

881217
15
2017



UNIVERSIDAD ANAHUAC

**ESCUELA DE INGENIERIA
CON ESTUDIOS INCORPORADOS A LA
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO**

**MANUAL BASICO PARA EL CALCULO E INSTALACION
DE UNA PLANTA DE AGREGADOS PARA EL
PEQUEÑO MINERO**

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO MECANICO ELECTRICISTA

P R E S E N T A N
RUDOLF KUMBOLDER STROBL
JUAN CARLOS LACHICA BRAVO
ECKART FEDERICO MIESSNER MESSTROFF
EDGAR PEÑA RUED
DAVID VARGAS BUSTAMANTE

ASESOR DE TESIS :
ING. JAVIER ACOSTA IBARRA



UNIVERSIDAD ANAHUAC MEXICO, D.F.
VINCE IN BONO MALUM

1993

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas Tesis Digitales Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS © PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis está 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.

INDICE TEMATICO

CAPITULO I INTRODUCCION, ALCANCES Y OBJETIVOS

1.1 Historia	1
1.2 Antecedentes y Alcances	2
1.3 Objetivos	4

CAPITULO II ANALISIS Y EXPLOTACION DE LOS BANCOS

2.1 Suelos y Rocas	5
2.1.1 Tipos de suelos	5
2.1.2 Tamaño y forma de las partículas de los suelos	8
2.1.3 Análisis mecánico o granulométrico de los suelos	10
2.1.4 Clasificación de los componentes de los suelos	10
2.1.5 Rocas	12
2.2 Adecuada explotación de los bancos	14
2.3 Tamizado en laboratorio	15
2.3.1 Unidades	15
2.3.2 Tamices de laboratorio	15
2.3.3 Ilustración gráfica de análisis de cribado	19
2.3.4 Nuevas revisiones de las especificaciones	19
2.3.5 Otras series de tamices	22
2.3.6 Uso rentable de los tamices de prueba	23
2.3.7 Procedimiento para realizar las pruebas	25
2.4 Algunas normas	31
2.4.1 Agregados para concreto	31
2.4.2 Cemento	35
2.4.3 Torcreto o mortero lanzado	35
2.4.4 Lechada o pasta de cemento	35
2.4.5 Vías férreas	35
2.4.6 Carreteras y pistas	36

CAPITULO III ... CALCULO Y SELECCION DEL EQUIPO

3.1 Manejo de materiales	37
3.1.1 Transportadores de bandas	37
3.1.2 Transportadores de tornillos	40
3.1.3 Alimentador de plato reciprocante	41
3.1.4 Alimentador de banda continua	41
3.1.5 Alimentador de zapatas	44

3.2 Diagrama de flujo	47
3.2.1 Elección del esquema de fragmentación	47
3.2.2 Simbología	48
3.2.3 Circuitos	49
3.3 Cálculo de capacidades	54
3.3.1 Desbaste del banco	54
3.3.2 Explosivos	59
3.3.3 Molienda	64
3.3.4 Elección y cálculo de la maquinaria para el cribado	74
3.3.5 Elección y cálculo de la maquinaria de trituración (molienda)	81

CAPITULO IV ... INSTRUMENTACION Y MONTAJE

4.1 Instalación del equipo	92
4.1.1 Introducción	92
4.1.2 Tolva de recepción y alimentador vibratorio	94
4.1.3 Quebradora de quijadas	98
4.1.4 Quebradora de cono	101
4.1.5 Criba vibratoria	108
4.2 Operación y mantenimiento	113
4.2.1 Programación para el mantenimiento preventivo	113
4.2.2 Catálogo de partes básicas	114
4.2.3 Catálogo de equipos	118
4.3 Control de emisiones	133
4.3.1 Introducción	133
4.3.2 Filtros	135
4.3.3 Colector tipo ciclón	137
4.3.4 Filtro de bolsas	138

CAPITULO V COSTO BENEFICIO DEL PROYECTO

5.1 Costo del equipo	142
5.2 Optimización de costos	145
5.3 Retorno de la inversión	149

CAPITULO VI CONCLUSIONES Y COMENTARIOS

165

BIBLIOGRAFIA Y APENDICES

168

TEMA PROPUESTO: Manual Básico para el cálculo e instalación de una Planta de Agregados para el pequeño Minero.

OBJETIVO: Facilitar al pequeño minero un manual capaz de guiarlo en la toma de decisiones de la capacidad de equipo requerido para la producción de su planta.

Llevar al usuario a través de fórmulas y diagramas de fácil comprensión a un cálculo óptimo del equipo necesario para la explotación ideal de su banco.

Los Ingenieros podrán encontrar en esta obra un manual de apoyo para el entendimiento del proceso de obtención de los agregados.

CAPITULO I

INTRODUCCION, ALCANCES Y OBJETIVOS.

1.1 Historia.

La minería comenzó realmente con la "edad de los metales", hace unos 500 años, aunque antes ya hubo alguna actividad minera durante el largo período de la edad de piedra, cuando el hombre neolítico explotaba yacimientos de roca, primero en la superficie de la tierra y posteriormente debajo de ella. Algunas de estas minas de pedernal consistían en pozos verticales de hasta 2 mts. de diámetro y hasta 10 mts de profundidad y desde cuyo pie se excavaban galerías al azar, hacia algún yacimiento. Entre los antiguos instrumentos de minería, se encuentran picos de cuerno de ciervo y huesos de grandes animales, que servían como palas.

Después vino la separación de materiales, parte esencial de la minería. Las primeras referencias escritas provienen del año 150 a.c. en descripciones Romanas y Griegas acerca de los métodos de la minería, en la cual se utilizaban pelo de caballos tejidos rústicamente, entarimados de madera y pieles perforadas, para obtener una cierta uniformidad de grano. La primera vez que se utilizó un tamiz (elemento separador de partículas hecho a base de alambre tejido) en la minería, es atribuido a los alemanes en el siglo XV.

La primera mención que hemos encontrado acerca de un equipo vibrador con transmisión de potencia mecánica, se debe al Sr. John Smeaton, que lo describió en su diario de viajes. John Smeaton fue el ingeniero civil inglés capaz de descubrir el secreto del cemento hidráulico y el constructor del faro de "Eddystone".

En Rotterdam, Holanda, encontró las primeras máquinas cribadoras, las cuales utilizaban una máquina troqueladora como método de transmisión de movimiento. La troqueladora tenía amarrada una cuerda a un extremo del tamiz, con lo que se lograba darle un movimiento de elevación de 13 a 15 cm y bajarlo repentinamente. Esto daba un efecto de vibración sobre el material a tamizarse.

Es importante hacer mención de este hecho, ya que la idea básica había sido creada. Posteriormente y hasta la fecha, la idea de darle movimiento al tamiz para efectuar cribado, no se ha deshechado. Ha habido diferentes ideas acerca de darle la vibración al tamiz, tales como un martilleo, golpeteo o varillas, etc. Algunos equipos vibratorios con esta idea salieron al mercado en los últimos años del siglo pasado.

En los primeros años de este siglo, diferentes enfoques se dieron al hecho de separar los minerales más eficientemente. Entre los más conocidos se encuentra el tambor rotatorio hecho a base de lámina perforada. También fueron utilizados vibradores de baja velocidad.

Los primeros vibradores de la era moderna (500 RPM y más veloces) aparecieron en 1910. Los más simples de estos vibradores fueron construidos de una masa desbalanceada montada sobre la flecha principal de transmisión de potencia. Cuando la flecha empezaba a girar rápidamente, esto creaba un desbalanceo natural de la máquina, que a su vez lo transformaba en una vibración. El chasis de la máquina de madera, estaba montado sobre cuatro resortes, con lo cual se obtenía una vibración ideal para cribar materiales con la ayuda del tamiz.

La siguiente idea que apareció en el mercado, fue la de hacer vibrar el tamiz de la máquina, haciéndola desplazarse sobre una leva excéntrica. El tamiz hacía las veces de "seguidor de la leva". Con esto se logró vibración directa sobre el tamiz; el cuerpo del tamiz contaba con contrapesos que hacían que este se mantuviera directamente sobre la leva, aunque ésta rotara a gran velocidad.

Durante los siguientes años, desde 1920 hasta 1940, una infinidad de mejoras fueron aplicadas a los vibradores, desde un mejor diseño de la caja vibratoria, hasta el cambio en las aleaciones de los materiales utilizados en la fabricación. A fines de 1940, la mejora más importante, fue la de cambiar el ángulo de vibración de las cribadoras, cambiando la posición horizontal a una cierta inclinación, lo que dio una mayor producción de material.

A partir de este momento, los equipos de vibración han sido perfeccionados y mejorados en su diseño, calidad, sistemas de lubricación, aceros mejorados en el uso de baleros, etc. Hoy en día se ha logrado construir equipos vibratorios de hasta 3.05 mts de ancho por 9.15 mts de longitud con tres camas de altura. Cabe hacer notar que lo importante en la construcción de un equipo vibratorio es la relación que se pueda obtener entre amplitud y frecuencia de vibración.

1.2 Antecedentes y Alcances.

Los equipos vibratorios son la base de la producción de una mina, ya que éstos son los que determinan los equipos periféricos requeridos para su alimentación, tales como transportadores, molinos, tolvas, lavadores de arena, etc.

El minero más primitivo utiliza únicamente un tamiz inclinado, acostado contra una pared alta (chorreadero natural). A través del uso de un camión de volteo, vierte una carga completa sobre este tamiz y trata de separar, por medio de gravedad, sus materiales. El material fino se obtendrá en la parte baja del tamiz y el grueso deberá ser recolectado en la parte alta del mismo. Este método no es muy apropiado, ya que se pierde un gran volumen de producción porque no todo el material puede ser separado eficientemente y un sobremanejo de materiales no útiles.

Por el otro lado están las minas con alta capacidad de producción y financiera, que utilizan todo tipo de avances tecnológicos para obtener grandes producciones. Como dato estadístico, tenemos que, anualmente, la extracción mundial aproximada de varios minerales y rocas, es la siguiente:

Mineral	Cantidad
Minas metálicas	2,000 Millones de toneladas
Minerales no metálicos	1,400 Millones de toneladas
Arena y grava	3,500 Millones de toneladas
Carbón	3,000 Millones de toneladas

Esta tesis únicamente estará enfocada a arenas y gravas para construcción. Como podemos ver, a nivel mundial, el uso de este tipo de materiales es de 3,500 millones de toneladas que deberán ser extraídas y procesadas a través de algún método de producción, ya sea rudimentario o sofisticado, por lo que existe un campo muy amplio para la instalación y venta de equipo relacionado con esta actividad.

Al igual que muchas otras ramas de la industria pesada, la minería es esencialmente una actividad de manejo de materiales a gran escala, con una complejidad a veces mucho mayor que en cualquier otra rama. No sólo hay que mover grandes toneladas de roca y minerales a distancias hasta de 16 Km por el interior o exterior de la corteza terrestre, sino que la circulación de aire de ventilación o el bombeo de agua presentan a veces un movimiento de masas superior al movimiento mismo del mineral o roca.

En la actualidad existen minas en las cuales, para cada tonelada de mineral o roca sacado a la superficie para su proceso posterior, es preciso hacer circular 20 toneladas de aire y bombear al exterior de la mina hasta 100 toneladas de agua. El costo de los equipos de ventilación y drenaje adecuados constituye, en la mayoría de los casos, una carga financiera mayor que el costo de extracción del mineral mismo.

Como se podrá observar, el problema de la minería es complejo y la temática muy amplia. El ejemplo anterior, solamente se basa en un parámetro entre muchos otros que tienen que ver con la extracción de rocas y minerales.

En México, la minería se divide en dos grandes secciones:

- Las minas pertenecientes a grandes consorcios así como las minas pertenecientes al sistema paraestatal
- Las pequeñas minas pertenecientes al pequeño propietario.

Las grandes minas han adquirido a través del tiempo sofisticados equipos de perforación, triturado, cribado y de manejo de materiales. Estos equipos se venden usualmente con un gran apoyo de asesoría técnica y en muchas ocasiones vienen acompañados por ingenieros mineros, que se quedan durante un gran período en la mina, como soporte técnico.

Por el otro lado, se encuentra el pequeño minero, usualmente ejidatario, campesino o pequeño propietario. Este es el minero que en su terreno ha encontrado cierto mineral o roca, que puede ser utilizado en la industria, ya sea de la construcción, del vidrio, metalúrgica, etc. Este minero es el que se encuentra totalmente abandonado por la industria minera y el que realmente deseamos estudiar y apoyar. Usualmente, después de encontrar algún material en su terreno, este minero abre un tajo a cielo abierto y a base de instrumentación rudimentaria trata de obtener alguna producción adecuada para satisfacer sus necesidades básicas de producción. Este minero, se autoinstruye y por medio de pruebas y errores logra hacer que su mina funcione relativamente. Algunos de estos mineros recurren a la "piratería de personal" y se buscan alguna persona "experta" en el área, que logran obtener del vecino o por recomendaciones, pero que no es un especialista, sino que ha obtenido sus conocimientos a través de sus propias experiencias.

1.3 Objetivos.

Es propósito primordial de esta tesis el proporcionar, al pequeño minero, un manual básico en el que podrá obtener los datos suficientes para poder decidir el tipo y capacidad de maquinaria que requiere. Un manual que lo lleve a través de fórmulas y diagramas de fácil comprensión a un cálculo óptimo del equipo de su necesidad para la explotación ideal de su banco.

El ingeniero podrá ver en esta obra un manual de apoyo para el entendimiento total del proceso de obtención de agregados.

A través de un ejemplo se mostrará prácticamente el cálculo de equipo para un banco de arena y grava existente.

CAPITULO II

ANALISIS Y EXPLOTACION DE LOS BANCOS.

2.1. SUELOS Y ROCAS.

2.1.1 Tipos de suelos.

Los materiales que constituyen la corteza terrestre son clasificados, en forma arbitraria, en dos categorías: suelo y roca. Se llama suelo a todo agregado material de partículas minerales separables por medios mecánicos de poca intensidad, como una agitación en agua. Por el contrario, roca es un agregado de minerales unidos por fuerzas cohesivas poderosas y permanentes.

Según cuál sea el origen de sus elementos, los suelos se dividen en dos amplios grupos: suelos cuyo origen se debe esencialmente al resultado de la descomposición física y química de las rocas, y suelos cuyo origen es esencialmente orgánico. Si los productos de la descomposición de las rocas se encuentran aún en el mismo lugar de origen, los mismos constituyen un suelo residual; en caso contrario, forman un suelo transportado, cualquiera que sea el agente de transporte.

El espesor de los estratos de suelos residuales depende fundamentalmente de las condiciones climáticas y del tiempo de exposición a las mismas y en algunos lugares alcanza varias decenas de metros. En zonas templadas, los suelos residuales son generalmente firmes y estables, salvo muy raras excepciones. Por el contrario, muchos depósitos de suelos transportados son blandos y sueltos hasta profundidades que alcanzan decenas de metros.

Las condiciones de los suelos son comúnmente exploradas por medio de sondeos, perforaciones y excavaciones a cielo abierto. De los ensayos de las muestras de estos sondeos se puede obtener entonces un perfil del terreno.

A continuación se describen los suelos más comunes con los nombres generalmente utilizados para su clasificación en el terreno.

Las arenas y las gravas o ripios o cantos rodados, son agregados sin cohesión de fragmentos granulares o redondeados, poco o no alterados, de rocas y minerales. Las partículas menores de 2 mm se clasifican como arena, y aquellas de mayor tamaño hasta 15 ó 20 milímetros, como grava, ripio o canto rodado. Los fragmentos de rocas con diámetros mayores se conocen como piedras-bolas, piedras-bochas o cantos rodados grandes.

Los limos inorgánicos son suelos de grano fino con poca ó ninguna plasticidad. Las variedades menos plásticas consisten generalmente en partículas más o menos equidimensionales

de cuarzo y, en algunos países, se le conoce con el nombre de polvo de roca. Los tipos más plásticos contienen un porcentaje apreciable de partículas en forma de escamas y se denominan limos plásticos. Debido a su textura suave, los limos inorgánicos son comúnmente tomados como arcillas, pero pueden distinguirse fácilmente de las mismas sin necesidad de ensayos de laboratorio. Si una pasta de limo inorgánico saturado se sacude en la palma de la mano, la pasta expulsa suficiente agua como para producir una superficie brillante que, si la pasta es posteriormente doblada entre los dedos, se vuelve nuevamente opaca. Este simple procedimiento se conoce como ensayo de sacudimiento. Después de secada, la pasta de limo inorgánico es frágil, siendo fácil despegar polvo de la misma si se la frota con los dedos.

Las arcillas son agregados de partículas microscópicas y submicroscópicas derivadas de la descomposición química de los constituyentes de las rocas.

Si un suelo está compuesto de una combinación de dos clases distintas de material, para identificarlo se utiliza el nombre del material predominante como sustantivo, y el del que entra en menor proporción como adjetivo calificativo. Por ejemplo una arcilla arenosa es un suelo con propiedades de las arcillas, pero que contiene una cantidad apreciable de arena.

Las propiedades de los agregados de granos de arena y grava se describen cualitativamente por medio de los términos suelta, medianamente densa y densa.

Ejemplos de suelos:

- **Morenas.**- Son depósitos glaciares no estratificados de arcilla, limo, arena, cantos rodados y piedras que cubren aquellas partes de la superficie rocosa que estuvieron bajo hielos en los períodos de avance de los glaciares.

- **Tufas.**- Son agregados finos de materiales y fragmentos de roca muy pequeños, arrojados por los volcanes durante las explosiones, y que han sido transportados por el viento o por el agua.

- **Loess.**- Son sedimentos eólicos uniformes y cohesivos. El tamaño de la mayoría de sus partículas oscila entre los estrechos límites comprendidos entre 0.01 y 0.05 mm y su cohesión es debida a la presencia de un cementante de naturaleza más o menos calcárea. Su color más común es el castaño claro. El loess se caracteriza por la presencia de agujeros verticales dejados por las raíces extinguidas y porque se mantiene estable con taludes casi verticales.

- **Loess modificados.**- Son aquellos loess que han perdido sus características típicas por procesos geológicos secundarios como cambios químicos que originaron la destrucción de la adherencia entre las partículas, o la descomposición química de sus elementos perecederos, como el feldespato.

- **Tierras diatomáceas.**- Son depósitos de polvo sílico fino, generalmente blanco. El término diatomáceas se aplica a un grupo de algas unicelulares microscópicas de origen marino o de agua dulce.

- **Marga.**- Con este término se identifican varios tipos de arcillas marinas calcáreas compactas o muy compactas y de color verdoso.

- **Arcillas laminadas.**- Consisten en capas alternadas de limo mediano gris inorgánico y de arcilla limosa más oscura. El espesor de las capas raramente excede de un centímetro, aunque ocasionalmente se han encontrado láminas más gruesas.

- **Greda.**- Es un término popular con el cual se designa una variedad grande de suelos, pero que normalmente están constituidos por arcillas muy plásticas más o menos compactas.

- **Bentonitas.**- Son arcillas con un alto contenido de montmorillonita. La mayoría de las bentonitas se formaron de la alteración química de cenizas volcánicas. Los depósitos de bentonita son comunes en Norteamérica incluyendo México.

- **Tosca.**- Se refiere a suelos de composición variable con una fuerte impregnación calcárea en general de origen loésico. También se suele llamar "Morena".

- **Caliche.**- Son capas de suelo cuyos granos están cementados por carbonatos calcáreos. Normalmente se forman en climas semáridos.

- **Loam.**- Este es un término utilizado para determinar un tipo de suelo que se conforma por una mezcla de arena, limo y arcilla.

- **Limo.**- Es un polvo de roca fino. Tal como se encuentra en canteras y excavaciones, es un material de grano fino, sin materia orgánica y, en general, de color grisáceo o rosado.

- **Cieno.**- Es una mezcla viscosa o pastosa de suelo y materia orgánica que se encuentra en el fondo de los ríos y lagos.

- **Turba.**- Está constituida por plantas parcialmente descompuestas. Cuando es impura y contiene gran cantidad de agregados inorgánicos se la denomina tierra turbosa. Los depósitos orgánicos que se hallan en lo que fueron antiguos lagos se llaman turberas.

- **Arcilla.**- Los principales ingredientes de la arcilla son el dióxido de silicio, la alúmina (Al_2O_3) y el agua. Puesto que la arcilla se forma mediante la acción de los agentes atmosféricos sobre las rocas, hay muchas variaciones en las propiedades y la composición de la arcilla. Las propiedades, además de depender de la composición, son sensibles al tamaño de las partículas

(menos de 2 a 4 micrones) y a la forma. Hay diferentes tipos importantes de arcilla, que se conocen como caolín, arcilla refractaria, arcilla ferruginosa y arcilla calcárea.

Todos los términos utilizados para la clasificación de los suelos en el terreno incluyen una variedad grande de materiales distintos.

2.1.2 Tamaño y forma de las partículas de los suelos.

El tamaño de las partículas que constituyen los suelos varía entre aquel de un canto rodado y el de una molécula grande.

Los granos de un tamaño mayor de 0.06 mm pueden ser examinados a simple vista o por medio de una lupa, y constituyen la "fracción muy gruesa" y la "fracción gruesa" de los suelos.

Los granos comprendidos entre 0.06 mm y 2 micrones (1 micrón= 0.001 mm) pueden ser examinados con la ayuda del microscopio y constituyen la "fracción fina" de los suelos.

El proceso de separar un agregado de suelo en sus diferentes fracciones, cada una consistente en granos de tamaños distintos, dentro de ciertos límites, se conoce con el nombre de análisis mecánico o análisis granulométrico. Por medio del análisis granulométrico se ha encontrado que la mayoría de los suelos naturales contienen granos de dos o más fracciones. Las características particulares de un suelo compuesto están casi enteramente determinadas por las propiedades de la fracción más fina. En este aspecto, los suelos son similares al hormigón, cuyas propiedades están determinadas principalmente por el cemento, mientras que el agregado, que constituye la mayor parte del mismo, actúa como inerte. El "agregado" o parte inerte de un suelo compuesto, forma entre el 80 y 90 por ciento de su peso seco total, y la parte decisiva o activa, el resto.

Las fracciones muy gruesas, por ejemplo la grava, consisten en fragmentos de rocas compuestos de uno o más minerales. Los fragmentos pueden ser angulares, redondeados o chatos. Pueden ser sanos o mostrar signos de considerable descomposición, ser resistentes o desmenuzables.

Las fracciones gruesas, representadas por las arenas, consisten en granos compuestos principalmente de cuarzo. Los granos pueden ser angulares o redondeados. Algunas arenas contienen un porcentaje importante de escamas de mica, que las hace muy elásticas o esponjosas.

En las fracciones finas y muy finas, cada grano está constituido generalmente de un solo mineral. Las partículas pueden ser angulares, en forma de escamas y ocasionalmente con forma de agujas, pero nunca redondeadas.

Otras clasificaciones por tamaño.

- La clasificación adoptada por la Oficina de Química y Suelos del Departamento de Agricultura de Estados Unidos, es la siguiente:

Nombre	Diámetro de partículas en mm
Gravilla	2 a 1
Arena Gruesa	1 a 0.5
Arena Mediana	0.5 a 0.25
Arena Fina	0.25 a 0.10
Arena muy Fina	0.10 a 0.05
Limo	0.05 a 0.005
Arcilla	0.005 y menos

De acuerdo con la clasificación de la Oficina de Caminos Públicos de los Estados Unidos, las correspondencias de esta tabla son:

Grava: Partículas retenidas en el tamiz no. 10 (2 mm).

Arena gruesa: Pasan por el tamiz no. 10 y son retenidas por el no. 40 (0.42 mm).

Arena fina: Pasan por el tamiz no. 40 y son retenidas por el no. 270 (0.05 mm).

En todos los casos se trata de tamices normales norteamericanos.

El material muy finamente dispersado, por ejemplo, las partículas inferiores a 0.0001 mm, se denomina coloidal. En las investigaciones de suelos se supone que las partículas inferiores a 0.002 mm ya poseen propiedades coloidales.

Clasificaciones comunes en México.

En México se reconocen comúnmente las siguientes clasificaciones:

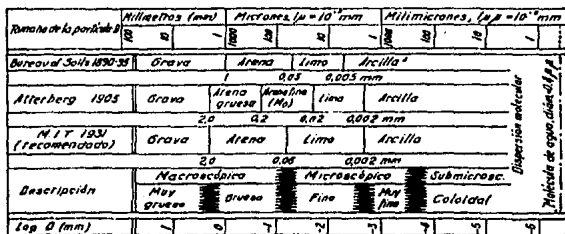
Piedra de cimentación	-20" a + 6"
Piedra de empedrado	- 6" a + 3"
Triturable	- 3" a + 1 ½"
Grava 1	- 1 ½" a + ¾"
Grava 2	- ¾" a + ¼"
Arena	- ¼" a + 0"

2.1.3 Análisis mecánico o granulométrico de los suelos.

El propósito del análisis mecánico o granulométrico, es determinar el tamaño de partículas o granos que constituyen un suelo y fijar, en porcentaje de su peso total, la cantidad de granos de distintos tamaños que el mismo contiene. El método más directo para separar un suelo en fracciones de distinto tamaño consiste en el uso de tamices.

2.1.4 Clasificación de los componentes de suelos.

Las convenciones más universalmente aceptadas para la clasificación de suelos están indicadas en la forma de un gráfico en la figura 2.1.



* El límite superior del tamaño arcilla se cambió en 1935 de 0.005 mm a 0.002 mm. Sin embargo, algunas organizaciones técnicas refieren todavía, el valor original de 0.005 mm.

Figura 2.1. Clasificación de suelos basada en la granulometría.

La identificación de los suelos por medio de los nombres de sus elementos principales se simplifica con el uso de diagramas, como el adoptado por el "Public Roads Administration" de la fig. 2.2, en el cual cada uno de los tres ejes coordenados sirve para representar una de las tres fracciones granulométricas, arena, limo y arcilla. El diagrama está dividido en zonas y a cada zona se le asigna un nombre. Las tres coordenadas de un punto representan los porcentajes de las tres fracciones presentes en un suelo cualquiera y determinan la zona a la cual el mismo pertenece. Por ejemplo, un suelo mixto, compuesto de 20% de arena, 30% de limo y 50% de arcilla, viene representado por el punto S y es clasificado como arcilla.

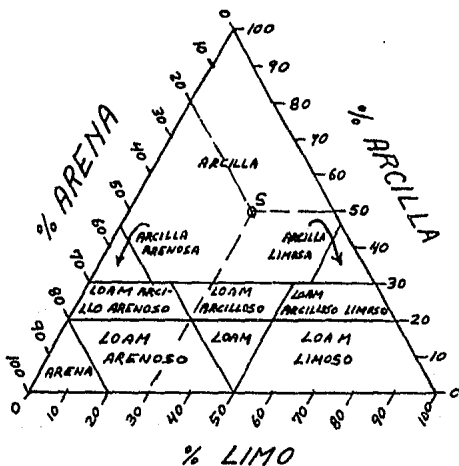


Fig. 2.2 Gráfico del Public Roads para la clasificación de suelos.

En la tabla 2.3 se proporciona el peso específico absoluto de los principales elementos que constituyen la parte sólida de los suelos.

PESOS ESPECIFICOS ABSOLUTOS DE LOS ELEMENTOS SOLIDOS MAS IMPORTANTES DE LOS SUELOS.

(Gramos por centímetro cúbico)

Yeso	2,32	Dolomita	2,87
Montmorillonita	2,4	Aragonita	2,94
Ortoclasa	2,56	Biotita	3,0-3,1
Caolinita	2,6	Augita	3,2-3,4
Clorita	2,6-3,0	Limonita	3,8
Cuarzo	2,66	Hematita hidratada	4,3±
Talco	2,7	Magnetita	5,17
Calcita	2,72	Hematita	5,2
Muscovita	2,8-2,9		

Datos tomados de E. S. Larsen y H. Berman: *The Microscopic Determination of the Non-opaque Minerals.*

TABLA 2.3

2.1.5 Rocas.

El conocimiento de las rocas y sus propiedades físicas es de suma importancia en las obras de ingeniería civil, si se considera la utilización de rocas como materiales de construcción.

Los bancos pueden ser depósitos sueltos o materiales no consolidados tales como arcillas, arenas y limos o masas sólidas o duras como basaltos, granitos, calizas etc.

Las rocas pueden ser constituidas por un sólo mineral, como calcita o cuarzo, en cuyo caso se llaman "simples"; o están constituidas por un conjunto de minerales y entonces se les llama "complejas". El primer grupo puede ser representado por una caliza o yeso y el ejemplo típico del segundo es un granito que está constituido por cuarzo, feldespato potásico y mica.

Considerando los principios genéticos y modo de formación, las rocas se dividen en tres grandes grupos:

- 1.- Rocas ígneas
- 2.- Rocas sedimentarias
- 3.- Rocas metamórficas

Las rocas ígneas son aquellas que se formaron por la solidificación de magmas en el interior de la corteza terrestre o por la solidificación de lavas en la superficie.

Las rocas sedimentarias son aquellas cuyos elementos integrantes fueron depositados, principalmente, dentro de las aguas por medio de agentes mecánicos, químicos u orgánicos.

Las rocas metamórficas son aquellas que se formaron de rocas preexistentes por la acción del calor, presión y fluidos químicamente activos y perdieron parcial o totalmente sus características originales.

2.2 ADECUADA EXPLOTACION DE LOS BANCOS.

La obtención de materiales sólidos provenientes del suelo y subsuelo de nuestro planeta se ha tomado, en muchas partes del mundo, toda una actividad lucrativa. Por lo tanto es de vital importancia, una vez conocidas las necesidades de producto, hacer una buena elección del terreno o zona que se va a explotar. Según el tipo de material que se vaya a obtener existen diferentes equipos y formas de trabajo. Se deben considerar factores como:

- a) la cercanía con vías, medios de transporte o inclusive la planta de transformación.
- b) La disponibilidad de la mano de obra también en la cercanía.
- c) El costo de transportación de la maquinaria y el equipo para la obtención, trituración, cribado, lavado (en su caso) y transporte del producto final.

Ejemplos de productos obtenidos de bancos:

- *Agregados finos.*- Al agregado o aditivo fino se le da comúnmente el nombre de arena y se define como partículas de arena, rocas trituradas, o materiales similares, con un diámetro ligeramente inferior a 0.25". El agregado fino debe consistir en partículas fuertes, libres de barro, materia orgánica, sedimentos, mica u otras substancias perjudiciales cuando éste sera utilizado para la producción de concreto (Portland). Las partículas extremadamente finas de arcilla y sedimentos impiden la formación de un buen enlace entre agregados y el cemento.

- *Agregado grueso.*- Es también una materia prima utilizada para la producción de concreto. Normalmente se usa la grava. Generalmente se obtiene de piedras trituradas y varían en el tamaño desde 0.25" a 3". El concreto más económico y de mejor calidad se hace con agregados gruesos graduados.

- *Piedra para mampostería.*- En este caso normalmente se busca roca dura con tamaños superiores a los 15 cm de diámetro. Debe poder ser cargada por una persona.

- *Piedra para la construcción de carreteras o vías férreas.*- En estos casos es necesario revisar las normas adecuadas vigentes que, en México, proporciona la Secretaría de Comunicaciones y Transportes.

2.3. TAMIZADO EN LABORATORIO.

2.3.1. Unidades.

Las normas de peso y medida son universales y mientras no se ha llegado al ideal de un sistema único y absoluto, los equivalentes entre los dos grandes sistemas, el Inglés y el Métrico, son tan conocidos que la conversión de uno a otro no representa ningún problema.

Cuando se trabaja con materiales finamente divididos es constantemente necesario tener conocimiento de los tamaños de las partículas. Esto es verdad, ya sea que los materiales estén en estado natural, como la arena o la grava, o sean el resultado de un proceso controlado por el hombre como el triturado, molido, desintegrado o cristalización (como la fabricación de azúcar y químicos) o una combinación de varios de estos, como en el caso de materiales tales como el cemento.

Ejemplo: Con cubos de 0.1 pulgada nuestra vista nos permite distinguir la forma sin mucha dificultad y medir con bastante exactitud. A 0.01 pulgada, el ojo requiere de ayuda, aumentando el objeto a observar, pero el conteo e inspección de un millón de partículas que es la cantidad que cabe en una pulgada cúbica, por este método no sería costeable, aunque el material tuviese un valor superior al oro, platino o diamante.

El proceso de clasificación de materiales finamente divididos de acuerdo al tamaño es de gran importancia aún cuando el método es simple si se emplea el equipo adecuado.

2.3.2. TAMICES DE LABORATORIO.

2.3.2.1. Historia.

La clasificación y separación por tamaños de las partículas al cribar fue concebida primeramente por el hombre para obtener metales de la tierra. Los mas viejos antecedentes se tienen de los griegos y romanos, 150 A.C., donde se utilizaban tablonos o cueros perforados con agujeros, o tejidos de pelo de caballo, juncos o hasta cabello humano.

En el siglo XV, los germanos introdujeron los primeros tamices tejidos de alambre. Las cribas con marco de madera sacudidas a mano se usaron primero. Más tarde se introdujo maquinaria eléctrica de cribado. Al mejorar los métodos de cribado y triturado, se necesitaron medios más precisos de comparar los materiales cribados. Los tamices de laboratorio de alambre tejido en marcos adecuados abrieron la oportunidad para el estudio de la distribución de partículas por tamaño hasta tan fino como 25 micrones (0.025 mm) o aproximadamente 1/1000 de pulgada con una medición literal de millones de partículas en cada prueba.

Los primeros tamices de laboratorio no tenían ninguna relación entre las aberturas. La tela de tamiz no era tejida con las normas de precisión de hoy, pero sin embargo probaron su utilidad.

Conforme los tamices de prueba llegaron a ser más generalmente usados, se desarrolló una demanda para mejorar su precisión y llegar a una relación definida entre las aberturas. Esto llevó al desarrollo y la introducción de las series de mallas de la escala standard de Tyler que proporcionaron los medios para controlar el trabajo del equipo de triturado, molido y cribado en su nivel de mayor eficiencia y rentabilidad.

2.3.2.2. Escala Tyler de mallas standard.

En respuesta a la creciente demanda de series de tamices más científicas, en 1910 W.S. Tyler introdujo la escala de mallas standard para tamices de laboratorio teniendo una serie de tamices con aberturas de relación fija de dos.

La serie de mallas para tamices de esta escala hecha en esta relación fija, fue descrita en un documento publicado por la Asociación Americana para Pruebas de Materiales en 1913. Esta relación había sido sugerida desde 1867 por el profesor P.R. Rittinger en Alemania. Hoy son el standard de usuarios grandes y pequeños, así como de instituciones técnicas de los Estados Unidos y países extranjeros.

La relación entre los diferentes tamaños en la escala de mallas ha sido tomada como 1.414 o la raíz cuadrada de 2, como fue recomendado por Rittinger en su trabajo de desgarrado de minerales metálicos. Lo exacto de esto será evidente a partir de lo siguiente: El ancho de cada abertura sucesiva, es exactamente 1.414 veces el ancho de la abertura de la malla anterior. Esto también hace que el área o superficie de cada abertura sucesiva en la escala, sea el doble que el siguiente más fino o la mitad del siguiente más grueso. (Ver tabla 2.4).

Para ilustrar (de la tabla 2.4): el ancho de la abertura en un tamiz de 0.742" es de 1.414 veces el ancho de abertura del tamiz 0.525" que le precede. El área de abertura del tamiz de 0.742" es del doble de el de 0.525" y sólo la mitad del área del tamiz de 1.050".

La escala Standard Tyler con una relación de 1.414 tiene veinte tamices que van de 0.0015" (400 mallas) a 1.05" de abertura.

Malla o Mesh.- Además de que la abertura de un tamiz pueda estar dada en unidades del sistema métrico decimal o del sistema inglés, se puede expresar también ésta en número de malla o mesh. El número de malla o mesh es la cantidad de aberturas incluyendo el alambre que caben o se distribuyen en una pulgada lineal. Como ejemplo tenemos que una malla número 200 significa que en una pulgada lineal de la tela de ese tamiz encontraremos 200 aberturas y 200 alambres. Podría pensarse que en caso de que el alambre usado en un determinado tamiz fuera de

Serie De Tamices Escala Tyler Standard

En la siguiente tabla de las Series de Tamices Escala Tyler Standard se muestran ambas series: la básica de raíz cuadrada de dos y la serie desarrollada para selección de tamaños mas precisos según la serie expandida a la cuarta raíz de dos.

Escala de Tamices Standard Tyler $\sqrt{2}$	Relatio Para Tamizado mas Preciso $\sqrt[4]{2}$		Designacion de Malla	Equivalentes Series de Tamices U.S.A.	
	Abertura en Pulgadas	Abertura en Pulgadas		Designacion Standard	Designacion Alemana
1.050	1.050			26.5 mm	1.06 pulg.
	.883			22.4 mm	$\frac{7}{8}$ pulg.
.742	.742			19.0 mm	$\frac{3}{4}$ pulg.
	.624			16.0 mm	$\frac{5}{8}$ pulg.
.525	.525			13.2 mm	.530 pulg.
	.441			11.2 mm	$\frac{7}{16}$ pulg.
.371	.371			9.5 mm	$\frac{3}{8}$ pulg.
	.312		2 $\frac{1}{2}$	8.0 mm	$\frac{5}{16}$ pulg.
.263	.263		3	6.7 mm	.265 pulg.
	.221		3 $\frac{1}{2}$	5.6 mm	No. 3 $\frac{1}{2}$
.185	.185		4	4.75 mm	No. 4
	.156		5	4.00 mm	No. 5
.131	.131		6	3.35 mm	No. 6
	.110		7	2.80 mm	No. 7
.093	.093		8	2.36 mm	No. 8
	.078		9	2.00 mm	No. 10
.065	.065		10	1.70 mm	No. 12
	.055		12	1.40 mm	No. 14
.046	.046		14	1.18 mm	No. 16
	.0390		16	1.00 mm	No. 18
.0328	.0328		20	850 μ m	No. 20
	.0276		24	710 μ m	No. 25
.0232	.0232		28	600 μ m	No. 30
	.0195		32	500 μ m	No. 35
.0164	.0164		35	425 μ m	No. 40
	.0138		42	355 μ m	No. 45
.0116	.0116		48	300 μ m	No. 50
	.0097		60	250 μ m	No. 60
.0082	.0082		65	212 μ m	No. 70
	.0069		80	180 μ m	No. 80
.0058	.0058		100	150 μ m	No. 100
	.0049		115	125 μ m	No. 120
.0041	.0041		150	106 μ m	No. 140
	.0035		170	90 μ m	No. 170
.0029	.0029		200	75 μ m	No. 200
	.0024		250	63 μ m	No. 230
.0021	.0021		270	53 μ m	No. 270
	.0017		325	45 μ m	No. 325
.0015	.0015		400	38 μ m	No. 400
.00126	.00126	No. 450		32 μ m	No. 450
.00098	.00098	No. 500		26 μ m	No. 500
.00079	.00079	No. 635		20 μ m	No. 635

Tabla 2.4

Tamices Standard U.S.A....

Especificación ASTM E-11-87

Dimensiones Nominales, Variaciones Permisibles Y Límites Para Tela de Alambre Tejida de Tamices Standard Serie Standard U.S.A.

Designación Tamiz		Abertura Nominal del Tamiz pulgadas ¹	Variación Permisible respecto a la abertura promedio de la designación de Tamiz Standard	Tamaño Máximo de Abertura para No más de 5 por ciento de Abertura	Máxima Abertura Individual	Diámetro Nominal del Alambre mm ²
Standard ³	Alternas					
1	2	3	4	5	6	7
125 mm	5 in.	5	- 3.7 mm	130.0 mm	130.9 mm	8.0
106 mm	4.24 in.	4.24	- 3.2 mm	110.2 mm	111.1 mm	6.40
100 mm ⁴	4 in. ⁴	4	- 3.0 mm	104.0 mm	104.8 mm	6.30
90 mm	3 1/2 in.	3.5	- 2.7 mm	93.6 mm	94.4 mm	6.08
75 mm	3 in.	3	- 2.2 mm	78.1 mm	78.7 mm	5.80
63 mm	2 1/2 in.	2.5	- 1.9 mm	65.6 mm	66.2 mm	5.50
53 mm	2.12 in.	2.12	- 1.6 mm	55.2 mm	55.7 mm	5.15
50 mm ⁴	2 in. ⁴	2	- 1.5 mm	52.1 mm	52.6 mm	5.05
45 mm	1 3/4 in.	1.75	- 1.4 mm	46.9 mm	47.4 mm	4.85
37.5 mm	1 1/2 in.	1.5	- 1.1 mm	39.1 mm	39.5 mm	4.59
31.5 mm	1 1/4 in.	1.25	- 1.0 mm	32.9 mm	33.2 mm	4.23
26.5 mm ⁴	1.06 in.	1.06	- 0.8 mm	27.7 mm	28.0 mm	3.90
25.0 mm ⁴	1 in. ⁴	1	- 0.8 mm	26.1 mm	26.4 mm	3.80
22.4 mm	3/4 in.	0.875	- 0.7 mm	23.4 mm	23.7 mm	3.50
19.0 mm	3/4 in.	0.750	- 0.6 mm	19.9 mm	20.1 mm	3.30
16.0 mm	5/8 in.	0.625	- 0.5 mm	16.7 mm	17.0 mm	3.00
13.2 mm	0.530 in.	0.530	- 0.41 mm	13.83 mm	14.05 mm	2.75
12.5 mm ⁴	1/2 in. ⁴	0.500	- 0.39 mm	13.10 mm	13.31 mm	2.67
11.2 mm	7/16 in.	0.438	- 0.35 mm	11.75 mm	11.94 mm	2.45
9.5 mm	3/8 in.	0.375	- 0.30 mm	9.97 mm	10.16 mm	2.27
8.0 mm	5/16 in.	0.312	- 0.25 mm	8.41 mm	8.58 mm	2.07
6.7 mm	0.265 in.	0.265	- 0.21 mm	7.05 mm	7.20 mm	1.87
6.3 mm ⁴	1/4 in. ⁴	0.250	- 0.20 mm	6.64 mm	6.78 mm	1.82
5.6 mm	No. 3 1/4 ⁵	0.223	- 0.18 mm	5.90 mm	6.04 mm	1.68
4.75 mm	No. 4	0.187	- 0.15 mm	5.02 mm	5.14 mm	1.54
4.00 mm	No. 5	0.157	- 0.13 mm	4.23 mm	4.35 mm	1.37
3.35 mm	No. 6	0.132	- 0.11 mm	3.55 mm	3.66 mm	1.23
2.80 mm	No. 7	0.111	+ 0.095 mm	2.975 mm	3.070 mm	1.10
2.36 mm	No. 8	0.0937	+ 0.080 mm	2.515 mm	2.600 mm	1.00
2.00 mm	No. 10	0.0787	+ 0.070 mm	2.135 mm	2.215 mm	0.900
1.70 mm	No. 12 ⁶	0.0661	+ 0.060 mm	1.820 mm	1.890 mm	0.810
1.40 mm	No. 14	0.0555	+ 0.050 mm	1.505 mm	1.565 mm	0.725
1.18 mm	No. 16	0.0469	+ 0.045 mm	1.270 mm	1.330 mm	0.650
1.00 mm	No. 18	0.0394	+ 0.040 mm	1.080 mm	1.135 mm	0.580
850 µm ⁷	No. 20	0.0331	+ 35 µm	925 µm	970 µm	0.510
710 µm	No. 25	0.0278	+ 30 µm	775 µm	815 µm	0.450
600 µm	No. 30	0.0234	+ 25 µm	660 µm	695 µm	0.390
500 µm	No. 35	0.0197	+ 20 µm	530 µm	565 µm	0.340
425 µm	No. 40	0.0165	+ 19 µm	471 µm	502 µm	0.290
355 µm	No. 45	0.0139	+ 16 µm	396 µm	425 µm	0.247
300 µm	No. 50	0.0117	+ 14 µm	337 µm	363 µm	0.215
250 µm	No. 60	0.0096	+ 12 µm	283 µm	306 µm	0.180
212 µm	No. 70	0.0083	+ 10 µm	242 µm	263 µm	0.152
180 µm	No. 80	0.0070	+ 9 µm	207 µm	227 µm	0.131
150 µm	No. 100	0.0059	+ 8 µm	174 µm	192 µm	0.110
125 µm	No. 120	0.0049	+ 7 µm	147 µm	163 µm	0.091
106 µm	No. 140	0.0041	+ 6 µm	126 µm	141 µm	0.076
90 µm	No. 170	0.0035	+ 5 µm	108 µm	122 µm	0.064
75 µm	No. 200	0.0029	+ 5 µm	91 µm	103 µm	0.053
63 µm	No. 230	0.0025	+ 4 µm	77 µm	89 µm	0.044
53 µm	No. 270	0.0021	+ 4 µm	66 µm	76 µm	0.037
45 µm	No. 325	0.0017	+ 3 µm	57 µm	66 µm	0.030
38 µm	No. 400	0.0015	+ 3 µm	48 µm	57 µm	0.025
32 µm	No. 450	0.00126	+ 3 µm			0.0011
25 µm	No. 500	0.00098	+ 2 µm			0.001
20 µm	No. 635	0.00079	+ 2 µm			0.0008

- * El diámetro promedio de los alambres de la urdimbre y trama, tomados separadamente, de la tela de cualquier tamiz no deben desviarse de los valores nominales por más de lo siguiente:
 Tamices más gruesos de 600µm 5 por ciento Tamices 600 a 125µm 7-1/2 por ciento Tamices más finos de 125µm 10 por ciento
- ¹ Estas designaciones standard corresponden a valores de aberturas de tamices de prueba recomendados por la Organización Internacional de Standards, Ginebra, Suiza.
- ² Sólo equivalentes aproximados en valores métricos en la Columna 1.
- ³ Estos tamices no están en la Serie Standard pero han sido incluidos por estar en uso común.
- ⁴ Estos números (3-12 e 400) son el número aproximado de aberturas por pulgada lineal pero es preferible que el tamiz sea identificado por la designación standard en milímetros o micrones.
- ⁵ 1000µm—1mm.

diferente calibre que el usado en el mismo tamiz pero de otro fabricante, tendríamos entonces que dos tamices con número de malla o mesh iguales podrían presentar diferentes aberturas. Para evitar esto las tolerancias en los calibres de los alambres utilizados para la fabricación de tamices de laboratorio son muy estrechas. En la explicación "A" de la tabla 2.5 se indican las variaciones permitidas.

2.3.2.3. TAMICES PARA TAMIZADO PRECISO.

Para proporcionar tamices para tamaños intermedios, la serie original de raíz cuadrada de dos fue expandida con tamices intermedios. En esta serie expandida las aberturas se incrementan y decrecen en proporción a la raíz cuarta de 2 o 1.189. La relación de las áreas de las aberturas es aproximadamente 1.5. La serie completa de raíz cuarta de 2 se muestra en la tabla 2.4 columna 5.

Esta sugerencia fue originada por el profesor R.H. Richards del "Massachusetts Institute of Technology". La serie de tamices completa fue formalmente presentada al mundo en documento enviado ante la ASTM en 1913 por G.A. Disbro, otro pionero de este campo.

2.3.3. ILUSTRACION GRAFICA DE ANALISIS DE CRIBADO.

Una serie de tamices sin una proporción fija entre sus aberturas sería como una regla sin una relación uniforme entre sus divisiones más pequeñas. Con la Escala Tyler los resultados del análisis de cribado pueden ser representados por una curva trazada para mayor ventaja.

Los porcentajes remanentes de cualquier abertura distinta de aquellas de los tamices usados, pueden ser determinados a través de una interpolación. Por este método pueden determinarse los resultados que se obtuvieron de cualquier abertura de tamiz utilizado. El método de interpolación se explicará más adelante. Como herramienta para la generación de estas gráficas se utiliza un papel de trazado logarítmico acumulado y acumulado directo. (ver tabla 2.13).

2.3.4. NUEVAS REVISIONES A LAS ESPECIFICACIONES.

En el curso de la primera mitad del siglo XX se suscitaron polémicas sobre la relación de aberturas en los tamices con los calibres y tipos de alambres con los cuales debían tejerse los tamices. El problema del diámetro del alambre fue finalmente resuelto por la serie de tamices U.S.A. identificada como especificación ASTM E-11-70.

El comité ASTM E-29 y el comité del Instituto Nacional Americano de Normas, trabajando en estrecha colaboración con el Buró Nacional de Normas han sido responsables del perfeccionamiento de estas nuevas series. Las principales características de las nuevas especificaciones son las siguientes:

- 1.- Las series gruesas y finas están combinadas en una serie única teniendo aberturas en la

relación de la cuarta raíz de dos. Se identifican en mm las aberturas de un milímetro en adelante, y en μm (micrones) las aberturas menores a 1 mm.

2.- Las aberturas en las nuevas series son compatibles con ambas, la serie Tyler y la serie U.S. E-11-39 anterior dado que la abertura de tamices no ha sido cambiada.

3.- Las tolerancias de fabricación han sido revisadas para producir tamices de mayor precisión y consistencia de resultados.

4.- Los diámetros de alambre nominales han sido detallados para producir una relación progresiva entre las aberturas de tamices y los diámetros de alambre a través de la serie completa.

5.- La nueva serie U.S.A. de tamices es ahora compatible con las recomendaciones hechas por la I.S.O. (Organización Internacional del Standares).

La relación entre los diámetros del alambre y las aberturas en esta nueva serie se muestra en la gráfica 2.6 donde las aberturas y los diámetros del alambre son trazados sobre un tabla logarítmica. La relación de la raíz cuarta de dos separa por igual las aberturas de los tamices a lo largo de la abcisa mientras que las aberturas y diámetro de alambre se incrementa uniformemente para formar una curva suave.

Las especificaciones completas de las series de tamices U.S.A. se muestran en las tablas 2.5 y 2.7.

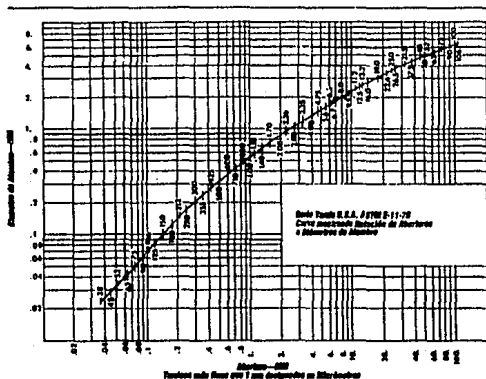


Fig. 2.6

Serie De Tamices U.S.A. y Equivalentes Tyler A.S.T.M.—E-11-87

Designación de Tamiz		Abertura de Tamiz		Diámetro Nominal de Alambre		Designación Equivalente Tamices Escala Tyler
Standard (a)	Alternó	mm	Pulgadas (equivalentes aproximados)	mm	Pulgadas (equivalentes aproximados)	
125 mm	5 pulg.	125	.5	~	.3150	
106 mm	4.24 pulg.	106	4.24	6.40	.2520	
100 mm	4 pulg. (b)	100	4.00	6.30	.2480	
90 mm	3.5 pulg.	90	3.50	6.08	.2394	
75 mm	3 pulg.	75	3.00	5.80	.2283	
63 mm	2.5 pulg.	63	2.50	5.50	.2165	
53 mm	2.12 pulg.	53	2.12	5.15	.2028	
50 mm	2 pulg. (b)	50	2.00	5.05	.1988	
45 mm	1.75 pulg.	45	1.75	4.85	.1909	
37.5 mm	1.5 pulg.	37.5	1.50	4.59	.1807	
31.5 mm	1.25 pulg.	31.5	1.25	4.23	.1665	
26.5 mm	1.06 pulg.	26.5	1.06	3.91	.1535	1.050 pulg.
25.0 mm	1 pulg. (b)	25.0	1.00	3.80	.1498	
22.4 mm	.875 pulg.	22.4	0.875	3.50	.1378	.883 pulg.
19.0 mm	.75 pulg.	19.0	0.750	3.30	.1299	.742 pulg.
16.0 mm	.625 pulg.	16.0	0.625	3.00	.1181	.624 pulg.
13.2 mm	.530 pulg.	13.2	0.530	2.75	.1083	.525 pulg.
12.5 mm	.5 pulg. (b)	12.5	0.500	2.67	.1051	
11.2 mm	.438 pulg.	11.2	0.438	2.45	.0965	.441 pulg.
9.5 mm	.375 pulg.	9.5	0.375	2.27	.0894	.371 pulg.
8.0 mm	.312 pulg.	8.0	0.312	2.07	.0815	2.5 malla
6.7 mm	.265 pulg.	6.7	0.265	1.87	.0736	3 malla
6.3 mm	.250 pulg. (b)	6.3	0.250	1.82	.0717	
5.6 mm	No. 3 1/2 (c)	5.6	0.223	1.68	.0661	3.5 malla
4.75 mm	No. 4	4.75	0.187	1.54	.0606	4 malla
4.00 mm	No. 5	4.00	0.157	1.37	.0539	5 malla
3.35 mm	No. 6	3.35	0.132	1.23	.0484	6 malla
2.80 mm	No. 7	2.80	0.111	1.10	.0430	7 malla
2.36 mm	No. 8	2.36	0.0937	1.00	.0394	8 malla
2.00 mm	No. 10	2.00	0.0787	.900	.0354	9 malla
1.70 mm	No. 12	1.70	0.0661	.810	.0319	10 malla
1.40 mm	No. 14	1.40	0.0555	.725	.0285	12 malla
1.18 mm	No. 16	1.18	0.0469	.650	.0256	14 malla
1.00 mm	No. 18	1.00	0.0394	.580	.0228	16 malla
850 µm	No. 20	0.850	0.0331	.510	.0201	20 malla
710 µm	No. 25	0.710	0.0278	.450	.0177	24 malla
600 µm	No. 30	0.600	0.0234	.390	.0154	28 malla
500 µm	No. 35	0.500	0.0197	.340	.0134	32 malla
425 µm	No. 40	0.425	0.0165	.290	.0114	35 malla
355 µm	No. 45	0.355	0.0139	.247	.0097	42 malla
300 µm	No. 50	0.300	0.0117	.215	.0085	48 malla
250 µm	No. 60	0.250	0.0098	.180	.0071	60 malla
212 µm	No. 70	0.212	0.0083	.152	.0060	65 malla
180 µm	No. 80	0.180	0.0070	.131	.0052	80 malla
150 µm	No. 100	0.150	0.0059	.110	.0043	100 malla
125 µm	No. 120	0.125	0.0049	.091	.0036	115 malla
106 µm	No. 140	0.106	0.0041	.076	.0030	150 malla
90 µm	No. 170	0.090	0.0035	.064	.0025	170 malla
75 µm	No. 200	0.075	0.0029	.053	.0021	200 malla
63 µm	No. 230	0.063	0.0025	.044	.0017	250 malla
53 µm	No. 270	0.053	0.0021	.037	.0015	270 malla
45 µm	No. 325	0.045	0.0017	.030	.0012	325 malla
38 µm	No. 400	0.038	0.0015	.025	.0010	400 malla
32 µm	No. 450	0.032	0.00126	.028	.0011	450 malla
25 µm	No. 500	0.025	0.00098	.025	.001	500 malla
20 µm	No. 635	0.020	0.00079	.022	.0008	635 malla

(a) Estas designaciones standard corresponden a los valores de aberturas de tamices de prueba recomendados por la Organización Internacional de Standards, Ginebra, Suiza.

(b) Estos tamices no están en la serie de la raíz cuarta de dos, pero han sido incluidos por su uso común.

(c) Estos números (3/4 a 400) son el número aproximado de aberturas por pulgada lineal pero se prefiere que el tamiz sea identificado por la designación standard en milímetros ϕ m. (100 μ m = 1mm)

Tabla 2.7

2.3.5. OTRAS SERIES DE TAMICES.

A través de los años muchas otras series de tamices han sido propuestas. Algunas de hecho no fueron utilizadas nunca, mientras que otras han caído en desuso. Algunas de las series ahora descontinuadas son las siguientes:

A) Instituto de Minería y Metalurgia (1907) fué sustituida por la serie Británica B-410 en 1931.

B) Serie de raíz Cúbica - propuesta por el Sr. T.V. Hover. Esta serie armonizaba la pulgada inglesa con el milímetro métrico pero nunca fue aceptada.

C) Mallas por centímetro cuadrado - algunos tamices de prueba europeos previos (ejem. Alemán DIN 11711 std.) designaban a los tamices por el número de mallas por centímetro cuadrado tales como 900, 4900, 6400 etc. Las pruebas reportadas en estos términos podían ser expresadas en equivalentes a la serie U.S.A. o Tyler, al usar papel de trazo Tyler.

2.3.5.1 DIFERENCIA ENTRE LA SERIE TYLER Y LA SERIE U.S.

La diferencia entre ambas series es el método de identificación. La escala o serie Tyler se identifica por la designación de mallas mientras que la U.S. se identifica por la abertura en milímetros o micrones, y también por números arbitrarios los cuales no necesariamente concuerdan con el número de mallas.

Las dos series se pueden usar indistintamente.

2.3.5.2. OTRAS NORMAS NACIONALES DE TAMICES.

En la figura 2.8 se pueden observar las normas en diferentes países que relacionan las variaciones de las aberturas en los tamices con la raíz cuarta de 2.

En la tabla 2.9 se pueden observar las equivalencias de aberturas en los standards I.S.O., U.S.A., Tyler, Británico, Francés y Alemán. El standard I.S.O. y Británico, mostrados en las columnas 1 y 4 siguen la relación de la raíz cuarta de 2, sin embargo ellos usan una identificación ligeramente diferente en número que la de U.S.A. y también las designaciones en milímetros varían ligeramente en relación a la U.S.A.

Los estándares francés y alemán mostrados en las columnas 5 y 6 son muy similares, la identificación francesa para los tamices es mediante números arbitrarios, mientras que los tamices de la serie alemana son identificados por tamaños en milímetros y en micrones. Muchas de las aberturas en estas dos series son muy cercanas a la serie U.S.A., pero otras no caen en la proporción de la raíz cuarta de dos.

Otras Series De Tamices

Normas Nacionales en la Relación de raíz cuarta de dos

País	Designación de Standard	Año de Primera Adopción
U.S.A.	Tyler Standard	1910
	USBS and ASTM	1919
	E-11-39	1939 (Revisada)
	E-11-60T	1960 (Tentativa)
	E-11-61	1961
	E-11-70	1970
Canada	E-11-67	1967
	8-GP-1	1937
	8-GP-1A	1953
		1958 (Enmendada)
	8-GP-1b	1961
Reino Unido	8-GP-1c	1966
	8-GP-1d	1971
	BS 410	1943
		1958 (Enmendada)
		1982 (Revisada)
Uruguay	UNIT 39	1944
Chile	Inditecnor 2.4-4	1948
Nueva Zelanda	NZ-SS196	1948
Argentina	IRM 1501	1950
Irlanda	Standard irlandés 24	1950
Países Bajos	N480	1952
India	IS 460	1953
Japón	JIS-Z8801	1956 (Revisada)

Nota: Los Tamices de las Series TYLER y U.S.A. están en uso común en muchos países, especialmente en las industrias de construcción, minería y de abrasivos.

Figura 2.8

2.3.6. USO RENTABLE DE LOS TAMICES DE PRUEBA.

Es de interés del usuario en todo momento el tener información definitiva sobre:

- * La proporción de partículas finas y gruesas en el material alimentado a trituradoras y cribas.
- * La fineza de los productos alimentados por trituradoras y cribas.
- * La proporción del producto terminado y rechazado por cribas.

Tabla Comparativa de Series de Tamices U.S.A., Tyler, Británica, Francesa y Alemana

- (1) Serie U.S.A. Especificación ASTM E-11-87
- (2) Serie de Escala de Tamices Standard Tyler
- (3) Serie Standard de Tamices Canadiense 8-GP-1d
- (4) Institución de Standards Británicos, Londres BS-410-83
- (5) Especificaciones Standards Francesas, AFNOR-X-11-501
- (6) Especificaciones Standards Alemanas, DIN 4188

INTERNACIONAL ISO 565 (182): 1983	AMERICANA U.S. STD/ASTM E-11-87	TYLER TAMIZ STANARD 1910	BRITANICA BS 410: 1986		FRANCESA AFNOR NFX11-501: 1970		ALEMANA DIN 4188: 1977	
Aberturas Nominales Milímetros/Micrones	Alterna Pulgada/Tamiz	Equivalente Pulgada/Malla	Abertura mm/um	Equivalente Malla BS	Abertura mm/um	Equivalente Tamiz No.	Abertura mm	Approx. DIN No.
26.50 mm	1 06 pulgada	1 05 pulgada	26.50 mm	..	25 00 mm	..	25 00	..
25 00	1	22 40	..	22 40	..
22 40	7 8	800	22 40	..	20 00	..	20 00	..
19 00	14	712	19 00	..	16 00	..	16 00	..
16 00	5 8	625	16 00	..	14 00	..	14 00	..
13 20	5 00	525	13 20	..	11 00	..	11 00	..
12 50	1 2	12 50	..	12 50	..
11 20	7 16	441	11 20	..	11 20	..	11 20	..
9 50	3 8	371	9 50	..	10 00	..	10 00	..
8 00	5 16	2-1 2 malla	8 00	..	8 00	..	8 00	..
6 70	26 5	3	6 70	..	7 10	..	7 10	..
6 30	1 4	6 30	..	6 30	..
5 60	3 1 2 tamiz	3-1 2	5 60	3	5 60	38	5 60	..
4 75	4	4	4 75	3-1 2	5 00	..	5 00	..
..	4 50	..	4 50	..
4 00	5	5	4 00	4	4 00	37	4 00	2E
3 33	8	6	3 33	5	4 55	..	3 75	..
..	4 15	36	3 15	..
2 80	7	7	2 80	6	2 80	..	2 80	..
2 36	8	8	2 36	7	2 50	35	2 50	..
2 00	10	9	2 00	..	2 24	..	2 24	..
1 70	12	10	1 70	10	2 00	34	2 00	3E
..	1 80	..	1 80	..
..	1 60	33	1 60	..
1 40	14	12	1 40	1 50	4
1 18	16	14	1 18	14	1 25	32	1 40	..
..	1 25	..
..	1 20	5
..	1 12	..	1 12	..
1 00	18	16	1 00	16	1 00	31	1 00	6
850 um	20	20	850 um	18	900 um	..	0 900	..
..	800	30	0 800	..
710	25	24	710	22	710	..	0 0715	8
600	30	28	600	25	630	29	0 630	10
500	35	32	500	30	560	..	0 600	..
..	500	28	0 500	12
425	40	35	425	36	450	..	0 450	..
..	0 430	14
355	45	42	355	..	400	27	0 400	16
..	355	..	0 355	..
..	0 340	18E
300	50	48	300	52	315	26	0 315	..
..	0 300	20
250	60	60	250	60	280	..	0 280	..
212	70	65	212	72	250	25	0 250	24
..	224	..	0 224	..
180	80	80	180	85	200	24	0 200	30
..	180	..	0 180	..
150	100	100	150	100	0 170	35E
..	160	21	0 160	..
125	120	115	125	120	140	..	0 150	40
..	125	22	0 125	..
106	140	150	106	150	112	..	0 120	50
90	170	170	90	170	100	21	0 112	..
..	90	..	0 100	60
..	80	20	0 090	70
75	200	200	75	200	0 075	80
..	71	..	0 071	..
63	230	250	63	240	63	19	0 067	90E
53	270	270	53	300	56	..	0 063	100
45	325	325	45	350	50	18	0 056	110
38	400	400	38	400	45	..	0 050	120
..	40	17	0 045	..
..	36	..	0 040	..
32	450	..	32	440	32	..	0 036	130
25	500	25	..	0 032	..
20	635	20	..	0 025	200
..	0 020	..

1.000 micrómetros (micrones)=1.00mm. *Incluidos para uso común

No se puede obtener información definitiva mediante el tacto del material entre los dedos. La única forma de la que se puede depender es hacer un análisis granulométrico preciso del cribado. La estandarización de los procesos de cribado hace posible el tener ahorros y también asegura la manufactura de productos de calidad uniforme, que sea compatible con las especificaciones de ambos, vendedor y comprador.

2.3.7. PROCEDIMIENTO PARA REALIZAR PRUEBAS.

2.3.7.1. Como tomar muestras.

Se debe tener gran cuidado en asegurarse de que las muestras son verdaderamente representativas. Una pala de material tomada al azar no será representativa. En la cima de un montón cónico la proporción de finos es excesiva. En la base la proporción de materiales gruesos será mayor.

En el proceso de palear debe tomarse cada quinta pala o cada décima, dependiendo de la cantidad de muestra deseada. La muestra debe consistir en pequeñas cantidades tomadas al azar desde tantas partes del montón como sea accesible, de tal manera que la proporción de gruesos y finos en una pequeña cantidad sea la misma que en la cantidad mayor.

Se puede obtener una muestra más exacta o representativa cuando el material está fluyendo de la tolva o el lavadero (ya sea con o sin agua). El lugar ideal para tomar muestras es justo donde el material cae de la tolva. Al tomar las muestras, use una pala, o un receptor especialmente construido, el cual pueda atravesarse completamente al flujo en un breve intervalo de tiempo, como para tomar "toda la corriente parte del tiempo". Bajo ninguna circunstancia debe permitirse que se derrame material del recipiente de muestreo.

- Apilamiento y cuarteo.- La muestra debe ser apilada en un cono, de modo que cada palada vaya al centro del cono y corra igualmente en todas direcciones; esto mezclará la muestra.

Luego desparramarla en un círculo y esparcirla alrededor gradualmente ampliando el círculo con la pala hasta que el material se esparza hacia afuera y tenga un espesor uniforme. Marque el montón ya plano en cuartos, y rehace dos cuartos que estén opuestos. Mezcle de nuevo el material paleando y forme un montón cónico, tomando paladas alternamente de los dos cuartos que se eligieron. Continúe el proceso de amontonar, aplasar y rechazar los cuartos hasta que la muestra sea reducida al tamaño requerido. (ver figura. 2.10).

Sugerencias Para Realizar Las Pruebas

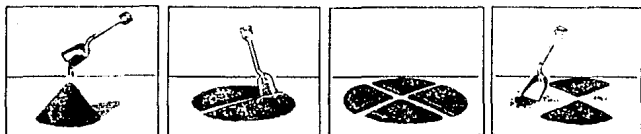
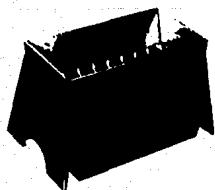
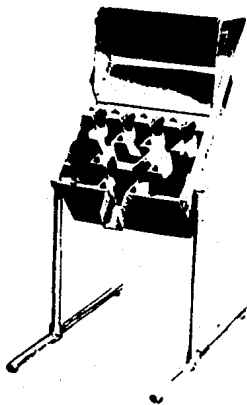


Fig 2.10.

- Reductores de muestras.- Existen algunas herramientas para reducir muestras con mayor facilidad que el paleo. Un reductor de muestras como el de la figura 2.11, reduce una muestra a su dieciseisava parte en una pasada. Con este aparato se puede lograr una muestra de 1 libra obtenida a partir de una muestra inicial de 2 toneladas al pasarla 3 veces.



Separador de Muestras



Reductor de Muestras 16-1

Fig 2.11.

En la misma figura 2.11 se puede observar también un separador de muestras para dar el tamaño final a la muestra deseada.

- *Tamaño de la muestra.*- Al determinar el tamaño y peso de la muestra debemos considerar el tipo de material, su cribabilidad, y el rango de tamaño de las partículas presentes. Por ejemplo, al hacer un análisis en tamices de material representando una alimentación a la criba o un producto de una trituradora en el cual el rango de las partículas es muy amplio, se puede requerir una muestra grande de 500 o 1000 gramos o más. Si el material para la prueba es producto finamente molido, una muestra de 25 a 100 gramos será suficiente. Como ayuda para determinar el tamaño de la muestra, se sugiere el siguiente procedimiento: divida con precisión la muestra en un cuarteador en varios tamaños por ejemplo 25, 50, 100 y 200 gramos de material. Después procese estas muestras en un grupo de tamices seleccionados, digamos por un período de 5 minutos. Una comparación de estos resultados definitivamente mostrará el tamaño de muestra a usarse. Por ejemplo, si una muestra de 100 gramos ofrece aproximadamente los mismos resultados en porcentajes retenidos y pasados en tamices como la muestra de 50 gramos, y la muestra de 150 gramos muestra menos material a través del tamiz más fino, esto indicará que una muestra de 100 gramos será satisfactoria para las pruebas. Es decir debemos buscar la muestra más grande que nos dé los mismos resultados que muestras más pequeñas.

- *Tamices para pruebas.*- Los tamices más usados son los de 8" de diámetro por 2" de profundidad. Sin embargo existen otras medidas según el producto a analizar.

- *Aparatos para vibrado de tamices.*- Existen además aparatos de vibración para tamices de laboratorio con movimiento mecánico motorizado.

En caso de que no se cuente con un aparato como éste, las pruebas de tamizado se harán manualmente con mucho cuidado. El tiempo de tamizado en aparatos electro-mecánicos va desde 3 a 5 minutos para materiales más fácilmente cribables y hasta 10 a 30 minutos para materiales más difíciles. Para determinar el tiempo de tamizado se deberá considerar que la variación de resultados de un determinado tamiz no deberá ser mayor al 1% del total de la muestra. Es decir se buscará el tiempo menor posible en el cual la muestra ha quedado perfectamente separada.

- *Pesos de las muestras.*- después de terminar la agitación de los tamices, el conjunto de éstos debe ser llevado a la estación de peso para registro del análisis. El papel para el registro debe ser similar a la forma 2.12 A y 2.12 B. El peso debe ser siempre en gramos y la báscula debe tener cuando menos una capacidad de 500 gramos con sensibilidad de 0.1 gramos.

Usando una charola como fondo, el material retenido en el tamiz más grueso debe ser vaciado a esta charola, también invierta el tamiz y colóquelo sobre la misma. En casi cualquier caso, toda partícula cercana al tamaño de la abertura de la malla que esté incrustada debe ser removida cepillando con un cepillo suave de nylon para mallas finas y uno suave de bronce para mallas gruesas. Este procedimiento debe ser repetido en todos los tamices del conjunto. El material que

Reporte de Laboratorio de Análisis de Cribado

Nombre: _____ Prueba Número: _____
 Material: _____ Descripción: _____
 Partícula mayor: _____ Fecha y Hora: _____ Muestra: _____
 Minutos: _____

Escala de Tamices Std Tyler (1.4142)			Tamices Especiales			Pesos sobre o entre Mallas		Porcentaje Total	
Abertura en pulg.	Malla Tyler	Malla U.S.	Abertura en pulgadas	Malla Tyler	Malla U.S.	Gramos	%	No pasa	Pasa
1.050									
0.742									
0.525									
0.371									
0.263	3								
0.185	4	4							
0.131	6	6							
0.093	8	8							
0.065	10	12							
0.046	14	16							
0.0328	20	20							
0.0232	28	30							
0.0164	35	40							
0.0116	48	50							
0.0082	65	70							
0.0058	100	100							
0.0041	150	140							
0.0029	200	200							
0.0000	Charola								

Forma 2.12A

Pruebas hechas con Escala de Tamices Estándar Tyler

Nombre: _____ Fecha: _____ Prueba No _____
 Dirección: _____ Realizado por: _____
 Material: _____ Humedad: _____
 Observaciones: _____

Escala de Mallas Relación 1.4142				(A)			(B)			(C)		
				Tiempo: _____ Min.			Tiempo: _____ Min.			Tiempo: _____ Min.		
Aberturas		Malla Tyler	Num. U.S.	Peso entre mallas	% entre mallas	% acumu- lado	Peso entre mallas	% entre mallas	% acumu- lado	Peso entre mallas	% entre mallas	% acumu- lado
Pulg.	mm.											
1.050	26.67											
0.742	18.85											
0.525	13.33											
0.371	9.423											
0.263	6.680	3										
0.185	4.699	4	4									
0.131	3.327	6	6									
0.093	2.362	8	8									
0.065	1.651	10	12									
0.046	1.168	14	16									
0.0328	0.833	20	20									
0.0232	0.589	28	30									
0.0164	0.417	35	40									
0.0116	0.295	48	50									
0.0082	0.208	65	70									
0.0058	0.147	100	100									
0.0041	0.104	150	140									
0.0029	0.074	200	200									
0.0000	0.000	Charola	Charola									
			Totales									

Forma 2.12B

pase a través del tamiz más fino al fondo de la charola debe ser también pesado para obtener el peso total para cálculos de porcentaje y permitir verificar contra el peso original de la muestra.

El porcentaje retenido en cada tamiz es calculado solamente por la división del peso del material retenido en un tamiz en particular, por el peso de la muestra original. El peso acumulado retenido en el tamiz y todos los más gruesos también debe ser calculado y registrado en la columna adecuada en el papel de tabular.

- *Pruebas en húmedo.*- Si existe dificultad en obtener resultados reproducibles en materiales difíciles de cribar, y si el material no es soluble en agua, se pueden hacer pruebas de análisis de cribado bastante precisas al utilizar el método de prueba en húmedo.

Con el propósito de realizar pruebas en húmedo existen tamices especiales de marco profundo. Una llave de agua y espreas rociadoras pueden usarse en estas pruebas o también una manguera teniendo cuidado de no derramar material hacia afuera del tamiz y de no dañar la malla. El lavado debe continuarse hasta que pase clara el agua a través del tamiz. La muestra debe después secarse y el residuo se debe aflojar cepillando para evitar o eliminar endurecimiento.

- *Secado de muestras.*- En el secado de una muestra en el tamiz la temperatura no debe exceder 150 grados centígrados (300 grados F. aproximadamente). Si se utilizan temperaturas más altas a éstas puede ocurrir algún daño al tamiz.

- *Pruebas combinadas de seco y húmedo.*- En muchos casos cuando un análisis debe hacerse en un conjunto de tamices, no puede hacerse satisfactoriamente en seco, debido a la presencia de partículas extremadamente finas que se aglomeran o causan taponamiento en los tamices más gruesos. Está visto que al remover partículas muy finas de la muestra, una prueba bastante satisfactoria puede ser hecha en seco. Para lograr esto, debe usarse un método en seco y húmedo.

- *Cuidado y limpieza de tamices de prueba.*- un tamiz de prueba es un instrumento científico de precisión y debe ser tratado como tal. Debe tenerse cuidado en el manejo de los tamices para que no se dañe la tela de alambre o el marco.

2.3.7.2. REGISTRO Y TRAZADO DE CURVAS.

Las curvas en cualquier método son trazadas al marcar los porcentajes acumulados del material que queda en los tamices sobre las correspondientes líneas verticales dibujadas de varias aberturas en la escala horizontal del diagrama. Por porcentaje acumulativo se entiende la cantidad total del producto, el cuál se retuvo en un tamiz para analizar la muestra completa. Entonces para obtener el peso acumulado, es necesario agregar todo el material que se retuvo en tamices de aberturas más gruesas que el tamiz en cuestión, al volumen permanente en ese tamiz. En otras palabras, en un trazo acumulativo, cada punto representa el porcentaje del material total que se

hubiera retenido si sólo el tamiz representado por un punto en particular fuera usado en el análisis. Después de marcar en la gráfica los porcentajes acumulativos e unir los puntos obtenidos por el análisis, obtendremos una curva. Por interpolación se podrán encontrar fácilmente otros puntos en la gráfica. (Ver forma 2.13)

Tendiendo pues la curva de porcentajes acumulados se podrá saber qué porcentaje del material pasará a través de una determinada malla o que malla se necesitará para que pase un determinado porcentaje de material.

2.4 ALGUNAS NORMAS.

2.4.1 Agregados para concreto.

Los agregados finos y gruesos en el concreto constituyen de 60 a 80% del volumen de éste. Según la ASTM (American Society of Testing Methods), para los aditivos finos, los tamices estándar y los porcentajes que deben pasar por ellos, son los siguientes:

Tamiz	Porcentaje de paso
3/8"	100 %
No. 4 (4760 μm)	95 al 100 %
No. 16 (1190 μm)	45 al 80 %
No. 50 (297 μm)	10 al 30 %
No. 1000 (149 μm)	2 al 10 %

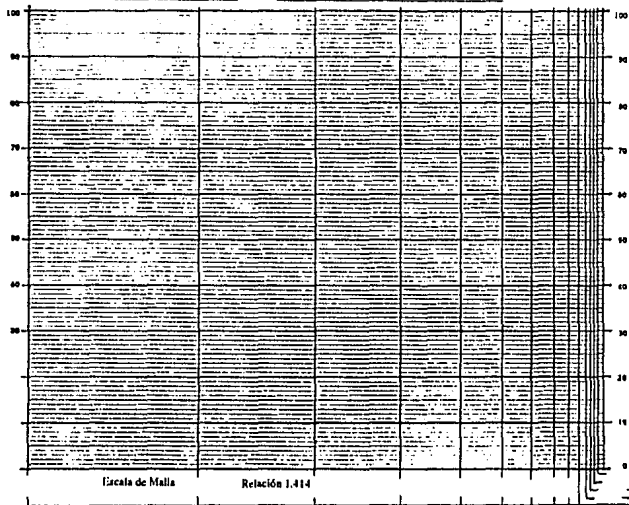
En cuanto a los agregados gruesos, la ASTM incluye 7 clasificaciones aceptables para diversos tamaños de aditivos gruesos. Uno de los tamaños comunes de aditivo grueso tiene la graduación siguiente:

Tamiz	Porcentaje de paso
1 1/2"	100 %
1"	90 - 100 %
1/2"	25 - 60 %
No. 4 (4760 μm)	0 - 10 %

La Escala de Tamices Estándar Tyler

Diagrama Acumulado Directo de Análisis de Cribado en Muestra de _____

Nombre: _____ Fecha: _____



Escala de Malla

Relación 1.414

Peso Retenido Acumulado en Porcentaje

Escala de Malla de relación 1.414				Peso de Muestra		Peso Porcentual Acumulado		Peso de Muestra		Peso Porcentual Acumulado	
Abertura		mils Tyler	U. S. No.	Peso de Muestra	%	Peso de Muestra	%	Peso de Muestra	%	Peso de Muestra	%
Pulg	mm										
1.000	25.40										
.748	18.88										
.525	13.25										
.375	9.525										
.250	6.350	3									
.180	4.500	4	4								
.150	3.750	5	5								
.125	3.175	6	6								
.106	2.698	8	8								
.088	2.225	10	10								
.075	1.900	14	14								
.063	1.600	20	20								
.053	1.350	28	28								
.045	1.143	35	35								
.038	968	40	40								
.032	813	48	48								
.028	711	60	60								
.025	635	75	75								
.022	562	100	100								
.020	508	150	150								
.018	457	200	200								
.016	405	300	300								
.015	381	350	350								
.014	354	400	400								
.013	330	450	450								
.012	305	500	500								
.011	281	550	550								
.010	254	600	600								
.009	229	700	700								
.008	203	800	800								
.007	178	900	900								
.006	152	1000	1000								
.005	125	1250	1250								
.004	100	1500	1500								
.003	75	2000	2000								
.002	50	3000	3000								
.001	25	6000	6000								
Total											

Los requisitos de graduación se trazan con frecuencia en gráficas, como se indica en la figura 2.14.

Normalmente se consideran agregados finos para el concreto aquellos que pasan por la malla 4 y no pasan por la malla 200. El material que pasa por la malla 200 es considerado polvo y es dañino para la fabricación de concreto. Los agregados gruesos son aquellos que no pasan por la malla 4.

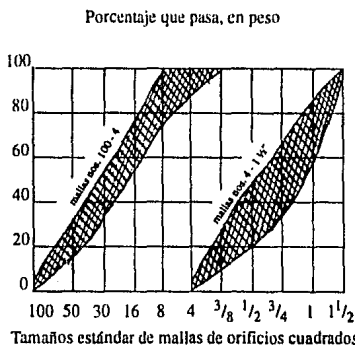


Figura 2.14 Curvas que indican los límites especificados en la ASTM para aditivos finos y un tamaño de agregado grueso

Existen también otras organizaciones que establecen especificaciones más rígidas para trabajos especiales. Para el análisis de agregados finos se usa una muestra de 500 gr. Para agregados gruesos se usa una muestra de 5000 gr.

Normalmente son suficientes tres o cuatro minutos para el tamizado mecánico.

Según el manual sobre concretos que edita la SCT (Secretaría de Comunicaciones y Transportes) normalmente se especifica en una obra determinada el tamaño máximo de agregado grueso (TMA) a utilizar. En caso negativo, éste puede determinarse con base en el tamaño del elemento estructural y en la cantidad de acero de refuerzo. El TMA no debe exceder de una tercera parte del espesor de una losa (T), tres cuartas partes del espaciamiento mínimo entre las varillas de refuerzo (S) o entre éstas y los moldes (C), ni de una quinta parte de la dimensión menor entre los lados de los moldes (W). Ver figura 2.15

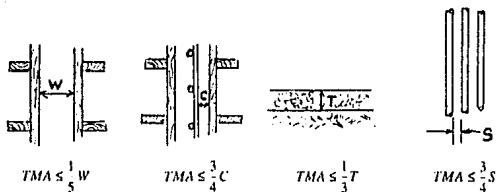


Figura 2.15

Una práctica común es utilizar agregado grueso de 1.9 cm a 2.54 cm (3/4" a 1") como tamaño máximo, prácticamente en todo el concreto estructural. El concreto de menor resistencia para cimentaciones macizas o porciones similares de la estructura, puede elaborarse con TMA de 3.8 y 7.6 cm (1 1/2" y 3").

Un término utilizado para saber que tan fina o gruesa es una mezcla de arena es el módulo de finura que es igual a la sumatoria de los porcentajes acumulativos retenidos de cada tamiz, dividido entre 100. Se descuenta el material que cae en el recipiente.

Ejemplo:

Tamaño del Tamiz	Gramos Retenidos	Porcentaje Retenido	Porcentaje Acumulativo Retenido
No. 4	10.2	2	2
No. 8	66.2	13	15
No. 16	91.7	18	33
No. 30	91.7	18	51
No. 50	132.5	26	77
No. 100	102.0	20	97
Recipiente	15.4	3	
	509.7		= 275

por lo tanto $275 \div 100 = 2.75 =$ módulo de finura. Peso total de la muestra 510 gr.

2.4.2 Cemento.

El principal componente del cemento proviene de roca caliza, que contiene carbonato de calcio, de la cual existen en todo el mundo grandes mantos. En la primera fase se extrae de los bancos piedra de grandes dimensiones pero que puede ser manejada por palas, bandas transportadoras y/o camiones. En la segunda fase se tritura a unos 15 cm de diámetro y en la última fase de trituración se llega a 10 mm, para después mezclarse con otros agregados y pasar a los hornos.

2.4.3 Torcreto o Mortero lanzado.

Para la preparación de este material normalmente se utilizan agregados que cumplen con la siguiente granulometría:

Tamaño de malla	Porcentaje que pasa
10 mm	100 %
No. 4	95 a 100 %
No. 8	65 a 90 %
No. 16	45 a 75 %
No. 30	30 a 50 %
No. 50	10 a 20 %
No. 100	2 a 8 %

2.4.4 Lechada o pasta de cemento.

La arena fina para la formulación de la lechada debe pasar por la malla No. 16 o más pequeñas.

2.4.5 Vías férreas.- Balasto y Sub-balasto.

El balasto y sub-balasto son las capas de piedra utilizadas en la construcción de vías férreas. El sub-balasto debe ser piedra que no contenga mas del 5% de partículas mayores de 76 mm.

2.4.6 Carreteras y Aeropistas.

Para los materiales utilizados en la construcción de carreteras y aeropistas en México existe un libro de normas para muestreo y pruebas. Libro 6 (6.01.01) de la SCT. El sistema adoptado para los muestreos y pruebas está basado en la serie U.S.A. Standard. Normalmente se trabaja solamente con las mallas de 75, 4.75 (No. 4), 0.425 (no. 40) y la 0.075 mm (No. 200). Se reconocen tres tipos comunes de tamaño de agregados para base y sub-base de las carreteras:

- 1.- Agregados de $-2\frac{1}{2}"$ a $+0"$
- 2.- Agregados de $-1\frac{1}{2}"$ a $+0"$
- 3.- Agregados de $-3/4"$ a $+0"$

CAPITULO III

CALCULO Y SELECCION DE EQUIPO

3.1. Manejo de Materiales

Para el manejo de materiales existen principalmente dos tipos de transportadores a granel:

- Transportadores de banda
- Transportadores de tornillos

Los transportadores de eslabones metálicos pueden ser calculados con las mismas fórmulas que los transportadores de bandas. Las fórmulas y cálculos presentadas a continuación han sido extraídos de los métodos de "Brook" (1971).

3.1.1 Transportadores de banda

La capacidad de transportación de la banda depende de cómo puede ser aplicado el granel de la mena sobre el ancho de la banda. Como la banda está montada y avanzando constantemente sobre juegos de rodillos, el material se agita ligera y constantemente y tiende a salirse fuera de ésta. La capacidad de carga de una banda está dada por la ecuación.

$$T = abv$$

T = capacidad de carga

a = promedio del área de la sección transversal de la mena

b = densidad de la mena

v = velocidad del transportador

Para una banda con un ancho "w", el valor del promedio del área de sección transversal de la mena (a), varía aproximadamente entre $\frac{w^2}{10}$ y $\frac{w^2}{12}$ dependiendo de la naturaleza del material. El valor del área de la sección transversal dada por el $\frac{w^2}{10}$ representa una carga pesada, pero en algunos casos esto es bueno considerarlo, especialmente si es posible cargar la banda al tope máximo y una gran fuerza está actuando sobre ella.

Ejemplo: Una banda de 0.9 m de ancho transporta mena con una densidad de $1.35 \frac{t}{m^3}$ a una velocidad de 1.75 m/s. ¿cuál es su capacidad de carga?

Solución: Refiriéndose a la ecuación anterior y asumiendo una $a = \frac{(w)^2}{11}$, entonces

$$T = \frac{(0.9m)^2}{11} \times 1.35 \frac{t}{m^3} \times 1.75 \frac{m}{s}$$

$$T = \frac{0.81}{11} m^2 \times 1.35 \frac{t}{m^3} \times 1.75 \frac{m}{s}$$

$$T = 0.1735 \frac{t}{s} = \left(0.1735 \frac{t}{s} \times 3600 \frac{s}{h} \right) = 625 \frac{t}{h}$$

La velocidad de una banda está limitada principalmente por la exactitud de la alineación. A velocidades rápidas una leve desalineación de la banda será difícilmente corregible. La única manera de ajustar la desalineación será moviendo el ángulo de los rodillos exteriores del transportador. La potencia requerida por un transportador de banda puede ser dividida en tres componentes principales:

- 1) $W(e)$ = la potencia requerida por la banda sin carga
- 2) $W(m)$ = la potencia requerida para transportar la mena
- 3) $W(r)$ = la potencia requerida para elevar la mena

Por lo tanto, la potencia requerida para mover una banda será entonces:

$$W(t) = W(e) + W(m) \pm W(r)$$

El valor de $W(r)$ está como "más o menos" dependiendo de si la mena es subida o bajada. Esto ayudará a activar la banda y la fuerza requerida en el motor. La potencia del motor será mayor debido a la pérdida por fricción del reductor de velocidad.

Assumiendo una eficiencia del 90 por ciento en el reductor de velocidad la potencia del motor estará dada por la ecuación:

$$W = \frac{W(t)}{0.9}$$

La potencia requerida para mover al transportador vacío dependerá de la fuerza total requerida para mover a éste y a la velocidad de transportación.

$$N(e) = M(i) g \mu(e)$$

$N(e)$ = Peso total del transportador incluyendo rodillos por coeficiente de fricción = $M(i) g \mu(e)$

El coeficiente de fricción de todos los rodillos conteniendo baleros de bolas es sumamente bajo y un valor de 0.03 es generalmente usado. El peso total de los transportadores dependerá de la masa de dos longitudes de banda y el peso de los rodillos mismos. El peso de los rodillos para un transportador de longitud (l) está por lo tanto dado por:

$$M(i) l g$$

donde $M(i)$ es la masa por unidad de longitud por la gravedad (g). Este valor se obtiene usualmente de los catálogos del fabricante y varía con el diseño del transportador. Transportadores que han de acarrear menas muy densas requerirán distanciamientos menores de los rodillos y esto incrementará el peso del transportador y de los baleros montados dentro de los rodillos. El valor de (l) la longitud del transportador se verá incrementado por $l(x) = 45m$, para poder soportar la fricción al final del transportador en el regreso, de tal manera que:

$$N(e) = m_l (l + l(x)) g \mu(e)$$

m_l = masa por unidad de longitud

y la potencia requerida será:

$$W(e) = N(e) v$$

Otra fórmula aplicable sería:

$$W(m) = T l g \mu(m)$$

El valor del coeficiente de fricción $\mu(m)$, nuevamente es de 0.03 para transportadores con un buen mantenimiento, aunque en condiciones no favorables, el valor del coeficiente aumenta a 0.04. En este caso se utiliza la longitud simple (l) y no (l + l(x)).

La potencia requerida para elevar la mena a cierta capacidad de carga (T) a una altura (h) se obtiene directamente de

$$W(r) = T g h$$

3.1.2 Transportadores de Tornillos

La capacidad de transportadores de tornillos está dada por la fórmula:

$$T = abv$$

En donde (a) es el promedio del área de la sección transversal de la mena pasando por el tornillo y está dada por la siguiente fórmula:

$$a = \frac{k\pi d^2}{4}$$

donde d es el diámetro y k es el factor de carga.

La velocidad promedio del material (v) es igual a un paso del tornillo por la revolución del motor. Para la mayoría de los transportadores de tornillo, el paso (p) es igual al diámetro, de tal manera que si la velocidad de rotación del tornillo es "n" (medido en rev/seg o rev/min) la velocidad (v) estará dada por:

$$v = n \times p$$

o aproximadamente

$$v = n \times d$$

El tamaño del transportador de tornillo varía usualmente entre 150 mm a 750 mm de diámetro y el valor del factor de carga k varía de 15 a 45 por ciento dependiendo del tipo de la mena a ser transportada. La velocidad de rotación "n" varía entre 50 a 100 rev/min. Para estimar la potencia requerida, ésta puede ser calculada mediante la fórmula y luego multiplicada por tres para así permitir la fricción de remo. La fricción por baleros, reductores de velocidad y eficiencia se obtendrá dividiendo entre el 75 por ciento.

$$\text{Fuerza requerida para mover el material} = \frac{Tgl\mu}{v}$$

T = capacidad

v = velocidad del material

l = longitud del transportador

μ = coeficiente de fricción

g = gravedad

La potencia del motor requerida es por lo tanto,

$$W = \frac{3(Tgl\mu v)}{v(0.75)} = \frac{3Tgl\mu}{0.75}$$

3.1.3. Alimentador de plato reciprocante

Este equipo consiste de un plato con movimiento uniforme y rectilíneo, impulsado por un disco, convirtiendo el movimiento de circular a rectilíneo uniforme.

Se aplica principalmente en materiales que contengan mas de 30% de finos (-1/4") como son las gravas, arenas y material residual.

Son de fácil control, bajo consumo de energía, manejan materiales secos y húmedos, pero son de baja capacidad para recibir impacto.

3.1.4 Alimentador de banda continua

Es de características y aplicaciones similares al del plato reciprocante, con anchos en la boca de descarga de 16" y longitudes de 5' a 10'



Fig. 3.1. Alimentador de banda continua.

Aplicando los valores de la tabla 3.1 y 3.2 y de la de especificaciones tenemos la capacidad requerida. La capacidad de la tolva es seleccionada de acuerdo al tamaño o tipo de equipo de acarreo. Una práctica recomendable es la de instalar un parrillón para que el sobretamaño no exceda:

- 1) El 80% de la boca de descarga
- 2) El 80% de la boca de admisión de la trituradora.

Tabla 3.1
Capacidad de alimentación con plato reciprocante para 100 lb/ft³ de mena.

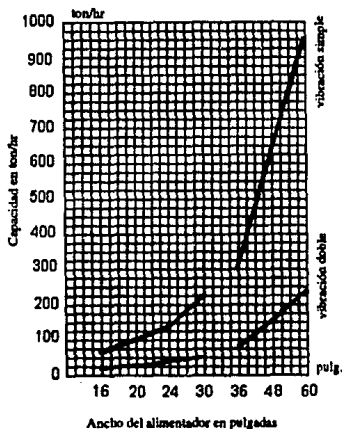
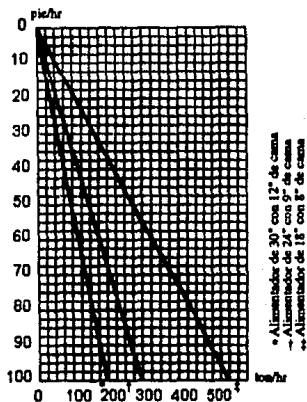


Tabla 3.2
Capacidad de alimentación con alimentador de bandas para 100 lb/ft³ de mena.



Nota: Capacidades basadas del siguiente de la siguiente forma:
Alimentadores de 16, 20, 24 y 30 pulgadas a 30 rpm
Alimentadores de 36, 48 y 60 pulgadas a 40 rpm

Tabla 3.3. Capacidad y especificaciones para alimentador de banda continua.

Tamaño del alimentador de plato recíprocante standard (ancho x largo)	Trabajo Standard				Trabajo Pesado				
	16"x5'	20"x5'	24"x5'	*30"x5'.6"	*30"x5'.6"	36"x6'	*48"x7'	60"x8'	*72"x10'
Capacidad en tons/hora †	15-60	25-100	35-140	55-220	55-220	75-300	150-600	240-960	280-1100
Ajuste del desplazamiento en pulgadas†	2-6	2-6	2-6	2-6	2-6	3-8	3-8	3-8	3-8
Velocidad del cigüeñal en R.P.M.	50	50	50	50	50	40	40	40	30
H.P. requerido	11/2	11/2	2	3	5	7 1/2	10	20	40
Peso de la unidad en lbs.	1100	1150	1320	2180	3200	4100	6700	10000	16700
Peso de la unidad con empaque en lbs.	1250	1300	1500	2450	3600	4600	7500	11250	18000
Volumen de la unidad en ft³	70	90	100	170	170	250	520	650	930

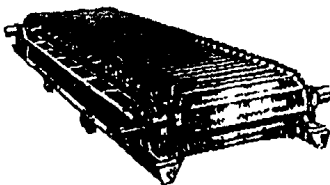
* Alimentador de plato recíprocante con dos cigüeñales y cables conectores.

† La capacidad varía con la longitud del desplazamiento que es ajustable y con las características de fluidez de la mena utilizada.

3.1.5 Alimentador de Zapatas (Apron Feeder)

Es el tipo de alimentador más reforzado, tanto en su estructura como en su banda continua. Es preferido para servicio muy pesado, con aleaciones de acero al manganeso, aplicado a material de alto peso volumétrico, alto impacto y alta abrasividad.

Fig. 3.4. Alimentador de Zapatas.



Este equipo de alimentación es el de mayor versatilidad, ya que maneja todo tipo de granulometrías, húmedas o secas, alta abrasión, impacto y de una capacidad de alto rango.

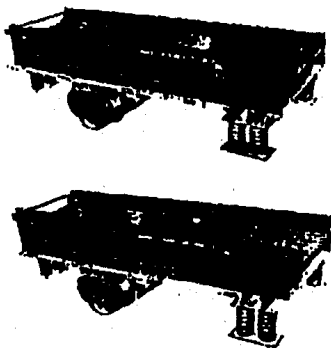


Fig. 3.5. Alimentadores de Zapatas.

Tabla 3.6. Capacidad y especificaciones para alimentador de zapatas.

Tamaño mínimo del alimentador ancho por largo	Longitud máxima en pies (Nota 6)	Capacidad en ton/hr a un desplazamiento mínimo de 25 pies/min	H.P. requerido para longitudes standard (Nota 3)										Placas de acero al manganeso para trabajos extra pesados		Placas de hierro dulce para trabajo pesado	
			6'	9'	12'	15'	18'	21'	24'	27'	30'	Peso del alimentador en lbs (Nota 4)	Peso por cada pie adicional en lbs (Nota 4)	Peso del alimentador en (Nota 4)	Peso por cada pie adicional en lbs (Nota 4)	
24"x6'	15'	150	1½	2	3	3	-	-	-	-	-	Nota 1	Nota 1	4565	465	
30"x6'	18'	234	2	3	3	5	5	-	-	-	-	Nota 1	Nota 1	4975	500	
36"x9'	21'	338	-	3	3	5	5	5	-	-	-	11215	780	9860	665	
42"x9'	21'	459	-	5	5	7½	7½	10	-	-	-	11885	830	10365	695	
48"x12'	27'	600	-	-	7½	7½	10	10	15	15	-	15605	865	13215	720	
54"x12'	27'	759	-	-	10	10	15	15	15	20	-	17290	945	14740	770	
60"x15'	30'	937	-	-	-	15	15	20	20	20	25	24250	1120	20650	910	
72"x15'	30'	1350	-	-	-	15	20*	20*	20*	30*	30*	31470	1580	22790	1075	
84"x18'	30'	1838	-	-	-	-	20	30*	30*	40*	40*	Nota 2	Nota 2	Nota 2	Nota 2	

* Ver nota 7.

Nota 1: Disponible en placas de hierro dulce.

Nota 2: Disponible en placas de acero al carbón.

Nota 3: H.P. está basado en una operación normal con alimentador montado en posición horizontal. Para velocidades mayores o menores, consultar al fabricante.

Nota 4: Los pesos están dados para unidades compactas sin vibrador.

Nota 5: Las capacidades mostradas están dadas para trabajos continuos con velocidad de 25 pies por minuto con una profundidad de mena de ½" arriba de la salida usual.

Nota 6: Para longitudes mayores, consultar al fabricante.

Nota 7: Total de cabalaje para accionamientos dobles.

Tabla 3.7. Capacidades por hora para alimentador de zapatas.

Velocidad (pie/min)	24"		30"		36"		42"	
	Yds ³	Tons	Yds ³	Tons	Yds ³	Tons	Yds ³	Tons
10	44	60	70	94	100	135	136	184
15	67	90	104	141	150	203	204	276
20	89	120	140	189	200	270	273	368
25 Standard	111	150	173	234	250	338	340	457
30	133	180	208	281	300	405	408	551
35	152	210	243	328	350	473	476	643

Velocidad (pie/min)	48"		54"		60"		72"		84"	
	Yds ³	Tons	Yds ³	Tons	Yds ³	Tons	Yds ³	Tons	Yds ³	Tons
10	178	240	225	304	278	375	400	540	544	735
15	267	360	338	456	416	562	600	810	817	1103
20	356	480	450	608	556	750	800	1080	1089	1470
25 Standard	444	600	562	759	694	937	1000	1350	1361	1838
30	533	720	674	911	833	1125	1200	1620	1633	2205
35	622	840	787	1063	973	1313	1400	1890	1906	2573

Nota: Capacidades basadas en una operación continua del alimentador a 100 lbs/ft³ de mena. La capacidad varía con la velocidad. Para velocidades mayores o menores, consultar al fabricante.

3.2. Diagrama de Flujo.

3.2.1. Elección del esquema de fragmentación.

El esquema de preparación de minerales que contiene las operaciones de fragmentación (machaqueo), cribado y trituración de molienda se crea partiendo de las propiedades de la mena, sobre la base de los resultados de investigaciones de la concentrabilidad, las características tecnológicas de la maquinaria que es posible aplicar y, además, de la experiencia de transformación de minerales con propiedades y composición análogas. En el proyecto de la parte de minería se determina el grosor del material que se envía a la fábrica, mientras que el grosor del material que llega a la primera etapa de concentración, así como el propio procedimiento de ésta, se establecen en función de los ensayos de concentrabilidad. Las propiedades físicas de la mena: tenacidad, composición granulométrica, humedad, contenido de arcilla, quebrantabilidad, capacidad de cribado y triturabilidad, determinan el procedimiento de quebrantadura (fragmentación), cribado y trituración y los tipos de aparatos para realizar estas operaciones. Influyen también sobre la elección del esquema, las condiciones generales para la creación del proyecto: condiciones climatológicas de la región, productividad de la empresa, procedimiento de explotación del yacimiento, procedimiento de alimentación de la mena a la fábrica y otros muchos. Por ejemplo, cuando la mena es arcillosa y húmeda, pegajosa y no transportable, es posible que surja la necesidad del lavado de la mena y, en ocasiones, según las condiciones de congelación, su desecación.

En los esquemas de molienda se incluyen, esporádicamente, las operaciones de cribado previo y de control. Se suelen relacionar con aquella operación de molienda a la que se alimenta del rechazo de la criba.

Las etapas de molienda tienen usualmente cuatro variedades:

- a) Operaciones de cribado previo, molienda y cribado de control;
- b) Operaciones de cribado previo y molienda;
- c) Operaciones de molienda y cribado de control;
- d) Operaciones de molienda.

3.2.2. Simbología.

La simbología utilizada más frecuentemente en los diagramas de flujo de las minas, es la siguiente:



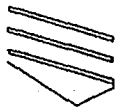
Tolva de recepción y alimentador vibratorio.



Quebradora de quijadas usualmente utilizadas en la fase primaria de producción.



Quebradora de conos (usualmente utilizada en las fases secundarias y terciarias de producción).



Criba vibratoria (puede ser de uno, dos o tres pisos).



Almacén o apilamiento.

3.2.3. Circuitos

Los diagramas de flujo, también llamados circuitos, se dividen en cuatro, principalmente:

Circuito I

Este circuito solamente es utilizado para clasificación del producto. No incluye ninguna etapa de quebrado o trituración y está presentado en la figura (3.8)

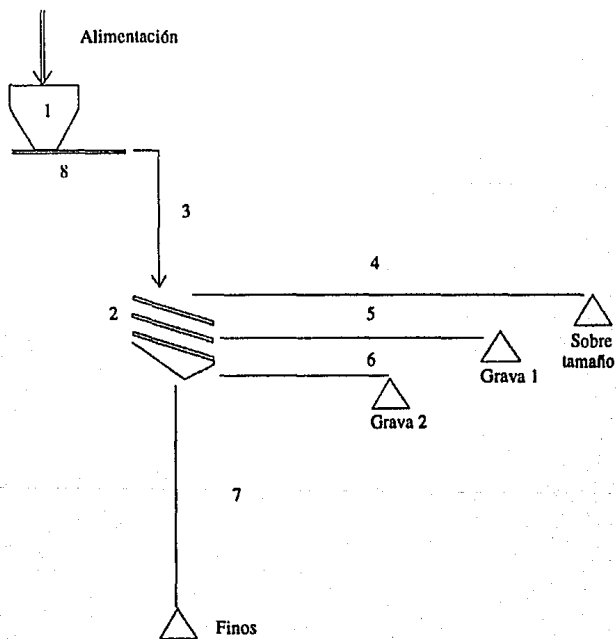


Figura (3.8).

El circuito I es el básico utilizado en la minería de hoy en día. Sustituye, como primer paso, al chorreadero tradicional del pequeño minero.

Este circuito está formado por los siguientes elementos:

1) *Una tolva para recepción de carga de camiones.* Esta tolva debe ser construida para volúmenes de siete metros cúbicos, catorce metros cúbicos o más. Los múltiplos de 7, 14, etc. se consideran debido a las capacidades usuales de los camiones de volteo.

Es conveniente instalar un vibrador sobre la parte inferior exterior de la tolva. Este pequeño vibrador hará vibrar la lámina de la tolva y evitará atascamientos por humedad, etc.

2) *Criba vibratoria de tres pisos de una dimensión "X" y "Y".* El cálculo de la dimensión de la criba se verá posteriormente. En el piso superior de la criba, se obtendrán los sobretamaños, que en este circuito no podrán ser triturados y pueden considerarse desperdicio para rellenos posteriores en la mina. Del piso intermedio de la criba, se obtiene la "grava 1". En la cama inferior de la criba, se obtiene la "grava 2".

Toda la parte de la mena, que pasa por una criba de 1/4" x 1/4" de abertura, es considerada como "finos". Los finos son capturados por una tolva que se encuentra en la parte inferior de la criba.

3, 4, 5, 6 y 7) *son bandas transportadoras del producto.* Usualmente de hule, montadas sobre rodillos y estas a su vez sobre una estructura de metal.

Los anchos de bandas más usuales, son de 18", 24", 30" y hasta 48" de ancho, dependiendo de la carga.

8) *Alimentador de banda, montado bajo la tolva.* Este puede ser de plato recíprocante, vibratorio de zapatas o simplemente por gravedad, si la mena lo permite.

Circuito II

El circuito II es similar al circuito I, solamente que en éste ya se incluye una quebradora de quijadas o de conos, para evitar el desperdicio de los sobretamaños. Los dos tipos más usuales de circuitos II son el "A" y el "B".

Circuito II A. La figura 3.9 muestra este circuito.

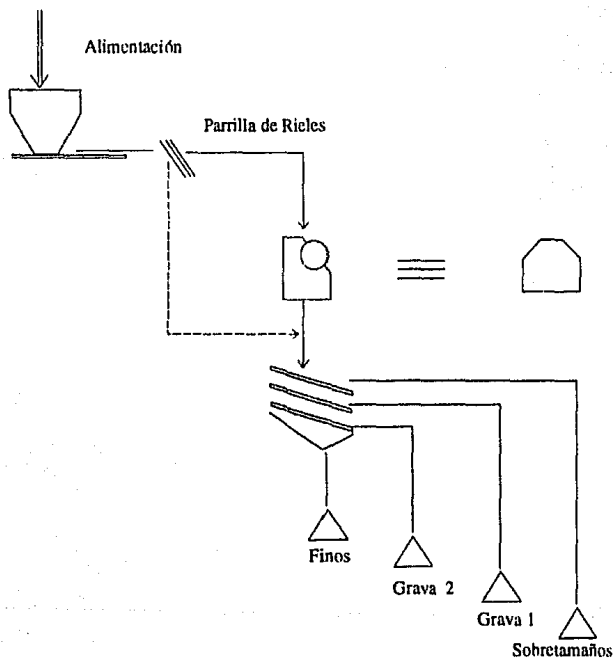


Fig. (3.9) Circuito II A abierto no frecuente.

Este circuito no es utilizado muy frecuentemente, debido a que no existe una recirculación de los sobretamaños hacia la quebradora de quijadas o de conos respectivamente, desde la cama superior de la criba. Con esto, se elimina una buena parte del desperdicio, aunque no totalmente, ya que el sobretamaño que produce la criba, es desechado.

Como se puede observar en la fig. 3.9, abajo de la tolva de recepción se encuentra un alimentador de banda, que desaloja la mena hacia una rejilla de rieles. Esta rejilla separa los sobretamaños y los envía a la molienda. El producto de la molienda se une con el producto de la

rejilla en una banda que alimenta a la criba. La criba nuevamente nos da grava 1, grava 2, finos y sobretamaños.

Circuito II B.

En la figura 3.10. se presenta el circuito II B, el cual también es llamado cerrado y sumamente común una vez que el minero ha pasado por el circuito I y se percata de la necesidad de la molienda.

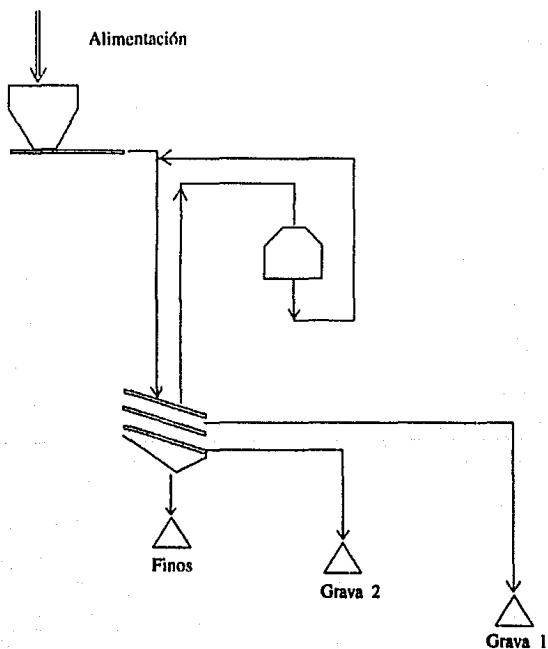


Figura 3.10. Trituración parcial circuito cerrado caso B generalmente usual.

Comparando el Circuito I con el Circuito II B, se podrá ver, básicamente, que es el mismo. La única diferencia es que en el circuito II B, se alimentan los sobretamaños que da la criba a una quebradora de conos. El producto de la molienda es retroalimentado al flujo primario que viene de la tolva de recepción y del alimentador vibratorio. Este circuito ofrece al minero una utilización total de la mena, ya que no tendrá sobretamaños inutilizables.

Circuito III.

A este circuito se le conoce comúnmente como circuito cerrado de Trituración total; ver la figura 3.11.

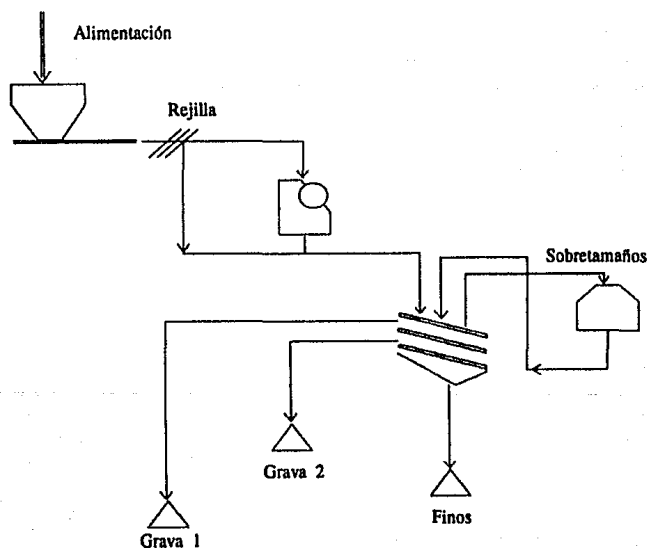


Figura 3.11 Circuito III Cerrado de Trituración Total

A la salida de la tolva de recepción, el material es separado a través de unas rejillas de rieles. Los sobretamaños se envían a una quebradora de quijadas, la cual retorna el producto de la molienda al flujo principal. El flujo completo entra a la criba que va a separar la grava 1, grava 2 y los finos. Pero el producto de la cama superior, o sea los sobretamaños, son enviados a una quebradora de conos, la cual efectuará la trituración total, reciclando su producto nuevamente a la alimentación principal de la criba.

La serie de diagramas ó circuitos que se han presentado, están definidos en su mayoría por el producto a fabricar, así como en las capacidades económicas del minero. El minero que desee producir cementos, deberá tener un circuito más completo, que aquél que desee fabricar agregados para construcción de carreteras, edificios o casas habitación. Estas alternativas deberán ser consideradas como recomendaciones básicas para la instalación de una planta. A partir de estas alternativas, existen muchas otras, que estarán definidas por el producto a obtener, así como del proyecto tecnoeconómico de cada minero.

3.3. Cálculo de Capacidades.

3.3.1. Desbaste del Banco

El desbaste del banco se puede efectuar económicamente sólo mediante el uso de equipo pesado de empuje. El movimiento de grandes cantidades de material suelto, tierra, grava, roca o cualquier otro mineral, se puede efectuar únicamente con los llamados "vehículos para fuera de carreteras". Estos vehículos están montados sobre grandes neumáticos o sobre orugas. Solamente este tipo de vehículos logran arrastrar o empujar cargas pesadas en terrenos malos o de mucha pendiente.

La selección adecuada del tamaño y tipo de equipo depende de la cantidad y densidad del material a procesar, así como de la distancia a la que deberá ser arrastrado éste, el tiempo de operación y de las pendientes existentes en el terreno. La tracción que permita el piso es importante para escoger el tipo de transmisión requerida (orugas o neumáticos). Los ciclos de tiempo y carga útil por hora de producción, se podrán obtener de tablas hechas por los fabricantes del equipo. Es muy importante considerar el volumen de material que va a procesar la criba vibratoria, así como el molino. Es recomendable que el equipo de desbaste esté sobrado en capacidad de producción por hora en un 25% ya que los equipos vibratorios así como los de molienda son más costosos y no conviene tenerlos en tiempo de espera por no contar con suficiente material de proceso para ellos.

A continuación se presentará una breve descripción de los equipos como guía para sus aplicaciones:

- **TRACTORES SOBRE ORUGAS** .- Estas máquinas sobre orugas, se utilizan para montar cuchillas niveladoras (bulldozers). Se clasifican por la potencia neta del motor desde 40 hasta 500 hp, y por sus velocidades máximas de translación de 8 a 11 km/hr. Estas máquinas normalmente cuentan con un motor diesel, un convertidor de torsión y transmisiones de baja potencia. Llegan a desarrollar esfuerzos de tracción en la barra de tiro de hasta 90% de su peso con el equipo montado.

- **TRACTORES SOBRE RUEDAS** .- Sus tamaños van desde tractores industriales pequeños, con neumáticos, para utilizarse con cucharones, cargadores y retroexcavadoras pequeñas, hasta máquinas grandes con motor diesel de dos o cuatro ruedas para arrastrar carros. Los tractores grandes normalmente tienen tracción en las cuatro ruedas y se usan en una similitud de aplicaciones como en los bulldozers.

- **BULLDOZER SOBRE ORUGAS** .- Es un tractor sobre orugas con la hoja montada en la parte delantera, que se eleva mediante un control hidráulico o de cables. Existen cuatro tipos básicos de hojas: rectas, semi-U, en U (debido a su forma vista desde arriba) y hoja en ángulo. La hoja en ángulo, que suele también llamarse "angledozer", se puede ajustar para cargar a 25 grados a la derecha o a la izquierda de la línea de centro del tractor; las otras hojas se pueden inclinar hacia adelante o hacia atrás a una distancia de 10 grados para diferentes condiciones de excavación. Todas las hojas pueden inclinarse para abrir zanjás teniendo control hidráulico de inclinación.

El bulldozer sobre orugas es la mejor maquinaria para mover y arrancar rocas y para movimientos de tierras a distancias cortas en terrenos abruptos. Sirve para cargar con empuje y a menudo se utiliza como escarificador montado en la parte posterior para aflojar materiales firmes y duros. La hojas en "U" arrastran 15 a 20% más material suelto que las hojas rectas, pero tienen mala calidad para excavar. La capacidad de la hoja recta para mover material suelto varía en razón de la altura de la hoja al cuadrado, multiplicada por la longitud. La capacidad promedio de las hojas para excavar es de alrededor de 0.77 m³ de tierra floja por cada 30hp netos especificados del tractor. La carga útil es de 60 a 90% de la medida de tierra floja, según las variaciones de la expansión del material.

- **BULLDOZER SOBRE RUEDAS** .- Se trata de un tractor con tracción en las cuatro ruedas, con neumáticos, por lo general del tipo articulado hidráulicamente, con hoja montada en el frente, que se puede elevar, descender, voltear e inclinar con sistema hidráulico. Su capacidad de peso de trabajo puede llegar hasta 68,500 kg con motores de hasta 700 hp y su velocidad de marcha de hasta alrededor de 35 Km/hr para empujar y trasladar.

Este equipo es excelente para nivelar el corte del banco, esparcir el relleno y para arrastrar materiales hasta una distancia de 150m. Su esfuerzo de tracción útil en suelo duro está limitado alrededor del 60% de su peso, en comparación del 90% para los tractores sobre orugas.

- **PALAS MECANICAS** .- Las palas mecánicas usualmente descansan sobre el fondo del tajo y desbordan por encima de este nivel. Los usos de estas máquinas se dividen en dos grupos:

- 1) **CARGA** .- en donde se usan máquinas fuertes con alcance de trabajo relativamente corto para excavar material y cargarlo para su transporte
- 2) **DESMONTE** .- en donde una máquina con alcance muy grande entre la excavación y el vaciado se utiliza tanto para excavar el material como para transportar al vertedero o a la escombrera.

Los tamaños en uso común de las palas mecánicas son de 0.40 a 3.8 m³ de capacidad, pero se construyen máquinas especiales para el corte de fajas en la explotación con cucharones con capacidad hasta de 25 m³ o más. La figura 3.12 muestra un comparativo entre todos los vehículos "fuera de carretera".

3.12 Vehículos fuera de camino

1-10 ... TRACTORES DE CADENAS - Modelos estándar

Potencia en el volante: 48 a 612 kW (65 a 700 hp)



DE BAJA PRESION EN EL SUELO (BPS)

(Entrevía más ancha, tren de rodaje más largo)

APLICACION ESPECIAL (AE)

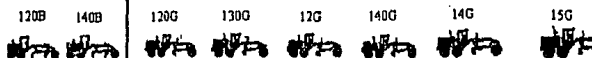
(Uso Agrícola)

D3B LGP D4E LGP D5B LGP D6D LGP D7G LGP D4E SA D5B SA D6D SA D7G SA



12-20 ... MOTONIVELADORAS

Potencia en el volante: 93 a 186 kW (125 a 250 hp)



200 ... EXCAVADORAS

Peso de operación: 17300 a 63000kg -
(38100 a 140300 lb)

PALAS FRONTALES

42300 a 67680kg (93300 a 149200 lb)

TALADOR FORESTAL

31655kg (69788 lb)

*Conjuntos disponibles de cucharón de almeja.



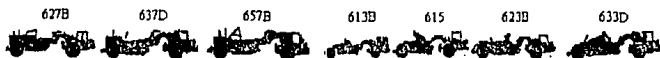
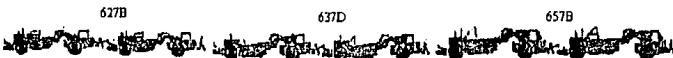
500 ... ARRASTRADORES DE TRONCOS

Potencia en el volante: 89 y 130 kW (120 y 175 hp)
(Versiones de Cable o Garfio)

550 ... TIENDETUBOS

Capac. de levantamiento: 18100 a 158760 kg (40000 a 350000 lb)



TRAILLAS DE POTENCIA EN TANDEMCapacidad colmada: 15 3 a 33 6 m³ (20 a 44 yd³)**TRAILLAS AUTOCARGADORAS**Capacidad colmada: 8.1 a 26 m³ (11 a 34 yd³)**TRAILLAS DE EMPUJE Y TIRO**Capacidad colmada: 15 3 a 33 6 m³ (20 a 44 yd³)**700 ... CAMIONES PARA OBRAS**

Capacidad: 31 8 a 77 1 t (35 a 85 ton cortas)

769C(31.8 t) 773B(45.4 t) 777(77.1 t)

**TRACTORES DE TIRO**

Potencia en el volante: 336 a 650 kW (450 a 870 hp)

768C 772D 776

**800 ... TRACTORES DE RUEDAS**

Potencia en el volante: 157 y 231 kW (210 y 310 hp)

814B 824C

**COMPACTADORES**

157 y 231 kW (210 y 310 hp)

815B 825C

**COMPACTADORES DE RELLENOS**

157 y 231 kW (210 y 310 hp)

816B 826C

**900 ... CARGADORES DE RUEDAS**Cucharones de 0 8 a 9 6 m³ (1 0 a 12 5 yd³)

*Disponibles con arreglo de alta elevación

910* 920 930 950B 966D 980C 988B 992C*

**CARGADORES DE CADENAS**Cucharones de 0 8 a 3 8 m³ (1 0 a 5 0 yd³)

*Hay también disponibles modelos de cargadores B.P.S.

†Hay también disponible un modelo para acerías

931B* 943* 953* 963* 977L† 983B†



3.3.2. Explosivos

La teoría de detonación de sustancias altamente explosivas está basada en las leyes de conservación de la masa, momento y energía aplicada a ondas de choque. En una detonación, la reacción química produce energía (aproximadamente cuatro mil quinientos grados centígrados y doscientos mil bares de presión), que se propaga como una onda de choque a través de las lajas del mineral. Cuando los equipos mecánicos no pueden desarrollar la fuerza necesaria para desbastar un banco, el uso de explosivos es requerido.

Los explosivos comerciales más utilizados están hechos de carbón, hidrógeno, nitrógeno y oxígeno, algunos de estos componentes sirven como oxidantes y otros como carburantes. Los oxidantes son componentes químicos que sirven como catalizadores para efectuar una reacción química con el oxígeno.

Los compuestos de los explosivos deben ser de tales características que desalojen grandes cantidades de energía en un período de tiempo casi instantáneo. Del tal manera, un explosivo estandar de 225 gr desaloja una capacidad de energía medida en potencia, de 40000 hp.

Los explosivos de hoy en día ya no son tan peligrosos como en el pasado, ya que no son fabricados con nitroglicerina, sino de cristales de nitrato de amonio sólido, que son mucho más difíciles de hacer detonar. El nitrato de amonio sólido es mucho más barato dentro de la gama de explosivos. Sin embargo, hay que tener cuidado de no ponerlo en contacto con el agua (tiene una gran solubilidad), pues corroe a los metales y tiene una tendencia a crecer en su tamaño en zonas húmedas. En caso de tener una mena húmeda, este tipo de explosivos deberá introducirse en bolsas de plástico bien selladas.

Actualmente se está trabajando en una combinación de nitrato de amonio, con alúmina y trinitotuleno (TNT). Esta combinación ha mostrado un aumento en la presión de detonación, gran velocidad y menor temperatura de explosión. Esta nueva mezcla puede ser utilizada también en menas húmedas.

El tipo de explosivo, cantidad y distancia entre barrenos y barrenos, sólo puede ser determinado en la práctica y por experimentación. No existe fórmula alguna para calcular esto.

3.3.2.1 Altura crítica del banco y ángulo de taludes

Altura crítica:

H= Altura crítica.

R.C.= Resistencia a la compresión $5000 \frac{lb}{ft^2}$.

P.V.= Peso volumétrico $168 \frac{lb}{ft^3} = 1.6 \frac{ton}{m^3}$.

$$H = \frac{RC}{PV} = \frac{5000 \left(\frac{lb}{ft^2} \right)}{168 \left(\frac{lb}{ft^3} \right)} = 29.76ft = 9.9m \approx 10m$$

Angulo de taludes:

El ángulo de taludes es un factor crítico y desafortunadamente muy difícil de encontrar. Según John Wiley, un factor de seguridad de 25% deberá ser tomado para menos con una resistencia a la compresión de $5000 \frac{lb}{ft^2}$

ϕ = Angulo de talud crítico.

F.S. = Factor de seguridad 25%

ϕ' = Angulo de talud teórico = 15°

$$\phi = \phi' F.S. = 15 \times 1.25 = 18.75 \text{ aprox. } 19 \quad \phi = 90^\circ - 19^\circ = 71^\circ$$

Si se desea incrementar la altura del banco se debe aumentar el factor de seguridad F.S. aunque no es recomendable para lograr una fragmentación más uniforme.

ALTURA CRITICA DE BANCOS Y ANGULOS DE TALUDES

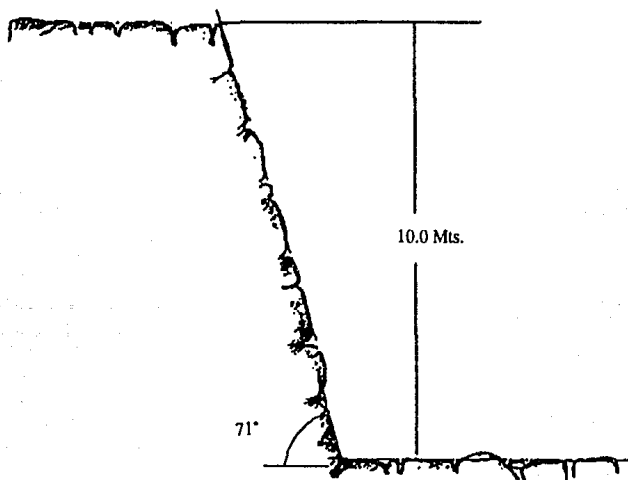


Figura 3.13

Cálculo de plantilla de barrenación y dosificación de explosivos:

El equipo de perforación debe cubrir las necesidades de longitud e inclinación de barrenos (BB STENVIK).

Plantilla de Barrenación:

Diámetro de barrenación	$D = 2 \frac{1}{2}'' = 0.064 \text{ m.}$
Espaciamiento	$E = 35 D = 35(0.064) = 2.24 \text{ tentativo} = 2.0 \text{ m.}$
Sobrebarrenación	$S = 25\% E = 0.5 \text{ m.}$
Long. barrenación	$P+h+s \ 10.0+0.5 = 10.5 \text{ m.}$
Taco	$T = 30\% E$
Bordo	$B = 25D = 1.6 \text{ tentativo } 1.5 \text{ m.}$

Algunos comentarios importantes:

- Es necesario llevar los bancos a 10 m. para que haya mejor fragmentación en el disparo ya que de otra forma el disparo sólo desprende la roca sin someterla a fractura ocasionando roca grande que deteriora el equipo, demoras en maniobras y costos de barrenación secundaria.

- Con el equipo BB Stenvik no es recomendable barrenar a más de 12 m de longitud ya que ocasiona fatiga en los elementos de torque y falta de paralelismo por riflado en el barreno y como consecuencia un mal disparo y tiempo excesivo de barrenación.

- Si no se respeta el espaciamiento entre barrenos y el bordo como también el ángulo de barrenación se produce una pata en la base del banco dañando el equipo de rezagado, o bien, que el material salga expelido con violencia en el disparo creando riegos en el personal y en el equipo.

- Se recomienda hacer pruebas variando el espaciamiento y el bordo partiendo del cálculo teórico variando únicamente uno a la vez y observar el resultado.

Dosificación de explosivos:

Toneladas por barreno	$T = B \times E \times h \times \rho = 1.5 \times 2 \times 10 \times 2.5 = 75 \text{ ton/Bno.}$
Factor explosivo F.E para roca de R.C. de 5000 lb/ft ³ = 0 200kg/ton.	
Explosivos por Bno.	$Eb. = 75 \times 0.200 = 15 \text{ Kg/Bno.}$
Carga de fondo.	$cd = 20\% Eb - 3 \text{ Kg/Bno.}$
Carga de columna	$cc = 80\% Eb = 12 \text{ Kg/Bno.}$
Retardador Ms	$Ms + \text{pies de bordo} = 5 \text{ ms. nonel}$

- Es necesario probar con 2.5 kg. de carga de fondo y aumentar a 12.5 kg. la carga de columna para evitar sobrantes ya que la carga de fondo es TOVEX 700 y viene en presentación de 2" con carga de 2.5 kg c/u.

- La dosificación de explosivos teórica no necesariamente es la mejor. Se aconseja llevar un archivo de dosificaciones, fotografiando la carga hasta encontrar el óptimo ya que de esto depende el rendimiento del tajo.

- Antes de cargar se recomienda sondear los barrenos para ajustar la longitud con tierra, siempre se acostumbra barrenar un poco más de la longitud calculada para este fin.

- Para aumentar la presión de fractura en el disparo se coloca un poco de TOVEX 700 (¼ kg aprox.) sobre el mexamón antes de rescatar el barreno.

- Es necesario usar el retardador indicado para aprovechar la vibración del terreno.

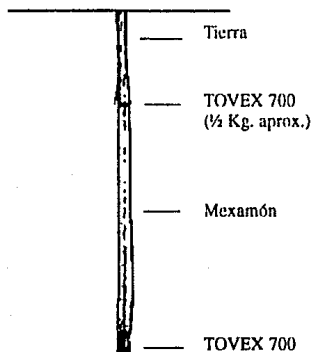


Figura (3.14) Equipo de Barrenación.

Comprende un compresor de aire y un equipo de barrenado o track drill. Este consiste en un equipo montado en orugas, una torre que tiene la gufa de la barrena y efectúa el giro para taladrar.

En el mercado hay dos marcas que lideran esta especialidad. Gardner Denver y los equipos Ingersoll Rand, que son los equipos más automatizados, con gran rendimiento, capacidad de diámetros mayores de barreno y de alta profundidad. Son recomendados para explotaciones con volúmenes establecidos de gran tamaño.

Los equipos de barrenación manual, consisten de un compresor y una o dos pistolas de barrenación, son por consiguiente más limitadas en diámetros, velocidad y profundidad.

Para la extracción de bancos de río o suelos residuales. Se utiliza si es río con agua, un equipo de levante bajo nivel (dragas o excavadores), y si el banco es a nivel, cargadores frontales. De aquí se carga a un camión para el envío a la planta.

En la extracción de banco de roca, el cargador frontal y la pala frontal son los equipos adecuados que son seleccionados de acuerdo a las capacidades. En algunos casos, se emplean tractores de cadenas (orugas).

3.3.3. Molienda.

La mena de mayor grosor es obtenida en los trabajos de extracción a cielo abierto, con mayor rendimiento, en tanto que la de menor grosor, en los trabajos subterráneos con menor rendimiento de la mina.

El tamaño del trozo de la mena, se establece en el proyecto. La relación aproximada entre el grosor del trozo, la productividad de la mina y el procedimiento de extracción se establece en la tabla (3.15).

El tamaño del mayor trozo de la mena, alimentada a la trituración, se define por las posibilidades de las quebradoras de conos para finos, que se emplean en la última etapa de molienda.

Tabla 3.15 Grosor máximo de los trozos de mena para las fábricas de preparación de agregados

Productividad de la mina según la mena, en miles de ton/año	Grosor máximo de los trozos en mm	
	Trabajos a cielo abierto	Trabajos subterráneos
Pequeña, hasta de 500	500 - 600	250 - 350
Mediana, 500 - 3000	700 - 1000	400 - 500
Grande, 3000 - 9000	900 - 1000	600 - 700
Muy grande, más de 9000	1200	-----

En la actualidad, ha sido adoptado el tamaño óptimo del mayor trozo de la mena que se alimenta a la sección de trituración:

para los molinos de barras 150-200 mm de diámetro
para los molinos de bolas 100-150 mm de diámetro

Al tratar menas que se fragmentan con facilidad en la etapa inicial de trituración, así como al emplear menas arcillosas y húmedas, el grosor del material que se alimenta a los molinos de barras puede ser aumentado en diámetro desde 200-250 mm.

Las operaciones de cribado previo o cribado en parrilla de rieles, son utilizadas para reducir la cantidad de material alimentado a la quebradora (canalizando los finos hacia la criba) y así aumentar la movilidad del material en la zona activa de la quebradora. Esto último es en particular necesario al fragmentar en quebradoras de conos para medios y finos, propensas al atascamiento.

La introducción del cribado previo en las operaciones de molienda da como resultado el aumento de las inversiones básicas. Por esta causa, el cribado previo debe ser aplicado cuando en el material inicial hay un elevado contenido de la clase cribable, así como siendo alta la humedad de dicha clase. En la primera etapa, con grandes tamaños de la boca de salida (>100 mm de diámetro), la mena pequeña pasa con libertad por la quebradora y el cribado previo sólo tiene importancia para incrementar la capacidad de paso de todo el conjunto criba - quebradora.

Sin embargo para obtener el producto fragmentado de tamaño óptimo, que asegure el funcionamiento económico de los molinos de barras y bolas y de todo el complejo de molienda y trituración en la última etapa de fragmentación, la operación de cribado de control deberá ejecutarse.

3.3.3.1. Principios generales para la elección y cálculo de la maquinaria.

Al elegir la maquinaria para la producción es necesario resolver tres problemas principales: elección del tipo del aparato, definición de su rendimiento, elección de la dimensión óptima del aparato desde el punto de vista tecnocómico y en relación con esto, la cantidad necesaria de aparatos.

La potencia instalada y consumida, el número de revoluciones y otros índices, no se calculan durante la elección de la maquinaria, ya que estos datos se toman de los catálogos de los fabricantes. Son una exclusión los molinos y quebradoras, para las que la potencia instalada de fábrica, no siempre puede ser desarrollada durante el trabajo y las instalaciones de transporte, donde el consumo de potencia puede variar dentro de amplios márgenes en función del rendimiento, altura de elevación, distancia del transporte y de otras condiciones.

En varios casos, de acuerdo con las condiciones del proyecto, sólo puede ser utilizado un tipo de aparato. No obstante, con frecuencia, para realizar una misma operación es posible emplear aparatos de varios tipos. En tal caso, la elección correcta sólo puede ser efectuada basándose en la comparación tecnocómica de diferentes tipos.

El rendimiento de las máquinas para la producción depende de muchas causas. Las fórmulas teóricas utilizadas para el cálculo tecnológico de ciertas máquinas, se basan en condiciones idealizadas de su funcionamiento y sólo tienen en cuenta las causas principales que influyen sobre el resultado final. Por este motivo, las fórmulas teóricas son aproximadas y los resultados

obtenidos por medio de ellas pueden diferenciarse de los datos logrados en la práctica. De aquí no debe llegarse a la conclusión de que las fórmulas teóricas son inútiles. El gran valor de estas últimas consiste en que ellas indican de qué condiciones fundamentales depende el resultado final y cómo influyen las condiciones por separado sobre el trabajo de la máquina.

Las fórmulas teóricas también permiten introducir correcciones fundamentadas al determinar el rendimiento de las máquinas que funcionan en distintas condiciones.

El número de máquinas que se instalan, depende de las capacidades elegidas. El empleo de máquinas de pequeñas dimensiones para la misma capacidad, requiere del aumento del área del edificio, complicando su servicio y reparación.

Por otro lado, la instalación de máquinas de grandes dimensiones provoca la necesidad de aumentar la altura de las naves, la capacidad de carga de las grúas y conduce a relativamente mayores pérdidas de rendimiento durante el paro de una de ellas. Por este motivo, para cada planta de preparación de minerales para la que se elabora el proyecto, hay que determinar la dimensión óptima de la maquinaria que se instale. En algunos casos, la elección de las dimensiones de la máquina sólo se determina por las características técnicas. Por ejemplo, si la quebradora de mandíbulas elegida proporciona rendimiento excesivo, todos los demás equipos deberán redimensionarse, ya que resulta inconveniente la instalación de quebradoras de menor dimensión.

Si partiendo de los requisitos técnicos se puede instalar tanto maquinaria grande como pequeña, la dimensión de las máquinas se elige mediante la comparación tecnoeconómica de las diferentes variantes: el tamaño y el costo de la maquinaria, la potencia instalada, el área y volumen necesarios del edificio.

En calidad de tendencia general hay que tener en cuenta lo siguiente: si el número calculado de máquinas de un mismo tipo para cierta operación excede de 4-6, el paso a máquinas de mayor dimensión es ventajoso.

Fragmentación de minerales duros y de dureza media.

Para la primera etapa de trituración de sobretamaños se utilizan las quebradoras de quijadas o de conos y, para la segunda etapa, quebradoras de conos únicamente. La quebradora elegida deberá asegurar el rendimiento necesario para el tamaño del producto fragmentado previsto en el proyecto. El ancho de la boca de entrada de la quebradora deberá ser del 10-15% mayor que los trozos más grandes en la alimentación. Durante la elección hay que comparar las quebradoras de quijadas y de conos, en lo que respecta a la potencia instalada, masa, costo y comodidad de disposición de la maquinaria.

La dimensión de la quebradora se elige en los catálogos de los fabricantes de equipo. La quebradora de la primera etapa de fragmentación debe ser elegida de tales dimensiones que el rendimiento necesario de la planta de minerales se asegure con una sola quebradora.

El rendimiento de las quebradoras de quijadas y de conos para gruesos, al trabajar menas de tenacidad media, se determina recurriendo a la tabla (3.16). Al elegir las quebradoras de conos, hay que tener en cuenta que éstas se fabrican de determinado tamaño de boca de salida y que su regulación sólo está prevista para compensar el desgaste de los revestimientos.

Para las dimensiones intermedias de la boca de salida de las quebradoras de quijadas, el rendimiento se halla mediante la interpolación.

El rendimiento de las quebradoras se obtiene también usualmente de los catálogos del fabricante. Hay que tomar en cuenta, sin embargo, que los datos del catálogo siempre se refieren a menas con una densidad de 1.6 ton/m³.

En caso de tener en la realidad menas de mayor densidad, habrá que introducir a la fórmula factores de corrección.

Tabla 3.16 Rendimiento de las quebradoras de quijadas y de conos para gruesos.

Quebradoras de mandíbulas con oscilación sencilla			Quebradoras de conos para gruesos	
Dimensiones fundamentales en mm	Límites de abertura de la boca de salida, en mm	Rendimiento en m ³ /hr	Dimensiones fundamentales en mm	Rendimiento en m ³ /hr
600 x 900	80 - 160	45 - 84	500 x 75	200
900 x 1200	95 - 165	120 - 230	900 x 110	330
1200 x 1550	110 - 190	230 - 400	900 x 140	420
1500 x 2100	135 - 235	450 - 750	900 x 160	480
2100 x 2500	250	1100	1200 x 130	560
			1200 x 150	680
			1200 x 180	800
			1500 x 160	1300
			1500 x 180	1450

Quebradoras de mandíbulas con oscilación sencilla			Quebradoras de conos para gruesos	
Dimensiones fundamentales en mm	Límites de abertura de la boca de salida, en mm	Rendimiento en m ³ /hr	Dimensiones fundamentales en mm	Rendimiento en m ³ /hr
			1500 x 200	1600
			160	1450
			180	1650
			200	1850
			220	2000
			250	2300
			700 x 75	400
			900 x 100	680

Las correcciones aproximadas para el rendimiento se muestra en la tabla 3.17. La corrección para la densidad de relleno de la mena respecto del rendimiento en el catálogo (si se da en toneladas), se calcula con la fórmula:

$$K_s = \frac{(\text{densidad-relleno})}{1.6}$$

donde K_s es el coeficiente de corrección; densidad de la masa de relleno de la mena, t/m^3 y la densidad de la mena media = 1.6 t/m^3 .

Tomando en consideración todas las correcciones, el rendimiento Q de una quebradora (en t/h) se calcula por la fórmula:

$$Q = Q_{\text{cat}} \cdot k_{\text{ten}} \cdot k_s \cdot k_{\text{gr}} \cdot k_{\text{hum}}$$

donde Q_{cat} es el rendimiento de la quebradora según el catálogo, (t/h); K_{ten} , la corrección que tiene en cuenta la tenacidad (quebrantabilidad) de la mena; K_{gr} , la corrección que toma en consideración el grosor de la alimentación y K_{hum} , la corrección respecto de la humedad. La tabla 3.17 muestra los diferentes factores de corrección que se deben aplicar a la información básica del catálogo.

Tabla (3.17) Coeficientes de corrección para las condiciones de fragmentación.

Categoría de tenacidad	Mena											
	No tenaces		De tenacidad media					Tenaces			Muy tenaces	
Coeficiente de tenacidad por la escala de M.M. Protodíákonov	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	
Coeficiente que toma en consideración la tenacidad de la mena k_{ten}	1.20	1.15	1.10	1.05	1.00	0.95	0.90	0.85	0.80	0.75	0.70	
Razón entre el grosor nominal de la mena y la anchura de la boca de entrada d_p/B		0.30		0.40		0.50		0.60		0.70	0.85	
Coeficiente que tiene en cuenta el grosor de la mena k_{gr}		1.50		1.40		1.30		1.20		1.10	1.00	
Humedad w ; %	4	5		6		7		8		9	10	
Coeficiente que tiene en cuenta la humedad, k_{hum}	1	1		0.95		0.90		0.85		0.80	0.75	

Tabla (3.18) Relación entre tamaños de la boca de entrada, dimensión del sobretamaño, potencia, RPM y producción.

Capacidades de molienda de un triturador de mandíbulas; Potencia; R.P.M.												
Abertura de la garganta	Toneladas cortas (2000 lbs) por hora que pasan por el triturador de mandíbulas con las aberturas en la parte inferior (molienda) establecidas										H.P.	R.P.M.
	2"	2½"	3"	3½"	4"	5"	6"	7"	8"	9"		
27" x 42"			100	125	175	200	225	250	275	300	40 - 60	325 - 350
			125	150	200	225	250	275	300	325		
30" x 42"				150	175	200	225	250	275		60 - 75	300 - 325
				175	200	225	250	275	300			
16" x 48"	120	140	160	180	200	250	300				100	275
	140	160	180	200	300	350	400					

En la práctica, solamente se deberán introducir factores de corrección, si la mena a triturarse se distingue considerablemente de la mena media con densidad de 1.6 ton/m^3 .

Los fabricantes suministran quebradoras de quijadas y de conos con capacidad suficiente para triturar menas con resistencia a la compresión de 2500 kg/cm^2 . El rendimiento de una quebradora siempre estará en relación a la capacidad de paso de la boca de salida.

La elección del tipo de quebradora se determina principalmente, por la corrección entre el tamaño de los mayores trozos en la alimentación y el rendimiento requerido. La tabla 3.18 muestra las relaciones entre tamaños de la boca de entrada, dimensión del sobretamaño, potencia, rpm y producción de diferentes quebradoras de quijadas.

El rendimiento de una quebradora de conos es de 2.5 a 3 veces mayor que una de quijadas con las mismas dimensiones en la boca de entrada. Cuando la mena es de gran tamaño y se dispone de poco rendimiento es muy probable que la quebradora de conos no pueda ser cargada suficientemente para su rendimiento óptimo. En este caso, es preferible una quebradora de quijadas. Y viceversa, siendo grande el rendimiento y relativamente pequeño el grosor de la mena, es más conveniente la instalación de una quebradora de conos.

Además del rendimiento y el grosor de los trozos mayores, al elegir el tipo de quebradoras, hay que tomar en consideración, que la estructura de las quebradoras de mandíbulas es más sencilla, éstas ocupan menos sitio en cuanto a la altura, tienen menor tendencia al atascamiento al fragmentar menas húmedas y arcillosas, están mejor capacitadas para quebrar menas viscosas que requieren mayor amplitud de oscilación de las quijadas. Pero estas quebradoras exigen alimentación más uniforme, por lo que requieren la instalación de alimentadores. Se adaptan peor a la fragmentación de material en placas, sus partes cambiables se desgastan con mayor rapidez que las de las quebradoras de conos.

Por esta razón, si la comparación tecnoeconómica no ofrece claras ventajas de las quebradoras de quijadas, deberán instalarse quebradoras de conos.

El rendimiento de las quebradoras, circuito abierto (IIA) y circuito cerrado (III) para menas de dureza media se elige en la tabla 3.19.

Para las dimensiones intermedias de la boca de salida el rendimiento se halla por interpolación.

Tabla 3.19 Rendimiento de las quebradoras para medios y finos, al trabajar en ciclo abierto

Quebradoras de conos para medios		Quebradoras de conos para finos	
Límites de regulación de la boca en mm	Rendimientos en metros cúbicos por hora	Límites de regulación de la boca en mm	Rendimientos en metros cúbicos por hora
12-35	19-35		
15-40	30-35		
20-50	77-115	5-15	45-130
10-25	42-95	3-12	27-90
25-60	170-320	9-20	90-130
15-30	100-190	10-20	180-260
30-60	360-610	6-20*	320
50-80*	275-700		
* Estas cantidades son aproximadas, dependiendo del fabricante del equipo			

Es importante tomar en cuenta que las tablas ofrecen datos de proceso cuando las quebradoras están trabajando con un flujo constante en la boca de entrada. El material está limpio, seco y con una densidad de mena promedio de 1.6 ton/m^3 . Para un rendimiento óptimo, la quebradora deberá ser escogida con un 15% a 20% arriba del sobretamaño. Esto significa, que si el sobretamaño es de 6", la quebradora deberá ser escogida sobre un valor de $6/0.80$ ó $6/0.85$. El valor de entrada de los sobretamaños, para el cálculo de la quebradora, es por lo tanto 7.03 a 7.5 ". Algunos factores que podrán influir en las capacidades de las tablas son: volumen de alimentación, contenido de humedad de la mena, grado de congelamiento, densidad y toma ó método de alimentación.

Fragmentación de minerales blandos y frágiles. Para la fragmentación gruesa, media y fina se utilizan quebradoras de uno y dos cilindros dentados o estriados, quebradoras de martillos, de rotor y desintegradores.

Las quebradoras de dos cilindros dentados están destinadas a la fragmentación gruesa y media con coeficiente de tenacidad $f < 4 - 6$ según M. M. Protodíákonov.

Las quebradoras de martillos y los desintegradores proporcionan mayor fragmentación excesiva que las quebradoras de cilindros dentados, por lo que no deben ser instaladas cuando ha de ser obtenido material en trozos y suficientemente grueso. Por regla, las quebradoras de martillos y los desintegradores se emplean para el triturado fino. A causa de la debilidad de su estructura, los desintegradores pueden ser instalados sólo para la fragmentación de los minerales más blandos y frágiles.

Las quebradoras de martillos y de rotor se distinguen por tener sencilla estructura, pequeña masa, bajo costo por unidad de rendimiento y pequeño consumo de energía. Estas máquinas han obtenido en los últimos años extensa aplicación para fragmentar minerales blandos y de dureza media, tales como el carbón de piedra, el coque, la cal, las menas de metales ligeros, ferrosos, no ferrosos, raros y nobles, sales potásicas, menas de asbesto, de barita y fluorita y materiales para la construcción.

El grosor de los trozos en la alimentación de las quebradoras de martillo y de rotor único puede alcanzar hasta 400 - 500 mm de diámetro, para los birrotores, hasta 1000 mm de diámetro.

Estas últimas están menos predispuestas al atascamiento y, por regla general, se utilizan para fragmentar materiales más húmedos y adhesivos, así como cuando en la alimentación hay grandes trozos.

Con el fin de calcular las quebradoras de martillos, se propone hacer uso del método de Bond.

El rendimiento de las quebradoras de martillos se calcula por dos métodos: uno considerándolas como maquinaria de fragmentación y el otro como aparato de transporte. El primer rendimiento se define por la fórmula:

$$Q_1 = \frac{3.16Nn\sqrt{Dd}}{W_i(\sqrt{D} - \sqrt{d})}$$

donde N es la potencia del motor instalado, kw; n, la razón entre la potencia consumida y la potencia instalada ($n = 0,8 \dots 0,95$); D y d, los grosores (mm de diámetro) del material bruto y de los productos fragmentados, que se determinan como la longitud de los lados de los orificios de forma cuadrada por los que pasa el 80% del producto; W_i , el índice de trabajo, es decir, el consumo de energía para quebrar y triturar el mineral; $kw \cdot h/t$.

El índice de trabajo W_i (kW-h/t) toma los siguientes valores para algunos minerales:

caliza	6-18	promedio	12
granito	9-25	fdem	17
diabasa	11-27	fdem	12
cuarcita	6-23	fdem	17
basalto	12-40	fdem	25

Los minerales muy blandos tienen índice de trabajo de 9 y los muy tenaces, más de 26.

El rendimiento volumétrico (m^3/h) de las quebradoras de martillos se puede hallar en los catálogos o bien con ayuda de las siguientes fórmulas empíricas

$$\text{para: } D_{\text{rot}} > L_{\text{rot}} \quad Q = 0.1 (D_{\text{rot}})^2 L_{\text{rot}} n$$

$$\text{para: } D_{\text{rot}} < L_{\text{rot}} \quad Q = 0.1 (D_{\text{rot}})^2 (L_{\text{rot}})^2 n$$

donde D_{rot} es el diámetro del rotor, m; L_{rot} , la longitud del rotor, m; n , la frecuencia de rotación, r.p.m.

3.3.4. Elección y cálculo de la maquinaria para el cribado.

3.3.4.1. Cribas Vibratorias

La razón básica de la existencia de una criba vibratoria, es lograr la separación granular de un producto en diferentes tamaños. Para lograr este efecto de separación, hay que darle a los diferentes tamaños de partículas las máximas oportunidades posibles para que pasen a través de un medio filtrante. Partículas adheridas unas a otras deberán ser desmoronadas y las finas deberán ser aceleradas a través del medio filtrante, para su rápida separación.

La mejor forma de lograr esto, es moviendo (vibrando) la malla debajo del producto cuantas veces sea posible para darle la oportunidad de ser separado el máximo número de veces.

3.3.4.1.1 Cribas Vibratorias de un eje con doble balero de vibración circular.

Una de las primeras máquinas diseñadas y de las más simples fue la de doble balero de vibración circular. Estas máquinas dependen de la gravedad para lograr hacer caminar el material sobre la superficie de cribado, por ello, están inclinadas entre 15 y 30 grados de la horizontal para las separaciones secas y un poco menos en caso de separaciones húmedas. La superficie de cribado generalmente esta apretada fuertemente contra un marco, el cual a su vez esta anclado contra las placas laterales del vibrador, a través de un riel de tensión para lograr una superficie altamente tensa. Al centro de la superficie de cribado se encuentra un eje soportado con las placas laterales del vibrador por dos baleros. Una polea es montada a uno de los costados del eje y movida por un motor, usualmente con una banda en "V".

La superficie de cribado montada sobre el marco es sostenida por cuatro resortes, uno en cada esquina, permitiendo que se mueva libremente en forma de un círculo vertical. Es por ello, que muchas veces se ha referido a esta criba como una "de libre flotación". Al marco se le hace vibrar añadiendo pesos iguales excéntricos a los dos costados del eje (a menudo llamados pesos encontrados). Cuando el eje con sus pesos encontrados empieza a rotar, logra mover al marco a la dirección opuesta a los pesos. Como la dirección está cambiando constantemente a través de un giro de 360 grados, el efecto sobre el marco es un golpeteo o vibración circular. La magnitud de la vibración puede ser cambiada incrementando o disminuyendo la cantidad del contrapeso.

Los contrapesos usualmente son adheridos al eje en forma excéntrica a la línea central de los baleros. También se utilizan placas sujetas a la flecha o una combinación de los dos sistemas.

El vibrador de dos baleros es una máquina muy versátil. Se le puede variar en la magnitud de su vibración, de su velocidad, de su inclinación y a la vez la dirección de la rotación puede ser usada para dar la mejor combinación para obtener una granulometría ideal del producto. Es característica principal de este tipo de máquinas el vibrar libremente durante el periodo de arranque y paro de la máquina. En esos momentos la frecuencia de vibración iguala a la frecuencia natural de los resortes y el sistema entra en resonancia.

3.3.4.1.2 Tipos de vibradores con poleas desbalanceadas

1) La mayoría de los vibradores son similares a los descritos con anterioridad, esto es, con un eje desbalanceado al centro de la máquina.

2) Vibradores con los ejes fuera de centro dan una vibración específica en ciertos puntos de la máquina, lo cual puede dar ciertas ventajas de cribado para productos específicos.

3) Existen unidades con dos sistemas vibratorios montados en los lados opuestos del equipo vibratorio. Este sistema de vibración da como resultado dos ondas que se encontrarán exactamente al centro de la distancia de los dos ejes, por lo que se obtienen tres frecuencias de

vibración. Este sistema es muy eficiente tomando en cuenta que el material a separarse será cribado rápidamente, pero por el contrario, el costo de operación es mucho mayor.

4) Algunos fabricantes han incorporado al motor contrapesos y añadido éste directamente al marco, con lo cual se logra una vibración eficiente. Múltiples motores vibratorios colocados al final del marco darán al igual que en el caso anterior diferentes frecuencias de vibración. El uso de este tipo de equipos no es muy usual en el mercado.

3.3.4.1.3 Vibradores inclinados de cuatro baleros de frecuencia positiva de vibración circular

Otro tipo de máquinas son las inclinadas de cuatro baleros de frecuencia positiva de vibración circular. El marco vibratorio de cuatro baleros es similar al usado en las máquinas de dos baleros con una polea desbalanceada. Sin embargo el eje es maquinado excéntricamente y montado en los laterales de la criba. Los ejes están soportados por dos baleros adicionales montados por la parte exterior en una base estacionaria. La transmisión de potencia es instalada sobre uno de los ejes junto a uno de los baleros exteriores.

Como los dos baleros están montados sobre el marco y en dos diferentes planos, la rotación del eje causa que el marco se mueva circularmente con respecto a los baleros exteriores. Este movimiento se podría comparar al movimiento de un cigüeñal.

Para poder tener control sobre la vibración, un contrapeso es instalado entre los baleros exteriores sobre la línea de centros de la flecha. Este contrapeso no actúa como en el sistema de cribado de dos baleros, sino que es utilizado para contrarrestar el peso y la fuerza centrífuga del marco vibratorio montado sobre el eje interior. Este contrapeso se utiliza también para reducir la vibración.

El contrapeso es colocado a 180 grados de la dirección de la frecuencia de vibración sobre el marco en todo momento.

Este sistema de vibración, usualmente llamado vibrador de cuatro baleros arranca y para suavemente.

El comportamiento de este equipo vibratorio puede ser variado cambiando:

- 1) La velocidad
- 2) El sentido de la rotación del motor
- 3) La inclinación de la criba

La amplitud de la vibración puede ser cambiada modificando la excentricidad de la flecha, ya que ésta es la fuente de la vibración.

3.3.4.1.4 Vibradores horizontales de dos ejes.

Los vibradores horizontales de dos ejes se han vuelto sumamente populares para muchas operaciones de cribado. La diferencia principal de este tipo de vibrador con respecto a otros, es que producen una vibración lineal, en vez de circular. Esta vibración lineal se obtiene precisamente desbalanceando sus dos ejes con masas a 180 grados. En este caso, la gravedad de la tierra ya no influye en la transportación del material sobre la criba, ya que ésta se mueve linealmente. Hay que recordar que las cribas horizontales no cuentan con un ángulo de inclinación en la instalación. Los sobretamaños son lanzados fuera del área de cribado por medio del movimiento lineal.

El cribado horizontal consiste principalmente de dos ejes desbalanceados cada uno a 180 grados y montados en la parte superior del vibrador a un ángulo de 45 grados con respecto a la horizontal. Los ejes trabajan con los contrapesos en direcciones opuestas, lo que hace que exista una vibración de doble intensidad cuando se encuentran en línea y se cancelan cuando están opuestos.

Como los contrapesos cancelan mutuamente su desbalanceo en todos los puntos de rotación de las flechas, menos en dos, esto resulta en un movimiento lineal de la masa de la criba.

Existen varios tipos de vibradores horizontales:

1) Vibradores horizontales con transmisión de potencia por medio de engranes. Esta es la mejor forma de controlar precisamente la posición de las masas desbalanceadas de las flechas.

2) Vibradores horizontales con transmisión de potencia por medio de cadenas. En lugar de utilizar engranes, algunos fabricantes se han decidido a utilizar cadenas con catarinas para controlar el movimiento de las flechas. Existen algunas unidades que tienen tres flechas con la transmisión controlada a través de cadenas. Este tipo de vibrador, produce configuraciones de vibración muy variadas.

3) Vibradores horizontales con transmisión de potencia a través de motores separados. En este caso cada eje tiene un motor acoplado directamente a través de bandas.

Este tipo de vibrador lineal no es muy usual. Se utiliza cuando existen masas muy grandes que mover y si el vibrador tiene dimensiones muy grandes.

Para el cálculo de las cribas en las que se tamizan menas, carbón y materiales de la construcción fragmentados, se han propuesto diferentes fórmulas con sus respectivos coeficientes de corrección. La comparación de dichas fórmulas ha mostrado que éstas se basan en las mismas cargas específicas, mientras que la diferencia en los coeficientes de corrección para diversos materiales no está suficientemente fundamentado.

El rendimiento (ν/h) de las cribas vibratorias se puede definir aproximadamente por la fórmula

$$Q = Fq\delta klmnop$$

donde F es el área de trabajo de la malla, m^2 ; q, el rendimiento específico por $1 m^2$ de superficie del tamiz, m^3/h (tabla 3.20).

Tabla (3.20) Rendimiento medio por $1 m^2$ de superficie del tamiz en las cribas giratorias y vibratorias.

Abertura	Agujeros del tamiz en mm									
	0.5	0.8	1.0	2.0	3.0	6.0	10	13	16	20
Rendimiento medio, m^3/h	3.0	3.5	4.0	5.5	7.5	13	19	22	24.5	28
Abertura	25	30	40	50	60	70	80	100	150	200
Rendimiento medio, m^3/h	31	33.5	37	42	46	50	55	63	90	110
** Este rendimiento está calculado en base a diámetros standard de alambres y a un metro cuadrado de tamiz colocado en cribas vibratorias o giratorias.										

δ , la densidad de relleno del material, ν/m^3 ; k, l, m, n, o, p, coeficientes de corrección (tabla 3.21).

Con el fin de precisar el cálculo, se pueden agregar factores de corrección para el sentido de rotación del eje de accionamiento (es decir, en dirección de la inclinación de la criba o en sentido contrario):

cuando la dirección coincide con la inclinación de la criba ... K dir=1

cuando la dirección es inversa a la inclinación ... K dir=0,9

En la criba elegida se debe comprobar el grosor de la capa de material cribado. En el extremo de descarga de la criba se tolera una capa de material igual al tamaño de los orificios multiplicado por cuatro al cribar menas, pero no más de 100 mm.

Tabla (3.21) Coeficientes de corrección para la fórmula al calcular el rendimiento de cribas vibratorias.

Coefficiente	Condiciones de cribado que toma en consideración el coeficiente	Condiciones de cribado y valores numéricos de los coeficientes										
k	Influencia de los menudos	Contenido en el material inicial de granos de tamaño menor que la mitad del tamaño de los agujeros en el tamiz, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
		Valor de "k"	0.4	0.5	0.6	0.8	1.0	1.2	1.4	1.6	1.8	2.0
l	Influencia de los granos gruesos	Contenido en el material inicial de granos de tamaño mayor que el de los agujeros del tamiz, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
		Valor de "l"	0.94	.97	1.0	1.03	1.09	1.18	1.32	1.55	2.00	3.36
m	Eficacia del cribado	Eficacia del cribado en %	40	50	60	70	80	90	92	94		
		Valor de "m"	2.3	2.1	1.9	1.7	1.4	1.0	0.9	0.8		
n	Forma de los granos y material	Forma de los granos	Material fragmentado diverso (salvo carbón)					Redondos			Carbón	
		Valor de "n"	1.0					1.25			1.5	
o	Influencia de la humedad	Humedad del material	Para agujeros del tamiz menores a 25 mm				Para agujeros del tamiz mayores a 25 mm					
			Seco	Húmedo	Aterronado		En función de la humedad					
		Valor de "o"	1.0	0.8 - 0.9	0.2 a 0.6		0.9 a 1.0					
p	Procedimiento del cribado	Cribado en seco o en húmedo	Para agujeros del tamiz menores a 25 mm				Para agujeros del tamiz mayores a 25 mm					
			Seco		Húmedo con rociado		Cualquiera					
		Valor de "p"	1.0		1.25 a 1.40		1.0					

El grueso de la capa de rechazo en el extremo de descarga de la criba se calcula con la fórmula:

$$h = \frac{P}{(3.6S\delta Bvm)}$$

donde h es el espesor de la capa, mm; P, la masa del rechazo por una criba, t/h ; δ , la densidad de relleno del material, t/m^3 ; B, el ancho de trabajo de la criba (ancho nominal - 0,15 m), m; Vm, la velocidad de movimiento del material por la criba, m/s.

Para el cálculo se pueden adoptar las siguientes velocidades prácticas de movimiento del material por la criba:

Criba con oscilaciones circulares (frecuencia de las oscilaciones 750-900 RPM, diámetro de las oscilaciones $2r=8... 11$ mm, inclinación de la criba 20 grados, material seco <3% de humedad exterior) -0,5... 0,63 m/s;

Criba con oscilaciones lineales (frecuencia de las oscilaciones 850-900 por minuto), amplitud, igual a la carrera ida-vuelta doble (hasta 16 mm) -0,2... 0,23 m/s.

Tanto en las operaciones de cribado, como en las de desagüe, tiene importancia el ángulo de inclinación de la criba, que determina la velocidad de movimiento del material por el tamiz y el espesor del lecho en éste.

El ángulo óptimo de inclinación sólo puede ser hallado por vía experimental. Para que en la práctica exista la posibilidad de instalar la criba con la inclinación óptima (desconocida al elaborar el proyecto), durante la proyección de la maquinaria es preciso prever que la criba pueda instalarse bajo el ángulo máximo de inclinación.

Los tamices arqueados (curvilíneos) sirven para el cribado por vía húmeda y para el desagüe de material fino. En el cernido se puede extraer una clase más fina que 3,0-0,2 mm. La eficiencia del cribado según el grosor nominal en los tamices arqueados es, aproximadamente, la siguiente.

En los tamices con agujeros de	1 mm	90%
ídem	0,7-0,3 mm	70%
ídem	0,3 mm	35%

3.3.5. Elección y cálculo de la maquinaria de trituración (molienda).

Elección del tipo de molinos. Primeramente se tiene que resolver el problema de qué molinos van a ser empleados: con cuerpos trituradores de acero o bien de autotrituración. Este problema se resuelve con ayuda de la comparación tecnoeconómica de las variantes de los esquemas de molienda y trituración.

En las fábricas de preparación de minerales, los molinos con cuerpos trituradores de acero, se utilizan preponderadamente: los de barras, de bolas con descarga por el emparrillado (lámina perforada), y de bolas con descarga central.

Los molinos de barras proporcionan un rendimiento más elevado que los de bolas, cuando la trituración se efectúa hasta de 1-3 mm, pero no pueden funcionar con eficacia si se requiere obtener un producto más fino. Se utilizan con amplitud para la trituración gruesa (hasta 0,5-3 mm) de menas. En los demás casos se recomienda utilizar molinos de bolas o de barras.

Entre los molinos de bolas los más difundidos son los que se descargan por el emparrillado. Su rendimiento es mayor y despachan un producto triturado con menor contenido de lamas que los de descarga central. El rendimiento específico de los molinos con descarga por el emparrillado es del 10-15% mayor que el de los molinos con descarga central.

La insuficiencia de los molinos con descarga por el emparrillado consiste en la relativa complejidad de su estructura y, por esta causa, el costo más elevado por unidad de masa y por unidad de volumen útil.

Entre las insuficiencias de los molinos con descarga central figuran: menor rendimiento específico y mayor enlodado de los productos que se trituran. Estos molinos deben instalarse en aquellos casos en que la trituración excesiva del producto es conveniente para su cribado posterior.

En los últimos años se observa en la práctica la tendencia a utilizar los molinos con descarga central. A esto ha favorecido en alto grado la sustitución de los clasificadores espirales por hidrociclones. En la descarga de dichos molinos hay menor cantidad de las clases más finas que en la descarga de los molinos con emparrillado, por lo que se reduce el desgaste de las bombas e hidrociclones, instalados en ciclo cerrado con los molinos.

Al elegir el tipo y la dimensión de los molinos con medio triturador de acero, hay que tener en cuenta lo siguiente:

1. De acuerdo con el estándar en vigor está prevista la fabricación de molinos de barras y de bolas hasta 4 a 5 m de diámetro. En un futuro se planea la fabricación de molinos de mayores dimensiones.

2. La instalación de molinos de grandes dimensiones ofrece una notable economía en las inversiones básicas. Sin embargo no debemos esperar economía en el consumo de energía y acero. Como consecuencia de que aumenta el rendimiento por obrero para el servicio de los molinos, entre los renglones de gastos de explotación se reduce el correspondiente al salario. Los molinos de gran diámetro requieren paradas más frecuentes para cambiar el revestimiento, como consecuencia del elevado desgaste de éste.

3. Por experiencia, se ha establecido que el grosor óptimo de la alimentación de los molinos de bolas es de cerca de 10 mm de diámetro de mena. La mena de 10 mm de diámetro, se puede triturar hasta el grosor de flotación con una etapa en molinos de gran diámetro de 4-6 m con bolas de acero de 50-80 mm de diámetro.

La potencia que consume el molino y que caracteriza su rendimiento, depende del diámetro de las bolas. Si el diámetro de las mayores bolas en el molino es menor que 0,012...0,01 del diámetro de éste, la potencia que consumirá el mismo disminuirá con la correspondiente reducción del rendimiento. Cuando en el molino, las bolas son pequeñas, se forman muchas capas de aquellas y, en consecuencia del deslizamiento de una capa por otra, las capas interiores ya no perciben el momento torsional que transmite el accionamiento al tambor del molino o en la carga fragmentadora se crea un núcleo de bolas inmóviles que no trabajan en el molino. Por este motivo, en el molino de diámetro mayor que 5 m el rendimiento decrece en comparación con el que debería obtenerse, partiendo de la potencia calculada. Por otro lado, si a un molino de grandes dimensiones se cargan bolas grandes que no corresponden al grosor de la mena, se reducirá la eficiencia de la trituración. Partiendo de estas consideraciones, se manifiestan dudas respecto de la conveniencia del aumento del diámetro de los molinos de bolas a más de 5 m.

4. Si para alimentar el molino no existe la posibilidad de preparar la mena de un grosor cercano a 10 mm (mena arcillosa y húmeda, las quebradoras se atascan, las rejillas de las cribas se ensucian), hay que examinar la posibilidad de emplear la trituración en dos etapas en molinos de barras y de bolas.

En los molinos de barras, es racional suministrar material de un grosor menor que 20 mm, es decir, también obtenido en un ciclo cerrado de quebradoras de conos con cribas. El producto de los molinos de barras se alimenta a los molinos de bolas para su trituración, logrando así una secuencia.

Antes, por regla, para un molino de barras se instalaban dos molinos de bolas de las mismas dimensiones.

En la actualidad, debido a que aumentaron las dimensiones de los molinos de bolas, hay que elegir un molino de bolas cuya potencia consumida sea equivalente a la potencia doble del molino de barras.

3.3.5.1 Definición del rendimiento de los molinos.

La molienda óptima se logra por medio de pasos subsiguientes de trituración, que se nombran como: primaria, secundaria, terciaria, cuaternaria, etc.

En la molienda primaria usualmente se utilizan molinos de quijadas o giratorios. En la secundaria, terciaria, etc. se utilizan molinos de conos.

Para obtener productos mas finos se usan molinos de bolas o de barras.

Como ejemplo de molienda véase la tabla 3.22

Tabla 3.22 Rendimiento de Molinos

Etapa de molienda	Molino usual	Tamaño promedio de mena	Producto triturado
Primaria	giratorio, quijadas	hasta de 1524 mm.	152 a 305 mm.
Secundaria	conos	152 a 457 mm.	37 a 127 mm.
Terciaria	conos	19 a 152 mm.	5 a 25 mm.

Los molinos de bolas o de barras trituran el material obtenido de la molienda terciaria a tamaños de mena menores a 9.5 mm de diámetro.

Los factores principales que se deben tomar en cuenta para la selección del equipo de molienda, son los siguientes:

- 1.- Toneladas requeridas
- 2.- Tamaño máximo de la mena
- 3.- Tamaño del producto de la trituración deseado
- 4.- Método de alimentación.
- 5.- Característica de la mena
 - a) densidad
 - b) abrasión
 - c) resistencia a la compresión
 - d) contenido de arcilla.

La potencia del motor del molino está determinada por el índice de Bond para molinos. La fórmula básica está dada por:

$$W = \frac{11 W_i (\sqrt{F_{80}} - \sqrt{P_{80}})}{(\sqrt{F_{80} P_{80}})}$$

donde, W es la potencia requerida en K Wh/t; P_{80} es el tamaño del 80% del producto que pasa en micrones y F_{80} es el tamaño del 80% de la mena inicial a triturarse en micrones ó $2/3$ de la abertura de la boca de recepción del molino.

Para obtener la potencia total en K W, la potencia específica calculada deberá ser multiplicada por un factor de 0.75 para molienda primaria y 1.00 para molienda secundaria. Por lo tanto,

KW total= (capacidad del molino) * (W) * (factor).

Para obtener los índices de Bond (Wi) Ver tabla 3.23

Tabla 3.23 Índices de Bond para materiales (wi)

Material	Gravedad Específica	Índice de Bond	Material	Gravedad Específica	Índice de Bond
Andesita	2.84	22.13	Mineral de plomo	3.44	11.40
Barita	4.28	6.24	Mineral de plomo-zinc	3.37	11.30
Basalto	2.89	20.41	Piedra caliza	2.69	11.61
Bauxita	2.38	9.45	Piedra caliza para cemento	2.68	10.18
Escoria de cemento	3.15	13.49	Mineral de manganeso	3.74	12.46
Materia prima, cemento	2.67	10.57	Magnesita quemada	5.22	16.80
Mineral de cromo	4.06	9.60	Mica	2.89	134.50

Material	Gravedad Específica	Índice de Bond	Material	Gravedad Específica	Índice de Bond
Cal	2.23	7.10	Mineral de molibdeno	2.70	12.97
Cal calcinada	2.32	1.43	Mineral de níquel	3.32	11.88
Carbón	1.63	11.37	Arcilla de aceite	1.76	18.10
Coque	1.51	20.70	Fertilizante de fosfato	2.65	13.03
Coque, petróleo	1.78	73.80	Roca fosfórica	2.66	10.13
Mineral de cobre	3.02	13.13	Potasa	2.37	8.88
Coral	2.70	10.16	Sal de Potasa	2.18	8.23
Diorita	2.78	19.40	Pomez	1.96	11.93
Dolomita	2.82	11.31	Mineral de purita	3.48	8.90
Esmeril	3.48	58.18	Mineral de pyrrotita	4.04	9.58
Feldespató	2.59	11.67	Cuarzo	2.64	12.77
Ferrocromo	6.75	8.87	Cuarzita	2.71	12.18
Ferromanganeso	5.91	7.77	Mineral de rutilio	2.84	12.12
Ferrosilicón	4.91	12.83	Piedra de arena	2.68	11.53
Pedernal	2.65	26.16	Esquisto	2.58	16.40
Fluorspató	2.98	9.76	Sfílica	2.71	13.53
Gabbro	2.83	18.45	Arena sfílica	2.65	16.46
Galena	5.39	10.19	Carburo de silicio	2.73	26.17
Granate	3.30	12.37	Mineral de plata	2.72	17.30

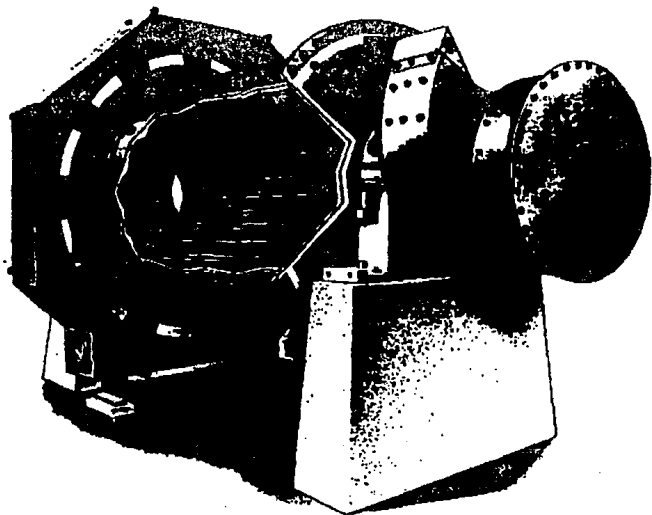
Material	Gravedad Específica	Indice de Bond	Material	Gravedad Específica	Indice de Bond
Vidrio	2.58	3.08	Toba	3.00	8.77
Gneiss	2.71	20.13	Escoria volcánica	2.93	15.76
Mineral de oro	2.86	14.83	Escoria de acero	2.39	12.16
Granito	2.68	14.39	Pizarra	2.48	13.83
Grafito	1.75	45.03	Silicato de sodio	2.10	13.00
Grava	2.70	25.17	Mineral de Spodumene	2.75	13.70
Roca de yeso	2.69	8.16	Sienita	2.73	14.90
Ilmenita	4.27	13.11	Baldosa	2.59	15.53
Mineral de fierro	3.96	15.44	Mineral de estaño	3.94	10.81
Hematita	3.76	12.68	Mineral de titanio	4.23	11.88
Hematita torsa	3.29	15.40	Roca pardusca	2.85	21.10
Oolita	3.32	11.33	Mineral de uranio	2.70	17.93
Limonita	2.53	8.45	Mineral de zinc	3.68	12.42
Magnetita	3.88	10.21	Anticorrosivo	3.23	18.87
Taconito	3.52	14.87	Promedio de todos los minerales analizados		13.81

Los molinos de barras, son aquellos molinos que rotan horizontalmente, están cargados de barras que al rotar muelen la mena entre si o aplastándola contra las paredes del molino. La figura 3.24 muestra un corte transversal de este tipo de molino.

Las barras tendrán la misma longitud que el tamaño del cilindro del molino.

Un molino de barras acepta cargas de mena de hasta 50 mm de diámetro y logra producir diámetros entre 3000 a 270 micrones. El 80% de la molienda se produce con la fricción entre las barras. El supuesto paralelismo entre las barras, produce una mena sumamente pareja y minimiza la producción de finos.

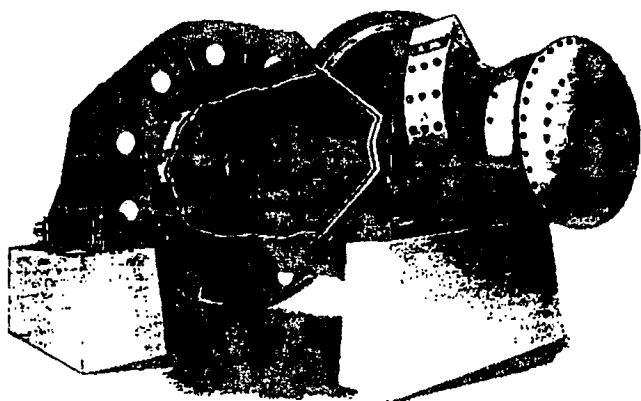
Figura. (3.24) Molino de barras.



Los molinos de bola son utilizados frecuentemente después del triturado que recibe la mena en un molino de barras. Produce principalmente finos desde 270 hasta 37 micrones a partir de una mena de 6400 a 2500 micrones. La molienda se obtiene haciendo rotar las bolas dentro del molino dando una acción de golpeteo a la mena. Los molinos de bolas varían enormemente en su relación diámetro / longitud, siendo ésta de menos de 1:1 hasta mayores de 2:1. No existen reglas específicas al respecto. Los molinos cortos tienen un tiempo de retención de la mena menor, por lo que el producto obtenido es grueso. Con molinos largos, el tiempo de retención es largo y por lo tanto el producto fino (hasta malla 400). La figura 3.25 muestra un molino de bolas.

El molino de bolas más grande del mundo, fue construido para el gobierno Ruso por una empresa Finlandesa. Este molino tiene un diámetro de 6.40 m y una longitud de 9.60 m. Requiere de un motor de 12,900 HP para obtener 24 RPM.

Figura (3.25) Molino de bolas.



Para calcular el consumo requerido para un molino de barras o de bolas, se deberá aplicar la siguiente fórmula:

$$W = \left(\frac{10W_i}{\sqrt{P_{80}}} \right) - \left(\frac{10W_i}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

Nuevamente W se obtendrá de la tabla 3.23; P_{80} es el tamaño en micrones del 80% de la mena que pasa la molienda; F_{80} es el tamaño en micrones del 80% de la mena que entra al molino; W es el consumo requerido por el molino en KWh/ton procesada.

Este cálculo se basa en molinos de barras o bolas con un diámetro interior de 2.40 m y la potencia requerida para mover el piñón central montado sobre el eje del molino.

Factores de corrección para esta fórmula podrán ser encontrados en los catálogos de los fabricantes.

3.3.5.2 Premisas fundamentales para elegir la capacidad de las tolvas y almacenes

En las plantas, las tolvas tienen diferentes aplicaciones. Las tolvas de recepción, sirven para descargar el material en bruto que se alimenta a ésta. Las tolvas acumuladoras (intermedias) se instalan en lugares individuales de la planta para compensar las diferencias entre los rendimientos reales y los calculados y asegurar la independencia de trabajo de un taller respecto a los otros, así como para dosificar la carga. Las tolvas de distribución sirven para distribuir de modo uniforme el producto entre varias máquinas del mismo tipo. Al aumentar en cierto grado su capacidad, estas tolvas pueden servir como acumuladoras, por ejemplo, antes de los molinos. Las tolvas de carga se construyen para la carga rápida de los productos de la concentración en vagones de ferrocarril o en otro tipo de recipientes de transporte, asegurando la independencia de la planta de preparación de mena respecto de los medios de transporte fuera de ella. Las tolvas de desagüe sirven para eliminar los productos de la concentración y, simultáneamente, para su carga.

La capacidad de las tolvas de recepción depende de la organización del envío del mineral a la planta, la organización del trabajo del taller de fragmentación y de las mayores dimensiones de los trozos en el mineral. Si dichas dimensiones superan los 400-500 mm, la construcción de tolvas de recepción con considerable capacidad provocará grandes inversiones básicas. Por esta causa, cuando la mena conste de grandes trozos, la tolva de recepción se construye de la mínima capacidad posible, y la estructura se determina por las dimensiones del vagón o del camión de volteo.

La práctica de elaboración de proyectos permite establecer las siguientes capacidades para las tolvas acumuladoras; durante el trabajo sincrónico de los talleres de fragmentación gruesa, media y fina, las tolvas acopladas en los edificios de los talleres de fragmentación media y fina no deben desempeñar el papel de acumuladoras y sólo pueden servir como tolvas de distribución. Antes de las plantas de fragmentación media y fina se construyen almacenes de la mena fragmentada en grueso; la capacidad de la tolva acumuladora en el taller de concentración se toma igual al rendimiento del taller en el transcurso de 36 horas. Cuando en los talleres de fragmentación media y fina hay tolvas acumuladoras, la capacidad de la tolva en el taller de concentración puede ser disminuida, pero a condición de que el número de días laborales en los talleres de fragmentación fina y de concentración sea el mismo.

Al elaborar el proyecto de las plantas de preparación de minerales, la capacidad de las tolvas acumuladoras se toma como la correspondiente a 19 horas de trabajo. Este dato ha salido de estudios y comparaciones efectuados en la práctica.

3.3.5.3 Capacidad de las tolvas de distribución.

La capacidad mínima de las tolvas de distribución queda definida por el rendimiento sumario de los aparatos que trabajan simultáneamente y que están conectados con la mena. Al cargar la tolva de distribución mediante un carro abatible o transportador reversible en movimiento

constante, la duración de un ciclo de carga de la tolva, será:

$$T = \frac{2L}{v}$$

donde T es la duración de un ciclo, h; L, la longitud de la tolva, m; v, la velocidad de desplazamiento del carro o el transportador reversivo, m/h.

3.3.5.4 Capacidad de las tolvas de carga.

Al despachar a los usuarios los productos de la producción en vagones de ferrocarril, la capacidad de las tolvas de carga y el frente de alimentación, deben asegurar el abastecimiento de los trenes en los plazos establecidos. Para las empresas de la industria, se adopta que el tiempo de carga de un tren no debe superar 2 horas.

Siendo normal el envío de los vagones de ferrocarril para la carga, la capacidad de las tolvas de carga se determina partiendo de la condición de que el producto que se expide por la planta de preparación de minerales puede ser cargado en los vagones sin dirigirlo al almacén. La capacidad necesaria de las tolvas de carga, teniendo en cuenta el coeficiente de irregularidad de alimentación de los productos a la tolva y la posibilidad de retraso en el envío de los vagones t horas, se determina por la fórmula:

$$G_{tol} = m(zG + tQ - T'Q),$$

donde G_{tol} es la capacidad de la tolva de carga; m, el coeficiente de irregularidad de alimentación del producto a la tolva, $m = 1,15$; z, el número de vagones en el tren; zG, la capacidad de carga de un vagón; t, el posible tiempo de retraso en el envío de los vagones, h; T', el tiempo en que carga un vagón; Q, el rendimiento de la planta según el producto acabado, t/h.

3.3.5.5 Capacidad de los almacenes.

En las plantas de preparación de minerales, se construyen almacenes con el fin de asegurar el trabajo ininterrumpido de la empresa al haber prolongados intervalos en la alimentación de la materia prima inicial o bien en la expedición de los productos de la concentración, así como para la medición de la materia prima y los concentrados.

Depositar mena, que llega desde la mina en grandes trozos, en el almacén no es cómodo a causa de la descarga dificultosa de éstos. Por esta razón, si la mina despacha la mena en trozos de grandes tamaños (mayores de 300 mm), por regla, antes de llegar al almacén, ésta se somete a fragmentación gruesa y, en ocasiones, media. Cuando la planta trabaja semanas laborales de 7 y 6 días, la reserva total de mena fragmentada en los almacenes y tolvas acumuladoras debe ser no menos que para 5 días del rendimiento del taller fundamental, mientras que con la semana

laboral de 5 días, no menos que para 3 días.

En las fábricas de preparación de minerales, los almacenes de concentrados se construyen en aquellos casos, en los que éstos deben ser enviados a grandes distancias. Si el concentrado se utiliza en una empresa situada junto a la fábrica de concentración, por regla, los almacenes de concentrados adjuntos a esta última no se organizan. En semejante caso, la reserva necesaria de concentrado se crea en las tolvas o en los almacenes de la propia empresa.

La capacidad de los almacenes se determina en función de la duración de los posibles intervalos en la alimentación del mineral a la planta de preparación y en el envío de los vagones o de otros medios de transporte para el despacho de los productos acabados. Se admite la construcción de almacenes para los concentrados de las fábricas de preparación de minerales con una capacidad máxima correspondiente al rendimiento de 5-15 días de la planta según los productos que se despachan, con ello, la cifra menor se refiere a las plantas de gran productividad y la mayor, para las de pequeña productividad. La reserva de contenedores cargados no debe ser menor que la masa del tren directo que parte de la planta o de los camiones que salen cada día de ella.

CAPITULO IV

INSTRUMENTACION Y MONTAJE

4.1 INSTALACION DEL EQUIPO

4.1.1 INTRODUCCION

Las plantas de agregados cuentan con la gran ventaja de que se instalan en el lugar en que se encuentra el banco, ofreciendo tal situación, la posibilidad de poder planear la ubicación y arreglo de la instalación.

Es de vital importancia, el planear la forma de explotación de la mena, así como las redes de almacenamiento y distribución del producto terminado, ya que el beneficio se refleja en una funcionalidad total, así como en una reducción del costos debido a la solución de cuellos de botella o situaciones de interferencia entre los procesos a realizar.

En la instalación de las plantas de agregados se utilizan dos formas para montar el equipo, teniendo por una parte las instalaciones estacionarias y por otra las móviles. Estas últimas, se encuentran montadas sobre remolques dotados de neumáticos, los cuales cuando se le ha destinado el lugar a ocupar dentro de la instalación, se les cimienta mediante el encubado del remolque, logrando así una cimentación sólida.

Para lograr la cimentación de un equipo móvil, se emplean planchas de madera tan gruesas como sea necesario, donde los remolques se deben de elevar de manera en que las ruedas del mismo no toquen el suelo.

Para el caso en que la instalación de la planta sea estacionaria, se recomienda analizar la composición del suelo en donde se van a cimentar los equipos, recomendando para tal efecto el uso de hormigón. Como referencia, es recomendable que el peso de la loza de cimentación sea el triple respecto al peso nominal de la maquinaria.

Cuando se produzca vibración excesiva en la cimentación del equipo, deberán de colocarse soportes de caucho debajo de las bridas de la estructura principal.

Es de gran importancia el que las operaciones en la planta se encuentren continuamente vigiladas y controladas, para así lograr un proceso óptimo. Mediante el uso de estaciones de vigilancia, o plataformas de operación, se pueden controlar tales aspectos, teniendo presente el que ésta cuente con un piso plano con pasamanos y una malla de alambre o de metal sólido que se extienda entre la plataforma y la parte superior del pasamanos para impedir que se caigan herramientas u otro tipo de objetos hacia las partes de circulación donde labora el personal.

Es importante que el operario o supervisor encargado de una plataforma, cuente con un control absoluto de dicha plataforma, incluso tener la posibilidad de cerrar con llave la misma, con el objeto de prevenir una puesta en marcha del equipo cuando a éste se le hagan trabajos de

corrección o mantenimiento y que por un error, otra persona pueda accionar el equipo, poniendo en riesgo la seguridad de quien efectúa tales tareas.

Este capítulo ha sido desarrollado con la finalidad de que se pueda entender mejor la instalación y montaje del equipo, para obtener la máxima eficiencia de éste.

Haciendo una buena distribución del lugar donde se piensa instalar el equipo, se podrá obtener un mejor aprovechamiento tanto del área a explotar como de la maquinaria seleccionada.

Dentro de la instalación que requiere el sistema de extracción encontramos dos clases de equipos que son; equipos fijos y equipos portátiles.

EQUIPOS FIJOS

Los equipos fijos son aquellos que carecen de sistemas para su transportación y tienen que ser instalados haciendo uso de los sistemas de cimentación acoplados a las bases del equipo previstas para su instalación.

Es importante mencionar, que cuando se piensa hacer movimientos del equipo, éste sufre por lo general daños muy graves en el transporte. Tomando en cuenta este concepto basado en la experiencia, podemos elegir entre instalar un equipo fijo o uno portátil.

EQUIPOS PORTATILES

Los equipos portátiles son utilizados cuando en la selección del equipo se piensa hacer movimientos de éste. Tienen la característica de tener llantas para ser transportados dentro de carretera. Son equipos muy versátiles pero no obstante, aunque se esté utilizando un equipo portátil se recomienda que se estudie muy bien cualquier tipo de movimiento, porque aún estos equipos sufren daños cuando se mueven al redistribuir las instalaciones. Igual que los equipos fijos, requieren de cimentación para trabajar, posiblemente no tan sofisticada como los anteriores por sus características de diseño, pero si es necesario hacer trabajos para apoyarlos firmemente.

Haciendo una buena instalación del equipo no sólo tendremos como resultado un proceso constante, sino que también se minimizarán los tiempos de paro por una instalación inadecuada, dando como resultado improvisaciones y decisiones erróneas después de poner en marcha el equipo. El equipo básico para la extracción consta de:

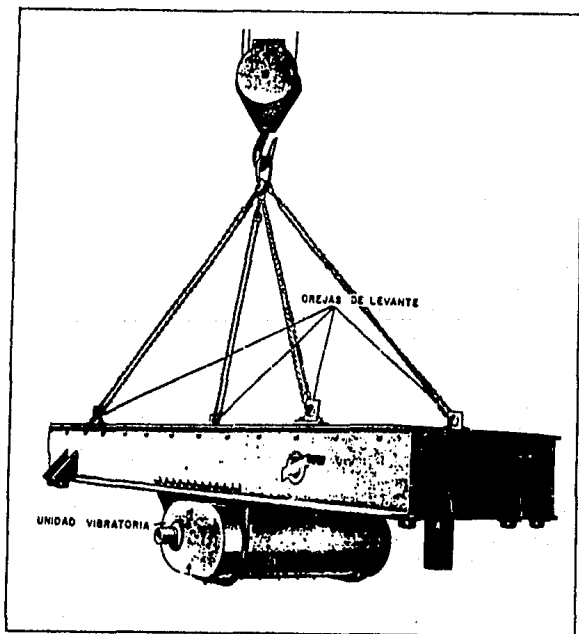
- Tolva de recepción y alimentador vibratorio
- Quebradora de quijadas
- Quebradora de conos
- Criba vibratoria
- Transportadores

4.1.2 TOLVA DE RECEPCION Y ALIMENTADOR VIBRATORIO

Los alimentadores deben de ser probados y cargados adecuada y cuidadosamente desde las instalaciones del fabricante o distribuidor. Antes de descargarlo es conveniente inspeccionarlo cuidadosamente en busca de daños o faltantes que pudieran haber ocurrido en su transporte.

Al descargar el equipo se debe tener cuidado al levantar y mover el alimentador para evitar distorsión o daños. Se deben proporcionar eslingas o cadenas adecuadas y colocarlos en los puntos de levante. Después de que el alimentador queda colocado en su posición adecuada, se pueden quitar las orejas de levante.

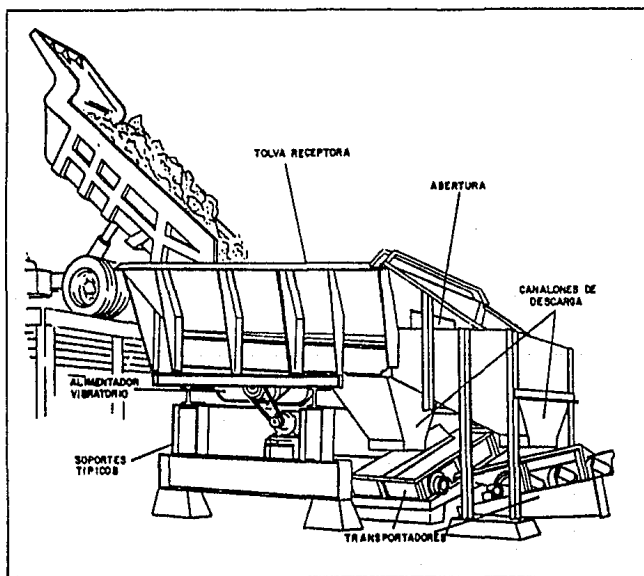
Figura 4.1 Método de levante del alimentador



Para nivelar el alimentador en el sentido transversal se pueden utilizar lanas debajo de los extremos de las bases de los resortes.

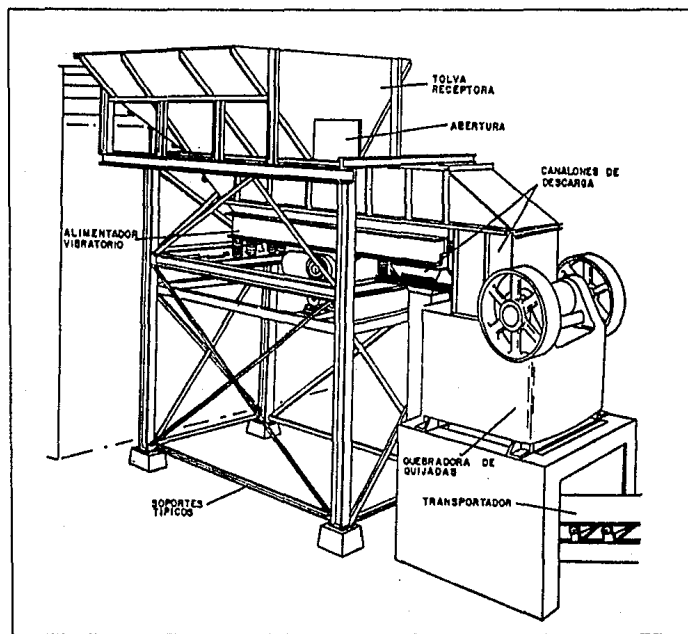
Si el alimentador se usa bajo una tolva para descarga de camión (fig. 4.2), siempre es recomendable tener un colchón de material en el alimentador para evitar que piedras grandes caigan directamente en el piso de alimentación, ocasionando un desgaste prematuro y excesivo.

Figura 4.2 Alimentador vibratorio montado bajo rampa para descarga de camión



Cuando el alimentador está montado bajo una tolva o una compuerta, hay que asegurarse que la abertura de descarga (fig. 4.3) es lo suficientemente grande para evitar que el material con sobretamaño se atore o bloquee el flujo de salida.

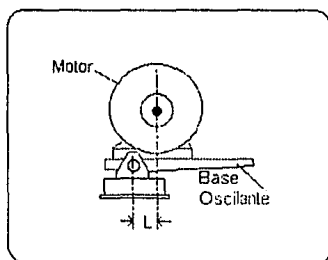
Figura 4.3 Alimentador vibratorio bajo tolva



Si el motor es suministrado por el fabricante, éste estará localizado adecuadamente en la base con pivoteo.

Si el motor se monta en el campo, se debe colocar de acuerdo con la figura 4.4 donde se muestran los puntos básicos a seguir:

Figura: 4.4 Instalación del motor



Donde la distancia "L" se calcula siguiendo la siguiente tabla:

Tabla 4.5

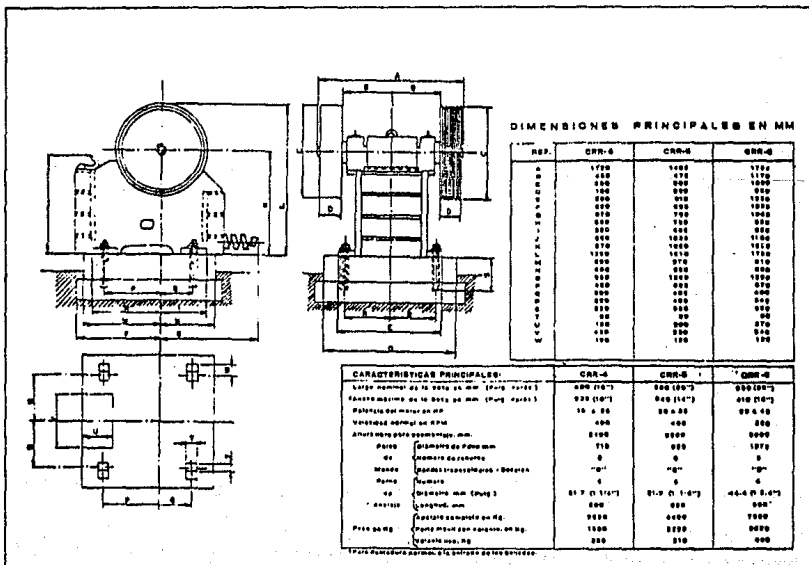
Bastidor	Diam. Polea	Motores Abiertos	Motores Cerrados
Nema N°		Dimensión "L"	Dimensión "L"
184	3" 76 mm	4 ¾" 121 mm	4" 102 mm
	5" 127 mm	1 ½" 38 mm	3.125" 79 mm
	7" 178 mm	1" 25 mm	3.125" 79 mm
203	3" 76 mm	2" 51 mm	3" 76 mm
	5" 127 mm	¾" 19 mm	3" 76 mm
		7" 178 mm	½" 13 mm
204	3" 76 mm	3 ¼" 83 mm	3" 76 mm
	5" 127 mm	1 ¼" 32 mm	3" 76 mm
	7" 178 mm	½" 13 mm	3" 76 mm

4.1.3 QUEBRADORA DE QUIJADAS

La quebradora de quijadas a diferencia de los demás equipos no está sujeta a vibraciones críticas, sino a movimientos excentricos para abrir y cerrar las paredes de la misma para poder triturar el material suministrado. No obstante, son máquinas muy robustas y deben por lo menos tener una cimentación adecuada.

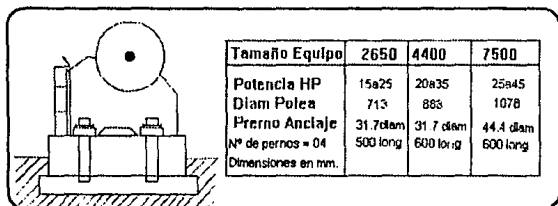
Para instalar un equipo pequeño o grande, es necesario hacer una revisión previa del manual de cimentación que es proporcionado por el fabricante para evitar pasar por alto cualquier aspecto técnico particular del equipo adquirido. En la siguiente figura se muestra un plano típico de instalación donde se encuentran la mayoría de los datos que se requieren para la instalación de quebradoras de varios tamaños:

Fig. 4.6 Datos de instalación



Por ejemplo, para instalar una quebradora de 2650, 4400, y 7500 toneladas es necesario hacer una obra de cimentación, la cual muestra algunos de los aspectos más importantes en la siguiente figura:

Figura: 4.7 Anclaje de quebradora de quijadas



Existen equipos aún más grandes que los anteriores, donde las instalaciones que se efectúan son grandes obras de ingeniería. Para tener una idea, en las quebradoras de quijadas de tamaños grandes con pesos que van desde 16,000 hasta 90,000 toneladas los pernos de anclaje dispuestos son: de 44.4 mmØ hasta 63.5 mmØ, con una longitud de 1200 hasta 1700 mm respectivamente, utilizando hasta ocho pernos en lugar de cuatro.

El tamaño de la losa de hormigón depende de las condiciones del suelo y varían dependiendo del peso del equipo seleccionado. Los pernos se sujetan en la parte superior con una arandela plana y dos tuercas hexagonales.

Otro factor que determina la firmeza de la instalación es la presión de apoyo del suelo. La presión de apoyo que puede permitirse sobre el suelo puede variar en una gran escala. Para quebradoras muy pesadas, se debe investigar la naturaleza del suelo subyacente por medio de perforaciones y pozos de prueba. Si el suelo está formado por arcilla mediana o blanda, es necesario analizar el asentamiento basado en pruebas de consolidación de muestras de tierra no alteradas.

Las máquinas cimentadas sobre lodo, aluvión o relleno artificial, siempre tendrán asentamientos y ninguna cimentación para estructuras fijas debe descansar sobre tal material sin tomar las medidas necesarias para el asentamiento resultante.

En la siguiente tabla se muestra una clasificación general de suelos y las presiones seguras que pueden aguantar.

Naturaleza del suelo	1,000 kg/m ²
Capa maciza de roca dura, como granito, roca volcánica, etc.	245 - 975
Esquisto macizo y rocas que requieren de explosivos p/ extracción	98 - 148
Tepetate, arena cementada y grava difícil de arrancar con pico	78 - 98
Roca blanda en capas desintegradas difícil de arrancar con pico	49 - 98
Grava y arena compactas, que deben de arrancar con pico	39 - 59
Arcilla dura, que se debe arrancar con pico	39 - 49
Grava, arena gruesa, en capas naturales gruesas	39 - 49
Arena suelta, media y gruesa, arena fina compacta	15 - 39
Arcilla media, consistente, pero que puede quitarse con pala	20 - 38
Arena fina suelta	10 - 20
Arcilla suave	10

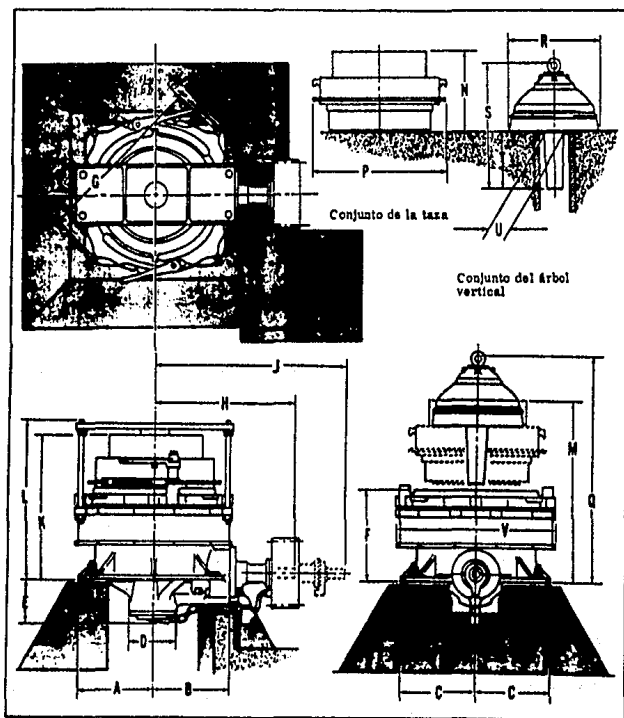
Figura: 4.8 Capacidad segura al aplastamiento

4.1.4 QUEBRADORA DE CONO

En la cimentación de una quebradora de cono, la cimentación debe ajustarse siempre que sea posible, al tamaño y tipo de construcción recomendados por el fabricante. Cuando las condiciones en el sitio de montaje sean tales que sea necesario apartarse de las especificaciones del fabricante, se deberá siempre de solicitar asesoría del mismo.

Una cimentación firme y bien nivelada, de las debidas dimensiones y duración, es como en todos los equipos anteriores, la parte de mayor importancia para lograr un buen funcionamiento de la quebradora.

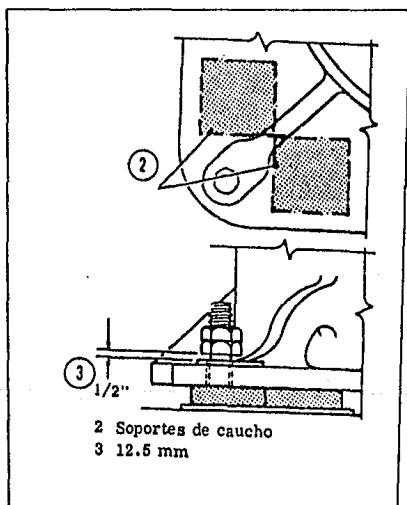
Figura: 4.9 Arreglo típico de cimentación de una quebradora de cono



Soportes de Caucho Contra la Vibración

Cuando se produzca vibración excesiva en la cimentación de la trituradora o en la estructura, deberán colocarse soportes de caucho debajo de la brida de la estructura principal, como se ve en la ilustración (fig. 4.10).

Figura 4.10 Soportes de caucho



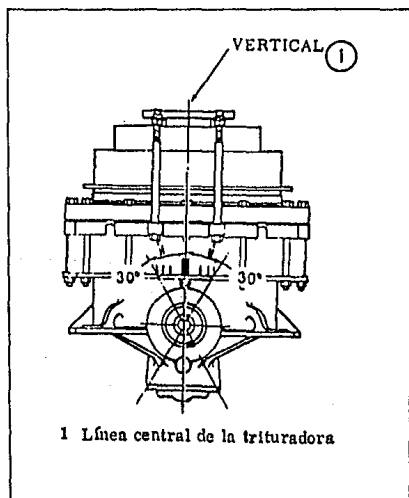
Haciendo referencia a la figura anterior, siempre que se instalen soportes de caucho es recomendable dejar un espacio de 10 a 13 mm en un lado, entre el perno de la cimentación y el agujero de la brida de la estructura principal. De igual manera se deja un espacio libre de 13 mm entre la tuerca y la parte superior de la brida.

La vibración puede producirse en los siguientes casos:

- Cuando la cimentación se apoye en un subsuelo deficiente
- Cuando se utilice una cantidad insuficiente de hormigón
- Cuando la trituradora se instale sobre una estructura de acero, como en las plantas móviles

Es fundamental tener en cuenta los siguientes cuidados; los soportes de caucho pueden utilizarse solamente con un accionamiento vertical. Es decir, la línea trazada desde el centro de la polea del motor al centro de la polea de la trituradora, no deberá desplazarse más de 30° de la línea central (línea de eje) de la trituradora. Esta estipulación es válida ya sea que la polea del motor sea instalada encima o debajo de la trituradora. Véase la ilustración, accionamiento vertical.

Figura 4.11 Accionamiento vertical



El material que se emplea en la fabricación de estos soportes de caucho se proyecta para

compensar ciertas características de soporte de la carga. Por lo tanto, no se emplean correas de caucho, capas de caucho, o materiales semejantes.

De la fábrica pueden obtenerse dibujos de ubicación y soportes para todos los tamaños de trituradoras, según sea el tamaño de la máquina, ya que el número requerido y la ubicación de los soportes varían y sólo el fabricante puede determinar con exactitud la posición de los mismos. Cuando se empleen estos soportes de caucho las tuberías de alimentación y drenaje de aceite lubricante deben ser de tipo flexible.

Dentro de la instalación se debe tomar en cuenta la disposición de la alimentación. El rendimiento máximo de la trituradora depende directamente de la disposición de la alimentación. La trituradora puede alcanzar su punto máximo de rendimiento sólo cuando el material para triturar es alimentado en cantidades adecuadas y distribuido uniformemente alrededor de la cavidad íntegra de trituración. Estudiando las características que debe tener la cimentación y las dimensiones de espejo de la trituradora, podrán tomarse ciertas precauciones con respecto al montaje del conjunto de alimentación. Su construcción debe permitir el desmontaje de este equipo para el mantenimiento de la trituradora. El sistema de alimentación, por lo tanto, debe ser planeado con mucho cuidado antes de su construcción definitiva.

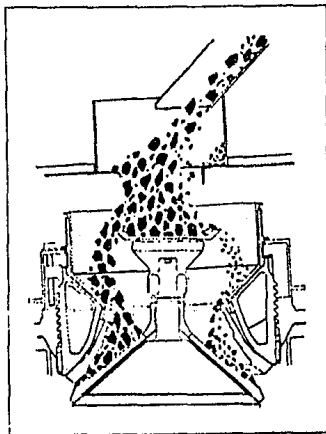
Un factor que determina una mala alimentación no sólo es el no contar con un flujo adecuado de material ocasionando que pase por un lado de la abertura, sino que la instalación de la alimentación nos genere el mismo efecto, produciendo una distribución desigual, con los resultados siguientes:

- 1. Capacidad reducida
- 2. Tamaño excesivo del producto
- 3. Acción excesiva de los resortes
- 4. Presiones máximas de contacto
- 5. Mayor consumo de energía

Para comprender mejor lo antes expuesto, se muestra a continuación una alimentación

incorrecta.

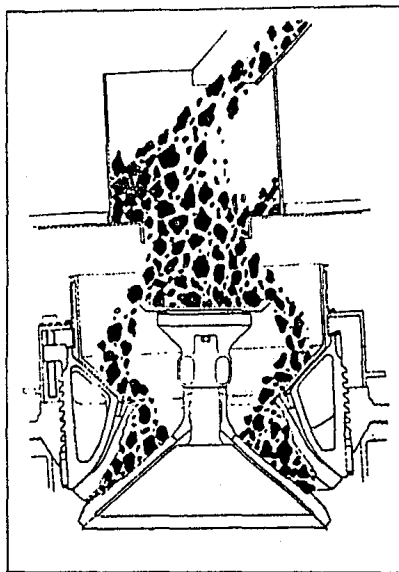
Figura 4.12 Instalación incorrecta en la alimentación



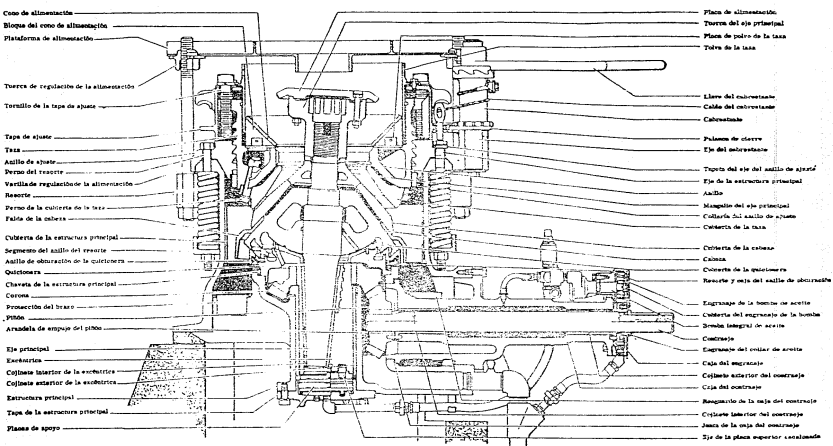
En la siguiente figura se muestra una alimentación correcta dando como resultado en este caso que el material caiga sobre la placa de alimentación misma. He aquí los resultados de una alimentación uniforme:

- 1. Capacidad máxima
- 2. Producto uniforme
- 3. Acción mínima de los resortes
- 4. Presiones menores de contacto
- 5. Consumo mínimo de energía

Figura 4.13 Alimentación correcta



Para poder visualizar una quebradora de cono, la siguiente ilustración (figura:4.14) muestra una disposición típica para las trituradoras estándar



DISPOSICION GENERAL DE LA TRITURADORA DE CABEZA CORTA DE 2 PIES
 (Obturacion normal — disposicion típica para las trituradoras standard de 2 pies)

Figura 4.14.

4.1.5 CRIBA VIBRATORIA

Las cribas deben de ser probadas completamente y embarcadas cuidadosa y adecuadamente en la planta del fabricante. Tan pronto como se reciba la criba, antes de descargarla, es recomendable inspeccionarla cuidadosamente para buscar alguna pieza suelta o daño que pudo haber ocurrido durante el transporte. Si se detecta algún daño o pieza suelta, es muy importante reportarlo a un técnico calificado de la compañía que suministró el equipo. Cuando se descargue, se debe tener mucho cuidado al levantar y mover la criba a su posición, para evitar distorsión o daño. Se deben proporcionar eslingas o cadenas adecuadas y sujetarlas en los puntos de levante del bastidor como se muestra en la figura 4.15. Es muy importante consultar el peso de la misma.

Estructura de Soporte

El método estándar de soporte de este tipo de máquinas, es con la base montada sobre vigas de acero como se muestra en la figura 4.16. Si es necesario hay que poner laines bajo las esquinas de la base del bastidor para nivelar la criba a lo ancho. Luego, se atornilla la criba a la estructura de la base del motor provista con la criba, tiene por lo general su propio mecanismo de sujeción.

Figura: 4.15 Diagrama de levante

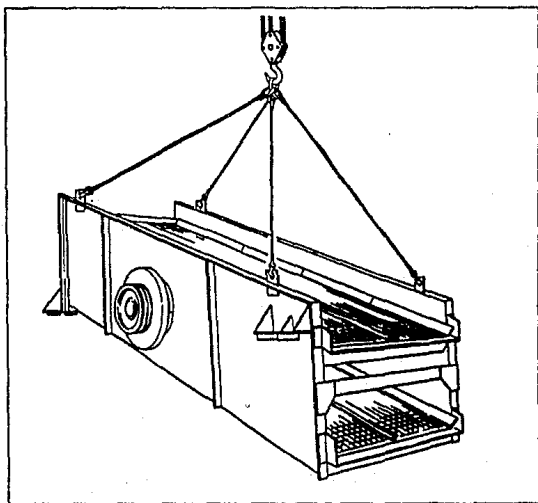
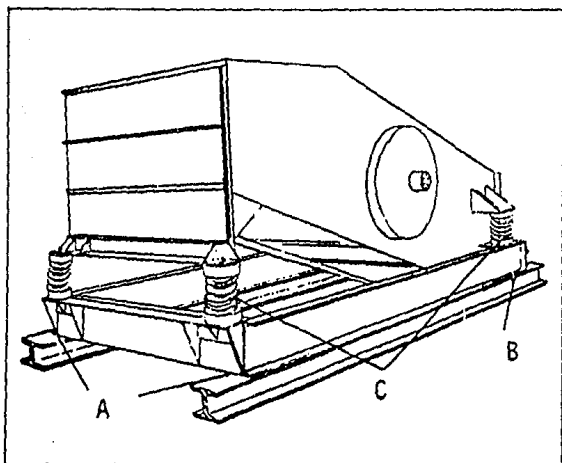


Figura 4.16. Método estándar parasoporte de criha



- A. Enlaine aquí para nivelar
- B. Enlaine aquí para nivelar
- C. Resortes de apoyo

Un método alternativo de montaje de la criba, es suspenderla de una estructura elevada, como se muestra en la figura 4.17. El motor debe ser montado en una estructura disponible independiente, de tal forma que la línea de centros de la polea impulsora no variará más de 0° a 15° abajo de la línea de centros horizontal. El motor debe ser instalado en una base tensora. Para compensar el jalón de la polea impulsora, debe instalarse un resorte de sostén en el lado impulsor en una de las dos posiciones mostradas. Después que la criba haya sido arrancada, es necesario ajustar los amortiguadores para eliminar vibraciones del cable.

Alimentación y Canalones

El agregado debe alimentarse uniformemente a través del lado superior de la criba, de tal forma que se obtenga la capacidad total de cribado. Cuando la criba se alimenta desde un transportador, elevador o canalón largo, se instala un deflector o tolva para romper la caída del material y proteger la malla de un desgaste inadecuado. Una distribución uniforme y una alimentación constante son esenciales para una alta capacidad y eficiencia en el cribado. Se debe de asegurar que los canalones o soportes no hagan contacto con el bastidor vibratorio o de lo contrario interferirán con su operación adecuada.

Las mallas pueden quitarse o instalarse del extremo que sea más conveniente. Sin embargo, los canalones de descarga deben ser fácilmente removibles si es necesario cambiar las mallas por el extremo inferior.

Instalación del Motor

Cuando se adquieren cribas sin motor, la placa de soporte y el ángulo de tensión deben ser barrenados y ranurados en el campo, para que correspondan a la base del motor a usar. El procedimiento es el siguiente (Ver figura 4.18).

- Coloque el motor sobre el soporte e instale las bandas. Con una regla alinee las bandas en las poleas y mueva el motor para dar una tensión a las bandas.
- En el soporte del motor marque los barrenos para que correspondan con la base. Quite el motor y barre las ranuras en el soporte paralelo de la criba, para proporcionar un movimiento adicional con el tensado de las bandas " V ".
- Coloque el ángulo tensor bajo el soporte y marque los barrenos para los tornillos de montaje del motor. Barrene estos agujeros en el ángulo de la tensión.

- Instale el motor con las bandas. Instale los tornillos de montaje y el ángulo tensor en su posición como se muestra, así como el tornillo tensor con las tuercas A y B.
- Tense el tornillo hasta que las bandas estén adecuadamente ajustadas. Asegure el tornillo tensor con la tuerca B y apriete los cuatro tornillos de montaje.

Figura 4.17. Método de suspensión para soporte de criba

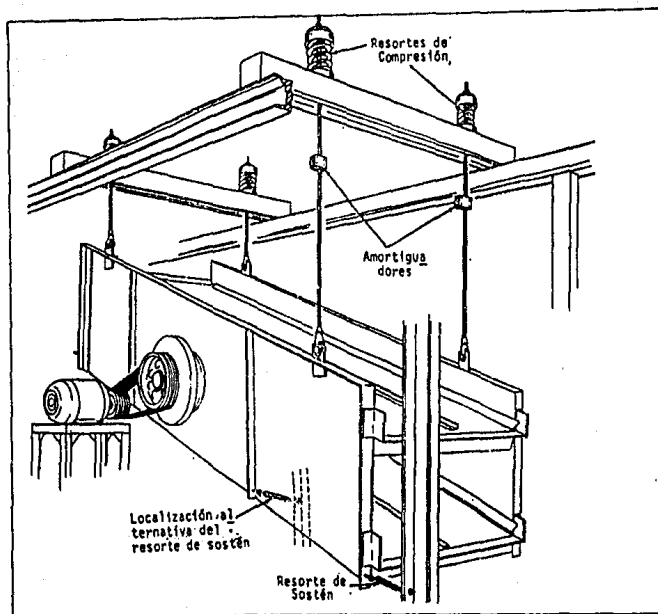
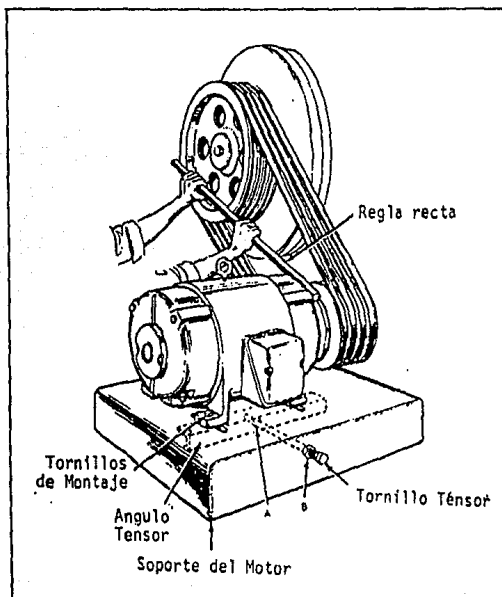


Figura 4.18. Instalación del motor



4.2 OPERACION Y MANTENIMIENTO.

INTRODUCCION.

El mantenimiento es aquella actividad que engloba los trabajos de reparación del equipo y de las herramientas después de que han padecido alguna descompostura así como el trabajo preventivo para minimizar roturas y lograr extender la vida útil del equipo y herramientas.

De esta forma, el mantenimiento es una actividad sumamente importante en empresas que emplean procesos que involucran equipos industriales. A medida que aumenta la mecanización y los avances tecnológicos, traen consigo una mayor complejidad en el equipo que se utiliza. El costo del mantenimiento tiende a aumentar en forma global y como parte proporcional del costo total.

La práctica contempla dos objetivos primordiales en lo referente al mantenimiento; por una parte se consideran los objetivos de funcionamiento, que se expresan en términos de minimizar interrupciones en las operaciones debido a desperfectos en los equipos, de mantener en condiciones el equipo para tener una calidad estandar en el proceso, así como prolongar la vida útil del mismo.

Por otra parte, los objetivos de costos hacen hincapie en el control de los costos de mantenimiento, ya sea como una cantidad constante por unidad de tiempo o como un porcentaje constante de producción o ventas. Sin embargo, ni al mantener constante el nivel de gasto ni al variarlos en proporción directa a la producción actual, se asegura un nivel estable de mantenimiento funcional, ya que también se ve afectado por factores tales como la antigüedad y el uso del equipo o la calidad y eficiencia del trabajo de mantenimiento efectuado.

4.2.1 PROGRAMACION PARA EL MANTENIMIENTO PREVENTIVO.

El propósito del mantenimiento preventivo, es el mantener al equipo en condiciones tales que se minimice la necesidad de efectuar reparaciones de emergencia y la paralización de la maquinaria. Comprende la lubricación, inspección, el ajuste y las reparaciones.

Al reducir la cantidad de tiempo dedicado a los trabajos de emergencia, el mantenimiento preventivo facilita la programación del trabajo de mantenimiento y ayuda a utilizar mejor al personal así como al equipo productivo.

Los programas de mantenimiento preventivo están diseñados para operar en forma automática, de manera tal que la inspección, las reparaciones menores, los ajustes y la lubricación puedan completarse en forma natural.

Los registros que generalmente se utilizan en los programas de mantenimiento preventivo son:

REGISTRO DE EQUIPO.

Contiene la información detallada relativa al equipo y proporciona un registro en blanco para incluir información adicional.

REGISTRO DE REPARACIONES.

Contiene registrada toda la mano de obra y materiales que se emplearon para efectuar un cambio o reparación en el equipo.

REGISTRO Y CALENDARIO DE INSPECCION.

Contiene un calendario predeterminado el cual cuenta con una lista de observaciones sobre todas las inspecciones anteriores.

Empleando los registros anteriormente descritos, se puede iniciar un programa esquemático y sencillo para la reducción de averías.

El único trabajo necesario para iniciar el plan es el catalogado y numeración de las partes de la instalación, determinación de frecuencias y decisión de fechas en las que se deben realizar los trabajos, a pesar de que inicialmente puede suponer cierta cantidad adicional de horas hombre invertidas para tal efecto.

4.2.2 CATALOGO DE PARTES BASICAS.

Antes de enunciar en lo general los equipos que integran la instalación de una planta de agregados es importante particularizar en el mantenimiento que es necesario proporcionar a las partes constitutivas de tales equipos, ya que debido a fallas en sus componentes pueden afectar la operación total de dicha maquinaria en el proceso.

Al referirnos a partes constitutivas, existen mecanismos y dispositivos que son comunes a la mayoría de estos equipos, siendo estos:

- * MOTORES
- * BALEROS ANTIFRICCIONANTES
- * TRANSMISORES DE POTENCIA

4.2.2.1 MOTORES.

En los procesos utilizados en la industria, la generación de energía cinética, es proporcionada por medio de motores, los cuales pueden ser de combustión interna y eléctricos.

La aplicación más común es la de los motores Eléctricos, ya que estos últimos ofrecen una gama más amplia de ventajas a comparación de los motores de combustión interna, mencionando entre ellas, el bajo mantenimiento, alta eficiencia, operación constante y la protección ambiental que ofrecen tales motores, entre otros

En los motores eléctricos los rodamientos y el aislante son las dos causas más comunes de falla que pueden eliminarse con un buen programa de mantenimiento.

RODAMIENTOS.

Los rodamientos, en los motores eléctricos, llegan a fallar a causa de una mala cimentación, desalineamientos, vibración, el polvo que se mezcla con la lubricación y frecuentemente el utilizar lubricantes equivocados. Todo esto además de soportar el trabajo real de partes que giran rápidamente.

Cuando la flecha se mueve dentro de un rodamiento de manguito, la flecha y el rodamiento están separados por una película de aceite, mientras que en los rodamientos de bolas, éstas mismas hacen la separación.

La mayoría de los rodamientos de bolas utilizados en los motores se lubrican con grasa, se recomienda seguir el consejo del fabricante del motor para la selección de la grasa apropiada. Generalmente se prefieren las grasas con base sódica debido a su punto de fusión más alto. Cuando un rodamiento de bola tenga algún problema, se podrá detectar con facilidad ya que este se sobrecalentará o producirá un ruido desacostumbrado, de igual forma si el sonido que emite el motor no es constante, es posible que alguna de las bolas del rodamiento esté rota o con muescas.

Para detectar si existe exceso de grasa en el rodamiento, hay que estar pendientes en la temperatura; si ésta sube más de lo que confortablemente permite el simple tacto soportar (aprox 40°C), se tiene exceso de grasa, ya que dicho calentamiento es debido al batimiento de la grasa.

AISLAMIENTO.

El aislamiento se encuentra alrededor de los alambres individuales, entre las barras del conmutador y las bobinas del motor. La primer regla para mantener un buen aislamiento es el mantenerlo limpio y seco.

El polvo no sólo contribuye a la descomposición del aislante, sino que tiende a aumentar la

temperatura del motor al impedir una ventilación adecuada.

La mejor forma de quitar el polvo es por medio de aire comprimido a una presión aproximada de 50 (psi), ya que una presión demasiado grande puede aflojar el encintado o lastimar el aislante por la acción abrasiva del polvo que casi siempre está cercano. En el supuesto que el aire comprimido no remueva toda la mugre, se pueden usar solventes tales como la nafta para limpieza o tetracloruro de carbono, teniendo especial precaución ya que los gases emanados por dichos solventes son de alta peligrosidad, siendo explosivos e inflamables.

4.2.2.2 BALEROS ANTIFRICCIONANTES.

El cojinete antifriccionante, es comúnmente conocido como balero. En dicho elemento, en vez de existir fricción de deslizamiento como en el caso de los cojinetes, se maneja la fricción de rodamiento. Esto se hace colocando simplemente bolas o rodillos entre las partes en movimiento y estacionarias del cojinete.

Los baleros cuentan con cuatro partes constitutivas básicamente, que son: anillo exterior, anillo interior, bolas o rodillos y la caja o retén.

Existe una amplia gama de rodillos en el mercado, pero nos avocaremos a los más comúnmente utilizados en los equipos para la obtención de agregados. La clasificación general de los baleros es: cónicos, cuadrados, de muñón, y de agujas. Cada uno se puede obtener en diseños adecuados para aplicaciones específicas.

Existen según la aplicación, baleros con gran capacidad para el empuje fuerte en una dirección, en ambas direcciones, cargas radiales, velocidad alta o moderada, así como los especiales; como lo son: los de doble pista, los autoalineables y sin pista interna.

Todos estos baleros, dado su diseño, reducen la fricción entre los metales, siempre y cuando se les mantenga limpios y bien lubricados.

En el mercado existen los baleros con sello de fieltro, mismos que retienen el lubricante y evitan que entre el polvo, siendo de esta forma los más recomendados dadas las condiciones de operación de las plantas de agregados que generan una alta cantidad de polvo.

4.2.2.3 TRANSMISORES DE POTENCIA.

La transmisión de potencia, en el sentido en que se describe la transferencia de potencia dentro de un mecanismo desde un eje o árbol hasta otro cercano, es un campo relativamente nuevo para la aplicación de las cadenas de eslabones soldados.

Las cadenas de rodillos y otras cadenas con eslabones de pasadores han tenido un amplio uso en este campo durante muchos años. No obstante, en estudios recientes se ha mostrado que las cadenas de eslabones soldados no pueden hacerse funcionar con velocidades mayores a 3000 ft/min.

Así, la transmisión de potencia por medio de cadenas ha sido enfocada básicamente a bajas velocidades y altas potencias, además, de que ofrecen una baja demanda de mantenimiento.

La transmisión de potencia a través de las bandas tipo "V", han comprobado ser las que dan rangos más amplios de aplicaciones dado al alto margen de velocidades a que se les puede someter (desde 1000 ft/min hasta 5000 ft/min).

En este tipo de transmisión se utilizan poleas ranuradas las cuales pueden contener dos o más bandas paralelas, siendo los tamaños de las bandas (medidos en la parte superior) más utilizadas en la industria, definidas como estándar las de: 1/2 Pulg. 21/32 Pulg. 7/8 Pulg. 1 1/4 Pulg. 1 1/2 Pulg. dimensiones que las hacen progresivamente mayores y más robustas respectivamente.

Dentro de las precauciones que se debe tener para lograr una operación libre de problemas y una vida más larga de las bandas, es mantener la tensión correcta en las mismas. Las bandas flojas se deslizan, produciendo el desgaste de la banda y de la polea. La acción de chasqueteo de las bandas sueltas agrega esfuerzos repentinos, que a menudo rompen la banda. Para verificar la tensión de la misma, presione con firmeza en el punto medio entre ejes, si existe la tensión adecuada, podrá bajar la banda una cantidad igual al grueso de la banda por cada cuatro pies de distancia entre centros.

El alineamiento de las poleas, es otro factor muy importante, ya que es motivo de esfuerzos no uniformes generando una degradación más rápida de la banda.

Por último, es de vital importancia, el evitar contacto con polvo, aceites y otros materiales extraños ya que producen picaduras y óxido. Se recomienda el instalar guardas contra polvos.

Para la sustitución de las bandas "V", se recomienda el usar un juego de bandas nuevas, hermanadas y siendo todas del mismo fabricante.

4.2.3 CATALOGO DE EQUIPOS.

En el proceso de obtención de agregados, los equipos básicos son:

- * ALIMENTADORES.
- * TOLVAS.
- * QUEBRADORAS O MOLINOS.
- * CRIBAS.
- * TRANSPORTADORES.
- * EQUIPOS PERIFERICOS.

4.2.3.1 ALIMENTADORES.

Existen básicamente dos tipos de alimentadores; los reciprocantes y los vibratorios.

Los últimos, comúnmente conocidos por el nombre de alimentadores "GRIZZLY", consisten en un ensamble de tablero vibratorio, unidad vibratoria, unidad motriz, resortes de montaje, bases de resortes y bandas tipo "V".

El alimentador "GRIZZLY" es uno de los más versátiles, ya que es utilizado para instalaciones de plantas portátiles o estacionarias, en las que los requerimientos de baja altura lo hacen ideal para lavado, escurrido, alimentación y precibado. Este alimentador, realiza una preclasificación de los materiales a abastecer, mediante unas barras de acero al manganeso que contiene, mismas en las que ajustando la separación entre ellas, se pueden clasificar sobretamaños desde la alimentación.

OPERACION.

El alimentador es impulsado por un motor eléctrico, a través de un sistema de bandas "V". Si se desea regular el caudal de material en la alimentación, se puede lograr variando la velocidad de el motor eléctrico, cuidando que la velocidad a que trabaja nunca sea menor de 500 RPM.

El alimentador puede ser instalado en una posición horizontal o inclinada, dependiendo de la capacidad a manejar. Puesto que el tablero vibratorio se mueve en una forma vertical sobre los resortes de soporte con variaciones en la carga, el motor debe estar montado en una base con pivoteo para mantener la tensión adecuada en las bandas impulsoras.

La unidad vibratoria como ya se mencionó, es la que transforma el movimiento giratorio en un movimiento oscilante, mediante dos flechas excéntricas, paralelas, con contrapesos y engranadas entre sí.

Las flechas excéntricas tienen cuatro rodamientos de rodillos autoalineables para trabajo pesado, mismos que, al igual que los engranes, se encuentran almacenados en un depósito completamente cerrado a prueba de polvo y humedad, el cual contiene al lubricante.

La intensidad y amplitud de vibración del bastidor se puede ajustar fácilmente en el lugar de trabajo, alterando la cantidad de contrapesos para aumentar o disminuir el tiro de la unidad. Esto se puede lograr quitando la placa de la cubierta y agregar o quitar contrapesos para obtener el efecto deseado. Sin embargo, para mantener el balance adecuado de la unidad y mantener un movimiento recíprocante, ambas flechas excéntricas deben contener la misma cantidad de contrapesos.

En lo que respecta a la operación de los alimentadores tipo "Grizzly" es conveniente, para el caso de que el alimentador se use bajo una tolva para descarga de camión, siempre se mantenga un colchón de material en el alimentador para evitar que piedras grandes caigan directamente en el piso de alimentación, mientras que en el caso de que el alimentador sea montado bajo una tolva o compuerta, la abertura de descarga debe ser lo suficientemente grande para evitar que el material grande se atore o bloquee el flujo de salida.

MANTENIMIENTO.

La operación satisfactoria de la unidad depende en gran medida de la selección y aplicación del lubricante adecuado.

Debido a que este equipo está sujeto a trabajo pesado, y debe operar bajo condiciones extremas hay que tener especial atención en asegurarse en utilizar el grado y tipo correcto de lubricante.

La mayoría de las fallas se pueden eliminar completamente siguiendo estas recomendaciones:

a) Al operar por primera vez el equipo, es conveniente después de 8 horas de funcionamiento, reemplazar el aceite, ya que es sometido a un periodo de asentamiento en el cual los engranes que se encuentran nuevos, se aparean existiendo una acción abrasiva al desgastarse superficies dispares que generan finos metálicos muy abrasivos, ocasionando un desgaste rápido a los dientes de los engranes.

b) Después de haber operado durante un periodo de 300 Hrs, se recomienda un cambio de aceite para unidades que operan bajo condiciones normales. Cuando las condiciones de operación sean sumamente polvosas o cuando se opera a temperaturas extremas, el aceite lubricante presenta la formación de sedimentos, al igual que al operar la unidad en presencia de humos de productos químicos, se recomienda el cambio del aceite lubricante más frecuentemente.

Para el cambio del aceite, es conveniente drenar los recipientes que alojan al lubricante sólo

después de que la unidad vibratoria haya alcanzado su temperatura normal de operación. El beneficio del drenado en caliente, radica en el hecho de que si se hiciera en frío, los materiales extraños suspendidos en la capa superficial del lubricante, se quedarían adheridos en la parte interior de las cubiertas, dado que, al hacer el drenado en frío, haría el flujo del lubricante más lento, debido a la mayor viscosidad del aceite.

Es de vital importancia una adecuada selección del aceite lubricante, ya que de esto depende directamente la vida de la unidad vibratoria; se recomienda el utilizar un aceite de tipo industrial (no automotriz), el cual sea capaz de trabajar en temperaturas continuas de 107°C. y que su punto de inflamación sea cercano a los 204°C. siendo posible ampliar las propiedades de dicho lubricante mediante el uso de aditivos con propiedades: antiespumantes, antioxidante, así como para el aumento de la capacidad de soportar altas presiones.

Aunque no puede ser posible el duplicar exactamente los requerimientos anteriores, la elección del aceite debe ser cercana a estas especificaciones. Acudiendo a los distribuidores de aceites lubricantes de prestigio, puede obtenerse un aceite que relacione tales necesidades y ofrecer un aceite adecuado para dichos requerimientos. (Ver tabla 4.19).

El nivel adecuado de aceite es también muy importante. Demasiado aceite ocasionará un sobrecalentamiento, mientras que un nivel bajo de aceite ocasionará la falla de los rodamientos o de los engranes. De ahí la gran importancia de checar los niveles de lubricante, de ser posible con una frecuencia semanal.

TABLA 4.19
LUBRICANTES
(ACEITES RECOMENDADOS)

DISTRIBUIDOR	4.4°C o Menos	4.4°C a 15.5°C	Mayor de 15.5°C
PEMEX		Engranes Com-puesto 3A	Engranes Com-puesto 4A
TEXACO	Multigear lubricant EP80	Meropa lubricant 2	Meropa lubricant 3
MOBIL OIL	Mobil Gear 626	Mobil Gear 629	Mobil Gear 632
ESSO	Espartan EP1	Espartan EP2	Espartan EP2
QUAKER STATE		Q.S.Compound oil Beta	Q.S.Compound oil Delta
PRIX	Lube Compound EP-50	Lube Compound EP-75	Lube Compound EP-1000
VEEDOL	Apreslube 72	Apreslube 78	Apreslube 86

(GRASAS RECOMENDADAS)

DISTRIBUIDOR	RECOMENDACION	OPCION
PEMEX	Litio EP # 2	Multilitio Moly # 2
VEEDOL	Acaplex EP-20	
MOBIL OIL	Lithrex EP # 2	Lithrex EP # 1
VALVOLINE	X-5 # 2	
TEXACO	Molytex 2-M	
ESSO	All Purpose # 2	Multipurpose
PRIX	Litio EP # 2	Litio EP # 2

4.2.3.2 TOLVAS.

Las tolvas se definen como un depósito a modo de embudo con forma de pirámide invertida en la cual se almacenan o acumulan materiales con el fin de obtener un abastecimiento uniforme y controlado.

OPERACION.

Las tolvas son muy útiles para el almacenamiento de agregados así como medio para el abastecimiento controlado de materiales, ofreciendo a su vez, un dosificador tanto para las quebradoras como para las cribas.

Mediante el uso de una tolva, es posible el orientar el punto de descarga y así, de esta forma el evitar puntos de mayor esfuerzo debido al constante impacto del material sobre una misma área.

MANTENIMIENTO.

En realidad las tolvas se les puede considerar libres de mantenimiento, siendo importante en la instalación el orientar al centro de la misma la descarga, para así, evitar un impacto de descarga concentrado en un mismo punto, y dentro de las recomendaciones para su uso, está la de dejar siempre una pequeña porción de material para lograr de esta forma el tener un "colchón" que recibe al material y amortiguar el impacto sobre la tolva.

Es recomendable el recubrir el interior de la tolva con polietileno líquido o con hule, logrando así evitar la corrosión y amortiguar el impacto de la carga sobre la tolva.

4.2.3.3 QUEBRADORAS.

Las quebradoras se pueden clasificar en base al tamaño del producto procesado en machacadoras y desintegradores o molinos. Las machacadoras se utilizan para triturar materias primas, ofreciendo esencialmente productos gruesos, mientras que los desintegradores o molinos, debido a que los materiales son sometidos a acciones mecánicas mucho más energéticas que el simple aplastamiento producen productos de menor grosor.

OPERACION.

Las quebradoras denominadas machacadoras, son maquinarias muy resistentes y potentes las cuales se clasifican en tres principales tipos:

- A)-*de mandíbulas
- B)-*de martillos
- C)-*de cono

Las quebradoras de mandíbulas, utilizadas en la fase primaria de la molienda, funcionan según el mismo principio de un cascanueces: las piedras son aplastadas entre dos mandíbulas de acero, una de ellas fija y la otra accionada con movimiento alternativo por un mecanismo de manubrio.

Las quebradoras de martillos, tienen un volante provisto en su periferia de varios mazos o martillos que, al girar aquel con gran rapidez, golpean las piedras quebrándolas.

Por último, en la quebradora giratoria o de conos, las piedras caen en una tolva dentro de la cual gira una corona cónica provista de dientes o ranuras. Dada la forma de los dos elementos, el mismo peso de las piedras las aplica entre la pared estriada de la tolva y la corona, existiendo cierta excentricidad entre ambas, así, la piedra empieza a caer más profundamente antes de ser apretada y triturada con mayor fuerza.

Por otra parte se tienen a las quebradoras del tipo desintegrador o molinos, los cuales, su característica principal la define el que operan por impacto y no por aplastamiento, teniendo como principales representantes de estos a:

- A)-*de martillos
- B)-*de bolas
- C)-*de barros
- D)-*de rodillos
- E)-*de cilindros acanalados
- F)-*de impacto vertical

Los desintegradores de martillos, consisten en un carter de hierro revestido interiormente de

placas dentadas y en el cual gira con gran rapidez un cilindro armado de martillos que, al golpear los minerales los fragmenta progresivamente por percusión.

En los desintegradores de bolas, el material se introduce en un tambor que contiene numerosas bolas de acero, las cuales son arrastradas por la pared interior del tambor, provisto de alveolos, en donde las bolas caen repetidamente sobre el mineral, fragmentandolo cada vez más finamente.

Los molinos de barotes desintegran los minerales por percusión contra varias series de barotes, mientras que en los desintegradores de rodillos, éstos se encuentran dispuestos verticalmente, oprimiendo contra el carter los materiales quebrándolos por la acción de la presión sobre el material.

Por último, los desintegradores de cilindros acanalados, operan girando estos en sentidos opuestos alimentando el material entre ellos, triturando así el material en un elemento más fino.

MANTENIMIENTO.

Las quebradoras más comúnmente utilizadas para la obtención de agregados, dada su alta eficiencia y bajo mantenimiento, son las de mandíbulas y las de conos.

La quebradora de mandíbulas es la favorita dentro de las quebradoras seleccionadas para la primera etapa de machaqueo, dada su sencilla forma de operación, bajo atascamiento y poca demanda de mantenimiento, mientras que la quebradora de conos, es utilizada en la mayoría de los casos para la segunda etapa de la molienda.

QUEBRADORA DE MANDIBULAS.

Las quebradoras de mandíbulas se encuentran construidas por un monobloque de placas de acero electrosoldadas, el cual es tratado en un horno relevador de esfuerzos, logrando así una estructura robusta y bastante dura.

Dentro de las partes constitutivas alojadas sobre tal monobloque se encuentran: la placa de desgaste o quijada fija, la quijada móvil, el dispositivo oscilante (flecha, volante, rodamientos) y las cuñas de ajuste. mediante las cuales se puede determinar la separación entre quijadas obteniendo por medio de ellas el tamaño deseado del producto.

Dado el alto esfuerzo a que están sometidos estos equipos, es de suma importancia el inspeccionar los recubrimientos antes de operar, ya que aún siendo fabricados en acero al manganeso son susceptibles al desgaste.

Se recomienda el estar pendiente en la alimentación de la quebradora, ya que en ocasiones, existen piedras que debido a su forma, más que su tamaño, se llegan a atorar, debiendo en tales casos, voltear dicha piedra con un gancho o barreta, teniendo muy presente el no golpear la piedra con alguna herramienta, ya que puede ocasionar que se rompa la misma, cayendo dentro de las mandíbulas y causando un daño grave a la quebradora.

Como en todas las maquinarias conducidas por un motor, es importante el verificar la tensión de las bandas transmisoras de potencia, garantizando así una operación libre de problemas y contratiempos.

En lo referente a la lubricación, deben de utilizarse aceites lubricantes que estén dentro de las especificaciones de la tabla (4.19), recomendándose el inspeccionar los baleros y niveles de aceite con una frecuencia no mayor a las 300 Hrs de operación, mientras que en partes como el núcleo de la biela y en las chumaceras del bastidor se recomienda engrasar cada semana cuando menos.

Dentro de las operaciones preventivas que deben hacerse a diario antes de operar la quebradora, es el engrasar directamente la articulación de la quijada móvil, así como el apretar toda aquella tuerca que esté en el recorrido que cubre la inspección visual.

QUEBRADORAS DE CONO.

Es la quebradora más completa y versátil de las que se ofrecen en el mercado aplicada a la obtención de agregados, ya que su rango de trituración es muy amplio, siendo sencillo el ajuste de los tamaños a triturar así como el abastecimiento de la materia prima.

A las quebradoras de cono, las constituyen: un cono exterior (taza), mismo que está conectado a la alimentación de la quebradora, un cono interior (cabeza), el cual tiene un movimiento circular sobre un eje excéntrico, triturando de esta forma, entre los conos al material de una forma uniforme y constante.

En las quebradoras de cono, se tiene la posibilidad de trabajar altas jornadas siendo muy importante el tener presente los siguientes pasos para una operación libre de problemas, contratiempos y lograr una vida más larga de los equipos.

Para la operación de la quebradora, es muy importante al igual que en todo equipo lubricado, antes de accionarse se verifique el nivel de aceite. Es recomendable se remplace éste cada 300 hrs de operación, revisando el colador del depósito de aceite en donde regularmente se pueden encontrar partículas metálicas. En el caso de existir muchas partículas metálicas en el colador, indica que la presión es excesiva en las caras de los cojinetes o que uno o más de ellos han fallado.

Es también importante el revisar periódicamente la tensión y estado de las bandas trapecoidales, de preferencia diario antes de accionar la quebradora.

Siempre que se vaya a dejar de operar el equipo, verificar que quede libre de material en su interior, mediante el funcionamiento en vacío (sin alimentar), el tiempo necesario para que no queden residuos y así obtener un paro de la máquina suave y moderado.

Debido a que la quebradora genera movimientos bruscos de vibración, es recomendable el revisar en un periodo no mayor de 300 Hrs de operación, la regulación de la trituradora, el desgaste del forro de la taza y la cabeza, así como la orientación de la alimentación a la quebradora, debiendo ser ésta, directa sobre la tapa de alimentación no sobre la tolva de la taza.

Recuerde que el polvo es el peor enemigo de todo mecanismo en el que hay piezas en movimiento y elementos que trabajan a niveles de temperatura diferentes a la ambiente. Sopletee el equipo regularmente, y en caso necesario auxiliarse con solventes.

4.2.3.4 CRIBAS.

Las cribas vibratorias, se clasifican en inclinadas y horizontales, siendo las inclinadas las más comúnmente utilizadas, debido a su menor costo, y fácil instalación.

La criba inclinada está constituida elementalmente por un bastidor, tres mallas como máximo, charolas, unidad vibratoria, unidad motriz, bandas tipo "V" y resortes helicoidales.

El bastidor está hecho de acero estructural y consta de soportes de ángulo soldados para sujetar la malla, placas laterales de acero reforzado y placas traseras para sujetar el lado de alimentación.

En la práctica son utilizados dos tipos de sujeción de las mallas, siendo los casos de mallas con "ceja" (por lo general metálicas) y "rectas" (que son de compuestos plásticos muy utilizadas en la primera fase del cribado), en las cuales la tensión de las mismas se logra mediante una placa sujeta por tornillos de alta resistencia, que al ser apretados con el torque necesario ofrecen una sujeción muy firme.

Las placas traseras son planas para así facilitar el retirarlas y efectuar rápidos cambios de malla.

Los soportes de la criba están hechos de elementos laterales de placa los cuales tienen soldados canales transversales o tubos de acero rectangular. Estos elementos transversales llevan barras longitudinales cubiertas con una moldura de hule o caucho sobre la que descansa la malla.

Las cribas más anchas tienen brazos diagonales en cada extremo de los soportes. Los soportes y las placas traseras están atornilladas a las placas laterales con tornillos "alta resistencia" que proporcionan una estructura rígida y muy fuerte.

El bastidor de la criba está soportado sobre una base de acero estructural con resortes helicoidales en cada esquina.

OPERACION.

En las cribas, la flecha de la unidad vibratoria puede operar en cualquier dirección.

Se puede manejar un mayor volumen de agregado cuando la flecha gira en dirección de avance, (respecto al flujo).

Invirtiendo la dirección de rotación (contra-flujo) se ocasiona un cribado más limpio, pero con una disminución en volumen. Generalmente, la diferencia es más notoria en cribas con aberturas más pequeñas, que en aquellas con aberturas más grandes.

En las cribas inclinadas, la pendiente estándar de la criba es de 19°. Esta pendiente puede variarse ligeramente. No se recomienda una variación de más de 2°, de otra forma, los resortes de apoyo no recibirían de manera uniforme la carga a soportar.

Para aumentar la pendiente de la criba, coloque lanas bajo la base en el extremo de alimentación, de igual forma, para disminuir el ángulo de pendiente, coloque las lanas bajo el extremo de descarga.

Como regla, las velocidades más altas se necesitan para el manejo de arena y grava, piedra triturada de perfiles irregulares, materiales pegajosos, y para cribas con aberturas pequeñas. Para cribas con aberturas grandes, se debe usar una velocidad menor.

Ya que la combinación de los tamaños, la consistencia de los materiales, así como de las mallas son muy particulares para cada caso, se recomienda que el operador pruebe varias velocidades hasta que encuentre una en la que la criba trabaje mejor.

Siempre use la velocidad mínima de operación que dé la capacidad y limpieza requeridas en el producto. Las velocidades de operación más altas que la necesaria acortan la vida de los rodamientos, aumentando el desgaste de las mallas, así como los costos de operación.

La velocidad de operación más eficiente variará con cada instalación, siendo esta de un 10% al 15% en casos extremos.

A continuación se tabulan las velocidades máximas recomendadas en base al tamaño de la criba haciendo especial hincapié en no operar por arriba de las velocidades en ella indicadas:

Tabla 4.20.

CRIBA ANCHIO X LONGITUD (in)	NUM. DE PISOS	VELOCIDAD DE LA POLEA CRIBA (R.P.M)	H.P DEL MOTOR ELECTRICO A 1750 (R.P.M)	PESO TOTAL EN (LBS)	LUBRICANTE
3x6	S	1105-1365	5	2050	GRASA
3X6	D	1105-1365	5	2275	GRASA
3X6	T	955-1180	5	3015	GRASA
3X8	S	1105-1365	5	2385	GRASA
3X8	D	1105-1363	5	2700	GRASA
3X8	T	955-1180	5	3635	GRASA
3X10	S	955-1180	5	3050	GRASA
3X10	D	955-1180	5	3450	GRASA
3X10	T	955-1180	7 1/2	4265	GRASA
4X8	S	955-1180	7 1/2	3230	GRASA
4X8	D	955-1180	7 1/2	3715	GRASA
4X8	T	955-985	7 1/2	5530	ACEITE
4X10	S	785-985	7 1/2	4515	ACEITE
4X10	D	785-985	7 1/2	5160	ACEITE
4X10	T	785-985	7 1/2	6400	ACEITE
4X12	S	785-985	7 1/2	5085	ACEITE
4X12	D	785-985	7 1/2	5775	ACEITE
4X12	T	785-985	10	7215	ACEITE
4X14	S	785-985	10	6230	ACEITE
4X14	D	785-985	10	7100	ACEITE
4X14	T	785-985	15	9600	ACEITE
5X10	S	785-985	7 1/2	5125	ACEITE
5X10	D	785-985	7 1/2	5965	ACEITE
5X10	T	785-985	10	7600	ACEITE
5X12	S	785-985	10	5850	ACEITE
5X12	D	785-985	10	6900	ACEITE
5X12	T	785-985	15	10,210	ACEITE
5X14	S	785-985	15	8065	ACEITE
5X14	D	785-985	15	9250	ACEITE

CRIBA ANCHO X LONGITUD (m)	NUM. DE PISOS	VELOCIDAD DE LA POLEA CRIBA (R.P.M)	H.P DEL MOTOR ELÉCTRICO A 1750 (RPM)	PESO TOTAL EN (LBS)	LUBRICANTE
5X14	T	745-935	20	13,725	ACEITE
5X16	S	745-935	20	11,925	ACEITE
5X16	D	745-935	20	13,285	ACEITE
5X16	T	745-935	25	15,700	ACEITE
6X14	S	745-935	20	12,100	ACEITE
6X14	D	745-935	20	12,700	ACEITE
6X14	T	745-935	25	13,500	ACEITE
6X16	S	745-935	20	9800	ACEITE
6X16	D	745-935	20	11,100	ACEITE
6X16	T	745-935	25	12,200	ACEITE
7X16	S	745-935	30	11,155	ACEITE
7X16	D	745-935	30	13,600	ACEITE
7X16	T	MAX-900	40	18,825	ACEITE
7X18	S	MAX-900	40	13,000	ACEITE
7X18	D	MAX-900	40	15,925	ACEITE
7X18	T	MAX-900	40	20,100	ACEITE
7X20	S	600-1050	40	14,325	ACEITE
7X20	D	600-1050	40	17,425	ACEITE
7X20	T	600-1050	40	21,200	ACEITE
8X18	S	MAX-800	40	17,550	ACEITE
8X18	D	MAX-800	40	21,150	ACEITE
8X18	T	MAX-800	50	26,450	ACEITE
8X20	S	MAX-800	40	18,300	ACEITE
8X20	D	MAX-800	40	22,200	ACEITE
8X20	T	MAX-800	50	27,950	ACEITE
8X22	S	MAX-800	50	19,100	ACEITE
8X22	D	MAX-800	50	23,400	ACEITE
8X22	T	MAX-800	50	29,650	ACEITE
8X24	S	500-1050	50	20,600	ACEITE
8X24	D	600-1050	50	24,900	ACEITE
8X24	T	600-1050	50	31,400	ACEITE

MANTENIMIENTO.

Para garantizar un buen funcionamiento del equipo, es recomendable el realizar una rápida inspección visual, antes de arrancar el mismo, como lo es el checar la malla para ver que no haya obstrucciones o amontonamientos por desechos o materiales extraños, observar el que la alimentación este distribuida uniformemente en todo el extremo superior de la criba, para así evitar que el material golpee en la criba a una velocidad demasiado alta, originando a su vez puntos de concentración de esfuerzos debido a desajustes producto del trabajo continuo del equipo.

De gran importancia es el checar antes de operar el equipo, la tensión de las bandas "V", ya que están sometidas a un trabajo violento al iniciarse el arranque. Debido a que la unidad vibratoria cuenta con unos contrapesos en la rueda de balance, mismos que se posicionan automáticamente a causa de la fuerza centrífuga transmitida por la flecha. Al suceder lo anterior, la flecha conducida genera un esfuerzo no uniforme, momento en el cual una banda en malas condiciones en su tensión o estado, tiende a fallar.

Una vez que los contrapesos se encuentran posicionados, la operación de la criba es uniforme y suave.

La unidad vibratoria, es en el equipo de cribado, la parte esencial para un buen funcionamiento, haciendo así indispensable la inspección.

Ya que en la unidad vibratoria los contrapesos y las ligas retractoras están completamente aisladas, una inspección visual es imposible sin quitar las cubiertas. Sin embargo una liga rota se puede detectar normalmente por un ruido de golpeteo dentro de la rueda de balance cuando se gira con la mano. Si el contrapeso queda atorado en la posición extendida, sera difícil darle vuelta a la rueda de balance.

La vibración excesiva al arrancar y parar la criba, indica también el que una liga se encuentre rota, o que los contrapesos estén atorados. Siendo así, investigue de inmediato antes de continuar la operación.

Se recomienda quitar las tapas de las ruedas de balance una vez al mes, para inspeccionar las ligas.

Las cribas utilizan dos tipos de unidades vibratorias: las lubricadas con grasa y con aceite. La diferencia entre ellas es el rango de velocidades a que operan siendo las de mayor velocidad aquellas lubricadas por aceite.

Los rodamientos de la unidad vibratoria lubricada por grasa, desde el montaje se encuentran debidamente engrasadas. Durante la operación, los soportes de los rodamientos se pueden

calentar, caso en el que dicho calentamiento no indica ningún problema, a menos de que las chumaceras alcancen una temperatura de 82°C o mayor.

Si la criba presenta dificultad para arrancar y se forza mucho para tal efecto, es indicio de que el ensamble de tubo se ha llenado de grasa. Esto hace necesario quitar la grasa vieja, desarmando la unidad vibratoria o purgando la grasa vieja.

Las mallas, otra parte muy importante en las cribas, deben ser inspeccionadas periódicamente, cuando menos una vez a la semana, verificando que esté limpia y libre de obstrucciones o materiales extraños.

También es muy importante el que la malla se encuentre tensa y completa (sin roturas). Una malla que se encuentra floja, vibra a una frecuencia diferente que la de la unidad vibratoria originando que en muy poco tiempo se desgasten los amortiguadores de hule de los soportes de la criba ocasionando un agujero en la malla. Se debe tener en existencia nuevos amortiguadores de hule y nuevas mallas disponibles cuando sea necesario.

Para lograr la tensión adecuada en las mallas, es recomendable que el apriete de los tornillos de alta resistencia no exceda de 350 ft-lb de torque. En caso de que exista aún poca tensión en la malla, revise los amortiguadores de hule ya que podrían estar desgastados o rotos.

4.2.3.5 TRANSPORTADORES.

El transportador de banda es para servicio pesado y adecuado para el transporte de grandes volúmenes, característica que lo hace superior a cualquier otro tipo de transportador mecánico. Pueden manejar materiales pulverizados, granulados o en terrones.

OPERACION.

Cuando se manejan terrones o trozos, el impacto en el punto de carga puede ser destructivo. Los trozos pesados, como los minerales y las rocas, cortan la cubierta y dejan al descubierto la armadura.

Los efectos de los impactos pueden reducirse con soportes flexibles para la banda, lo cual se puede lograr con el uso de rodillos locos de guía. Se debe evitar que la carga caiga en forma vertical contra la banda. Cuando sea posible, se debe dar movimiento a la carga en el sentido de avance de la banda.

Otros factores destructivos son: la tensión excesiva de la banda, el que las bandas trabajen desalineadas, el rozamiento contra los soportes, poleas rotas y descuido en limpiar con cuidado la superficie de la banda antes de que entre en contacto con las poleas amortiguadoras y

descargadores.

El deslizamiento o patinaje de la banda sobre la polea motriz del transportador es destructivo. Hay poca diferencia en esta tendencia a patinar entre un rodillo desnudo y uno forrado con caucho, cuando la banda está limpia y seca.

MANTENIMIENTO.

Dado que la limpieza de la banda determina una mejor operación y vida útil más larga, el limpiador puede ser simplemente un cepillo de cerdas de alta velocidad, un limpiador de caucho en espiral, discos circulares montados en un eje para que froten al girar o un rascador.

El transportador de banda debe quedar vacío después de cada turno de trabajo para evitar un esfuerzo intenso al arranque.

Es importante el efectuar una inspección periódica del giro de los rodillos, ya que la falla de uno de ellos, ocasiona un desgaste excesivo y por consiguiente la ruptura de la banda transportadora.

4.2.3.6 EQUIPOS PERIFERICOS.

Se denomina así a los equipos utilizados para facilitar las operaciones necesarias para la obtención de agregados, teniendo un gran número de opciones mediante las cuales se puede optimizar el proceso.

Dentro de los equipos considerados como periféricos se pueden enunciar todos aquellos descritos en el capítulo 3.3.1 que facilitan la transportación de materiales, el desbaste del banco y almacenaje de los diferentes productos obtenidos durante el proceso.

EQUIPOS DE TRANSPORTE DE MATERIALES.

En lo referente a los equipos de transporte, se tiene una amplia gama de equipos, presentándose el caso de que se cuente con alguno de ellos o se tenga la necesidad de adquirir el más apropiado para las condiciones específicas de la planta .

OPERACION Y MANTENIMIENTO.

Como toda maquinaria que cuente con una fuente de potencia, como lo es un motor, requiere de nuestra especial atención. Considerando al motor como la parte vital de dichos mecanismos, es muy importante el estar pendiente en el nivel y estado de el aceite lubricante, del fluido refrigerante, así como la limpieza de los diversos filtros que contiene un motor.

Se recomienda el seguir al pie de la letra las instrucciones que indica el distribuidor de estos equipos, haciendo hincapié en respetar las frecuencias de los servicios de mantenimiento por el indicadas, para así poder incluirlas en la programación del plan para el mantenimiento preventivo en la planta.

EQUIPOS PARA EL DESBASTE DEL BANCO.

Para la operación del desbaste, el método más socorrido es el de introducir cargas explosivas en la beta del banco, logrando tal propósito mediante barrenas.

Las barrenas son de operación neumática, haciendo parte vital de ellas un compresor, que es quien proporciona la energía necesaria para su funcionamiento. Dicho compresor, al igual que los equipos antes mencionados dependen totalmente del motor, mismo que requiere toda nuestra atención en lo que a servicio se refiere. Se recomienda el verificar el nivel de aceite antes de operar la unidad, así como sopletear o remplazar los filtros del compresor con frecuencia regular (mínimo semanalmente).

Las barrenas cuentan con dispositivos neumáticos los cuales efectúan mejor su operación al igual que cualquier mecanismo mientras se les mantenga limpios y bien lubricados.

Es recomendable lubricar, antes de operar la unidad, mediante grasa a base sódica las cadenas elevadoras y los acoplamientos de extensión de la broca barrenadora.

Al seguir la práctica anterior, y debido a que el proceso como la planta en general, originan una gran cantidad de polvo, se deberá semanalmente retirar la grasa vieja y sucia mediante el uso de solventes, para así evitar una acción abrasiva en vez de lubricante por parte de la combinación de lubricante y polvo.

Es de vital importancia el verificar, mediante una inspección visual antes de operar la unidad, el estado de las mangueras, ya que fugas o maltratos, pueden ocasionar caída de presión originando una menor eficiencia en el proceso, así como un punto de riesgo en la seguridad del operario.

4.3 CONTROL DE EMISIONES:

4.3.1 INTRODUCCION

El aire limpio es un requisito fundamental para la vida humana, por lo cual hoy en día se toma más en cuenta la protección del medio ambiente en todo el mundo.

En la última década la industria ha empezado a considerar los equipos de anticontaminación como parte integrante del proceso de fabricación. Altas emisiones de polvo causadas por fallas en los equipos de anticontaminación pueden causar serios problemas en la operación de las plantas y algunas veces el paro total de las mismas.

Tabla 4.21 Contaminantes principales de aire

		Materia Particulada			
Gases	Vapores	Polvos	Vapores	Humos	Neblinas
Gases Ácidos	Alcoholes	Alumina	Hidrogenuros	Ceniza	Ácidas
Monóxido de Carbono	Esteres	Fluoruro de calcio	metálicos	Partículas quemadas	Crómica
Cloruro de hidrógeno	Hidrocarburos	Cemento	Oxidos metálicos	Compuestos orgánicos	Fosfórica
Fluoruro de hidrógeno	Cetonas	Carbón	Tetrafluoruro de silicio	Hollín	Sulfúrica
Sulfuro de Hidrógeno	Mercaptanos	Granos			Compuestos químicos orgánicos
Oxidos de Nitrógeno		Cal			Aceite
Dióxidos de Azufre		Metales			Rocío salino
Gases Alcalinos		Minerales			
Amoniaco		Piedra			
		Madera			

Los contaminantes del aire se clasifican en general, como gases, vapores y materia particulada (tabla 4.3.1). La materia particulada en sí se pone un principal interés en este estudio incluye a los polvos: término general que se aplica a partículas esencialmente mayores que las coloidales (sustancia dispersa de modo que sus partículas tengan un tamaño entre 0.2 y 0.005 micras) y que son capaces de formar temporalmente una suspensión gaseosa. Los polvos no tienen tendencia a flocular excepto bajo a la acción de fuerzas electrostáticas; no se difunden pero se asientan por la influencia de la gravedad.

Los polvos pueden ser el resultado de operaciones como: molienda, aplastamiento, perforación, pulverización, explosiones y tamizado entre otros.

Para eliminar la materia suspendida deben seguirse los métodos siguientes: cada partícula debe estudiarse para seleccionar la forma más adecuada de eliminarla, las consideraciones económicas señalan que no debe limpiarse más de lo necesario.

Es muy importante seleccionar los colectores de polvo para cumplir con los requerimientos actuales y futuros en cuanto a la capacidad, eficiencia y confiabilidad de operación.

Separación por Gravedad

Este método sólo es aplicable a partículas suspendidas de gran tamaño (100 micras o más). Se construye una larga cámara horizontal en la cual se reduce la velocidad de los gases hasta un valor tal, que permita el asentamiento de las partículas en el fondo. Debe mantenerse un flujo uniforme de gases en la cámara. Se usan tolvas o raspadoras para recolectar el material acentado, pudiendo determinarse el tamaño de la cámara para cierto tamaño de partícula.

Separación Inercial

Se realiza un esfuerzo en los separadores por inercia para aumentar la tendencia al asentamiento de las partículas sólidas o líquidas presentes en los gases al incrementar la velocidad de estos, proporcionando rápidos cambios de dirección, lo cual provoca, por inercia, que las partículas abandonen la corriente gaseosa. Se utilizan cámaras con deflectores, así como movimientos en zig-zag del gas para alcanzar estos propósitos.

De todos los separadores por inercia, el tipo ciclón representa el colector de polvos de mayor uso industrial. El gas se pasa en forma tangencial a un cilindro vertical con fondo cónico. El gas sigue una trayectoria helicoidal y la mayor parte de la separación se lleva a cabo en las secciones más pequeñas del ciclón. Pueden utilizarse los ciclones cuando hay partículas con un diámetro superior a 5 micras. Los multiciclones poseen un gran número de pequeñas unidades en paralelo. La caída de presión del gas es de, aproximadamente, cuatro veces la cabeza de entrada (de una a cuatro pulgadas de agua). El contenido de polvo del gas limpio es, a menudo, menor que 2.29 gr/m³.

4.3.2 FILTROS

Un elemento fundamental dentro del proceso de separación de polvos es el filtro. Actualmente muchos países cumplen con sus altos requerimientos de calidad ambiental, debido a los avanzados diseños de los filtros.

Los colectores de bolsas pueden captar pequeños volúmenes que van desde unos miles de metros cúbicos por hora, hasta colectores muy grandes con capacidad de varios millones de metros cúbicos por hora, los cuales pueden tener aplicaciones tales como: la industria del acero, ferrowaleaciones, fundiciones, plantas químicas, industria del cemento y similares.

Existen filtros de bolsas para la colección de polvos secos independientemente del tamaño de la partícula: Su capacidad varía entre 5,000 y 25,000 m³/h.

La limpieza de las bolsas se efectúa por medio de pulsos cortos e intensos de aire comprimido, no causando disturbios en la operación del filtro debido a que la limpieza se efectúa en una hilera de bolsas con una duración de aproximadamente 30 milisegundos. El polvo así removido de las bolsas cae a la tolva del filtro.

En el mercado se pueden encontrar filtros que tienen bolsas de longitud variable de 3, 4, 5 y 6 metros, lo que representa una ventaja para la instalaciones al reducir la altura requerida.

Cuando se habla de filtros y materiales filtrantes, se habla de baja y alta relación de filtrado, las cuales se refieren a velocidades menores de 90 m/h y 270 m/h respectivamente. La siguiente figura ilustra el funcionamiento básico de un filtro tipo bolsa:

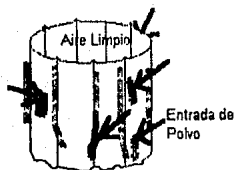


Figura 4.22 Segmento de filtro de bolsa

Para obtener una buena operación del sistema, es necesario mantener limpio el mayor tiempo posible a la superficie del filtro. Para lograrlo la industria ha diseñado sistemas para eliminar las incrustaciones de partículas que impiden el buen funcionamiento del filtro. Uno de ellos es, como ya se mencionó, el de inyectar aire a alta presión para mantener las características en la relación de filtrado. La siguiente figura ilustra lo anterior:

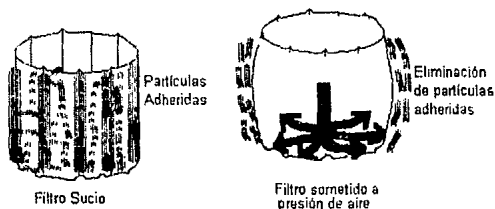


Figura 4.23 Eliminación de polvo de la bolsa

Es importante que el aire a presión que es inyectado en las bolsas sea lo más seco posible para evitar condensaciones en las paredes del inyector. La siguiente tabla nos indica los rangos de temperatura del aire a presión y la humedad máxima permisible:

Tabla 4.24

Temperatura del Aire a Presión en el Inyector °C	Humedad Permisible g/m^3
+5	0.97
+20	2.40
+30	4.30
+60 (temp. máx)	18.00

4.3.3 COLECTOR TIPO CICLON

La característica fundamental de los sistemas a base de ciclón, es que tenemos en él un proceso continuo de extracción de polvo. Este tipo de filtro es utilizado generalmente para coleccionar materias fibrosas provenientes del aire y gases, pero hay que destacar que puede ser utilizado para atrapar otro tipo de polvos como los descritos en la tabla 4.21.

El seleccionar el equipo adecuado como el tipo de elemento filtrante, garantiza una alta eficiencia en el proceso de recolección y elimina caídas de presión en las líneas de colección.

En general son siete los tamaños más comunes en que podemos encontrar a los filtros, los cuales corresponden al rango de área de filtrado que van desde 11 hasta 103 metros cuadrados. A continuación se enlistan algunas de las características más importantes:

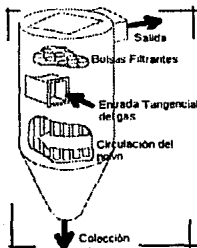
- La eficiencia es del 99.99% para la mayoría de los polvos
- La capacidad es de 2,000 a 40,000 metros cúbicos por hora
- El rango máximo de temperatura es de 135 °C (aproximadamente)

Descripción

El separador de polvos tipo ciclón básicamente consta de dos partes, el área de filtrado y la de colección de polvos. El área de filtrado es de forma cilíndrica y tiene la entrada del gas en forma tangencial, el plato donde se fijan las bolsas filtrantes hace otra subdivisión el cual divide al ciclón en dos partes: la de filtrado y la descarga de aire limpio.

A continuación se muestra un filtro tipo ciclón, donde se encuentran representadas las partes más importantes del equipo:

Figura 4.25. Filtro tipo ciclón



Operación

La mezcla de aire-polvo es administrada al ciclón de forma tangencial para inducir una rotación. Las partículas de polvo son fuertemente impulsadas a la periferia del ciclón y caen al fondo de la tolva de colección. Entonces la mezcla se distribuye en toda el área de las bolsas por sí misma y fluye dentro ellas, el exceso es colectado en las paredes exteriores de las bolsas y éstas se mantienen operando de acuerdo a lo antes descrito en la sección de filtros.

4.3.4 FILTROS DE BOLSAS

Introducción

El filtro de bolsas está diseñado para una operación continua con un alto grado de filtración y limpieza.

El filtro está diseñado para limpiar mezclas de polvo contenidas en los gases de la mayoría de los procesos industriales. Debido a su efectiva capacidad filtrante, utilizando también el sistema de bolsas, se puede tener un alto nivel de eficiencia en la colección de polvo, teniendo en el sistema bajas caídas de presión, aún cuando se trabaje con polvo muy fino.

Estos tipos de filtros son de diseño compacto, teniendo como resultado un bajo costo de operación y mantenimiento.

En el mercado varían los tamaños en que el equipo se puede conseguir, y estos van desde 3 hasta 5 metros de largo de sus bolsas. El arreglo de las bolsas es en forma lineal y están acomodadas en áreas cerradas de forma rectangular, por lo que el filtro puede ser instalado sin ningún problema en el exterior.

Rango de Operación	14,000 - 170,000 m ³ /h
Límite de Presión	4.0 KPa (cuando es instalado en el exterior) 4.7 KPa (cuando es instalado en el interior)
Temperatura de Operación	Gas a filtrar 200 °C máximo

La bolsa tiene una alma metálica para darle cuerpo y tener como resultado una mayor área filtrante. La mezcla polvo-aire es conducida por las paredes del elemento donde el polvo queda atrapado en la superficie exterior.

Descripción

La mezcla de polvo es administrada por una entrada en donde sufre una desaceleración, la cual trae como consecuencia que se comiencen a separar las partículas de polvo de la mezcla y caigan en una tolva receptora.

Si se utiliza un arreglo de precoladores y distribución tal que se genere un cambio violento en la dirección del gas, da como resultado un incremento considerable en la precolación de polvo. Una posición del precolador va en función del tipo de polvo a filtrar.

Las bolsas se limpian de preferencia con el sistema de pulsos de inyección de aire a presión.

El tornillo sin-fin en el fondo de la tolva colectora tiene una capacidad de descarga de aproximadamente $5 \text{ m}^3/\text{hr}$. (que corresponde a 7 ton/hr a una densidad del polvo de $1,400 \text{ Kg/m}^3$).

El ángulo y el diámetro por donde va a pasar el polvo son seleccionados para reducir la tendencia de incrustaciones y formación de paredes de polvo.

Arreglos en los Filtros

Dependiendo del tipo de polvo a filtrar se recomienda un arreglo especial para optimizar el filtrado. A continuación se muestran cuatro tipos de distribuciones en el proceso:

Arreglo 1

Para partículas mayores a 20 micras
Es altamente abrasivo y para altas --
concentraciones (10 gr/m^3)
Es utilizado para polvo granular

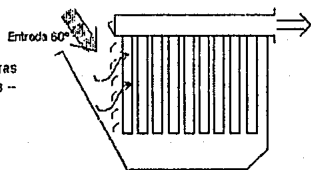


Figura 4.26

Arreglo 2

Para partículas entre 5 y 20 micras
En bajas concentraciones (menos
de 10 g/m^3)
Es utilizado para polvo granular

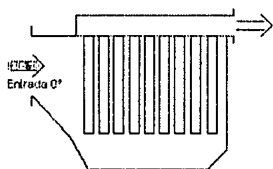


Figura 4.27

Arreglo 3

Para partículas menores a 5 micras
Es utilizado para partículas fibrosas

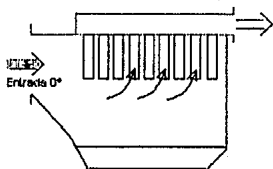


Figura 4.28

Arreglo 4

Para partículas menores a 5 micras
Es utilizado para partículas fibrosas
También es empleado cuando se --
presentan grandes cantidades de --
partículas abrasivas, por tal motivo
se requiere un precolado.

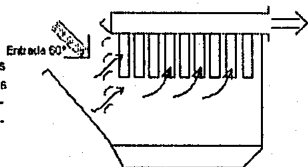


Figura 4.29

A continuación se muestra un filtro de bolsa, donde se describe la trayectoria que sigue el gas a filtrar:

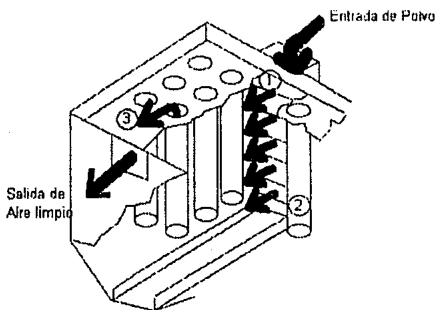


Figura 4.30 Diagrama de flujo que sigue el polvo al ser filtrado

- 1) Precolador de polvo
- 2) Bolsa filtrante
- 3) Salida de todos los elementos filtrantes

Existen más métodos para la separación de polvos, por ejemplo:

- Lavadores estáticos de rocío
- Lavadores dinámicos de rocío
- Precipitadores electrostáticos
- Lavador Dinámico Venturi Pease-Anthony

CAPITULO V

COSTO BENEFICIO DEL PROYECTO.

5.1 COSTO DEL EQUIPO.

A continuación se presentarán los costos unitarios de los equipos requeridos para una planta de agregados para obtener 150 m³ / hora , estos costos son informativos y deberán de actualizarse al realizar una inversión. Se ha considerado que este equipo tiene el tamaño ideal para plantas de procesamiento de agregados en México. Este análisis se basa en el diagrama de flujo presentado en el capítulo III, página 53, figura 3.11.

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO PLANTA DE AGREGADOS

RELACION DE EQUIPO:

Equipo de Trituración.

DESCRIPCION	COSTO DE ADQUISICION
- Alimentador vibratorio de: 36" por 14" Capacidad: 600 STPH Tolva: de 14 m3 Motor eléctrico: 15 HP portátil.	N\$ 87,000.00
- Quebradora quijadas De: 30" x 42" Capacidad: 285 STPH (AB-5") Motor eléctrico: 150 HP Portátil.	N\$ 586,710.00
- Quebradora secundaria De: cono 4' STD Capacidad: 200 (AB-1 1/2") Motor eléctrico: 150 HP Portátil.	N\$ 527,910.00
- Criba vibratoria De: 6' x 16' de 3 pisos Capacidad: 290 STPH (1 1/2") Motor: 30 HP Portátil.	N\$ 230,400.00

STPH = Toneladas cortas por hora.

- Bandas transportadoras De: 30" por 81' (3 pzas.) Capacidad: 400 STPH Motor: 15 HP (45 HP) P. unitario N\$ 41,600.00		N\$ 124,800.00
- Potencia requerida 390 HP		
- Planta generadora Detroit diesel serie 71637305		N\$ 148.500.00
TOTAL	Costo de adquisición equipo de trituración	<u>N\$1,705,320.00</u>

Costo de equipo de carga y acarreo

RELACION EQUIPO:

CARGA A PLANTA

01 Pza. Cargador frontal cat. 950 B	N\$ 240,000.00
04 Pza. Camión de volteo de 7 m3 acarreo local.	N\$ 268,800.00
02 Pza. Camionetas pick up para servicio.	N\$ 76,800.00
	<u>N\$ 585,600.00</u>

CARGA A CAMION

01 Pza. Cargador frontal cat.950	N\$ 240,000.00
	<u>N\$ 240,000.00</u>

EQUIPO DE INSTALACION

01 Pza. Track drill gardner denver Mod. ATD 3700	N\$ 112,000.00
01 Pza. Compresor aire de 750 PCM Serie GEMSA 526	N\$ 96,000.00
01 Lote herramienta ataque y accesorios	N\$ 38,400.00
	<hr/>
	N\$ 246,400.00

GASTOS DE INSTALACION

01 Lote fletes de equipo e instalación Eléctrico mecánica y civil.	N\$ 213.680.00
	<hr/>
	N\$ 213.680.00

GASTOS TOTALES

PARA UN PLANTA DE UNA CAPACIDAD

150 m ³ por Hora	N\$ 2,991,000.00
	<hr/>

Los valores antes presentados corresponden a los equipos descritos en costos aproximados. La intención es presentar los equipos necesarios para una planta de estas características. Es conveniente actualizar los costos, así como las capacidades de los equipos, antes de evaluar una nueva instalación.

5.2 Optimización de Costos

5.2.1 Análisis de los Procesos

El análisis de los procesos es un procedimiento para estudiar todas las operaciones productivas y no productivas con el propósito de optimizar costos, capacidad de producción y calidad. El procedimiento consiste en adquirir toda la información relacionada con el volumen de trabajo que se va a emplear en el proceso. Con esto pueden determinarse el tiempo y esfuerzos necesarios para el mejoramiento de un proceso existente.

Una vez que se ha efectuado un estimado de la cantidad o volumen de trabajo del proceso y los requerimientos de mano de obra, se debe adquirir toda la información específica de las operaciones. Toda la información que afecta los costos y los métodos de fabricación, deben presentarse en forma adecuada para su estudio, por medio de un diagrama de flujo. Este diagrama presenta en forma gráfica y cronológica toda la información de producción. Deben efectuarse estudios en cada fase de la operación tendientes a lograr una mejora en el procedimiento. Es recomendable considerar en forma individual, cada paso del método de fabricación y analizarlo, con el propósito específico de mejorarlo, considerando los puntos cruciales en este análisis. Una vez analizado debe reconsiderarse todo el proceso en forma global, teniendo en mente una mejora general. Las primeras consideraciones que se deben hacer al analizar un diagrama de flujo incluyen:

- 1) Objetivo de la operación
- 2) Tolerancias y especificaciones
- 3) Materiales
- 4) Procesos de manufactura
- 5) Condiciones de trabajo
- 6) Manejo de los materiales
- 7) Distribución del equipo en la planta
- 8) Economía de los movimientos

1) *Objetivo de la operación*

Muchas operaciones pueden eliminarse, si se dedica suficiente estudio al proceso. Al aceptar una operación como necesaria debe determinarse claramente el objetivo y analizarla con un cuestionario adecuado de tal manera que estimule la formación de ideas. Las preguntas típicas de un cuestionario son: ¿Puede obtenerse o llegar al objetivo de una manera más eficiente por otro procedimiento? ¿Puede eliminarse la operación? ¿Puede combinarse esta operación con otra? ¿Puede ejecutarse esta operación en un tiempo muerto de otra operación? ¿Es la secuencia de estas operaciones la más adecuada?

2) Tolerancias y Especificaciones

Las tolerancias y especificaciones deben investigarse para asegurar el uso óptimo del proceso considerado. Pueden ampliarse las tolerancias para lograr una reducción en los costos unitarios pero no deben afectar la calidad.

3) Materiales

Se deben tener en mente cinco consideraciones básicas en relación con el material directo como con el material indirecto que se utiliza en el proceso : 1) encontrar los materiales menos caros , 2) encontrar materiales más fáciles de procesar, 3) usar mas económicamente los materiales. 4) emplear materiales de recuperación y 5) utilizar en forma económica materiales y herramientas.

4) Procesos de Producción

En el mejoramiento de los procesos de producción deben considerarse los siguientes puntos:

- a) Mecanización de operaciones manuales.
- b) Utilización de equipos o dispositivos más eficientes en las operaciones mecánicas.
- c) Operar más eficientemente el equipo mecánico disponible.
- d) Al cambiar una operación, considerar los efectos posibles en operaciones subsecuentes.

Al analizar sistemáticamente los procesos de producción, pueden desarrollarse métodos más efectivos de producción.

5) Condiciones de Trabajo

Las buenas condiciones de trabajo son parte integral de un proceso eficiente y óptimo, ya que mejorando las condiciones de seguridad, se disminuye el ausentismo y los retardos. Aumentando la motivación del personal, se mejoran las relaciones obrero - patronales. Para mejorar las condiciones de trabajo deben considerarse los siguientes aspectos:

- a) Iluminación adecuada
- b) Control de la temperatura ambiente
- c) Ventilación adecuada
- d) Nivel del ruido
- e) Fomento del orden, limpieza y buen mantenimiento
- f) Instalaciones que permitan una eliminación inmediata de polvos, vapores, gases o humos dañinos e irritantes
- g) Suministro de guardas en puntos peligrosos o de transmisión de fuerza motriz.
- h) Instalación de equipo de protección para el personal
- i) Desarrollo, apoyo económico e implantación de un programa de seguridad industrial y primeros auxilios .

6) Manejo de Materiales

El manejo de materiales es una parte esencial en cada operación y frecuentemente consume una gran parte del tiempo de producción, el manejo de material no agrega nada valioso al producto, pero si incrementa su costo; por tanto, se debe reducir en lo posible. Cuando se analiza un diagrama de flujo, hay que siempre tener en mente que un producto que ha sido manejado en la forma más adecuada es aquel producto que se ha manejado manualmente lo menos posible. Deberán analizarse los siguientes puntos para lograr una reducción del tiempo y un ahorro de energía que es consumida en el transporte de material :

- a) Reducir el tiempo que se emplea en operaciones de recolección o abastecimiento de material
- b) Usar al máximo el equipo mecánico para el manejo de material.
- c) Mejor uso del equipo existente para el manejo de material.
- d) Mayor cuidado en el manejo del material.
- e) Evitar zonas de almacenamiento intermedio.

7) Distribución del equipo en la planta

Un buen diseño de un proceso productivo requiere de una buena distribución del equipo en la Planta. Se requiere distribuir el flujo de trabajo de tal manera que la localización del equipo coadyuve a una mejor economía durante los procesos de producción . En general en la distribución del equipo deben considerarse los siguientes puntos:

- a) La distribución del equipo debe ser en línea recta y en forma continua.
- b) El arreglo funcional debe ser de acuerdo con el tipo de proceso que se desarrolla.

En la distribución de equipo en línea recta o línea de producción, se instala la maquinaria de tal manera que el flujo de una operación a otra operación se reduce a un mínimo. La distribución funcional o de proceso consiste en agrupar equipos similares.

La principal ventaja de un agrupamiento por producto (o línea de producción) es la reducción de los costos por manejo de material, ya que las distancias por cubrir se reducen al mínimo. Las principales desventajas son:

- 1) Ya que una gran variedad de operaciones se presentan en área reducida, fácilmente pueden presentarse el descontento entre los empleados.
- 2) Se incrementa el problema de encontrar un supervisor competente, debido a la variedad de los equipos y de trabajos que hay que supervisar.
- 3) Se requiere de mayores inversiones iniciales, debido a la duplicidad de servicios necesarios, como líneas de aire, de agua, y líneas de energía eléctrica.

En general las desventajas del agrupamiento por línea de producto están más que contrarrestadas por las ventajas que se obtienen, como bajos costos de manejo de materiales, especialmente si los requerimientos de producción son sustanciales.

La distribución funcional o de proceso da una apariencia de orden y limpieza, consecuentemente crea un ambiente propicio para la productividad; los nuevos trabajadores pueden entrenarse con facilidad y se facilita una supervisión experimentada, ya que resulta más abundante la oferta de supervisión de equipos semejantes, pues ésta es menos compleja.

8) Principios de la economía de los movimientos

El último de los planteamientos en el diseño de un proceso, es el del análisis del diagrama de flujo para poder incorporar en este los principios básicos de la economía de los movimientos. Cuando se estudian los movimientos que se va a desarrollar en cualquier estación de trabajo de una línea productiva, el ingeniero deberá preguntarse:

- a) ¿Están ambas manos del operador trabajando al mismo tiempo y en direcciones simétricas y opuestas ?
- b) ¿Están cada una de las manos efectuando los menos movimientos posibles ?
- c) ¿Está el lugar de trabajo arreglado de tal manera que se evite que el operador tenga que estirarse para realizar una operación ?
- d) Se están utilizando las dos manos en una forma efectiva, y ninguna de ellas está sujeta a algún dispositivo de sujeción ?

En el caso de que la respuesta a alguna de las preguntas anteriores sea negativa, la estación de trabajo deberá alterarse para incorporar las mejoras que se deriven de este análisis de la economía de los movimientos.

5.3. Retorno de la Inversión

5.3.1 Valuación del Activo

Para estimar el valor de mercado de cualquier activo se aceptan tres enfoques. Los tres enfoques están basados en el principio de sustitución los cuales se presentarán a continuación:

5.3.1.1 Enfoque de Costo :

En este tipo de enfoque se determina el valor del activo considerando el costo de reposición de la depreciación del activo a ser considerado.

5.3.1.2 Enfoque de Mercado :

Este enfoque es el que más es considerado por los estimadores ya que provee un valor justo de mercado, reflejando las fuerzas de oferta y demanda existentes en el mercado. Este enfoque asume que el comprador no adquiriría una instalación igual por un mayor valor por la que podría obtener en el mercado. Este concepto de mercado asume que se está considerando un mercado abierto, que los compradores y vendedores son lo suficientemente expertos para conocer las condiciones y además que hay un número suficiente de transacciones de compra y venta para mantener el mercado en forma estable. Al ser aplicado a la minería a este concepto se le encuentran las siguientes dos dificultades: la primera es que no se encuentran muchas propiedades mineras en venta y la segunda que el material a sustraerse es particular a la región y por eso lo hace único.

5.3.1.3 Enfoque Flujo de Capital

Con este tipo de enfoque se consideran los flujos futuros de dinero generados por la producción de un activo y descontados del flujo del valor presente a una tasa de interés. Este enfoque asume que el comprador no estaría dispuesto a desembolsar una cantidad mayor de dinero que la que genera el valor presente del flujo de los capitales.

5.3.2. Criterios de Inversión

Cuando un empresario es confrontado con diferentes oportunidades de inversión, es importante realizar una evaluación de lo atractivo de cada propuesta. Cualquier criterio utilizado debe proveer al tomador de decisión la información para distinguir de propuestas aceptables en una manera consistente, en otras palabras, el criterio debe ayudar a responder la pregunta, " El proyecto A o el proyecto B es lo suficientemente bueno para justificar la inversión ? " Para proveer la necesaria información para la toma de decisión y satisfacer los criterios de evaluación los siguientes principios básicos deben ser respetados:

- 1) Beneficios mayores son preferibles a beneficios menores.
- 2) Beneficios en tiempos más cortos son preferibles a tiempos más largos.

Los siguientes criterios de evaluación de propuestas no tienen la intención de representar una lista exhaustiva para el analista, si no que representan el criterio general para inversionistas para evaluar propuestas de inversión dentro de la industria minera.

Un número de criterios simplificados han sido desarrollados para determinar si la inversión es rentable. Los más comunes se presentarán a continuación.

5.3.2.1. Grado de Necesidad:

Cuando el inversionista debe tomar una decisión con información limitada y de precisión no controlada, es denominada como inversiones de grado de necesidad y son caracterizadas por el hecho de que las decisiones son por un lado obvias o pueden ser cuantificadas hasta un grado límite. Para ilustrar el concepto podemos suponer que el motor de un polipasto principal de una mina rentable se descompuso. Bajo estas circunstancias puede ser aceptable obtener ofertas de diferentes tipos, modelos y fabricantes de motores para poder seleccionar al proveedor. Pero la decisión de la compra del motor no va depender de realizar un análisis económico tomando en cuenta tasas de retorno de la inversión u otras medidas para determinar el beneficio de la inversión hecho. Realizar un cálculo costo / beneficio para esta inversión no es tarea fácil y solamente ayuda a retrasar la decisión.

5.3.2.2. Retorno de la Inversión o Tasa de Rendimiento Aproximada :

Una de las definiciones más comunes en la contabilidad de referirse al retorno de la inversión es el retorno promedio de la Inversiones el cual es calculado dividiendo las ganancias promedio anuales después de impuestos con la inversión inicial del proyecto (valor de libros después de la depreciación).

Ejemplo:

La tabla 5.3.1. ilustra el proceso de cálculo para determinar el valor promedio de retorno de la inversión en un proyecto requiriendo \$10000 de inversión y un valor de reposición estimado al año 4 de \$ 2000. Valores de ganancias estimados están dados y la depreciación está considerada como lineal.

Tabla 5.1 Retorno de la inversión promedio

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Promedio
Ganancia neta de Operación	\$ 3,000	\$ 4,000	\$ 5,000	\$ 6,000	\$ 4,500
Depreciación	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000
Utilidad antes de impuesto	1,000	2,000	3,000	4,000	2,500
Impuestos @ 50 %	500	1,000	1,500	2,000	1,250
Utilidad Neta	500	1,000	1,500	2,000	1,250
Valor de libros					
Enero 1	\$10,000	\$8,000	\$6,000	\$4,000	
Diciembre 31	8,000	6,000	4,000	2,000	
Promedio	9,000	7,000	5,000	3,000	6,000

$$\text{Inversión Promedio de Retorno} = \frac{1250}{6000} \times 100 = 20.8\%$$

Otra versión en la contabilidad para calcular la tasa de inversión es utilizar el valor original de la inversión como denominador en vez del valor promedio en libros, en el ejemplo presentado el valor calculado sería $1250 / 10000 \times 100 = 12.5\%$ utilizando el valor de la utilidad neta entre la inversión inicial multiplicando el resultado con cien para poder obtener el porcentaje. Este cálculo es poco informativo ya que las ganancias son promediadas pero la inversión inicial no. Sin embargo como una aproximación al valor de retorno de la inversión, usualmente provee un resultado mejor que al utilizar el valor promedio de la inversión.

Las principales ventajas del valor del retorno de la inversión son:

- 1) Es simple para calcular
- 2) Utiliza información de la contabilidad
- 3) Provee un número de retorno de inversión que a la mayoría de los inversionistas les es familiar.

Después de haber sido calculado el valor del retorno de la inversión éste debe ser comparado con el valor estimado por parte del inversionista para evaluar si el proyecto es aceptado o no.

Las principales desventajas de este método son:

- 1) Está basado en ganancias contables y no en valores reales de flujo de caja.

2) No toma en consideración el tiempo de estas ganancias.

Estas son unas desventajas muy serias ya que violan conceptos y requerimientos básicos que serán presentados posteriormente siendo muy sencillo incluir el flujo de efectivo incorporando el concepto del valor del dinero en el tiempo en este análisis.

5.3.2.3. Período de Repago o Recuperación

Uno de los criterios más comunes dentro de los inversionistas mineros es el tiempo de repago de la inversión. El tiempo de repago de la inversión es simplemente el número de años necesarios para que los flujos de la inversión para regresen la inversión inicial del proyecto. Sin embargo los beneficios que resultan de la inversión pueden ser medidos en términos de la utilidad neta para el propósito de cálculo, prácticas modernas han resultado en el uso de flujos netos anuales para el denominador.

La tabla 5.2 ilustra cinco propuestas de inversión teniendo requisitos de inversión idénticos pero difiriendo en los flujos anuales y en las vidas de los proyectos. Se calcula el período de repago para cada una de ellas.

Tabla 5.2 Período de Repago.
Flujos anuales netos de efectivo

Inversión Inicial	Propuesta A	Propuesta B	Propuesta C	Propuesta D	Propuesta E
Año 1	\$10,000	\$10,000	\$10,000	\$10,000	\$10,000
Año 2	\$2,000	\$7,000	\$1,000	\$6,000	\$6,000
Año 3	\$2,000	\$2,000	\$2,000	\$2,000	\$2,000
Año 4	\$2,000	\$1,000	\$7,000	\$2,000	\$2,000
Año 5	\$2,000	\$2,000	\$2,000		\$3,000
Año 6	\$2,000				\$4,000
Año 7	\$2,000				\$1,000
Año 8	\$2,000				\$1,000
Año 9					\$500
Período de Repago					
Años	5	3	3	3	3

El criterio de decisión de inversión para esta técnica sugiere que el período calculado de repago para una propuesta de inversión es menor que el valor máximo aceptable para el inversionista. Por ejemplo si el valor obtenido de un proyecto equivale a tres años comparado con un valor máximo de cinco años el proyecto es aceptado y es preferido antes de un proyecto que haya sido valuado en cuatro años.

Una situación interesante aparece cuando al calcular el período de repago para un proyecto nuevo de minería en el cual varios años de flujo negativo son anticipados antes del inicio del proyecto. ¿Debe considerarse como período de repago desde el inicio del flujo de efectivo o desde el inicio del flujo positivo?

Desde de un punto de vista económico y financiero, el período de repago es teóricamente más correcto, porque representa los compromisos de inversión durante el periodo anterior a la producción, particularmente el costo de oportunidad asociado con la inversión durante este período. Sin embargo los cálculos de períodos proveen información importante para el tomador de decisión, la consistencia en la aplicación es una de las características importantes.

Es a veces importante saber en cuántos años después de haber iniciado la producción se recupera la inversión. Si este tipo de información es importante para el tomador de decisiones entonces deberá ser utilizada, aunque teóricamente no es tan correcto como otros procedimientos de cálculo.

El criterio de período de repago tiene algunas desventajas. La primera, es que considera flujos después del período de repago; es por eso que no puede ser considerado como medida aplicable de rentabilidad.

Por ejemplo, las propuestas D y E en la tabla 5.2 tienen períodos de repago idénticos y serían valuados iguales bajo este criterio. Sin embargo, la propuesta D nunca obtiene utilidad, mientras que la propuesta E continua generando utilidades después de su período de repago. Obviamente, la propuesta E es mejor comparada con la propuesta D, pero el período de repago no considera esta distinción.

Una desventaja adicional del método es que no considera la magnitud o el tiempo del flujo durante el período de repago. Solamente considera la recuperación o el intervalo del repago como un total. Como por ejemplo, las propuestas B y C en la tabla 5.2 tienen períodos idénticos de repago. Sin embargo, la propuesta B es claramente preferible a la propuesta C por el valor tan grande de los fondos al inicio de la vida del proyecto los cuales pueden ser reinvertidos por el inversionista. Cuando el concepto de valor del dinero en el tiempo es considerado, una propuesta puede ser preferida comparada con otra propuesta, sin que el período de repago indique esta diferencia.

Este punto de conflicto puede ser aliviado calculando el valor descontado del período de repago para la propuesta de inversión. El valor del periodo descontado para la propuesta A en la tabla 5.2 es calculado en la tabla 5.3. Como es de esperarse, el valor del período descontado siempre resultara mayor si se compara con el valor del período no descontado.

Tabla 5.3 Periodo de Retorno Descontado

	Propuesta A	Factor Valor Presente (P/F) a 7 %	Valores Presentes de los Flujos de Efectivo
Inversión Inicial	\$10,000	1	\$10,000
Flujos de Efectivo			
Año 1	\$2,000	0.9346	1,869
Año 2	\$2,000	0.8734	1,747
Año 3	\$2,000	0.8163	1,633
Año 4	\$2,000	0.7629	1,526
Año 5	\$2,000	0.7130	1,426
Año 6	\$2,000	0.6663	1,333
Año 7	\$2,000	0.6228	1,246
Periodo de retorno No descontado	5.0 años	Periodo de retorno Descontado	6.4 años

No se pretende en este manual que el inversionista haga este tipo de cálculos para determinar la viabilidad de un proyecto, solamente son de tipo informativo.

Por último la mayor desventaja con el período de repago consiste en la problemática de establecer el valor máximo aceptable del período para aceptar la inversión propuesta.

El período de retorno es, sin embargo ampliamente utilizado por las siguientes razones:

- 1) Los períodos de retorno son sencillos y fáciles de calcular y además proveen de números sencillos que pueden ser utilizados como un índice de propuesta de rentabilidad.
- 2) Los períodos de retorno proveen protección al inversionista de un riesgo excesivo. Sin embargo las inversiones riesgosas normalmente tienen períodos de retorno más cortos debidos al riesgo envuelto.
- 3) Algunos argumentan que el período de retorno puede minimizar el valor perdido de riesgo para el inversionista ya que los flujos que se reciban serán en un tiempo de retorno muy rápido, permitiendo al inversionista medir oportunidades de inversión que puedan aparecer.

Esta técnica tiene demasiadas desventajas al ser utilizada en forma aislada, es por eso que se recomienda utilizarla como decisión de inversión con otras herramientas en forma suplementaria. Además no mide la rentabilidad; el propósito primordial de la inversión es la rentabilidad, no la

recuperación de la inversión.

Algunos proyectos menos rentables pueden tener lapsos de recuperación más cortos que algunos proyectos más rentables. Sin embargo, el método de repago no mide en forma apropiada esta relación de rentabilidad. Este método tampoco brinda forma alguna de decidir cual debe ser el tiempo máximo de recuperación. Más aún, penaliza aquellas inversiones que producen flujos de efectivo pequeños en sus primeros años y flujos más grandes de efectivo en sus últimos años.

5.3.2.4. Método de Rendimiento Descotado

La tasa de rendimiento descontado puede ser definida como "la tasa máxima de interés que se pagaría por el capital empleado durante la vida de un proyecto de inversión sin pérdidas en el proyecto".

El capital utilizado en la definición se refiere al capital que está sin recuperar en algún punto de la vida del proyecto, no a la cantidad inicial invertida o a la cantidad promedio. La tasa máxima de interés se determina por la tasa máxima que puede ser cargada al capital sin recuperar cada año y restada del flujo de entrada de efectivo de cada año, sin ocasionar que la suma de los flujos de los ingresos del efectivo restante sean menores que la cantidad invertida.

En la figura 5.4 se ilustra el uso de esa tasa, donde se muestra que los flujos de entrada de efectivo recuperarán la inversión original y permitirán el pago de interés del 20 % sobre el capital no recuperado. Una tasa de interés más alta evitaría la recuperación de la inversión en cinco años. Una tasa de interés inferior recuperaría la inversión en menos de cinco años. Por lo tanto el 20% es la tasa de interés que recuperaría la inversión en exactamente cinco años. En la figura se esta poniendo en suposición que los flujos de entrada de efectivo se perciben al final de cada año y que la inversión no recuperada de cada año percibe intereses a través de todo el año. En la figura 5.4 también se demuestra que la inversión sería rentable si el costo del capital fuera menor del 20%, y que no sería rentable si el costo del capital excediera al 20%.

La tasa de interés tiene que ser dada por el inversionista, normalmente esta tasa debe ser superior a la que es otorgada en los medios financieros.

Si tomamos como ejemplo la inversión inicial presentada en el capítulo 5.1 y definimos como el flujo de ingresos efectivos anuales de \$1,000 y consideramos como vida económica cinco años, calculando con una tasa de rendimiento del 20%, tenemos lo mostrado en la figura 5.4.

Figura 5.4 Tasa de Rendimiento Descontada

Figura 5.4 Tasa de Rendimiento Descontada					
Inversión:			\$ 2,991		
Flujo de ingresos efectivos anuales			\$ 1,000		
Vida económica			5 años		
Tasa de rendimientos			20 %		
Año	Inversión no Recuperada (al inicio del año)	Flujo anual de ingresos de efectivo (anual)	Rendimiento de intereses al 20% (anual)	Inversión recuperada (anual)	Inversión no recuperada (fin del año)
1	\$ 2,991	\$ 1,000	\$ 598	\$ 402	\$ 2,589
2	\$ 2,589	\$ 1,000	\$ 518	\$ 482	\$ 2,107
3	\$ 2,107	\$ 1,000	\$ 421	\$ 579	\$ 1,528
4	\$ 1,528	\$ 1,000	\$ 305	\$ 695	\$ 833
5	\$ 833	\$ 1,000	\$ 167	\$ 833	0
Totales		\$ 5,000	\$ 2,009	\$ 2,991	

El método de flujo descontado es superior a los métodos anteriores, éste método de flujo descontado requiere de:

- 1) Determinación del período del flujo de caja en un período planeado.
- 2) Considerar el valor del dinero a un valor apropiado de tasa de interés; esto significa que se puede comparar con las tasas que ofrecen los mercados financieros.

Esencialmente estos métodos comparan los beneficios del flujo de caja de un proyecto con los costos de un proyecto, ambos ajustados en el tiempo y con una tasa de interés que se fija.

5.3.2.5. Valor Presente, Futuro y Anual

El valor presente es un método de medición de inversiones ampliamente utilizado. El término de valor presente simplemente representa la cantidad de dinero al tiempo presente ($t = 0$) lo que equivale a una secuencia de flujos de caja futuros descontados a una tasa de interés especificada. En otras palabras, esta técnica reconoce el valor del dinero en el tiempo y provee para el cálculo una cantidad en valor presente que equivale en valor a una serie de flujos futuros de efectivo.

En casos más generales de evaluaciones de propuestas de inversión, el inversionista está interesado en determinar la diferencia entre los flujos de entrada y de salida asociados con la

propuesta calculados en la base de valor presente. Este procedimiento de cálculo se refiere al método del valor presente neto y se refiere simplemente a la diferencia entre la suma de los valores presentes de los flujos de capital entrantes y la suma de los valores presentes de los flujos de capital salientes.

Si el valor presente neto es positivo > 0 el proyecto deberá ser aceptado. Es útil calcular el valor presente neto asociado a diferentes tasas de interés para una propuesta de inversión. Esto demuestra que para un valor presente de una propuesta de inversión está en función de la tasa de interés seleccionada. La relación entre la tasa de interés seleccionada para los propósitos de cálculo y los valores de retorno requeridos son obvios, si el valor presente a una tasa requerida de inversión es positivo el proyecto deberá ser aceptado.

Las propuestas de inversión también pueden ser evaluadas con la base de cuánto dinero será acumulado en un punto en el futuro, el cual usualmente es el final del proyecto. La determinación de estos valores se refiere como valores futuros y representan el valor para propuestas específicas en un punto a una determinada tasa de interés. Reconociendo el concepto del valor del dinero en el tiempo es aparente que este método es el opuesto al del concepto de valor presente.

Consecuentemente si en una propuesta de inversión el valor presente es el doble de otra alternativa en su valor presente, sus valores futuros tendrán la misma proporción.

5.3.2.6. Relación Costo / Beneficio

La relación costo / beneficio también es referida como índice de rentabilidad y está definida como la suma de los valores presentes de beneficios futuros entre la suma de valores presentes de inversiones futuras y de otros costos. Esta relación esta expresada de la siguiente manera:

$$\text{Relación Costo/Beneficio} = \frac{\text{Suma de Valores Presentes de Flujos Entrantes}}{\text{Suma de Valores Presentes de Flujos Salientes}}$$

$$\text{Relación Costo/Beneficio} = \frac{\text{Utilidad}}{\text{Inversión y Costos de Operación}}$$

Para calcular esta relación deberá determinarse una tasa de interés antes de calcular los valores presentes. Si la relación Costo / Beneficio es > 1.0 el proyecto deberá de aceptarse y si es menor rechazarse. Los índices de rentabilidad facilitan la jerarquización de los proyectos competitivos cuando se excluyen otras consideraciones, puesto que mientras más alto sea el índice de rentabilidad, más deseable es el proyecto.

Los métodos presentados permiten hacer este tipo de análisis. El método de período de recuperación permite jerarquizar los proyectos de acuerdo a la rapidez con la que se puede recuperar la inversión. El método de la tasa de rendimiento aproximada permite la jerarquización

con el rendimiento aproximado. Ambos métodos son fáciles de comprender y se usan ampliamente teniendo como principal desventaja que no consideran el valor del dinero en el tiempo. Las técnicas que descuentan los flujos de efectivo toman en cuenta el tiempo. Existen dos métodos de variaciones principales del flujo de dinero descontado. La primera, conocida como el método de la tasa de rendimiento descontada, en la cual se determina la tasa de interés a la que el valor actual de los flujos de entrada de efectivo de un proyecto igualan al valor actual de los flujos de salida de inversión de ese proyecto. La tasa de interés así determinada se usa como el criterio de jerarquización. La segunda, llamada el método de valor presente utiliza la tasa de rendimiento mínima deseada para descontar los flujos de entrada y salida de un proyecto a sus valores actuales. El grado en el cual las sumas de los valores actuales de los flujos de entrada de efectivo difieren de la suma de los flujos de salida de efectivo para los desembolsos de la inversión se convierte en un índice de rentabilidad para ser utilizado como el criterio de jerarquización.

Por lo tanto una vez analizados los métodos anteriores se sugiere que se utilicen por lo menos dos de los métodos antes descritos, ya que como pudimos apreciar el utilizar solamente uno de ellos nos puede dar la información no deseada.

Figura 5.5 Tasa de Rendimiento Descontada (Programa en Lotus 1,2,3)

1A	1B	1C	1D	1E	1F	1G	1H	1I	1J	1K	1L
2A											
3A											
4A											
5A	Inversión:					2991				Variable en campo 6G	
6A	Flujo de ingresos efectivos anuales					1000				Variable en campo 7G	
7A	Vida económica en años					5					
8A	Tasa de rendimientos en %					20				Variable en campo 8G	
9A											
10A											
11A											
12A											
13A											
14A	Año	Inversión no Recuperada (al inicio del año)	Flujo anual de ingresos de efectivo (anual)	Rendimiento de intereses al (SG\$12) % (anual)	Inversión recuperada (anual)	Inversión no recuperada (fin del año)					
15A											
16A	1	(G9)	((SG\$10)	(C20*\$G\$12)/100(E20-G20)		(C20-I20)					
17A	2	(K20)	((SG\$10)	(C21*\$G\$12)/100(E21-G21)		(C21-I21)					
18A	3	(K21)	((SG\$10)	(C22*\$G\$12)/100(E22-G22)		(C22-I22)					
19A	4	(K22)	((SG\$10)	(C23*\$G\$12)/100(E23-G23)		(C23-I23)					
20A	5	(K23)	((SG\$10)	(C24*\$G\$12)/100(E24-G24)		(C24-I24)					
21A											
22A											
23A											
24A											
25A											
				@SUM(E20..E24)/@SUM(G20..G24)/@SUM(I20..I24)							

La figura contempla el cálculo según el método de rendimiento descontado elaborado en Lotus 1,2,3. Las variables en este programa son la inversión, el flujo de ingresos efectivos anuales y la tasa de rendimientos en %. En la columna horizontal y vertical de la hoja se encuentran los campos característicos del programa Lotus 1,2,3 localizando estos en su pantalla será muy fácil la programación. (Utilizando las áreas marcadas será más fácil la localización.)

5.3.3 Cálculo de costos por metro cúbico de material.

Reglamentariamente los bancos o minas quedan situados en predios que son recursos nacionales, algunas veces ejidos y algunas veces propiedad privada. En los dos primeros casos hay que efectuar acuerdos con las Secretarías respectivas por un pago del volumen extraído de los ríos de la Nación; en los casos de ejidos, también existe un pago por volúmenes extraídos. En caso de propiedad privada lo usual son operaciones comerciales de compra-venta, asociación, u otra alternativa. Este costo deberá verse reflejado en el costo por metro cúbico o tonelada.

Para poder calcular el costo por metro cúbico de material se deben calcular los costos de operación del equipo en horas. Esto se realizará calculando el valor del equipo de trituración expresado en dinero por horas.

I EQUIPO DE TRITURACION

Costo de adquisición equipo trituración	N\$1,705,320.00
menos valor de rescate 16 %	279,808.00

TOTAL N\$1,425,512.00

Años de vida	8
Meses por año	10
Días por mes	25
Total horas	16000

	costo por hora
Depreciación N\$1,425,512.00 / 16000	89.10
Mantenimiento y reparaciones 75% de la inversión original (Valor práctico utilizado en instalaciones similares)	66.82
Intereses por inversión 20% (inversión media) (Checar valores actuales de mercado)	36.75

Costo de Operación	Salario base día
1 operador	108.10
1 ayudante	35.30
1 tolvero	35.30
2 mecánicos especialistas en engranes	70.60
1 mecánico general	85.20
	<hr/>
	N\$335.00

Costo hora/salario = $335.00 \times 1.70 \times 365 / 2000$	costo por hora
Factor = 1.7 (Indirectos a determinar en cada caso)	= 103.94
Costo energía: $400 \text{ Kw} \times 0.411$	= 164.40
Herramienta de ataque	= 55.09
Generación energía	= 48.71

Costo por hora del
 Equipo de trituración N\$ 564.81

El segundo paso será calcular el costo por hora del equipo de carga local.

II EQUIPO DE CARGA LOCAL.

Costo de equipo de acarreo y carga	N\$ 585,600.00
Menos valor de rescate 20%	- 117,120.00
TOTAL	N\$ 468,480.00

Años de vida	6
Meses por año	10
Días por mes	25
Horas por día	8
Total horas	12000

	costo por hora
Depreciación: $468,480.00 / 12000$	N\$ 39.04
Mantenimiento y reparaciones 75%	29.28
Interés de inversión 20% inv. media	16.10
Reparación, llantas	23.20 (valores estimados, dependen
Combustibles y lubricantes	72.50 del material y uso)

Operación	Salario base día
Operador	114.28
Ayudante	35.30

S U M A 149.58

Costo por hora salarios N\$ $149.58 \times 1.7 \times 365 / 2000$	= 139.22
Factor = 1.7 (Indirectos a determinar en cada caso)	<hr/>
2000 = cantidad de horas del operador por año	

Costo por hora N\$ 319.34

El tercer paso será evaluar el costo del equipo de carga al camión de volteo. El procedimiento es similar al que fue utilizado en el paso anterior.

Es importante hacer notar que estas cifras deberán ser actualizadas y evaluadas en cada caso específico.

III EQUIPO DE CARGA A CAMION

Gastos de equipo carga	N\$ 240,000.00
Menos valor de rescate 20%	48,000.00
	<hr/>
	N\$ 192,000.00

Años de vida	6
meses por año	10
Días por mes	25
Horas por día	8
Total horas	12000

costo por hora

Depreciación: 192,000.00 / 12000	16.00
Mantenimiento y reparaciones 75 %	12.00
Intereses por inversión 20% (Inversión media)	6.60
Reparación llantas	5.80 (valores estimados, dependen
Combustibles y lubricantes	14.50 de material y uso)
Operación salario base día	
Operador 114.28	

Costo por hora por salario $114.28 \times 1.7 \times 365/2000$ = 35.45
 Factor = 1.7 (Indirectos a determinar en cada caso)

costo por hora N\$ 90.35

El cuarto paso es calcular el equipo de barrenación con una capacidad de producción de 120 metros cúbicos por hora.

Equipo barrenación (completo)	
Costo por hora	N\$ 90.35
Tractor D8K- costo horario	200.00
	<hr/>
	N\$ 290.35

Producción 120 m ³ /hr	M ³
Costo por equipo en m ³	2.42
Materiales (estimados)	6.69
Mano de obra (un operador)	1.54
	<hr/>

Costo directo N\$ 10.65 M³

El cálculo del factor de indirectos y utilidad fue determinado como se muestra abajo. (Es importante resaltar que esto es solamente un ejemplo y tiene que ser actualizado para su utilización). Este factor cambiará de acuerdo al lugar, impuestos, productividad y competitividad.

FACTOR DE COSTOS INDIRECTOS Y DE UTILIDAD

	Acumulado	
Concepto	Costo directo	1.0000
Costo de operación	8.50	1.0850
Gastos de campo	9.50	1.180
Administración central	1.95	1.1995
Impuestos reflejables	3.05	1.2300
Contingencias (naturales, etc.)	1.00	1.2400
Fianzas	1.00	1.2500
Utilidad	10.00	1.3500
	<hr/>	<hr/>
TOTAL	35.00%	1.35

Para poder calcular el valor del material por metro cúbico, se utilizarán los valores anteriores calculados en los pasos 1, 2, 3, y 4.

COSTO POR HORA

I Por carga a la planta	N\$ 319.34
II Por trituración	564.81
III Por carga a camión	90.35

Costo total de trituración N\$ 974.50 por hora

Para poder calcular el valor por metro cúbico se dividirá el costo total de trituración entre la producción real. Además se le agregará el valor del costo de extracción, lo cual nos dará el costo directo del producto. Posteriormente será multiplicado por el factor de costos indirectos y de utilidad el cual fue desglosado anteriormente.

Producción real 75 m³/hr

Costo de extracción (ver análisis) = 10.65

Costo de trituración = $974.50 / 75 = 13.00$

Costo directo = 25.78

Factor de indirecto y de utilidad

1.35 = 9.02

Precio unitario N\$ 34.80

N\$ 34.80 por m³ de 1½" + o. base

Este precio de N\$ 34.80 corresponde al valor de este tipo de material en el mercado. Es importante hacer este tipo de análisis antes de realizar la inversión para poder determinar si la inversión y los precios de mercado justifican la rentabilidad del proyecto.

CAPITULO VI.

CONCLUSIONES Y COMENTARIOS.

Iniciamos nuestra tesis con gran interés, pero probablemente sin saber qué significaba intentar realizar un manual.

Este tipo de tarea, que implica una gran recopilación, organización, interpretación, homogeneización y traducción de un gran cúmulo de información se convirtió para nosotros en un doble reto.

Además de existir escasa bibliografía al respecto, y de no encontrar en el mercado una obra semejante al alcance de nuestros pequeños mineros, nos tuvimos que avocar a obtener la mayoría de las tablas, gráficas y figuras de manuales de operación y de catálogos de los fabricantes del equipo de obtención de agregados. Una vez obtenida esta información, tuvimos que realizar en la mayoría de los casos traducciones del inglés y de algunas malas traducciones castellanas. Buena parte de la información restante la recopilamos en nuestro trabajo de campo y en las frecuentes entrevistas a los especialistas en el ramo.

Está claro que hoy en día, con el mundo viviendo aceleradamente y descubriéndose a cada momento nuevas alternativas a procesos, así como nuevos materiales, es indispensable para el pequeño minero hacer las cosas bien, rápida y económicamente.

Para lograr una operación adecuada, y sin pérdidas de un banco, es importante el análisis preciso de éste. En el capítulo 2 hemos presentado una serie de acciones a realizar que, si no aseguran el éxito, por lo menos garantizan un conocimiento del banco a explotar.

Gracias a las pruebas hechas en laboratorio mediante tamices es posible escoger el equipo adecuado para el proceso, pudiendo editar la compra de algunos equipos así como lograr importantes ahorros en energía. Esto es determinante si se considera que normalmente los bancos de piedra están situados lejos de carreteras o líneas de electricidad.

El tamizado en laboratorio, llevado a cabo regularmente, permite mantener un producto de calidad.

El análisis en laboratorio y el llenado de las gráficas y formas adecuadas es una tarea fácil que le permitirá al pequeño productor un trabajo óptimo de su banco.

Como se apreció a lo largo del capítulo 2 la producción de agregados finos y gruesos va dirigida casi exclusivamente a la industria de la construcción, desde carreteras y vías férreas hasta la de edificios y acabados.

La revolución tecnológica ha traído consigo una aceleración en la producción, la creación y fabricación de máquinas e instalaciones que permiten mejorar las condiciones de trabajo, elevar el rendimiento del mismo y economizar los recursos materiales.

Los equipos que pueden ser utilizados para la producción en una mina, son muy variados, desde sencillos y económicos hasta caros y muy sofisticados.

Es importante que al empezar con la planeación de una mina, se determine el volumen de producción requerido. Este dato aunado con el capital a invertirse, dará la mejor combinación para obtener un resultado óptimo y positivo.

En los últimos años, la técnica de molienda y obtención de agregados ha cambiado drásticamente. El minero ya se está enfocando a equipos más sofisticados, que le den mayores volúmenes de producción con menos gente y menos esfuerzo. Los chorreaderos están desapareciendo y están dando paso a los equipos de vibración y molienda, con mayor eficiencia y productividad. Todo esto ha traído a la vez menores desperdicios de mena y mayor eficiencia. El desarrollo de los esquemas de molienda, tiende cada vez más a la tecnología sin desechos (sin polvos).

Es importante en la actualidad, el paso a la circulación total de agua, para evitar polvos, y la depuración de las aguas utilizadas.

Los sistemas de cómputo están apareciendo y empezando a ser importantes. Se les ha llamado "sistemas automatizados de mando del proceso tecnológico (SAMPT)", haciendo uso de las computadoras para el control del proceso.

Una instalación óptima en una planta de agregados implica una planeación sistemática. Sea de la propia instalación, del montaje, de la operación, del mantenimiento del equipo y de los procedimientos para el control ambiental.

Para lograr tal efecto, es importante el que cualquiera que se el programa planeado para la operación de la planta, sea llevado a cabo, no destinándolo al olvido como un concepto ideal mas no real, ya que la política de evitar errores en vez de corregirlos debe de ser una filosofía a difundir así como una meta a seguir.

Esto nos dará como resultado un equipo que operará en condiciones adecuadas, alargando la vida útil del mismo y acortando los tiempos de paro con beneficios económicos inherentes bastante significativos.

Cabe mencionar que en esta tesis se ha buscado satisfacer las necesidades actuales de un productor de agregados en México y dependerá del avance tecnológico en cuanto a métodos de producción y análisis de laboratorio el que esta tesis sobrepase la barrera del tiempo, considerando que desde hace cientos de años a la fecha el principio de explotación de agregados solamente ha variado en cuanto al equipo pero no en su forma.

Esperamos que este trabajo sea realmente de utilidad para el productor de agregados, el cual, con sus sugerencias y recomendaciones nos permitirá mantener actualizado el manual.

La toma de decisiones con respecto a inversiones de capital representa una de las áreas más importantes en la que el inversionista tiene que realizar una planeación a largo plazo. Al igual que

en otras áreas en donde el inversionista tiene que tomar decisiones y seleccionar alternativas sobre la base de un conocimiento perfecto, la inversión de capital también esta caracterizada por alternativas e incertidumbres.

En los proyectos de inversión de capital, los cuales se refieren a inversiones del tipo reposición, mejoría y de expansión de instalaciones, éstas deben ser analizadas bajo el concepto de reducciones de costos potenciales o tener la posibilidad de producir mejores utilidades en un lapso de tiempo.

El procedimiento de elaboración de presupuestos de inversión ayudan al inversionista a seleccionar entre las diferentes alternativas, al jerarquizar las proposiciones de inversión de acuerdo a un criterio establecido.

Por lo tanto es importante utilizar de los métodos presentados por lo menos dos, ya que como pudimos apreciar utilizar solamente uno de ellos no puede dar la información deseada. Esperamos que con este trabajo se logre tener una mayor visión con respecto a la inversión de capital.

BIBLIOGRAFIA

Krynine, Dimitri P. "Mecánica de Suelos" Biblioteca
Ediar de Ingenierfa

Terzagli, Karl; Peck, Ralph B. "Mecánica de Suelos en la Ingeniería Práctica" 2ª Edición
Editorial el Ateneo

Keyser, Carl A. "Ciencia de materiales para Ingeniería"
Editorial LIMUSA

"Normas para Muestreo y Pruebas de Materiales, Equipos y
Sistemas, Carreteras y Aeropistas. Materiales para
Terracerías" SCT libro 6, 1986

"Normas para construcción e instalaciones. Vías férreas.
Terracerías, Estructuras y obras de drenaje Vía" SCT libro 3, 1984

"Normas para construcción e instalaciones, Carreteras y
Aeropistas. Estructuras y obras de drenaje" SCT Libro 3, 1984

"Manual de inspección del concreto" Tomos I, II, III,
SCT, 1984.

"Elementos de Geología. Para uso de ingenieros civiles"
SCT, 1991

"Manual - Tyler"

H.V.M.STEWART, "El departamento de mantenimiento en la empresa"
Deusto-Bilbao

Stephen Michael Elonka, "Operación de plantas industriales"
Mc Graw-Hill Mexico

"Control de costos de mantenimiento"
National Association Of Accountants
INFOTEC Mexico

"Manual del ingeniero mecánico"
Mc Graw-Hill

"Larousse de ciencias y técnicas"

Litografica Torres y Rosas

Mexico D.F.

Howard L. Hartman, Senior Editor, "SME Mining Engineering Handbook"

2nd Edition Volume 1-2

Society for Mining Metallurgy and Exploration Inc. 1992.

K.A. Rázumov y V.A. Perov, "Proyectos de fábricas de preparación de minerales"

Editorial Mir, Moscú, 1985.

J.H. Rossell, W.W. Frasure, D.H. Taylor, "Contabilidad de Costos"

3ra. edición. Interamericana. 1984.

ABB, "Manual de Sistemas de Control de Emisiones" 1990.

Sector Flákt

INFORMACION DE CAMPO

(fabricantes de las maquinas COM-PACTO)

DIVISION DE INDUSTRIA DEL HIERRO S.A DE C.V

Viaducto Becerra 27 2do piso

Col Napoles 03810 Mexico D.F.

TELAS METALICAS DE OCCIDENTE S.A DE C.V

Industria # 376 Col Tepeyac

ZAPOPAN 45150 JALISCO.