

5

**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO**

**Facultad de Ingenieria**



---

**ABASTECIMIENTO DE MATERIAS PRIMAS PARA LA  
FABRICACION DE CEMENTO PORTLAND CRUZ AZUL**

**T E S I S**

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

**P R E S E N T A:**

**JESUS      MANUEL      PALACIOS      GONZALEZ**

**MEXICO, D. F.**

**1981**



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.

## I N D I C E

	PAGINA N°
INTRODUCCION	1
CAPITULO I .- GENERALIDADES	2
I.1.- GEOGRAFIA Y VIAS DE COMUNICACION	3
I.2.- SERVICIOS	3
I.3.- ACTIVIDADES SOCIOECONOMICAS	5
I.4.- CLIMA Y VEGETACION	6
I.5.- HIDROGRAFIA	7
CAPITULO II.- GEOLOGIA REGIONAL	8
II.1.- FISIOGRAFIA	9
II.2.- ESTRATIGRAFIA	10
II.3.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL	12
CAPITULO III.- EXPLOTACION DE MATERIAS PRIMAS	14
III.1.- GENERALIDADES	15
III.2.- MATERIAS PRIMAS BASICAS	15
III.3.- PRONOSTICOS DE PRODUCCION	19
III.4.- EXPLOTACION DE CALIZA	21
III.5.- EXPLOTACION DE PIZARRA	34

CAPITULO IV.- ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS	37
IV.1.- GENERALIDADES	38
IV.2.- CARGOS DIRECTOS	38
IV.3.- CARGOS INDIRECTOS	54
IV.4.- SEGURO SOCIAL	58
IV.5.- CARGOS QUE INTEGRAN UN COSTO UNITARIO	59
CAPITULO V.- PLANTA MANUFACTURERA DE CEMENTO PORTLAND	64
V.1.- TRITURACION CALIZA	65
V.2.- TRITURACION PIZARRA, TRANSPORTE Y ALMACENAMIENTO DE MATERIAS PRIMAS	68
V.3.- MOLIENDA DE CRUDOS	73
V.4.- HOMOGENEIZACION	78
V.5.- SISTEMA DE ALIMENTACION AL HORNO	80
V.6.- PROCESO DE CLINKERIZACION	85
V.7.- TRITURACION YESO	97
V.8.- MOLIENDA DE CEMENTO	99
V.9.- CONTROL DE CALIDAD	103
CAPITULO VI.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	107
REFERENCIAS	112

## I N T R O D U C C I O N

La industria cementera tiene un carácter primordial y estratégico para el desarrollo del país y ocupa uno de los primeros lugares dentro de las principales ramas industriales, llegando el valor de su producción en los últimos seis meses del ~~año anterior~~ cercana a los 10,000 millones de pesos; asimismo crece su importancia, propiciando el desarrollo de zonas marginadas y creando nuevas fuentes de trabajo.

En los últimos años se ha registrado la existencia de una creciente demanda de cemento, atendida insuficientemente -- por la producción interna. En la actualidad existen en el país 24 o más fábricas que producen los diferentes tipos de cementos necesarios para el consumo nacional. Dada esta tendencia de -- crecimiento en el consumo de este producto, La Cruz Azul, S.C.L, dentro de sus proyectos de ampliación ha puesto en operación la Unidad de Calcinación N° 8, incrementando así su nivel de producción de clinker y cemento respectivamente.

Este trabajo tiene como intención, exponer a grandes rasgos los aspectos básicos que influyen de manera directa en la explotación de materias primas, utilizando para ello métodos mineros superficiales, para abastecer una planta manufacturera de cemento portland; analizar sus costos unitarios, y en términos generales, describir el proceso de elaboración de este producto.

CAPITULO I

GENERALIDADES

### I.1.- GEOGRAFIA Y VIAS DE COMUNICACION.

La ciudad cooperativa Cruz Azul anteriormente llamada Jasso, se encuentra localizada al suroeste del Edo. de Hidalgo\_ ( FIG. 1 ). Está comprendida entre las coordenadas 20° 00' y - 19° 55' de Latitud Norte; 99° 20' y 99° 18' de Longitud al Oeste de Greenwich.

La principal vía de acceso es la Supercarretera México - Querétaro, distando unos 50 km aproximadamente del Distrito Federal. A esta población se entra por un ramal totalmente\_ asfaltado, el cual tiene una longitud de 8 km, entróncandose en un punto llamado " Tepexí del Rio ", con la carretera antes mencionada. Cuenta también con una estación de Ferrocarril, que - es la vía México - Nuevo Laredo.

### I.2.- SERVICIOS.

Para albergar a las familias de los trabajadores y empleados, la cooperativa construyó la ciudad antes mencionada, - cuya elevación media es de 2,132 m sobre el nivel del mar. Tiene una población de aproximadamente 800 habitantes y cuenta con Servicios de Correo, Telégrafo, Teléfono, Banco, Escuela Primaria y Secundaria, Supermercado, Club Deportivo, Agua Potable, - Vigilancia, etc. Asimismo, la energía eléctrica que se consume es proporcionada por la C.F.E. a través de la Subestación Jasso a la Subestación Cruz Azul. La primera tiene una capacidad de\_ 50 MVA, con transformadores monofásicos reductores de 85 a 23 - KVA.

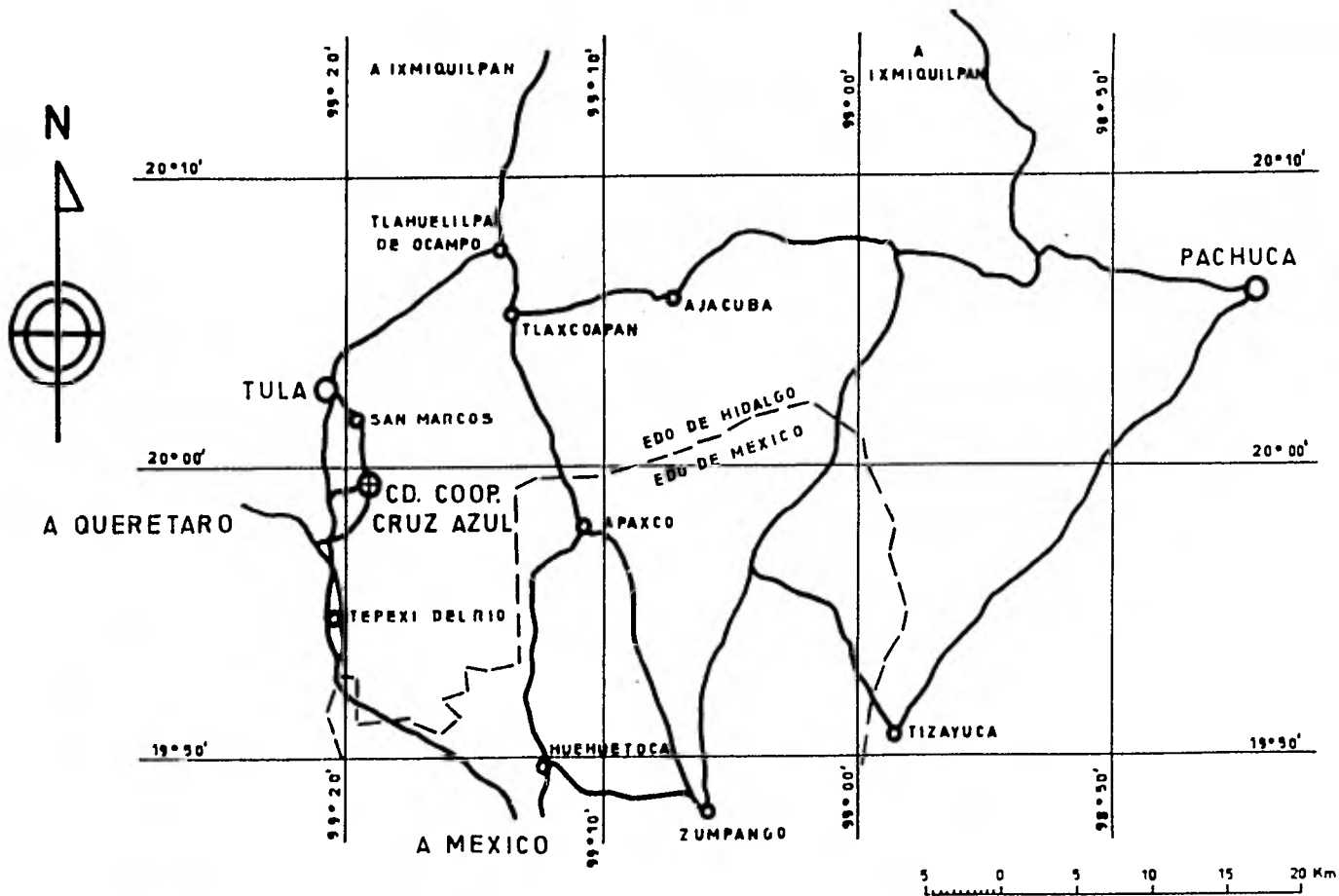


FIG.1 PLANO DE LOCALIZACION



La alimentación actual a la Subestación Cruz Azul es de 23 KVA, aunque se ha mencionado que llegarán dos líneas de transmisión de 85 KVA, denominadas " Apasco 1 " y " Apasco 2 ". La capacidad nominal de la Subestación Cruz Azul es de 70 MVA. También se cuenta con abastecimiento de gas natural y combustóleo para la operación de los equipos en la fábrica, por parte de Pemex. El suministro de gas natural a Cruz Azul se realiza por tubería ( gasoducto ) desde Cd. Pemex, Tab., hasta Jilotepec, Edo. de México. El gasoducto continúa hasta Salamanca, Gto. En Jilotepec se deriva hacia Sta. María Ilucán y finalmente llega a la estación Pemex reductora que se localiza dentro de la fábrica. El combustóleo es transportado por ferrocarril, y es descargado a cuatro fosas de concreto construídas bajo los dos ramales de ferrocarril, localizados en la parte noroeste de la fábrica. En estas fosas, el combustóleo por gravedad va hacia un tanque de recepción con capacidad de 1,950,000 litros.

### I.3.- ACTIVIDADES SOCIOECONOMICAS.

La ciudad cuenta con escuelas hasta nivel secundario, una biblioteca y un importante club deportivo con todos los servicios.

Las principales fuentes de ingresos regionales son en parte por las industrias cementeras localizadas en la región, y en especial la petroquímica, ya que cercana a esta población se encuentra un importante complejo petrolero, que es la Refinería

de Tula; la agricultura y la ganadería se realizan a muy baja - escala; la primera debido principalmente a las características\_ de la región y la segunda se práctica a escala doméstica. Por\_ lo anteriormente expuesto, podemos visualizar el gran potencial económico de esta zona.

Por lo que respecta a la industria del cemento, podemos mencionar que un importante número de familias dependen de\_ ella.

#### I.4.- CLIMA Y VEGETACION.

El clima que domina es seco estepario, con temperaturas medias del orden de 12.5 °C para el mes de Enero, y de 19.6 °C para los meses de Mayo y Junio. Se llegan a registrar tempe\_ raturas mínimas de -5 °C en los meses de Marzo y Enero respecti\_ vamente.

El clima de la región es templado con invierno y primavera secos y sin estación invernal bien definida. La época - de lluvias abarca de Mayo a Septiembre, siendo las más importan\_ tes las de Junio y Julio, meses en los cuales se registran pre\_ cipitaciones mensuales promedio de 110 mm.

Se definen desde el punto de vista local, dos tipos - de climas ocasionados por las condiciones fisiográficas locales: Templado y Semi - árido.

La agricultura es muy escasa y pobre, lo cual se debe en gran parte al tipo de suelo pedregoso. La vegetación es en\_

general escasa; hacia las partes más bajas se encuentran huizaches, mezquites, cactus y plantas xerófilas. En los cerros que alcanzan alturas mayores de aproximadamente 2,500 m sobre el nivel del mar, se encuentran encinos, pinos, etc.

#### I.5.- HIDROGRAFIA.

La región forma parte de la Cuenca de México, que es de régimen endorreico y caracterizada por la continua acumulación de material detrítico. La parte más baja de esta cuenca, con altura de 2,240 m, corresponde al Lago Texcoco. Al poniente de la Cuenca de México el desagüe se hace por medio del Río Tula, que sale a una altura de 1,700 m sobre el nivel del mar, o sea, 540 m abajo del piso del Lago Texcoco. Actualmente la Cuenca de México es desaguada artificialmente a través de un túnel que lleva las aguas negras al Río Tula. Este se junta con el Río San Juan, procedente del Edo. de Querétaro, para formar el caudaloso Río Moctezuma. Este a su vez se junta con el Río Amajac aguas abajo de Tamazunchale, S.L.P., para formar uno de los afluentes principales del Río Pánuco, que desemboca en el Golfo de México, en las cercanías de Tampico, Ver.

CAPITULO II

GEOLOGIA REGIONAL

## II.1.- FISIOGRAFIA.

Fisiográficamente la región pertenece a la provincia denominada Mesa Neovolcánica, que se encuentra caracterizada -- por una planicie situada a más de 2,000 m de altura sobre el nivel del mar, de la que sobresalen numerosos cerros de varios -- cientos de metros de altura, y que topográficamente representa una zona muy accidentada en la cual las diferentes clases de rocas que se presentan tienen variadas etapas de erosión y drenaje.

La mayoría de estos cerros representan aparatos volcánicos con sus respectivas lavas, brechas y cenizas, cuya composición predominante es básica, o sea, basáltica o andesítica. Dichos volcanes tienen edades que varían desde el Plioceno tardío hasta el reciente, y muestran grados variables de destrucción por la erosión. Entre estos se presentan también algunos formados por restos erosionados de rocas volcánicas terciarias, más antiguas y de otras composiciones, así como por rocas sedimentarias marinas mesozoicas que no fueron sepultadas por las rocas volcánicas más recientes, o bien fueron exhumadas por la erosión posterior.

Las llanuras y cuencas que separan los cerros están formadas en gran parte por rellenos aluviales, y localmente lacustres, que contienen grandes cantidades mezcladas de ceniza volcánica.

## II.2.- ESTRATIGRAFIA.

En la región están presentes rocas cuyas edades varían entre el Cretácico inferior y el Pleistoceno ( reciente ). A continuación se describen las formaciones con mayor distribución en el área:

II.2.1.- Formación El Doctor. Esta formación consiste en caliza marina en capas que varían entre 200 y 900 m aproximadamente; localmente contiene lentes y nódulos de pedernal y capas dolomíticas. Su edad corresponde al Cretácico inferior.

II.2.2.- Formación Cuautla. Esta consiste en capas gruesas de caliza y contiene en algunas partes calcarenita. La edad de esta formación corresponde al Cretácico superior. Unos 200 m de esta formación están expuestos sobre la caliza El Doctor.

II.2.3.- Formación Soyatal. Formada por caliza arcillosa de color gris oscuro y en capas de espesor mediano a delgado, sin pedernal; sobreyace en la parte occidental de la caliza El Doctor. La formación tiende a formar bajos toográficos, su espesor varía de 0 a 300 m. Su edad corresponde al Cretácico superior.

II.2.4.- Formaciones Mexcala y Méndez. Consisten en limolitas calcáreas, margas con areniscas y delgadas capas de caliza intercaladas que están en contacto directo con la caliza El Doctor. Probablemente esta formación alcanza entre 600 y 1000 m de espesor. Su edad pertenece al Cretácico superior.

II.2.5.- Toba Don Guinyó. Este nombre fué propuesto para designar algunas rocas clásticas y que consisten en tobas y brechas riolíticas y dacíticas, bien endurecidas, y que se observan en las inmediaciones de Tula. El espesor de las tobas es aproximadamente de 170 m, y su edad corresponde al Plioceno inferior.

II.2.6.- Grupo San Juan ( incluyendo el basalto San Cristobal ). Sobre el río Tula, el grupo consiste de tobas y lavas basálticas y conglomerados volcánicos que en parte contiene andesita y riolita. El grupo queda integrado por corrientes de basalto y andesita que sobreyacen a rocas volcánicas más antiguas; incluye también lavas basálticas que sobreyacen a la caliza El Doctor al sureste de Tula. El basalto San Cristobal, contiene olivino y tiende a formar la cima de altas colinas aisladas, como los cerros de La Palma y Xicuco, cerca de Tula. Un cambio de litofacies hacia el poniente, desde basalto a andesita de hornblenda ( andesita Jalpan, Hibbard, 1955 ) se observa al noroeste y oeste de Zumpango, Edo. de México. El espesor del grupo varía de 10 a 400 m; y su edad vá del Plioceno medio al Plioceno superior.

II.2.7.- Formación Tarango. Formada principalmente por material clástico de relleno, con lentes locales de caliza lacustre ampliamente dispersos, y de ceniza volcánica; cubiertos o intercalados por derrames de lava de composición máfica. Su edad corresponde al Terciario ( Plioceno ).

II.2.8.- Basalto del Pleistoceno. Corrientes delgadas de basalto aparecen distribuidos muy ampliamente en la región. El río Tula, en gran parte cortado en la formación Tarango, tiene en sus orillas restos de corrientes basálticas. Las corrientes, que son de basalto negro con abundantes fenocristales de plagioclasa y escasos fenocristales de olivino, son uniformemente delgadas, con espesores que varían de 4 a 10 m.

El basalto presente en la región es de edad post - Tarango, y por eso se le asigna probablemente una edad pleistocénica.

II.2.9.- Depósitos clásticos del Pleistoceno y Reciente. Los sedimentos clásticos presentes en la región incluyen: limos, arcillas, arenas y cenizas volcánicas; así como aluvión, conglomerado, talud y otros materiales derivados localmente. Estos depósitos alcanzan espesores máximos de decenas de metros.

### II.3.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

En la región se presentan pliegues cuyos ejes están orientados de norte y noroeste. Además se observa el recostamiento de algunos de estos pliegues hacia el este o al noreste. La profundidad del plegamiento es variable de un lugar a otro.

La parte noroeste del área se caracteriza por anticlinorios y sinclinorios de grandes amplitudes, mientras que anticlinales y sinclinales más sencillos, con menores amplitudes, ocurren en la parte oriental. Los rumbos de los ejes de los --



pliegues corren más o menos rectos y paralelos.

En las rocas clásticas de las formaciones Soyatal y - Mexcala - Méndez, especialmente esta última, existe un crucero\_ de fractura, fuerte y estrechamente espaciado; pero este efecto se pierde en la caliza El Doctor y en las capas calcáreas menos arcillosas de la formación Soyatal.

Por otra parte, no solo en las rocas Mesozoicas sino\_ también en las Cenozoicas, se encuentra fallas normales con poca evidencia de movimientos horizontales.

CAPITULO III

EXPLORACION DE MATERIAS PRIMAS

### III.1.- GENERALIDADES.

El método de explotación utilizado es por medio de -- canteras, que es un término usado para describir operaciones mi--  
neras superficiales de rocas. Hay dos tipos básicos de cante--  
ras: de tajo y de ladera, dependiendo de la topografía del ---  
área en la cual están localizadas. En nuestro caso, estas co--  
rresponden al tipo de ladera, ya que están ubicadas en seccio--  
nes montañosas; es decir, se han abierto en las faldas de un ce--  
rro y el material que se está explotando queda arriba de la ele--  
vación del área circundante.

Algunas consideraciones en cuánto a las ventajas que\_ ofrece este método de explotación superficial, serían las si---  
guientes: permite ser selectivo, mecanizable, es altamente pro--  
ductivo según los requerimientos que se tengan de materias pri--  
mas, se puede disponer del material en forma inmediata si se re--  
quiere; además, es un método en el que no es necesario material  
de fortificación y el costo de producción es bajo en comparación  
con métodos subterráneos de explotación.

### III.2.- MATERIAS PRIMAS BASICAS.

Para elaborar el cemento portland, es necesario utili--  
zar tanto materiales de origen natural como productos industria--  
les. Estos materiales deben contener los componentes principa--  
les del cemento: cal, sílice, alúmina y óxidos de hierro.

Estos componentes raramente se encuentran en las proporciones -  
deseadas en una sustancia, por lo que, la mayoría de las veces-  
se tiene que elegir la mezcla de un componente rico en cal ( com-  
ponente calcáreo ) con otro pobre en cal, pero que contiene más  
alúmina y óxidos de hierro ( componente arcilloso ). Aún así,-  
por lo general se hace necesario utilizar componentes correcto-  
res, que se añaden en el caso que las materias primas disponi--  
bles no contengan en cantidad suficiente uno o más de los quími-  
camente necesarios en la mezcla cruda.

Para efectos de elaborar una mezcla cruda uniforme du-  
rante el proceso, se utilizan como componentes calcáreos y arci-  
llosos, caliza y pizarra respectivamente; y como componentes co-  
rrectores, sílice y hematita, en el caso de existir insuficien-  
cia de uno o ambos.

Otra materia prima muy importante para obtener un ---  
buen cemento, consiste en el yeso, que se añade al clinker en -  
un porcentaje suficiente ( 5 % ), para regular el tiempo de fra-  
gado del cemento.

Por otra parte, para el control de calidad de estas -  
materias primas, la empresa cuenta con un moderno y eficiente -  
Laboratorio Químico, que es el encargado de realizar los mues--  
treos y análisis correspondientes, determinando así las caracte-  
rísticas químicas que presentan estos materiales. De diferen--  
tes muestras de caliza, pizarra, sílice, hematita y yeso anali-  
zadas, estas proporcionaron los siguientes resultados en cuánto

a su composición química ( Véase ANEXO I ):

## ANEXO I

## COMPOSICION QUIMICA MEDIA DE MATERIAS PRIMAS

CLAVE	CALIZA	PIZARRA	SILICE	HEMATITA	YESO
SiO <sub>2</sub>	1.50	49.30	74.71	2.10	5.81
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.56	13.17	5.63	1.04	0.72
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.24	4.20	2.87	92.36	0.38
CaO	54.54	15.12	10.30	1.07	31.03
MgO	0.32	1.43	0.93	0.10	1.87
SO <sub>3</sub>	0.04	0.03	0.10	0.32	42.05
P. al R. *	42.35	14.75	3.35	2.45	17.35
Na <sub>2</sub> O	0.03	0.03	—	—	0.04
K <sub>2</sub> O	0.06	1.96	1.92	—	0.15
N. D. **	0.36	—	0.19	0.56	0.60
SUMA TOTAL	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
PROMEDIO: CaCO <sub>3</sub>	95.50 %	24.40 %			

\* Pérdidas al Rojo.

\*\* No Determinados.

### III.3.- PRONOSTICOS DE PRODUCCION.

Al iniciar operaciones la unidad de calcinación N° 8, los requerimientos de materias primas tuvieron un importante incremento, pero por limitación de mezcla cruda, debido a que las unidades de molienda de crudo no eran suficientes para mantener este nivel de producción, se tuvo que ajustar la operación en la fábrica, suspendiendo temporalmente la producción en las unidades de calcinación 1,2,3 y 4.

Para elaborar estos pronósticos, tomamos como base el nivel de producción actual de cemento en la fábrica, que es de 1,356,210 ton/año.

El proporcionamiento y tonelaje de materias primas necesarias para elaborar cemento, es el siguiente:

PRONOSTICO DE PRODUCCION DE CEMENTO : 1,356,210 ton

PRONOSTICO DE PRODUCCION DE CLINKER : 1,270,880 ton

	PROPORCIONAMIENTO	TONELADAS
CLINKER	93 %	1,261,275 ton
YESO	7 %	94,935 ton
TOTAL	100 %	1,356,210 ton

El proporcionamiento y tonelaje de materias primas necesarias para elaborar polvo crudo, es el siguiente:

PRONOSTICO DE PRODUCCION DE CLINKER : 1,270,880 ton

FACTOR DE CONVERSION CRUDO - CLINKER : 1.65

CANTIDAD DE POLVO CRUDO NECESARIO PARA LA ELABORACION DE -  
CLINKER : ( 1,270,880 )( 1.65 ) = 2,096,952 ton

	PROPORCIONAMIENTO	TONELADAS
CALIZA	74.66 %	1,565,584 ton
PIZARRA	23.28 %	488,171 ton
HEMATITA	1.71 %	35,858 ton
SILICE	0.35 %	7,339 ton
TOTAL	100.00 %	2,096,952 ton



### III.4.- EXPLOTACION DE CALIZA.

III.4.1.- Descripción. El yacimiento calizo se encuentra situado a unos 6 km al oriente de la fábrica y está comunicado por un camino totalmente pavimentado, que permite el tráfico en cualquier época del año. La zona actualmente en explotación consiste en un cerro denominado " La Palma ", con elevación de 98 m sobre el área circundante y con cuatro bancos en producción ( FIG. 2 ); las características geométricas que presenta es la siguiente: Pendiente General del Tajo =  $23^\circ$ , Profundidad del Tajo = 95 m.

Para dar acceso a los bancos se construyó un camino al poniente del cerro, el cual lo bordea hasta la cima y con pendiente continua máxima del 10 % y con un ancho de 9 m, que permite la circulación del equipo en ambos sentidos.

III.4.2.- Barrenación. Esta operación se lleva a cabo en dos fases: primaria y secundaria. Para la primera, se tienen tres perforadoras rotatorias " Stenuick " Perfo 66 - D, montadas sobre neumáticos y cuyas especificaciones son las siguientes:

Tipo: Perforación y entubado simultáneo.

Alimentación de aire comprimido:  $424 \text{ pies}^3/\text{min}$  (  $12 \text{ m}^3/\text{--min}$  ) al nivel del mar y con una presión de servicio de  $6 \text{ kg/cm}^2$  ( 85 psi ).

Motor: F584, con potencia de 8 CF, 50 RPM y con una fuerza de tracción de 3,600 kg ( 7,936 lb ).

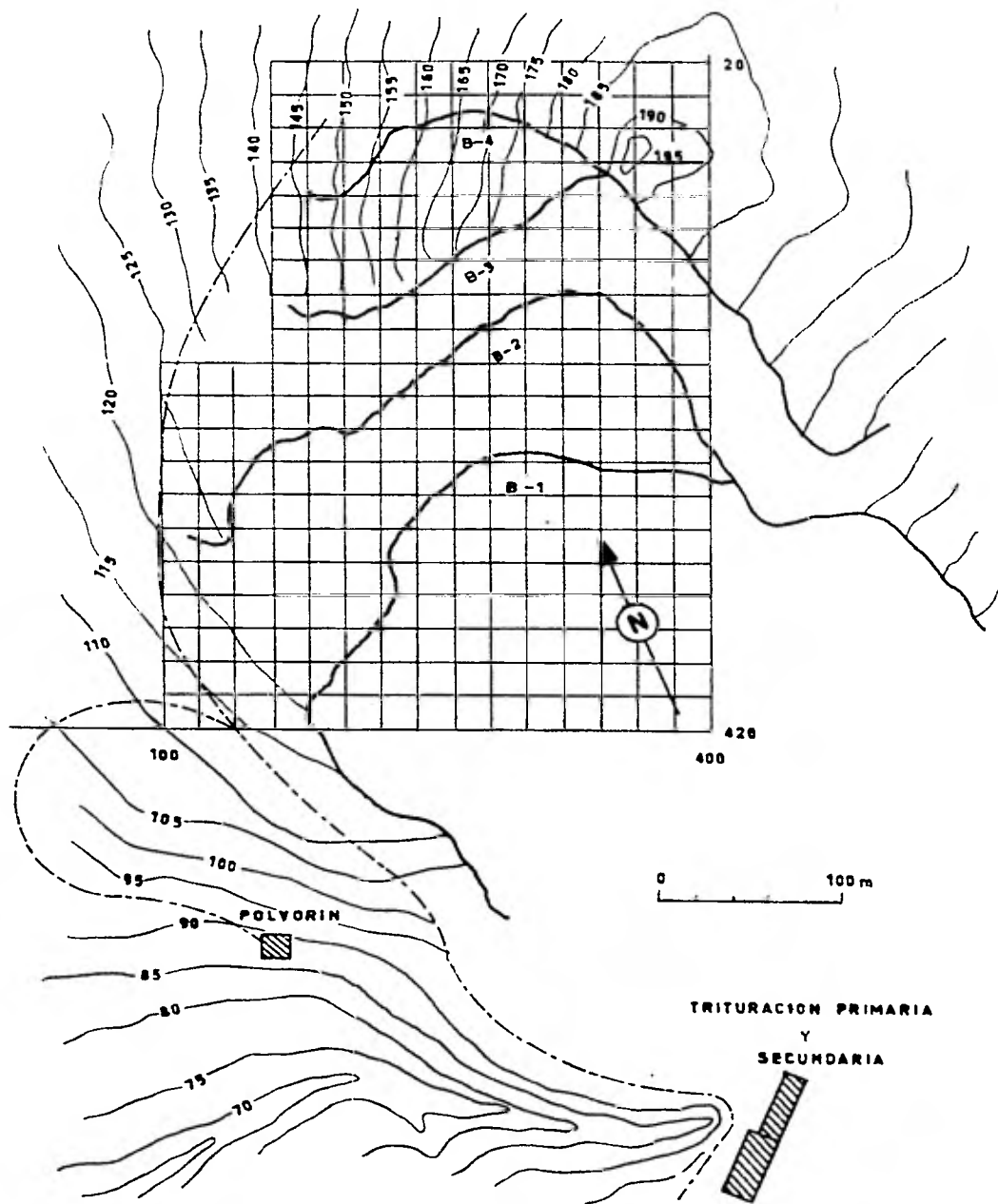


FIG.2 CANTERA CALIZA

El aire necesario para las perforadoras rotatorias, es suministrado por compresores portátiles " Joy " RPS - 800, de 800 pies<sup>3</sup>/min ( 22.6 m<sup>3</sup>/min ) a una presión nominal de trabajo de 7 kg/cm<sup>2</sup> ( 100 psi ). Para la barrenación se utilizan -- brocas tipo " Cruz ", con cuatro insertos de carburo de tungsteno, de 6"-1/2 ( 0.165 m ) de diámetro; la vida útil de estas -- brocas oscila entre 1,200 m a 2,100 m.

En la segunda fase, se tienen seis perforadoras manuales " Gardner Denver ", modelo SF83, con un consumo de 100 pies<sup>3</sup>/min ( 2.8 m<sup>3</sup>/min ) de aire cada una, a una presión de servicio de 85 lb/pulg<sup>2</sup>. Para esta operación se utilizan barras de 0.80 m de longitud. El aire necesario para estas perforadoras lo suministra un compresor " Joy " portátil, RPS - 800.

III.4.3.- Explosivos usados. El agente explosivo base es el Nitrato de Amonio ( ANFO ), que se usa como carga de columna, y como carga de fondo se usa un explosivo de más alta densidad, -- que es el Toval. Como iniciadores se emplea Detomex 450 y entre los artificios de ignición se tienen: Primacord reforzado, Conectores o Retardadores MS ( 9,17 ), Mecha Clover y Cápsula o Fulminante.

III.4.4.- Cargado. La cantera caliza cuenta con tres cargadores frontales, usados normalmente para la operación de cargado a camiones; además para el retiro de grandes piedras, que des--

pués de la voladura primaria pasan a formar parte del excedente para barrenación secundaria. Las características de estos cargadores frontales son los siguientes:

Módulo: " Caterpillar " 988B.

Motor: CAT - D343 ( 6 cilindros ).

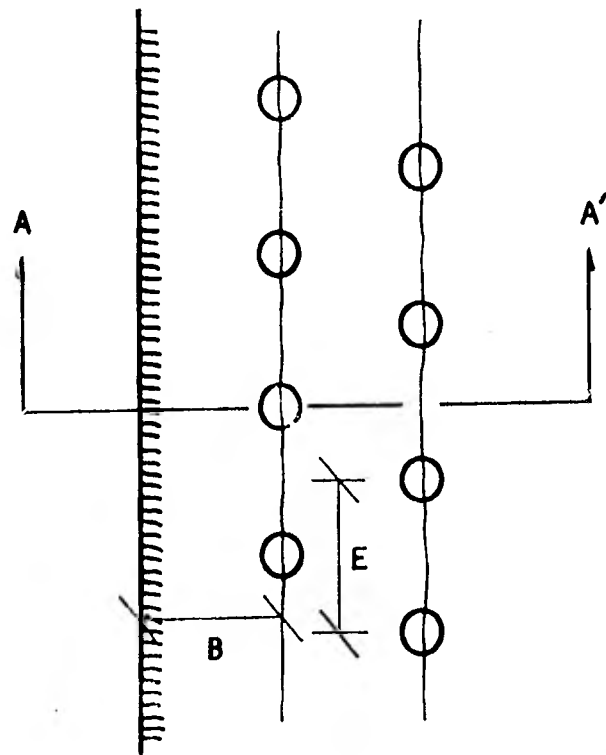
Potencia: 375 hp ( 280 kW ) a 2,600 RPM.

Capacidad del cucharón: 7 yd<sup>3</sup> ( 5.4 m<sup>3</sup> ).

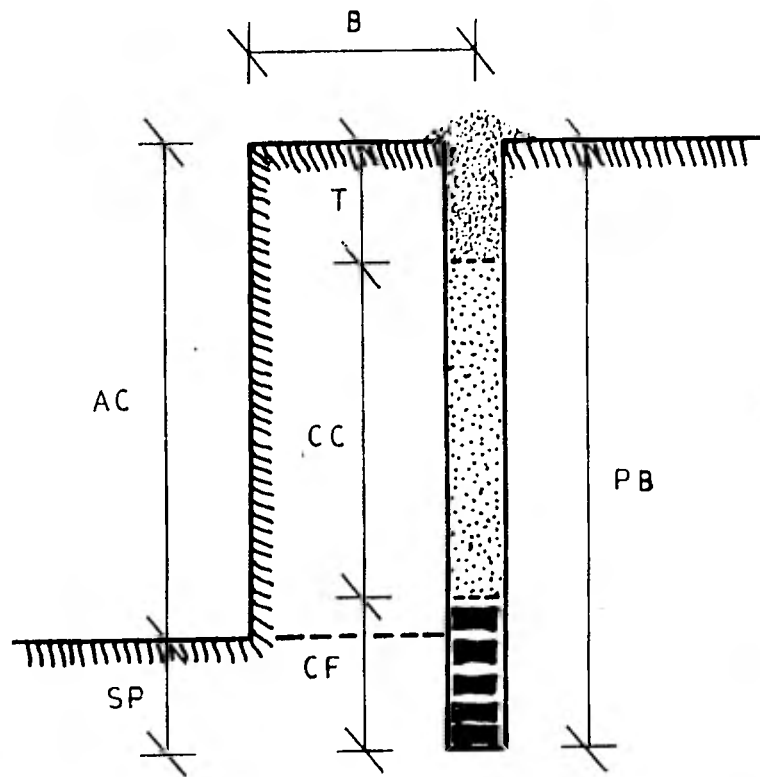
Neumáticos: 126"-1/2 ( 3.20 m ) de diámetro.

III.4.5.- Acarreo. Esta operación se divide en dos etapas: acarreo de caliza a trituración y acarreo de caliza triturada a la fábrica. Para la primera se utilizan camiones " Euclid " R35 - 201, los cuales tienen un motor diesel Detroit 12V; desarrollan una potencia de 434 hp a 2,100 RPM y tienen una capacidad en la caja de 23.3 yd<sup>3</sup> ( 17.8 m<sup>3</sup> ). En la segunda etapa, se emplean camiones " Dina ", modelo 661 - G3/1, con capacidad de 20 ton.

III.4.6.- Planeación del minado. El diámetro de barrenación -- utilizado es de 6"-1/2 y los bancos se desarrollan en niveles -- de 24 m en promedio. El tipo de plantilla empleado es el de barrenación en tresbolillo ( FIG. 2' ), en la cual existe una adecuada distribución de los barrenos que dá como beneficio una -- buena y homogénea fragmentación en este tipo de roca que es de dureza media. Cada voladura tiene como máximo tres líneas de -- barrenación, establecido en base a los resultados obtenidos en



PLANO



SECCION A-A'

FIG. 2' PLANTILLA DE BARRENACION

voladuras anteriores y acorde con el ancho y la forma en que --  
avanza la explotación en estos bancos. La velocidad de barrena-  
ción obtenida en esta roca, eliminando los tiempos de movimien-  
tos de la máquina y basada en promedios de barrenaciones ante--  
riores, es de 4 m/h.

Para realizar esta voladura, se parte de las siguien-  
tes reglas:

B = Constante variable por el diámetro del barreno.

= 33  $\emptyset$  ( 6" - 9" ) o 40  $\emptyset$  ( 2"-1/2 - 6" )

= Bordo = Distancia entre el barreno y la cara libre y -  
entre línea y línea de barrenos.

T = Taco = Retaque ( tapón ) = B

E = Espaciamiento = ( 1.2 )( B )

SP = Sub - perforación ( Perforación bajo el piso ).

= ( 0.3 )( B )

AC = Altura de la cara ( frente del barreno ).

= Depende del equipo.

CF = Carga de fondo = ( 1.3 )( B )

CC = Carga de columna = PB - ( 2.3 )( B )

DB = Diámetro de barrenación.

V = Volúmen = ( B )( E )( AC )

III.4.7.- Cálculo de la voladura. Este cálculo involucra los siguientes aspectos:

Diseño de la plantilla para barrenación primaria

( FIG. 3 ):

$$DB = 6'' - 1/2 = 0.165 \text{ m}$$

$$B = ( 33 )( 0.165 ) = 5.45 \text{ m}$$

$$B = 5 \text{ m ( práctico )}$$

$$T = B = 5 \text{ m}$$

$$E = ( 1.2 )( 5 ) = 6 \text{ m}$$

$$SP = ( 0.3 )( 5 ) = 1.5 \text{ m}$$

$$AC = 24 \text{ m}$$

$$PB = 24 + 1.5 = 25.5 \text{ m}$$

$$CF = ( 1.3 )( 5 ) = 6.5 \text{ m}$$

$$CC = 25.5 - ( 2.3 )( 5 ) = 14 \text{ m}$$

$$\text{VOLUMEN} = ( 5 )( 6 )( 24 ) = 720 \text{ m}^3$$

$$\text{FACTOR DE TONELAJE} = 2.6 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{TONELAJE POR BARRENO} = ( 720 )( 2.6 ) = 1,872 \text{ ton}$$

$$\text{TONELAJE POR METRO BARRENADO} = \frac{1,872}{25.5} = 73.41 \text{ ton}$$

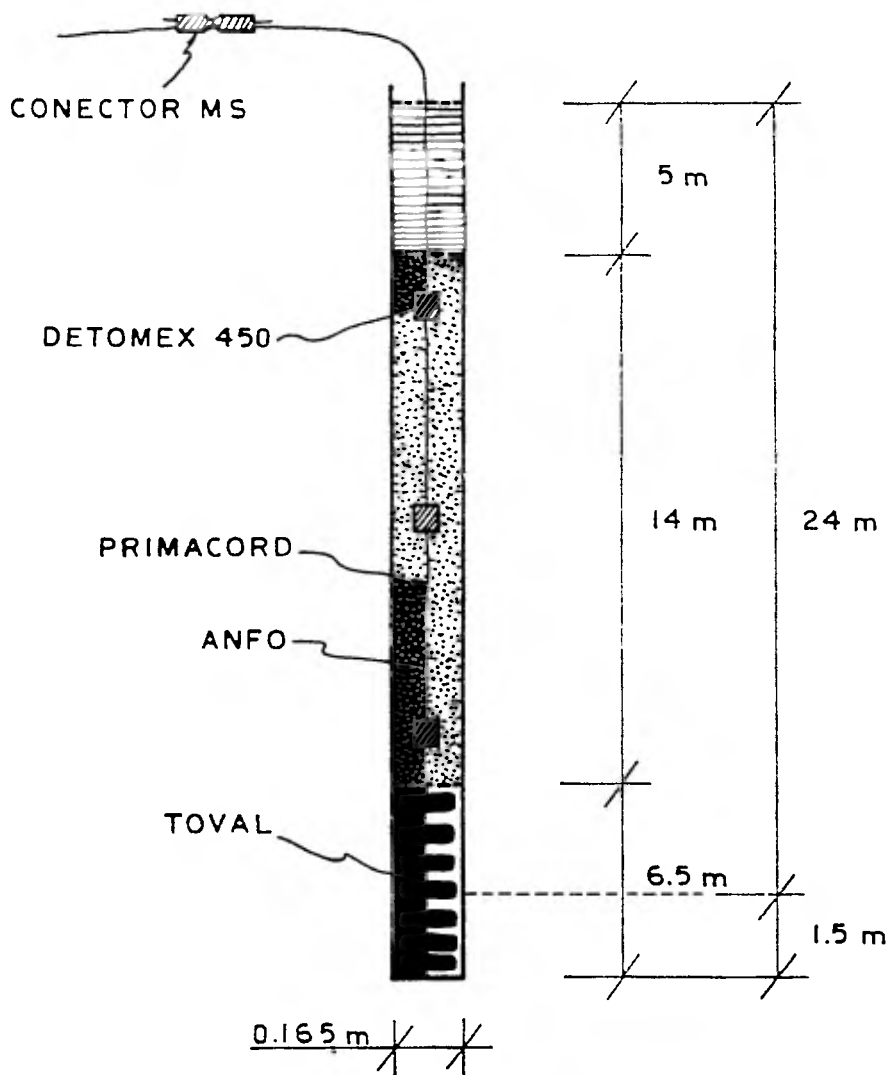


FIG. 3 PATRON DE BARRENACION  
Y EXPLOSIVOS USADOS



Tiempos de barrenación primaria. Estos tiempos los determinamos a partir de los siguientes datos:

PRODUCCION EN LA CANTERA = 130,465.33 ton/mes

TIEMPO DE BARRENACION = 6 días/semana

NUMERO DE TURNOS = 2 turnos/día

TIEMPO EFECTIVO POR TURNO = 6 h

VELOCIDAD DE BARRENACION = 4 m/h

Como se explotarán 130,465.33 ton/mes, entonces se requieren:

$$\frac{130,465.33}{73.41} = 1,777.21 \text{ m/mes de perforación.}$$

$$\text{TIEMPO TOTAL DE PERFORACION} = \frac{1,777.21}{4} = 444.3 \text{ h/mes}$$

$$\begin{aligned} \text{TIEMPO TOTAL EFECTIVO DE TRABAJO} &= (6)(2)(25) = \\ &= 300 \text{ h/mes} \end{aligned}$$

$$\text{NUMERO DE PERFORADORAS NECESARIAS} = \frac{444.3}{300} \doteq 2$$

Barrenación secundaria. Refiriendo estos cálculos a lo producido por un barreno y asumiendo que se tiene un 10 % de moneo como producto de la voladura primaria, tenemos:

TONELAJE EN BARRENACION PRIMARIA = 1,872 ton/barreno

$$\begin{aligned} \text{TONELAJE EN BARRENACION SECUNDARIA} &= (1,872)(0.10) = \\ &= 187.2 \text{ ton/barreno} \end{aligned}$$

Las perforadoras manuales que se utilizan en esta etapa proporcionan una velocidad de barrenación promedio de 2 m/h, y sobre cada roca se dá una longitud de penetración equivalente de 0.30 m. Por cada barreno en la etapa primaria se tienen como promedio 15 m de perforación en el moneo; por lo que, para efectos de cálculos, tendremos:

$$\text{TIEMPO EN BARRENACION SECUNDARIA} = \frac{15}{2} = 7.5 \text{ h/barreno}$$

Consumo de explosivos en barrenación primaria.

Para determinar este consumo, partimos de los siguientes datos:

$$\text{DENSIDAD DEL TOVAL} = 1.60 \text{ gr/cm}^3$$

$$\text{DENSIDAD DEL ANFO} = 0.85 \text{ gr/cm}^3$$

$$\text{FACTOR DE CARGA} = 0.80 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{VOLUMEN POR BARRENO} = 720 \text{ m}^3$$

$$\text{CANTIDAD DE EXPLOSIVOS} = ( 720 )( 0.80 ) = 576 \text{ kg/barreno}$$

Considerando en la práctica el uso de un 25 % de TOVAL y 75 % de ANFO, entonces el consumo de ambos es el siguiente:

$$\text{CANTIDAD DE TOVAL} = ( 576 )( 0.25 ) = 144 \text{ kg/barreno}$$

$$\text{CANTIDAD DE ANFO} = ( 576 )( 0.75 ) = 432 \text{ kg/barreno}$$

Como conclusión, tenemos el siguiente consumo de explosivos y artificios:

TOVAL	144 kg/barreno
ANFO	432 kg/barreno
DETOMEX 450	3 piezas/barreno
CORDON DETONANTE	25.5 m/barreno
CONECTORES MS	4 piezas/barreno

Consumo de explosivos en barrenación secundaria.

En la práctica se observa que con 100 gr de ANFO es suficiente para volar una roca de volúmen aproximado a  $1 \text{ m}^3$ , y en promedio, se necesitan 2 m de cordón detonante por cada roca, por lo que tendremos el siguiente consumo:

ANFO	$0.100 \text{ kg/m}^3$
CORDON DETONANTE	$2 \text{ m/m}^3$

Proporcionamiento de diesel. La cantidad de diesel por peso en la mezcla del Nitrato de Amonio es del 7 %, por lo que se emplean 4 lt de diesel para 50 kg de AN. Por lo tanto:

CANTIDAD DE ANFO EN BARRENACION PRIMARIA = 432 kg/barreno

$$\text{CANTIDAD NECESARIA DE DIESEL} = \frac{(432)(4)}{50} = 35 \text{ lt}$$

Para el moneo, tendremos en promedio un consumo de --

diesel equivalente al 15 % del consumo en la etapa primaria, --  
por lo tanto:

$$\text{CANTIDAD NECESARIA DE DIESEL} = ( 35 ) ( 0.15 ) \doteq 6 \text{ lt}$$

III.4.8.- Cargado y Acarreo de caliza a trituración. Para la -  
primera, se tienen cargadores frontales con capacidad de cucha-  
rón de  $7 \text{ yd}^3$  (  $5.4 \text{ m}^3$  ). Los datos de operación y cálculo de -  
este equipo, son los siguientes:

$$\text{PRODUCCION EN TRITURACION} = 4,349 \text{ ton/día}$$

$$\text{TIEMPO DE OPERACION EN TRITURACION} = 7 \text{ días/semana}$$

$$\text{NUMERO DE TURNOS EN TRITURACION} = 2 \text{ turnos/día}$$

$$\text{TIEMPO DE OPERACION EN LA CANTERA} = 6 \text{ días/semana}$$

$$\text{NUMERO DE TURNOS EN LA CANTERA} = 2 \text{ turnos/día}$$

$$\text{TIEMPO EFECTIVO POR TURNO} = 6 \text{ h}$$

$$\text{FACTOR DE ACARREO} = 80 \%$$

$$\text{FACTOR DE TONELAJE} = 2.6 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{PRODUCCION EN LA CANTERA} = \frac{130,465.33}{( 25 )( 2 )} =$$

$$= 2,609.31 \text{ ton/turno}$$

$$\frac{2,609.31}{6} \doteq 435 \text{ ton/h}$$

Considerando el tipo de roca a trabajar y de acuerdo\_

con los datos de operación obtenidos, tendremos que:

TIEMPO PARA LLENAR Y CARGAR UN CUCHARON = 35 s

TIEMPO DE ACARREO = 25 s

TIEMPO DE RETORNO = 19 s

TIEMPO TOTAL DEL CICLO = 79 s = 1.32 min

EFICIENCIA DE LA OPERACION POR HORA = 75 %

TIEMPO TOTAL POR CICLO =  $\frac{(60)(0.75)}{1.32} = 34$  ciclos/h

TONELAJE REQUERIDO POR CICLO = 435 ton/ciclo

CAPACIDAD DEL CUCHARON = ( 5.4 )( 2.6 )( 0.80 ) = 11.2 ton

TONELAJE REAL POR CICLO =  $\frac{435}{34} = 12.79$  ton/ciclo

Por lo tanto, tenemos que el número de cargadores frontales necesarios para cargar 435 ton/h, es el siguiente:

NUMERO DE CARGADORES FRONTALES =  $\frac{12.79}{11.20} \doteq 2$

En la fase de acarreo, los camiones Euclid tienen capacidad para transportar 28 ton por viaje cada uno. Los datos de operación para el cálculo de este equipo son los siguientes:

PRODUCCION EN LA CANTERA = ( 2,609.31 )( 2 ) =  
= 5,218.62 ton/día

NUMERO DE TURNOS EN LA CANTERA = 2 turnos/día

TIEMPO EFECTIVO POR TURNO = 6 h

NUMERO DE VIAJES POR HORA = 5

NUMERO DE VIAJES POR TURNO = ( 5 )( 6 ) = 30

NUMERO DE CAMIONES NECESARIOS =  $\frac{5,218.62}{( 28 )( 30 )( 2 )} \approx 4$

III.4.9.- Acarreo de caliza triturada a fábrica. Para esta operación se tienen camiones de 20 ton de capacidad, los cuales -- hacen el acarreo de caliza triturada a las tolvas de almacenamiento de materias primas en fábrica. Los datos y cálculo de este equipo, son:

PRODUCCION EN TRITURACION = 4,349 ton/día

NUMERO DE TURNOS PARA ACARREO = 3 turnos/día

TIEMPO EFECTIVO POR TURNO = 6 h

NUMERO DE VIAJES POR HORA = 2

NUMERO DE VIAJES POR TURNO = ( 2 )( 6 ) = 12

NUMERO DE CAMIONES NECESARIOS =  $\frac{4,349}{( 20 )( 12 )( 3 )} = 6$

### III.5.- EXPLOTACION DE PIZARRA.

III.5.1.- Descripción. Esta cantera se encuentra localizada a unos 4 km aproximadamente de la fábrica y se tiene acceso a ella por una carretera totalmente asfaltada y un tramo corto de terracería, permitiéndose el tráfico por ellas en cualquier época -- del año.

Para su preparación se hicieron caminos en ambos lados del cerro, lo que permite ir bordeándolo a medida que avanza la explotación. Al respecto, y debido a que esta formación arcillosa presenta planos de estratificación horizontales en capas muy delgadas, y dureza que varía de suave a media, no se hace necesario utilizar una fase de barrenación durante la explotación, aunque en ocasiones se emplean explosivos con el objeto de aflojar o reducir en parte la resistencia que pueda presentar este material y facilitar así, en cierta medida, la operación de los equipos utilizados en esta cantera.

III.5.2.- Explotación. Para la explotación de esta cantera y tomando en cuenta las características estructurales que presenta este material arcilloso, se utiliza un tractor de carriles -- ( bulldozer ) de gran tracción en este tipo de trabajos pesados, equipado con ripper doble el cual funciona como accesorio. Las especificaciones de este equipo, son: Tractor " Caterpillar " D8K, con un motor CAT - D342 de 6 cilindros, que proporciona -- una potencia de 300 hp ( 224 kW ) a 1,330 RPM y con un peso de 31,400 kg ( 69,300 lb ).

III.5.3.- Cargado y Acarreo de pizarra a trituración. Para la primera fase, se dispone de un cargador de carriles que se usa normalmente para el cargado de camiones y para la fragmentación de rocas. Las especificaciones que presenta este equipo son -- las siguientes: Cargador de carriles " Caterpillar " 983B, con cucharón de  $5 \text{ yd}^3$  (  $3.82 \text{ m}^3$  ) de capacidad, motor de 275 hp --- ( 205 kW ) de potencia y un peso de 35,620 kg ( 78,530 lb ).

Para el acarreo, se tienen camiones Dina 661 - G3/1, con capacidad de 20 ton cada uno.

Las condiciones de operación y cálculo de este equipo son las siguientes:

Cargado:

PRODUCCION EN TRITURACION = 1,627.24 ton/día

TIEMPO DE OPERACION EN TRITURACION = 6 días/semana

NUMERO DE TURNOS EN TRITURACION = 1 turno/día

TIEMPO DE OPERACION EN LA CANTERA = 6 días/semana

NUMERO DE TURNOS EN LA CANTERA = 1 turno/día

TIEMPO EFECTIVO POR TURNO = 6 h

FACTOR DE ACARREO = 80 %

FACTOR DE TONELAJE =  $2.4 \text{ ton/m}^3$

PRODUCCION EN LA CANTERA = 1,627.24 ton/día

$$\frac{1,627.24}{(6)(1)} = 271.21 \text{ ton/h}$$



TIEMPO PARA LLENAR Y CARGAR UN CUCHARON = 30 s/ciclo

EFICIENCIA DE OPERACION POR HORA = 75 %

TIEMPO TOTAL POR CICLO =  $\frac{(3,600)(0.75)}{30} = 90$  ciclos/h

CAPACIDAD DEL CUCHARON = ( 3.82 )( 2.4 )( 0.80 ) = 7.33 ton

RENDIMIENTO DEL CARGADOR = ( 7.33 )( 90 )  $\cong$  660 ton/h

Como conclusión, podemos decir que con un solo cargador es suficiente para cubrir la etapa de cargado en la cantera de pizarra.

Acarreo:

PRODUCCION EN TRITURACION = 1,627.24 ton/día

NUMERO DE TURNOS PARA ACARREO = 1 turno/día

TIEMPO EFECTIVO POR TURNO = 6 h

NUMERO DE VIAJES POR HORA = 2.5

NUMERO DE VIAJES POR TURNO = ( 2.5 )( 6 ) = 15

NUMERO DE CAMIONES NECESARIOS =  $\frac{1,627.24}{(20)(15)(1)} \cong 6$

CAPITULO IV

ANALISIS DE COSTOS UNITARIOS

#### IV.1.- GENERALIDADES.

Este capítulo es de sumo interés y tiene como objetivo fundamental, realizar un análisis de los cargos que integran un costo unitario en relación a la explotación y transporte de caliza y pizarra, para lo cual se utilizan los servicios de una empresa cooperativista, fundada con este fin.

El estudio económico abarcará todos los cargos directos que se derivan de las erogaciones efectuadas exclusivamente para realizar dichos conceptos de trabajos, incluyendo una descripción de los cargos que integran un costo horario por maquinaria, los cuales se podrán observar en los correspondientes -- anexos que detallamos más adelante. Los cargos indirectos, que serían los gastos generales necesarios para la ejecución de estos trabajos y que realiza el contratista.

#### IV.2.- CARGOS DIRECTOS.

IV.2.1.- Costos de explotación y transporte de caliza. Dentro de estos, consideramos:

##### Costo de barrenación primaria:

COSTO HORARIO DE PERFORADORA ( ANEXO 1 ) = \$ 349.34

COSTO HORARIO POR COMPRESOR ( ANEXO 2 ) = \$ 263.53

COSTO HORARIO POR BARRENACION PRIMARIA = \$ 612.87

VELOCIDAD DE BARRENACION = 4 m/h

TONELAJE POR METRO BARRENADO = 73.41 ton

COSTO POR METRO BARRENADO =  $\frac{612.87}{4} = 153.22 \text{ \$/m}$

COSTO POR BARRENACION PRIMARIA =  $\frac{153.22}{73.41} = 2.09 \text{ \$/ton}$

Costo por explosivos en barrenación primaria:

EXPLOSIVO	CONSUMO	COSTO UNITARIO	COSTO
TOVAL	144 kg/barreno	25.45 \\$/kg	\$ 3,664.80
ANFO	432 kg/barreno	4.10 \\$/kg	\$ 1,771.20
DETOMEX 450	3 piezas/barreno	37.40 \\$/pieza	\$ 112.20
CORDON DETONANTE	25.5 m/barreno	5.00 \\$/m	\$ 127.50
CONECTORES MS	4 piezas/barreno	45.75 \\$/pieza	\$ 183.00
DIESEL	35 lt/barreno	1.00 \\$/lt	\$ 35.00

COSTO POR BARRENO: \$ 5,893.70

VOLUMEN POR BARRENO =  $720 \text{ m}^3$

FACTOR DE TONELAJE =  $2.6 \text{ ton/m}^3$

COSTO POR EXPLOSIVOS EN BARRENACION PRIMARIA =

$$= \frac{5,893.70}{(720)(2.6)} = 3.15 \text{ \$/ton}$$

Costo de barrenación secundaria:

COSTO HORARIO POR COMPRESOR ( ANEXO 2 ) = \$ 263.53

COSTO HORARIO DE PERFORADORA ( ANEXO 3 ) = \$ 74.91

El compresor abastece a seis perforadoras, por lo tanto:

$$\text{COSTO HORARIO POR COMPRESOR} = \frac{263.53}{6} = \$ 43.92$$

$$\text{COSTO HORARIO POR BARRENACION SECUNDARIA} = \$ 118.83$$

$$\text{TIEMPO DE BARRENACION} = 7.5 \text{ h}$$

$$\text{TONELAJE PARA BARRENACION SECUNDARIA} = 187.20 \text{ ton}$$

$$\begin{aligned} \text{COSTO POR BARRENACION SECUNDARIA} &= \frac{(118.83)(7.5)}{187.20} = \\ &= 4.76 \text{ \$/ton} \end{aligned}$$

Costo por explosivos en barrenacion secundaria:

EXPLOSIVO	CONSUMO	COSTO UNITARIO	COSTO
ANFO	0.100 kg/m <sup>3</sup>	4.10 \\$/kg	\$ 0.41
CORDON DETONANTE	2 m/m <sup>3</sup>	5.00 \\$/m	\$ 10.00
			\$ 10.41

A este costo le agregamos un 5 % aproximadamente por consumo de diesel, y nos queda:

$$\text{COSTO TOTAL POR EXPLOSIVOS} = (10.41)(1.05) = 10.93 \text{ \$/m}^3$$

$$\text{FACTOR DE TONELAJE} = 2.6 \text{ ton/m}^3$$

$$\begin{aligned} \text{COSTO POR EXPLOSIVOS EN BARRENACION SECUNDARIA} &= \frac{10.93}{2.6} = \\ &= 4.20 \text{ \$/ton} \end{aligned}$$

Costo por cargado y acarreo a trituración:

$$\text{COSTO HORARIO POR CARGADOR ( ANEXO 4 )} = \$ 1,550.34$$

PRODUCCION EN LA CANTERA = 435 ton/h

RENDIMIENTO POR CARGADOR =  $\frac{435}{3} = 145 \text{ ton/h}$

COSTO POR CARGADO =  $\frac{1,550.34}{145} = 10.69 \text{ \$/ton}$

COSTO HORARIO POR CAMION ( ANEXO 5 ) = \$ 881.66

RENDIMIENTO POR CAMION =  $\frac{435}{4} = 108.75 \text{ ton/h}$

COSTO POR ACARREO =  $\frac{881.66}{108.75} = 8.11 \text{ \$/ton}$

COSTO TOTAL POR CARGADO Y ACARREO = 18.80 \$/ton

Costo por personal en trituración:

En la sección de trituración se tiene un encargado de bandas y seis obreros, por lo que:

PRODUCCION EN TRITURACION =  $\frac{4,349}{12} = 362.42 \text{ ton/h}$

COSTO HORARIO POR OBREROS =  $\frac{(Sa)(Fs)}{H}$   
 $= \frac{(107)(1.4)(6)}{6} = \$ 149.80$

COSTO HORARIO POR BANDERO =  $\frac{(113)(1.4)}{6} = \$ 26.37$

COSTO HORARIO TOTAL POR MANO DE OBRA EN TRITURACION =  
 $= \$ 176.17$

$$\underline{\text{COSTO POR MANO DE OBRA EN TRITURACION}} = \frac{176.17}{362.42} =$$

$$= 0.49 \text{ \$/ton}$$

Costo por transporte de caliza triturada a fábrica:

ca:

$$\text{COSTO HORARIO POR CAMION ( ANEXO 6 )} = \$ 323.75$$

$$\text{NUMERO DE VIAJES POR HORA} = 2$$

$$\text{TONELAJE POR VIAJE} = 20 \text{ ton}$$

$$\text{TONELAJE POR HORA} = ( 20 )( 2 ) = 40 \text{ ton/h}$$

$$\underline{\text{COSTO POR TRANSPORTE DE CALIZA A FABRICA}} = \frac{323.75}{40} =$$

$$= 8.09 \text{ \$/ton}$$

IV.2.2.- Costo de explotación y transporte de pizarra. Dentro de estos, consideramos:

Costo por explotación de pizarra:

Este cálculo lo haremos para una producción en la cantera de 271.21 ton/h, por lo que tendremos:

$$\text{COSTO HORARIO POR BULLDOZER ( ANEXO 7 )} = \$ 1,122.08$$

$$\underline{\text{COSTO POR BULLDOZER}} = \frac{1,122.08}{271.21} = 4.14 \text{ \$/ton}$$

$$\text{COSTO HORARIO POR CARGADOR ( ANEXO 8 )} = \$ 961.39$$

$$\underline{\text{COSTO POR CARGADO}} = \frac{961.39}{271.21} = 3.54 \text{ \$/ton}$$

Costo por mano de obra necesaria para reducción del material en la cantera, usando el siguiente personal:

1 COMPRESORISTA	\$	151.98
1 AYUDANTE	\$	132.16
1 SOBRESTANTE	\$	163.50
6 OBREROS ( 107 x 6 )	\$	<u>642.00</u>
TOTAL:	\$	1,090.14

$$\text{COSTO HORARIO TOTAL} = \frac{(Sa)(Fs)}{H} = \frac{(1,090.14)(1.4)}{6} =$$

$$= \$ 254.37$$

$$\text{COSTO TOTAL POR MANO DE OBRA EN LA CANTERA} = \frac{254.37}{271.21} =$$

$$= 0.94 \$/\text{ton}$$

Costo por transporte de pizarra a fábrica:

$$\text{COSTO HORARIO POR CAMION ( ANEXO 9 )} = \$ 393.79$$

$$\text{NUMERO DE VIAJES POR HORA} = 2.5$$

$$\text{TONELAJE POR VIAJE} = 20 \text{ ton}$$

$$\text{TONELAJE POR HORA} = (20)(2.5) = 50 \text{ ton/h}$$

$$\text{COSTO POR TRANSPORTE DE PIZARRA A FABRICA} = \frac{393.79}{50} =$$

$$= 7.88 \$/\text{ton}$$



IV.2.3.- Resumen de cargos directos por explotación y transporte de caliza y pizarra. Estos cargos son los siguientes:

COSTO POR EXPLOTACION DE CALIZA = 33.49 \$/ton

COSTO POR TRANSPORTE DE CALIZA A FABRICA = 8.09 \$/ton

COSTO POR EXPLOTACION DE PIZARRA = 8.62 \$/ton

COSTO POR TRANSPORTE DE PIZARRA A FABRICA = 7.88 \$/ton

## COSTOS HORARIOS ( SIMBOLOGIA UTILIZADA ):

Va = Valor de adquisición

Vr = Valor de rescate = 15 % del valor de adquisición, al final de su vida económica

Ve = Vida económica en horas

Ha = Número de horas efectivas de trabajo en un año

i = Tasa de interés anual en vigor = 23 %

s = Prima anual = 3 %

Q = Coeficiente experimental = 0.4

D = Depreciación por hora efectiva de trabajo

c = Cantidad necesaria de combustible por hora efectiva de trabajo

Pc = Precio unitario de combustible puesto en la máquina

VLL = Valor de adquisición de las llantas

VC = Valor de adquisición de las cadenas

Hv = Vida económica en horas

Sa = Salario por turno del personal necesario para operar la máquina

Fs = Factor de salario real = 1.4

H = Horas efectivas trabajadas por hombre o maquinaria en el turno

ANEXO 1

DESCRIPCION: Perforadora rotatoria " Stenuick " Perfo - 66D

VALOR DE ADQUISICION: \$ 920,000

VALOR DE RESCATE: \$ 138,000

HORAS DE VIDA: 10,000

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{920,000 - 138,000}{10,000} = \$ 78.20/h$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{2H_a} = \frac{(920,000 + 138,000)(0.23)}{(2)(3,600)} = \\ &= \$ 33.80/h \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2H_a} = \frac{(920,000 + 138,000)(0.03)}{(2)(3,600)} = \\ &= \$ 4.41/h \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(78.20) = \$ 31.28/h$$

CONSUMO DE ACERO:

$$\text{MARTILLOS} = \frac{V_a}{H_v} = \frac{35,650}{600} = \$ 59.42/h$$

$$\text{BROCAS} = \frac{V_a}{H_v} = \frac{33,896.93}{400} = \$ 84.74/h$$

$$\text{PERFORISTA} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(134.40)(1.4)}{6} = \$ 31.36/h$$

$$\text{AYUDANTE} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(112)(1.4)}{6} = \$ 26.13/h$$

COSTO HORARIO TOTAL = \$ 349.34

ANEXO 2

DESCRIPCION: Compresor " Joy " RPS - 800

VALOR DE ADQUISICION: \$ 1,104,000

VALOR DE RESCATE: \$ 165,600

HORAS DE VIDA: \$ 10,000

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{1.104,000 - 165,600}{10,000} = \$ 93.84/h$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{2Ha} = \frac{(1,104,000 + 165,600)(0.23)}{(2)(3,600)} = \\ &= \$ 40.56/h \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2Ha} = \frac{(1,104,000 + 165,600)(0.03)}{(2)(3,600)} = \\ &= \$ 5.29/h \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(93.84) = \$ 37.54/h$$

$$\text{COMBUSTIBLE} = (c)(P_c) = (20)(1.00) = \$ 20.00/h$$

$$\text{COMPRESORISTA} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(151.98)(1.4)}{6} = \$ 35.46/h$$

$$\text{AYUDANTE} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(132.16)(1.4)}{6} = \$ 30.84/h$$

COSTO HORARIO TOTAL = \$ 263.53

ANEXO 3

DESCRIPCION: Perforadora manual "Gadner - Denver" SF83

VALOR DE ADQUISICION: \$ 42,000

VALOR DE RESCATE: \$ 6,300

HORAS DE VIDA: 5,000

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{42,000 - 6,300}{5,000} = \$ 7.14/h$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{(2)(2,250)} = \frac{(42,000 + 6,300)(0.23)}{(2)(2,250)} = \\ &= \$ 2.47/h \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2H_a} = \frac{(42,000 + 6,300)(0.03)}{(2)(2,250)} = \\ &= \$ 0.32/h \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(7.14) = \$ 2.86/h$$

$$\text{CONSUMO DE ACERO} = \frac{V_a}{H_v} = \frac{1,851}{400} = \$ 4.63/h$$

$$\text{PERFORISTA} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(134.40)(1.4)}{6} = \$ 31.36/h$$

$$\text{AYUDANTE} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(112)(1.4)}{6} = \$ 26.13/h$$

COSTO HORARIO TOTAL = \$ 74.91

ANEXO 4

DESCRIPCION: Cargador frontal Cat - 988B

VALOR DE ADQUISICION: \$ 5,750,000

VALOR DE RESCATE: \$ 862,500

HORAS DE VIDA: 10,000

VALOR DE LAS LLANTAS: \$ 644,000

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{5,750,000 - 862,500}{10,000} = \$ 488.75/\text{h}$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{2H_a} = \frac{(5,750,000 + 862,500)(0.23)}{(2)(3600)} = \\ &= \$ 211.23/\text{h} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2H_a} = \frac{(5,750,000 + 862,500)(0.03)}{(2)(3600)} = \\ &= \$ 27.55/\text{h} \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(488.75) = \$ 195.50/\text{h}$$

$$\text{COMBUSTIBLE} = (c)(P_c) = (55)(1.00) = \$ 55.00/\text{h}$$

$$\text{LLANTAS} = \frac{V_{LL}}{H_v} = \frac{644,000}{1,500} = \$ 429.33/\text{h}$$

$$\text{OPERADOR} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(327.75)(1.4)}{6} = \$ 76.48/\text{h}$$

$$\text{AYUDANTE} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(285)(1.4)}{6} = \$ 66.50/\text{h}$$

$$\text{COSTO HORARIO TOTAL} = \$ 1,550.34$$

ANEXO 5

DESCRIPCION: Camión " Euclid " R35 - 201

VALOR DE ADQUISICION: \$ 4,255,000

VALOR DE RESCATE: \$ 638,250

HORAS DE VIDA: 10,000

VALOR DE LAS LLANTAS: \$ 207,000

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{4,255,000 - 638,250}{10,000} = \$ 361.68/h$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{2H_a} = \frac{(4,255,000 + 638,250)(0.23)}{(2)(3,600)} = \\ &= \$ 156.31/h \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2H_a} = \frac{(4,255,000 + 638,250)(0.03)}{(2)(3,600)} = \\ &= \$ 20.39/h \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(361.68) = \$ 144.67/h$$

$$\text{COMBUSTIBLE} = (c)(P_c) = (35)(1.00) = \$ 35.00/h$$

$$\text{LLANTAS} = \frac{V_{LL}}{H_v} = \frac{207,000}{1,800} = \$ 115.00/h$$

$$\text{OPERADOR} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(208.32)(1.4)}{6} = \$ 48.61/h$$

$$\text{COSTO HORARIO TOTAL} = \$ 881.66$$

ANEXO 6

DESCRIPCION: Camión " Dina " 661 - G3/1

VALOR DE ADQUISICION: \$ 1,265,000

VALOR DE RESCATE: \$ 189,750

HORAS DE VIDA: 8,000

VALOR DE LAS LLANTAS: \$ 35,100

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{1,265,000 - 189,750}{8,000} = \$ 134.41/h$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{2Ha} = \frac{(1,265,000 + 189,750)(0.23)}{(2)(5,400)} = \\ &= \$ 30.98/h \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2Ha} = \frac{(1,265,000 + 189,750)(0.03)}{(2)(5,400)} = \\ &= \$ 4.04/h \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(134.41) = \$ 53.76/h$$

$$\text{COMBUSTIBLE} = (c)(P_c) = (20)(1.00) = \$ 20.00/h$$

$$\text{LLANTAS} = \frac{V_{LL}}{H_v} = \frac{35,100}{800} = \$ 43.88/h$$

$$\text{OPERADOR} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(157.20)(1.4)}{6} = \$ 36.68/h$$

COSTO HORARIO TOTAL = \$ 323.75



ANEXO 7

DESCRIPCION: Tractor de carriles Cat - D8K

VALOR DE ADQUISICION: \$ 5,400,000

VALOR DE RESCATE: \$ 810,000

HORAS DE VIDA: 15,000

VALOR DE LAS CADENAS: \$ 336,000

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{5,400,000 - 810,000}{15,000} = \$ 306.00/\text{h}$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{2H_a} = \frac{(5,400,000 + 810,000)(0.23)}{(2)(1,800)} = \\ &= \$ 396.75/\text{h} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2H_a} = \frac{(5,400,000 + 810,000)(0.03)}{(2)(1,800)} = \\ &= \$ 51.75/\text{h} \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(306.00) = \$ 122.40/\text{h}$$

$$\text{COMBUSTIBLE} = (c)(P_c) = (35)(1.00) = \$ 35.00/\text{h}$$

$$\text{CADENAS} = \frac{VC}{H_v} = \frac{336,000}{5,000} = \$ 67.20/\text{h}$$

$$\text{OPERADOR} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(327.75)(1.4)}{6} = \$ 76.48/\text{h}$$

$$\text{AYUDANTE} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(285)(1.4)}{6} = \$ 66.50/\text{h}$$

$$\text{COSTO HORARIO TOTAL} = \$ 1,122.08$$

ANEXO S

DESCRIPCION: Cargador de carriles Cat - 983B

VALOR DE ADQUISICION: \$ 4,560,000

VALOR DE RESCATE: \$ 684,000

HORAS DE VIDA: 15,000

VALOR DE LAS CADENAS: \$ 287,500

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{4,560,000 - 684,000}{15,000} = \$ 258.40/h$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{2Ha} = \frac{(4,560,000 + 684,000)(0.23)}{(2)(1,800)} = \\ &= \$ 335.03/h \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2Ha} = \frac{(4,560,000 + 684,000)(0.03)}{(2)(1,800)} = \\ &= \$ 43.70/h \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(258.40) = \$ 103.36/h$$

$$\text{COMBUSTIBLE} = (c)(P_c) = (30)(1.00) = \$ 30.00/h$$

$$\text{CADENAS} = \frac{VC}{H_v} = \frac{287,500}{6,000} = \$ 47.92/h$$

$$\text{OPERADOR} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(327.75)(1.4)}{6} = \$ 76.48/h$$

$$\text{AYUDANTE} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(285)(1.4)}{6} = \$ 66.50/h$$

COSTO HORARIO TOTAL = \$ 961.39

ANEXO 9

DESCRIPCION: Camión " Dina " 661 - G3/1

VALOR DE ADQUISICION: \$ 1,265,000

VALOR DE RESCATE: \$ 189,750

HORAS DE VIDA: 8,000

VALOR DE LAS LLANTAS: \$ 35,100

$$\text{DEPRECIACION} = \frac{V_a - V_r}{V_e} = \frac{1,265,000 - 189,750}{8,000} = \$ 134.41/h$$

$$\begin{aligned} \text{INVERSION} &= \frac{(V_a + V_r) i}{2Ha} = \frac{(1,265,000 + 189,750)(0.23)}{(2)(1,800)} = \\ &= \$ 92.94/h \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{SEGUROS} &= \frac{(V_a + V_r) s}{2Ha} = \frac{(1,265,000 + 189,750)(0.03)}{(2)(1,800)} = \\ &= \$ 12.12/h \end{aligned}$$

$$\text{MANTENIMIENTO} = (Q)(D) = (0.4)(134.41) = \$ 53.76/h$$

$$\text{COMBUSTIBLE} = (c)(P_c) = (20)(1.00) = \$ 20.00/h$$

$$\text{LLANTAS} = \frac{VLL}{Hv} = \frac{35,100}{800} = \$ 43.88/h$$

$$\text{OPERADOR} = \frac{(S_a)(F_s)}{H} = \frac{(157.20)(1.4)}{6} = \$ 36.68/h$$

COSTO HORARIO TOTAL = \$ 393.79

## IV.3.- CARGOS INDIRECTOS.

IV.3.1.- Por administración. Según las listas de rayas, el pago por personal administrativo fué de: \$ 131,138.76/mes

Considerando un factor de salario real de 1.4, tendremos:

$$( 131,138.76 )( 1.4 ) = \$ 183,594.26/\text{mes}$$

Por conceptos de trabajos, la empresa percibe:

CONCEPTO	COSTO UNITARIO ( \$/ton )	TONELAJE ( ton/mes )	PERCEPCION ( \$/mes )	%
E. CALIZA	33.49	130,465.33	4,369,283.90	72.0
T. CALIZA	8.09	130,465.33	1,055,464.52	17.0
E. PIZARRA	8.62	40,681	350,670.22	6.0
T. PIZARRA	7.88	40,681	320,566.28	5.0
			<u>6,095,984.92</u>	<u>100.0</u>

Para determinar el costo por administración, tendremos:

COSTO DE ADMINISTRACION POR EXPLOTACION DE CALIZA =

$$= \frac{( 183,594.26 )( 0.72 )}{130,465.33} = 1.01 \text{ \$/ton}$$

COSTO DE ADMINISTRACION POR TRANSPORTE DE CALIZA =

$$= \frac{( 183,594.26 )( 0.17 )}{130,465.33} = 0.24 \text{ \$/ton}$$

COSTO DE ADMINISTRACION POR EXPLOTACION DE PIZARRA =

$$= \frac{(183,594.26)(0.06)}{40,681} = 0.27 \text{ \$/ton}$$

COSTO DE ADMINISTRACION POR TRANSPORTE DE PIZARRA =

$$= \frac{(183,594.26)(0.05)}{40,681} = 0.23 \text{ \$/ton}$$

IV.3.2.- Generales. Para determinar los cargos indirectos generales, tendremos:

CONSULTORES, DOCTORES, etc.	\$	42,685
DEPRECIACION, MANTENIMIENTO, RENTA	\$	21,740
PRECIO EDIFICIO Y TERRENO	\$	1,124,000
PRECIO TALLERES, BODEGAS Y TERRENOS	\$	1,050,000
PRECIO MUEBLES Y ENSERES	\$	150,000
4 CAMIONETAS	\$	380,000
1 CAMION PARA SUMINISTROS	\$	20,500
GASTOS DE OFICINA, PAPELERIA, UTILES DE ESCRITORIO, COPIAS, etc.	\$	2,000
TELEFONO, TELEGRAFO Y CORREO	\$	1,100
ENERGIA ELECTRICA	\$	1,580
GASTOS DIVERSOS	\$	8,475
DEPRECIACION MOBILIARIO Y EQUIPO DE OFICINA	\$	1,300
REFACCIONES Y HERRAMIENTAS	\$	1,400,000

Por lo tanto, nos quedará:

Inversión total.

PRECIO EDIFICIO Y TERRENO	\$ 1,124,000
PRECIO TALLERES, BODEGAS Y TERRENOS	\$ 1,050,000
4 CAMIONETAS	\$ 380,000
1 CAMION PARA SUMINISTROS	\$ 20,500
REFACCIONES Y HERRAMIENTAS	\$ 1,400,000
	<hr/>
TOTAL:	\$ 3,974,500
RENTA 3 % MENSUAL:	\$ 119,235

Gastos de oficina.

DEPRECIACION, MANTENIMIENTO, RENTA	\$ 21,740
GASTOS DE OFICINA, PAPELERIA, UTILES DE ESCRITORIO, COPIAS, etc.	\$ 2,000
TELEFONO, TELEGRAFO Y CORREO	\$ 1,100
ENERGIA ELECTRICA	\$ 1,580
GASTOS DIVERSOS	\$ 8,475
DEPRECIACION MOBILIARIO Y EQUIPO DE OFICINA	\$ 1,300
	<hr/>
TOTAL:	\$ 36,195

Gastos.

CONSULTORES, DOCTORES, etc.	\$ 42,685
-----------------------------	-----------

Los cargos indirectos por gastos generales, suman un

total de: \$ 198,115.00/mes.

De acuerdo con lo que percibe la empresa por conceptos de trabajos, el costo por gastos generales será el siguiente:

COSTOS GENERALES POR EXPLOTACION DE CALIZA =

$$= \frac{(198,115.00)(0.72)}{130,465.33} = 1.09 \text{ \$/ton}$$

COSTOS GENERALES POR TRANSPORTE DE CALIZA =

$$= \frac{(198,115.00)(0.17)}{130,465.33} = 0.26 \text{ \$/ton}$$

COSTOS GENERALES POR EXPLOTACION DE PIZARRA =

$$= \frac{(198,115.00)(0.06)}{40,681} = 0.29 \text{ \$/ton}$$

COSTOS GENERALES POR TRANSPORTE DE PIZARRA =

$$= \frac{(198,115.00)(0.05)}{40,681} = 0.24 \text{ \$/ton}$$

## IV.4.- SEGURO SOCIAL.

Posteriormente a la determinación del costo unitario, incluyendo la utilidad del 23 %, consideramos el cargo por Seguro Social, que según reportes representa una erogación mensual por parte de la cooperativa de: \$ 156,721.24

Por lo tanto, la parte proporcional de este cargo a cada uno de los conceptos de trabajos, es el siguiente:

COSTO DE SEGURO SOCIAL POR EXPLOTACION DE CALIZA =

$$= \frac{(156,721.24)(0.72)}{130,465.33} = 0.86 \text{ \$/ton}$$

COSTO DE SEGURO SOCIAL POR TRANSPORTE DE CALIZA =

$$= \frac{(156,721.24)(0.17)}{130,465.33} = 0.20 \text{ \$/ton}$$

COSTO DE SEGURO SOCIAL POR EXPLOTACION DE PIZARRA =

$$= \frac{(156,721.24)(0.06)}{40,681} = 0.23 \text{ \$/ton}$$

COSTO DE SEGURO SOCIAL POR TRANSPORTE DE PIZARRA =

$$= \frac{(156,721.24)(0.05)}{40,681} = 0.19 \text{ \$/ton}$$



## IV.5.- CARGOS QUE INTEGRAN UN COSTO UNITARIO.

## IV.5.1.- Costo unitario por explotación de caliza:

Cargo directo.

COSTO POR EXPLOTACION DE CALIZA:	\$ 33.49
----------------------------------	----------

Cargos indirectos.

COSTO DE ADMINISTRACION POR EXPLOTACION DE CALIZA:	\$ 1.01
--	---------

COSTOS GENERALES POR EXPLOTACION DE CALIZA:	\$ 1.09
	<hr/>
	\$ 35.59

MAS UTILIDAD DEL 23 % ( 35.59 x 1.23 ):	\$ 43.78
---	----------

COSTO DE SEGURO SOCIAL POR EXPLOTACION DE CALIZA:	\$ 0.86
	<hr/>

TOTAL:	\$ 44.64
--------	----------

## IV.5.2.- Costo unitario por transporte de caliza:

Cargo directo.

COSTO POR TRANSPORTE DE CALIZA:	\$	8.09
---------------------------------	----	------

Cargos indirectos.

COSTO DE ADMINISTRACION POR TRANSPORTE DE CALIZA:	\$	0.24
---	----	------

COSTOS GENERALES POR TRANSPORTE DE CALIZA:	\$	0.26
--	----	------

	\$	8.59
--	----	------

MAS UTILIDAD DEL 23 % ( 8.59 x 1.23 ):	\$	10.57
--	----	-------

COSTO DE SEGURO SOCIAL POR TRANSPORTE DE CALIZA:	\$	0.20
--	----	------

TOTAL:	\$	10.77
--------	----	-------

## IV.5.3.- Costo unitario por explotación de pizarra:

Cargo directo.

COSTO DE EXPLOTACION DE PIZARRA:	\$	8.62
----------------------------------	----	------

Cargos indirectos.

COSTO DE ADMINISTRACION POR EXPLOTACION DE PIZARRA:	\$	0.27
---	----	------

COSTOS GENERALES POR EXPLOTACION DE PIZARRA:	\$	0.29
--	----	------

	\$	9.18
--	----	------

MAS UTILIDAD DEL 23 % ( 9.18 x 1.23 ):	\$	11.29
--	----	-------

COSTO DE SEGURO SOCIAL POR EXPLOTACION DE PIZARRA:	\$	0.23
--	----	------

TOTAL:	\$	11.52
--------	----	-------

## IV.5.4.- Costo unitario por transporte de pizarra:

Cargo directo.

COSTO POR TRANSPORTE DE PIZARRA:	\$	7.88
----------------------------------	----	------

Cargos indirectos.

COSTO DE ADMINISTRACION POR TRANSPORTE DE PIZARRA:	\$	0.23
--	----	------

COSTOS GENERALES POR TRANSPORTE DE PIZARRA:	\$	0.24
		<hr/>
	\$	8.35

MAS UTILIDAD DEL 23 % ( 8.35 x 1.23 ):	\$	10.27
--	----	-------

COSTO DE SEGURO SOCIAL POR TRANSPORTE DE PIZARRA:	\$	0.19
		<hr/>

TOTAL:	\$	10.46
--------	----	-------

IV.5.5.- Resumen de costos unitarios calculados. Estos son los siguientes:

<u>CONCEPTO</u>	<u>COSTO UNITARIO CALCULADO</u> ( \$/ton )
EXPLOTACION DE CALIZA	44.64
TRANSPORTE DE CALIZA	10.77
EXPLOTACION DE PIZARRA	11.52
TRANSPORTE DE PIZARRA	10.46

COSTO TOTAL POR EXPLOTACION Y TRANSPORTE DE CALIZA =

= 55.41 \$/ton

COSTO TOTAL POR EXPLOTACION Y TRANSPORTE DE PIZARRA =

= 21.98 \$/ton

CAPITULO V

PLANTA MANUFACTURERA DE CEMENTO PORTLAND

#### V.1.- TRITURACION: CALIZA.

La planta opera a una capacidad de 4,349 ton/día, trabajando siete días a la semana. La trituración se lleva a efecto en dos etapas, de acuerdo con el tamaño del material que se extrae de la cantera. El tamaño máximo de entrada varía entre 25" y 35" en la primera etapa, y la descarga entre 2"-1/2 y 3"; en tanto que la segunda etapa lo reduce a -3/4".

Esta planta está diseñada siguiendo el arreglo que se muestra en la FIG. 4 y que corresponde a una vista diagramática.

El material procedente de la cantera se deposita en la tolva de gruesos, que tiene una capacidad de 60 ton y está auxiliada por una pistola neumática que ayuda en parte a reducir de tamaño a este material, evitando así posibles taponamientos. El transporte se realiza por medio de dos alimentadores de oruga tipo zapata, los cuales alimentan a dos trituradoras primarias. La caliza al salir de esta primera etapa de trituración es llevada por dos bandas transportadoras ( 1 ) y ( 3 ) a la sección de cribado, compuesta por dos cribas vibratorias que separan el material fino del grueso. Los finos pasan a la banda transportadora ( 4 ) y los gruesos pasan directamente a la etapa de trituración secundaria, compuesta por dos quebradoras. La descarga de estas se realiza en la banda transportadora ( 5 ), que junto con la ( 4 ) llevan el producto fino a la banda transportadora ( 2 ), la cual alimenta a la tolva de finos.

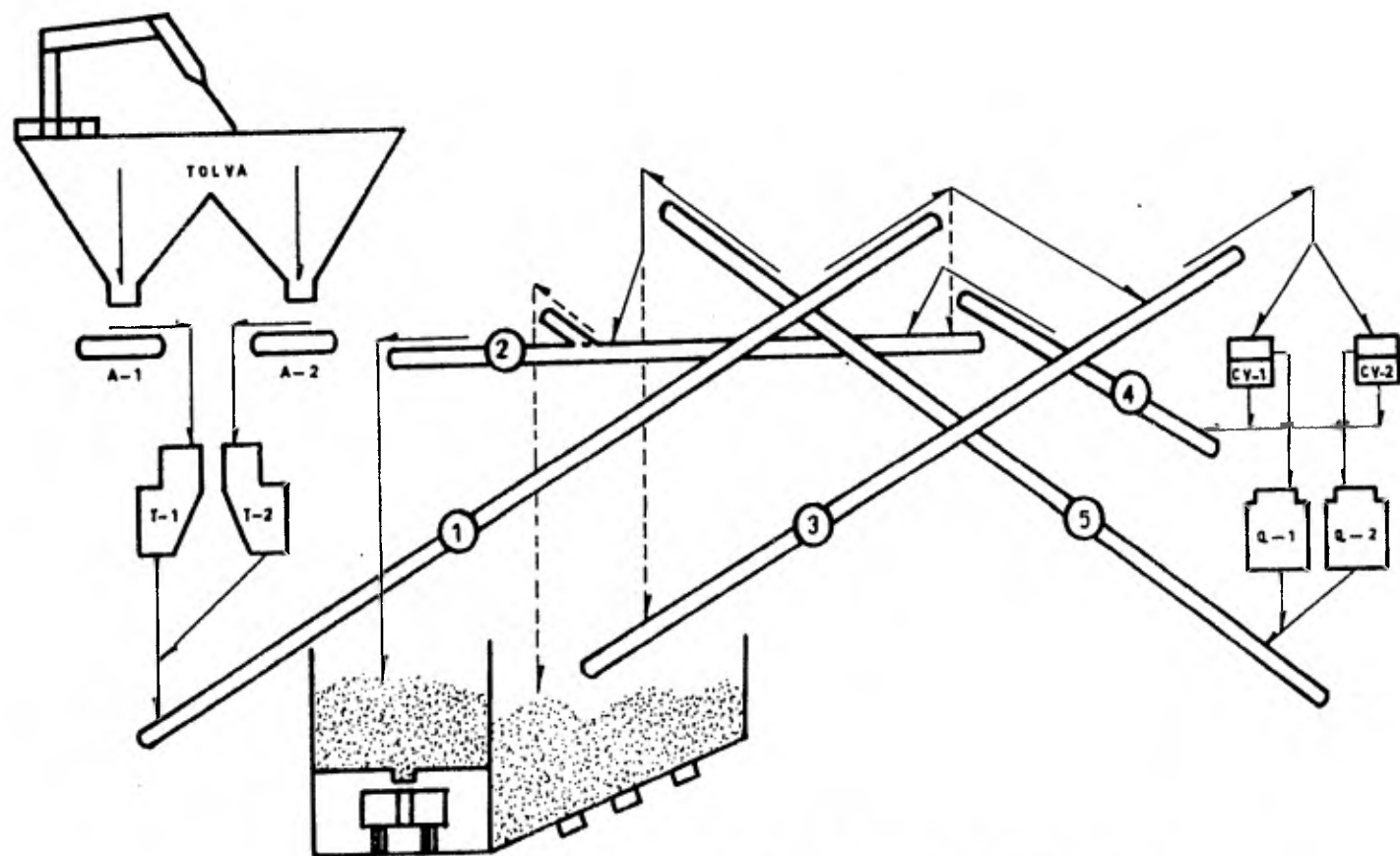


FIG 4 TRITURACION CALIZA



La descripción de este equipo, es la siguiente:

Alimentadores de oruga tipo zapata ( A - 1 ) y ( A - 2 ): De --  
42"x14' Nico, con capacidad de 320 ton/h cada uno.

Trituradoras primarias Hazemaq ( T - 1 ) y ( T - 2 ): Con capa-  
cidad máxima de 300 ton/h cada una.

Banda transportadora ( 1 ): De 30" de ancho y 168 m de longitud,  
con capacidad de 700 ton/h.

Banda transportadora ( 2 ): De 30" de ancho y 136 m de longitud,  
con capacidad de 700 ton/h.

Banda transportadora ( 3 ): De 36" de ancho y 64 m de longitud,  
con capacidad de 1,100 ton/h.

Banda transportadora ( 4 ): De 30" de ancho y 52 m de longitud,  
con capacidad de 700 ton/h.

Banda transportadora ( 5 ): De 24" de ancho y 69 m de longitud,  
con capacidad de 400 ton/h.

Cribas vibratorias ( CV - 1 ) y ( CV - 2 ): De 6'-1"x16' Allis\_  
Chalmers, con capacidad de 420 ton/h cada una.

Quebradoras secundarias Pettibone ( Q - 1 ) y ( Q - 2 ): De ---  
36"x51"-5/8, con capacidad de 150 ton/h cada una.

V.2.- TRITURACION PIZARRA, TRANSPORTE Y ALMACENAMIENTO DE MATERIAS PRIMAS.

V.2.1.- Finalidad.

Recepción de caliza triturada, para su transporte a las tolvas de almacenamiento.

Recepción de pizarra ( tolva de gruesos ) para una sola etapa de trituración y transporte de esta a tolvas de almacenamiento.

Recepción de hematita, proveniente de los patios de almacenamiento, que tienen una capacidad de 3,000 ton ( escoria de fundición ) y de 50,000 ton ( mineral, jales ); y transporte de esta a tolvas de almacenamiento.

Recepción de sílice, proveniente del patio de almacenamiento, con capacidad de 10,000 ton; y transporte de esta a tolvas.

V.2.2.- Trituración pizarra. Esta sección tiene una capacidad nominal de 1,356 ton/día, en un turno de operación, trabajando seis días a la semana. La trituración se lleva a efecto en una sola etapa de acuerdo con el tamaño del material proveniente de la cantera, siendo el tamaño máximo de entrada de 6" a 16" y la descarga de  $-3/4"$ .

Esta sección está diseñada siguiendo el arreglo que se muestra en la FIG. 5. El material procedente de la cantera

es depositado en la tolva de gruesos, que tiene una capacidad de 45 ton y que también está auxiliada por una pistola neumática. El transporte se realiza por medio de un alimentador de -- oruga tipo zapata, el cual alimenta a una quebradora. La salida se realiza por la banda transportadora ( 2A ) la cual alimenta a una criba vibratoria para su separación. Los finos pasan a la banda transportadora ( 4A ), que los lleva a las tolvas de almacenamiento; los gruesos se retornan a la quebradora antes mencionada.

La descripción de este equipo, es la siguiente:

Alimentador de oruga tipo zapata: De 8'x36" Cedarapids, con capacidad de 120 ton/h.

Quebrador Williams: Con capacidad de 260 ton/h.

Banda transportadora ( 2A ): De 24" de ancho y 40 m de longitud, con capacidad de 300 ton/h.

Banda transportadora ( 3 ): De 24" de ancho y 47.5 m de longitud, con capacidad de 200 ton/h.

Criba vibratoria: De 4'x10' Allis Chalmers, con capacidad de -- 350 ton/h.

Banda transportadora ( 4A ): De 24" de ancho y 100 m de longitud, con capacidad de 250 ton/h.

V.2.3.- Recepción y transporte de caliza a tolvas de almacenamiento. La recepción de caliza procedente de trituración en cantera, se lleva a cabo en una tolva de 60 ton de capacidad, y el transporte se realiza por un alimentador de oruga tipo zapata, el cual alimenta a la banda transportadora ( 2 ) y posteriormente pasa a la banda transportadora ( 4 ) que alimenta a las tolvas para almacenamiento de caliza ( FIG. 5 ).

La descripción de este equipo, es la siguiente:

Alimentador de oruga tipo zapata: De 40"x14'-3" Cedarapids, con capacidad de 300 ton/h.

Banda transportadora ( 2 ): De 24" de ancho y 52.5 m de longitud, con capacidad de 340 ton/h.

Banda transportadora ( 4 ): De 24" de ancho y 115 m de longitud, con capacidad de 350 ton/h.

V.2.4.- Recepción y transporte de hematita a tolvas de almacenamiento. La hematita procedente de los patios, se recibe en una tolva con capacidad de 40 ton, que descarga en la banda transportadora ( 5 ) y posteriormente pasa a la banda transportadora ( 5A ), que alimenta a las tolvas para almacenamiento de hematita ( FIG. 5 ).

La descripción de este equipo, es la siguiente:

Banda transportadora ( 5 ): De 24" de ancho y 26.3 m de longi--

tud, con capacidad de 250 ton/h.

Banda transportadora ( 5A ): De 24" de ancho y 68.3 m de longitud, con capacidad de 200 ton/h.

V.2.5.- Recepción y transporte de sílice a tolvas de almacenamiento. Se recibe en una tolva con capacidad de 40 ton, que -- descarga en la banda transportadora ( 5 ) y posteriormente por la banda transportadora ( 7 ) descarga en las tolvas de almacenamiento para sílice ( FIG. 5 ).

La descripción de este equipo, es la siguiente:

Banda transportadora ( 6 ): De 24" de ancho y 39 m de longitud, con capacidad de 250 ton/h.

Banda transportadora ( 7 ): De 24" de ancho y 62.5 m de longitud, con capacidad de 250 ton/h.

V.2.6.- Tolvas de almacenamiento de materias primas. Esta sección proporciona la alimentación necesaria para la producción de polvo crudo en molienda, y tiene una capacidad total de almacenamiento de:

CALIZA : 4,990 ton

PIZARRA : 4,530 ton

HEMATITA : 650 ton

SILICE : 1,760 ton

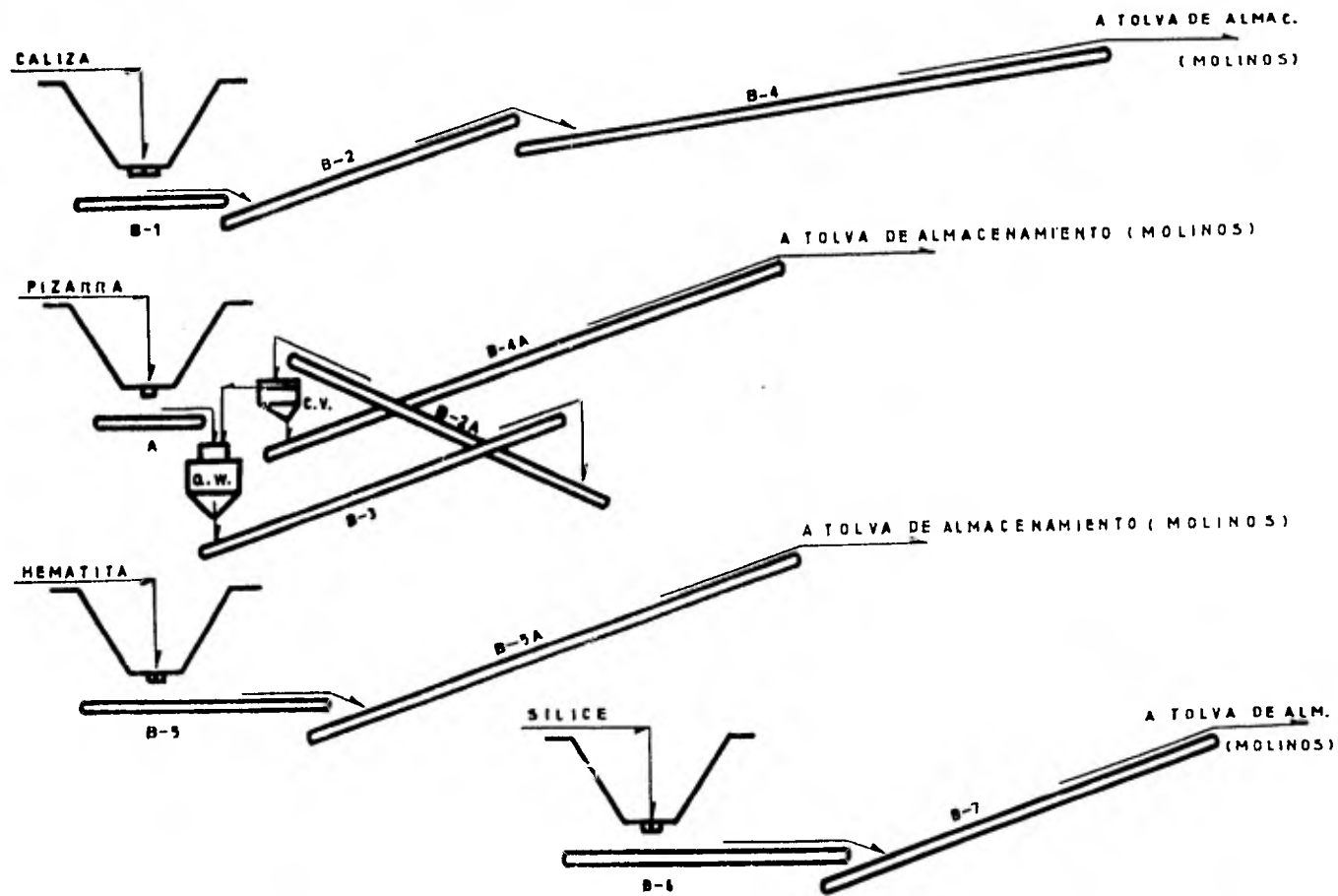


FIG. 5 TRITURACION PIZARRA, TRANSPORTE Y ALM. DE MATERIAS PRIMAS

### V.3.- MOLIENDA DE CRUDOS.

V.3.1.- Generalidades. Uno de los objetivos de este trabajo es proporcionar en términos generales las condiciones de operación actuales de una planta manufacturera de cemento portland, por lo que hemos tomado como modelo la Unidad de Calcinación N° 8, la cual entró en producción recientemente, y las diferentes fases de operación que involucra. La sección de molienda, presenta actualmente inconvenientes de alimentación a los hornos, por limitación de polvo crudo al entrar en operación la unidad de calcinación antes mencionada; por lo que, para aliviar momentáneamente esta situación, mientras se terminan los trabajos de instalación de las unidades de molienda de crudos ( 5 ) y ( 6 ), fué necesario parar la producción en los hornos descritos anteriormente.

En relación al Horno 8, este es abastecido de polvo crudo por la sección de Homogeneización " C ", la cual es alimentada por la unidad de molienda ( 4 ) y sobre la que haremos referencia.

V.3.2.- Unidad de molienda ( 4 ). Esta unidad ( FIG. 6 ) tiene como finalidad moler y secar con calor materias primas previamente dosificadas en circuito cerrado con separador de aire. La cámara de secado está colocada en el cabezal de entrada y tiene un tamaño de 1.2 m. El molino está dividido en dos compartimientos; el primero con una longitud de 4 m y el segundo de 3 m, se

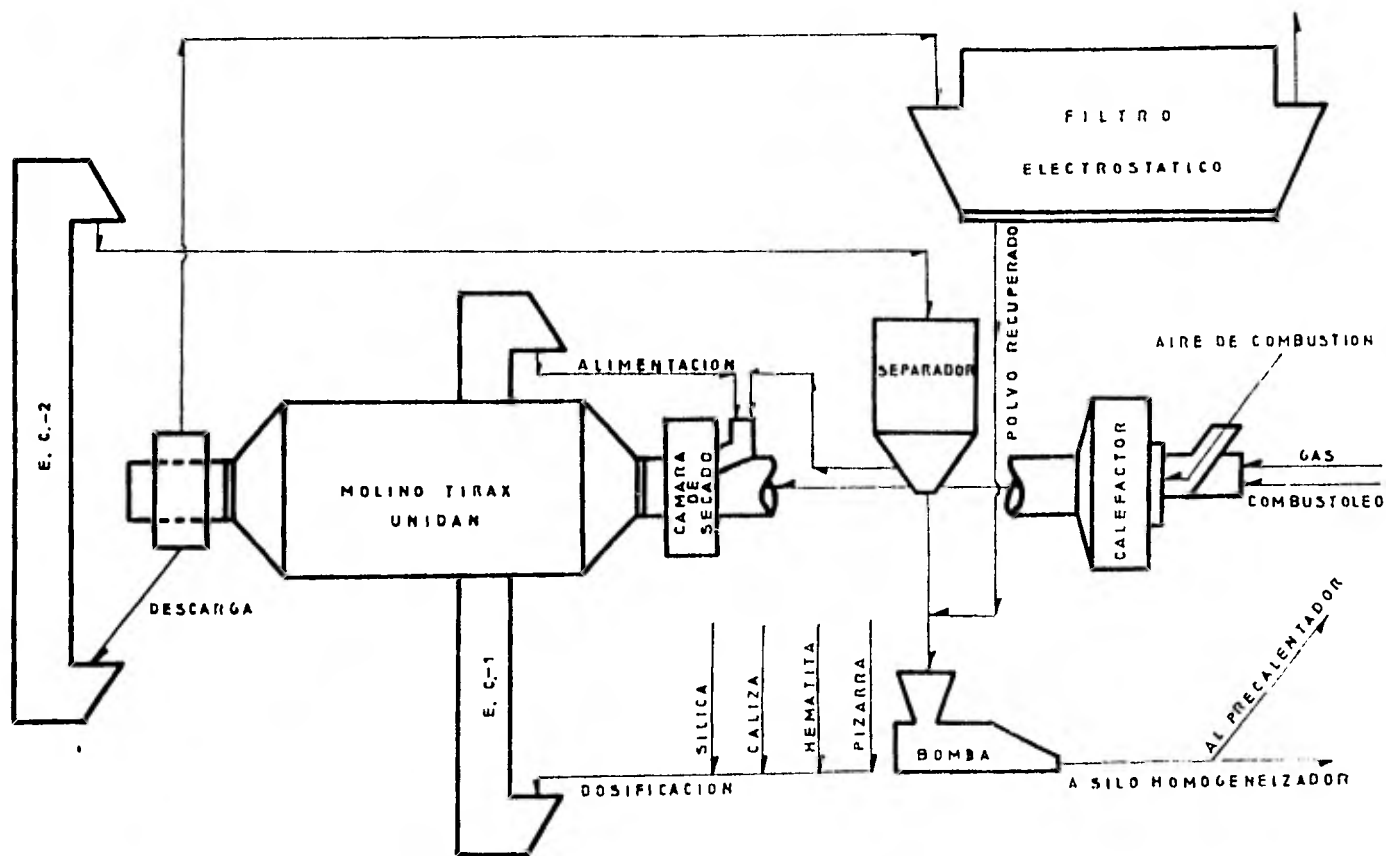


FIG. 6 MOLIENDA DE CRUDOS (4)



parados por un diafragma de acero aleado. El primer compartimiento está revestido con placas de acero-manganeso y el segundo con placas de acero cromo-carbón.

El molino está diseñado para una carga de bola normal de 86 ton y máxima de 94 ton. En el primer compartimiento ( molienda preliminar ) la carga de bola es de diámetro grande y varía entre 3"-1/2 a 2", con peso total de 51 ton; en el segundo compartimiento ( molienda fina ) la carga de bola es de diámetro chico y varía entre 1"-1/2 a 5/8", con peso total de 35 ton.

La alimentación de este se realiza normalmente con material de 3 % o más de humedad, por lo que a la entrada, la temperatura del aire es tal ( 150 °C ), que la corriente de aire que lo atraviesa contiene el calor suficiente para secar las materias primas alimentadas hasta un máximo de 1 % y mínimo de 0.5 % de humedad. A la descarga del molino el material presenta temperaturas que varían entre 75 °C y 90 °C, y su separación se realiza por medio de un separador de aire que opera como parte integrante de una molienda de crudos en circuito cerrado. Los gases con partículas finas en la descarga de este, son capturados por un ciclón que los envía a un filtro electrostático para su recuperación. En cuanto al sistema de transporte empleado, el material que ha alcanzado la finura deseada ( 87 % al Tamiz - 200 ) es enviado a los silos de Homogeneización " C ", a través de un sistema neumático; es decir, se fluidiza el material sólido, finamente dividido por la acción del aire suminis-

trado por un compresor, el cual a la velocidad que circula por la tubería de transporte, lo mantiene en suspensión y arrastra el polvo que es inyectado por una bomba.

La descripción de este equipo, es la siguiente:

Molino " Tirax Unidan ", F. L. Smith: De 3.8 m de diámetro interior y 7 m de longitud, con velocidad de giro real de 16.9 RPM y con capacidad nominal de 110 ton/h.

Calefactor Coen: Unidad calefactora con capacidad nominal de absorción de 80 galones ( 302.8 lt ) de agua por m<sup>3</sup> de aire - gas, a una temperatura de 450 °C. El quemador, consiste en un tubo o tobera de aire de acero inoxidable de 18 m de longitud por 0.25 m de diámetro, con una capacidad de quemado de 120,000,000 BTU/h ( 30,240,000 Kcal/h ) ya sea usando 120,000 pies<sup>3</sup> ( 3,398 m<sup>3</sup> ) de gas natural o 14 galones/min ( 53 lt/min ) de aceite combustible N°6 ( combustóleo ).

Elevador de cangilones para alimentación ( 1 ): De 14"x8" y 84' de longitud, con capacidad de 120 ton/h.

Banda transportadora ( 1 ): De 18" de ancho y 7.15 m de longitud, con capacidad de 115 ton/h.

Banda transportadora ( 2 ): De 18" de ancho y 31.42 m de longitud, con capacidad de 115 ton/h.

Banda transportadora ( 3 ): De 18" de ancho y 10 m de longitud,

con capacidad de 115 ton/h.

Elevador de canchilones para la descarga ( 2 ): De 27"x15" y 25' de longitud, con capacidad de 150 ton/h.

Separador de aire centrífugo Sturtevant: De 18' de diámetro, -- con capacidad para manejar entre 35 y 40 ton/h.

Bomba Fuller - Kinyon: Tamaño de 10", con capacidad de transporte de 136 ton/h.

Compresor Fuller: Tipo C - 200, con capacidad de 1,027 pies<sup>3</sup>/min ( 28.9 m<sup>3</sup>/min ).

#### V.4.- HOMOGENEIZACION.

V.4.1.- Introducción. Para la obtención de un buen cemento, se debe obtener una mezcla cruda de calidad uniforme, es decir, con las mínimas variaciones posibles, tanto en su composición química como en sus propiedades físicas. Para que esto sea posible, se necesita uniformidad de composición en las materias primas y uniformidad durante todo el proceso de elaboración.

Básicamente la homogeneización se obtiene por la mezcla de las materias primas finamente pulverizadas, mediante la inyección continua de aire. Como se somete al polvo crudo a -- una presión tal que la corriente de aire sea dirigida de abajo hacia arriba, este adquiere propiedades físicas parecidas a un fluido ( se fluidifica ). El proceso que se lleva a cabo actualmente en la fábrica, es por homogeneización continua, es decir; el material homogeneizado se extrae mientras se adiciona nuevo material en la misma proporción continuamente.

V.4.2.- Homogeneización " C ". El suministro de aire en esta sección se realiza, de la siguiente manera:

Suministro de aire de aereación: Consiste en el equipo necesario para entregar aire seco en cantidad suficiente para el proceso de aereación del silo, equivaliendo al 25 % del aire total requerido para la homogeneización.

Suministro de aire de homogeneización: Está separado del suministro de aire para aereación y es equivalente -

al 75 % del aire requerido para el proceso de homogeneización.

Esta sección la constituyen tres silos: dos para almacenamiento exclusivamente y un silo combinado, es decir, para homogeneización y almacenamiento. Los silos tienen un diámetro interior de 11.58 m ( 38 pies ) y sus capacidades son las siguientes:

SILO	ALTURA ( m )	FACTOR ( ton/m )	CAPACIDAD ( ton )
1	33	111	3,663
2	20	90	1,800
H	13	90	1,170
3	33	111	3,663

La descripción del equipo que proporciona el aire necesario para este proceso, es el siguiente:

Compresor para aereación: Fuller, Tipo C - 100, con capacidad de 470 pies<sup>3</sup>/min ( 13.3 m<sup>3</sup>/min ).

Compresor para homogeneización: Fuller, Tipo C - 225, con capacidad de 1,213 pies<sup>3</sup>/min ( 34.2 m<sup>3</sup>/min ).

Colector de polvo Fuller - Dracco: Con capacidad de 10,100 pies<sup>3</sup>/min ( 285 m<sup>3</sup>/min ).

#### V.5.- SISTEMA DE ALIMENTACION DEL HORNO.

V.5.1.- Sistema de transporte. El material crudo proveniente de Homogeneización " C " ( FIG. 7 ), es recibido en la parte superior de una tolva de peso constante, que tiene una forma cónica de las siguientes dimensiones:

Diámetro inferior	: 3.5 m
Altura	: 3.5 m
Diámetro superior	: 5.0 m

En la parte inferior, se encuentran tres descargas de material hacia los alimentadores Schenk correspondientes.

La tolva de peso constante sirve para obtener una alimentación uniforme del material crudo a las bandas alimentadoras antes mencionadas, por lo que se puede considerar como una tolva de paso, ya que su capacidad es de 60 ton y trabaja al 75 % de esta ( 45 ton ) aproximadamente, y además que la alimentación de crudo al horno será de 144 ton/h.

Los alimentadores Schenk tienen como función la de suministrar al sistema de alimentación del horno una cantidad continua de material crudo, y tienen una capacidad de 99 ton/h, cada uno.

Para efectuar el transporte del material crudo, se cuenta con tres sistemas Compresor - Bomba, que son alimentados por los alimentadores Schenk. La descripción de este equipo, es la siguiente:

Compresor Fuller: Tipo C - 300, con capacidad de 1,513 pies<sup>3</sup>/min ( 42.7 m<sup>3</sup>/min ), cada uno.

Bombas Fuller - Kinyon: Con capacidad de 91 ton/h, cada una.

V.5.2.- Precalentadores. El precalentador ( FIG. 7 ) es un sistema cambiador de calor en el que los gases que salen del horno a alta temperatura se ponen en contacto con el material que se alimenta al horno rotatorio, suspendiéndose este en el flujo de gases de manera que, en cada una de las cuatro etapas de que -- consta cada precalentador ( 2 ) y al entrar a ellas, el material por su peso tiende a caer, lográndose con esto que el mismo por unos momentos circule a contracorriente con respecto al sentido del flujo de los gases. La suspensión es instantánea, y es provocada por la velocidad que llevan los gases ( 24 m/s ) debido al tiro inducido proporcionado por ventiladores exhaustores de alto poder.

El material al adquirir la velocidad que llevan los gases y una vez calentado debe separarse de estos; lo cual es posible haciendo desembocar el ducto, que trae tanto el material como los gases, dentro de un ciclón. El material pierde su velocidad al pegar contra las paredes del ciclón, el cual tiene un revestimiento de material refractario de 5.5" de espesor, -- formado por 4.5" de tabique refractario y 1" de block aislante, y por su propio peso cae, mientras que los gases continúan su -

camino forzados por la fuerza inductiva que les hace el ventilador exhaustor. De esta manera el material continuamente suministrado y suspendido en la corriente de gases, y que entra a los ciclones de la Etapa I, es sucesivamente colectado y resuspendido, hasta que descarga a través del tubo de alimentación del horno.

Como las suspensiones y recolecciones del material -- son repetidas en las cuatro etapas de ciclones de cada precalentador, se mantiene un continuo contacto entre el material y los gases. Esto da como resultado un alto grado de recuperación -- del calor, con muy poca diferencia de temperatura entre gases y material en la etapa final ( Etapa IV ).

Las temperaturas del material y gases, son las siguientes:

Temperatura del material:

Material crudo alimentado:	60 a 80 °C
Descarga Etapas I ( Izq. y Der. )	: 298 a 382 °C
Descarga Etapas II	: 487 a 520 °C
Descarga Etapas III	: 648 a 680 °C
Descarga Etapas IV	: 787 a 800 °C

Temperatura de los gases:

Salida del horno	: 1,010 a 1,092 °C
Salidas Etapas IV	: 800 a 831 °C



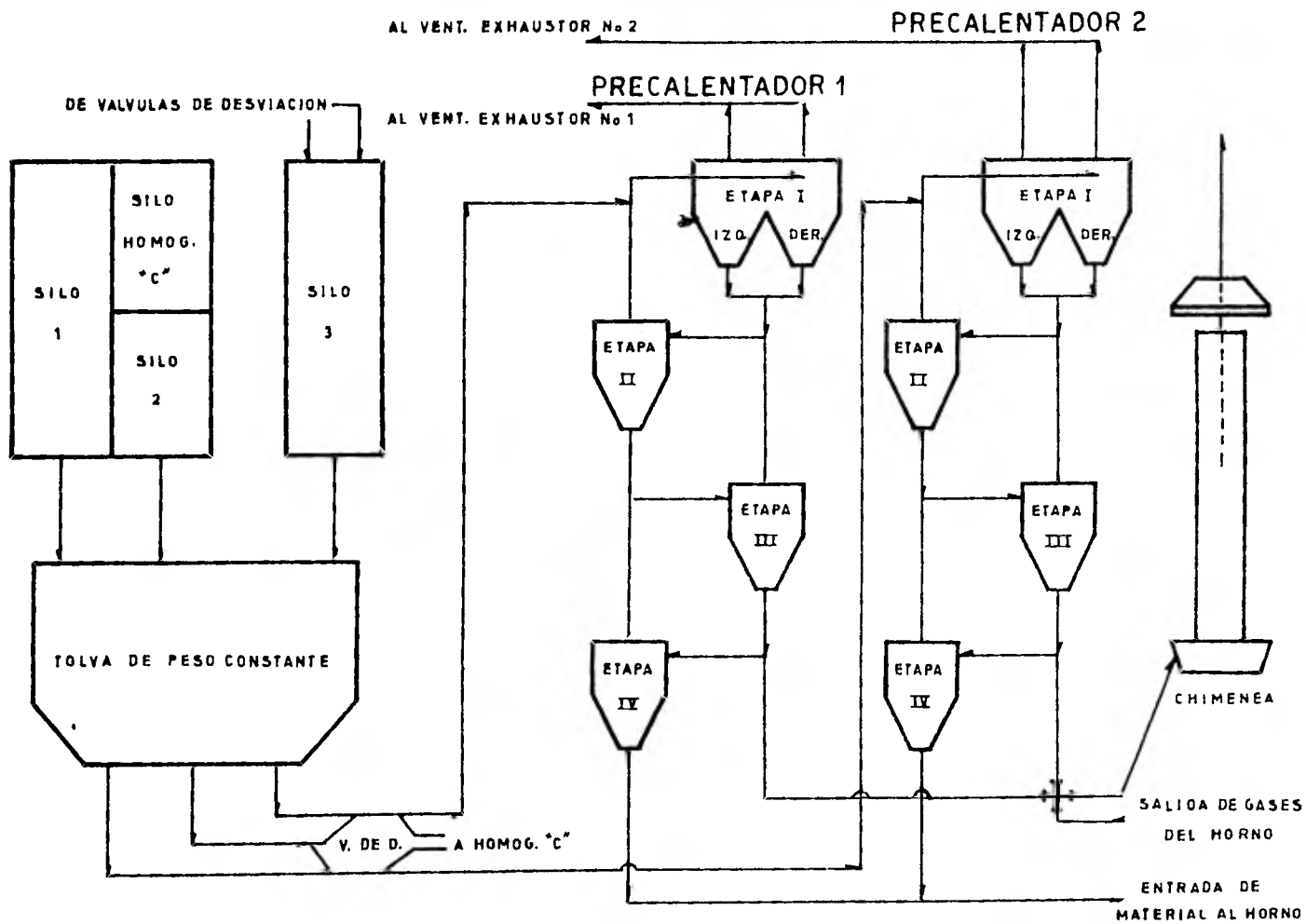


FIG. 7 SISTEMA DE ALIMENTACION

Salida Etapas III	:	675 a 709 °C
Salida Etapas II	:	532 a 560 °C
Salida Etapas I ( Izq. y Der. )	:	326 a 360 °C
Entrada Ventiladores --		
Exhaustores	:	293 a 348 °C

Generalizando sobre esta fase de operación, mencionaremos algunas características:

El ventilador exhaustor puede soportar una temperatura que exceda ligeramente de 348 °C, aunque no es conveniente sobrepasar esta.

La temperatura superficial ( exterior ) del refractario del precalentador es cercana a 150 °C; en algunas porciones que no son refractarias puede alcanzar temperaturas hasta de 205 °C.

El precalentador del horno es operado normalmente a una caída de presión total de 22 pulgadas de agua o menos, teniéndose un control de esta, ya que puede causar abrasión y problemas de taponamientos. Como el tiro del horno se relaciona directamente con esta caída de presión, se usa como método de control para la combustión adecuada.

El contenido de oxígeno en los gases que se encuentran a la salida del horno ( carcasa ) no debe nunca ser menor de 0.7 % pero no mayor que 3.5 % bajo condiciones estables.

de operación, y no deberá exceder a una diferencia de 1.5 % entre la carcasa y el ventilador de tiro inducido, ya que el punto óptimo está entre 1.0 y 1.5 % de oxígeno.

En relación a los ventiladores exhaustores de tiro inducido, estos tienen una capacidad de 171,500 pies<sup>3</sup>/min -- ( 4,842 m<sup>3</sup>/min ).

Para evitar la contaminación ambiental por el -- polvo que arrastran los gases de salida del precalentador, se cuenta con un filtro electrostático que trabaja en serie con -- una torre de enfriamiento, en la cual los gases pierden temperatura y ganan humedad, condiciones que facilitan la operación -- del filtro y mejoran su eficiencia en forma tal, que el contenido de polvo a la salida del filtro es de tan solo 50 miligramos por m<sup>3</sup> de gas.

#### V.6.- PROCESO DE CLINKERIZACION.

El proceso de clinkerización del cemento, es una combinación de una reacción endotérmica y una reacción exotérmica. Esto es, la mezcla cruda absorbe calor desde el momento en que entra al horno, hasta el momento en que entra a la zona de clinkerización. En ese momento libera calor, y continúa liberándolo, hasta que las reacciones químicas terminan. Estas reacciones son las siguientes:

Evaporación del agua libre de la alimentación : 100 °C

Expulsión del agua combinada de la arcilla	:	500 °C
Expulsión del bióxido de carbono de la caliza:		
principia la calcinación	:	805 °C
Formación del silicato dicálcico ( $C_2S$ )	:	800 - 900 °C
Formación del aluminato tricálcico ( $C_3A$ ) y_		
del ferroaluminato tetracálcico ( $C_4AF$ )	:	1,095 - 1,205 °C
Formación del silicato tricálcico ( $C_3S$ ) con_		
la progresiva desaparición de la cal libre	:	1,260 - 1,455 °C

Este proceso se lleva a cabo mediante un horno rotatorio ( FIG. 8 ), siendo el casco de este de 5.2 m de diámetro -- por 82 m de longitud, y está construido con placa de 29 mm de espesor, excepto bajo las llantas de apoyo donde tiene 83 mm. \_ Está provisto de tres llantas del tipo flotante de poco más de 6 m de diámetro y 1 m de ancho, las cuales descansan sobre dos\_ rodillos, cada uno con diámetro de 2.3 m. El horno tiene una \_ inclinación del 3 % ( 3/8" por pies ) y se hace girar, por me-- dio de dos motores de 300 hp de potencia cada uno, y tiene una\_ velocidad de giro máxima de 2 RPM, y en operación normal de 1.8 RPM.

La operación está dividida en las siguientes zonas:

Zona fría o de precalcinación, donde se tienen temperatu-- ras desde 600 °C hasta 1,000 °C.

Zona de calcinación, desde 1,000 °C hasta 1,375 °C.

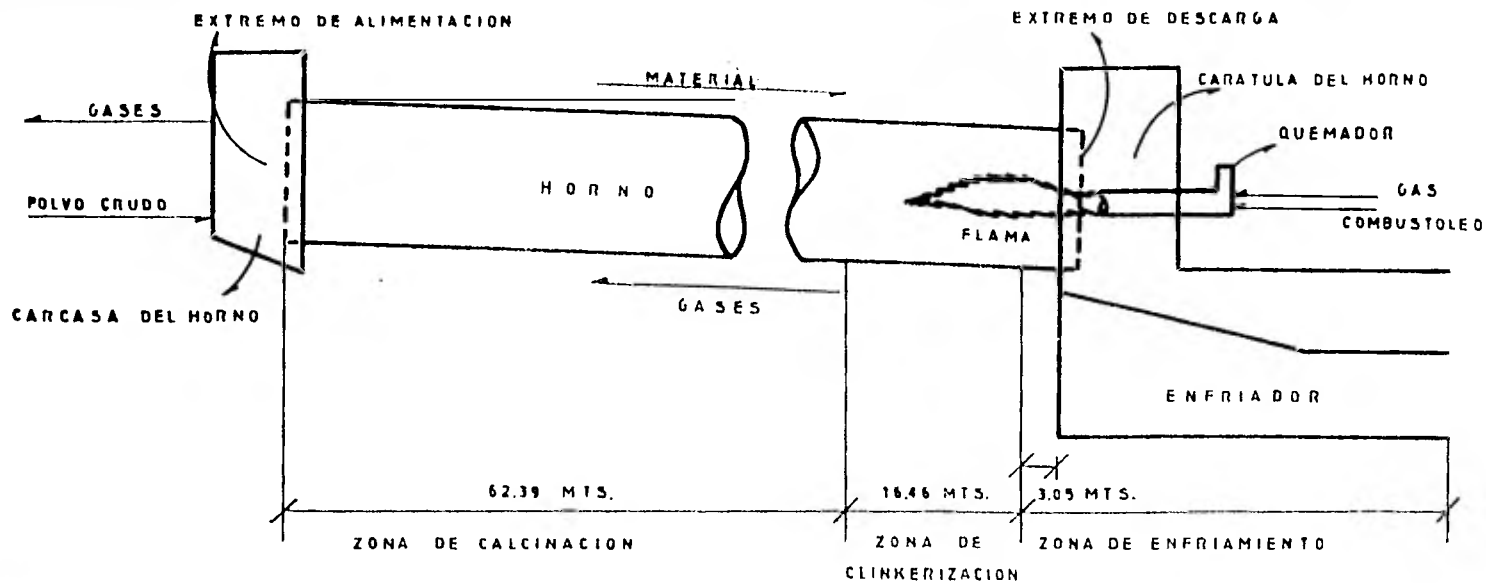


FIG. 8 UNIDAD DE CALCINACION (8)

Zona de clinkerización, desde 1,375 °C hasta 1,575 °C.

Zona de descarga o enfriamiento, hasta 1,400 °C.

Enfriador, de 1,100 °C hasta 150 °C.

El horno está revestido con material refractario de diferentes calidades, tomando en cuenta las condiciones de agresividad al refractario en cada zona; es decir, rango de temperatura, abrasión, esfuerzos mecánicos, ataque químico y cambios bruscos de temperatura, fundamentalmente. De acuerdo con esto, tenemos las siguientes zonas:

Extremo de alimentación del horno: Esta zona, con longitud de 1.43 m está revestida de concreto refractario con un espesor de 9" ( 1,315 °C ).

Zona de tabique semi - aislante: Con una longitud de 19.96 m y 9" de espesor ( 815 °C a 1,499 °C ).

Zona de tabique sílico - alúminoso: Esta zona tiene una longitud de 19.51 m y 9" de espesor ( 1,755 °C ).

Zona de tabique alta alúmina: Esta zona tiene una longitud de 17.53 m y 9" de espesor ( 1,850 °C ).

Zona de tabique básico: Esta zona de alta temperatura, tiene una longitud de 3.96 m y 9" de espesor.

Zona de tabique básico: Este revestimiento re--

fractario dentro de la zona de clinkerización, tiene una longitud de 16.46 m y un espesor de 9".

Zona de enfriamiento: Está revestida con tabique de alta alúmina, con 3.05 m de longitud y 9" de espesor ( - 1,850 °C ).

Zona de descarga del horno al enfriador: Esta zona está revestida con un plástico refractario, con 0.67 m de longitud y 9" de espesor ( 1,705 °C ).

En relación a la alimentación del horno, el material que entra fluye a contracorriente con los gases calientes, pasando primero a través de la zona de calcinación, zona de clinkerización, y finalmente a la zona de enfriamiento, para que esta descargue al enfriador y de allí pase al almacenamiento.

El tipo de flama requerido para este proceso está en función del espesor de la cama del material crudo y la dificultad de quemado de la mezcla, pero es importante mantener una gran cantidad de calor en la zona de clinkerización del horno dirigida a la carga. Para tal efecto, se tiene un quemador Coen, para quemar gas, combustóleo o ambos, con capacidad de quemado de 420,000,000 de BTU/h ( 105,840,000 Kcal/h ), ya sea usando 437,500 pies<sup>3</sup>/h ( 12,352 m<sup>3</sup>/h ) de gas natural o 2,892 galones/h ( 10,946 lt/h ) de combustóleo, a una elevación de 7,000 pies ( 2,132 m ) sobre el nivel del mar. El quemador con

siste de un tubo que tiene una longitud de 23'-8" ( 7.2 m ). Para darle forma a la flama y proporcionar suficiente oxígeno al combustible, y de esta manera poder obtener una flama básica a partir de la cual este se queme totalmente, se utiliza un ventilador que proporciona el aire primario para la combustión; -- asimismo, para distribuir el calor a través del horno y mantener el incremento de temperatura desde el extremo de alimentación, se emplea un ventilador de tiro inducido.

Para el enfriamiento del clinker, a partir del extremo de descarga del horno, se realiza este por medio de un enfriador con dos secciones de parrilla ( FIG. 9 ): una inclinada -- ( 10° con la horizontal ) que mide 10 pies de ancho por 31 pies de longitud, y otra horizontal que mide 10 pies de ancho por 50 pies de longitud. Su capacidad de enfriamiento es de 2,300 --- ton/día, operando con clinker de  $1,282 \text{ kg/m}^3$  de peso volumétrico, y abatiendo la temperatura del material desde 1,375 °C hasta 97 °C, empleándose aire de 32 °C.

El enfriador está provisto de dos transmisiones cuyas características se pueden ver en la Tabla I:





TABLA I

## TRANSMISION DEL ENFRIADOR

	TRANSMISION SECCION INCLINADA	TRANSMISION SECCION HORIZONTAL
Potencia ( hp )	40	40
Rango de velocidad ( viajes/min )	18.53 a 4.63	18.53 a 4.63
Velocidad estimada ( viajes/min )	10.5	10.5
Capacidad ( ton/dfa )	2,300	2,300
Espesor de la cama de clin- ker ( pulgadas )	20	16

El enfriador tiene siete compartimientos bajo parri--  
llas, de dimensiones variables. A cada compartimiento llega el  
aire de un ventilador, cuyas características se pueden ver en -  
la Tabla II:

TABLA II

## CARACTERISTICAS DE LOS VENTILADORES DE ENFRIAMIENTO

COMPARTIMIENTOS	CAPACIDAD ( m <sup>3</sup> /min )	PRESION ESTATICA ( mm de agua )
1°	340	558.8
2°	523	508
3°	718	457
4°	959	368
5°	1,193	304
6°	1,240	254
7°	1,101	177.8

Se cuenta con dos unidades de tiro inducido ( ventiladores de venteo ) que desalojan el exceso de aire de enfriamiento. Sus características se dan en la Tabla III:

TABLA III

## VENTILADORES DE TIRO INDUCIDO

CAPACIDAD ( pies <sup>3</sup> /min ) c/u :	179,758 a 202 °C
PRESION ESTATICA ( pulgadas de agua ) :	4.5

Para eliminar las partículas finas de clinker que van en el aire caliente procedente del enfriador hacia el ventilador de venteo, se cuenta con dos colectores de 15'x13'; cada uno con capacidad para manejar 116,835 pies<sup>3</sup>/min ( 3,308 m<sup>3</sup>/min ) de aire a 202 °C, con una caída de presión de 1.91 pulgadas de agua.

El enfriador incluye un transportador ( rastra ) que remueve la arenilla que atraviesa las parrillas y la producción total de la unidad, llevándolas a una caja de distribución, que alimenta de clinker a dos elevadores de cangilones. En la descarga de estos se cuenta con transportadores vibratorios con sistema de enfriamiento adicional de clinker con agua. Estos transportadores descargan a su vez en un sistema de bandas que llevan el material hacia el almacén general de clinker, o hacia las tolvas de los molinos de cemento y patio de clinker. Las especificaciones de este equipo, son:

Elevadores de cangilones ( 1 ) y ( 2 ): De 16.76 m de altura, con capacidad de 175 ton/h, cada uno.

Banda transportadora ( 1 ): De 24" de ancho y 117 m de longitud, con capacidad de 350 ton/h.

Banda transportadora ( 2 ): De 24" de ancho y 110 m de longitud, con capacidad de 350 ton/h.

El enfriamiento del clinker en el enfriador se efectúa al forzar una corriente ascendente de aire a temperatura --

ambiente a través del material, a medida que este avanza a lo largo del enfriador, transportado por el movimiento alternativo del emplacado. El enfriador realiza varias funciones básicas:

Enfría rápidamente el clinker.

Recupera el calor del clinker y suministra aire secundario de alta temperatura para la combustión.

Enfría al clinker hasta una temperatura lo suficientemente baja para su manejo con seguridad por otros equipos del sistema.

Transporta al clinker hasta un punto donde puede ser descargado a un transportador de baja temperatura.

Reduce el tamaño de las partículas, para evitar la entrada de trozos grandes al resto del sistema.

El control de la temperatura en todas las fases de operación ( Precalentador, Horno y Enfriador ) se realiza utilizando termopares, que son elementos de captación de información y entregan una señal eléctrica proporcional a la temperatura a que está sometido.

En relación al control de las condiciones de operación del horno, existen tres variables importantes, a saber:

La temperatura de la zona de clinkerización, que es la influencia dominante en la calidad del producto.

La temperatura de la zona de alimentación, que -

es el control principal en la estabilidad operacional.

Tiro inducido a través del horno y el porcentaje de oxígeno en el gas de salida, que rige las condiciones de combustión y eficiencia del combustible.

Las condiciones de emergencia y alteraciones que se pueden producir durante la operación, son:

Formación rápida de un anillo.

Pérdidas de costra o anillo.

Manchas rojas en el casco del horno.

Temperatura en la zona de alimentación peligrosamente alta.

Falla de alimentación del horno y variación en el espesor de la cama de alimentación.

El control de la unidad de calcinación está centralizado en una consola en la que se tienen todos los instrumentos, indicadores, controladores, y registradores de prácticamente todas las variables que se presentan en el proceso como temperaturas, presiones, flujos, etc.

## V.7.- TRITURACION YESO.

La recepción del yeso procedente del patio de almacenamiento, que aloja más de 9,000 ton, se realiza en una tolva - de 45 ton de capacidad, la cual abastece a un quebrador por medio de un alimentador de oruga tipo zapata. A la descarga de - este, el yeso triturado es llevado por dos bandas transportado- ras a una caja de distribución que alimenta a dos elevadores de cangilones que desplazan el material a dos silos de almacenamien- to, con capacidad de 1,600 ton cada uno, para posteriormente -- ser transportado a las tolvas que alimentan los molinos de aca- bado o cemento ( FIG. 10 ).

La descripción de este equipo, es la siguiente:

Alimentador de oruga tipo zapata: De 36"x8' Cedarapids, con ca- pacidad de 120 ton/h.

Quebrador Pettibone: De 37"x44"-1/4, con capacidad de 100 ton/h.

Banda transportadora ( 1 ): De 18" de ancho y 8.5 m de longitud, con capacidad de 110 ton/h.

Banda transportadora ( 2 ): De 18" de ancho y 7 m de longitud, con capacidad de 110 ton/h.

Elevadores de cangilones ( 1 ) y ( 2 ): De 79 pies de altura, - con capacidad de 150 ton/h, cada uno.

Bombas Fuller - Kinyon ( 1 ) y ( 2 ): Tamaño de 10", con capaci- dad de transporte de 136 ton/h, cada una.

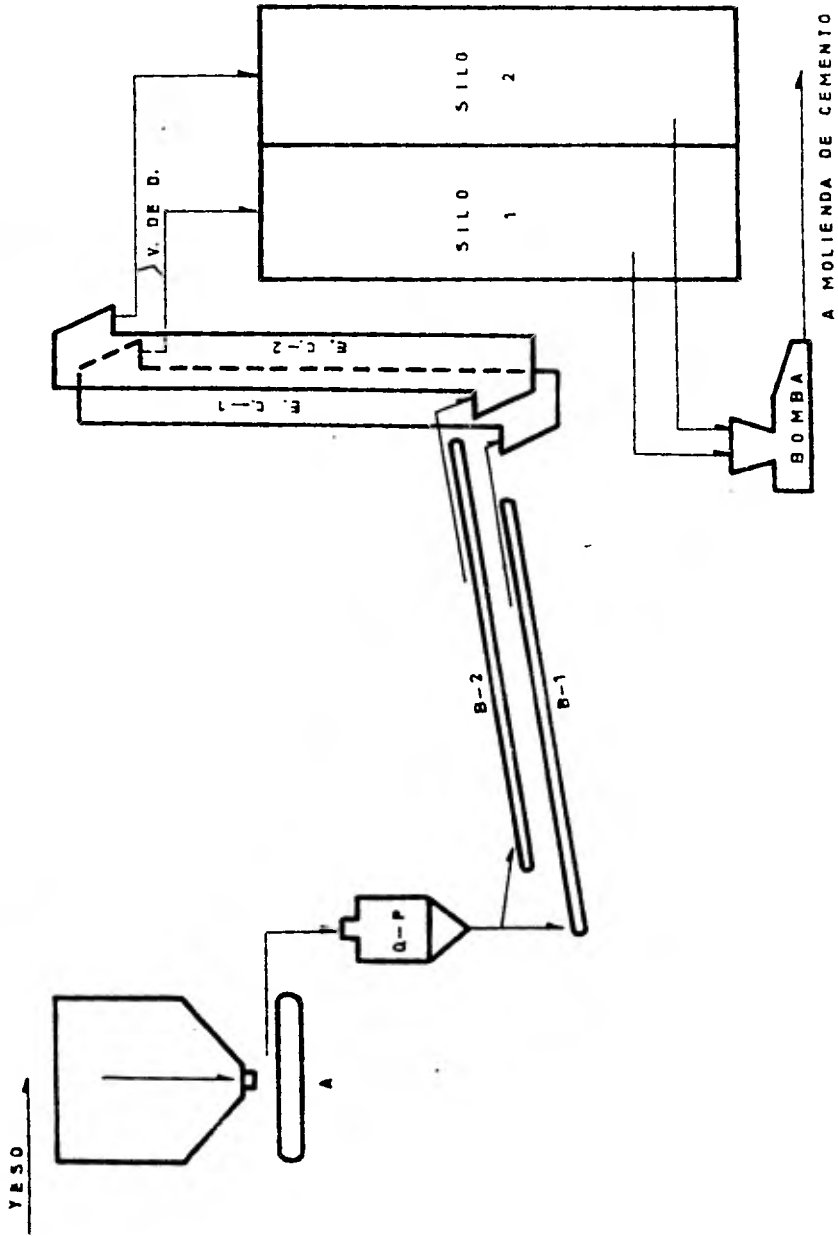


FIG. 10 TRITURACION YESO



Compresores Fuller ( 1 ) y ( 2 ): Tipo C - 200, con capacidad - de 1,027 pies<sup>3</sup>/min ( 28.9 m<sup>3</sup>/min ), cada uno.

Colector de polvo Dracco: De 4 compartimientos, con capacidad - para alojar 15,000 pies<sup>3</sup>/min ( 423.5 m<sup>3</sup>/min ) de material fino.

#### V.8.- MOLIENDA DE CEMENTO.

V.8.1.- Generalidades. Para la elaboración del cemento, es necesario obtener una mezcla uniforme en los molinos de acabado, compuesta de clinker ( 95 % ) más la adición de yeso ( 5 % ). Este yeso se agrega con el objeto de retardar el tiempo de fraguado del cemento, ya que si no se hiciera así, este sería instantáneo, con todos los problemas consiguientes.

Esta molienda de acabado es una parte muy importante en el proceso para la elaboración del cemento portland, ya que reviste gran importancia económica, pues una adecuada molienda de los materiales influirá directamente en la calidad y en el costo de producción.

La planta tiene en operación cinco unidades de molienda de cemento, y una más en proceso de instalación y que entrará en servicio muy pronto. En relación al clinker producido -- por la Unidad de Calcinación N° 8 anteriormente descrita, este material es procesado en las unidades de molienda ( 4 ) y ( 5 ), sobre las que hacemos referencia.

V.8.2.- Unidades de molienda de cemento ( 4 ) y ( 5 ). Como lo explicamos anteriormente, la molienda de clinker y yeso, tiene como función reducir su tamaño a un grado adecuado para lograr una mejor combinación entre los compuestos que forman parte del clinker y el yeso, con el agua cuando se lleva a cabo la hidratación del cemento, consiguiendo con esto una mejor calidad del producto. Esta reacción de hidratación, requiere que a la mezcla se le de una determinada finura ( 89 % al Tamiz - 200 ), para lo cual se utilizan molinos de bolas de dos compartimientos; el primero con una longitud de 5 m y el segundo de 3.8 m, separados por un diafragma. El molino está diseñado para una carga de bola normal de 93.75 ton. En el primer compartimiento la carga de bola es de diámetro grande y varía entre 3"-1/2 a 2", con peso total de 29.75 ton, y en el segundo compartimiento, la carga de bola es de diámetro chico y varía entre 1"-1/2 a 5/8", con peso total de 64 ton. A la descarga de los molinos el material es transportado a separación de finos y gruesos, por medio de separadores de aire que operan como parte integrante de una molienda en circuito cerrado. El material fino recuperado es enviado por sistemas de transporte neumático a los silos de almacenamiento de cemento; los gruesos son retornados a los molinos. En la descarga de estos se capta el polvo fino, los cuales son enviados a filtros electrostáticos para su recuperación. Para el almacenamiento del cemento portland se tienen dos secciones de silos, con capacidad para almacenar 14,000 ton; cada sec

ción se compone de 8 silos con una altura de 24 m cada uno ( FIG. 11 ).

Las especificaciones del equipo, en esta sección, son las siguientes:

Bandas transportadoras para alimentación molinos ( 4 ) y ( 5 ):  
De 18" de ancho y 4.10 m de longitud, con capacidad de 60 ton/h, cada una.

Molinos " Tirax Unidan ", F. L. Smith ( 4 ) y ( 5 ): De 3.20 m de diámetro interior y 8.8 m de longitud, con velocidad de giro real de 18.5 RPM y con una capacidad nominal de 45 ton/h, cada uno.

Elevadores de canchales para descarga molinos ( 4 ) y ( 5 ):  
De 16"x14" y 82 pies de altura, con capacidad para manejar entre 50 y 100 ton/h, cada uno.

Separadores de aire centrifugos Sturtevant: De 16 pies de diámetro, con capacidad de 44 ton/h, cada uno.

Bombas Fuller - Kinyon: Tamaño de 8", con capacidad de transporte de 59 ton/h, cada una.

Compresor Fuller: Tipo C - 225, con capacidad de 1,213 pies<sup>3</sup>/--min ( 34.3 m<sup>3</sup>/min ), cada uno.

Filtros electrostáticos F. L. Smith: Con capacidad para manejar 11,795 pies<sup>3</sup>/min ( 334 m<sup>3</sup>/min ) de polvo fino, cada uno.

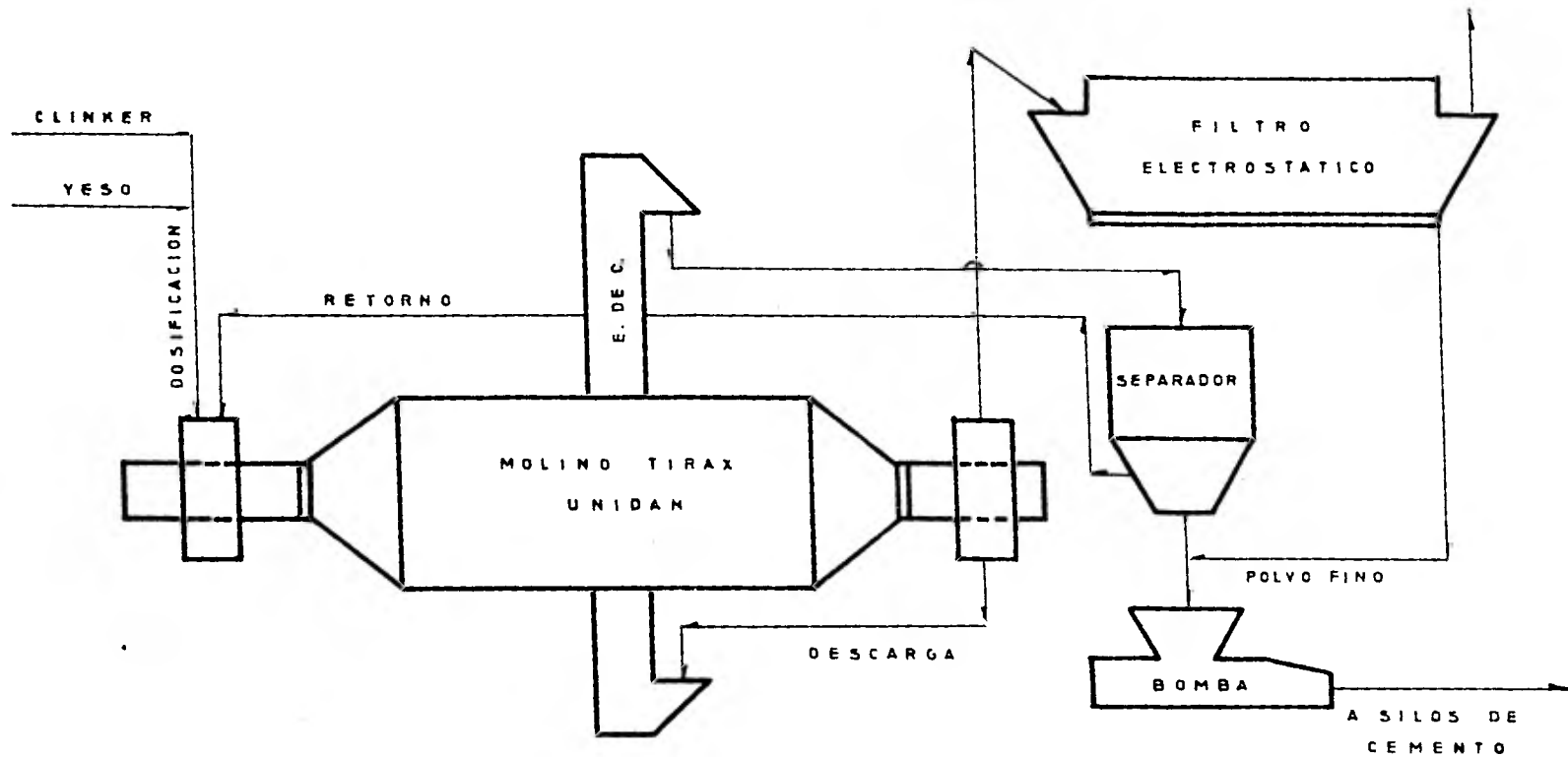


FIG. 11 MOLIENDA DE CEMENTO (4) Y (5)

Colectores de polvo Dracco: De 4 compartimientos, con capacidad para recuperar  $14,300 \text{ pies}^3/\text{min}$  (  $405 \text{ m}^3/\text{min}$  ) de polvo fino, - cada uno.

#### V.9.- CONTROL DE CALIDAD.

La calidad de un cemento depende esencialmente de la proporción en que se encuentran sus compuestos y del proceso de elaboración; para tales condiciones, el Laboratorio Químico de la empresa, realiza constantemente muestreos para llevar un control de composición y propiedades que presenta el material en todas las fases que intervienen durante el proceso. De diversas muestras analizadas de clinker y cemento portland, se obtuvieron en promedio los siguientes resultados en relación a su composición química, compuestos probables y características físicas; los cuales presentamos en los Anexos I, II y III respectivamente.

ANEXO I  
COMPOSICION QUIMICA

COMPOSICION	CLINKER	CEMENTO TIPO II	NORMA	CEMENTO TIPO III	NORMA
SiO <sub>2</sub>	20.63	20.69	21 Min.	20.13	_____
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5.15	4.78	5 Máx.	4.74	_____
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.93	4.30	6 Máx.	4.14	_____
CaO Combinada	64.64	60.86	_____	60.19	_____
CaO Libre	2.00	2.20	_____	2.20	_____
MgO	0.85	0.95	5 Máx.	0.94	_____
SO <sub>3</sub>	0.17	2.72	3 Máx.	3.60	3.7 Máx.
R. Insoluble	_____	0.40	0.75 Máx.	0.40	0.75 Máx.
P. al R. *	0.63	2.27	3 Máx.	2.90	3 Máx.
Na <sub>2</sub> O	0.11	0.12	_____	0.12	_____
K <sub>2</sub> O	0.90	0.77	_____	0.74	_____
N. D. **	-0.01	-0.06	_____	-0.10	_____
SUMA TOTAL	100.00	100.00		100.00	

\* Pérdidas al Rojo.

\*\* No Determinados.

ANEXO II  
COMPUESTOS PROBABLES

COMPUESTOS PROBABLES	CLINKER	CEMENTO TIPO II	NORMA	CEMENTO TIPO III	NORMA
C <sub>3</sub> S	64.23	44.50	_____	44.01	_____
C <sub>2</sub> S	10.55	25.60	_____	24.37	_____
C <sub>3</sub> A	5.31	5.39	8 Máx.	5.56	15 Máx.
C <sub>4</sub> AF	15.00	13.08	_____	12.60	_____
CaSO <sub>4</sub>	0.29	4.63	_____	6.12	_____
SUMA TOTAL	95.38	93.20		92.66	

ANEXO III

PROPIEDADES FISICAS

PROPIEDADES	CEMENTO TIPO II	NORMA	CEMENTO TIPO III	NORMA
SUP. ESPECIFICA BLAINE ( $\text{cm}^2/\text{g}$ )	3,420	2,800	4,328	_____
FRAGUADO INICIAL	2:15	45 min Min.	1:40	45 min Min.
FRAGUADO FINAL	5:40	8 h Máx.	4.40	8 h Máx.
EXPANSION	0.033	0.8 Máx.	-0.001	0.8 Máx.
COMPRESION ( $\text{kg}/\text{cm}^2$ ): 1 DIA	140	_____	145	130 Min.
" 3 DIAS	264	105 Min.	351	250
" 7 DIAS	353	175 Min.	331	_____
" 28 DIAS	417	_____	510	_____



CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

En este capítulo presentaremos conclusiones y recomendaciones, basadas en las diferentes etapas que cubre el presente estudio, las cuales son las siguientes:

VI.1.- Es muy importante que se realice un amplio estudio geológico de las áreas en explotación, con la finalidad de tener un conocimiento completo del potencial máximo de reservas explotables, para un período de tiempo lo suficientemente largo, como para justificar futuras inversiones en ambas canteras.

VI.2.- En la etapa de barrenación para la explotación de caliza, es de extrema importancia darle continuidad a esta operación, ya que después de realizar una voladura se iniciaba la siguiente, por lo general varios días después; es decir, cuando empezaba a faltar el material para trituración. Además, en estos trabajos, así como en el cargado de los barrenos con explosivos, no se utiliza una técnica adecuada, siendo esta de carácter práctico, lo que ha traído como consecuencia afectar la estabilidad en las paredes de los bancos, producir nuevas fracturas, problemas de eficiencia en voladuras posteriores, así como condiciones peligrosas de trabajo. Por lo tanto, es recomendable impartir la instrucción necesaria al personal encargado de estas operaciones, así como una mayor supervisión técnica, que daría como resultado mejor aprovechamiento del equipo y material, como también del tiempo efectivo de trabajo. Por otra parte, es necesario la adquisición de cuando menos otra perforadora, ya que al incrementarse la explotación de este material, el equi

po disponible actualmente trabaja la mayor parte del tiempo a su máxima capacidad, sobre todo cuando hay escasez de este. Se recomienda que esta perforadora sea de oruga, en lugar de neumáticos, y con una velocidad de penetración mayor, para disminuir el tiempo de esta actividad, con lo cual se aumentaría el rendimiento y la seguridad de la operación, sobre todo en épocas de lluvias.

VI.3.- En relación al drenaje, este aspecto presenta algunas dificultades en épocas de lluvias, por lo que se recomienda que dentro de los bancos, el camino tenga una ligera pendiente hacia la pared de los mismos para canalizar el agua a la acequia que debe ir por ese lado, ayudando con esto, que bajo condiciones de humedad no ocurran problemas de resbalamientos hacia dentro de los bancos.

VI.4.- Para el transporte de caliza y pizarra a trituración, también se hace necesario incrementar el número de unidades actuales, ya que al aumentar la explotación en ambos materiales, este equipo operaría a su máxima capacidad, reduciendo al mínimo el tiempo necesario para el adecuado mantenimiento de estas unidades, con lo cual se aumentarían las probabilidades de desperfectos o paros de las máquinas en horas de trabajo, que traerían como consecuencia bajas de alimentación en trituración, así como horas extras y baja eficiencia de operación.

VI.5.- Por otra parte, es obvio que esta empresa contratista constituida como sociedad cooperativa limitada, vé reducido

su campo de acción dentro de este tipo de producción, dado lo singular de su origen. Sin embargo, como empresa debe concentrar sus esfuerzos, haciendo reinversiones para aumentar su nivel de ganancias más rápidamente, propiciando la oportunidad de mejores ingresos a los socios, que a la vez laboran en ella; -- respaldando así su economía y proporcionando un mejor servicio.

VI.6.- Con fundamento en estas observaciones, es recomendable desde el punto de vista económico para esta empresa, no solo por la garantía que brindará sino por el estímulo económico que representa, realizar nuevas inversiones en equipos así como en capacitación técnica del personal, ya sea usando recursos -- propios o créditos financieros, y logrando con esto tener previstas futuras expansiones, en la explotación y transporte de materias primas necesarias para abastecer a la empresa cementera antes mencionada.

VI.7.- En la actualidad esta fábrica trabaja a un máximo -- del 82 % de su capacidad. La razón fundamental es que al entrar en operación la unidad de calcinación anteriormente descrita, -- la sección de molienda de crudos no estaba en condiciones de -- proveer el polvo crudo suficiente para que se trabajase al 100 %, por lo que se recomienda solucionar este problema; así como también aumentar la capacidad de las tolvas que abastecen a estos molinos, en particular la de caliza triturada, previendo así expansiones a corto o largo plazo.

Resulta obvio, que una buena coordinación entre la --

producción en las canteras y la planta manufacturera de cemento portland, resolvería el problema de la utilización máxima y eficiente del equipo instalado, que considero es una de las metas a lograr en esta empresa.

Para finalizar, podemos mencionar que esta planta cuenta con equipos, controles y dispositivos de seguridad altamente avanzados, acorde con el progreso de la tecnología aplicada a la industria cementera; así también, mencionamos el hecho de -- que esta fábrica es operada totalmente por técnicos mexicanos -- altamente especializados.

## R E F E R E N C I A S

- FRIES C. JR., CARTA GEOLOGICA DEL EDO. DE HIDALGO. INSTITUTO DE GEOLOGIA, UNAM.
- SEGERSTROM K., GEOLOGIA DEL SUROESTE DEL EDO. DE HIDALGO Y DEL NOROESTE DEL EDO. DE MEXICO. ASOC. MEX. GEOL. PETROL.
- WALTER T. HUANG; PETROLOGIA. UTEHA, 1968.
- ALAN M. BATEMAN, YACIMIENTOS MINERALES DE RENDIMIENTO ECONOMICO. EDITORIAL OMEGA, 1957.
- DUPONT, BLASTERS' HANDBOOK, 1966.
- DUPONT, TECNICAS EN EL USO DE EXPLOSIVOS.
- ALAN BAUER AND PETER N. CALDER, COURSE IN DRILLING AND BLASTING TECHNOLOGY. U. DE G., 1978.
- CUMMINS AND GIVEN, SME, MINING ENGINEERING HANDBOOK. AIME, VOL. II, 1973.
- ROBERT PEELE, MINING ENGINEERS' HANDBOOK. WILEY, VOL. I, 1941.
- DIARIO OFICIAL, BASES Y LINEAMIENTOS GENERALES PARA LA INTEGRACION DE PRECIOS UNITARIOS PARA LA CONTRATACION DE OBRAS PUBLICAS. SECCION 4, PAG. 24, ENERO 26 DE 1970.
- ARTHUR F. TAGGART, HANDBOOK OF MINERAL DRESSING. WILEY, - 1945.
- WALTER H. DUDA, MANUAL TECNOLOGICO DEL CEMENTO. ETA, 1977.
- CRUZ AZUL, INSTRUCTIVOS DE OPERACION.
- CRUZ AZUL, EXPOSICION SOBRE CEMENTOS. JUNIO, 1976.