30 grados y subhorizontales con superficies onduladas rugosas y manchas de oxidación.
3015	22			4		Basalto gris claro con menor densidad de vesículas que el intervalo anterior. fracturas onduladas irregulares a 90 30 y 45 grados que en ocasiones muestran superficies oxidadas y una película de arcilla y arena fina. Planos de pseudoestratificación inclinados unos 30 grados señalados por alineación de vesículas. Intervalo de bloques y escoria en el tramo de 20.50 a 23.0 m.
3010	26 28 30		Parcial	8		Basalto de color gris oscuro con escasas vesículas dispersas de forma elongada de 1 a 3 mm de largo y ocasionalmente de hasta 1 cm. las vesículas estan orientadas según planos de pseudoestratificación con 60 grados de inclinación. Superficies de debilidad y fractura a lo largo de estos planos. Se aprecian abundantes cristales de olivino de forma irregular de 1 a 3 mm de ancho en una matriz vitrea o afanítica oscura. El basalto es muy similar al del intervalo de 4.70 a 14.90 m. todo que este es ligeramente poroso y presenta cristales de olivino algo mayores hasta 2 mm y mas abundantes.
3005	32 34			2		Basalto análogo al del intervalo anterior pero con mayor cantidad de vesículas.
3000	36 38 40		Parcial	12.5		Intervalo formado por escoria y bloques de basalto vesicular de color gris oscuro a negro con tinte pardusco de oxidación. El tamaño de los bloques y fragmentos esconaceos va desde unos 5 cm hasta aproximadamente 50 cm. La roca es vitro-afanítica con algunos cristales visibles de olivino (de hasta 4 mm) y plagioclasas (1mm). Las vesículas son abundantes y de forma alargada con un tamaño que va desde 1 a 2mm de longitud. En toda esta zona se presentaron en los dentro del barrenos por lo que constantemente habia que rapearse. La barra al reveso varió rucos de 15 20 y hasta de 40 cm.
2995	42 44			3		Basalto masivo gris oscuro con tino café marcuzco muestra vesículas alineadas en planos subhorizontales y con una inclinación de 30 grados. La roca es ligeramente porosa de matriz vitro-afanítica que presenta algunas inclusiones de vidrio oscuro con inhomogeneidad con un tamaño de 1 a 3 mm de diámetro.
2990	46 48 50					

Observaciones

Equipo rotatorio de barrenación de diamante long year 34
 No se detecto el nivel de escoria frescas
 Caídas de la herramienta de 15 a 40 cm en los tramos de 15 a 18 m y 34 y a 41.5 m
 Cementación continua de tramos

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

TÉSIS PROFESIONAL

FELIPE PONCE DÁMASO

**PERFIL GEOTÉCNICO DE PERFORACIÓN EN LOS
BANCOS DE LA PLANTA PRODUCTORA DE
TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES**

ESCALA SIN	FIGURA NO.3	NOV.-2001
------------	-------------	-----------

Los planos de isopacas (para cada unidad geoelectrónica) indican los puntos en los que se tomaron datos y la distribución de los espesores de la unidad correspondiente, en su contacto superior e inferior. Se consideró la elevación 2985 (como la profundidad máxima de explotación del banco) por lo que el espesor promedio de explotación resultó ser del orden de 53.70 metros y el volumen total por explotar de 6,945,019 metros cúbicos (sin considerar abundamiento), en un área de 129,344 metros cuadrados (aproximadamente 345 x 375 metros que cubre la zona explorada).

El mayor volumen de desperdicio se obtendrá de los materiales de la unidad U1a, de la que puede estimarse un 95% de desperdicio, le siguen las unidades U2b y U3 en las que pueden esperarse entre vacíos y materiales de desperdicio, volúmenes del orden del 50%, y finalmente, las unidades U1b, U2a y U4a de las que pudieran esperarse desperdicios del orden del 25%. Bajo esta suposición, los volúmenes reales aprovechables sin considerar abundamiento, pueden aproximarse a las cantidades expresadas en la siguiente tabla siendo el volumen total aprovechable del orden del 66% del volumen total del banco.

3.5.1. Tabla de Volúmenes del Banco

Tabla No.2

UNIDAD	ESPESOR (m) ←	VOLUMEN DEL BANCO (m ³) ↑	VOLUMEN APROVECHABLE (m ³) →	MATERIAL ASOCIADO
U1a	0.5 - 2	74,198	3,710	Suelos y depósitos de talud que agrupan fragmentos de rocas alteradas
U1b	1 - 9	416,137	312,102	Coladas de basaltos en bloques con escasa presencia de material de relleno y gran cantidad de espacios vacíos
U2a	4 - 64	3,545,740	2,659,305	Basalto masivo (con bajo grado de fracturamiento y alteración en algunas zonas) con intercalaciones de basalto lajeado
U2b	2 - 15	343,171	171,585	Presencia de grandes bloques de roca con gran cantidad de espacios huecos
U3	7 - 47	2,005,380	1,002,690	Zona de grandes bloques de basalto vesiculares con presencia de materiales finos e intercalaciones de zonas escoriáceas
U4a	0 - 18	560,393	420,295	Basaltos masivos en algunas zonas intercalados con material escoriáceo
U4b	indefinido	-----	-----	Basalto masivo con escaso fracturamiento
VOLUMEN TOTAL		6,945,019	4,569,687	

↖ espesor considerado entre la superficie del terreno, los contactos entre unidades y la elevación 2985

↗ volumen calculado sin abundamiento y sin tomar en cuenta espacios vacíos

↘ volumen aprovechable sin abundamiento considerando espacios vacíos y desperdicios

3.6. Conclusiones del Estudio Geotécnico

El estudio geotécnico, mediante el uso de los métodos eléctricos indirectos (doce sondeos eléctricos verticales y una calicata eléctrica dipolar) calibrados con el barrenos exploratorio con recuperación de núcleos de roca (perforado en el centro del área de estudio) y con los materiales expuestos en las caras del tajo que se explota actualmente, permitió tener una idea de los materiales que serán explotados, en un área explorada de 400 x 400 metros y a una profundidad del orden de 50 metros, con un bajo costo de exploración, ya que se evitó realizar una extensa cuadrícula de barrenación directa cuyo costo es muy elevado.

Por las características de los métodos indirectos, basados en las propiedades eléctricas del medio prospectado, podemos decir que los valores de resistividades obtenidas son valores promedio que involucran a secuencias de roca tanto masivas como fracturadas, escoria y cavidades, no diferenciando (puntualmente a cada una) pero si manifestando cual de estos materiales es el predominante.

La extrapolación realizada (entre los puntos de atribución de cada sondeo eléctrico) llega a ser de 75 a 100 metros en la línea 1 y hasta de 170 metros en la línea 4, por lo que debido a la complejidad del macizo rocoso que muestra cambios muy frecuentes (laterales y a profundidad) tanto estructurales como en la textura de los materiales, es posible que (al abrir las frentes de explotación del banco) se encuentren materiales diferentes a los expresados en los perfiles extrapolados, lo que seguramente no ocurrirá en la cercanía a cada sondeo. Si se requiere mayor exactitud en la predicción de los materiales explotables, deberán hacerse un mayor número de barrenos perforados y de sondeos eléctricos, estimando que por lo menos se requerirá un barrenos mecánico a cada 100 metros, y sondeos eléctricos intermedios a cada 50 metros, lo que elevaría el costo de exploración.

Los resultados obtenidos permitieron conocer en (forma general) los materiales que conforman el banco y sus volúmenes aproximados; sin embargo, debido a la extrapolación realizada entre barrenos y a la compleja estructura geológica que evidencia frecuentes cambios locales, es posible que existan variaciones importantes en cuanto al material y a los volúmenes indicados para cada tipo de material.

La planeación de las voladuras debe contemplar la heterogeneidad del macizo rocoso, ya que la roca basáltica cambia de masiva a bloques de diversos tamaños, hay zonas donde la roca está muy fracturada y lajeada, o bien, donde se tiene escoria basáltica y cavidades. Esta condición hace que la plantilla de barrenación y las cargas se modifiquen durante la explotación para lograr alcanzar la mayor eficacia de las voladuras y la fragmentación deseada. La experiencia lograda con la explotación del banco actual debe servir para programar las subsecuentes voladuras en estos materiales, tanto en lo que a la plantilla de barrenación se refiere como a la cantidad de barrenos a utilizar por voladura, cargas de fondo y de columna, uso de tiempos de ignición, secuencia de detonación, altura del banqueteo y avance de las frentes.

4. MINA

4.1. Introducción

Cuando un depósito mineral ya ha sido descubierto explorado y evaluado, el siguiente paso es seleccionar el método de minado óptimo, el cual consistirá en extraer la máxima cantidad de mineral al menor costo posible.

Los sistemas de minado se dividen en dos grandes grupos: Minado Subterráneo y Minado a Cielo Abierto

Los factores más importantes que determinan la selección del método de explotación a cielo abierto o subterráneo son los siguientes:

- 1._ Costo de minado.
- 2._ Recuperación de mineral.
- 3._ Dilución.

Las obras mineras (subterráneas o a cielo abierto) requieren de hacer una excavación o remoción de material (provocando con esto un cambio en la naturaleza propia del terreno) lo cual se refleja en su estabilidad. Esto nos lleva a considerar un problema de suma importancia, el cual viene siendo, la seguridad en cuanto a la estabilidad del terreno para trabajar en dichas obras.

La medida más inteligente consiste en adecuarse a las respuestas propias del terreno, procurando siempre que este se auto-soporte al practicar la remoción de material, esto se refleja en un menor costo en soporte de las obras. El tamaño de las obras abiertas dependerá de las características geológicas particulares del terreno a minar. Los métodos de minado dependen de las características geológicas, estructurales, mecánicas etc. del terreno a minar, de tal manera que se obtenga una extracción óptima al costo más bajo posible y en condiciones de máxima seguridad.

4.2. Sistema de Explotación en la Unidad Parres

La explotación consiste en la extracción de roca de su sitio, para su posterior traslado al proceso de trituración. Se lleva a cabo a Cielo Abierto utilizando un sistema de explotación con bancos descendentes en retroceso, estando dentro de la clasificación de Cantera por Bancos Múltiples ya que la explotación de una cantera consiste en explotación a cielo abierto de rocas tales como granito, mármol, caliza, pizarra, yeso etc., las cuales tienen un valor comercial por sus propiedades químicas o mecánicas como en la producción de agregados pétreos. La explotación consiste en abrir bancos de 3 metros de altura, 50 metros de longitud y 20 metros de ancho.

4.3. Proceso Productivo de Explotación en la Unidad de Parres

El proceso para la obtención de roca fracturada comprende las siguientes etapas:

4.3.1. Obras de Descapote

En cuanto a las características superficiales del yacimiento, se presentan pinos en pocas cantidades, tierra vegetal (generalmente de color amarillento o café), hierba y pasto, la roca basáltica visible se encuentra generalmente agrietada e intemperizada.

El espesor del encape es variable, en ocasiones es mínimo o nulo, su espesor promedio varía de 0.5 a 2 metros aproximadamente. según el último estudio geotécnico de reservas que se hizo.

Antes de proceder a la extracción del material pétreo es necesario retirar el encape de suelo vegetal, tepetate, limos y arcillas que sobre yacen el basalto, esto es realizado en la primera etapa del banco.

Las operaciones de descapote se realizan con ayuda de un tractor marca KOMATSU modelo D-55, que retira estos materiales, hasta dejar la superficie lista, para permitir el acceso de los equipos de perforación, carga y acarreo.

4.3.2. Barrenación

La barrenación se hace por medio de tres perforadoras neumáticas y dos hidráulicas, marca Ingersoll Rand del tipo Track Drill, las cuales se montan sobre orugas. Se perfora verticalmente de forma descendente utilizando brocas de 3 pulgadas (76 milímetros) y barras de 12 pies (3.66 metros).

Los parámetros utilizados durante la barrenación, son los siguientes:

	En terreno macizo	En terreno con laja
Bordo	1.80 m	2.00 m
Espaciamiento	1.80 m	2.00 m
Altura del banco	3.00 m	3.00 m
Ángulo de inclinación en la salida	15°	15°
Distribución de los barrenos (ver figura No.6)	A tres bolillo	A tres bolillo

El Track Drill es un equipo muy versátil ya que:

- Se puede barrenar hasta 30 m de profundidad.
- El diámetro de barrenación puede ser hasta de 90 mm (3½")
- Presenta rapidez en la barrenación.
- Solo se necesitan 2 hombres para su operación.
- Es de alta productividad.
- Cuenta con mecanismo de tracción que le permite llegar a cualquier lugar.

4.3.3. Cargado de Barrenos

Se refiere a la colocación y distribución del explosivo dentro del barreno, utilizándose los siguientes tipos de explosivos e iniciadores:

Carga de fondo	Emulsión de 2" x 16"
Carga de columna	Nitrato de amonio (ANFO)
Iniciadores	Tipo nonel
Cordón detonante	E-cord

4.3.4. Voladura

Se entiende por voladura, la acción de hacer explotar los explosivos, fracturando el material deseado, esto se hace con ayuda de una cañuela conectada a un fulminante del No. 8, el cual es colocado y sujetado al cordón detonante por medio de cinta de aislar.

4.3.5. Carga y Acarreo

En este punto, la actividad básica de estos equipos, es el cargar los camiones con el material fragmentado por la voladura para su transporte a los conjuntos de trituración. La carga se puede realizar utilizando pala hidráulica o cargador frontal, para lo cual la planta cuenta con una pala hidráulica 350 CK marca POCLAIN con capacidad de cucharón de 3 metros cúbicos, dos palas hidráulicas 220 marca POCLAIN con capacidad de cucharón de 3 metros cúbicos, el acarreo de roca se realiza en tres camiones fuera de carretera marca TEREX de 22 toneladas de capacidad y tres camiones fuera de carretera marca MACK de 25 toneladas de capacidad

Como Equipo Auxiliar se cuenta con un martillo hidráulico marca KRUPP, montado en una retroexcavadora PC 400 marca KOMATSU, el cual rompe la piedra sobre tamaño de la voladura y termina de disgregar el material antes de ser cargado en los camiones.

4.3.6. Trituración

Después del acarreo, el material entra al proceso de trituración, en donde es alimentado a las quebradoras primarias de quijada.

Para la producción del agregado, esta planta cuenta con dos conjuntos independientes de trituración: El Conjunto No.5 y el Conjunto No.7.

El conjunto No.5 tiene una capacidad mínima instalada de 200 toneladas por hora mientras que el conjunto No.7 tiene una capacidad mínima instalada de 320 toneladas por hora.

En estos conjuntos, la roca es triturada hasta una granulometría inferior a $\frac{1}{4}$ de pulgada, siendo éste el producto terminado que se acarrea (mediante camiones de volteo) hasta las Plantas de Asfalto de Avenida Imán para el siguiente proceso

4.4. Aspectos Importantes en la Explotación Actual de Parres

4.4.1. Planeación de la Mina

Es importante señalar que en la Unidad de Parres no se ha hecho planeación y diseño de la mina, en la que se contemple la geometría, la profundidad final, la pendiente final del tajo, la altura y anchos finales de los bancos, el trazo adecuado de los caminos de acarreo etc. La explotación en la Unidad de Parres se lleva a cabo abriendo bancos de producción de 3 metros de altura, 50 metros de longitud y ancho de 20 metros, el perímetro del predio está limitado por el perímetro catastral, teniendo una superficie disponible (de acuerdo con los límites legales) de 926,534.79 metros cuadrados.

4.4.2. Área de Explotación

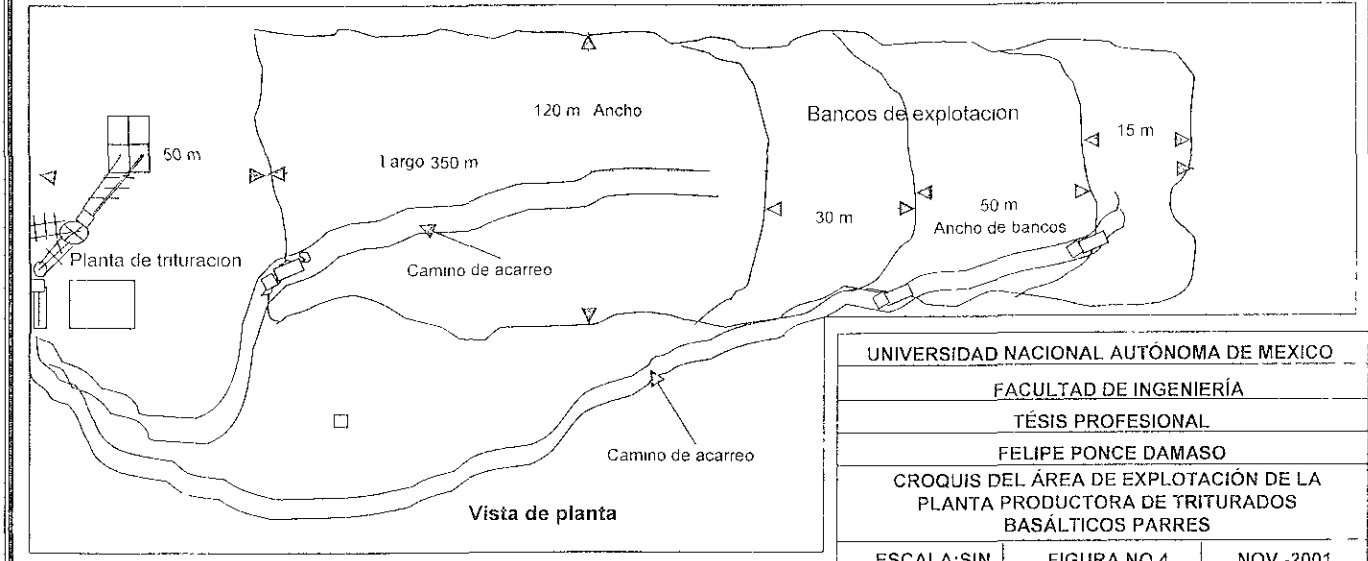
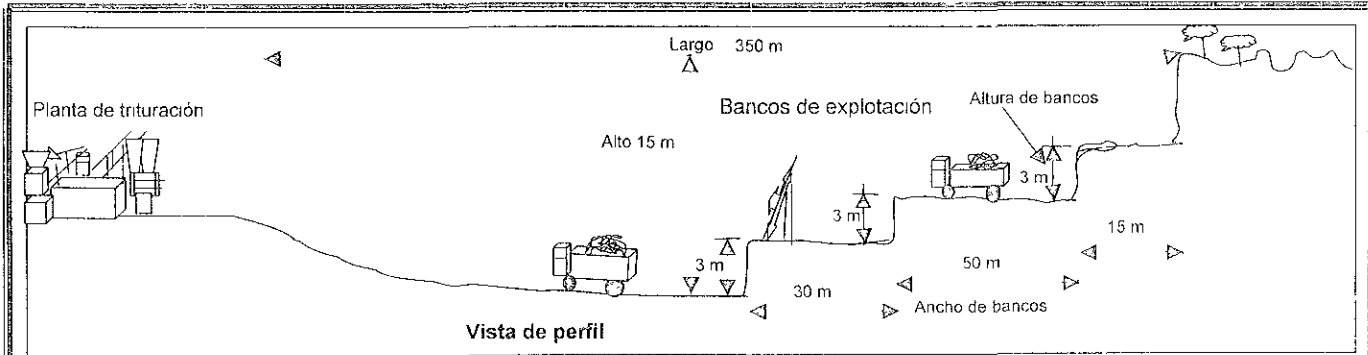
El área de explotación está a 400 metros en línea recta de la planta de trituración y está ubicada del lado oeste de dicha planta, esta distancia abarca hasta el banco más lejano.

Se tiene (hasta la fecha) un área abierta de explotación de 120x350 metros con una profundidad total (en toda el área de explotación) de 15 metros aproximadamente, ver figura No 4.

4.4.3 Caminos de Acarreo y Pendientes

Existen actualmente dos caminos de acarreo desde los bancos a los conjuntos de trituración, éstos son de 8 a 15 metros de ancho, con pendientes (en algunas partes) muy pronunciadas, no estimadas, ya que no se cuenta con topografía a detalle del terreno. Las pendientes de los caminos de acarreo no deben exceder el 15% según normas de fabricantes de camiones.

Es muy probable que éstas pendientes estén por arriba de las normas establecidas, lo que ocasionaría mas exigencia de trabajo a los camiones de acarreo, con el respectivo desgaste y consumo de combustible. Las pendientes de los pisos de los bancos tampoco presentan un trazo adecuado, puesto que no se cuenta con la planeación correspondiente ni la topografía a detalle, dando como resultado pisos irregulares con depresiones que podrían facilitar el encharcamiento de agua de lluvia.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TÉSIS PROFESIONAL		
FELIPE PONCE DAMASO		
CROQUIS DEL ÁREA DE EXPLOTACIÓN DE LA PLANTA PRODUCTORA DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES		
ESCALA: SIN	FIGURA NO.4	NOV -2001

4.4.4. Altura y Ancho de los Bancos

La altura de los bancos es muy reducida y se ha pretendido aumentarla, pero se han tenido ciertas restricciones en cuanto a las vibraciones (producto de las voladuras) lo cual ha afectado la explotación de los bancos en forma adecuada. Se tuvieron quejas de los habitantes del pueblo de Parres, en el sentido de que algunas construcciones estaban siendo dañadas por los trabajos de explotación de la cantera.

La vibración de las explosiones trajo como consecuencia el fisuramiento de algunas casas, por lo cual la Planta de Asfalto las ha tenido que reparar.

La explotación de bancos, lo mas lejos posible del pueblo de Parres y la baja profundidad de barrenación son los aspectos mas influenciados por estas restricciones.

La altura de los bancos se determina en función del tamaño de los equipos de barrenación y de rezagado que se vayan a utilizar. En general a mayor altura de un banco corresponde una mayor eficiencia en la perforación y rezagado, debido a que se tienen menores costos por tonelada quebrada y rezagada. En la práctica las alturas de los bancos de las minas a tajo abierto varían desde 15, 30, 38, 50 y hasta 75 pies de altura.

El ancho de los bancos en Parres se lleva de forma irregular, cualquier ancho de banco debe estar en función (principalmente) del equipo de rezagado que se vaya a utilizar. Tanto la altura como el ancho de bancos tienen una relación directa con el ángulo final del tajo, por lo tanto éstos deben considerarse como un factor muy importante de planeación y diseño antes de iniciar la explotación.

4.5. Plantilla de Barrenación

4.5.1. Elementos de la Plantilla de Barrenación

Los elementos a obtener y que conforman la plantilla de barrenación de un banco (ver figura No.5) son los siguientes:

B = Bordo

Distancia medida del centro del barreno de la primera línea a la cara libre.

SB = Sub – Barrenación

Es la longitud de sobre barrenación por abajo del piso del banco.

T =Taco

Porción superior del barreno que (después de cargar la columna) se debe rellenar con material no explosivo (usualmente detritos de barrenación).

E = Espaciamiento

Es la distancia entre barrenos de una misma fila.

L = Longitud Total de Barrenación

Es la longitud total del barreno.

H = Altura del Banco

Es la longitud total de barrenación menos la longitud de sub – barrenación

Para calcular el bordo y los demás elementos de la plantilla de barrenación de los bancos(ver figura No.6) de Parres, se utiliza la siguiente fórmula:

$$B = [(2 S_{ge} / S_{gr}) + 1.5] D_e$$

Donde

B = Bordo en pies.

S_{ge} = Densidad del explosivo en g/cc

S_{gr} = Densidad de la roca en t/m³.

D_e = Diámetro del barreno en pulgadas.

4.5.2. Diseño de la Plantilla de Barrenación

El cálculo de los elementos de la plantilla de barrenación en los bancos de explotación de la mina de Parres, se hace de la siguiente manera:

Los cálculos se hacen a partir de los siguientes datos:

De	=	3"
H	=	3 m
S _{gr}	=	2.6 t / m ³
S _{ge} agente explosivo	=	0.85 g / cc
S _{ge} alto explosivo	=	1.2 g / cc

4.5.2.1. Cálculo de los Elementos de la Plantilla

Cálculo del Bordo

$$B = [(2 S_{ge} / S_{gr}) + 1.5] D_e$$

Sustituyendo valores

$$B = [(2 (0.85) / (2.6) + 1.5] 3$$

$$B = 6.44 \text{ ft}$$

$$B = 2.0 \text{ m}$$

Cálculo de la Sub - Barrenación

$$SB = 0.3 B \quad SB = (0.3) (2.0)$$

$$SB = 0.60 \text{ m}$$

Cálculo del Taco

$$T = 0.7 B \quad T = (0.7) (2.0)$$

$$T = 1.40 \text{ m}$$

Cálculo del Espaciamiento

Con retardo

$$E = (L + 7B) / 8 \quad E = [3 + (7 \times 2)] / 8$$

$$E = 2.10 \text{ m}$$

Relación de Carga

$$RC = 15 : 85$$

Carga de Fondo

$$CF = \frac{ (LT - T) (S_{ge} \text{ agente}) }{ R (S_{ge} \text{ alto}) + S_{ge} \text{ agente} }$$

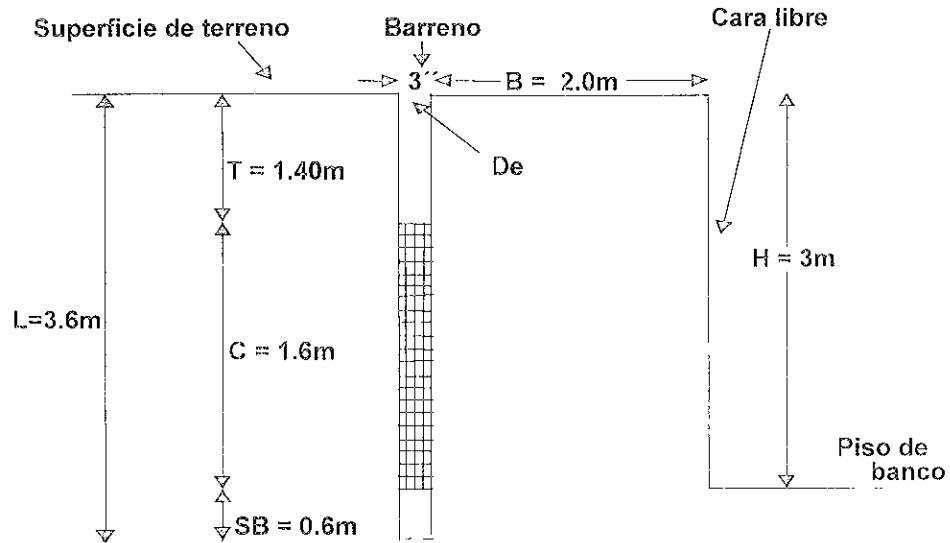
Sustituyendo

$$CF = \frac{ (3 - 1.4) (0.85) }{ 5.7 (1.2) + 0.85 }$$

$$CF = 0.18 \text{ m}$$

$$CF = (0.18) (5.4)$$

$$CF = 0.97 \text{ Kg alto}$$



VISTA DE PERFIL

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

TÉSIS PROFESIONAL

FELIPE PONCE DÁMASO

CROQUIS DE LOS ELEMENTOS DE LA PLANTILLA
DE BARRENACION EN LA PLANTA PRODUCTORA
DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES

ESCALA: SIN

FIGURA NO 5

NOV.-2001

Carga de Columna

$$C_c = (L_T - T) - C F$$

$$C_c = (3 - 1.4) - 0.18 = 1.42 \text{ m}$$

$$C_c = (1.42) (3.82)$$

$$C_c = 5.4 \text{ Kg agente}$$

Factor R

$$R = \frac{\text{Total explosivo} - R_c \text{ alto}}{R_c \text{ alto}}$$

$$R = \frac{100 - 15}{15}$$

$$R = 5.7$$

Carga Lineal

$$CL = D_e^2 (0.5) (\text{Sge explosivo})$$

Alto explosivo

$$CL = 3^2 (0.5) (1.2) = 5.4 \text{ Kg / m}$$

Agente explosivo

$$CL = 3^2 (0.5) (0.85) = 3.82 \text{ Kg / m}$$

Tonelaje por barreno

$$\text{Tonelaje por barreno} = H \times B \times E \times Sgr$$

$$\text{Tonelaje por barreno} = (3) (2) (2.10) (2.6)$$

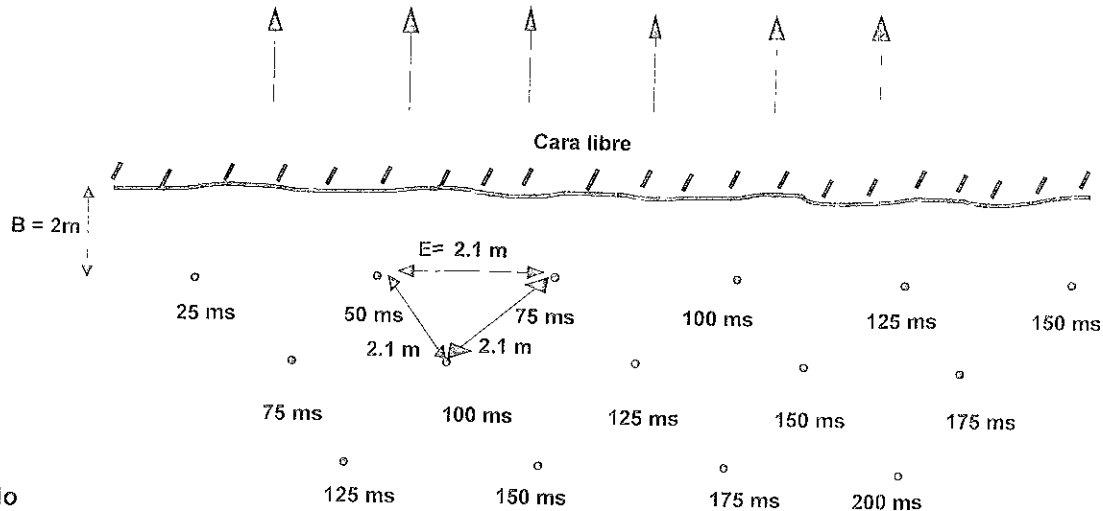
$$\text{Tonelaje por barreno} = 32.76 \text{ toneladas}$$

Volumen por barreno

$$\text{Volumen por barreno} = H \times B \times E$$

$$\text{Volumen por barreno} = (3) (2) (2.10)$$

$$\text{Volumen por barreno} = 12.6 \text{ m}^3$$



Donde

B = Bordo

Ms = Retardo en milisegundos

E = Espaciamiento

Arreglo de la plantilla en 3 bolillo

VISTA DE PLANTA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERIA		
TÉSIS PROFESIONAL		
FELIPE PONCE DÁMASO		
CROQUIS DEL ARREGLO DE LA PLANTILLA DE BARRENACIÓN EN LA PLANTA PRODUCTORA DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES		
ESCALA: SIN	FIGURA NO.6	NOV.-2001

Factor de Carga

$$F_c = \frac{\text{Total de explosivo}}{\text{Volumen}}$$

$$F_c = \frac{0.97 + 5.40}{12.6}$$

$$F_c = 0.505 \text{ Kg / m}^3$$

Para producir 2000 toneladas por día

$$\text{No. de barrenos} = \frac{\text{Producción}}{\text{Toneladas por barreno}}$$

$$\text{No. de barrenos} = \frac{2000}{32.76}$$

No. de barrenos = 61 barrenos

En la práctica, actualmente en los bancos de explotación, los barrenos son de 3.30 metros de profundidad, tienen 3 pulgadas de diámetro, 2 metros de Taco y 2 metros de bordo. La carga del explosivo es una emulsión de 16 pulgadas de largo x 2 pulgadas de diámetro con 90 centímetros de Nitrato de amonio. Los barrenos tienen una ligera inclinación de 15 grados hacia el lado de la cara libre.

La separación entre barrenos es de 2 metros pero debido a que el producto de la voladura que se ha obtenido es grande (mayor al tamaño de alimentación de las quebradoras primarias), la separación entre barrenos y bordo se ha cerrado a 1.80 metros.

La carga de los barrenos generalmente varía porque el material rocoso frecuentemente se presenta muy agrietado, lajeado y con capas de guijarros

Se dan un promedio de 60 barrenos diarios para producir un promedio de 2000 toneladas por día.

5. PROCESO DE TRITURACION ACTUAL

Después del acarreo, el material entra al proceso de trituración, en donde es alimentado a las quebradoras primarias de quijada.

El proceso de trituración se realiza en dos conjuntos: El conjunto No 5 y el conjunto No.7

5.1. Descripción del Proceso de Trituración Actual del Conjunto No.5

El material que proviene de los bancos de explotación es alimentado (por medio de un alimentador vibratorio) a la quebradora primaria de quijada, la cual tiene una abertura de entrada de 30" x 42" y una abertura de salida de 4", la capacidad es de 200 toneladas por hora, el material es descargado en la banda No.1 para ser llevado a la banda No. 2. Por medio de la banda No. 2, el material es llevado a la primer criba vibratoria que consta de una malla superior con área de cribado de 4.38 m² y 2" x 2" de tamaño de abertura de cuadrícula y una malla inferior con área de cribado de 4.70 m² y 5/8" x 5/8" de tamaño de abertura de cuadrícula. El material a menos 5/8" cae en la banda No.3, el material a mas 5/8" es alimentado a la quebradora secundaria de cono con abertura de entrada de 10" y abertura de salida de 1". La descarga de esta quebradora cae también en la banda No.3, la cual descarga en la banda No.4, por medio de esta banda el material es llevado a la segunda criba vibratoria que consta de una malla con área de cribado de 5.44 m² y 5/8" x 5/8" de tamaño de abertura de cuadrícula, el material que está a mas 5/8" es alimentado a la quebradora terciaria de cono con abertura de entrada de 3 5/8" y abertura de salida de 5/8", el material que descarga esta quebradora cae en la banda No.5 por medio de la cual es llevado a la banda No.6, esta banda descarga en la banda No.4, la banda No 4 descarga en la segunda criba vibratoria, de esta manera se tiene un circuito cerrado.

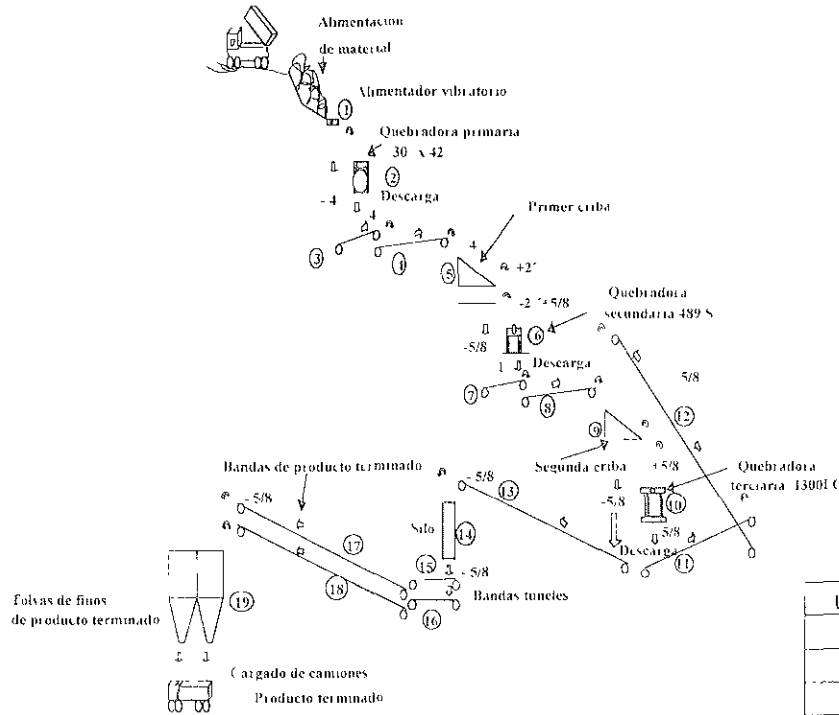
El material que pasa en la segunda criba y que está a menos 5/8", se considera como producto terminado, este material cae en la banda No 7 para ser llevado a un silo, en donde se mezcla con el producto terminado que viene del conjunto No 7.

El producto terminado (almacenado en el silo) es descargado en las dos bandas túneles, que a su vez descargan en las dos bandas de producto terminado, que transportan el material a las 6 tolvas de finos de producto terminado de 150 toneladas de capacidad cada una. El producto terminado almacenado en estas tolvas es cargado en camiones de volteo para ser enviado a la planta de asfalto en Av. Imán para el siguiente proceso.

5.2. Descripción del Equipo del Conjunto No 5

1. Alimentador vibratorio con motor de 50 H.P.
2. Quebradora primaria de quijada de 30'' x 42'' Teismith con motor de 200 H.P, con capacidad de 200 t/h a 4'' de abertura.
3. Banda No.1 de 18 metros largo x 36'' ancho con motor de 15 H.P
4. Banda No 2 de 52 metros largo x 36'' ancho con motor de 20 H.P
5. Primer criba vibratoria, cama superior A = 4.38 m² de 2'' x 2'' de tamaño de abertura, cama inferior A = 4.70 m² de 5/8'' x 5/8'' de tamaño de abertura, con motor de 15 H.P
6. Quebradora secundaria de cono modelo 489 S Teismith con motor de 200 H.P. capacidad = 136 t/h a 1'' de abertura de salida.
7. Banda No.3 de 18 metros largo x 30'' ancho con motor de 20 H.P.
8. Banda No.4 de 68 metros largo x 30'' ancho con motor de 20 H.P.
9. Segunda criba vibratoria con una sola malla A = 5.44 m² de 5/8'' x 5/8'' de tamaño de abertura con motor de 30 H.P.
10. Quebradora terciaria de cono modelo 1300 FC Teismith con motor de 200 H.P. capacidad de 144 t/h a 5/8'' de abertura de salida.
11. Banda No.5 de 8 metros largo x 30'' ancho con motor de 7.5 H.P.
12. Banda No.6 de 47 metros largo x 24'' ancho con motor de 15 H.P.
13. Banda No.7 de 116 metros largo x 30'' ancho con motor de 30 H.P.
14. Silo de producto terminado.
15. Banda túnel derecho de 41 metros largo x 30'' ancho con motor de 20 H.P.
16. Banda túnel izquierdo de 41 metros largo x 30'' ancho con motor de 20 H.P.
17. Banda derecha producto terminado de 96 metros largo x 30'' ancho con motor de 30 H.P.
18. Banda izquierda producto terminado de 105 metros largo x 30'' ancho con motor de 30 H.P
19. 6 Tolvas de finos de producto terminado de 150 toneladas de capacidad cada una.

El diagrama de flujo del proceso descrito (con las características de los respectivos equipos) se presenta en la figura No.7.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

TÉSIS PROFESIONAL

FELIPE PONCE DAMASO

DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL DEL CONJUNTO
NO. 5 DE LA PLANTA PRODUCTORA DE
TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES

ESCALA: SIN

FIGURA NO 7

NOV.-2001

5.3. Problemas que se Presentan en el Conjunto No.5

Los problemas más importantes en todo el proceso de trituración del conjunto No.5 son:

a) Saturación del material en la quebradora secundaria de cono, en la segunda criba vibratoria y en la quebradora terciaria de cono.

El problema más grave está en la tercer quebradora de cono, que al ser alimentada de material, se llena a una cantidad superior a su capacidad, como la quebradora no soporta tal tonelaje de alimentación, la cámara se satura y el material se tira. Esto ocasiona que la alimentación a la quebradora de quijada se suspenda hasta que el material fluya normalmente, cuando ya no se observa saturación, se reanuda la alimentación del material al proceso, esto trae como consecuencia que (de las 200 toneladas por hora que se podrían alimentar al proceso de trituración) sólo se obtengan 70 toneladas por hora o menos como producto terminado.

b) Composición Granulométrica

El material pétreo o producto terminado debe presentar cierto porcentaje de cada tamaño de partícula, para cumplir con las especificaciones de mezclas asfálticas para pavimentación y bacheo.

Con frecuencia se tienen problemas por los bajos porcentajes de finos, generalmente desde 20 a 100 mallas. Debido a que el problema no sólo abarca el proceso de trituración ya que la cantidad de finos o gruesos también depende del comportamiento de los bancos de explotación de la mina, este proyecto está dirigido a la solución del problema más grave y prioritario que es la saturación de material.

5.4. Descripción del Proceso de Trituración Actual del Conjunto No.7

El material que proviene de los bancos de explotación, es alimentado a la quebradora primaria de quijada la cual tiene una abertura de entrada de 1.20 x 0.90 metros y una abertura de salida entre 5'' y 6'', la capacidad de ésta quebradora (a éstas aberturas) es aproximadamente de 385 y 450 toneladas por hora respectivamente. El material es descargado en la banda No.1 que lo transporta a la tolva de gruesos, con capacidad de 140 toneladas, de la tolva de gruesos (por medio de un alimentador) es descargado en la banda No. 2 que a su vez descarga el material en la primer criba vibratoria. Esta criba consta de una malla superior de 2'' x 2'' de tamaño de abertura de cuadrícula con área de cribado de 5.17 m² y una malla inferior de 5/8'' x 5/8'' de tamaño de abertura de cuadrícula con área de cribado de 4.5 m². El material que está a mas 5/8'' es alimentado a la quebradora secundaria de cono con abertura de entrada de 16'' y abertura de salida de 2 1/2'', ésta quebradora descarga en la banda No.3 que a su vez descarga en la banda No.4, el material a menos 5/8'' que pasa la primer criba es descargado también en la banda No.4. La banda No.4 transporta el material y lo descarga en las cribas gemelas que constan de 2 mallas superiores de 1 1/2'' x 1 1/2'' de tamaño de abertura de cuadrícula con área de cribado de 27.38 m² en total, así como de 2 mallas inferiores de 5/8'' x 5/8'' de tamaño de abertura de cuadrícula con área de cribado de 23 m² en total. El material a mas 1 1/2'' cae a la banda No.5 la cual lo lleva a la banda No.10, ésta banda descarga el material en la quebradora terciaria de cono con abertura de entrada de 7'' y abertura de salida de 1'', ésta quebradora descarga también en la banda No.3 y después en la banda No.4 para cerrar el circuito.

Por otro lado, el material que está de mas 5/8'' a menos 1 1/2'' (medios), cae en la banda No.6, la cual lo lleva a la banda No. 9, la banda No.9 descarga el material en la tolva de medios con capacidad de 90 toneladas, la tolva de medios descarga el material en la banda No.11. La banda

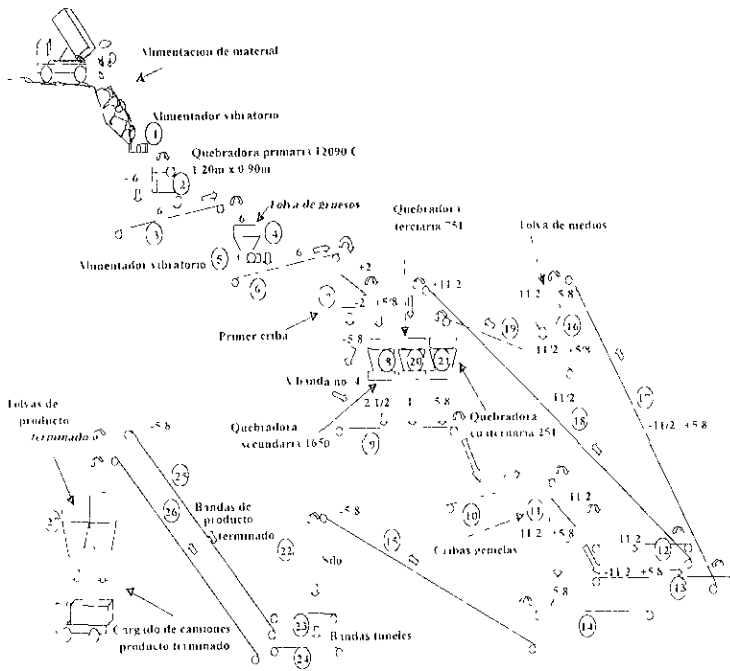
No.11 descarga el material en la quebradora cuaternaria de cono, con abertura de entrada de 2" y abertura de salida de 5/8", el material que descarga ésta quebradora cae también en la banda No.3 y después en la banda No.4 para cerrar nuevamente el circuito.

El material producto de las cribas gemelas que está a menos 5/8", se considera como producto terminado. Este material cae en la banda No.7 la cual descarga en la banda No.8. La banda No.8 descarga el material en el silo, en donde se mezcla con el producto terminado que viene del conjunto 5. El material almacenado en el silo es descargado en las 2 bandas túneles que a su vez descargan en las 2 bandas de producto terminado, que llevan el material a las seis tolvas de finos de producto terminado, estas tolvas tienen una capacidad de 150 toneladas cada una. De estas tolvas el material es acarreado (con camiones de volteo) a la planta de asfalto de Av. Imán para el siguiente proceso.

5.5. Descripción del Equipo del Conjunto No.7

1. Alimentador vibratorio con motor de 30 H.P.
2. Quebradora primaria de quijada modelo 12090 C Allis Chalmers con motor de 150 H.P. capacidad = 450 t/h a 6" de abertura de salida.
3. Banda No.1 de 86.5 metros largo x 42" ancho con motor de 50 H.P
4. Tolva de gruesos de 140 toneladas de capacidad
5. Alimentador vibratorio.
6. Banda No.2 de 64 metros largo x 36" ancho con motor de 30 H.P.
7. Primer criba vibratoria con área de malla superior = 5.17 m² de 2" x 2" de abertura y malla inferior de 5/8" x 5/8" de abertura, área = 4.5 m², con motor de 20 H.P
8. Quebradora secundaria de cono modelo 1650 Allis Chalmers con motor de 200 H.P. con una capacidad = 360 t/h a 2 1/2" de abertura de salida.
9. Banda No.3 de 24 metros largo x 36" ancho con motor de 20 H.P
10. Banda No.4 de 97.50 metros largo x 36" ancho con motor de 50 H.P.
11. Cribas gemelas Allis Chalmers con área total de cribado de mallas superiores e inferiores de 27.38m² y 23m² respectivamente, con motor de 40 H.P., mallas superiores de 1 1/2" x 1 1/2" de tamaño de abertura y mallas inferiores de 5/8" x 5/8" de tamaño de abertura
12. Banda No.5 de 14 metros largo x 24" ancho con motor de 10 H.P.
13. Banda No.6 de 25.5 metros largo x 24" ancho con motor de 10 H.P.
14. Banda No.7 de 18 metros largo x 24" ancho con motor de 10 H.P.
15. Banda No.8 de 99 metros largo x 30" ancho con motor de 30 H.P.
16. Tolva de medios con capacidad de 90 toneladas.
17. Banda No.9 de 60 metros largo x 24" ancho con motor de 20 H.P.
18. Banda No.10 de 78 metros largo x 24" ancho con motor de 20 H.P.
19. Banda No.11 de 68 metros largo x 24" ancho con motor de 15 H.P.
20. Quebradora terciaria de cono modelo 751 Allis Chalmers con motor de 200 H.P. y capacidad de 244 t/h a 1" abertura de salida.
21. Quebradora cuaternaria de cono modelo 251 Allis Chalmers con motor de 250 H.P. con una capacidad = 145 t/h a 5/8" de abertura de salida.
22. Silo de producto terminado.
23. Banda túnel derecho de 41 metros largo x 30" ancho con motor de 20 H.P.
24. Banda túnel izquierdo de 41 metros largo x 30" ancho con motor de 20 H.P.
25. Banda producto terminado derecha de 96 metros largo x 30" ancho con motor de 30 H.P.
26. Banda producto terminado izquierda de 105 metros largo x 30" ancho con motor de 30 H.P.
27. 6 Tolvas de finos de producto terminado de 150 toneladas de capacidad cada una.

El diagrama de flujo del proceso descrito (con las características de los respectivos equipos) se presenta en la figura No.8.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERIA		
TÉSIS PROFESIONAL		
FELIPE PONCE DÁMASO		
DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL DEL CONJUNTO DE TRITURACIÓN NO. 7 DE LA PLANTA PRODUCTORA DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES		
ESCALA: SIN	FIGURA NO.8	NOV.-2001

5.6. Problemas que se Presentan en el Conjunto No.7

Los problemas más importantes en todo el proceso de trituración del conjunto No.7 son:

a) Saturación de Material

Se observó saturación de material en las quebradoras secundaria, terciaria y cuaternaria de cono. El problema más crítico está en las quebradoras terciaria y cuaternaria.

Estas quebradoras (al ser alimentadas) se llenan a una cantidad superior a su capacidad saturándose completamente de material, lo cual obliga a que la alimentación a la quebradora primaria de quijada y a la quebradora secundaria de cono se suspenda hasta que el material fluya normalmente, cuando ya no se observa saturación, se reanuda la alimentación al proceso. Esto trae como consecuencia que de las 450 toneladas por hora que se podrían alimentar al proceso de trituración, sólo se obtengan 150 toneladas por hora o menos como producto terminado.

b) Composición Granulométrica

El material pétreo (producto terminado) debe tener un cierto intervalo de porcentaje de cada tamaño de partícula para cumplir con las especificaciones de las mezclas asfálticas para pavimentación y bacheo.

Se ha observado que con frecuencia se tienen problemas por los bajos porcentajes de finos, generalmente desde 20 a 100 mallas, debido a que el problema no sólo abarca el proceso de trituración y que la cantidad de finos o gruesos también depende del comportamiento de los bancos de explotación de la mina, este proyecto está dirigido a la solución del problema más grave y prioritario que es la saturación de material.

6. OPTIMACIÓN DEL PROCESO DE TRITURACIÓN DEL CONJUNTO NO. 5

6.1. Introducción

Se iniciará con el análisis del proceso de trituración actual para después tener la propuesta de optimación. Tanto en el análisis de trituración actual como en la propuesta de optimación se hará el cálculo de los equipos principales que intervienen en el proceso y sobre todo de aquellos que tienen que ver con el problema de la saturación, como esta se observó desde la segunda quebradora, se comenzarán los cálculos a partir de la segunda criba para terminar con el cálculo de todas las bandas del conjunto. Debido a que las quebradoras secundaria y terciarias de cono son las principales responsables de la producción de finos o gruesos, sólo en cuanto al proceso de trituración se refiere, en la propuesta no se cambiarán las aberturas de descarga actual de estas quebradoras para no afectar la curva granulométrica del producto terminado y se considerarán 4'' como la abertura mínima de descarga de la primer quebradora de quijada.

6.1.1. Secuencia de los Cálculos de Optimación

Se hará primero el análisis del proceso de trituración actual y saber con bases, que equipos no trabajan con la capacidad adecuada, para después tener la propuesta de optimación; en el análisis del proceso de trituración actual la quebradora primaria de quijada tiene una abertura de salida de 4'' con lo que la alimentación al proceso es de 200 t/h, la segunda quebradora 489 S trabaja a una abertura de salida de 1'', la tercer quebradora 1300 FC trabaja a una abertura de salida de 5/8''. La primer criba hace la separación del material de mas 5/8'' y menos 5/8'', por lo que a la segunda quebradora a la que alimenta y que trabaja a 1'' de abertura de salida se sobrecarga, la segunda criba trabaja con abertura de 5/8''.

En la propuesta de optimación, la quebradora primaria de quijada puede cerrarse a 3 1/2'' como abertura mínima de salida según catálogos de fabricantes pero debido a que es un equipo muy usado presenta problemas en su funcionamiento, como a partir de 4'' de abertura de salida ha estado funcionando bien, para este caso se propondrá que trabaje a 4'' como su mínima abertura de salida con lo que se tendrá la menor inversión en equipos y una producción de mas del doble de la que actualmente se está produciendo (200 t/h). En esta propuesta no se harán modificaciones importantes al diagrama de flujo y para los cálculos sólo se propondrá cambiar la malla de 5/8'' de abertura de la primer criba por una sola malla de 1'' de abertura para no sobrecargar a la segunda quebradora.

Por último se compararán los resultados del análisis del proceso de trituración actual con los de la propuesta para seleccionar la opción más conveniente

6.2. Datos Necesarios Para los Cálculos

6.2.1. Determinación de la Densidad Volumétrica del Material

Se tomó una muestra representativa de material (de los conjuntos) para determinar su densidad volumétrica, la muestra abarcó tamaños de material desde las descargas de las quebradoras primarias de quijadas hasta el tamaño del producto triturado.

La muestra pesó 22.41 kilogramos que corresponde a 0.02241 toneladas, con esta muestra se llenó un recipiente cúbico cuyo volumen fue de 0.0159253 metros cúbicos.

La densidad de la muestra fue $\frac{0.02241 \text{ t}}{0.0159253 \text{ m}^3} = 1.40 \text{ t/m}^3$

El porcentaje de humedad fue de 2%

6.2.2. Determinación de la Capacidad Máxima Actual de las Quebradoras

Con ayuda de los operadores se pudo determinar la capacidad máxima de las quebradoras. Primero se obtuvo la velocidad de la banda, donde descarga cada quebradora, después se alimentó a la quebradora hasta su punto de saturación, parando la banda se tomó una muestra representativa (en donde la banda iba más cargada) para así calcular las t/h máximas que transporta. Como ejemplo tenemos la primer quebradora de quijada 30"x 42" TelSmith que actualmente trabaja a 4" de abertura de salida y que descarga en la banda No.1, esta banda descarga el material en la banda No.2.

La velocidad de la banda No.2 fue de 116.3769 metros por minuto, la muestra pesó 17.7 kilogramos que corresponden a 0.0177 toneladas, la muestra abarcó 0.60 metros de banda, lo que aplicando una regla de tres corresponde a 0.0295 toneladas por metro de banda. $(0.0177 / 0.60) = 0.0295$, con esto se pueden ya calcular las toneladas máximas por hora de la siguiente manera:

$$T/h \text{ máximas} = (t/m) \times (\text{velocidad de banda}) \times 60 = 0.0295 \times 116.3769 \times 60 = 205.98 \text{ t/h}$$

Para los cálculos se considerarán como 200 t/h, el procedimiento para calcular la capacidad máxima de las demás quebradoras fue el mismo, resumiendo se tienen las capacidades necesarias para los cálculos:

1.- Capacidad máxima calculada de la quebradora primaria de quijada modelo 30"x 42" marca TelSmith:

$$a \text{ 4" de abertura de salida} = 200 \text{ t/h (abertura mínima de salida)}$$

2.- Capacidad máxima calculada de la quebradora secundaria de cono modelo 489 S marca TelSmith:

$$a \text{ 1" de abertura de salida} = 136 \text{ t/h (abertura mínima de salida)}$$

3.- Capacidad máxima calculada de la quebradora terciaria de cono modelo 1300 FC marca TelSmith:

$$a \text{ 5/8" de abertura de salida} = 144 \text{ t/h}$$

nota: La capacidad máxima real de las quebradoras viene siendo aproximadamente un 20% menos de la capacidad teórica que aparece en tablas de catálogos, ver anexo sección A.

6.2.3. Eficiencia de Cribado

No fue posible obtener el porcentaje de eficiencia con que actualmente trabajan las cribas de los conjuntos. Se sabe que una eficiencia del 100% no es posible en la práctica del cribado, teniéndose aproximadamente un 94% como alta eficiencia (P. L. Benítez Esparza). Si el equipo de cribado actual no es de suficiente capacidad y se sustituye por equipo nuevo, sería necesario considerar una buena eficiencia para los cálculos, pero si el equipo no se cambia, debido al buen número de años de uso, lo más probable es que la eficiencia sea regular o baja. Una alta eficiencia de cribado trae como consecuencia menos carga circulante y con esto menor capacidad de los equipos que intervienen en ella, siendo lo contrario con una baja eficiencia.

Equilibrando lo anterior y por cuestiones de seguridad, se considerará una eficiencia media del 75%. Por lo tanto la confiabilidad de los resultados de los cálculos de cribado de este

proyecto estará condicionada a que las cribas nuevas o actuales trabajen al menos a un 75% de eficiencia.

6.2.4. Porcentajes de Descarga de las Quebradoras del Conjunto No.5

Considerando la apertura de salida con que actualmente están trabajando las tres quebradoras del conjunto 5 las cuales son:

Quebradora primaria de quijada modelo 30" x 42" marca TelSmith a 4" de apertura de salida

Quebradora secundaria de cono modelo 489 S marca TelSmith a 1" de apertura de salida

Quebradora terciaria de cono modelo 1300 FC marca TelSmith a 5/8" de apertura de salida

Los porcentajes para estas aperturas de salida son:

Tabla No. 3

Descarga de quebradora primaria de quijada a 4" de apertura de salida		Descarga de quebradora secundaria de cono a 1" de apertura de salida		Descarga de quebradora terciaria de cono a 5/8" de apertura de salida	
Tamaño del producto	Porcentaje de descarga	Tamaño del producto	Porcentaje de descarga	Tamaño del producto	Porcentaje de descarga
-7" + 6"	0	-2" + 1 3/4"	0	-1/4" + 1"	0
-6" + 5"	5	-1 3/4" + 1 1/2"	2	-1" + 7/8"	2
-5" + 4"	13	1 1/2" + 1 1/4"	17	-7/8" + 3/4"	8
-4" + 3 1/2"	9	-1/4" + 1"	23	-3/4" + 5/8"	12
-3 1/2" + 3"	11	-1" + 7/8"	8	-5/8" + 9/16"	6
-3" + 2 1/2"	10	-7/8" + 3/4"	7	-9/16" + 1/2"	7
-2 1/2" + 2"	11	-3/4" + 5/8"	6	-1/2" + 7/16"	7
-2" + 1 1/2"	13	-5/8" + 9/16"	4	-7/16" + 3/8"	8
-1 1/2" + 1"	10	-9/16" + 1/2"	3	-3/8" + 5/16"	9
-1" + 3/4"	4	-1/2" + 7/16"	3	-5/16" + 1/4"	8
-3/4" + 1/2"	4	-7/16" + 3/8"	3	-1/4" + 4 m	7
-1/2" + 1/4"	4	-3/8" + 5/16"	4	-4 m + 8 m	13
-1/4" + 4 m	1	-5/16" + 1/4"	3	-8 m + 16 m	6
-4 m + 8 m	2	-1/4" + 3/16"	3	-16 m + 30 m	2
-8 m + 0	3	-3/16" + 8 m	6	-30 m + 50 m	2
		-8 m + 16 m	4	-50 m + 100 m	1
		-16 m + 30 m	1	-100 m + 200m	1
		-30 m + 50 m	1	-200 m + 0	1
		-50 m + 100 m	1		
		-100 m + 200 m	1		
		-200 m + 0	-		
Porcentaje total de descarga	100 %		100 %		100 %

Para estos porcentajes de descarga con estas aperturas de salida ver curvas y tablas de anexo sección A Páginas 143, 144 y 146

6.2.5. Porcentajes de Descarga para los Cálculos

Los porcentajes de descarga que se requieren para poder efectuar los cálculos, de acuerdo a las aberturas de salida mencionadas en la página anterior, son los siguientes:

Descarga de la quebradora primaria de quijada modelo 30'' x 42'' marca Telsmith a 4'' de abertura de salida:

Tamaño del material Porcentaje de descarga que pasa

a - 5/8''	12 %
a + 1''	82 %
a - 1/2''	10 %
a - 5/8'' - 2 = - 5/16''	7 %

Descarga de la quebradora secundaria de cono modelo 489 S marca Telsmith a 1'' de abertura de salida:

Tamaño de material Porcentaje de descarga que pasa

a - 5/8''	37 %
a - 5/8'' ÷ 2 = - 5/16''	20 %

Descarga de la quebradora terciaria de cono modelo 1300 FC a 5/8'' de abertura de salida:

Tamaño de material Porcentaje de descarga que pasa

a - 5/8''	78 %
a - 5/8'' ÷ 2 = - 5/16''	41 %

6.3. Proceso de Trituración Actual

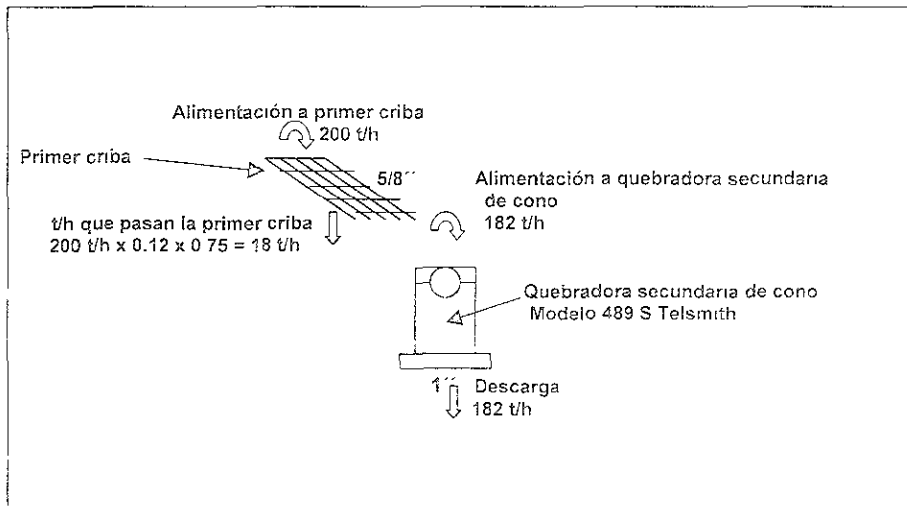
6.3.1. Cálculo de la Alimentación a la Quebradora Secundaria de Cono Modelo 489 S Teismith

Considerando:

- El tamaño de cuadrícula de la malla inferior con la que actualmente trabaja la primer criba es de $5/8''$.
- Alimentación a primer criba = 200 t/h.
- Descarga de la quebradora primaria de quijada con $4''$ de abertura de salida a un tamaño de material de menos $5/8'' = 12\%$ con lo que a mas $5/8''$ sería de 88% (ver página anterior).
- Suponiendo una eficiencia de cribado del 75% .

La alimentación a la quebradora secundaria de cono sería: $200 \text{ t/h} - (200 \times 0.12 \times 0.75) = 182 \text{ t/h}$

Fig. No. 9



Como se puede observar la alimentación a la quebradora secundaria de cono sería = 182 t/h , lo cual sobrepasa su capacidad real máxima medida de 136 t/h a una abertura de descarga de $1''$. (ver página 48).

6.3.2. Cálculo del Área de Cribado de la Primer Criba

Quebradora primaria de quijada 30" x 42" Teismith trabajando a 4" de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 489 S Teismith trabajando a 1" de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 1300 FC Teismith trabajando a 5/8" de abertura de salida
 Primer criba con malla inferior de 5/8" de tamaño de abertura

Alimentación a primer criba en t/h	200
Eficiencia del 94%	0.94
Descarga de quebradora de quijada a un tamaño de menos 5/8" es 12%	0.12
Descarga de quebradora de quijada a un tamaño de menos 5/16" es 7%	0.07
Alimentación menos sobretamaño en t/h = 200 t/h x 0.12 x 0.94	22.56

Para estos porcentajes de descarga ver página 50

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A.	Para piedra triturada y 5/8" de abertura de malla	A= 1.6
Factor B.	En función del 88% de sobretamaño	B= 0.566
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 7% menor a 5/16"	D= 0.505
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.25
Factor F.	En función del segundo piso que ocupa la malla en la criba	F= 0.9

Para la obtención de los factores ver anexo sección C páginas 154 y 155

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

$$\text{Área de cribado} = \frac{22.56}{0.532674} \quad \text{Área de cribado} \quad 42.3523581 \text{ pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

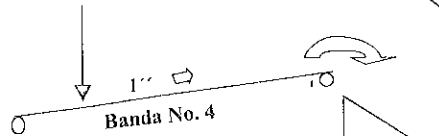
$$\text{Área de cribado} = 42.3523581 \times 1.3 = 55.0580655 \text{ Pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 55.0580655 \times 0.0929 = 5.11489429 \text{ Metros cuadrados}$$

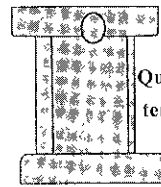
Actualmente el área de cribado de la malla inferior de la primer criba del conjunto No.5 es de 4.70 metros cuadrados, que es insuficiente para los 5.1148 metros cuadrados calculados.

Descarga de primer criba

Y 2da quebradora



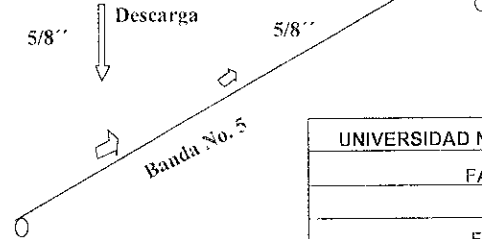
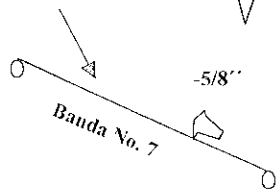
Segunda criba



Quebradora terciaria 1300FC

Descarga

Producto terminado a silo



Carga circulante

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL

FELIPE PONCE DÁMASO

CROQUIS DEL COMPORTAMIENTO DEL FLUJO DE CARGA CIRCULANTE DEL CONJUNTO NO 5 DE LA PLANTA PRODUCTORA DE TRITURADOS PARRIS

ESCALA: SIN

FIGURA NO.10

NOV.-2001

8.3.3. Cálculo de la Carga Circulante

Quebradoras primaria, secundaria y terciaria a 4", 1" y 5/8" de abertura de salida respectivamente. Primer criba con malla de 5/8" de abertura	factor
Segunda criba con malla de 5/8" de abertura (figura No.10)	
Descarga de quebradora primaria a un tamaño de menos 5/8" es 12%	0.12
Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 5/8" es 37%	0.37
Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 5/8" es 78%	0.78
Eficiencia de 75%	0.75

Tabla No. 4

Alimentación a malla de 5/8"	Descarga de malla de 5/8"	Gruesos a + 5/8" a 3a quebradora
200	68.505	131.495
331.495	145.429575	186.065425
386.065425	177.353274	208.7121514
408.712151	190.601609	218.1105428
418.110543	196.099668	222.0108753
422.010875	198.381362	223.6295132
423.629513	199.328265	224.301248
424.301248	199.72123	224.5800179
424.580018	199.88431	224.6957074
424.695707	199.951989	224.7437186
424.743719	199.980075	224.7636432
424.763643	199.991731	224.7719119
424.771912	199.996568	224.7753435
424.775343	199.998576	224.7767675
424.776768	199.999409	224.7773585
424.777359	199.999755	224.7776038
424.777604	199.999898	224.7777056
424.777706	199.999958	224.7777478
424.777748	199.999982	224.7777653
424.777765	199.999993	224.7777726
424.777773	199.999997	224.7777756
424.777776	199.999999	224.7777769
424.777777	199.999999	224.7777774
424.777777	200	224.7777776
424.777778	200	224.7777777

Donde de izquierda a derecha las cantidades de cada columna se obtienen de la siguiente forma:

Primer columna, alimentación a malla de 5/8":

200 Son las 182 t/h, descargadas de la 2da quebradora mas 18 t/h que pasa la malla de 5/8" de la primer criba, a partir de la segunda fila se suman 200 mas la cantidad de la fila anterior de la tercer columna.

Segunda columna, descarga de malla de 5/8":

68.505 es = $(200 \times 0.12 \times 0.75) + (182 \times 0.37 \times 0.75)$, a partir de la segunda fila se suma a 68.505 la cantidad de la fila anterior de la tercer columna multiplicada por 0.78 y 0.75

Tercer columna, gruesos a + 5/8" que van a 3a quebradora:

La cantidad en cada fila, es la cantidad en esa fila de la primer columna menos la cantidad en esa fila de la segunda columna.

Para lograr una producción de 200 t/h, de lo anterior se tiene que:

La alimentación total a la quebradora terciaria de cono es de 224.777778 t/h

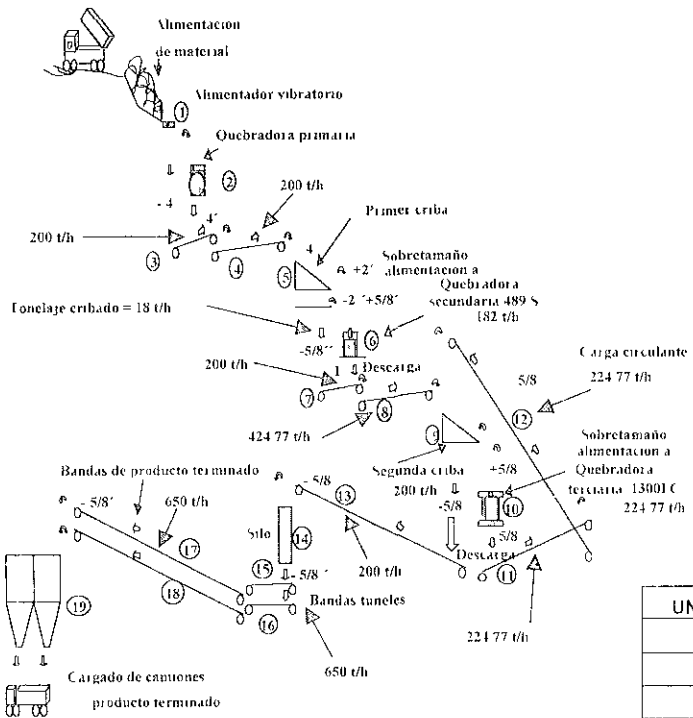
La alimentación a la segunda criba es de 424.777778 t/h

Actualmente la capacidad máxima de la quebradora terciaria de cono es de 144 t/h (ver página 48), que es insuficiente para las 224.777778 t/h calculadas.

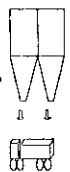
Para los porcentajes de descarga de las quebradoras ver página 50

Para analizar el comportamiento del flujo de la carga circulante y los tonelajes que intervienen en el proceso referirse a las figuras 10 y 11 respectivamente.

Todas las demás cargas circulantes del conjunto no. 5 se calcularán de la misma manera.



Tolvas de finos de producto terminado



Cargado de camiones producto terminado

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TESIS PROFESIONAL		
FELIPE PONCE DÁMASO		
TONELAJES EFICIENTANDO EL PROCESO DE TRITURACIÓN ACTUAL DEL CONJUNTO NO. 5 DE LA PLANTA DE PARRES		
ESCALA: SIN	FIGURA NO. 11	NOV.-2001

6.3.4. Cálculo del Área de Cribado de la Segunda Criba

Quebradora primaria de quijada 30'' x 42'' Teismith trabajando a 4'' de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 489 S Teismith trabajando a 1'' de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 1300 FC Teismith trabajando a 5/8'' de abertura de salida
 Primer criba con malla inferior de 5/8'' de tamaño de abertura
 Segunda criba con malla inferior de 5/8'' de tamaño de abertura

De los datos anteriores y carga circulante se tiene:

Descarga de quebradora primaria de quijada 30'' x 42'' Teismith	200 t/h
Descarga de quebradora secundaria de cono 489 S Teismith	182 t/h
Descarga de quebradora terciaria de cono 1300 FC Teismith	224.777778 t/h
Alimentación total a segunda criba	424.777778 t/h
Alimentación total a quebradora terciaria de cono 1300 FC	224.777778 t/h
Alimentación menos sobretamaño = 424.777778 - 224.777778	200 t/h

$$\% \text{ de sobretamaño} = \frac{224.777778}{424.777778} \times 100 = 52.9165577 \%$$

	factor
La descarga de la quebradora de quijada a menos 5/16'' es 7%	0.07
La descarga de la quebradora secundaria a menos 5/16'' es 20%	0.20
La descarga de la quebradora terciaria a menos 5/16'' es 41%	0.41

El porcentaje menor a 5/16'' es:

Para las 200 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 7% es	14 t/h
Para 182 t/h de descarga de la quebradora secundaria, el 20 % es	36.4 t/h
Para las 224.777778 t/h de la quebradora terciaria, el 41 % es	92.15888898 t/h
Total menor a 5/16''	142.558889 t/h

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{\text{total menor a } 5/16''}{\text{Alimentación total a 2da criba}} \times 100$$

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{142.558889}{424.777778} \times 100 = 33.5608161 \%$$

Eficiencia de cribado de 94%

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A.	Con piedra triturada y 5/8" de abertura de malla	A= 1.6
Factor B.	En función del 52.9165577 % de sobretamaño	B= 0.88
Factor C.	En función del 94 % de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 33.5608161 % menor a 5/16"	D= 0.87
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.25
Factor F.	En función del segundo piso que ocupa la malla en la criba	F= 0.9

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

$$\text{Alimentación menos sobretamaño en t/h} = 424.777778 - 224.777778 = 200$$

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{200}{1.37808} \quad \text{Área de cribado} = 145.129455 \text{ pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 145.129455 \times 1.3 = 188.668292 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 188.668292 \times 0.0929 = 17.5272843 \text{ metros cuadrados}$$

Actualmente el área de cribado de la malla inferior de 5/8" de abertura de la segunda criba del conjunto No.5 es de 5.44 metros cuadrados, que es insuficiente para los 17.5272843 metros cuadrados calculados.

Nota: para la obtención de los factores A,B,C,D,E,F en el cálculo de área de cribado en lo sucesivo se referirá al anexo sección C páginas 154 y 155.

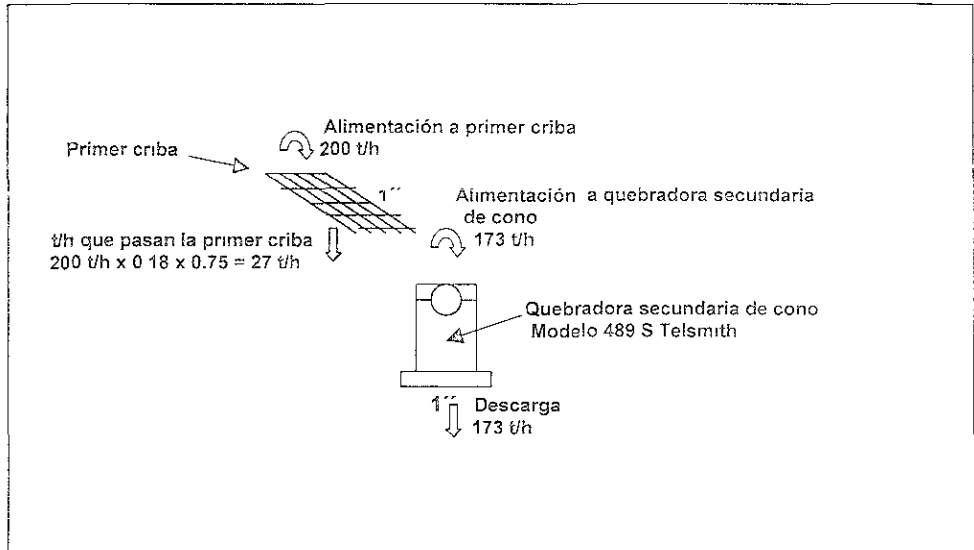
6.4. Propuesta de Optimización

Las aberturas de salida actuales de las quebradoras no se varían y se considera la abertura de 4" como la abertura mínima de salida de la quebradora primaria de quijada.

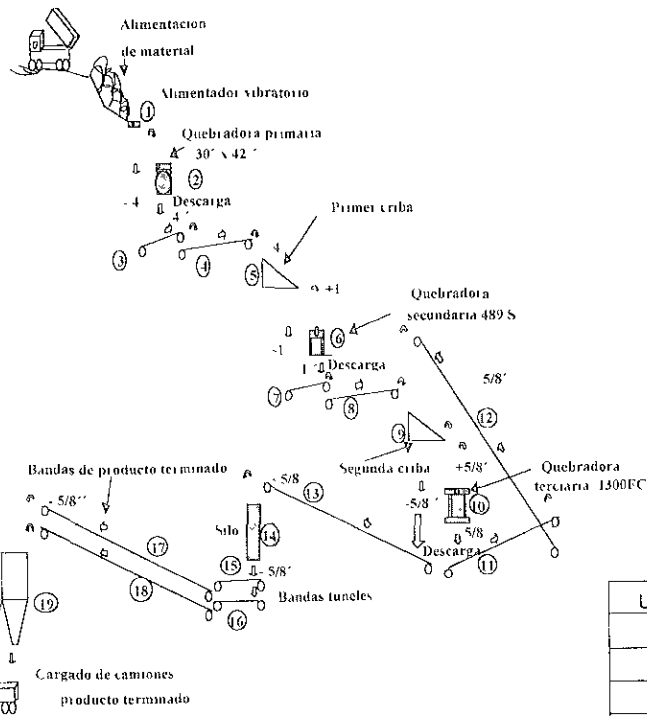
6.4.1. Cálculo de la Alimentación a la Quebradora Secundaria de Cono Modelo 489 S Teismith

Se propone cambiar la mallas de la primer criba por una sola maila que tenga 1" de tamaño de cuadrícula para no sobrecargar a la quebradora secundaria, la descarga de la quebradora primaria de quijada con 4" de abertura de salida a un tamaño de material de menos 1" sería de 18%, (ver página 50). Con esto la alimentación a la quebradora sería:

Fig. No. 12



Se observa que la alimentación ahora sería de 173 t/h, lo cual sigue siendo superior a la capacidad real máxima mencionada (136 t/h a 1" de abertura de salida) de la quebradora secundaria de cono, por lo que se seguirá saturando.



Tolvas de finos de producto terminado



Cargado de camiones producto terminado



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

TÉSIS PROFESIONAL

FELIPE PONCE DÁMASO

DIAGRAMA DE FLUJO SEGÚN PROPUESTA DE OPTIMACIÓN DEL CONJUNTO NO. 5 DE LA PLANTA DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES

ESCALA: SIN

FIGURA NO.13

NOV.-2001

3.4.2. Cálculo de la Carga Circulante

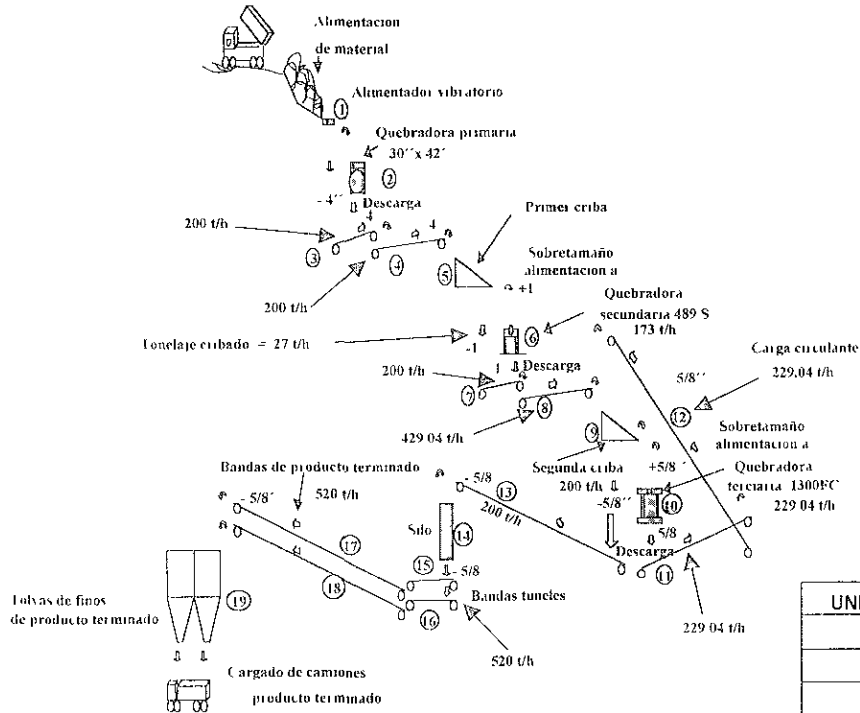
Quebradoras primaria, secundaria y terciaria a 4'', 1'' y 5/8'' de abertura de salida respectivamente. Primer criba trabajando con malla inferior de 1'' de abertura
Segunda criba trabajando con malla de 5/8'' de abertura

Descarga de quebradora primaria a un tamaño de menos 5/8'' es 12%	factor 0.12
Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 5/8'' es 37%	0.37
Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 5/8'' es 78%	0.78
Eficiencia de 75%	0.75

Tabla No. 5

Alimentación a malla de 5/8''	Descarga de malla de 5/8''	Gruesos a + 5/8'' que van a 3a quebradora
200	66.0075	133.9925
333.9925	144.393113	189.599388
389.599388	176.923142	212.676246
412.676246	190.423104	222.253142
422.253142	196.025588	226.227554
426.227554	198.350619	227.876935
427.876935	199.315507	228.561428
428.561428	199.715935	228.845493
428.845493	199.882113	228.963379
428.963379	199.951077	229.012302
429.012302	199.979697	229.032606
429.032606	199.991574	229.041031
429.041031	199.996503	229.044528
429.044528	199.998549	229.045979
429.045979	199.999398	229.046581
429.046581	199.99975	229.046831
429.046831	199.999896	229.046935
429.046935	199.999957	229.046978
429.046978	199.999982	229.046996
429.046996	199.999993	229.047003
429.047003	199.999997	229.047006
429.047006	199.999999	229.047008
429.047008	199.999999	229.047008
429.047008	200	229.047008
429.047008	200	229.047008

De lo anterior se tiene que para una producción de 200 t/h, la alimentación a la quebradora terciaria de cono es 229.047 t/h, la alimentación a la segunda criba es de 429.047 t/h. Actualmente la capacidad máxima de la quebradora terciaria de cono es de 144 t/h, que es insuficiente para las 229.047 t/h calculadas.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

TÉSIS PROFESIONAL

FELIPE PONCE DÁMASO

TONELAJES EN EQUIPOS SEGUN PROPUESTA DE OPTIMACIÓN DEL CONJUNTO NO. 5 DE LA PLANTA DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRÉS

ESCALA: SIN

FIGURA NO.14

NOV.-2001

6.4.3. Cálculo del Área de Cribado de la Primer Criba

Quebradora primaria de quijada 30" x 42" Teismith trabajando a 4" de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 489 S Teismith trabajando a 1" de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 1300 FC Teismith trabajando a 5/8" de abertura de salida
 Primer criba con malla inferior de 1" de tamaño de abertura

Alimentación a primer criba (en t/h)	200
Eficiencia del 94%	0.94
Descarga de quebradora de quijada a un tamaño de menos 1" es 18 %	0.18
Descarga de quebradora de quijada a un tamaño de menos 1/2" es 10 %	0.1
Alimentación menos sobretamaño (en t/h) = 200 t/h x 0.18 x 0.94	33.84

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A.	Para piedra triturada y 1" de abertura de malla	A= 2.12
Factor B.	En función del 82 % de sobretamaño	B= 0.68
Factor C.	En función del 94 % de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 10 % menor a 1/2"	D= 0.55
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.1
Factor F.	En función del primer piso que ocupará la malla en la criba	F= 1

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

$$\text{Área de cribado} = \frac{33.84}{0.872168} \quad \text{Área de cribado} = 38.7998642 \text{ Pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 38.7998642 \times 1.3 = 50.4398235 \text{ Pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 50.4398235 \times 0.0929 = 4.68585961 \text{ Metros cuadrados}$$

Actualmente el área de cribado de la malla superior e inferior de la primer criba del conjunto No.5 es de 4.38 y 4.70 metros cuadrados respectivamente, se propone cambiar la malla inferior por una sola malla de 1" de abertura para que el área de cribado actual sea suficiente.

3.4.4. Cálculo del Área de Cribado de la Segunda Criba

Quebradora primaria de quijada 30" x 42" Teismith trabajando a 4" de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 489 S Teismith trabajando a 1" de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 1300 FC Teismith trabajando a 5/8" de abertura de salida
 Primer criba con malla de 1" de tamaño de abertura
 Segunda criba con una sola malla de 5/8" de tamaño de abertura

De lo anterior se tiene :

Descarga de quebradora primaria de quijada 30" x 42" Teismith	200	t/h
Descarga de quebradora secundaria de cono 489 S Teismith	173	t/h
Descarga de quebradora terciaria de cono 1300 FC Teismith	229.047009	t/h
Alimentación total a segunda criba	429.047009	t/h
Alimentación total a quebradora terciaria de cono 1300 FC	229.047009	t/h
Alimentación menos sobretamaño = 429.047009 - 229.047009	200	t/h

$$\% \text{ de sobretamaño} = \frac{229.047009}{429.047009} \times 100 = 53.3850614 \%$$

La descarga de la quebradora de quijada a menos 5/16" es 7%, factor	0.07
La descarga de la quebradora secundaria a menos 5/16" es 20%, factor	0.2
La descarga de la quebradora terciaria a menos 5/16" es 41%, factor	0.41

El porcentaje menor a 5/16" es:

Para las 200 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 7% es	14	t/h
Para 173 t/h de descarga de la quebradora secundaria, el 20 % es	34.6	t/h
Para las 229.047009 t/h de la quebradora terciaria, el 41 % es	93.90927369	t/h
Total menor a 5/16"	142.5092737	t/h

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{\text{total menor a } 5/16''}{\text{Alimentación total a 2da criba}} \times 100$$

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{142.509274}{429.047009} \times 100 = 33.2153052 \%$$

Eficiencia de cribado de 94%

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A .	Para piedra triturada y 5/8" de abertura de malla	A= 1.6
Factor B.	En función del 53.3850614 % de sobretamaño	B= 0.8865
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 33.2153052 % menor a 5/16"	D= 0.8643
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.25
Factor F.	En función del primer piso que ocupe la malla en la criba	F= 1

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

$$\text{Alimentación menos sobretamaño} = 424.777778 - 224.777778 \quad 200 \quad \text{t/h}$$

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{200}{1.5324039} \quad \text{Área de cribado} = 130.513894 \quad \text{Pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 130.513894 \times 1.3 = 169.668062 \quad \text{Pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 169.668062 \times 0.0929 = 15.762163 \quad \text{Metros cuadrados}$$

Actualmente el área de cribado de la malla de 5/8" de abertura de la segunda criba del conjunto No.5 es de 5.44 metros cuadrados, que es insuficiente para los 15.762163 metros cuadrados Calculados.

6.5. Cálculo de las Capacidades de las Bandas del Conjunto No.5

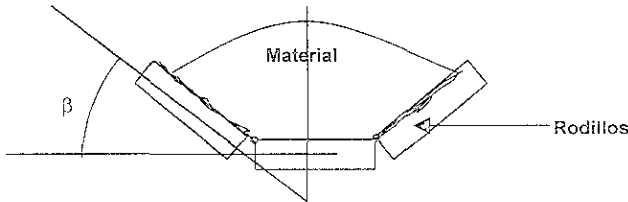
6.5.1. Introducción

Se calcularon las capacidades de los transportadores, con los que actualmente trabaja el conjunto No. 5, para después comparar cada uno con las capacidades que se requieren en el proyecto. Para el cálculo de las capacidades de éstos transportadores, se utilizan los siguientes conceptos:

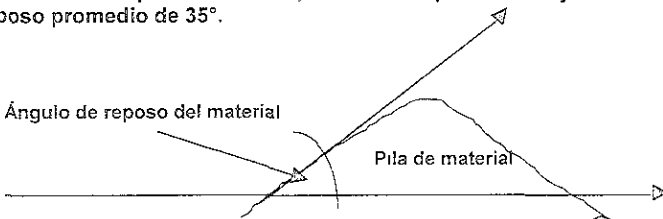
- Ancho de banda en pulgadas
- Inclinación de banda en grados
- Velocidad de banda en m/seg
- Inclinación de los rodillos = β en grados
- Ángulo de reposo del material en grados
- Ángulo de sobrecarga = α en grados
- Capacidad de tabla = C en m^3/h

6.5.2. Datos para el Cálculo de las Capacidades de las Bandas

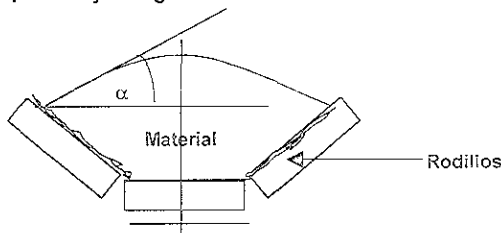
Inclinación de los rodillos: Es la inclinación que tienen los rodillos que están en contacto con la banda, para este caso cada juego de rodillos es de 3 piezas iguales, siendo los que le dan la forma de artesa a la banda con una separación determinada entre juego y juego.



Ángulo de reposo del material: Es el ángulo formado entre la línea horizontal y la línea inclinada que forma una pila de material, el material que se maneja en los conjuntos tiene un ángulo de reposo promedio de 35° .



Ángulo de sobre carga: Es una característica del material en movimiento, es el ángulo formado entre una línea horizontal y la tangente de la pendiente del material, ambas líneas pasan por el punto donde se toca dicha pendiente con la banda inclinada. Generalmente este ángulo es 10° a 15° menor que el ángulo de reposo del material. Por lo tanto para todas las bandas se utilizará un ángulo de sobrecarga = 20° para mayor seguridad.



Capacidad de tabla: Indica la capacidad volumétrica (m³/h) de un transportador horizontal a una velocidad de 1 m/seg, en función del ángulo de sobrecarga, del ancho de la banda y de la cantidad de piezas de cada juego de rodillos, así como la inclinación de éstos (ver tabla de anexo sección D página 158).

Para el cálculo de la capacidad de cada banda se utilizará la fórmula siguiente:

$$C = C \text{ de tabla} \times V \times K, \text{ donde}$$

C = Capacidad de banda en m³/h

C de tabla = Capacidad dada de tabla en m³/h

V = Velocidad de banda en m/seg.

K = Factor de corrección en función del ángulo de inclinación de la banda
(ver anexo sección D página 159)

Para la utilización de estos conceptos referirse al anexo sección D.

6.5.3. Cálculo de la Banda No.1

Datos

Ancho de banda = 36''

Inclinación de banda = 21°

Velocidad de banda = 125.2328 m/min. = 2.0872 m/seg.

Inclinación de los rodillos = 20°

Ángulo de sobrecarga = 20°

Aplicando la fórmula

$$C = C \text{ de tabla} \times V \times K$$

Para una inclinación de rodillos de 20°, un ángulo de sobrecarga de 20° y un ancho de banda de 36'' se tiene una C de tabla de 258 m³/h.

Para una inclinación de la banda de 21° el factor de corrección K es de 0.78

Sustituyendo valores se tiene:

$$C = 258 \times 2.0872 \times 0.78 = 420.0281 \text{ m}^3/\text{h} \text{ como la densidad del material} = 1.4 \text{ t/m}^3$$

$$C = 420.0281 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 \text{ t/m}^3 = 588.0393 \text{ t/h}$$

Por lo que, la capacidad de la banda No.1 = 588.0393 t/h

Se puede observar que la capacidad de la banda No.1 es mas que suficiente, pues el tonelaje por hora que va a transportar de acuerdo al proyecto es = 200 t/h.

6.5.4. Cálculo de las Bandas Restantes

Utilizando el mismo procedimiento y resumiendo los cálculos, la capacidad de las bandas restantes del conjunto No.5 son:

Banda No.2

$$258 \times 1.9396 \times 0.96 = 480.4001 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 672.5601 \text{ t/h}$$

Banda No.3

$$221 \times 1.1424 \times 0.76 = 191.8775 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 268.6285 \text{ t/h}$$

Banda No.4

$$174 \times 2.6075 \times 0.91 = 412.8715 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 578.0201 \text{ t/h}$$

Banda No.5

$$197.5 \times 1.2422 \times 0.71 = 174.1874 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 243.8623 \text{ t/h}$$

Banda No.6

$$107 \times 1.644 \times 0.94 = 165.3535 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 231.4949 \text{ t/h}$$

Banda No.7

$$174 \times 1.9693 \times 0.95 = 325.5252 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 455.7352 \text{ t/h}$$

6.5.5. Comparación de las Capacidades Calculadas con el Tonelaje que se Manejará de Acuerdo a los Cálculos Efectuados

Comparando la capacidad calculada contra el tonelaje que se manejará en el proceso de trituración actual y el propuesto para cada banda, se tiene:

Tabla No. 6

Número de banda	Capacidad calculada	Capacidad proceso de trituración actual	Capacidad propuesta
Banda No.1	588.0393 t/h	200 t/h	200 t/h
Banda No.2	672.5601 t/h	200 t/h	200 t/h
Banda No.3	268.6285 t/h	200 t/h	200 t/h
Banda No.4	578.0201 t/h	424.77 t/h	429.04 t/h
Banda No.5	243.8623 t/h	224.77 t/h	229.04 t/h
Banda No.6	231.4949 t/h	224.77 t/h	229.04 t/h
Banda No.7	455.7352 t/h	200 t/h	200 t/h

Como se puede observar, en las bandas 5 y 6, tanto el tonelaje que se manejará en el proceso de trituración actual como en la propuesta de optimización, está cerca del límite de la capacidad calculada por lo que para mayor seguridad, se cambiarán éstas bandas por otras de mayor anchura.

6.6. Resumen de los Cálculos Efectuados en el Conjunto No.5

Resumiendo los cálculos efectuados en el conjunto No.5 se tiene:

6.6.1. Del Proceso de Trituración Actual

- a) Actualmente el área de cribado de la malla inferior de la primer criba del conjunto No.5 es de 4.70 metros cuadrados, que es insuficiente para los 5.1148 metros cuadrados calculados.
- b) La alimentación a la quebradora secundaria 489 S Telsmith = 182 t/h , lo cual está por arriba de las 136 t/h de capacidad actual.
- c) La alimentación total a quebradora terciaria de cono 1300 FC = 224.777778 t/h, lo cual está por arriba de las 144 t/h de capacidad actual.
- d) Actualmente el área de cribado de la malla inferior de 5/8" de abertura de la segunda criba del conjunto No.5 es de 5.44 metros cuadrados , que es insuficiente para los 17.5272843 metros cuadrados calculados.
- e) La banda No.5 de 30" de ancho, de 3.11 metros entre centros de poleas está casi al límite de la capacidad calculada y se tiene que cambiar por una nueva de mayor anchura.
- f) La banda No.6 de 24" de ancho, de 22.769 metros entre centros de poleas está casi al límite de la capacidad calculada y se tiene que cambiar por una nueva de mayor anchura.

6.6.2. De la Propuesta de Optimización

- a) Actualmente el área de cribado de la malla superior e inferior de la primer criba del conjunto No.5 es de 4.38 y 4.70 metros cuadrados respectivamente, se propone cambiar malla inferior por una sola malla de 1" de abertura para que el área de cribado actual sea suficiente.
- b) Alimentación a quebradora secundaria de cono 489 S Telsmith = 173 t/h lo cual está por arriba de las 136 t/h de capacidad actual.
- c) Alimentación total a quebradora terciaria de cono 1300 FC = 229.047009 t/h lo cual está por arriba de las 144 t/h de capacidad actual.
- d) Actualmente el área de cribado de la malla de 5/8" de abertura de la segunda criba del conjunto No.5 es de 5.44 metros cuadrados , que es insuficiente para los 15.762163 metros cuadrados calculados.
- e) La banda No.5 de 30" de ancho, de 3.11 metros entre centros de poleas está casi al límite de la capacidad calculada y se tiene que cambiar por una nueva de mayor anchura.
- f) La banda No.6 de 24" de ancho , de 22.769 metros entre centros de poleas está casi al límite de la capacidad calculada y se tiene que cambiar por una nueva de mayor anchura.

6.7. Selección de la Mejor Opción

Del resumen anterior se concluye que:

Del proceso de trituración actual

Se tienen que sustituir: las quebradoras secundaria y terciaria , la primer y segunda criba y las bandas 5 y 6.

De la propuesta de optimación

Se tienen que sustituir: las quebradoras secundaria y terciaria , la segunda criba y las bandas 5 y 6.

Comparando la propuesta de optimación No.1 con el proceso de trituración actual se observa que en la propuesta de optimación No.1 se tienen mas beneficios y una menor inversión, porque se evita sustituir la primer criba , la alimentación a la segunda quebradora es 9 t/h menos sin sobrecargarse, el área de cribado para la segunda criba es menor y la alimentación a la tercer quebradora es mayor sólo en 4.269231 t/h.

Con lo anterior se tomará la propuesta No.1 como la mejor opción y se considerará como base para los análisis posteriores.

6.8. Selección del Equipo

Para seleccionar las quebradoras se consultó el catálogo Telsmith.

Como la capacidad de quebradoras (que aparece en el catálogo Telsmith) es 20% mayor a su capacidad real y considerando un 20% más por cuestiones de seguridad se tiene que:

1.- Para sustitución de la quebradora secundaria se sugiere la quebradora de cono Telsmith modelo 66 S de 250 H.P., ya que viene siendo la mejor opción, puesto que maneja 275 t/h a 1" de abertura de salida, estando dentro de los límites de seguridad antes expuestos, además de que la abertura mínima de ésta quebradora es de 3/8", lo cual podría disminuir la carga circulante, mejorar el problema de los finos y tener capacidad suficiente. Los porcentajes de descarga de ésta quebradora son iguales a los de la quebradora secundaria de cono actual por lo que los cálculos efectuados no cambiarían.

2.- Dentro de los diversos modelos consultados para la quebradora terciaria se tiene que la mejor opción fue la quebradora de cono modelo 1900 FC Telsmith de 400 H.P que maneja 355 t/h a 5/8" de abertura de salida y está dentro de los límites de seguridad antes expuestos, además de que la abertura mínima de ésta quebradora es de 3/8", con esto se disminuiría el tonelaje de la carga circulante y mejoraría en mucho los finos con capacidad suficiente. Los porcentajes de descarga de ésta quebradora son idénticos a los de la quebradora terciaria de cono actual por lo que los cálculos efectuados no cambiarían.

3.- Para la segunda criba se consultaron los modelos de los catálogos de fabricantes, seleccionando una criba vibratoria de 166 ft² o 16 m² Telsmith de 20 H.P.

4.- Para sustituir la banda No.5, se seleccionó una banda Good Year de 36" de ancho con una distancia (entre centros de poleas) de 3.11 m, con poleas y motor.

5.- Para sustituir la banda No.6, se seleccionó una banda Good Year de 30" de ancho con una distancia (entre centros de poleas) de 22.769 m, con poleas y motor.

6.8.1. Equipo Nuevo Propuesto

1.- Una quebradora de cono Telsmith modelo 66 S con capacidad de 275 t/h a 1" de abertura de salida de 250 H.P. y que tiene un costo de 250,224.00 dólares

2.- Una quebradora de cono Telsmith modelo 1900 FC con capacidad de 355 t/h a 5/8" de abertura de salida de 400 H.P. y que tiene un costo de 274,517.00 dólares

3.- Una criba vibratoria de 166 ft² o 16 m² Telsmith de 20 H.P. que tiene un costo de 84,793.00 dólares

4.- Una banda Good Year de 36" de ancho con una distancia (entre centros de poleas) de 3.11 m con poleas y motor que tiene un costo total de 5,692.00 dólares

5.- Una banda Good Year de 30" de ancho con una distancia (entre centros de poleas) de 22.769 m con poleas y motor que tiene un costo total de 43,481.00 dólares

La inversión total para el conjunto No.5 es de 658,707.00 dólares

7. OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE TRITURACIÓN DEL CONJUNTO NO. 7

7.1. Introducción

Se realizarán los cálculos principalmente de los equipos que estén relacionados con la saturación de material, como la saturación de material se observa desde la segunda quebradora se comenzarán los cálculos desde la segunda criba para terminar con el cálculo de todas las bandas del conjunto. Las quebradoras secundaria, terciaria y cuaternaria son las principales responsables de la cantidad de finos o gruesos que se tengan en el producto terminado sólo en cuanto al proceso de trituration se refiere, por lo tanto estas aberturas de salida no se variarán para no afectar el comportamiento de la curva granulométrica. Si se considera la abertura mínima de 4" de la quebradora primaria de quijada modelo 12090 C marca Allis Chalmers se tendría la capacidad e inversión mínima en equipos del conjunto obteniendo como resultado una producción de más del doble (320 t/h) de la que actualmente se está produciendo.

7.1.2. Secuencia de los Cálculos de Optimización

En el conjunto de trituration No.7 primero se hará el análisis del proceso de trituration actual y saber con bases que equipos no trabajan con la capacidad adecuada para después tener las propuestas de optimización. En el proceso de trituration actual la primer quebradora de quijada 12090 C tiene una abertura de salida de 6" con lo que la alimentación al proceso es de 450 t/h, la primer criba tiene una abertura de 5/8" con lo que sobrecarga a la segunda quebradora de cono 1650 que funciona hasta con 2 1/2" de abertura de salida, esta quebradora ha trabajado con abertura de salida entre 2" a 2 1/2" considerándose 2 1/2" para los cálculos en este proceso, la quebradora terciaria de cono 751 trabaja con 1" de abertura de salida, la cuarta quebradora de cono 251 trabaja a una abertura de salida de 5/8". Las mallas de las cribas gemelas funcionan con mallas superiores de 1 1/2" de abertura y mallas inferiores de 5/8" de abertura, las cargas circulantes y las descargas de la segunda, tercer y cuarta quebradoras se juntan en una sola banda (banda No.4) que a su vez descarga en las cribas gemelas.

Para analizar el comportamiento de las cargas circulantes en las cribas gemelas sólo podemos variar el tamaño de abertura de las mallas superiores desde 5/8" a 1 1/2" porque si variamos la abertura de la malla inferior afectaría los límites de tamaños en la curva granulométrica del producto terminado. La abertura de las mallas superiores sólo podemos variarla hasta 1 1/2" porque este es el tamaño máximo de alimentación a la tercer quebradora.

Después se tienen 4 propuestas de optimización en las que se propone cerrar a 4" la abertura de salida de la quebradora primaria de quijada para tener una alimentación al proceso de 320 t/h. También se propone que la malla de 5/8" de abertura de la primer criba se cambie por una sola malla de 2" para no sobrecargar a la quebradora secundaria y que esta tenga una abertura fija de salida de 2".

En la propuesta No.1 no se varía la abertura de las mallas superiores de las cribas gemelas y se dejan como actualmente están funcionando, las mallas superiores tienen una abertura de 1 1/2" y las mallas inferiores de 5/8", con base en esto se analizarán las cargas circulantes. El funcionamiento de los demás equipos no varía.

En la propuesta No.2 se consideran los mismos conceptos de la propuesta No.1 sólo se cambia la abertura a 1 1/4" de las mallas superiores de las cribas gemelas para analizar el comportamiento de la carga circulante.

En la propuesta de optimización No.3 se consideran los mismos conceptos de la propuesta No.2 y sólo se cambia la abertura a 1" de las mallas superiores de las cribas gemelas para analizar el comportamiento de la carga circulante.

En la propuesta No.4 se consideran los mismos conceptos de la propuesta de optimización No.1 pero se modifica el diagrama de flujo quedando similar al del conjunto No.5 de tal manera que sólo hay una carga circulante al final del proceso, para ello se requiere colocar una segunda criba de 1" de abertura antes de la tercer quebradora y una tercer criba de 5/8" de abertura antes de la cuarta quebradora.

7.2. Datos Necesarios Para los Cálculos

7.2.1. Determinación de la Densidad Volumétrica del Material

Se considerará la densidad volumétrica ya calculada de 1.4 t/m^3 con 2% de humedad

7.2.2. Eficiencia de Cribado

En cuanto a la eficiencia de cribado se empleará el mismo criterio que en el conjunto No.5

7.2.3. Determinación de la Capacidad Máxima de las Quebradoras

Con ayuda de los operadores se pudo determinar la capacidad máxima de las quebradoras. Primero se obtuvo la velocidad de la banda donde descarga cada quebradora, después se alimentó a la quebradora hasta su punto de saturación, parando la banda se tomó una muestra representativa en donde la banda iba más cargada para así calcular las t/h máximas que transporta. Como ejemplo tenemos la primer quebradora de quijada 12090 C Allis Chalmers que actualmente trabaja a 6" de abertura de salida y que descarga en la banda No.1.

La velocidad de la banda No.1 fue de 99.12 metros por minuto, la muestra pesó 45.399 kilogramos que corresponden a 0.045399 toneladas, la muestra abarcó 0.60 metros de banda, lo que aplicando una regla de tres corresponde a 0.075665 toneladas por metro de banda $(0.045399 / 0.60) = 0.075665$, con esto se pueden ya calcular las toneladas máximas por hora de la siguiente manera:

$$\text{T/h máximas} = (\text{t/m}) \times (\text{velocidad de banda}) \times 60 = 0.075665 \times 99.12 \times 60 = 450 \text{ t/h}$$

El procedimiento para calcular la capacidad máxima de las demás quebradoras fue el mismo. Resumiendo se tienen las capacidades necesarias para los cálculos:

Capacidad máxima de la quebradora primaria de quijada modelo 12090 C marca Allis Chalmers

- a 6" de abertura de salida = 450 t/h
- a 4" de abertura de salida = 320 t/h (abertura mínima de salida)

Capacidad máxima de la quebradora secundaria de cono modelo 1650 marca Allis Chalmers:

- a 2½" de abertura de salida = 360 t/h
- a 2" de abertura de salida = 340 t/h (abertura mínima de salida)

Capacidad máxima de la quebradora terciaria de cono modelo 751 marca Allis Chalmers

- a 1" de abertura de salida = 244 t/h

Capacidad máxima de la quebradora cuaternaria de cono modelo 251 marca Allis Chalmers

- a 5/8" de abertura de salida = 145 t/h

7.2.4. Porcentajes de Descarga de las Quebradoras

Los porcentajes de descarga que pasan a estas aberturas de salida son:

Porcentajes de descarga de la quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers a 6" de abertura de salida.

Tabla No. 7

Tamaño del material	Tamaño en pulgadas	Tamaño en micras	% retenido	% acumulado (que pasa)
10"	10	254000	0	
7"	7	177800	8	100
5"	5	127000	15.4	92
4"	4	101600	12.6	76.6
3"	3	76200	15.7	64
2"	2	50800	14.55	48.3
1 1/2"	1.5	38100	7.75	33.75
1"	1	25400	7.85	26
3/4"	0.75	19050	2.44	18.15
5/8"	0.625	15875	1.83	15.71
1/2"	0.5	12700	1.9	13.88
3/8"	0.375	9525	2.71	11.98
1/4"	0.25	6350	2.51	9.27
Menos 1/4"			6.76	6.76
		Suma	100	

Porcentajes de descarga de la quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers a 4" de abertura de salida.

Tabla No. 8

Tamaño del material	Tamaño en pulgadas	Tamaño en micras	% retenido	% acumulado (que pasa)
7"	7	177800	0	
5"	5	127000	6.48	100
4"	4	101600	8.52	93.52
3"	3	76200	17.4	85
2"	2	50800	22.6	67.6
1 1/2"	1.5	38100	→ 10	45
1"	1	25400	→ 9.3	35
3/4"	0.75	19050	→ 5.4	25.7
5/8"	0.625	15875	→ 2.88	20.3
1/2"	0.5	12700	→ 0.84	17.42
3/8"	0.375	9525	→ 4.08	16.78
1/4"	0.25	6350	3.5	12.7
3/16"	0.1875	4762.5	2.18	9.2
Menos 3/16"			7.02	7.02
		Suma	100	

Porcentajes de descarga de la quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers a 2 1/2" de abertura de salida.

Tabla No. 8

Tamaño del material	Tamaño en pulgadas	Tamaño en micras	% retenido	% acumulado (que pasa)
6"	6	152400	0	
5"	5	127000	2	100
4"	4	101600	6.5	98
3 1/2"	3.5	88900	4.5	91.5
3"	3	76200	7	87
2 1/2"	2.5	63500	10	80
2"	2	50800	11	70
1 3/4"	1.75	44450	6.5	59
1 1/2"	1.5	38100	5.84	52.5
1 1/4"	1.25	31750	→ 6.66	46.66
1"	1	25400	7	40
3/4"	0.75	19050	6.06	33
5/8"	0.625	15875	→ 3.82	26.94
1/2"	0.5	12700	→ 3.62	23.12
3/8"	0.375	9525	4.5	19.5
5/16"	0.3125	7937.5	1.75	15
1/4"	0.25	6350	→ 2.25	13.25
3/16"	0.1875	4762.5	2.5	11
Menos 3/16"			8.5	8.5
		Suma	100	

Porcentajes de descarga de la quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers a 2" de abertura de salida.

Tabla No. 10

Tamaño del material	Tamaño en pulgadas	Tamaño en micras	% retenido	% acumulado (que pasa)
5"	5	127000	0	
4"	4	101600	2	100
3 1/2"	3.5	88900	4	98
3"	3	76200	4	94
2 1/2"	2.5	63500	10	90
2"	2	50800	10	80
1 3/4"	1.75	44450	6	70
1 1/2"	1.5	38100	7	64
1 1/4"	1.25	31750	8	→ 57
1"	1	25400	7.75	→ 49
3/4"	0.75	19050	8.75	→ 41.25
5/8"	0.625	15875	4.73	→ 32.5
1/2"	0.5	12700	4.86	→ 27.77
3/8"	0.375	9525	4.41	→ 22.91
5/16"	0.3125	7937.5	1.55	18.5
1/4"	0.25	6350	3.91	→ 16.95
3/16"	0.1875	4762.5	2.54	13.04
Menos 3/16"			10.5	10.5
		Suma	100	

Porcentajes de descarga de la quebradora terciaria de cono 751 Allis Challmers a 2'' de abertura de salida.

Tabla No. 11

Tamaño del material	Tamaño en pulgadas	Tamaño en micras	% retenido	% acumulado (que pasa)
2''	2	50800	0	
1 3/4''	1.75	44450	2.71	100
1 1/2''	1.5	38100	6.04	97.29
1 1/4''	1.25	31750	11.25	91.25
1''	1	25400	13.04	80
3/4''	0.75	19050	15.46	66.96
5/8''	0.625	15875	8.5	51.5
1/2''	0.5	12700	7	43
3/8''	0.375	9525	8.72	36
5/16''	0.3125	7937.5	3.14	27.28
1/4''	0.25	6350	4.44	24.14
3/16''	0.1875	4762.5	4.4	19.7
1/8''	0.125	3175	4.23	15.3
8 m	0.09370079	2380	2.27	11.07
10 m	0.08198819	2082.5	2.08	8.8
			6.72	6.72
		Suma	100	

Porcentajes de descarga de la quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Challmers a 5/8'' de abertura de salida.

Tabla No. 12

Tamaño del material	Tamaño en pulgadas	Tamaño en micras	% retenido	% acumulado (que pasa)
5/8''	0.625	15875	0	
1/2''	0.5	12700	30	100
3/8''	0.375	9525	22.3	70
1/4''	0.25	6350	16.83	47.7
3/16''	0.1875	4762.5	8.6	30.87
1/8''	0.125	3175	6.7	22.27
8 m	0.09370079	2380	3.17	15.57
12 m	0.07027559	1785	3.4	12.4
14 m	0.05856299	1487.5	2.2	9
20 m	0.0331	840.74	2	6.8
			4.8	4.8
		Suma	100	

7.2.5. Porcentajes de Descarga Necesarios para los Cálculos

Para éstas aberturas de salida los porcentajes de descarga que pasan y que se requieren para los cálculos son los siguientes:

Descarga de la quebradora primaria de quijada modelo 12090 C marca Allis Chalmers a 6" de abertura de salida:

Tamaño del material	Porcentaje de descarga
a - 1 1/2"	26.0 %
a - 3/4"	15.71 %
a - 5/8"	13.88 %
a - 5/8" ÷ 2	7.85 %

Descarga de la quebradora primaria de quijada modelo 12090 C marca Allis Chalmers a 4" de abertura de salida:

Tamaño del material	Porcentaje de descarga	Tamaño de material	Porcentaje de descarga
a - 2"	45 %	a - 5/8"	17.42 %
a - 1 1/2"	35 %	a - 1 1/2" ÷ 2	20.3 %
a - 1 1/4"	30.35 %	a - 5/8" - 2	10.95 %
a - 1"	25.7 %	a - 1/2"	16.78 %

Descarga de la quebradora secundaria de cono modelo 1650 marca Allis Chalmers a 2 1/2" de abertura de salida:

Tamaño del material	Porcentaje de descarga	Tamaño de material	Porcentaje de descarga
a - 1 1/2"	46.66 %	a - 5/8"	23.12 %
a - 3/4"	26.94 %	a - 5/16"	13.25 %

Descarga de la quebradora secundaria de cono modelo 1650 marca Allis Chalmers a 2" de abertura de salida:

Tamaño del material	Porcentaje de descarga	Tamaño de material	Porcentaje de descarga
a - 1 1/2"	57 %	a - 1 1/2" - 2	32.5 %
a - 1 1/4"	49 %	a - 5/8"	27.77 %
a - 1"	41.25 %	a - 5/8" - 2	16.95 %
a - 1/2"	22.91 %		

Descarga de la quebradora terciaria de cono modelo 751 Allis Chalmers a 1" de abertura de salida:

Tamaño del material	Porcentaje de descarga	Tamaño de material	Porcentaje de descarga
a - 1 1/2"	91.25 %	a - 1 1/2" - 2	51.5 %
a - 1"	66.96 %	a - 5/8" - 2	24.14 %
a - 5/8"	43 %	a - 1 1/4"	80.0 %

Descarga de la quebradora cuaternaria de cono modelo 251 Allis Chalmers a 5/8" de abertura de salida:

Tamaño del material	Porcentaje de descarga	Tamaño de material	Porcentaje de descarga
a - 5/8"	100 %	a - 1 1/2" - 2	100 %
a - 5/8" - 2	39.28 %		

(Para estos porcentajes ver páginas 74, 75 y 76 o anexo sección B)

7.3. Análisis del Proceso de Trituración Actual

7.3.1. Cálculo de la Alimentación a la Quebradora Secundaria de Cono Modelo 1650 Allis Chalmers

Actualmente la quebradora primaria de quijada trabaja con una abertura de salida de 6" con lo que la alimentación al conjunto es de 450 t/h, con esto la alimentación a la quebradora secundaria es:

Tamaño de cuadrícula de la malla inferior con la que actualmente trabaja la primer criba = 5/8".
 Alimentación a primer criba según el proyecto = 450 t/h.
 Descarga de la quebradora primaria de quijada con 6" de abertura de salida a un tamaño de material de - 5/8" = 13.88% (ver página anterior).
 Eficiencia de cribado del 75%.

La alimentación a la quebradora secundaria de cono es: $450 \text{ t/h} - (450 \times 0.1388 \times 0.75) = 403.155 \text{ t/h}$

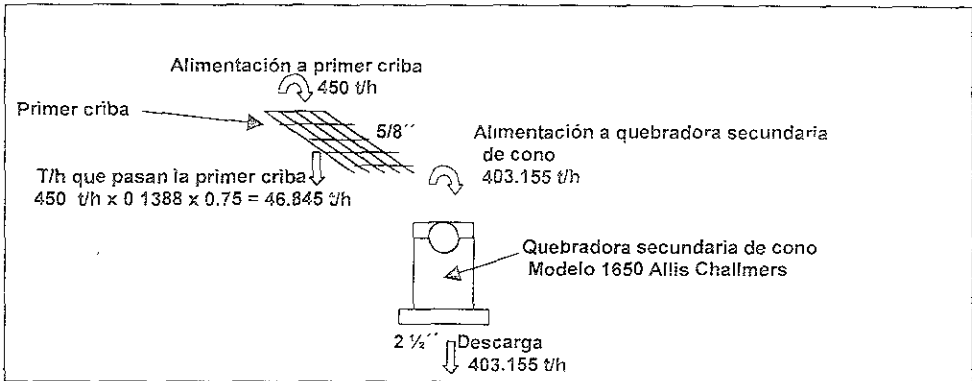


Fig No. 15

La alimentación a la quebradora secundaria de cono sería = 403.155 t/h, que sobrepasa su capacidad real máxima de 360 t/h (ver página 73), a una abertura de salida de 2 1/2", por lo tanto ésta quebradora se satura en estas condiciones.

7.3.2. Cálculo del Área de Cribado de la Primer Criba

Quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers trabajando a 6" de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers trabajando a 2 1/2" de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers trabajando a 1" de abertura de salida
 Quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers trabajando a 5/8" de abertura de salida
 Primer criba con malla inferior de 5/8" de tamaño de abertura

Alimentación a primer criba (t/h)	450
Eficiencia del 94%	0.94
Descarga de quebradora de quijada a un tamaño de menos 5/8" es 13.88 %	0.1388
Descarga de quebradora de quijada a un tamaño de menos 5/16" es 7.85 %	0.0785
Alimentación menos sobretamaño (t/h) = 450 t/h x 0.1388 x 0.94	58.7124

Para estos porcentajes de descarga ver página 77

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A .	Para piedra triturada y 5/8" de abertura de malla	A= 1.6
Factor B.	En función del 86.12 % de sobretamaño	B= 0.61984
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 7.85 % menor a 5/16"	D= 0.51775
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.25
Factor F.	En función del segundo piso que ocupa la malla en la criba	F= 0.9

Para la obtención de los factores ver anexo sección C páginas 154 y 155

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

$$\text{Área de cribado} = \frac{58.7124}{0.57765989} \quad \text{Área de cribado} = 101.638354 \text{ Pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 101.638354 \times 1.3 = 132.12986 \text{ Pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 132.12986 \times 0.0929 = 12.274864 \text{ Metros cuadrados}$$

Actualmente el área de cribado de la malla superior e inferior de la primer criba del conjunto No.7 es de 5.17 y 4.5 metros cuadrados respectivamente, que es insuficiente para los 12.274864 metros cuadrados calculados. (página No.44).

7.3.3. Cálculo de la Carga Circulante

Quebradoras primaria , secundaria , terciaria y cuaternaria a 6", 2 1/2", 1" y 5/8" de abertura de salida respectivamente. Primer criba con malla de 5/8" de abertura	Factor
Descarga de quebradora primaria a un tamaño de menos 5/8" es 13.88 %	0.1388
Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 1 1/2" es 46.66 %	0.4666
Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 1 1/2" es 91.25 %	0.9125
Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 5/8" es 23.12 %	0.2312
Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 5/8" es 43 %	0.43
Descarga de la quebradora cuaternaria a un tamaño de menos 5/8" es 100 %	1
Eficiencia de 75 %	0.75

Cribas gemelas con mallas superiores de 1 1/2" de abertura y mallas inferiores de 5/8" de abertura

Tabla No. 13

Alimentación a malla de 1 1/2"	Descarga de malla de 1 1/2"	Gruesos a + 1 1/2" que van a 3er quebradora
450	187.929092	262.070908
712.0709078	367.28387	344.787038
794.787038	423.892721	370.894317
820.8943166	441.75989	379.134426
829.1344264	447.399215	381.735211
831.7352111	449.179127	382.556084
832.5560838	449.740912	382.815172
832.8151717	449.98225	382.896946
832.8969463	449.97419	382.922756
832.9227564	449.991854	382.930903
832.9309027	449.997429	382.933474
832.9334739	449.999188	382.934285
832.9342855	449.999744	382.934542
832.9345416	449.999919	382.934622
832.9346224	449.999974	382.934648
832.934648	449.999992	382.934656
832.934656	449.999997	382.934659
832.9346586	449.999999	382.934659
832.9346594	450	382.93466
832.9346596	450	382.93466
832.9346597	450	382.93466

Donde de izquierda a derecha las cantidades de cada columna se obtienen de la siguiente manera:

Primer columna , alimentación a malla de 1 1/2":

450 Son las 403.155 t/h descarga de la 2da quebradora mas 46.845 t/h que pasa la malla de 5/8" de la primer criba , a partir de la segunda fila se suman 450 mas la cantidad de la fila anterior de la tercer columna.

Segunda columna , descarga de malla de 1 1/2":

187.9290923 es = $(450 \times 0.1388 \times 0.75) + 403.155 \times 0.4666 \times 0.75$, a partir de la segunda fila se suma a 187.929092 la cantidad de la fila anterior de la tercer columna multiplicada por 0.9125 y 0.75.

Tercer columna , gruesos a + 1 1/2" que van a tercer quebradora :

La cantidad en cada fila , es la cantidad en esa fila de la primer columna menos la cantidad en esa fila de la segunda columna.

Tabla No. 14

Alimentación a malla de 5/8"	Descarga de malla de 5/8"	Medios de +5/8" a -1 1/2" a 4a quebradora
187.9290923	116.752077	71.1770153
438.460885	254.652706	183.808179
607.7009002	365.802031	241.898869
683.6587595	417.789646	265.869113
713.2683288	438.424765	274.843564
724.0226915	445.994356	278.028336
727.7692479	448.647666	279.121582
729.0398074	449.551156	279.488651
729.4628409	449.85283	279.61001
729.6018641	449.952174	279.64969
729.6471192	449.984561	279.662558
729.6617467	449.995041	279.666706
729.6664496	449.998413	279.668036
729.6679554	449.999494	279.668462
729.668436	449.999839	279.668597
729.6685891	449.999949	279.66864
729.6686377	449.999984	279.668654
729.6686532	449.999995	279.668658
729.6686581	449.999998	279.66866
729.6686596	449.999999	279.66866
729.6686601	450	279.66866
729.6686602	450	279.66866

Donde de izquierda a derecha las cantidades de cada columna se obtienen de la siguiente manera:

Primer columna , alimentación a malla de 5/8''.

187.9290923 es = $(450 \times 0.1388 \times 0.75) + (403.155 \times 0.4666 \times 0.75)$, a partir de la segunda fila se suma a 187.92909 la cantidad de la fila anterior de la tercer columna mas la cantidad correspondiente a la fila anterior de la tercer columna de gruesos a + 1 1/2'' que van a tercer quebradora multiplicada por 0.9125 y 0.75.

Segunda columna , descarga de malla de 5/8'' :

116.752077 es = $(450 \times 0.1388 \times 0.75) + (403.155 \times 0.2312 \times 0.75)$, a partir de la segunda fila se suma a 116.752077 la cantidad de la fila anterior de la tercer columna multiplicada por 0.75 mas la cantidad correspondiente a la fila anterior de la tercer columna de gruesos a mas 1 1/2'' que van a tercer quebradora multiplicada por 0.43 y 0.75.

Tercer columna , medios de +5/8'' a - 1 1/2'' que van a 4a quebradora :

La cantidad en cada fila , es la cantidad en esa fila de la primer columna menos la cantidad en esa fila de la segunda columna.

De la carga circulante anterior, para una alimentación de 450 t/h al proceso se tiene que :

La alimentación a quebradora terciaria es de 382.93466 t/h

La alimentación a quebradora cuaternaria es de 279.66866 t/h

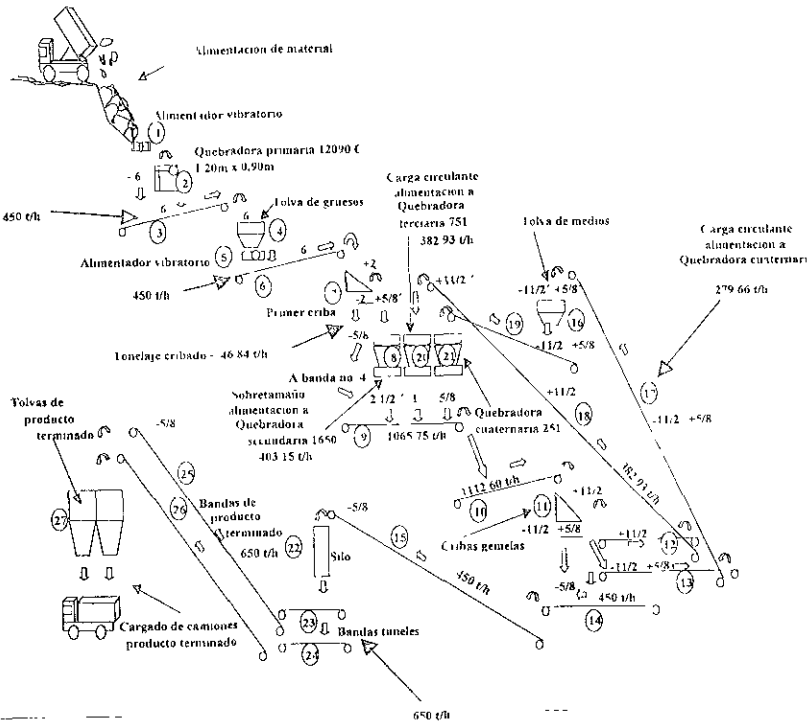
La alimentación a cribas gemelas es $382.93466 + 279.66866 + 450 = 1112.60332$ t/h

La alimentación a malla de 5/8'' es 729.66866 t/h

Actualmente las capacidades de las quebradoras terciaria y cuaternaria son de 244 y 145 t/h respectivamente, por lo que no son de suficiente capacidad para estos tonelajes de alimentación . (figura 17 y página 73).

Para los porcentajes de descarga de las quebradoras ver páginas 77 y 78

Todas las demás cargas circulantes del conjunto No.7 se calcularán de la misma manera



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TÉSIS PROFESIONAL		
FELIPE PONCE DÁMASO		
TONELAJES EN EQUIPOS EFICIENTANDO PROCESO DE TRTURACION ACTUAL CONJUNTO NO. 7 DE LA PLANTA DE PARRES		
ESCALA: SIN	FIGURA NO 17	NOV.-2001

7.3.4. Cálculo del Área de Cribado de las Cribas Gemelas

7.3.4.1. Malla Superior de 1 1/2" de Abertura

Quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers trabajando a 6" de apertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers trabajando a 2 1/2" de apertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers trabajando a 1" de apertura de salida
 Quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers trabajando a 5/8" de apertura de salida
 Primer criba con malla inferior de 5/8" de tamaño de apertura
 Cribas gemelas con mallas superiores e inferiores de 1 1/2" y 5/8" de tamaño de apertura respectivamente
 De la carga circulante anterior (figura No.17) se tiene

Descarga de quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers	450	t/h
Descarga de quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers	403.155	t/h
Descarga de quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers	382.93466	t/h
Descarga de quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers	279.66866	t/h
Alimentación total a cribas gemelas	1112.60332	t/h
Alimentación menos sobretamaño	450	t/h

$$\% \text{ de sobretamaño} = \frac{382.93466}{1112.60332} \times 100 = 34.4178966 \%$$

	Factor
La descarga de la quebradora de quijada a menos 3/4" es 15.71 %	0.1571
La descarga de la quebradora secundaria a menos 3/4" es 26.94 %	0.2694
La descarga de la quebradora terciaria a menos 3/4" es 51.5 %	0.515
La descarga de la quebradora cuaternaria a menos 3/4" es 100 %	1

El porcentaje menor a 3/4" es:

Para las 450 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 15.71 % es	70.695	t/h
Para las 403.155 t/h de descarga de la quebradora secundaria, el 26.94 % es	108.609957	t/h
Para las 382.93466 t/h de la quebradora terciaria, el 51.5 % es	197.21135	t/h
Para las 279.66866 t/h de la quebradora cuaternaria, el 100 % es	279.66866	t/h
Total menor a 3/4"	656.184967	t/h

$$\% \text{ menor a } 3/4'' = \frac{\text{total menor a } 3/4''}{\text{Alimentación total a cribas gemelas}} \times 100$$

$$\% \text{ menor a } 3/4'' = \frac{656.184967}{1112.60332} \times 100 = 58.977441 \%$$

Eficiencia de cribado de 94%

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación.

Factor A .	Para piedra triturada y 1 1/2" de abertura de malla	A= 2.68
Factor B.	En función del 34.4178966 % de sobretamaño	B= 0.96674631
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 58.977441 % menor a 3/4"	D= 1.37954882
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.1
Factor F.	En función del primer piso que ocupa la malla en la criba	F= 1

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

$$\text{Alimentación menos sobretamaño} \quad 450 \quad \text{t/h}$$

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{450}{3.93167016} \quad \text{Área de cribado} = 114.455176 \text{ Pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 114.455176 \times 1.3 = 148.791729 \text{ Pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 148.791729 \times 0.0929 = 13.8227516 \text{ Metros cuadrados}$$

Actualmente el área de cribado de las mallas superiores de 1 1/2" de abertura de las cribas gemelas del conjunto No.7 es de 27.38 metros cuadrados en total, que es suficiente para los 13.8227516 metros cuadrados calculados.

7.3.4.2. Malla inferior de 5/8" de Abertura

Quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers trabajando a 6" de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers trabajando a 2 1/2" de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers trabajando a 1" de abertura de salida
 Quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers trabajando a 5/8" de abertura de salida
 Primer criba con malla inferior de 5/8" de tamaño de abertura
 Cribas gemelas con mallas superiores e inferiores de 1 1/2" y 5/8" de tamaño de abertura respectivamente

De la carga circulante anterior se tiene:

Descarga de quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers	450	t/h
Descarga de quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers	403.155	t/h
Descarga de quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers	382.93466	t/h
Descarga de quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers	279.66866	t/h
Alimentación total a cribas gemelas	1112.60332	t/h
Alimentación total a mallas de 5/8" de cribas gemelas	729.66866	t/h
Alimentación menos sobretamaño	450	t/h

$$\% \text{ de sobretamaño} = \frac{279.66866}{729.66866} \times 100 = 38.3281721 \%$$

	Factor
La descarga de la quebradora de quijada a menos 5/16" es 7.85 %	0.0785
La descarga de la quebradora secundaria a menos 5/16" es 13.25 %	0.1325
La descarga de la quebradora terciaria a menos 5/16" es 24.14 %	0.2414
La descarga de la quebradora cuaternaria a menos 5/16" es 39.28 %	0.3928

El porcentaje menor a 5/16" es:

Para las 450 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 7.85 % es	35.325 t/h
Para las 403.155 t/h de descarga de la quebradora secundaria, el 13.25 % es	53.4180375 t/h
Para las 382.93466 t/h de la quebradora terciaria, el 24.14 % es	92.44042692 t/h
Para las 279.66866 t/h de la quebradora cuaternaria, el 39.28 % es	109.8538496 t/h
Total menor a 5/16"	291.0373141 t/h

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{\text{total menor a } 5/16''}{\text{Alimentación total a mallas de } 5/8''} \times 100$$

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{291.037314}{729.66866} \times 100 = 39.8862292 \%$$

Eficiencia de cribado de 94%

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A .	Para piedra triturada y 5/8" de abertura de malla	A= 1.6
Factor B.	En función del 38.3281721 % de sobretamaño	B= 0.955015484
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 39.8862292 % menor a 5/16"	D= 0.997724584
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.25
Factor F.	En función del segundo piso que ocupa la malla en la criba	F= 0.9

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Alimentación menos sobretamaño 450 t/h

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{450}{1.71511637} \quad \text{Área de cribado} = 262.372868 \text{ pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 262.372868 \times 1.3 = 341.084728 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 341.084728 \times 0.0929 = 31.6867712 \text{ metros cuadrados}$$

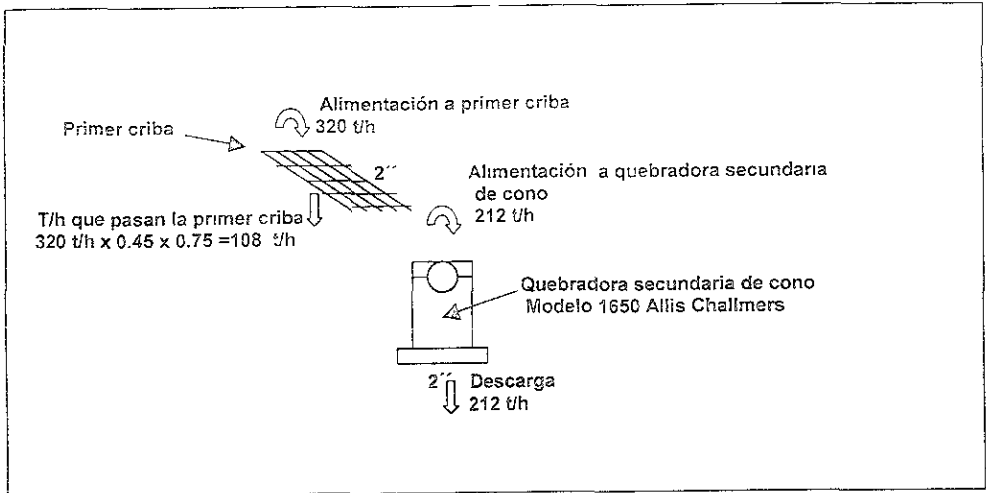
Actualmente el área de cribado de las mallas inferiores de 5/8" de abertura de las cribas gemelas del conjunto No.7 es de 23 metros cuadrados en total , que es insuficiente para los 31.6867712 metros cuadrados calculados.

7.4. Propuesta de Optimización No.1.

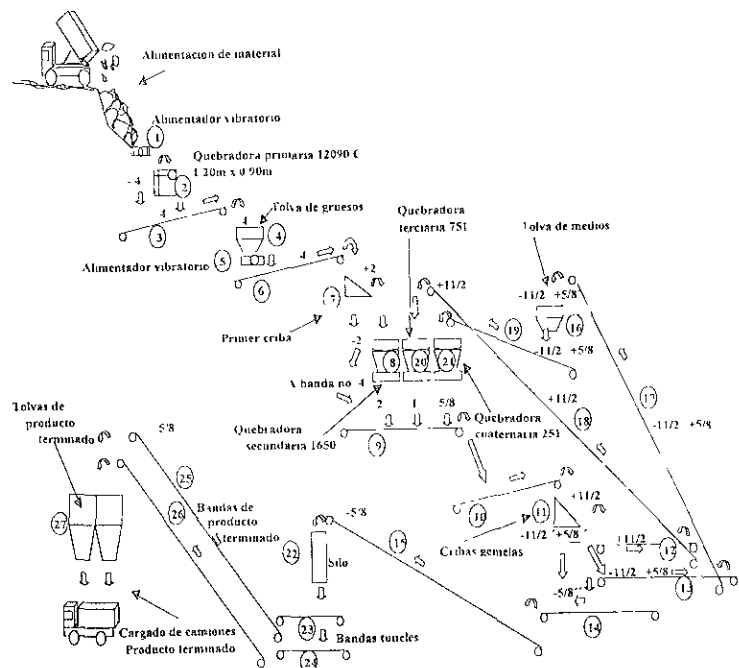
7.4.1. Cálculo de la Alimentación a la Quebradora Secundaria de Cono Modelo 1650 Allis Chalmers

Se propone cerrar la abertura de salida de la quebradora primaria de quijada a 4'' con lo que se tendría una capacidad de 320 t/h, también se propone se cambie la malla inferior de la criba por una sola malla que tenga 2'' de tamaño de cuadrícula para no sobrecargar a la quebradora secundaria y que esta trabaje a una abertura fija de salida de 2'', la descarga de la quebradora primaria de quijada con 4'' de abertura de salida a un tamaño de material de menos 2'' sería de 45%, (ver página 77). Con esto la alimentación a la quebradora es:

Fig. No. 18



Se observa que la alimentación ahora sería = 212 t/h, que es inferior a la capacidad real máxima de la quebradora secundaria de cono (340 t/h a 2'' de abertura de salida, ver página 73), por lo que ésta quebradora no se satura con el tonelaje proyectado.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TÉSIS PROFESIONAL		
FELIPE PONCE DÁMASO		
DIAGRAMA DE FLUJO SEGÚN PROPUESTA NO.1 DEL CONJUNTO DE TRITURACIÓN NO 7 DE LA PLANTA DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES		
ESCALA: SIN	FIGURA NO.19	NOV.-2001

7.4.2. Cálculo de la Carga Circuante

Quebradoras primaria, secundaria, terciaria y cuaternaria a 4", 2", 1" y 5/8" de abertura de salida respectivamente. Primer criba con malla de 2" de abertura	Factor
Descarga de quebradora primaria a un tamaño de menos 1 1/2" es 35 %	0.35
Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 1 1/2" es 57 %	0.57
Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 1 1/2" es 91.25 %	0.9125
Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 5/8" es 27.77 %	0.2777
Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 5/8" es 43 %	0.43
Descarga de quebradora primaria a un tamaño de menos 5/8" es 17.42 %	0.1742
Eficiencia de 75 %	0.75

Tabla No. 15

Alimentación a malla de 1 1/2"	Descarga de malla de 1 1/2"	Gruesos a + 1 1/2" que van a 3er quebradora
320	174.63	145.37
465.37	274.117594	191.252406
511.252406	305.518366	205.734041
525.734041	315.429234	210.304807
530.304807	318.557352	211.747455
531.747455	319.544664	212.20279
532.20279	319.856285	212.346506
532.346506	319.95464	212.391866
532.391866	319.985683	212.406183
532.406183	319.995481	212.410701
532.410701	319.998574	212.412128
532.412128	319.99955	212.412578
532.412578	319.999858	212.41272
532.41272	319.999955	212.412765
532.412765	319.999986	212.412779
532.412779	319.999996	212.412783
532.412783	319.999999	212.412785
532.412785	320	212.412785
532.412785	320	212.412785
532.412785	320	212.412785

Tabla No. 16

Alimentación a malla de 5/8"	Descarga de malla de 5/8"	Medios de +5/8" a -1 1/2" a 4a quebradora
174.63	85.9623	88.6677
362.785294	199.3449	163.440394
468.958759	270.221496	198.737263
514.166497	301.364475	212.802022
531.359374	313.387116	217.972257
537.516922	317.730047	219.786874
539.643159	319.237856	220.405303
540.359943	319.48026	220.611918
540.597601	319.917615	220.679986
540.675467	319.973283	220.702184
540.700758	319.991389	220.709369
540.708918	319.997238	220.711681
540.711539	319.999117	220.712422
540.712377	319.999718	220.712658
540.712644	319.99991	220.712734
540.712729	319.999972	220.712758
540.712756	319.999991	220.712765
540.712765	319.999997	220.712768
540.712768	319.999999	220.712769
540.712769	320	220.712769
540.712769	320	220.712769

De la carga circulante anterior, para una alimentación de 320 t/h al proceso se tiene que :

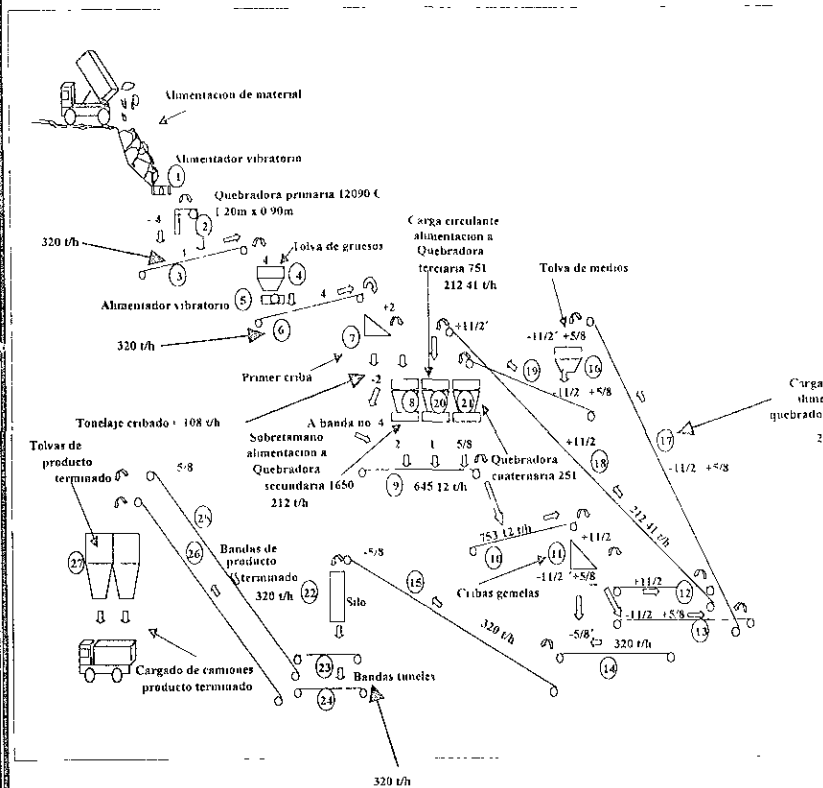
La alimentación a quebradora terciaria es de 212.412785 t/h

La alimentación a quebradora cuaternaria es de 220.712769 t/h

La alimentación a cribas gemelas es $212.412785 + 220.712769 + 320 = 753.125554$ t/h

La alimentación a malla de 5/8" es 540.712769 t/h

Actualmente las capacidades de las quebradoras terciaria y cuaternaria son de 244 y 145 t/h respectivamente por lo que sólo la quebradora cuaternaria no es de suficiente capacidad para este tonelaje de alimentación .



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TÉSIS PROFESIONAL		
FELIPE PONCE DÁMASO		
TONELAJES EN EQUIPOS SEGÚN PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN NO.1 DEL CONJUNTO DE TRITURACIÓN NO 7 DE LA PLANTA DE PARRES		
ESCALA: SIN	FIGURA NO.20	NOV -2001

7.4.3. Cálculo del Área de Cribado de la Primer Criba

Quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers trabajando a 4" de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers trabajando a 2" de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers trabajando a 1" de abertura de salida
 Quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers trabajando a 5/8" de abertura de salida
 Primer criba con malla inferior de 5/8" de tamaño de abertura

Alimentación a primer criba (t/h)	320
Eficiencia del 94%	0.94
Descarga de quebradora de quijada a un tamaño de menos 2" es 45%	0.45
Descarga de quebradora de quijada a un tamaño de menos 1" es 25.7%	0.257
Alimentación menos sobretamaño (t/h) = 320 t/h x 0.45 x 0.94	135.36

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A.	Para piedra triturada y 2" de abertura de malla	A= 3.1
Factor B.	En función del 55 % de sobretamaño	B= 0.88
Factor C.	En función del 94 % de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 25.7 % menor a 1"	D= 0.757
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.1
Factor F.	En función del primer piso que ocupará la malla en la criba	F= 1

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

$$\text{Área de cribado} = \frac{135.36}{2.2716056} \quad \text{Área de cribado} = 59.5878087 \text{ pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 59.5878087 \times 1.3 = 77.4641513 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 77.4641513 \times 0.0929 = 7.19641966 \text{ metros cuadrados}$$

Actualmente el área de cribado de la malla superior e inferior de la primer criba del conjunto No.7 es de 5.17 y 4.5 metros cuadrados respectivamente, que es insuficiente para los 7.19641966 metros cuadrados calculados.

7.4.4. Cálculo del Área de Cribado de las Cribas Gemelas

7.4.4.1. Malla Superior de 1 1/2" de Abertura

Quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers trabajando a 4" de apertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers trabajando a 2" de apertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers trabajando a 1" de apertura de salida
 Quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers trabajando a 5/8" de apertura de salida
 Primer criba con malla de 2" de tamaño de abertura
 Cribas gemelas con mallas superiores e inferiores de 1 1/2" y 5/8" de tamaño de abertura respectivamente.

De la carga circulante de la propuesta de optimización No.1 se tiene :

Descarga de quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers	320	t/h
Descarga de quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers	212	t/h
Descarga de quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers	212.412785	t/h
Descarga de quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers	220.712769	t/h
Alimentación total a cribas gemelas	753.125554	t/h
Alimentación menos sobretamaño	320	

$$\% \text{ de sobretamaño} = \frac{212.412785}{753.125554} \times 100 = 28.2041665 \%$$

	Factor
La descarga de la quebradora de quijada a menos 3/4" es 20.3 %	0.203
La descarga de la quebradora secundaria a menos 3/4" es 32.5 %	0.325
La descarga de la quebradora terciaria a menos 3/4" es 51.5 %	0.515
La descarga de la quebradora cuaternaria a menos 3/4" es 100 %	1

El porcentaje menor a 3/4" es:

Para las 320 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 15.71 % es	64.96	t/h
Para las 212 t/h de descarga de la quebradora secundaria, el 26.94 % es	68.9	t/h
Para las 212.412785 t/h de la quebradora terciaria, el 51.5 % es	109.392584	t/h
Para las 220.712769 t/h de la quebradora cuaternaria, el 100 % es	220.712769	t/h
Total menor a 3/4"	463.965353	t/h

$$\% \text{ menor a } 3/4'' = \frac{\text{Total menor a } 3/4''}{\text{Alimentación total a cribas gemelas}} \times 100$$

$$\% \text{ menor a } 3/4'' = \frac{463.965353}{753.125554} \times 100 = 61.6053128 \%$$

Eficiencia de cribado de 94%

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A .	Para piedra triturada y 1 1/2" de abertura de malla	A= 2.68
Factor B.	En función del 28.2041665 % de sobretamaño	B= 0.9853875
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 61.6053128 % menor a 3/4"	D= 1.46421251
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.1
Factor F.	En función del primer piso que ocupa la malla en la criba	F= 1

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Alimentación menos sobretamaño 320 t/h

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{320}{4.25342366} \quad \text{Área de cribado} = 75.2335121 \text{ pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 75.2335121 \times 1.3 = 97.8035657 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 97.8035657 \times 0.0929 = 9.08595125 \text{ metros cuadrados}$$

Actualmente el área de cribado de las mallas superiores de 1 1/2" de abertura de las cribas gemelas del conjunto No.7 es de 27.38 metros cuadrados en total , que es suficiente para los 9.08595125 metros cuadrados calculados.

7.4.4.2. Malla inferior de 5/8" de Abertura

Quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Challmers trabajando a 4" de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 1650 Allis Challmers trabajando a 2" de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 751 Allis Challmers trabajando a 1" de abertura de salida
 Quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Challmers trabajando a 5/8" de abertura de salida
 Primer criba con malla de 2" de tamaño de abertura
 Cribas gemelas con mallas superiores e inferiores de 1 1/2" y 5/8" de tamaño de abertura respectivamente

De la carga circulante de la propuesta de optimización No.1 se tiene :

Descarga de quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Challmers	320	t/h
Descarga de quebradora secundaria de cono 1650 Allis Challmers	212	t/h
Descarga de quebradora terciaria de cono 751 Allis Challmers	212.412785	t/h
Descarga de quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Challmers	220.712769	t/h
Alimentación total a cribas gemelas	753.125554	t/h
Alimentación total a mallas de 5/8" de cribas gemelas	540.712769	t/h
Alimentación menos sobretamaño	320	t/h

$$\% \text{ de sobretamaño} = \frac{220.712769}{540.712769} \times 100 = 40.8188565 \%$$

	Factor
La descarga de la quebradora de quijada a menos 5/16" es 10.95 %	0.1095
La descarga de la quebradora secundaria a menos 5/16" es 16.95 %	0.1695
La descarga de la quebradora terciaria a menos 5/16" es 24.14 %	0.2414
La descarga de la quebradora cuaternaria a menos 5/16" es 39.28 %	0.3928

El porcentaje menor a 5/16" es:

Para las 320 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 7.85 % es	35.04	t/h
Para las 212 t/h de descarga de la quebradora secundaria, el 13.25 % es	35.934	t/h
Para las 212.412785 t/h de la quebradora terciaria, el 24.14 % es	51.2764463	t/h
Para las 220.712769 t/h de la quebradora cuaternaria, el 39.28 % es	<u>86.6959757</u>	t/h
Total menor a 5/16"	208.946422	t/h

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{\text{Total menor a } 5/16''}{\text{Alimentación total a mallas de } 5/8''} \times 100$$

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{208.946422}{540.712769} \times 100 = 38.6427756 \%$$

Eficiencia de cribado de 94%

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A .	Para piedra triturada y 5/8" de abertura de malla	A= 1.6
Factor B.	En función del 40.8188565 % de sobretamaño	B= 0.94590572
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 38.6427756 % menor a 5/16"	D= 0.97285554
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.25
Factor F.	En función del segundo piso que ocupa la malla en la criba	F= 0.9

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Alimentación menos sobretamaño 320 t/h

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{320}{1.65641326} \quad \text{Área de cribado} = 193.188504 \text{ pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 193.188504 \times 1.3 = 251.145055 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 251.145055 \times 0.0929 = 23.3313756 \text{ metros cuadrados}$$

Actualmente el área de cribado de las mallas inferiores de 5/8" de abertura de las cribas gemelas del conjunto No.7 es de 23 metros cuadrados en total, que es suficiente para los 23.3313756 metros cuadrados calculados.

7.5. Propuesta de Optimización No.2

7.5.1. Cálculo de la Carga Circulante

Quebradoras primaria, secundaria, terciaria y cuaternaria a 4", 2", 1" y 5/8" de abertura de salida respectivamente. Primer criba con malla de 2" de abertura	Factor
Descarga de quebradora primaria a un tamaño de menos 1 1/4" es 30.35 %	0.3035
Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 1 1/4" es 49 %	0.49
Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 1 1/4" es 80 %	0.8
Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 5/8" es 27.77 %	0.2777
Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 5/8" es 43 %	0.43
Descarga de quebradora primaria a un tamaño de menos 5/8" es 17.42 %	0.1742
Eficiencia de 75 %	0.75

Tabla No. 17

Alimentación a malla de 1 1/4"	Descarga de malla de 1 1/4"	Gruesos a + 1 1/4" que van a 3er quebradora
320	150.75	169.25
489.25	252.3	236.95
556.95	292.92	264.03
584.03	309.168	274.862
594.862	315.6672	279.1948
599.1948	318.26688	280.92792
600.92792	319.305752	281.621168
601.621168	319.722701	281.898467
601.898467	319.83908	282.009387
602.009387	319.955632	282.053755
602.053755	319.982253	282.071502
602.071502	319.992901	282.078601
602.078601	319.99716	282.08144
602.08144	319.998864	282.082576
602.082576	319.999546	282.08303
602.08303	319.999818	282.083212
602.083212	319.999927	282.083285
602.083285	319.999971	282.083314
602.083314	319.999988	282.083326
602.083326	319.999995	282.08333
602.08333	319.999998	282.083332
602.083332	319.999999	282.083333
602.083333	320	282.083333
602.083333	320	282.083333
602.083333	320	282.083333

Tabla No. 18

Alimentación a malla de 5/8"	Descarga de malla de 5/8"	Medios de +5/8" a -11/4" a 4a quebradora
150.75	85.9623	64.7877
317.0877	189.362	127.9515
420.8715	258.3423	162.5292
471.6972	293.008875	178.688325
494.355525	308.621539	185.733986
504.000866	315.303113	188.697754
508.004506	318.784869	189.919636
509.642337	319.224854	190.417483
510.306563	319.687668	190.618895
510.574528	319.874499	190.700029
510.682282	319.949657	190.732624
510.725525	319.979827	190.745698
510.742858	319.991922	190.750936
510.7498	319.996767	190.753034
510.752579	319.998706	190.753873
510.753692	319.999482	190.754209
510.754137	319.999793	190.754344
510.754315	319.999917	190.754397
510.754386	319.999967	190.754419
510.754414	319.999987	190.754428
510.754426	319.999995	190.754431
510.75443	319.999998	190.754432
510.754432	319.999999	190.754433
510.754433	320	190.754433
510.754433	320	190.754433
510.754433	320	190.754433

De la carga circulante anterior, para una alimentación de 320 t/h al proceso se tiene que :

La alimentación a quebradora terciaria es de 282.083333 t/h

La alimentación a quebradora cuaternaria es de 190.754433 t/h

La alimentación a cribas gemelas es $282.083333 + 190.754433 + 320 = 792.837767$ t/h

La alimentación a malla de 5/8" es 510.754433 t/h

Actualmente las capacidades de las quebradoras terciaria y cuaternaria son de 244 y 145 t/h respectivamente por lo que no son de suficiente capacidad para estos tonelajes de alimentación.

Tabla No. 20

Alimentación a malla de 5/8"	Descarga de malla de 5/8"	Medios de +5/8" a - 1" a 4a quebradora
127.2675	85.9623	41.3052
265.362962	179.097431	86.26553025
358.505484	243.750051	114.7464331
410.971482	280.522343	130.4491391
438.613968	299.967794	138.6471743
452.755626	309.932163	142.8234633
459.890651	314.964404	144.9262467
463.466293	317.487324	145.978969
465.252204	318.747701	146.5045033
466.14272	319.376233	146.7664866
466.586391	319.589396	146.8969949
466.807343	319.845358	146.9619852
466.917357	319.923013	146.9943432
466.972127	319.961675	147.0104525
466.999393	319.980921	147.0184721
467.012967	319.990503	147.0224643
467.019724	319.995272	147.0244516
467.023087	319.997646	147.0254409
467.024762	319.998828	147.0259334
467.025595	319.999417	147.0261786
467.02601	319.99971	147.0263006
467.026217	319.999855	147.0263614
467.02632	319.999928	147.0263916
467.026371	319.999964	147.0264067
467.026396	319.999982	147.0264142
467.026409	319.999991	147.0264179
467.026415	319.999996	147.0264197
467.026418	319.999998	147.0264207
467.02642	319.999999	147.0264211
467.026421	320	147.0264214
467.026421	320	147.0264215
467.026421	320	147.0264216

De la carga circulante anterior, para una alimentación de 320 t/h al proceso se tiene que :

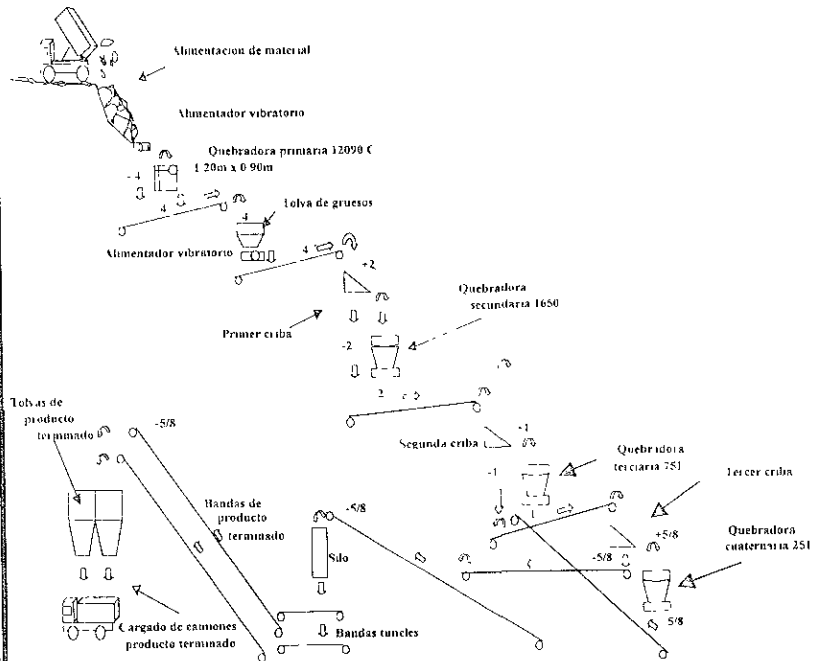
La alimentación a quebradora terciaria es de 383.776384 t/h

La alimentación a quebradora cuaternaria es de 147.026422 t/h

La alimentación a cribas gemelas es $383.776384 + 147.026422 + 320 = 850.8028053$ t/h

La alimentación a malla de 5/8" es 467.026422 t/h

Actualmente las capacidades de las quebradoras terciaria y cuaternaria son de 244 y 145 t/h respectivamente por lo que no son de suficiente capacidad para estos tonelajes de alimentación.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

TÉSIS PROFESIONAL

FELIPE PONCE DÁMASO

DIAGRAMA DE FLUJO MODIFICADO DEL
CONJUNTO DE TRITURACION NO. 7 DE LA PLANTA
DE TRITURADOS BASÁLTICOS PARRES

ESCALA: SIN

FIGURA NO.21

NOV.-2001

7.7. Propuesta de Optimización No.4

Cambiando el Diagrama de Flujo

Los cálculos iniciales son los mismos que se tienen en las propuestas de optimización 1, 2 y 3 y varían después de la quebradora secundaria, por lo tanto:

7.7.1. Cálculo del Área de Cribado de la Segunda Criba

Quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers trabajando a 4'' de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers trabajando a 2'' de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers trabajando a 1'' de abertura de salida
 Quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers trabajando a 5/8'' de abertura de salida
 Primer criba con malla de 2'' de tamaño de abertura
 Segunda criba con malla de 1'' de tamaño de abertura

Descarga de quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers (t/h)	320	
Descarga de quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers (t/h)	212	
Alimentación total a segunda criba (t/h)	320	
	Factor	
La descarga de la quebradora de quijada a menos 1'' es 25.7 %	0.257	
La descarga de la quebradora secundaria a menos 1'' es 41.25 %	0.4125	
La descarga de la quebradora de quijada a menos 1/2'' es 16.78 %	0.1678	
La descarga de la quebradora secundaria a menos 1/2'' es 22.91 %	0.2291	
El porcentaje menor a 1'' es:		
Para las 320 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 25.7 % es	82.24	t/h
Para las 212 t/h de la quebradora secundaria, el 41.25 % es	87.45	t/h
Alimentación - sobretamaño es = a (320 x 0.257)+(212 x 0.4125)=	169.69	t/h
Sobretamaño es = a 320 - ((320 x 0.257)+(212 x 0.4125))=	150.31	t/h

El porcentaje menor a 1/2'' es:		
Para las 320 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 16.78 % es	53.696	
Para las 212 t/h de la quebradora secundaria, el 22.91 % es	<u>48.5692</u>	t/h
Total menor a 1/2''	102.2652	t/h

$$\% \text{ de sobretamaño} = \frac{150.31}{320} \times 100 = 46.971875 \%$$

$$\% \text{ menor a } 1/2'' = \frac{\text{Total menor a } 1/2''}{\text{Alimentación total a segunda criba}} \times 100$$

$$\% \text{ menor a } 1/2'' = \frac{102.2652}{320} \times 100 = 31.957875 \%$$

Eficiencia de cribado de 94%

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A.	Para piedra triturada y 1'' de abertura de malla	A= 2.12
Factor B.	En función del 46.971875 % de sobretamaño	B= 0.915140625
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 31.957875 % menor a 1/2''	D= 0.8391575
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.1
Factor F.	En función del primer piso que ocupe la malla en la criba	F= 1

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

$$\text{Alimentación menos sobretamaño} = 169.69 \text{ t/h}$$

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{169.69}{1.79085268} \quad \text{Área de cribado} = 94.7537459 \text{ pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiendo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 94.7537459 \times 1.3 = 123.17987 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 123.17987 \times 0.0929 = 11.4434099 \text{ metros cuadrados}$$

La alimentación a la quebradora terciaria de cono es de 150.31 t/h

Actualmente la capacidad de la quebradora terciaria de cono es de 244 t/h y es de suficiente capacidad.

7.7.2. Cálculo de la Carga Circulante

Quebradoras primaria, secundaria, terciaria y cuaternaria a 4", 2", 1" y 5/8" de abertura de salida respectivamente.

Primer criba con malla de 2" de tamaño de abertura

Segunda criba con malla de 1" de tamaño de abertura

Tercer criba con malla de 5/8" de tamaño de abertura

Descarga de quebradora primaria a un tamaño de menos 5/8" es 17.42 % Factor 0.1742

Descarga de quebradora secundaria a un tamaño de menos 5/8" es 27.77 % 0.2777

Descarga de quebradora terciaria a un tamaño de menos 5/8" es 43 % 0.43

Descarga de quebradora cuaternaria a un tamaño de menos 5/8" es 100 % 1

Eficiencia de 75 % 0.75

Tabla No. 21

Alimentación a malla de 5/8"	Descarga de malla de 5/8"	Gruesos a + 5/8" que van a 4a quebradora
320	134.437275	185.562725
505.562725	273.609319	231.953406
551.953406	308.40233	243.551077
563.551077	317.100582	246.450494
566.450494	319.275146	247.175349
567.175349	319.818788	247.356562
567.356562	319.54697	247.401866
567.401866	319.988674	247.413191
567.413191	319.997169	247.416023
567.416023	319.999292	247.416731
567.416731	319.999823	247.416908
567.416908	319.999956	247.416952
567.416952	319.999989	247.416963
567.416963	319.999997	247.416966
567.416966	319.999999	247.416966
567.416966	320	247.416967
567.416967	320	247.416967

Para lograr una producción de 320 t/h, de lo anterior se tiene que :

La alimentación total a la quebradora cuaternaria de cono es de 247.416967 t/h

La alimentación a la tercer criba es de 567.416967 t/h

Actualmente la capacidad máxima de la quebradora cuaternaria de cono es de 145 t/h que es insuficiente para las 247.416967 t/h calculadas.

7.7.3. Cálculo del Área de Cribado de la Tercer Criba

Quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers trabajando a 4'' de abertura de salida
 Quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers trabajando a 2'' de abertura de salida
 Quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers trabajando a 1'' de abertura de salida
 Quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers trabajando a 5/8'' de abertura de salida
 Primer criba con malla de 2'' de tamaño de abertura
 Segunda criba con malla de 1'' de tamaño de abertura
 Tercer criba con malla de 5/8'' de tamaño de abertura

De la carga circulante de la propuesta de optimización No.4 se tiene:

Descarga de quebradora primaria de quijada 12090 C Allis Chalmers	320	t/h
Descarga de quebradora secundaria de cono 1650 Allis Chalmers	212	t/h
Descarga de quebradora terciaria de cono 751 Allis Chalmers	150.31	t/h
Descarga de quebradora cuaternaria de cono 251 Allis Chalmers	247.416967	t/h
Alimentación total a tercer criba	567.416967	t/h
Alimentación menos sobretamaño	320	t/h

$$\% \text{ de sobretamaño} = \frac{247.416967}{567.416967} \times 100 = 43.6040833 \%$$

	Factor
La descarga de la quebradora de quijada a menos 5/16'' es 10.95 %	0.1095
La descarga de la quebradora secundaria a menos 5/16'' es 16.95 %	0.1695
La descarga de la quebradora terciaria a menos 5/16'' es 24.14 %	0.2414
La descarga de la quebradora cuaternaria a menos 5/16'' es 39.28 %	0.3928

El porcentaje menor a 5/16'' es:

Para las 320 t/h de descarga de la quebradora primaria, el 10.95 % es	35.04	t/h
Para las 212 t/h de descarga de la quebradora secundaria, el 16.95 % es	35.934	t/h
Para las 150.31 t/h de la quebradora terciaria, el 24.14 % es	36.284834	t/h
Para las 247.416967 t/h de la quebradora cuaternaria, el 39.28 % es	97.18538464	t/h
Total menor a 5/16''	204.4442186	t/h

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{\text{Total menor a } 5/16''}{\text{Alimentación total a tercer criba}} \times 100$$

$$\% \text{ menor a } 5/16'' = \frac{204.444219}{567.416967} \times 100 = 36.0306848 \%$$

Eficiencia de cribado de 94%

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Donde:

Área de cribado en pies cuadrados

A,B,C,D,E,F son factores los cuales se obtienen a continuación:

Factor A .	Para piedra triturada y 5/8" de abertura de malla	A= 1.6
Factor B.	En función del 43.6040833 % de sobretamaño	B= 0.931979584
Factor C.	En función del 94% de eficiencia de cribado	C= 1
Factor D.	En función del 36.0306848 % menor a 5/16"	D= 0.920613696
Factor E.	En función del cribado por vía húmeda	E= 1.25
Factor F.	En función del primer piso que ocupe la malla en la criba	F= 1

$$\text{Área de cribado} = \frac{\text{Alimentación} - \text{Sobretamaño}}{A \times B \times C \times D \times E \times F}$$

Alimentación menos sobretamaño 320 t/h

Sustituyendo valores

$$\text{Área de cribado} = \frac{320}{1.71598634} \quad \text{Área de cribado} = 186.481671 \text{ pies cuadrados}$$

Considerando 30% como factor de seguridad y convirtiéndolo a metros cuadrados

$$\text{Área de cribado} = 186.481671 \times 1.3 = 242.426172 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Área de cribado} = 242.426172 \times 0.0929 = 22.5213914 \text{ metros cuadrados}$$

7.8. Cálculo de la Capacidad de las Bandas del Conjunto No.7

7.8.1. Introducción

El procedimiento para el cálculo de las bandas del conjunto No.7, será el mismo que se utilizó para el conjunto No.5, las fórmulas y factores tendrán las mismas referencias.

Para el cálculo de la capacidad de cada banda se utilizará la fórmula ya mencionada:

$$C = C \text{ de tabla} \times V \times K$$

donde

C = capacidad de banda en m³/h

C de tabla = Capacidad dada de tabla en m³/h

V = Velocidad de banda en m/seg

K = Factor de corrección en función del ángulo de inclinación de la banda

7.8.2. Cálculo de la Banda No 1

Datos

Ancho de banda = 42"

Inclinación de banda = 17°

Velocidad de banda = 99.12 m/min = 1.652 m/seg

Inclinación de los rodillos = 35°

Ángulo de sobrecarga = 20°

Aplicando la fórmula

$$C = C \text{ de tabla} \times V \times K$$

Para una inclinación de rodillos de 35°, un ángulo de sobrecarga de 20° y un ancho de banda de 42", se tiene una C de tabla de 455 m³/h.

Para una inclinación de la banda de 17° se tiene un factor de corrección K = 0.87

Sustituyendo valores se tiene:

$$C = 455 \times 1.652 \times 0.87 = 653.9442 \text{ m}^3/\text{h}, \text{ como la densidad del material} = 1.4 \text{ t/m}^3$$

$$C = 653.9442 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 915.5219 \text{ t/h}$$

Entonces la capacidad de la banda No.1 = 915.5219 t/h

7.8.3. Cálculo de las Bandas Restantes

Utilizando el mismo procedimiento y resumiendo los cálculos se tiene la capacidad de las bandas restantes del conjunto No.7, agregando además las dos bandas túneles y las dos bandas de producto terminado:

Banda No.2

$$328 \times 1.7548 \times 0.87 = 500.7497 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 701.0495 \text{ t/h}$$

Banda No.3

$$328 \times 2.0955 \times 1.0 = 687.324 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 962.2536 \text{ t/h}$$

Banda No.4

$$328 \times 2.4291 \times 0.91 = 725.0377 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 1015.0527 \text{ t/h}$$

Banda No.5

$$135 \times 2.53 \times 1.0 = 341.55 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 478.17 \text{ t/h}$$

Banda No.6

$$135 \times 2.3865 \times 1.0 = 322.1775 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 451.0485 \text{ t/h}$$

Banda No.7

$$135 \times 1.7415 \times 1.0 = 235.1025 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 329.1435 \text{ t/h}$$

Banda No.8

$$221 \times 2.6378 \times 0.81 = 472.1925 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 661.0695 \text{ t/h}$$

Banda No.9

$$135 \times 2.0758 \times 0.87 = 243.8027 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 341.3237 \text{ t/h}$$

Banda No.10

$$135 \times 2.057 \times 0.91 = 252.7024 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 353.7833 \text{ t/h}$$

Banda No.11

$$135 \times 1.932 \times 0.89 = 232.1298 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 324.9817 \text{ t/h}$$

Bandas túneles

$$221 \times 2.244 \times 1.0 = 495.924 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 694.2936 \text{ t/h}$$

Bandas de producto terminado

$$221 \times 2.6535 \times 0.81 = 475.0030 \text{ m}^3/\text{h} \times 1.4 = 665.0042 \text{ t/h}$$

7.8.4. Comparación de Tonelajes de Bandas

Comparando ahora la capacidad calculada contra el tonelaje que se manejará en el proceso de trituración actual y en las propuestas para cada banda:

Tabla No. 22

Número de banda	Capacidad calculada	Proceso actual	Propuesta No.1	Propuesta No. 2	Propuesta No.3	Propuesta No.4
Banda No.1	915.5219 t/h	450 t/h	320 t/h	320 t/h	320 t/h	320 t/h
Banda No.2	701.0495 t/h	450 t/h	320 t/h	320 t/h	320 t/h	320 t/h
Banda No.3	962.2536 t/h	1065.75 t/h	645.12 t/h	684.83 t/h	742.80 t/h	582.19 t/h
Banda No.4	1015.0527 t/h	1112.60 t/h	753.12 t/h	792.83 t/h	850.80 t/h	690.19 t/h
Banda No.5	478.17 t/h	382.93 t/h	212.41 t/h	282.08 t/h	383.77 t/h	193.82 t/h
Banda No.6	451.0485 t/h	279.66 t/h	220.71 t/h	190.75 t/h	147.02 t/h	176.37 t/h
Banda No.7	329.1435 t/h	450 t/h	320 t/h	320 t/h	320 t/h	320 t/h
Banda No.8	661.0695 t/h	450 t/h	320 t/h	320 t/h	320 t/h	320 t/h
Banda No.9	341.3237 t/h	279.66 t/h	220.71 t/h	190.75 t/h	47.02 t/h	176.37 t/h
Banda No.10	353.7833 t/h	382.93 t/h	212.41 t/h	282.08 t/h	383.77 t/h	193.82 t/h
Banda No.11	324.9817 t/h	279.66 t/h	220.71 t/h	190.75 t/h	147.02 t/h	176.37 t/h
Bandas túneles	694.2936 t/h	650 t/h	520 t/h	520 t/h	520 t/h	520 t/h
Bandas de producto terminado	665.0042 t/h	650 t/h	520 t/h	520 t/h	520 t/h	520 t/h

7.9. Resumen de los Cálculos Efectuados en el Conjunto No.7

7.9.1. Del Proceso de Trituración Actual

Actualmente el área de cribado de la malla superior e inferior de la primer criba del conjunto No.7 es de 5.17 y 4.5 metros cuadrados respectivamente, que es insuficiente para los 12.274864 metros cuadrados calculados.

La alimentación a la quebradora secundaria de cono 1650 Allis Challmers es de 403.155 t/h y está por arriba de la capacidad actual de 360 t/h.

La alimentación a la quebradora terciaria de cono 751 Allis Challmers es de 382.9346 t/h y está por arriba de la capacidad actual de 245 t/h.

La alimentación a la quebradora cuaternaria de cono 251 Allis challmers es de 279.66866 t/h y está por arriba de la capacidad actual de 145 t/h.

Actualmente el área de cribado de las mallas superiores de 11/2" de abertura de las cribas gemelas del conjunto No.7 es de 27.38 metros cuadrados en total, que es suficiente para los 13.8227516 metros cuadrados calculados.

Actualmente el área de cribado de las mallas inferiores de 5/8" de abertura de las cribas gemelas del conjunto No.7 es de 23 metros cuadrados en total, que es insuficiente para los 31.6867712 metros cuadrados calculados.

Las bandas 3, 4, 7 y 10 se tienen que sustituir por bandas nuevas de suficiente capacidad.

7.9.2. De la Propuesta de Optimización No.1

Actualmente el área de cribado de la malla superior e inferior de la primer criba del conjunto No.7 es de 5.17 y 4.5 metros cuadrados, que es insuficiente para los 7.19641966 metros cuadrados calculados.

La alimentación a la quebradora secundaria de cono 1650 Allis Challmers es de 212 t/h y es suficiente para la capacidad actual de 340 t/h.

La alimentación a la quebradora terciaria de cono 751 Allis Challmers es de 212.412785 t/h y es inferior a la capacidad actual de 245 t/h.

La alimentación a la quebradora cuaternaria de cono 251 Allis challmers es de 220.712769 t/h y está por arriba de la capacidad actual de 145 t/h.

Actualmente el área de cribado de las mallas superiores de 11/2" de abertura de las cribas gemelas del conjunto No.7 es de 27.38 metros cuadrados en total, que es suficiente para los 9.08595125 metros cuadrados calculados.

Actualmente el área de cribado de las mallas inferiores de 5/8" de abertura de las cribas gemelas del conjunto No.7 es de 23 metros cuadrado en total, que es suficiente para los 23.331375 metros cuadrados calculados.

La banda No.7 se tiene que sustituir por una banda nueva de suficiente capacidad.

7.9.3. De la Propuesta No. 2

El cálculo del área de cribado de la primer criba es igual a la propuesta No.1 por lo que es insuficiente para los 7.19641966 metros cuadrados calculados.

La alimentación a la quebradora secundaria de cono 1650 Allis Challmers es de 212 t/h y es suficiente para la capacidad actual de 340 t/h.

La alimentación a la quebradora terciaria de cono 751 Allis Challmers es de 282.083333 t/h y es superior a la capacidad actual de 245 t/h.

La alimentación a la quebradora cuaternaria de cono 251 Allis challmers es de 190.75443 t/h y está por arriba de la capacidad actual de 145 t/h.

La banda No.7 se tiene que sustituir por una banda nueva de suficiente capacidad.

7.9.4. De la Propuesta No.3

El cálculo del área de cribado de la primer criba es igual a la propuesta No.1 por lo que es insuficiente para los 7.19641966 metros cuadrados calculados.

La alimentación a la quebradora secundaria de cono 1650 Allis Challmers es de 212 t/h y es suficiente para la capacidad actual de 340 t/h.

La alimentación a la quebradora terciaria de cono 751 Allis Challmers es de 383.776384 t/h y es superior a la capacidad actual de 245 t/h.

La alimentación a la quebradora cuaternaria de cono 251 Allis challmers es de 147.02642 t/h y está por arriba de la capacidad actual de 145 t/h.

Las bandas 7 y 10 se tienen que sustituir por bandas nuevas de suficiente capacidad.

7.9.5. De la Propuesta No.4

El cálculo del área de cribado de la primer criba es igual a la propuesta No.1 por lo que es insuficiente para los 7.19641966 metros cuadrados calculados.

La alimentación a la quebradora secundaria de cono 1650 Allis Challmers es de 212 t/h y es suficiente para la capacidad actual de 340 t/h.

La alimentación a la quebradora terciaria de cono 751 Allis Challmers es de 150.31 t/h y es inferior a la capacidad actual de 245 t/h.

La alimentación a la quebradora cuaternaria de cono 251 Allis challmers es de 247.41696 t/h y está por arriba de la capacidad actual de 145 t/h.

El cálculo del área de cribado colocando una segunda criba de 1'' de tamaño de abertura es de 11.4434099 metros cuadrados.

El cálculo del área de cribado colocando una tercer criba de 5/8'' de tamaño de abertura es de 22.5213914 metros cuadrados.

Las bandas son de suficiente capacidad.

7.10. Selección de la Mejor Opción

Del resumen anterior se concluye que:

Del proceso de trituración actual

Se tienen que sustituir: la primer criba, las quebradoras secundaria, terciaria y cuaternaria, las cribas gemelas, las bandas 3 , 4 , 7 , 10 y las dos bandas de producto terminado.

De la propuesta No.1

Se tienen que sustituir: la primer criba, la quebradora cuaternaria y la banda No.7.

De la propuesta No.2

Se tienen que sustituir: la primer criba, la quebradora terciaria , la quebradora cuaternaria y la banda No. 7, sin considerar las cribas gemelas.

De la propuesta No.3

Se tienen que sustituir: la primer criba, la quebradora terciaria, la quebradora cuaternaria y las bandas 7 y 10, sin considerar las cribas gemelas.

De la propuesta No.4

Se tienen que sustituir: la primer criba y la quebradora cuaternaria, se tienen que adquirir: una segunda criba con área de cribado de 11.44 metros cuadrados y una tercer criba con área de cribado de 22.52 metros cuadrados.

Se puede observar que la propuesta No.1 es la mejor opción porque maneja la menor inversión en equipo para una producción de 320 t/h de producto terminado.

7.11. Selección del Equipo

Para seleccionar el equipo se consultaron los catálogos de fabricantes.

- 1.- Para la quebradora cuaternaria se propone la quebradora de cono Allis Chalmers modelo 384 de 500 H.P. puesto que maneja de 200 a 250 m³/h a ½" de abertura de salida.
- 2.- Para la primer criba se propone una criba de 78 ft² o de 8 m² de 15 H.P Allis Chalmers.
- 3.- Para sustituir la banda No.7 se selecciona una banda Good year de 30" de ancho con una distancia entre centros de poleas de 6.175 m, con poleas y motor.

7.11.1. Equipo Nuevo Propuesto

- 1.- Una quebradora de cono Allis Chalmers modelo 384 con capacidad de 200 a 250 m³/h a ½" de abertura de salida, de 500 H.P. y que tiene un costo de 354,517.00 dólares
- 2.- Una criba de 78 ft² o de 8 m² de 15 H.P. y que tiene un costo de 44,743.00 dólares
- 3.- Una banda Good year de 30" de ancho con una distancia entre centros de poleas de 6.175 m con poleas y motor teniendo un costo total de 12,813.00 dólares

La inversión total en el conjunto No.7 es de 412,073.00 dólares

8. PROCESO DE PRODUCCIÓN DE MEZCLA ASFÁLTICA

8.1. Introducción

Para producir la mezcla asfáltica las materias primas utilizadas son; Asfalto proveniente de las refineries de Tampico Tamaulipas y Salamanca Gto. y material pétreo basáltico explotado de la cantera localizada en el pueblo de Parres por la propia Planta de Asfalto y comprado a particulares.

Para el siguiente proceso del producto terminado o material triturado que proviene de los conjuntos de trituración de Parres que es acarreado con camiones de volteo, se cuenta con tres unidades productoras de mezclas asfálticas denominadas: Planta 5, Planta 6 y Planta 7, las cuales se describen a continuación:

8.2. Descripción del Proceso de la Planta 5

La capacidad nominal o de diseño de la planta 5 es de 272 t/h pero regularmente se trabaja a una capacidad de 150 t/h de producción de mezcla asfáltica.

La mezcla asfáltica consiste de material triturado y asfalto en una proporción de 93% y 7% respectivamente. El material triturado es suministrado de tolvas por medio de bandas transportadoras a un secador rotatorio con el propósito de que posteriormente se realice una perfecta adherencia entre el asfalto y el material cribado.

La piedra o material triturado llega con una humedad de 2% a 3% en condiciones normales de operación, por lo que se desprenden en promedio, alrededor de 475 kg/h de vapor de agua. La humedad se elimina calentando el material triturado de 120 a 140 grados centígrados con calor proveniente de los gases de combustión de un quemador que utiliza como combustible diesel consumiendo los gases de combustión fluyen con flujo a contracorriente con el material triturado consumiendo alrededor de 6 litros de diesel por tonelada producida de mezcla asfáltica

El material triturado seco, cae a un elevador de cangilones que a su vez lo deposita en una criba seleccionándose para su depósito en 5 tolvas diferentes, posteriormente se procede a pesar tanto el material cribado como el asfalto en una caja pesadora en una proporción material cribado-asfalto previamente establecida, enseguida se deja caer el material cribado y el asfalto a una mezcladora de paletas donde se produce la mezcla asfáltica, mezclándose durante un minuto (tiempo entre lote y lote).

El asfalto suministrado a la mezcladora de paletas, se calienta previamente a una temperatura de 120 a 140 grados centígrados por medio de un aceite térmico que remueve el calor de un pequeño calentador, haciéndose fluir por un serpentín que se encuentra dentro del depósito que contiene el asfalto. El asfalto calentado es bombeado a un compartimento donde es pesado y después adicionado a la mezcladora como ya se mencionó.

La mezcla asfáltica así producida es descargada al camión transportador o removida a silos de almacenamiento por medio de un transportador de cadenas para su posterior aprovechamiento.

8.3. Descripción del Proceso de la Planta 6

La capacidad nominal de la planta 6 es de 300 t/h pero se trabaja normalmente a una capacidad de 250 t/h y se consumen en promedio 4 litros de diesel por tonelada producida de mezcla asfáltica.

El material triturado se envía a tolvas de almacenamiento, por medio de un transportador de bandas es conducido a una banda transportadora pesadora y de ésta última al secador rotatorio.

El calor producido del horno por la combustión del diesel, es empleado para eliminar la humedad al material triturado. Los gases de combustión son introducidos en flujo paralelo con el material triturado en el secador rotatorio. La mezcla asfáltica contiene en promedio 93% y 7% de material triturado y asfalto respectivamente (proporción previamente establecida).

Los polvos y gases desprendidos durante el proceso de secado del material triturado son succionados por un extractor con una capacidad nominal de 100,000 metros cúbicos por hora y accionado por dos motores de 100 HP.

El asfalto se precalienta de 120 a 140 grados centígrados por medio de un aceite térmico que remueve el calor de un pequeño calentador haciéndose fluir por un serpentín que se encuentra dentro del depósito que contiene el asfalto. El asfalto precalentado se dosifica por medio de una bomba reguladora de flujo al material triturado, espreándose en el secador rotatorio. Con este sistema de fabricación continua de la mezcla asfáltica, se eliminan parte de los polvos desprendidos en el proceso de secado.

Esta planta no necesita unidad mezcladora ya que la mezcla asfáltica se realiza en el secador rotatorio. Posteriormente un transportador de rastras lo envía a tres silos de almacenamiento para finalmente ser descargada a los camiones transportadores.

8.4. Descripción del Proceso de la Planta 7

La capacidad nominal de la planta 7 es de 400 t/h pero normalmente se trabaja a una capacidad de 300 t/h.

El material triturado se envía de tolvas de almacenamiento por medio de un transportador de bandas a una banda transportadora pesadora la cual lo conduce al secador rotatorio que trabaja en flujo paralelo con los gases de combustión provenientes de un quemador que utiliza como combustible diesel desulfurado, consumiéndose en condiciones normales de operación alrededor de 5 litros de diesel por tonelada producida de mezcla asfáltica.

El porcentaje promedio de material triturado y asfalto que componen la mezcla asfáltica es de 93% y 7% respectivamente.

Los gases, polvos y vapores que se emiten durante el proceso de secado del material triturado en el secador rotatorio son succionados por un extractor de baja presión con capacidad nominal de 110000 metros cúbicos por hora y accionado por un motor de 200 HP.

El asfalto se precalienta a una temperatura de 120 a 140 grados centígrados con un aceite térmico el cual remueve el calor de un calentador y se hace fluir por un serpentín que se encuentra dentro del depósito que contiene el asfalto.

El asfalto calentado es suministrado por medio de una bomba medidora de flujo al secador rotatorio donde se dosifica al material triturado y a los polvos recirculados del colector de bolsas efectuándose de esta forma la mezcla asfáltica en forma continua siendo transportada por medio de un elevador de cangilones a tres silos de almacenamiento de donde finalmente se descarga a los camiones transportadores para su posterior aprovechamiento.

9. ANÁLISIS FINANCIERO

9.1. Introducción

El objetivo del análisis financiero es analizar la rentabilidad del proyecto, el análisis se hace en un determinado tiempo y de acuerdo a los resultados obtenidos se determina si el proyecto se lleva a cabo o se rechaza, si en el análisis financiero se tienen pérdidas el proyecto no será viable, si se tienen ganancias, éstas deben ser suficientes para que se recupere el capital invertido en un tiempo razonable y a partir de ahí las ganancias posteriores permitan el éxito y crecimiento de la empresa.

Hay factores que juegan un papel muy importante en la rentabilidad de un proyecto, algunos tienen la posibilidad de ser estimados controlados y planeados por la empresa tales como los egresos, las reservas de material suficiente para toda la vida programada del proyecto etc. Algunos como la cotización del producto, la inflación, el mercado cambiario, se salen fuera del alcance de la empresa y se rigen mas bien por las condiciones de mercado como la oferta y la demanda y sólo se basan en las tendencias que estas reflejan presentando siempre un factor de riesgo. En general todo redundando en lo que son los ingresos por la realización del producto terminado de la empresa contra los egresos, así que en la medida en que los egresos sean controlados siempre tendiendo a disminuirlos se tendrán mejores resultados.

9.2. Conceptos Bajo los Cuales se Regirá el Análisis Financiero

El análisis financiero se hará para los primeros 10 años de vida del proyecto y no se considerará la inflación en cuanto a los factores que se involucran en el análisis, debido a que este factor no se puede controlar, y aunque se incluyera, sólo se basaría en las tendencias actuales proporcionando resultados que probablemente no sean muy confiables. Como la Planta de Asfalto ha presentado pérdidas en sus estados financieros consideraremos el 100% del monto de la inversión para el proyecto como crédito bancario actual. Los estados financieros de la Planta de Asfalto se hacen en pesos mexicanos por lo que el análisis financiero se hará de la misma manera, el precio de los equipos por adquirir y que conforman el monto de la inversión está en moneda americana y se hará la conversión a pesos mexicanos con el valor de cambio actual.

9.3. Depreciación e Ingresos por Ventas

La depreciación puede definirse como la disminución en valor de un activo físico con el paso del tiempo, la mayor parte de los activos valen menos a medida que envejecen, los activos de nueva adquisición para la producción cuentan con la ventaja de incluir las últimas mejorías técnicas y de operar con menos posibilidades de avería o necesidad de reparaciones, excepto en el caso de un posible valor por concepto de antigüedad, el equipo de producción se vuelve cada vez menos valioso debido al desgaste. Esta disminución de valor se reconoce en las prácticas contables como un costo de la operación. En lugar de cargar la totalidad del precio de compra de un activo nuevo como gasto por una sola vez, este desembolso se distribuye durante la vida del activo y así aparece en los registros contables. Este concepto de amortización puede parecer estar en desacuerdo con el flujo real de efectivo en el caso de una transacción determinada, pero con vistas a todas las transacciones tomadas en forma colectiva, da una representación realista del consumo de capital en los estados de pérdidas y ganancias.

Existen varias razones por las cuales un activo puede disminuir su valor original. De esta manera aunque una máquina puede estar en perfecto estado mecánico puede valer considerablemente menos que cuando era nueva debido a los adelantos técnicos en el campo de la maquinaria. Sin tomar en cuenta la razón de la disminución del valor de un activo, la depreciación debe ser considerada en los estudios de ingeniería económica.

En la contabilidad financiera la depreciación constituye un costo imputado, los objetivos principales al cargar un costo de depreciación son: para recuperar el capital invertido en los activos de producción, para determinar en forma exacta los costos imputados de producción para los registros de costos y para incluir el costo de la depreciación en los gastos de operación para fines de impuestos.

Al realizar estudios de depreciación es conveniente visualizar un cargo por depreciación como constituido por una serie de pagos que se realizan a un fondo específico para la sustitución del activo de que se trate. Aún cuando esta idea es muy razonable en concepto rara vez se la sigue en la práctica industrial. Una cuenta en libros muestra el cargo anual correspondiente a la depreciación, este cargo se utiliza para fines de impuestos, pero aparece en las cuentas como "otros activos", tal como capital de trabajo.

Existen varios métodos de depreciación, el método de depreciación en línea recta es uno de ellos en la Planta de Asfalto se ha estado utilizando este método en sus análisis financieros por lo que es el que se utilizará en este estudio económico.

El método de depreciación en línea recta (LR) es uno de los más comúnmente utilizados, su nombre se deriva del hecho de que el valor en libros del activo disminuye linealmente con el tiempo porque cada año se tiene el mismo costo de depreciación, la depreciación anual se determina dividiendo el primer costo del activo menos su valor de salvamento por la vida útil del activo, en forma de ecuación:

$$D = \frac{P - VS}{N}$$

Donde:

- D = Depreciación anual del activo
- P = Primer costo del activo
- VS = Valor de salvamento
- N = Vida depreciable esperada del activo

La depreciación en este proyecto se calcula primero con el equipo nuevo adquirido en los cuales se hace la inversión, el método y porcentajes de depreciación se basan en los efectuados en la planta teniendo una depreciación en línea recta y un porcentaje de depreciación del 25 % para los equipos, a la depreciación del equipo nuevo se le sumará la depreciación anual que se tiene en la planta para obtener la depreciación total.

Los ingresos por ventas se basan en el precio que aparece en el último estado financiero de la planta y que es de 184.68 pesos por tonelada de mezcla asfáltica sin considerar la variación del mismo durante los años que se tienen para el análisis.

9.4. Costos de Producción

Los costos de producción se calcularon con base en los existentes en el estado financiero de la planta teniendo un aumento de costos proporcional por el aumento de producción como consecuencia de la optimación de los procesos de trituración de los conjuntos 5 y 7, como se ha visto el siguiente proceso del triturado basáltico de Parres es la producción de mezcla asfáltica siendo las tres plantas mezcladoras de Avenida Imán de suficiente capacidad para absorber el aumento de producción proyectado con lo cual no se requiere de inversión alguna posterior al proceso de trituración, este incremento de costos se hizo desde el proceso de trituración hasta la obtención de mezcla asfáltica, considerando los costos de mina sin variación alguna ya que para ello se necesita de otro proyecto, ver si se requiere de alguna inversión y calcular los costos para lograr el ritmo de producción proyectado.

Tabla No. 23

Equipo nuevo requerido	Cantidad	Precio en dólares	Precio en pesos
Conjunto de trituración No.5			
Quebradora secundaria de cono	1	250,224.00	2,502,243.00
Quebradora terciaria de cono	1	274,517.00	2,745,170.00
Criba vibratoria de 16 metros cuadrados	1	84,793.00	847,930.00
Banda de 3.11 metros largo de 36"	1	5,692.00	56,920.00
Banda de 22.769 metros largo de 30"	1	43,481.00	434,810.00
Conjunto de trituración No.7			
Quebradora cuaternaria de cono	1	354,517.00	3,545,170.00
Criba vibratoria de 8 metros cuadrados	1	44,743.00	447,430.00
Banda de 6.175 metros largo de 36"	1	12,813.00	128,130.00
Total de la inversión por equipo nuevo		1,070,780.00	10,707,800.00

Dólar igual a \$ 10

Monto de la Inversión

Tabla No. 24

Años

	Factor	Valor en	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007 a 2010
	25%	pesos							
	depreciación								
Conjunto No.5									
2a. quebradora	0.25	2,502,240.00	625,560.00	625,560.00	625,560.00	625,560.00			
3er quebradora	0.25	2,745,170.00	686,292.50	686,292.50	686,292.50	686,292.50			
Criba vibratoria	0.25	847,930.00	211,982.50	211,982.50	211,982.50	211,982.50			
Banda No.5	0.25	56,920.00	14,230.00	14,230.00	14,230.00	14,230.00			
Banda No.6	0.25	434,810.00	108,702.50	108,702.50	108,702.50	108,702.50			
Conjunto No.7									
4a. quebradora	0.25	3,545,170.00	886,292.50	886,292.50	886,292.50	886,292.50			
Criba vibratoria	0.25	447,430.00	111,857.50	111,857.50	111,857.50	111,857.50			
Banda No.7	0.25	128,130.00	32,032.50	32,032.50	32,032.50	32,032.50			
Total		10,707,800.00	2,676,950.00	2,676,950.00	2,676,950.00	2,676,950.00			
Depreciación en Planta de Asfalto			7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90
Depreciación total			10,554,906.90	10,554,906.90	10,554,906.90	10,554,906.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90

9.4.1. Tonelajes Anuales de Producción

Toneladas que se van a triturar al año en los conjuntos 5 y 7 de acuerdo al proyecto sabiendo que se trabaja de lunes a viernes y con 12 horas efectivas de trabajo por día.

	Conjunto No.5	Conjunto No 7
Producción (t/h)	200	320
Horas efectivas de trabajo por día	12	12
Días trabajados a la semana	5	5
Número de semanas por mes	4	4
Número de meses por año	12	12
Producción de triturado por año en t/h	576,000	921,600
Total de producción de triturado proyectada por año en los conjuntos 5y		t/año 1,497,600.00
Producción de triturado del conjunto No.1 de enero a diciembre de 1999		toneladas 103,716.77
Producción de triturado del conjunto No.3 de enero a diciembre de 1999		toneladas <u>291,899.76</u>
Producción proyectada de triturado por año en toda la Planta de Asfalto		t/año 1,893,216.53

Si el porcentaje de material triturado y asfalto que componen la mezcla asfáltica es de 93 % y 7 % respectivamente, entonces la producción total de mezcla asfáltica en toda la Planta de Asfalto será :

$$\frac{1,893,216.53}{0.93} \text{ es } = \text{ a } 2,035,716.70 \text{ t/año de mezcla asfáltica}$$

Por lo visto anteriormente, las plantas de mezclas asfálticas 5, 6 y 7 trabajan normalmente a una capacidad de 150 t/h, 250 t/h y 300 t/h respectivamente, lo que quiere decir que la capacidad total para la producción de mezcla asfáltica es de 700 t/h.

Capacidad de planta no. 5	150 t/h
Capacidad de planta no. 6	250 t/h
Capacidad de planta no. 7	<u>300 t/h</u>
Capacidad total	700 t/h

Actualmente estas plantas trabajan dos turnos de 8 horas diarias con lo cual la capacidad para la producción anual de mezcla asfáltica proyectada es suficiente

9.4.2 Obtención de Costos

Para la obtención de costos , se emplearán como base los costos y tonelajes de producción de 1999 que se tienen en la Planta de Asfalto, desde la trituración hasta la producción de mezcla asfáltica, de tal manera que se incrementarán estos costos , proporcionalmente al aumento de producción que se tiene de acuerdo al proyecto. Debido a que los estados financieros de la planta están en pesos , todos los costos se calcularán también en pesos, dichos costos sólo se incrementarán en los siguientes conceptos :

Conjunto de trituración No.5

9.4.2.1. Costos en Conjunto No 5

	Producción en 1999	Producción anual proyectada
Toneladas de triturado producidas	94,638.40	576,000.00

Costos en pesos

Indirectos de trituración	Costo en 1999	Costo anual proyecto	Incremento costo anual proyecto
Energía eléctrica	124,898.18	760,170.84	635,272.66
Combustibles	43,104.66	262,348.94	219,244.28
Lubricantes	51,944.84	316,153.15	264,208.31
Refacciones	602,289.47	3,665,729.08	3,063,439.61
Gastos en taller de torno	118,701.93	722,458.45	603,756.52
Gastos en taller de soldadura	434,843.94	2,646,601.27	2,211,757.33
Gastos en taller eléctrico	85,067.55	517,748.70	<u>432,681.15</u>
Total			7,430,359.85

9.4.2.2 Costos en Conjunto No. 7

Conjunto de trituración No 7

	Producción en 1999	Producción anual proyectada
Toneladas de triturado producidas	179,964.77	921,600.00

Costos en pesos

Indirectos de trituración	Costo en 1999	Costo anual proyecto	Incremento costo anual proyecto
Energía eléctrica	124,898.18	639,603.87	514,705.69
Combustibles	3,181.10	16,290.42	13,109.32
Lubricantes	63,023.44	322,743.18	259,719.74
Refacciones	598,420.49	3,064,512.70	2,466,092.21
Gastos en taller de torno	118,701.92	607,872.80	489,170.88
Gastos en taller de soldadura	434,843.94	2,226,836.81	1,791,992.87
Gastos en taller eléctrico	85,067.55	435,631.12	<u>350,563.57</u>
Total			5,885,354.29

9.4.2.3 Costos en Plantas de Mezclas Asfálticas

En plantas de mezclas asfálticas 5, 6 y 7

	Producción en 1999	Producción anual proyectada
Toneladas de mezclas asfálticas producidas	690,551 93	2,035,716.70

Costos en pesos

	Costo en 1999	Costo anual proyecto	Incremento costo anual proyecto
Asfalto	43,378,860.24	127,878,970.78	84,500,110.54
Energía eléctrica	779,766 54	2,298,717.44	1,518,950.90
Combustibles	18,285,548 26	53,904,991.48	35,619,443.22
Lubricantes	69,972 49	206,275.82	136,303.33
Refacciones	1,168,820.39	3,445,631 07	2,276,810.68
Acarreo de residuos	600,216 87	1,769,412.92	1,169,196.05
Gastos en taller de torno	712,211 61	2,099,568.48	1,387,356 87
Gastos tractores y trascavos	2,613,537.40	7,704,593.23	5,091,055 83
Gastos en taller de soldadura	3,188,855.64	9,400,606.08	6,211,750.44
Gastos en taller eléctrico	800,635.82	2,360,239.16	1,559,603.34
Tiempo adicional	493,515 89	987,031.78	493,515.89
Gastos servicio de comedor	99 889 04	129,855.75	29,966 71
Total			<u>139,994,063.79</u>

9.4 2.4. Costos en fletes

Fletes de Parres a Planta de Asfalto Imán

	Toneladas transportadas	Costo en pesos
Fletes con camiones particulares en 1999	261,563 00	5,289,245.00
Fletes con camiones particulares anualmente de acuerdo al proyecto	1,497,600 00	<u>30,283,997.78</u>
incremento anual del costo		24,994,752.78

Incremento Total de Costos por el Aumento de Producción	Incremento anual del costo en pesos
Costo de trituración No.5	7,430,359.85
Costo de trituración No.7	5,885,354.29
Costos 5, 6, y 7 de mezclas asfálticas	139,994,063.79
Costos de Parres a Planta de Asfalto Imán	<u>24,994,752.78</u>
	178,304,530.71
Costos Totales e Ingresos por Ventas de Acuerdo al Proyecto	
Costo total de producción anual de acuerdo al proyecto	
Costo de producción en la Planta de Asfalto en 1999	142,555,167.57
Incremento total anual del costo de acuerdo al proyecto	178,304,530.71
Costo total de producción en la Planta de Asfalto de acuerdo al proyecto	320,859,698.28
Costos adicionales en la Planta de Asfalto de enero a diciembre de 1999	
	en pesos
Costo de depreciación	7,877,956.90
Costos de administración	31,134,174.76
Costos financieros	1,772.61
Costo total anual por ventas para la producción proyectada	
Costo total anual proyectada de mezcla asfáltica en toneladas	2,035,716.70
Costo promedio por tonelada de mezcla asfáltica en 1999 en pesos	184.68
Costo total anual por ventas de acuerdo al proyecto en pesos	375,956,159.56

9.5. Gastos Financieros y Gastos de Administración

Los gastos financieros se calculan con base en el monto de la inversión considerándola como el principal, la institución de crédito consultada es Banca Serfin que cuenta con una tasa de crédito de 31% anual sobre el capital insoluto al final del periodo con periodos de pagos anual del principal al 10%.

Se considera que los gastos de administración no varían con el aumento de producción por lo tanto se consideran los que aparecen en el estado financiero anual último de la Planta.

9.6. Impuestos Sobre la Renta y Reparto de Utilidades

Las leyes tributarias relacionadas con el impuesto sobre la renta son el resultado de una legislación generada en un largo periodo de tiempo. Estas leyes se expresan por medio de un cierto número de normas y de reglas con las cuales se intenta acercarse a las condiciones reales del momento.

Los impuestos sobre la renta son establecidos por el gobierno federal y establecen cargas sobre las utilidades teniendo como resultado una disminución en su magnitud. Los impuestos constituyen desembolsos que deben sustraerse de otros asociados con ciertas realizaciones únicamente en la forma en la cual esté determinada su magnitud, entonces los impuestos sobre la renta constituyen simplemente, en relación con los estudios de ingeniería económica otra clase de gastos pero que requiere un tratamiento especial, los impuestos deben tenerse en cuenta paralelamente con otra clase de costos para llegar así a los frutos que vayan a percibir quienes respaldan una actividad.

Las leyes federales y estatales del ISR no sólo son detalladas e intrincadas, sino que pueden sufrir cambios con el tiempo. Durante los periodos de recesión e inflación hay una tendencia a modificar las leyes fiscales para mejorar el estado de la economía.

La transferencia de riqueza mediante el mecanismo impositivo es una preocupación importante de los gobiernos y el pago de estos impuestos, es una preocupación mayor de los que producen ingresos, tanto corporativos como individuales. En ingeniería económica hay varios tipos y el que está obligado a considerarse para este caso es el impuesto sobre la renta además del reparto de utilidades.

De acuerdo a las disposiciones gubernamentales se considerará el 10% para el reparto de utilidades y el 34% para el impuesto sobre la renta siendo estos porcentajes los vigentes actualmente.

9.7. Flujo de Efectivo

El flujo de efectivo es como el término lo implica, la suma de utilidades y de la depreciación generada por las operaciones, el ejecutivo financiero generalmente describe las consecuencias de una inversión en términos de su efecto sobre el flujo de efectivo de la compañía, por otro lado muchos administradores y la mayoría de los ingenieros describen la consecuencia de una inversión en términos de los "ahorros" que produce.

Principal	10,707,800 00
Tasa de interés de 31 % anual	0 31
Duración del préstamo : 10 años	10
Pago del principal al 10% anual	0 1
Pago de intereses al 10 % anual	0 1

Tabla No. 25

Año	Capital insoluto al final del periodo	Pago del principal 10%	Pago de intereses 31%	Pago total anual
2001	10,707,800 00			
2002	9,637,020 00	1,070,780 00	3,319,418 00	4,390,198 00
2003	8,566,240 00	1,070,780 00	2,987,476 20	4,058,256 20
2004	7,495,460 00	1,070,780 00	2,655,534 40	3,726,314 40
2005	6,424,680 00	1,070,780 00	2,323,592 60	3,394,372 60
2006	5,353,900 00	1,070,780 00	1,991,650 80	3,062,430 80
2007	4,283,120 00	1,070,780 00	1,659,709 00	2,730,489 00
2008	3,212,340 00	1,070,780 00	1,327,767 20	2,398,547 20
2009	2,141,560 00	1,070,780 00	995,825 40	2,066,605 40
2010	1,070,780 00	1,070,780 00	663,883 60	1,734,663 60
2011		1,070,780 00	331,941 80	1,402,721 80
Totales		10,707,800 00	18,256,799 00	28,964,599 00

9.8. Periodo de Pago

El periodo de recuperación se define como la longitud de tiempo requerida para recuperar el costo inicial de una inversión a partir de los flujos netos de caja producidos por ella para una tasa de interés igual a cero. El periodo de pago o recuperación se define como el valor de n que satisface la ecuación:

$$P = \sum_{t=1}^n F_t$$

Donde:

P = Costo inicial de la inversión

F_t = Flujo neto de caja en el periodo t

n = Periodo de pago o recuperación

Entre menor sea el tiempo de recuperación el proyecto es más atractivo, para este caso en el proyecto se invierten 10,707,800.00 pesos y como se puede observar en menos de un año el capital invertido está totalmente recuperado.

9.9. Tasa de Retorno

La tasa de retorno representa en términos económicos el porcentaje o la tasa de interés devengada sobre el saldo aún no recuperado de una inversión. El saldo aún pendiente de una inversión puede verse como la porción de la inversión inicial que está por recuperarse después que los pagos de intereses y los ingresos se han agregado y deducido respectivamente, hasta el momento sobre la escala de tiempo que se esté considerando.

La tasa interna de retorno (TIR) o tasa de retorno, como se le denomina frecuentemente, es un índice de rentabilidad ampliamente aceptado, se define como la tasa de interés que reduce a cero el valor presente de una serie de ingresos y desembolsos. La tasa de rendimiento de una propuesta de inversión es aquella tasa de de cuenta que satisface la siguiente ecuación:

$$TIR = i, \text{ tal que } -S_0 + \sum_{t=1}^n S_t / (1+i)^t = 0$$

Donde:

S_0 = Inversión inicial

S_t = Flujo neto de efectivo del periodo t

n = Años de vida de la propuesta de inversión

i = TIR

Otra definición se puede expresar como sigue: La tasa interna de rendimiento es una medida de rentabilidad bajo la cual los flujos de caja positivos (ingresos), en el presente, se igualan con los flujos de caja negativos (desembolsos).

El cálculo de la tasa de retorno requiere por lo general una solución de ensayo y error, como la solución de la tasa de retorno de un flujo de caja con una vida de n periodos es la solución de un polinomio de grado n , existen varios métodos matemáticos que convergen sistemáticamente hacia las raíces o valores de i que satisfacen esos polinomios, se desprende de lo dicho que el enfoque del ensayo y error no es el único método disponible para encontrar la tasa de retorno.

Con el fin de reducir el esfuerzo de cálculo requerido para determinar la tasa de retorno, se emplean con frecuencia sistemas que permiten encontrar el valor presente con la ayuda de computadores electrónicos. Como resultado de lo anterior, el esfuerzo de cálculo asociado con la tasa de retorno únicamente se vuelve significativo cuando son necesarios los cálculos manuales.

El valor presente, la cantidad anual equivalente y el valor futuro son todas funciones de una tasa de interés y debe conocerse en consecuencia un valor particular de i .

Para situaciones de inversión en las cuales el conocimiento sobre el futuro y sobre las tasas futuras de interés sea altamente incierto, la tasa de retorno puede constituir una forma aceptable y fácil para comparar la deseabilidad económica de alternativas de inversión.

Tabla No. 28

Años	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	
Ingresos por ventas	375956159.6	375956159.6	375956159.6	375956159.6	375956159.6	375956159.6	375956159.6	375956159.6	375956159.6	375956159.6	
Costos de operación	320859698.3	320859698.3	320859698.3	320859698.3	320859698.3	320859698.3	320859698.3	320859698.3	320859698.3	320859698.3	
Utilidad bruta	55096461.28	55096461.28	55096461.28	55096461.28	55096461.28	55096461.28	55096461.28	55096461.28	55096461.28	55096461.28	
Gastos de administración	31134174.76	31134174.76	31134174.76	31134174.76	31134174.76	31134174.76	31134174.76	31134174.76	31134174.76	31134174.76	
Gastos financieros	3,319,418.00	2,987,476.20	2,655,534.40	2,323,592.60	1,991,650.80	1,659,709.00	1,327,767.20	995,825.40	663,083.60	331,941.80	
Depreciación	10,554,906.90	10,554,906.90	10,554,906.90	10,554,906.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90	7,877,956.90	
Utilidad de operación	10077951.62	10419903.42	10751945.22	11083787.02	14092678.82	14424620.62	14756562.42	15088504.22	15420446.02	15752387.82	
I.S.R.34%	0.34	3429906.951	3542767.163	3655627.375	3768487.587	4791510.799	4904371.011	5017231.223	5130091.435	5242951.647	5355811.859
P.T.U.10%	0.1	1000796.182	1041990.342	1075184.522	1108378.702	1409267.882	1442462.062	1475656.242	1508850.422	1542044.602	1575238.782
Utilidad neta	5649258.507	5805145.915	6021033.323	6206920.731	7891900.139	8077787.547	8263674.955	8449562.353	8535449.771	8821337.179	
Depreciación	10554906.9	10554906.9	10554906.9	10554906.9	7877956.9	7877956.9	7877956.9	7877956.9	7877956.9	7877956.9	
Subtotal	16204165.41	16390062.82	16575940.22	16761827.63	15769857.04	15955744.45	16141631.85	16327519.26	16513406.67	16699294.08	
Pago de capital	1,070,780.00	1070780	1070780	1070780	1070780	1070780	1070780	1070780	1070780	1070780	
Flujo efectivo	15133385.41	15319272.82	15505160.22	15691047.63	14699077.04	14884964.45	15070851.86	15256739.26	15442626.67	15628514.08	
Inversión											
(10,707,800.00)	15133385.41	15319272.82	15505160.22	15691047.63	14699077.04	14884964.45	15070851.86	15256739.26	15442626.67	15628514.08	

Ventas, costos y gastos de admon, inflacion de 0 % .

Factor = 1

TIR 142%

Flujo de Efectivo

9.10. Factor de Viabilidad

El factor de viabilidad es otra de las herramientas que sirven para analizar que tan rentable es un proyecto de inversión, este factor nos da una idea rápida del comportamiento del proyecto, el factor de viabilidad considera lo siguiente:

Factor de viabilidad: Si el ingreso por tonelada del producto es igual o excede en el doble a los costos de operación por tonelada del producto, se puede decir que el proyecto tendrá éxito económico, es decir, se tiene que cumplir la siguiente ecuación:

$$FV = \frac{\text{Ingreso por tonelada}}{\text{Costo por tonelada}} = 2$$

>

Para el proyecto el factor de viabilidad es de 1.17, significa que el proyecto podría no ser exitoso por lo que se deberá poner especial atención en los factores de riesgo.

9.11. Análisis de Sensibilidad

En el análisis financiero de un determinado proyecto se puede llegar a la conclusión si el proyecto es viable o no, si la tasa de recuperación es lo suficientemente alta para que se tengan ganancias suficientes que justifiquen la inversión en el proyecto y se recupere la inversión en el menor tiempo posible el proyecto se llevará a cabo, de lo contrario el proyecto será inviable. Aún cuando el proyecto sea viable y presente perspectivas económicas excelentes se debe considerar que algunos factores que intervienen en el análisis económico podrían no ajustarse a lo previsto y que por lo tanto pueden ocasionar que los resultados obtenidos sean diferentes.

La variación de estos factores puede ocasionar que las ganancias en el proyecto sean mayores para tal caso se considera que el comportamiento de los factores es benéfico, el problema es cuando la variación trae como consecuencia una baja en las ganancias, para este caso se tendría un factor de riesgo porque la disminución en las utilidades puede ser lo suficientemente altas como para poner en peligro la viabilidad económica del proyecto.

El análisis de sensibilidad es un procedimiento que sirve para analizar los factores de riesgo que intervienen como datos en los modelos económicos, los factores se van cambiando para determinar su impacto en la rentabilidad del proyecto. El método proporciona una variedad de resultados bajo condiciones preestablecidas que permiten identificar los elementos sensibles que implican mayor impacto para la rentabilidad del proyecto y sobre los cuales se debe poner mayor atención y esfuerzo.

Existen varios factores de riesgo los cuales tienen mayor impacto económico en los proyectos de ingeniería, una de las variables que más afectan a los flujos de efectivo es el costo por tonelada. Esta variable puede ser afectada ya sea por el alza en el precio inesperado de los insumos y consumos excesivos de estos o por los índices de inflación.

Otra de las variables que pueden afectar la rentabilidad de un proyecto es la cotización del producto, esta variable ha ocasionado que muchas empresas mineras hayan tenido que cerrar sus operaciones debido a una inesperada baja en la cotización de su producto. La cotización del producto se rige por la oferta y la demanda por lo que este factor no puede ser controlado por la empresa.

La inversión que se realiza en el proyecto o las inversiones que se pretenden realizar a futuro es otra de las variables que afectan de manera importante la rentabilidad, si la inversión es muy grande se pueden tener muchos años para recuperarla y puede ocasionar que la tasa de recuperación del proyecto sea lo suficientemente baja como para hacerlo inviable.

La producción es otro de los factores importantes a considerar en el análisis económico de un proyecto, este factor está relacionado con los ingresos por ventas del producto ya que a mayor o menor producción se tendrá el aumento o *disminución respectivo en los ingresos por ventas.*

En este proyecto se considera la inversión, los costos y los ingresos por ventas como factores a variar en el análisis de sensibilidad, si se *varia la producción o la cotización del producto*, los ingresos por la realización de este también van a variar por lo que se variarán los ingresos por venta del producto para cubrir estos factores. Los porcentajes a variar son 10%, 20%, y 30% tanto en aumento como disminución de los factores.

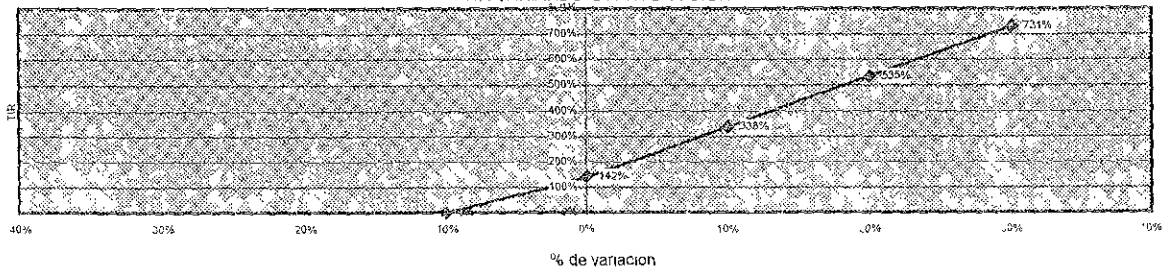
Comportamiento de la TIR con respecto a la variación de los costos de producción, costos de inversión y de ingresos por ventas

Tabla No. 27

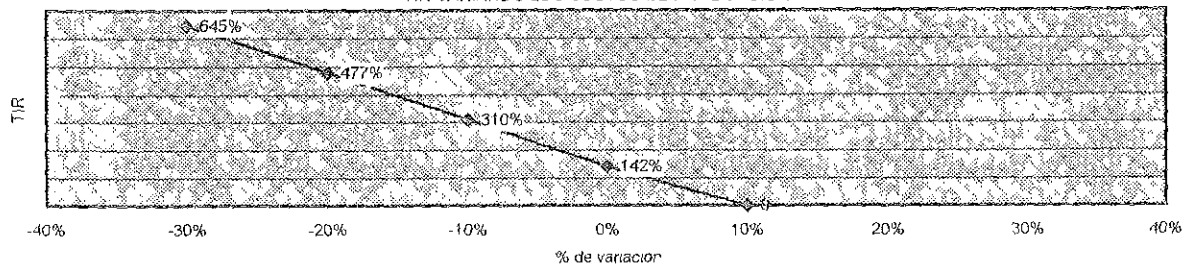
				Cantidad	Factor de variación		
Ingresos por ventas	375956159.6			375956159.6	1		
Costos de producción	320859698.3			320859698.3	1		
Costos de inversión	(10,707,800.00)			(10,707,800.00)	1		
				tasa	142%		
Factor del porcentaje de variación	0.7	0.8	0.9	1	1.1	1.2	1.3
Porcentaje de variación	-30%	-20%	-10%	0%	10%	20%	30%
TIR variando los ingresos por ventas (producción)			← pérdidas	142%	338%	535%	731%
Porcentaje de variación	-30%	-20%	-10%	0%	10%	20%	30%
TIR variando los costos de producción	645%	477%	310%	142%	pérdidas	→	
Porcentaje de variación	-30%	-20%	-10%	0%	10%	20%	30%
TIR variando los costos de inversión	203%	178%	158%	142%	129%	119%	109%

Análisis de Sensibilidad

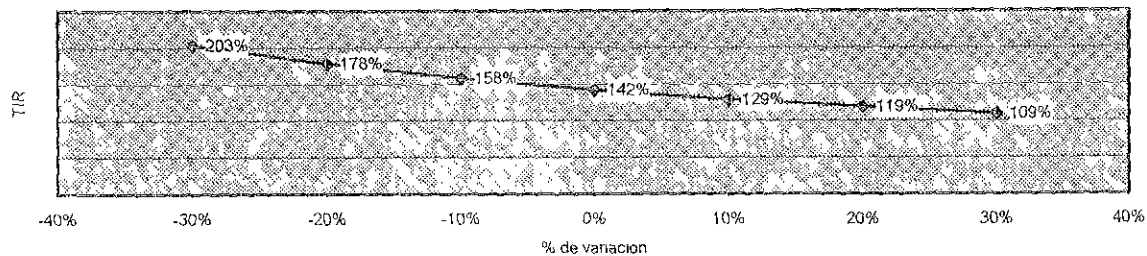
TIR VARIANDO LA PRODUCCION



TIR VARIANDO LOS COSTOS DE PRODUCCION



TIR VARIANDO LA INVERSION



10. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

10.1. Conclusiones

10.1.1. Problemáticas de la trituración en los conjuntos 5 y 7

El problema más prioritario en los conjuntos de trituración 5 y 7 de Parres es la saturación de material ya que la producción mínima de estos conjuntos debería ser de 200 t/h para el conjunto 5 y 320 t/h para el conjunto 7. De esta producción actualmente se tiene menos de la mitad como consecuencia de la saturación de material de varios equipos en la parte intermedia de ambos procesos, debido a la falta de refacciones y piezas de desgaste la producción ha sido aún menor.

La Planta de Asfalto cuenta con capacidad suficiente en sus 3 plantas productoras de mezclas asfálticas para absorber la producción de triturado basáltico con un proceso eficiente y producción mínima de 200 t/h y 320 t/h para los conjuntos 5 y 7 respectivamente, ocupando esta producción el 75.73% de la capacidad total de la planta lo cual tiene un rango de seguridad aceptable. La mezcla asfáltica es utilizada principalmente en la pavimentación de calles y avenidas en el D.F. y es vendida a dependencias de gobierno y a particulares. Debido al crecimiento demográfico de los últimos años en la Ciudad de México ha habido una creciente necesidad de mezcla asfáltica para este uso, por lo que la producción mencionada tendrá un amplio mercado. Por otra parte la Planta de Asfalto ha presentado graves pérdidas en sus análisis financieros por altos costos y baja producción, deduciendo de esto que el aumento de producción mencionado será benéfico.

El otro problema ha sido la escasez o exceso de finos que perjudican el comportamiento de la curva granulométrica ocasionando que el triturado basáltico sea inaceptable para la elaboración de mezcla asfáltica y de mala calidad, teniendo la Planta que hacer el gasto respectivo en material de tamaño adecuado para remediarlo. Debido a que este problema no sólo depende del proceso de trituración sino que también depende del comportamiento de los bancos de material de la mina, el proyecto se hizo sólo para solucionar el problema de la saturación de material en los conjuntos de trituración 5 y 7.

10.1.2. Análisis de los Cálculos Efectuados

El proyecto consistió en hacer un análisis del proceso de trituración actual para después tener las propuestas de optimización.

10.1.2.1. En el Conjunto No. 5

De los cálculos efectuados en el conjunto 5, la propuesta de optimización No.1 es la mejor opción ya que presenta mayores beneficios y la menor inversión para obtener las 200 t/h de producto terminado porque sólo se tienen que adquirir como equipo nuevo de suficiente capacidad: la segunda y tercer quebradora, la segunda criba y las bandas 5 y 6, además se tiene la ventaja de que la alimentación a la segunda quebradora es 9 t/h menos sin sobrecargarse, el área de cribado para la segunda criba es menor y la alimentación a la tercer quebradora es mayor sólo en 4.26 t/h en comparación con el análisis del proceso de trituración actual. En esta propuesta no se hacen modificaciones importantes al diagrama de flujo y para los cálculos sólo se propuso cambiar la malla de 5/8" de abertura de la primer criba por una sola malla de 1" de abertura para no sobrecargar a la segunda quebradora.

10.1.2.2. En el Conjunto No. 7

En el conjunto No.7 se hizo el análisis del proceso de trituración actual y después se tienen 4 propuestas de optimización.

En este proceso se juntan en una sola banda las descargas de la segunda, tercer y cuarta quebradoras en donde van incluidas las dos cargas circulantes del proceso (medios y gruesos). Toda esta carga de material de tamaño muy heterogeneo alimenta a las cribas gemelas, por lo tanto el cálculo del área de cribado de las cribas gemelas y las cargas circulantes se hace complejo.

Para analizar el comportamiento de las cargas circulantes en las cribas gemelas sólo podemos variar el tamaño de abertura de las mallas superiores desde 5/8" a 1 1/2" porque si variamos la abertura de la malla inferior afectaría los límites de tamaños en la curva granulométrica del producto terminado. La abertura de las mallas superiores sólo podemos variarla hasta 1 1/2" porque este es el tamaño máximo de alimentación a la tercer quebradora.

En el proceso de trituración actual la descarga de la primer quebradora de quijada es de 450 t/h que viene siendo la alimentación al proceso.

El resultado de los cálculos indica que se tienen que sustituir una gran cantidad de equipos además de que eficientando el proceso para esa producción podría sobrepasar la capacidad de producción total de mezcla asfáltica de la planta.

Después se tienen 4 propuestas de optimización en las que se propone cerrar a 4" la abertura de salida de la quebradora primaria de quijada para tener una alimentación al proceso de 320 t/h. También se propone que la malla de 5/8" de abertura de la primer criba se cambie por una sola malla de 2" para no sobrecargar a la quebradora secundaria y que esta tenga una abertura fija de salida de 2".

En la propuesta No.1 no se varía la abertura de las mallas superiores de las cribas gemelas y se dejan como actualmente están funcionando. las mallas superiores tienen una abertura de 1 1/2" y las mallas inferiores de 5/8", con base en esto se analizan las cargas circulantes.

En la propuesta No.2 se varía a 1 1/4" la abertura de las mallas superiores para analizar el comportamiento de las cargas circulantes.

En la propuesta No.3 se varía a 1" la abertura de las mallas superiores para analizar el comportamiento de las cargas circulantes.

En la propuesta No.4 se modifica el diagrama de flujo de tal manera que sólo haya una carga circulante al final del proceso de manera similar al conjunto 5.

Se tiene que la propuesta de optimización No.1 es la mejor opción ya que es en la que se logra la menor inversión para obtener la producción de 320 t/h de triturado basáltico y sólo se tienen que sustituir por equipo nuevo de suficiente capacidad, la primer criba, la quebradora cuaternaria y la banda No.7.

10.1.3. Análisis Financiero

El análisis financiero se hizo por 10 años, se considera el 100% del monto de la inversión como crédito bancario, los estados financieros de la planta se hacen en pesos mexicanos, así mismo el análisis financiero se hizo de la misma manera. El precio de los equipos está en moneda americana y se hizo la conversión a pesos mexicanos con el valor de cambio actual. La depreciación se calcula sumando a la depreciación actual de la planta la depreciación del equipo nuevo producto del monto de la inversión teniendo una depreciación en línea recta y un 25% de depreciación para los equipos según el estado financiero más actual de la planta. Los costos se calcularon con base en los ya existentes teniendo un aumento de costos proporcional al aumento de producción, estos costos se calcularon desde el proceso de trituración hasta la producción de mezcla asfáltica sin considerar el aumento de costos en mina ya que para ello se tendría que hacer el estudio respectivo y la probable inversión para el ritmo de producción proyectado.

Se obtuvo una tasa interna de retorno (TIR) de (142%) lo que indica que el proyecto es viable.

Al hacer el análisis de sensibilidad se observa que el proyecto es muy vulnerable al aumentar los costos o disminuir la producción por lo que se deberá poner especial atención en estos aspectos. Con solo aumentar los costos o disminuir la producción en un 10% el proyecto presenta pérdidas.

En el aspecto de la inversión el proyecto cuenta con un amplio rango de seguridad ya que al aumentar la inversión hasta un 30% o 40% el proyecto sigue siendo viable.

El proyecto sólo considera desde el proceso de trituración en Parres hasta la producción de mezcla asfáltica, esto implica que se tendrá que hacer un estudio en mina para lograr el ritmo de producción necesario y probablemente también se tenga que hacer la inversión respectiva.

Actualmente se hizo un estudio de reservas al Noreste de la zona actual de explotación y sólo comprende una parte del área total del predio abarcando sólo 50 m de profundidad, en esta parte se tienen reservas para 13 años con el ritmo de producción proyectado, siendo obvio que se contará con suficientes reservas considerando el área total para los años siguientes.

Se concluye que el proyecto es viable siempre y cuando se ponga especial cuidado en la producción y los costos. El hecho de que exista un rango de seguridad amplio en cuanto a la inversión es bueno porque esto podría mantener la viabilidad si se tuviera que hacer alguna inversión en mina. En general las perspectivas son favorables porque para no hacer tan vulnerable el proyecto a los costos y producción se puede estudiar la manera de disminuirlos y seguir aumentando la producción a futuro.

BIBLIOGRAFÍA

- Bruce A. Kennedy
Pt. Peisart. Surface Mining 2nd edition , Management Services Jakarta
Indones a . Published by Society for Mining Metallurgy
And Exploration , Inc. Littleton , Colorado . 1990.
- William Hustrulid
Mark Kuchta. *Open Pit Mine Planning and Design Volume 1 . Colorado
School of Mines Golden Colorado. USA and LKAB , Kiruna
Sweden. A.A. Balkema /Rotterdam / Brookfield / 1995.*
- Leland T. Blank , P.E.
Anthony J. Tarquin , P.E. Ingeniería Económica Tercera Edición . Mc Graw – Hill
Interamericana , S.A. Traducido de la Tercera Edición en
Inglés de Engineering Economy. Enero de 1992.
- Henry E. Riggs. Contabilidad . Traducido de la Primera Edición en inglés
De Accounting : A. Survey , Copyright by Mc Graw – Hill
Book Co., U.S.A. Julio de 1983.
- Donald G. Newnan. Análisis Económico en Ingeniería Traducido de la
Segunda edición en inglés de Engineering Economic
Analysis . Copyright 1983 , by Mc Graw – Hill Inc. , U.S A.
- Telsmith , Inc. Telsmith Hand Book. Eighth Edition First Printing by
Telsmith Inc. 532 E. Capitol Drive , P. O. Box 723
Milwaukee , WI 53201. Printed in U.S.A.
- Fábrica de Aco Paulista S.A. Manual de Britagem .
Prefacio de la Tercera Edición. 1982.
- Ingeniero Pedro Luis Benitez
Esparza. Técnicas Modernas en la Producción de Agregados
Pétreos . Fundación para la Enseñanza de la Construcción
A. C.
- Geotecnia S. C. Estudio Geotécnico Para la Evaluación del Banco de
Explotación en la Planta de Productos Triturados
Basálticos Parres . Septiembre de 1999.

ANEXO

SECCIÓN A

CAPACIDADES DE PRODUCCIÓN, CURVAS GRANULOMÉTRICAS Y PORCENTAJES DE DESCARGA DE LAS QUEBRADORAS TELSMITH

SCREEN ANALYSIS OF PRODUCT FROM TELSMITH JAW CRUSHER (OPEN CIRCUIT)

Product
Size

Closed Side Setting of Crusher

	3/4"	1"	1 1/2"	2"	2 1/2"	3"	3 1/2"	4"	5"	6"	7"	8"	10"	12"	14"	16"
+21																0
-21+20															0	2
-20+18															2	7
-18+16														0	6	7
-16+14														7	7	10
-14+13													0	4	6	5
-13+12													5	4	6	5
-12+11												0	5	7	7	7
-11+10											0	3	5	8	6	6
-10+9										0	2	6	7	7	7	7
-9+8										2	7	6	8	7	7	5
-8+7									0	7	10	9	10	7	6	7
-7+6								0	8	10	10	11	10	9	7	5
-6+5						0	0	5	12	12	11	14	10	9	7	6
-5+4						4	11	13	14	14	14	12	10	9	7	5
-4+3 1/2					0		7	9	8	8	7	6	5	2	2	2
-3 1/2+3				0	7	7	10	11	9	8	7	6	5	3	2	2
-3+2 1/2			0	5	12	13	12	10	10	8	6	5	3	3	3	2
-2 1/2+2			3	15	16	14	13	11	11	8	6	5	3	3	2	2
-2+1 1/2	0	0	17	17	17	16	14	13	7	6	5	5	4	2	3	2
-1 1/2+1	2	19	26	20	19	15	11	10	7	6	5	5	3	3	2	2
-1+3/4	18	20	16	13	7	6	6	4	3	2	3	2	2	2	1	1
-3/4+1/2	20	20	13	11	8	6	5	4	4	3	2	2	2	2	2	1
-1/2+1/4	40	25	13	11	7	6	4	4	4	3	3	1	1	1	1	1
-1/4+4m	5	4	3	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
-4m+8m	7	5	4	2	3	4	2	2	1	1	1	1	1			
-8m+0	8	7	5	5	3	1	4	3	1	1						
Total %	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

**SCREEN ANALYSIS OF PRODUCT FROM
48S, 489S AND 48FC TELSMITH GYRASPHERE AT VARIOUS DISCHARGE
OPENINGS. OPENING MEASURED ON CLOSED SIDE.**

Product Size	Closed Side Setting of Crusher											Product Size																			
	3/8	1/2"	5/8"	3/4"	7/8"	1"	1 1/4"	1 1/2"	1 3/4"	2"	2 1/2"																				
+4												0	8	+4																	
-4+3 1/2												1	4	-4+3 1/2																	
-3 1/2+3												0	9	12	-3 1/2+3																
-3+2 1/2												0	6	13	16	-3+2 1/2															
-2 1/2+2												0	13	26	21	16	-2 1/2+2														
-2+1 3/4												0	7	16	14	12	8	-2+1 3/4													
-1 3/4+1 1/2												0	2	18	18	13	9	8	-1 3/4+1 1/2												
-1 1/2+1 1/4+																			0	7	6	-1 1/2+1 1/4+									
-1 1/4+1																			0	2	17	20	13	9	7	6	-1 1/4+1				
-1+7/8																			0	2	15	20	23	13	8	5	3	3	2	-1+7/8	
-7/8+3/4																			0	6	10	12	8	5	3	3	3	2	2	-7/8+3/4	
-3/4+5/8																			0	6	10	12	8	5	3	3	3	2	2	-3/4+5/8	
-5/8+9/16																			0	8	12	13	9	6	4	3	3	3	2	2	-5/8+9/16
-9/16+1/2																			5	6	7	5	5	4	2	1	1	1	1	1	-9/16+1/2
-1/2+7/16																			5	7	7	5	3	3	2	2	1	1	1	1	-1/2+7/16
-7/16+3/8																			5	8	6	5	4	3	3	2	2	2	2	1	-7/16+3/8
-3/8+5/16																			8	9	7	5	4	3	2	2	1	1	1	1	-3/8+5/16
-5/16+1/4																			10	9	8	4	4	4	2	1	2	1	1	1	-5/16+1/4
-1/4+3/16																			13	9	6	5	3	3	2	2	2	2	1	1	-1/4+3/16
-3/16+8m																			13	10	7	5	5	3	3	3	2	1	1	1	-3/16+8m
-8m+16m																			20	15	10	7	7	6	5	5	3	2	2	2	-8m+16m
-16m+30m																			10	6	6	4	4	4	3	1	1	1	1	1	-16m+30m
-30m+50m																			4	4	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1	-30m+50m
-50m+100m																			2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	-50m+100m
-100m+200m																			1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	-100m+200m
-200m+0																			1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	-200m+0
Total %	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100		

1300 GYRASPHERE CRUSHERS

Model	TYPE OF BOWL	FEED OPENING		DISCH. OPEN.		¼"	⅜"	½"	⅝"	¾"	7/8"	1"	1¼"	1½"	1¾"	2"	2¼"	2½"	
		OPEN	CLOSED	MAX	MIN														
SX	Coarse	10 7/8"	1"	2 ¼"	1"						215	245	290	335	380	425			
SX	Medium	9 ½"	8 ½"	2 5/8"	7/8"						215	245	290	335	380	425			
S	Extra Coarse	8 3/8"	7 ¼"	2 ½"	¾"			125	155	185	215	245	290	335	380	425			
S	Coarse	7 3/8"	6"	2 ½"	5/8"			125	155	185	215	245	290	335	380	425			
S	Medium	6"	4 ¾"	2 ½"	½"			125	155	185	215	245	290	335	380	425			
FC	Coarse	4 5/8"	3 ½"	2 ¼"	5/16"	85	115	145	175	205	235								
FC	Medium	3 5/8"	2 ¼"	2 1/8"	¼"	85	115	145	175	205	235								
FC	Fine	2 5/8"	1"	2 1/8"	3/16"	85	115	145	175	205	235								

Note 1 --- To secure the capacities specified, all feed to crushers be smaller than the feed opening of the crusher in at least one dimension.
 Note 2 --- The horsepower required varies with the size of product being made, the capacity and the toughness of the rock or ore. Note 3 --- The capacities given are in tons of 2,000 lbs. and are based on crushing limestone weighing loose about 2,600 lbs. per cubic yard and having a specific gravity of 2.6. Wet sticky feeds will tend to reduce crusher capacities. Note 4 --- No crusher, when set an any given discharge opening, will make a product all of wich will pass a screen opening of the same dimensions as the given discharge opening. The amount of oversize will vary with the character of the rock. The discharge opening of the gyrasphere crushers is measured on the closed side. For close settings all undersize material should be removed from the feed so as to eliminate packing and excessive wear. Note 5 --- Where no rating is specified in the capacity table for any certain discharge opening, the crusher cannot be operate economically at that opening. For a product finer than the minimum setting, consult the factory. Note 6 --- Capacities for S Style are open circuit --- one pass thru of the crusher. Capacities for FC Style are in closed circuit and indicate the amount of product smaller than the discharge setting --- assuming normal screen efficiency.

SCREEN ANALYSIS OF PRODUCT FROM 1300 , 1300 SX AND 1300 FC TELSMITH GYRASPHERE AT VARIOUS DISCHARGE OPENINGS . OPENING MEASURED ON CLOSED SIDE

Closed side setting of crusher

Product size	3/8"	1/2"	5/8"	3/4"	7/8"	1"	1 1/4"	1 1/2"	1 3/4"	2"
-3+ 2 3/4									0	7
-2 3/4+ 2 1/2									1	10
-2 1/2+ 2 1/4								0	8	10
-2 1/4+ 2								4	12	11
-2 + 1 3/4							0	13	15	10
-1 3/4+ 1 1/2						0	13	17	13	9
-1 1/2+ 1 1/4				0	1	9	18	13	10	8
-1 1/4 + 1			0	6	15	19	18	13	9	8
-1 + 7/8			2	8	10	10	7	5	4	3
- 7/8 + 3/4		0	8	10	11	11	7	6	4	3
- 3/4 + 5/8		5	12	11	11	9	6	4	3	3
-5/8 + 9/16	0	6	6	7	6	4	3	2	2	2
9/16 + 1/2	2	7	7	6	5	4	2	3	2	2
-1/2 + 7/16	4	6	7	6	6	4	3	2	2	1
-7/16 + 3/8	6	9	8	7	5	5	3	2	2	1
-3/8 + 5/16	7	9	9	8	5	4	3	3	2	2
-5/16 + 1/4	11	13	8	6	5	4	3	2	2	2
-1/4 + 4m	13	10	7	6	5	4	4	2	2	2
-4m + 8m	26	17	13	9	7	6	5	4	3	2
-8m + 16m	16	9	6	4	3	4	3	3	2	2
-16m + 30m	7	4	2	2	2	1	1	1	1	1
-30m + 50m	3	2	2	1	1	1	1	1	1	1
-50m + 100m	2	1	1	1	1	1	-	-	-	-
-100m + 200	2	1	1	1	1	-	-	-	-	-
-200m + 0	1	1	1	1	-	-	-	-	-	-
Totals %	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

NOTES

- 1 Screen analysis is based on curves shown on page 38
- 2 For recommended minimum and maximum discharge openings and feed capacities see page 32
- 3 Capacities of style (S) and (SX) gyraspheres are based on open circuit crushing (one pass through the crusher)
- 4 Capacity of style (FC) gyraspheres is based on closed circuit crushing (percentages above heavy line represent circulating load)

ANEXO

SECCIÓN B

**CURVAS GRANULOMÉTRICAS Y CAPACIDADES DE PRODUCCIÓN DE LAS
QUEBRADORAS AL LÍMITE CHALLMERS**

R-24

GIRATÓRIOS PRIMÁRIOS - CAPACIDADES DE PRODUÇÃO

MÁQUINA	RPM	RPM DO EIXO	DÍSCOS	EXCÊNTRICO	CAPACIDADE DE PRODUÇÃO EM CIMENTO ABRITO (T/24h)												
					AMIEIRA DE SAÍDA (APA)												
					4 1/2"	5"	5 1/2"	6"	6 1/2"	7"	7 1/2"	8"	8 1/2"	9"			
4285	150	514	400	1 1/2"	495	560	630	705	815	930							
5474	135	514	500	1 5/8"			1015	1170	1380	1570	1850	2150					
6089	125	453	600	1 13/16"				1400	1590	1800	2040	2350	2700				

GIRATÓRIOS SECUNDÁRIOS - CAPACIDADES DE PRODUÇÃO

MÁQUINA	RPM	RPM DO EIXO	DÍSCOS	EXCÊNTRICO	CAPACIDADE DE PRODUÇÃO EM CIMENTO ABRITO (T/24h)			
					AMIEIRA DE SAÍDA (APA)			
					2"	2 1/2"	3"	3 1/2"
1736	285	925	100-125	1"	115	141	170	
1850	225	764	150-200	1 1/4"	200	225	250	270
2060	260	870	250-300	1 1/4"		295	320	380

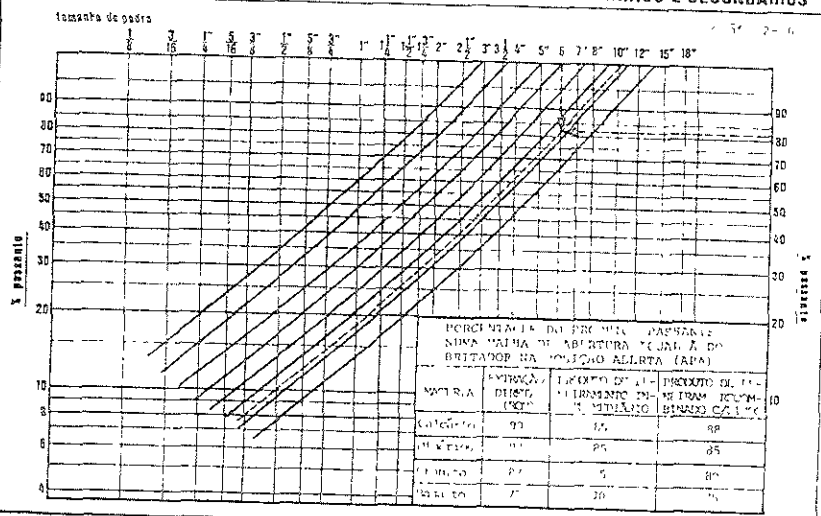
As capacidades indicadas são baseadas na operação com material de alimentação tipo 1 (cascalho) com baixa percentagem de finos.
O gráfico 2-06 da pág. 2-31 mostra a limitação do tamanho máximo de alimentação para os giratórios secundários.

BRITADORES GIRATÓRIOS



R-25

CURVAS GRANULOMÉTRICAS - BRITADORES GIRATÓRIOS PRIMÁRIOS E SECUNDÁRIOS



BRITADORES GIRATÓRIOS



BRITADORES GIRATORIOS

USO DA CURVA GRANULOMÉTRICA

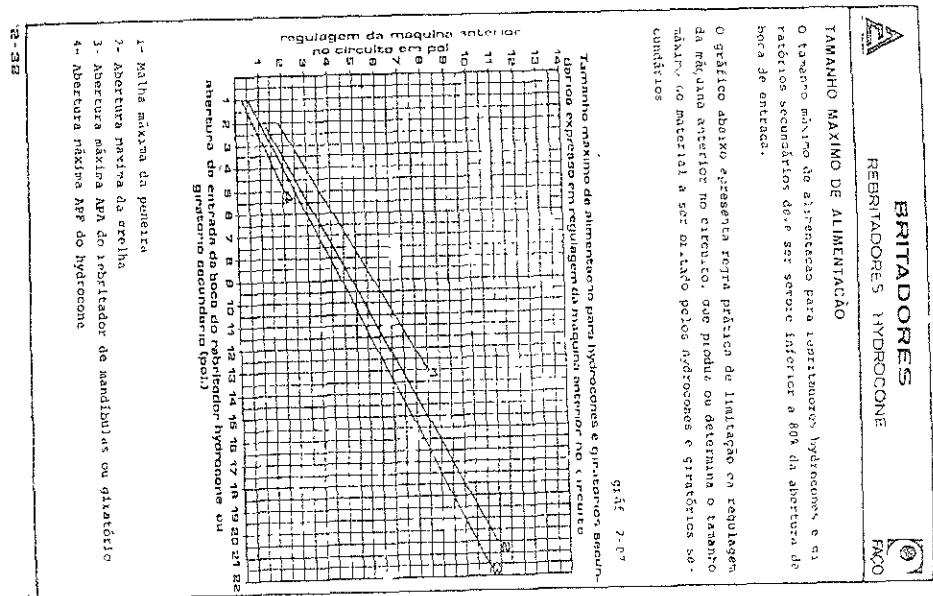
MATERIAL	MATERIAL DE ALIMENTAÇÃO		
	EXTRACAO DIRETA (ROM)	PRODUTO DE PENEIRAMENTO INTERMEDIARIO	PROD. DE PENEIRAMENTO RECOMBINADO COM FINOS
Calcário	90	85	88
Minérios	90	85	85
Granito	82	75	80
Basalto	75	70	75

Exemplo: britador trabalhando com granito (extração direta), com abertura de saída de 6" na posição aberta.

A tabela 2-12 indica que 82% do produto passa na malha 6". Na folha de curvas granulométricas determina-se o ponto de intersecção do par de valores acima. Deste ponto traça-se uma linha paralela a curva mais próxima.

Esta curva indicará a seguinte distribuição:


ABERTURA DE MALHA	% PASSANTE APROXIMADA
8"	94
6"	82
4"	62
2"	33
1"	18
1/2"	10



CAPACIDADES DE PRODUÇÃO - CIRCUITO ABERTO

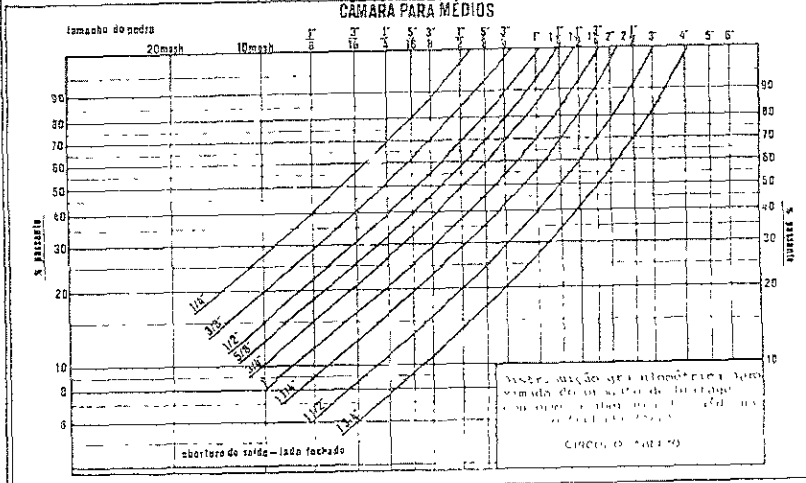
SEQUÊNCIA	CARGA	TAM. DE MÓDULO (POL.)	TAM. DE MÓDULO (MM)	CAPACIDADE DE PRODUÇÃO (T/H)												
				3/4"	1,2"	5/8"	3/4"	2 1/2"	3"	3 1/2"	4"	4 1/2"	5"			
4 36	médios	4"	75-125	47-57	45-61	51-68	56-76	62-84	65-88	73-91	79-107	81-113				
5 1/2 36	grossos	5 1/2"	75-125		48-65	56-76	62-84	68-92	73-91	79-107	88-117	107-141				
7 36	grossos	7"	75-125													
3 1/2 51	finos	3 1/2"	225-300	65-92	70-95	77-99	79-107	87-111	97-127	106-130	127-161					
5 51	finos	5"	225-300		73-107	82-109	88-119	1-121	125-167	137-179	156-201					
7 51	médios	7"	225-300			108-141	113-160	128-171	140-184	159-204	177-229					
10 51	grossos	10"	225-300				127-155	140-171	153-191	171-214	189-240					
4 60	finos	4"	225-300	89-119	94-127	99-133	105-142	111-150	116-153							
7 60	médios	7"	225-300			156-210	165-223	170-230	175-236	181-252	189-259					
12 60	grossos	12"	225-300						196-260	211-306	228-344	246-361	264-381	282-401	301-421	
15 60	grossos	15"	225-300													
5 84	finos	5"	300-500	227-306	250-338	267-360	292-394	304-410	318-421	323-436	361-479	397-520				
7 84	médios	7"	300-500		267-360	295-393	304-410	312-421	323-436	361-479	425-577	482-650				
10 84	médios	10"	300-500				326-441	335-479	363-517	425-577	511-696	626-812				
13 84	médios	13"	300-500					350-495	363-517	451-614	511-696	626-812				
17 84	grossos	17"	300-500													


Obs. - As capacidades de produção são valores médios, podendo variar com o tipo de material, grau de umidade, aderência e granulometria da carga.

BRITADORES
 REBRITADORES HYDROCONE


CURVAS GRANULOMÉTRICAS - HYDROCONES
CÂMARA PARA MÉDIOS

análg. 2-07



BRITADORES
 REBRITADORES HYDROCONE




BRITADORES
REBRITADORES HYDROFINE



CAPACIDADES DE PRODUÇÃO

MODELO	POTÊNCIA HP	VELOCIDADE VENTILADOR (RPM)	TANQUE DE ALIMENTAÇÃO (L)	CAPACIDADE DE PRODUÇÃO (kg/h)				
				1/2" - 0	3/8" - 0	1/4" - 0	3/16" - 0	1/8" - 0
2 36	125	10	70 - 60	62 - 56	35 - 40	24 - 32	18 - 24	15 - 20
2 51	200	15	100 - 140	76 - 98	60 - 84	45 - 56	30 - 42	25 - 30
3 60	300	25	100 - 230	125 - 160	110 - 140	72 - 92	55 - 60	-
3 84	500	40	280 - 360	200 - 240	170 - 215	112 - 140	-	-

NOTA: Os modelos 2 36 e 2 51 podem ser fornecidos com o tipo de britador comum ou com o tipo de britador hidrofino.

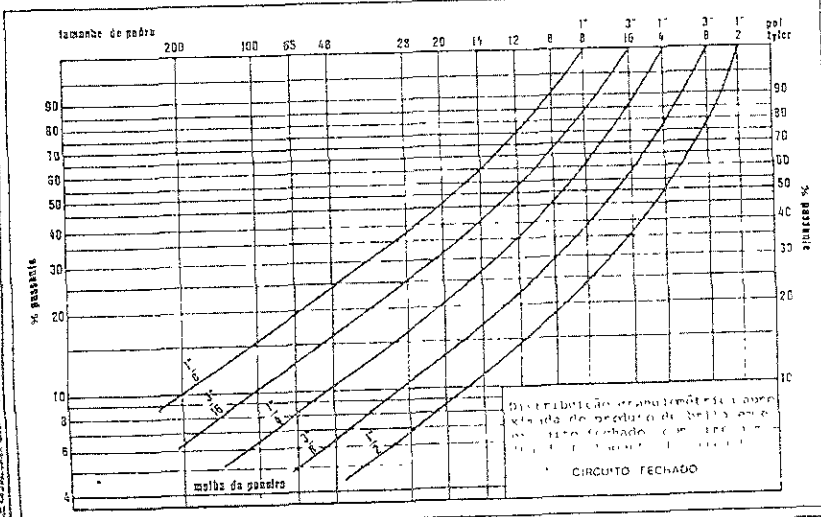
PESOS APROXIMADOS (kg)

Tab. 2-17

MODELO	2 36	2 51	3 60	3 84
Conjunto do eixo principal	1815	5080	8530	25015
Conjunto da carcaça inferior	2810	7660	11395	27395
Conjunto da carcaça superior	2365	4765	2215	32375
Peso total	7990	21500	19940	84785

CURVAS GRANULOMÉTRICAS - REBRITADORES HYDROFINE

Fig. 2-18



BRITADORES
REBRITADORES HYDROFINE



Capacidad de las Cribas Vibratorias

Factor "A" : Capacidad especifica en toneladas cortas por hora que pasan a través de un pie cuadrado de malla basados en una eficiencia del 95 % con un sobre tamaño en el material alimentado del 25 %.

Claro de la malla cuadrada	011"	016"	023"	032"	046"	065"	.093"	1/8"	.131"	185"	1/4"	3/8"	1/2"	5/8"	3/4"	7/8"	1"	1 1/4"	1 1/2"	2"	2 1/2"	3"	4"	5"	
Número de malla	48	35	28	20	14	10	8		6	4															Usar solo en cribas de un piso
Arena	.144	.183	.226	.282	.36	.45	.57	.68	.73	.90															
Polvo de roca	.120	.152	.188	.235	.30	.375	.475	.56	.595	.75															
Polvo de carbón	.091	.115	.142	.178	.226	.284	.36	.43	.45	.57															
Grava de río											1.08	1.40	1.68	1.94	2.16	2.36	2.56	2.90	3.20	3.70	4.05	4.30	4.65	4.90	
Piedra triturada											.88	1.19	1.40	1.60	1.80	1.96	2.12	2.40	2.68	3.10	3.38	3.60	3.86	4.07	
Carbon											.68	.88	1.04	1.21	1.36	1.48	1.60	1.83	2.00	2.31	2.53	2.69	2.9	3.06	

Factor "B" : Es función del porcentaje de sobre tamaño contenido en la alimentación a la criba

Porcentaje de Sobre tamaño	Factor "B"	Porcentaje de sobre tamaño	Factor "B"
10 %	1.05	85%	0.64
20%	1.01	90%	0.55
30%	0.98	92%	0.50
40%	0.95	94%	0.44
50%	0.90	96%	0.35
60%	0.86	98%	0.20
70%	0.80	100%	0.00
80%	0.70		

Factor "C" : En función de la eficiencia de cribado deseada

Eficiencia deseada	60 %	70 %	75 %	80 %	85 %	90 %	92 %	94 %	96 %	98 %	Factor "C" : Una separación perfecta o eficiencia del 100 % no es económica. En la práctica del cribado de agregados se acepta una eficiencia del 94 %
Factor "C"	2.10	1.70	1.55	1.40	1.25	1.10	1.05	1.00	0.95	0.90	

Factor "D" : En función de la mitad del tamaño de alimentación a la malla

Cantidad en la alimentación menor de la mitad de la malla de cribado	10 %	20 %	30 %	40 %	50 %	60 %	70 %	80 %	90 %	100 %	Este Factor es necesario considerarlo cuidadosamente cuando se está cribando un material con alto contenido de arena o roca fina. Por ejemplo si se está cribando a 1/2", considerar el porcentaje menor a 1/4" en la alimentación .
Factor "D"	0.55	0.70	0.80	1.00	1.20	1.40	1.80	2.20	3.00		

Factor "E" : En función del cribado por vía Húmeda

Tamaño de la abertura de la malla (pulgadas o número de la malla)	20	14	10	8	1/8"	6	4	3/4"	5/16"	3/8"	1/2"	3/4"	1" o más
Factor "E"	1.10	1.50	2.00	2.25	2.50	2.50	2.50	2.25	2.00	1.50	1.30	1.20	1.10

El cribado por vía húmeda abajo de la malla # 20 no se recomienda. Si se criba por vía seca se utilizará un factor "E" igual a 1. Un cribado por vía húmeda significa el utilizar de 5 a 10 galones por minuto de agua por cada yarda cúbica de material producido por hora o sea por cada 50 yardas cúbicas por hora de material, se necesitarán de 250 a 500 galones por minuto de agua.

Factor "F" : En función del piso que ocupa la malla en la criba

Piso	Superior	Segundo	Tercero	Para una criba de un piso, se usará un factor "F" igual a 1. Para una criba de dos o tres pisos, para el cálculo de cada piso, se utilizará el factor "F" indicado correspondiente.
Factor "F"	1.0	0.90	0.75	



distância padrão (d_p) do material à borda da correia, sendo:

$$d_p = 0,055B + 0,9$$

$$C = C_{\text{tabela}} \cdot V \cdot K$$

onde: d_p = distância padrão do material à borda da correia (pol)

B = largura da correia (pol)

C = capacidade volumétrica (m^3/h) de um transportador a uma velocidade V em m/s

C_{tabela} = capacidade volumétrica (m^3/h) de um transportador a uma velocidade $V = 1,0$ m/s

V = velocidade do transportador (m/s)

K = fator de correção da capacidade do transportador devido à inclinação (λ) do mesmo. Ver tabela 6-02.

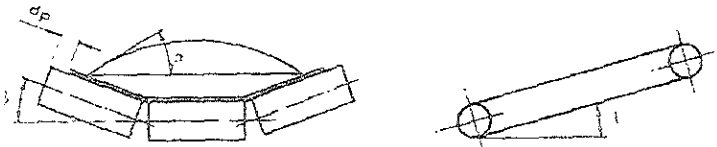
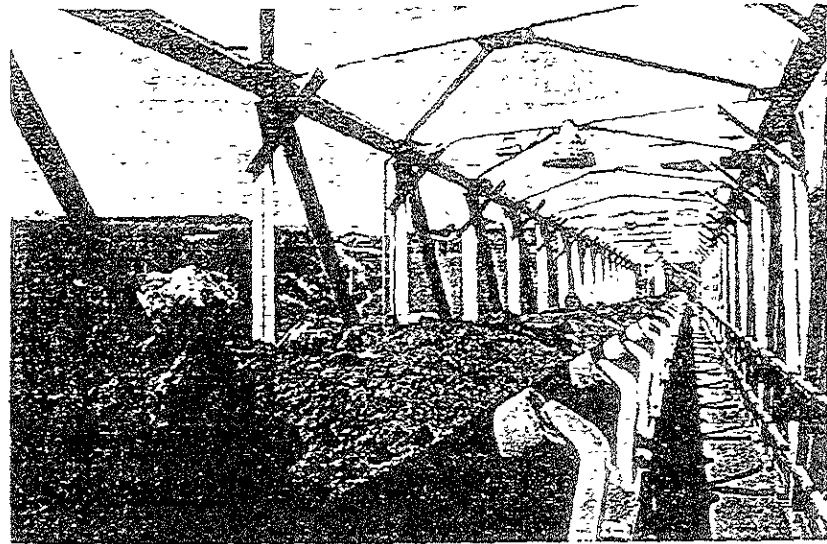


fig. 6-02



C-CAPACIDAD DE LOS TRANSPORTADORES m³/h a 1.0 m/s

RÓDILLOS	SECCIÓN TÍPICA	ÁNGULO DE SOBRECARGA α	ANCHO DE BANDA										
			16	20	24	30	36"	42	48	54"	60		
PLANOS CON UN SOLO RÓDILLO $\beta = 0$		0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
		5	4	7	10	17	25	35	44	59	74	-	-
		10	10	16	25	40	59	82	100	140	174	-	-
		15	15	26	39	63	93	129	163	219	272	-	-
		20	21	35	52	85	125	173	218	293	365	-	-
		25	26	44	66	107	158	219	286	371	461	-	-
		30	32	53	80	130	192	265	334	449	559	-	-
CON DOS RÓDILLOS IGUALES $\beta = 20^\circ$		0	35	47	-	-	-	-	-	-	-	-	
		5	40	55	-	-	-	-	-	-	-	-	
		10	45	63	-	-	-	-	-	-	-	-	
		15	51	70	-	-	-	-	-	-	-	-	
		20	56	78	-	-	-	-	-	-	-	-	
		25	62	86	-	-	-	-	-	-	-	-	
		30	68	95	-	-	-	-	-	-	-	-	
CON TRES RÓDILLOS IGUALES $\beta = 20^\circ$		0	-	-	58	95	141	197	261	335	418	-	
		5	-	-	69	114	169	236	313	401	500	-	
		10	-	-	82	134	199	277	367	470	586	-	
		15	-	-	94	154	228	318	424	539	672	-	
		20	-	-	107	174	258	359	476	609	759	-	
		25	-	-	120	196	290	402	533	682	849	-	
		30	-	-	133	217	321	445	590	755	940	-	
CON TRES RÓDILLOS IGUALES $\beta = 35^\circ$		0	-	-	93	152	226	314	417	535	665	-	
		5	-	-	103	169	250	348	462	592	738	-	
		10	-	-	114	186	276	384	509	652	812	-	
		15	-	-	125	204	302	419	556	711	885	-	
		20	-	-	135	221	328	455	603	772	961	-	
		25	-	-	147	240	355	492	652	835	1040	-	
		30	-	-	158	258	382	530	702	898	1118	-	
CON TRES RÓDILLOS IGUALES $\beta = 45^\circ$		0	-	-	109	179	265	369	490	627	782	-	
		5	-	-	118	194	287	399	529	678	845	-	
		10	-	-	128	209	309	430	570	729	909	-	
		15	-	-	137	224	331	460	610	780	972	-	
		20	-	-	147	239	354	492	651	833	1038	-	
		25	-	-	157	255	378	524	694	888	1106	-	
		30	-	-	166	271	401	556	737	942	1173	-	

TAMAÑO MÁXIMO DE MATERIAL DE ACUERDO AL ANCHO DE BANDA

ANCHO DE BANDA	TAMAÑO MÁXIMO DE MATERIAL											
	$\alpha = 10^\circ$				$\alpha = 20^\circ$				$\alpha = 30^\circ$			
	90% GRUESOS 10% FINOS		100% GRUESOS		90% GRUESOS 10% FINOS		100% GRUESOS		90% GRUESOS 10% FINOS		100% GRUESOS	
	mm	"	mm	"	mm	"	mm	"	mm	"	mm	"
16"	203	8	135	5 5/16	135	5 5/16	81	3 3/16	68	2 5/8	41	1 9/16
20"	254	10	169	6 5/16	169	6 5/16	102	4	85	3 5/16	51	2
24"	305	12	203	8	203	8	122	4 3/4	102	4	61	2 3/8
30"	381	15	254	10	254	10	152	6	127	5	76	3
36"	457	18	305	12	305	12	183	7 3/16	152	6	91	3 5/8
42"	533	21	356	14	356	14	213	8 3/8	178	7	107	4 3/16
48"	610	24	406	16	406	16	244	9 9/16	203	8	122	4 3/4
54"	686	27	457	18	457	18	274	10 3/4	229	9	137	5 3/8
60"	762	30	508	20	508	20	305	12	254	10	152	6
66"	838	33	559	22	559	22	335	13 3/16	279	11	168	6 5/8
72"	914	36	610	24	610	24	366	14 3/8	305	12	183	7 3/16

Observación: para valores intermedios, interpolar a granulometría y lo ángulo de sobrecarga de material (α)



TRANSPORTADORES DE CORREIA

CÁLCULOS



FATORES DE CORREÇÃO DA CAPACIDADE

tab. 6-02

λ	0°	20°	40°	60°	80°	100°	12°	140°	160°	180°	200°	210°	220°	230°	240°
K	1,00	1,00	0,93	0,98	0,97	0,95	0,95	0,91	0,89	0,85	0,81	0,78	0,76	0,73	0,72

EXEMPLO Um transportador com inclinação de 12° (λ) com a horizontal usando uma correia de 60" de largura e 3 roletes iguais, sendo as laterais inclinadas a 45° , e operando a 2,0 m/s para transportar um material de ângulo de acomodação igual a 15° , tem a seguinte capacidade:

pela tabela 6-01 - para $\alpha = 15^\circ$, $B = 60"$ e $\beta = 45^\circ \rightarrow C = 972 \text{ m}^3/\text{h}$

pela tabela 6-02 - para $\lambda = 12^\circ \rightarrow K = 0,93$

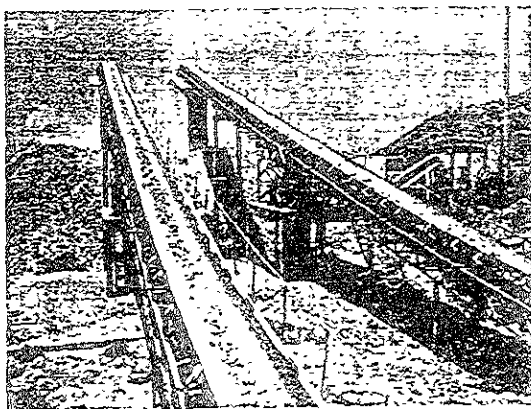
portanto,

$$C = 972 \times 2,0 \times 0,93$$

$$C = 1808 \text{ m}^3/\text{h}$$

SELEÇÃO DA LARGURA DA CORREIA

A seleção da largura da correia é determinada simultaneamente pela capacidade volumétrica (C) desejada, já calculada no item anterior, e pelo tamanho máximo do material (tabela 6-03).



ANEXO

SECCIÓN E

**PROPIEDADES FÍSICAS DE ALGUNOS MATERIALES
Y ESPECIFICACIONES PARA MEZCLAS ASFÁLTICAS
EN LA CIUDAD DE MÉXICO**

PROPRIEDADES FÍSICAS

MATERIAL	WORK INDEX Wi	ÍNDICE 'E' ABRASÃO A _i	SiO ₂ con- tida %	RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO kg/cm ²	DENSIDADE APARENTE t/m ³
Magnetita	8.3 ± 2.5	(0.50 ± 0.20)	-	-	2,2
Hematita	11.3 ± 3.1	(0.35 ± 0.20)	-	-	2,4
Dolomita	10.3 ± 3.5	0.01 - 0.05	0 - 10	500 - 2000	1,55
Calcário	11.9 ± 2.8	0.001 - 0.03	0 - 10	500 - 2000	1,5
Gneisse	15.4 ± 3.5	0.50 ± 0.10	60 - 70	2000 - 3000	1,6
Granito	15.7 ± 5.8	0.55 ± 0.11	55 - 75	2000 - 3000	1,6
Quartzito	15.8 ± 2.8	0.75 ± 0.12	85 - 99	1500 - 3000	1.65
Diabásio	18.5 ± 4.3	0.30 ± 0.10	50 - 60	2500 - 3500	1.65
Basalto	20.8 ± 3.9	0.20 ± 0.09	40 - 50	3000 - 4000	1,6
Carvão	14 ± 4	-	-	-	0,8
Coque	20 ± 5	-	-	-	0,6
Clinker	11,7 ± 2	0.032	-	-	1,2

14-11

Secretaría de Obras y Servicios

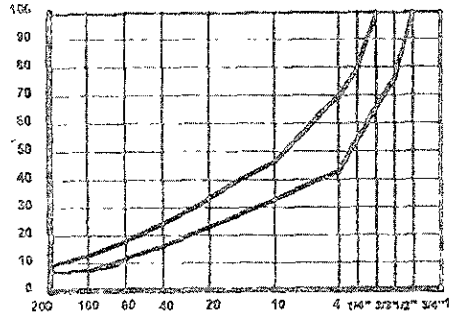
Planta de Asfalto

Especificaciones que deben cumplir las mezclas asfálticas para la pavimentación y bacheo de calles y avenidas de la ciudad de México

Material pétreo usado como agregado

COMPOSICIÓN GRANULOMÉTRICA

Malla	% que pasa
3/4"	100
1/2	78 -100
3/8"	66 -100
1/4"	53 -80
4	46 -70
10	32 -48
20	23 -33
40	16 -24
60	13 -18
100	9 -14
200	5 -10



CLASIFICACIÓN PETROGRÁFICA -BASALTO:

DENSIDAD	2,690 KGS /M ³
DESGASTE (%)	40 MÁXIMO
PART. LAJEADAS (%)	25 MÁXIMO
EQUIVALENTE DE ARENA	65 MÍNIMO
ABSORCIÓN (%)	1.9 MÁXIMO

REQUISITOS DE AFINIDAD CON EL ASFALTO

DESPRENDIMIENTO POR FRICCIÓN (%)	25 máximo
CUBRIMIENTO CON ASFALTO POR EL MÉTODO INGLÉS (%)	90 mínimo
PÉRDIDA DE ESTABILIDAD POR INMERSIÓN EN AGUA (%)	25 máximo

El material pétreo deberá satisfacer al menos 2 (dos) de los requisitos para afinidad con el asfalto señalados anteriormente