

INTRODUCCIÓN

El cemento como producto hidratado mecánicamente resistente y estable tanto al aire como bajo el agua, tiene una alta demanda en obras públicas y el sector inmobiliario. Por lo que es imprescindible la implementación de nuevas tecnologías y sistemas que aumentará la eficiencia y producción de la planta cementera, en este caso se implementará el sistema de Pre-molienda de Clinker y Aditivos, que está comprendido desde la sala de almacenamiento hacia la molienda final del producto.

Algunos equipos del sistema se diseñarán mientras que otros se seleccionarán cumpliendo las normas e información técnica presentada por los fabricantes debidamente explicados en la bibliografía. Se realizarán planos con diversos cortes para detallar la ubicación de los equipos.

En el capítulo final se realizará el presupuesto correspondiente del proyecto realizando un análisis de costos y el consumo del sistema anualmente.

CAPITULO 1

1. PROCESO DE MOLIENDA DE CEMENTO

1.1. Definición y clasificación

Definición del Cemento

Se definen como cementos los conglomerantes hidráulicos que, convenientemente amasados con agua, forman pastas que fraguan y endurecen a causa de las reacciones de hidrólisis e hidratación de sus constituyentes, dando lugar a productos hidratados mecánicamente resistentes y estables tanto al aire como bajo agua. ^[1] Como se muestra en la figura 1.1 el cemento hidráulico es uno de los elementos más empleado para la construcción.



Figura 1.1. Cemento Hidráulico

Definición del Cemento Portland

Hoy en día el cemento portland es el aglomerante más común, es un ligante hidráulico inorgánico, polifásico artificial, que se obtiene a partir de un producto intermedio denominado clinker, el cual se produce mediante la cocción a aproximadamente 1480 °C. Durante el proceso de cocción se produce una fusión parcial y una recombinación de los componentes de las materias primas dando lugar a nódulos de clinker de 5-50 mm. de diámetro, que esencialmente consisten en silicatos de calcio hidráulicos. Posteriormente el clinker mezclado con un 5% de yeso (sulfato de calcio dihidrato) se somete a un proceso de molienda del cual resulta el cemento portland.

Definición del Cemento Puzolánico

Se hace referencia principalmente a la adición de puzolana natural al cemento portland que se produce principalmente en el Ecuador ya que es indispensable para contrarrestar el efecto de los sulfatos presentes tanto en suelos como en aguas freáticas.

La cal libre es el material vulnerable y el causante de la mayoría de los problemas del hormigón tales como: Inestabilidad de volumen del hormigón, Porosidad y permeabilidad de hormigón, Vulnerabilidad a sales de azufre (sulfatos).

La puzolana que está compuesta mayoritariamente de sílice y alúmina reacciona químicamente con la cal a temperatura ambiente y en presencia de humedad. Estas reacciones son tardías, lentas y continúan combinándose con el hidróxido de calcio que se libera con la hidratación del cemento. Los hormigones siguen ganando resistencia en forma notoria después de los 28 días de edad. Hasta 15-20% a los 56 días, hasta 30% a los 120 días de edad, siempre que los hormigones estén protegidos (curados). [2]

Entre los materiales puzolánicos, llamados “naturales” son los que provienen de las erupciones volcánicas: pumicite (espuma volcánica), tobas, cenizas, etc., y que se van acumulando alrededor de los volcanes tal como se puede apreciar en la figura 1.2 donde se muestra la formación de puzolana natural.

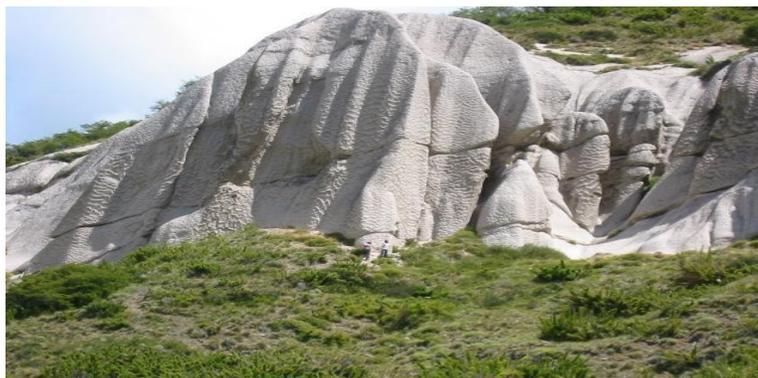


Figura 1.2 Formación de Puzolana Natural

Clasificación

Definiendo los cementos Portland comunes vistos anteriormente, la norma ASTM C 150 y la norma nacional INEN 152 específica ocho tipos de cementos enumerados a continuación en la tabla 1.1: ^[3]

| Tipo | Aplicación |
|------|--|
| I | Para usarse cuando no se requieren las propiedades especiales especificadas para cualquier otro tipo. |
| IA | Cemento incorporador de aire para el tipo I donde se desea incorporación de aire. |
| II | Para uso general, especialmente cuando se desea una moderada resistencia a los sulfatos o calor de hidratación |
| IIA | Cemento incorporador de aire para el tipo II donde se desea incorporación de aire. |
| III | Para usarse cuando se desea alta resistencia inicial o temprana. |
| IIIA | Cemento incorporador de aire para el tipo III donde se desea incorporación de aire. |
| IV | Para usarse cuando se desea bajo calor de hidratación. |
| V | Para usarse cuando se desea alta resistencia a la acción de los sulfatos. |

Tabla 1.1 Tipos de Cementos según ASTM C 150

Clasificación por propiedades específicas

Hay tipos de cementos hidráulicos que tienen propiedades específicas, por lo que la norma ASTM C 1157 o la norma INEN 2380, debido a sus características especiales los clasifica con la siguiente nomenclatura:^[4]

| Tipo | Aplicación |
|-------------|--|
| GU | Para construcción en general, se lo debe utilizar cuando no se requieren uno más de los tipos especiales |
| HE | Alta resistencia a los sulfatos |
| MS | Moderada resistencia a los sulfatos |
| HS | Alta resistencia a los sulfatos |
| MH | Moderado calor de hidratación |
| LH | Bajo calor de hidratación |
| R | Baja reactividad con áridos reactivos álcali-sílice |

Tabla 1.2 Clasificación de cementos por sus propiedades específicas

Clasificación por materiales adicionales:

Al cemento portland se puede adicionar otros materiales como escoria básica granulada de alto horno, puzolana y yeso para obtener cualidades superiores a los cementos Portland, como menor calor de hidratación, mayor resistencia química, lo que trae como consecuencia una mayor durabilidad y altas resistencias a largo plazo, además de una menor emisión de CO₂ al ambiente, por lo que la norma ASTM C-595 reconoce la existencia de cinco tipos de cementos mezclados: ^[5]

- Cemento Portland de escoria de alto horno – Tipo IS.
- Cemento Portland puzolana – Tipo IP y Tipo P.
- Cemento de escoria – Tipo S.
- Cemento Portland modificado con Puzolana – Tipo I (PM).

- Cemento Portland modificado con escoria – Tipo I (SM).

Clasificación por su resistencia

A los cementos se los puede también clasificar igualmente según sus resistencias, en dos grados (ver tabla 1.3):

- Cementos corrientes.
- Cementos de alta resistencia.

| Resistencia mínima en Kgf/cm ² | | | |
|---|---------------------|----------|-----------|
| | Grado | a 7 días | a 28 días |
| Compresión | Corriente | 180 | 250 |
| | De alta resistencia | 250 | 350 |
| Flexión | Corriente | 35 | 45 |
| | De alta resistencia | 45 | 55 |

Tabla 1.3 Resistencias mínimas que deben cumplir los cementos ^[6]

1.2. Materias primas para producción del cemento

Para la fabricación de los distintos tipos de Cementos Portland se usa principalmente el Clinker y diversos productos naturales y artificiales. Para la fabricación del clinker se puede dividir las siguientes categorías: la principal que está constituido por Carbonatos, Aluminosilicatos, Silicatos de Calcio; la Suplementaria que está constituida por materiales

correctores; y aditivos especiales como espesadores de papilla, activadores granulación, mineralizadores.



Figura 1.3 Materias Primas para el procesamiento de Cemento

Para convertir el clinker en cemento se dividen en tres categorías: la principal donde se tiene el regulador de fraguado; el suplementario donde se agregan adiciones puzolánicas o cementantes; aditivos especiales que pueden ser agentes hidrofóbicos o pigmentos.

Antes de determinar los diferentes componentes que está constituido el cemento, se requiere definir la simplificación de las fórmulas químicas usadas en la química del cemento como se demuestra en la Tabla 1.4:

| | | | | | | | | | | |
|--------|-----|------------------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|-------------------|------------------|-----------------|-----|-----------------|
| Oxide | CaO | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | H ₂ O | Na ₂ O | K ₂ O | SO ₃ | MgO | CO ₂ |
| Symbol | C | S | A | F | H | N | K | Š | M | Ĉ |

Tabla 1.4 Significado de nomenclatura para la simplificación de fórmulas ^[7]

Clinker

El Clinker puede definirse como el producto granulado obtenido por tratamiento térmico hasta reblandecimiento o fusión parcial y sinterización de mezclas adecuadas de calizas y arcillas y, eventualmente, de arenas y minerales de hierro. El Clinker es la conversión a elevadas temperaturas de mezclas de minerales naturales en una nueva escala de minerales con propiedades hidráulicas obtenidas generalmente entre 1250 °C y 1450 °C de temperatura.

El Clinker como se indicó es el principal componente para la conformación del cemento, éste se mezcla con algún porcentaje de sulfato de calcio y finamente molido para producir el cemento. El sulfato de calcio controla el rango de ajuste e influencia en el desarrollo de la resistencia del cemento.

El Clinker típicamente tiene una composición de 67% de CaO, 22% de SiO₂, 5% de Al₂O₃ y 3% de otros componentes, y normalmente contiene las cuatro fases mayoritarias llamadas Alita, Belita, Aluminato y Ferrita. Algunas otras fases, tales como Sulfatos de Alkali y Oxido de Calcio, son normalmente presentadas en menor cantidad.^[8]

El Clinker está determinado por compuestos mayoritarios y compuestos minoritarios. Los compuestos mayoritarios son todos los elementos en la

harina cruda terminan como constituyentes en esos componentes de minerales, se deduce que los componentes mayoritarios del clinker son:

- SILICATO TRICALCICO (ALITA), C_3S , 50 – 70% del total.
- SILICATO DICALCICO (BELITA), C_2S , 15 – 30% del total.
- ALUMINATO TRICALCICO, C_3A , 5 – 10% del total.
- FERROALUMINATO TETRACALCICO, C_4AF 5 – 15% del total.

En la figura 1.4 se puede observar secciones pulidas de clinker de cemento portland.



Figura 1.4 Micrografía de sección pulida de clinker de cemento Pórtland, clinker con alto contenido de Alcalis (C_3S) y se puede apreciar la presencia de MgO

El conocimiento de las distintas proporciones relativas de estos compuestos, de sus diferentes estructuras cristalinas y las distintas formas,

tamaños y distribuciones de sus granos, particularmente de Alita y Belita, se ha aplicado tanto al control de la composición y finura del crudo, de la marcha del horno de cemento y de la velocidad de enfriamiento del clinker en el proceso de fabricación, como a la predicción de las propiedades del cemento y de su comportamiento del clinker en el proceso de fabricación, como a la predicción de las propiedades del cemento y de su comportamiento en cuanto a resistencias mecánicas y sus cambios.

Componentes Minoritarios

El Clinker industrial puede contener como fases distintas otros componentes en menor proporción y que se denominan minoritarios. La proporción en que estén presentes en las materias primas influye en el modo en que van a estar presentes en el clinker, bien los compuestos mayoritarios como impurezas o bien formando nuevos compuestos, que serán minoritarios. Los más importantes son: el Óxido de Calcio, el Óxido de Magnesio, los Alcalis, el Azufre, los Cloruros, los Fluoruros, el Fósforo, Oxido de Titanio, Metales Pesados.

A pesar de estar presentes en cantidades relativamente pequeñas pueden jugar un papel muy importante en el proceso de fabricación del clinker y en sus propiedades finales.

Componentes Principales

Como se definió en la sección 1.1 se adicionan otros componentes para mezclarse con el clinker y así obtener diferentes tipos de cementos con características especiales, entre estos componentes adicionales se tiene en la tabla 1.5:

| Componente | Obtención | Característica |
|-------------------------------|--|---|
| Escoria (S) | Templado, enfriado brusco, ganga fundida de procesos siderúrgicos | Hidraulicidad latente o potencial, contenido mínimo de fase vítrea. |
| Puzolana (P,Q) | Origen volcánico, arcillas, pizarras o rocas sedimentarias | Sustancias naturales de composición silícea o sílico-aluminosa o combinación de ambas |
| Cenizas volantes (V,W) | Precipitación electrostática o mecánica de partículas pulverulentas arrastradas por los flujos gaseosos de hornos alimentados con carbón pulverizado | Tienen propiedades puzolánicas e hidráulicas |
| Esquisto Calcinado (T) | De un horno especial a 800°C | Presenta propiedades puzolánicas |
| Caliza (L, LL) | Compuesto de carbonato cálcico (superior al 85%), que molidos conjuntamente con el clinker pòrtland. | Dispersión, hidratación, trabajabilidad, retención de agua, capilaridad, permeabilidad, retracción, fisuración. |
| Humo de Sílice (D) | Del silicio y del ferrosilicio | Tiene propiedades puzolánicas |

Tabla 1.5 Componentes Principales del cemento

Componentes Minoritarios Adicionales

Además de los componentes minoritarios que se mencionaron anteriormente para conformar el clinker, existen adicionalmente otros productos adicionales que se añaden para obtener un comportamiento específico del cemento o controlar la reacción del mismo durante la fabricación del cemento.

Sulfato de calcio

El sulfato de calcio se añade durante la fabricación del cemento para controlar el fraguado.

El sulfato de calcio puede ser yeso (sulfato de calcio dihidratado, $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), semihidrato ($\text{CaSO}_4 \cdot 1/2\text{H}_2\text{O}$) o anhidrita (sulfato de calcio anhidro CaSO_4) o cualquier mezcla de ellos. El yeso y la anhidrita se encuentran en la naturaleza. Además, el sulfato de calcio también puede obtenerse como subproducto de ciertos procesos industriales.

Aditivos

Son productos que pueden emplearse en la fabricación del cemento, para facilitar el proceso de molienda o bien para aportar al cemento o a sus

derivados algún comportamiento específico (inclusores de aire). La dosificación debe ser inferior al 1% en masa.

En los cementos de albañilería se emplean agentes aireantes con el fin de mejorar su docilidad y durabilidad. Sin embargo, se limita el contenido de aire con el fin de asegurar una buena adherencia. Cuando la designación del cemento incluye el signo X indica que no lleva un agente aireante incorporado. ^[9]

Propiedades físicas y químicas

Ensayos Químicos y Físicos

El control de calidad, se encuentra presente en todas las etapas del proceso, se realizan diversos procedimientos que permiten un preciso y rápido análisis de las muestras que son tomadas en los diferentes puntos del proceso, desde la cantera hasta el envase.

Los ensayos físicos y químicos que se realizan en los laboratorios están regidos por las normas Nacionales INEN o internacionales ASTM para la industria del cemento.

Los diversos métodos de ensayos que se realizan para la obtención de la composición química y propiedades físicas requeridas para los distintos tipos de cementos están especificados de acuerdo con los siguientes

métodos de ensayo con su respectiva norma ASTM que se muestran a continuación ^[10]:

Contenido de aire en el mortero – Ensayo ASTM C185

Análisis químico – Ensayo ASTM C 114

Resistencia - Ensayo ASTM C109 / C109M

Falso Fraguado – Ensayo ASTM C451

Fineza por permeabilidad al aire – Ensayo ASTM C204

Calor de hidratación – Ensayo ASTM C 151

Tiempo de fraguado por aguja de Gillmore – Ensayo ASTM C 266

Resistencia a los sulfatos – Ensayo ASTM C 452 (expansión de sulfatos)

Sulfato de calcio (expansión de) Mortero – Ensayo ASTM C 1038

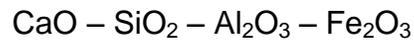
Óptimo SO₃ - Ensayo ASTM C 563

Propiedades Químicas

Como se indicó anteriormente una de las principales materias primas para la fabricación de cemento portland es el clinker y este a su vez está determinado por compuestos mayoritarios y minoritarios, los cuatro óxidos

fundamentales del clinker son: SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 y CaO , mientras que el MgO , Na_2O , y K_2O , pueden considerarse como accidentales debido a su pequeño porcentaje.

Por consiguiente, la composición química del clinker se presenta por medio del sistema cuaternario:



Cualquier tipo de cemento tiene que estar en conformidad con las normas de calidad individuales de cada cemento. Las normas (especificaciones estándar), incluyen normalmente las especificaciones químicas para el cemento.

En cuanto a las materias primas, solo son importantes los requerimientos químicos:

- Especificaciones químicas del producto.
- Calidad del clinker y cemento.
- Composición de la mezcla cruda.
- Componentes de la materia prima.

Las especificaciones del producto determinan la calidad del clinker y del cemento, la misma, que a su vez determinan la composición química del crudo y, finalmente la selección de los componentes de la materia prima.

La dosificación de las mezclas crudas para la fabricación de un cemento ordinario se basa en la mayoría de los casos, se determinan con los siguientes criterios específicos: ^[11]

El contenido de MgO

Se tiene como máximo un 5%.

Estándar de cal o factores de saturación de cal: SC

El valor límite aproximado es:

$$SC = \frac{100CaO}{2.8SiO_2 + 1.18Al_2O_3 + 0.65Fe_2O_3} = 88 - 97 \text{ (ec. 1)}$$

El estándar de cal mide el grado de formación de los compuestos cálcidos. Su variación normal, oscila entre 88 – 97, siendo el límite superior el valor que da lugar a una mayor cantidad de silicato tricálcico (C₃S), en comparación con análogos contenidos en Al₂O₃ y Fe₂O₃ y es, por tanto el más favorable para las resistencias.

Módulo Hidráulico MH

El valor límite aproximado es:

$$MH = \frac{\%CaO}{\%SiO_2 + \%Fe_2O_3 + \%Al_2O_3} = 1.8 - 2.2 \text{ (ec. 2)}$$

El valor óptimo del módulo Hidráulico, para obtener altas resistencias, es el comprendido entre 1.8 y 2.2.

Cuando este valor es inferior a 1.8, el aglomerante tiene resistencias muy bajas y cuando el valor es superior a 2.2, el aglomerante no presenta estabilidad en volumen, una vez puesto en obra, sufre al cabo de pocos días o semanas un fenómeno de agrietamiento por expansión, formando grietas centrífugas.

Módulo de silicatos: MS

El valor límite aproximado es:

$$MS = \frac{\%SiO_2}{\%Al_2O_3 + \%Fe_2O_3} = 1.8 - 3.5 \text{ (ec. 3)}$$

Cuanto más elevado sea el módulo de silicatos, dentro de su variación normal de 1.8 a 3.5 mayor contenido total de silicatos tricálcico (C₃S) y

silicato bicálcico (C_2S) se tendrá en el clinker o cemento, así como un mayor potencial de resistencia a cualquier plazo.

Módulo de Fundentes: MF

El valor límite aproximado es:

$$MF = \frac{\%Al_2O_2}{\%Fe_2O_3} = 1.5 - 2.5 \text{ (ec. 4)}$$

El módulo de fundentes, es un valor que no afecta a las resistencias a largo plazo, si no tan solo a las resistencias iniciales cuando es elevado, influye sobre la mayor o menor facilidad de clinkerización por su acción sobre la viscosidad de la fase líquida a alta temperatura. Al disminuir su valor, como se consigue normalmente por una adición al crudo de 1% a 2% de Fe_2O_3 , disminuye la temperatura de combinabilidad del clinker, en igualdad de composición deja más CaO disponible aumentando el contenido de silicatos y disminuyendo el contenido de aluminato tricálcico (C_3A). Este es la base para la elaboración de cementos especiales resistentes a la acción agresiva de los sulfatos, limitando el contenido de C_3A , entre 3% y 5%.

Cuando el M.F., es igual a 0.64 todo el óxido de aluminio forma el ferroaluminato tetracálcico (C_4AF), en cuyo caso no cristaliza

prácticamente el C_3A . Este tipo de clinker, constituye el fundamento de los cementos resistentes a los sulfatos.

Potencial de Bogue

Se denomina cálculo potencial a las expresiones y fórmulas que permiten calcular la composición mineralógica a partir del análisis químico o composición centesimal del cemento.

En la derivación de las ecuaciones se asume lo siguiente:

- No hay vidrios presentes (material no cristalino)
- Todo el SO_3 se combina como SO_4Ca .
- Todo el Fe_2O_3 y Al_2O_3 se combina como C_4AF y C_3A .
- Todo el CaO (Excepto la cal libre y el que se combinó como SO_4Ca , y C_3A), se combina con el SiO_2 para formar una mezcla de C_2S y C_3S .

Cuando la relación: $\frac{Al_2O_3}{Fe_2O_3} \geq 0.64$ (ec. 5)

Los componentes mineralógicos principales se determinan utilizando las siguientes fórmulas: ^[12]

$$C_3S = 4.0710CaO - 7.6024SiO_2 - 1.42397Fe_2O_3 - 6.7181Al_2O_3 \text{ (ec. 6)}$$

$$C_2S = 8.6024SiO_2 + 1.0785Fe_2O_3 + 5.0683Al_2O_3 - 3.0710CaO \text{ (ec. 7)}$$

$$C_3A = 2.6504Al_2O_3 - 1.6920Fe_2O_3 \text{ (ec. 8)}$$

$$C_4AF = 3.0433Fe_2O_3 \text{ (ec. 9)}$$

Los indicadores antes mencionados MS, MH, SC, MF, para realizar el monitoreo y control del proceso de fabricación de cemento existen muchas variables, pero estas variables son las que suelen definirse para el control de la composición química de las materias primas y productos intermedios que intervienen en el proceso, estos indicadores deben alcanzar al menos un 90% de cumplimiento. ^[13]

Propiedades Físicas y Mecánicas

Las características Físicas y Mecánicas más importantes estableciendo los requisitos de desempeño para los cementos hidráulicos para aplicaciones generales y especiales son determinados por la Norma Técnica Ecuatoriana INEN 2380:2010 y la ASTM C 150, se tiene que los requisitos físicos más importantes se muestran en la tabla 1.6 ^[14]

También existen requisitos físicos opcionales que pueden ser pedidos por el comprador del producto, estos pueden ser: Reactivos alcalí-sílice, Endurecimiento prematuro, contracción por secado.

A continuación se definirá cada propiedad física y mecánica, el método de ensayo, la respectiva Norma que está regulado dicho procedimiento, una vez establecidas y comprendidas las propiedades químicas, físicas y mecánicas, y posteriormente realizando una revisión de los tipos de cementos que establecen las Normas, se determinará el tipo de cemento que se empleará en este proyecto y sus características, como se muestra en la tabla 1.6:

| Propiedad | Característica | Norma |
|--------------------------------|--|--|
| Finura | Ligada al valor hidráulico del cemento, influye en la velocidad de las reacciones químicas que tienen lugar durante su fraguado y primer endurecimiento. | ASTM C 204 (INEN 196), se usa el permeabilímetro blaine, la superficie específica está entre 2500 y 4000 cm ² /g ^[15] |
| Fraguado | Es el desarrollo de rigidez de una pasta o mortero de cemento que cambia su carácter de una masa plástica a un material rígido. | ASTM C 191 (INEN 158), determinado por la aguja Vicat, el tiempo de fraguado inicial no debe ser inferior a 30, 45 ó 60 minutos, mientras que en el fraguado final debe ser inferior a 8, 10 ó 12 horas. ^[16] |
| Expansión por Autoclave | La determinación de la inalterabilidad del volumen del cemento o sanidad del cemento, es decir, la capacidad de una pasta endurecida para conservar su volumen después del fraguado. | ASTM C 151 (INEN 200), el cambio máximo permisible en la longitud es de 0.8 % . ^[17] |

Continúa...

| Propiedad | Característica | Norma |
|--|---|---|
| Contenido de Aire en el Mortero | Se realiza colocando el molde de flujo sobre la mesa de flujo y vertiendo dentro de él y compactando, bajo condiciones normalizadas, una muestra del mortero con determinada cantidad de agua. | ASTM C 185 (INEN 195), se produce una fluidez de 87.5% +/- 7.5 % |
| Resistencia a la Compresión | La prueba se la realiza sobre el mortero, una mezcla de agua, cemento y un agregado fino específico. | ASTM C 109 (INEN 488), el concreto de uso generalizado tiene una resistencia de 210 y 350 kg/cm ² , el de alta resistencia a la compresión al menos 420 Kg/cm ² . |
| Calor de Hidratación | Es el calor que se desprende durante la reacción que se produce entre el agua y el cemento al estar en contacto. | ASTM C 186 (INEN 199), el calor de hidratación que se produce en un cemento normal es del orden de 85 a 100 cal/g. |
| Expansión en barra de mortero | Se sumerge las barras de mortero en solución de Na ₂ SO ₄ para evaluar las variaciones en el cambio en la longitud de las barras a través del tiempo, se observa su fisuración superficie, depósitos superficiales de geles en el interior. | ASTM C 1012 (INEN 2529), para cementos HS debe ser menor a 0.05% (ASTM C 1157), la expansión máxima a un año es de 0.1 %. ^[18] |
| Resistencia a los Sulfatos | Los cementos para uso en hormigones que están expuestos al agua de mar o agua residual y subterránea que contiene sulfatos. | ASTM C 452 (INEN 2503), límite máximo es del 5% de C3A para cementos resistentes; 8% de C3A para cementos con resistencias moderadas a sulfatos. |

Tabla 1.6 Características Físicas y Mecánicas de los Cementos

Densidad

También se tiene una propiedad importante que es requerida para el diseño y selección de los equipos como es la densidad del cemento, según

el sistema internacional SI clasifica a los agregados que constituyen a los cementos de la siguiente manera con su respectiva densidad como se puede observar en la tabla 1.7:

| Material | Kg/m ³ |
|--------------------|-------------------|
| Cemento - Clinker | 1290 - 1540 |
| Cemento - Portland | 1506 |
| Cemento - Mortero | 2162 |
| Caliza | 1200 |
| Puzolana | 800 |
| Yeso | 1120 |

Tabla 1.7 Densidad de las materias Primas ^[19]

Debido a que el material se encuentra recién en la fase de trituración, éste pertenece a las densidades comprendidas entre 1290 y 1540 kg/m³, es decir, el cemento se encuentra en la fase donde se juntan o se mezclan las materias primas y es por eso que se lo considera cemento-clinker y según los datos prestados por el departamento de calidad de esta empresa tiene una densidad de 1300 Kg/m³. Mientras que los otros agregados que actúan en la preparación del cemento Puzolánico IP, se tiene caliza 1200 kg/m³, Puzolana 800 kg/m³, y el yeso 1120 kg/m³.

Índice de Molturabilidad de Bond

El índice de trabajo de Bond se define como el parámetro de molturación el cual expresa la resistencia que ofrece el material al proceso de trituración y

molienda. También tiene gran utilidad para evaluar la eficiencia de una ó diferentes etapas de operación de trituración y molienda comparado los w_i obtenidos en laboratorio con los obtenidos de datos de operación de la planta. Entre los agregados que ingresan a la trituradora el más resistente a la pulverización es el clínker, este tiene un factor de molturabilidad de 13.45 kwh/sh ton.

Requisitos Químicos y Físicos del Cemento Puzolánico IP

A continuación se verificará las características del producto a procesar según el departamento de calidad de la empresa donde se realiza la fabricación del Cemento Portland Puzolánico Tipo IP, los requisitos químicos se muestran en la tabla 1.8, cumpliendo con la norma nacional antes mencionada INEN 490:2010 ^[20] quinta revisión (ver Anexo A).

| Requisitos Químicos | | | |
|--------------------------------|--------|----------|-----------|
| Propiedad | Unidad | INEN 490 | Resultado |
| SiO ₂ | % | N/A | 31.19 |
| Al ₂ O ₃ | % | N/A | 6.59 |
| Fe ₂ O ₃ | % | N/A | 2.37 |
| CaO | % | N/A | 53.89 |
| MgO | % | 6.0 máx. | 1.31 |
| SO ₃ | % | 4.0 máx. | 1.96 |
| Pérdida por Calcinación | % | 5.0 máx. | 1.62 |
| Residuo Insoluble | % | N/A | - |

Tabla 1.8 Requisitos Químicos del cemento Portland Puzolánico Tipo IP.

1.3. Descripción de la producción de cemento

Producción Mundial de Cemento

El crecimiento en el consumo mundial de cemento se ralentizó 2,4% en 2008 al situarse en 2.830 toneladas métricas, pero después se recuperó y alcanzó las 2.998 toneladas métricas en 2009 e incluso 3.294 en 2010, cifras que representan tasas de crecimiento anual de 5,9% y 9,9% para el 2009 y 2010 respectivamente, se espera que el cemento alrededor del planeta alcance la cifra récord de 3.859 toneladas métricas en el 2012. ^[21]

Entre los mayores productores de cemento en el mundo (ver tabla 1.9), China lidera la tabla con una producción de 1800'000.000 toneladas métricas, en segundo lugar India con 220'000.000 toneladas métricas y en tercer lugar Estados Unidos con 63'500.000 toneladas métricas, mientras que Ecuador se encuentra entre los productores minoritarios de cemento con 5'800.000 toneladas métricas anuales.

| PRODUCCIÓN MUNDIAL DE CEMENTO | |
|-------------------------------|---------------------------------|
| PAÍS | TON. MÉTRICAS X 10 ³ |
| China | 1800000 |
| India | 220000 |
| Estados Unidos | 63500 |
| Turquía | 60000 |
| Brazil | 59000 |
| Japón | 56000 |
| Irán | 55000 |

| PAÍS | TON. MÉTRICAS X10 ³ |
|----------------|--------------------------------|
| Vietnam | 50000 |
| España | 50000 |
| Rusia | 49000 |
| Egipto | 48000 |
| Corea | 46000 |
| Arabia Saudita | 45000 |
| Indonesia | 42000 |
| Italia | 35000 |
| México | 34000 |
| Alemania | 31000 |
| Tailandia | 31000 |
| Pakistán | 30000 |
| Otros Países | 520000 |

Tabla 1.9 Producción Mundial de Cemento ^[22]

Producción Nacional de Cemento

La industria del cemento en Ecuador se inicia en el año 1923 cuando la empresa Industrias y Construcciones instaló la primera planta en la ciudad de Guayaquil, con una producción de 3.000 toneladas /año.

La industria nacional suministra el 100% del cemento gris que se consume en el país, siendo el cemento Portland IP, que se elabora bajo la Norma INEN 490 (ASTM C 595), el de mayor comercialización, cementos puros tipo I y II así como por desempeño HE se los puede obtener bajo pedido, el cemento blanco y especiales se importan.

A continuación se presenta en la figura 1.5 el incremento del consumo de cemento desde el 2000 hasta el 2011, con un incremento anual aproximado de 7,9% y el incremento per cápita de 5,8%. Llegando a 5'705.731 toneladas métricas de consumo en el 2011 y esperando que en 2012 alcance un consumo de 6'200.000 toneladas métricas.

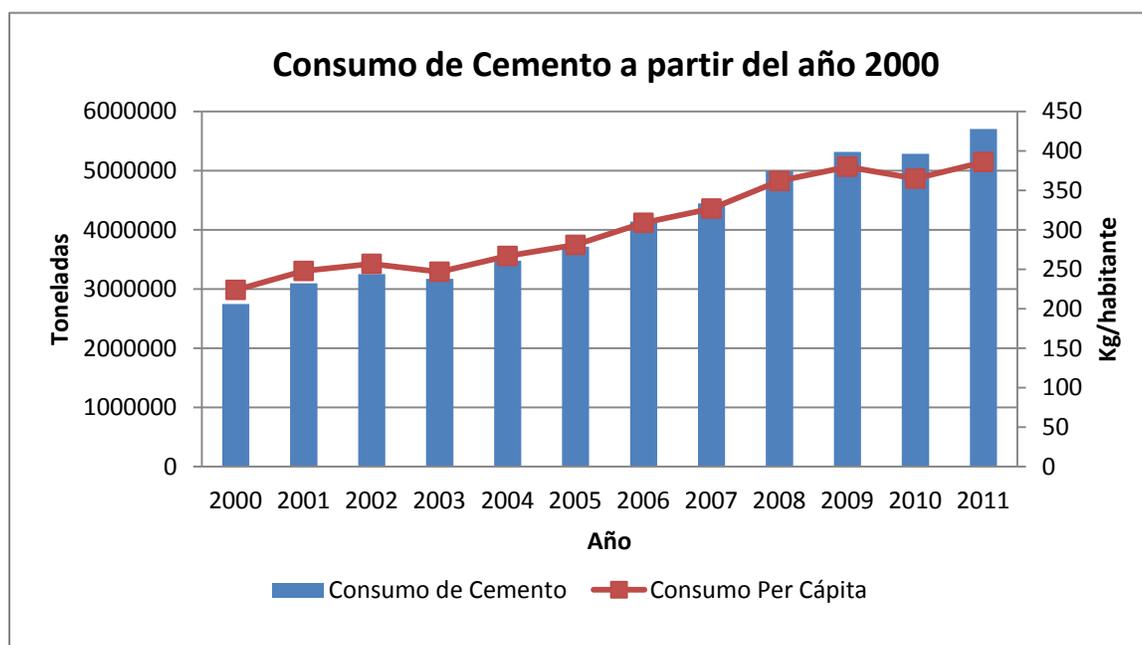


Figura 1.5 Mercado de Cemento y consumo per cápita a partir del año 2000 en el Ecuador ^[23]

Producción de la Empresa

Las condiciones financieras y tecnológicas de la empresa, se verifica que es la tercera empresa de producción de cemento a nivel nacional. Se produce 450.000 toneladas al año lo que la ubica en tercer puesto de

participación en el mercado, en la figura 1.6 se puede verificar el crecimiento que se ha producido debido a la gran demanda que se ha producido gracias a la obra pública y el negocio inmobiliario en esta zona del Ecuador.

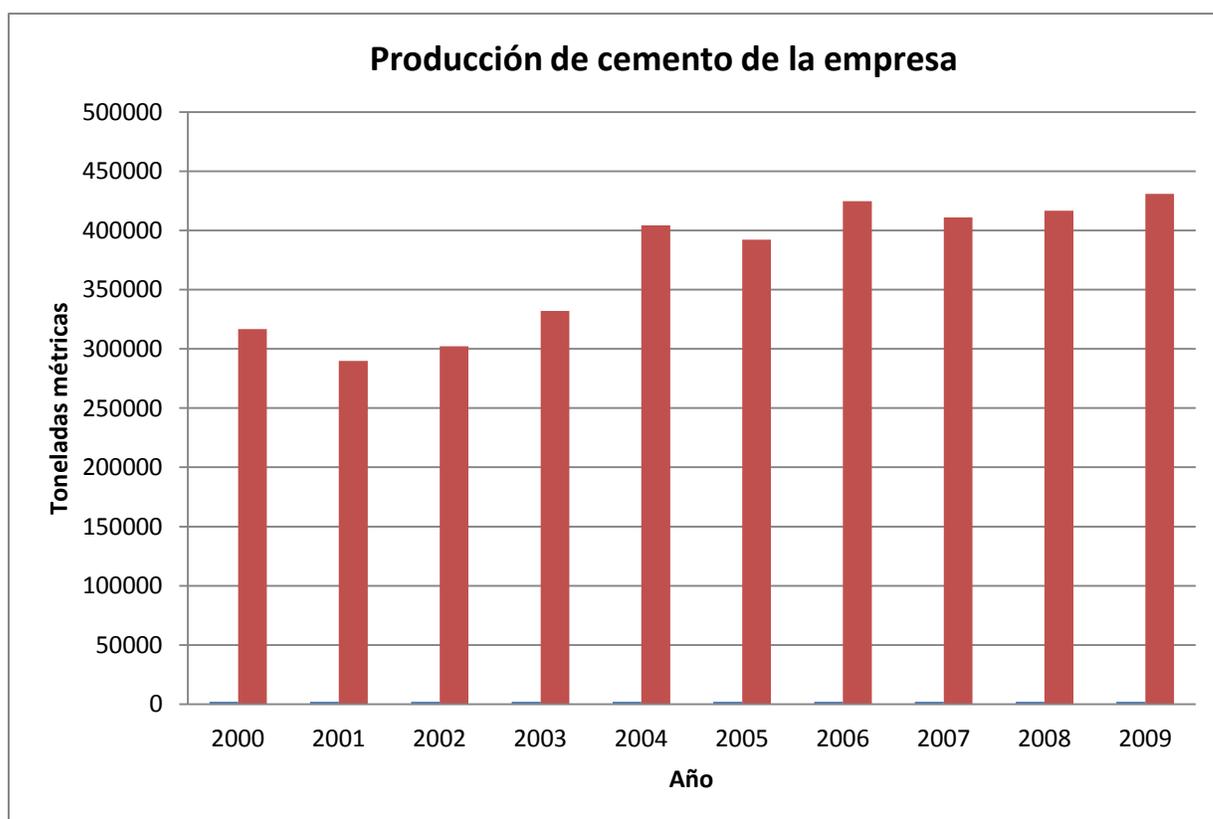


Figura 1.6 Producción de cemento de la empresa a partir del año 2000^[24]

Debido a la alta demanda se planifica la inversión en algunos insumos y equipos, que aportarían en forma interesante la productividad y posicionamiento del mercado. Se lleva adelante el proceso de adquisición de un Secador de Puzolana y un Sistema de Pre-molienda de Clinker y

aditivos con otros equipamientos, que permitirán en el 2012 incrementar la producción y bajar los costos, lo que pondrá en mejor posición competitiva frente a la competencia y atención a la demanda. El proceso de contratación se realiza, a través del portal de compras públicas, por el valor de 10'000.000 de dólares. ^[25]

Proceso de Fabricación del Cemento

Los métodos comerciales que se usan en la fabricación del clinker de cemento Portland, una vez que el crudo ya está homogeneizado, son principalmente los siguientes:

- Proceso por vía húmeda.
- Proceso por vía seca.
- Proceso por vía semi-húmeda.
- Proceso por vía semi-seca.

Desde un punto de vista histórico, el proceso de fabricación del clinker ha pasado por el cambio de la vía húmeda a la seca.

Proceso por Vía Húmeda

La vía húmeda permitía un manejo y una homogeneización más fácil de las materias primas, especialmente en los casos en que están húmedas o son

pegajosas o cuando exhibían grandes fluctuaciones en su composición química. El proceso por vía húmeda (Figura 1.7) se prepara una papilla añadiendo agua a las materias primas finamente molidas, que a continuación se bombea a un horno rotatorio de gran longitud ($L/D=30$), en el cual tiene lugar todo el piropcesamiento.

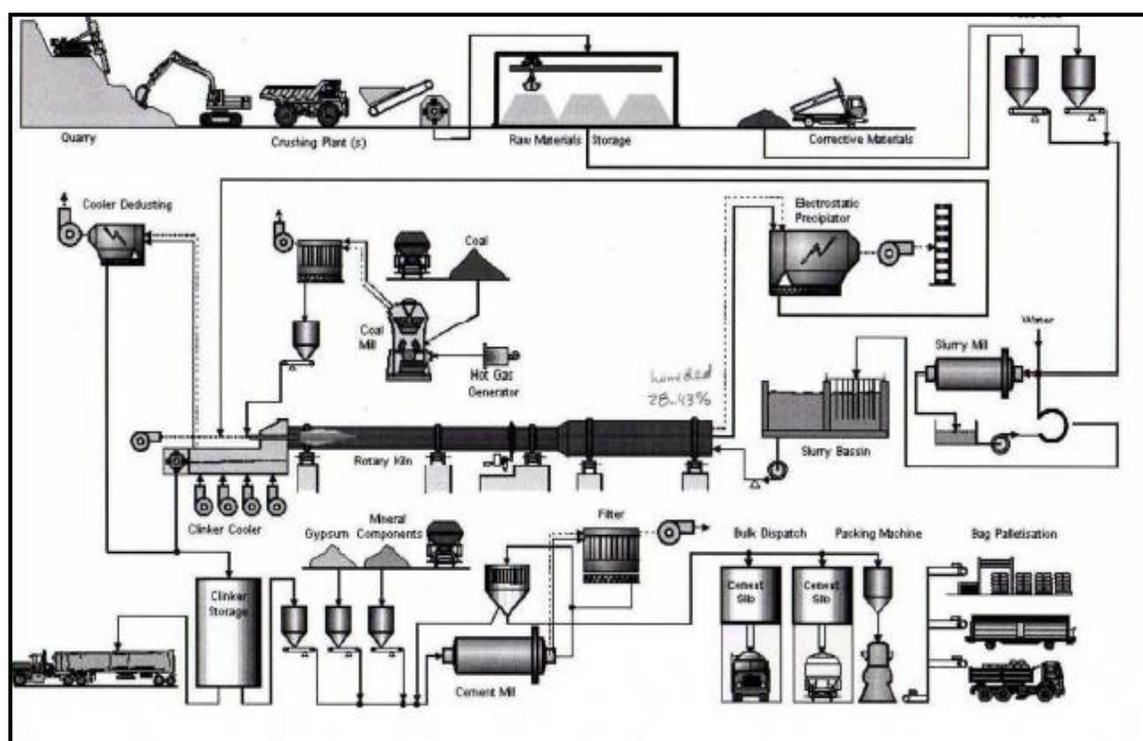


Figura 1.7 Proceso de Fabricación de Cemento Vía Húmeda [26]

En el proceso húmedo, las materias primas (con alto contenido de humedad) son envueltas en agua para formar una composición acuosa

bombeable. La sustancia es alimentada directamente dentro del horno o el primer secador.

Proceso por Vía Seca

En el proceso por vía seca (Figura 1.8) se prepara una mezcla en seco de las materias primas finamente molidas, que se homogeneiza en silos mediante aireación y que a continuación se alimenta a un horno rotatorio de menor longitud que en el caso de la vía húmeda ($L/D=15$). El calentamiento inicial del crudo en suspensión, hasta aproximadamente 800°C , se lleva a cabo en un intercambiador de calor mediante el CO_2 , que se desprende durante la calcinación de la caliza y los gases procedentes de la combustión del fuel, carbón, etc.

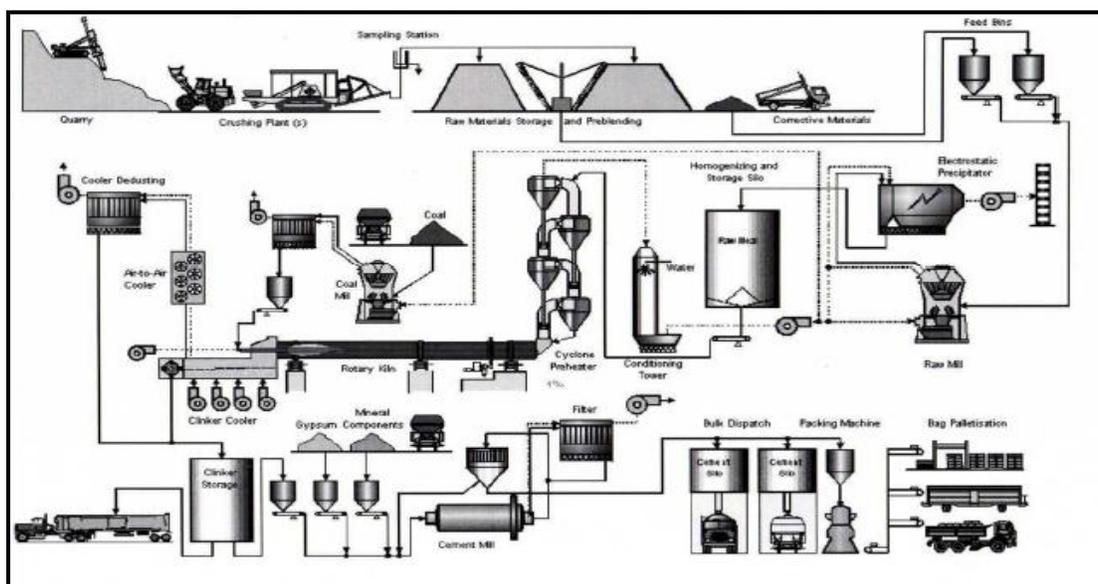


Figura 1.8 Proceso de Fabricación de Cemento Vía Seca [27]

Un desarrollo importante del proceso por vía seca, ha sido colocar un precalcinador en la base de la torre del intercambiador de calor, en el cual se quema parte del combustible (50 – 65% del total) usando como comburente aire del enfriador. Esto permite que el crudo entre en el horno rotatorio con un grado de calcinación superior al 90%.

En este proceso las materias primas son molidas y secadas para obtener el crudo en forma de polvo fluido. El crudo seco es alimentado a un precalentador o un horno precalcinador o no muy frecuentemente a un horno seco largo.

Proceso por Vía Semi-Seca

En el proceso por vía semi-seca o proceso LEPOL (Figura 1.9) el crudo se noduliza en un plato granulador. Los nódulos formados tienen un contenido en agua del 10-12% y un diámetro de aproximadamente 15 Mm. y se alimentan a una parrilla donde se secan, precalientan y se calcinan parcialmente, haciendo uso de los gases de salida del horno rotatorio.

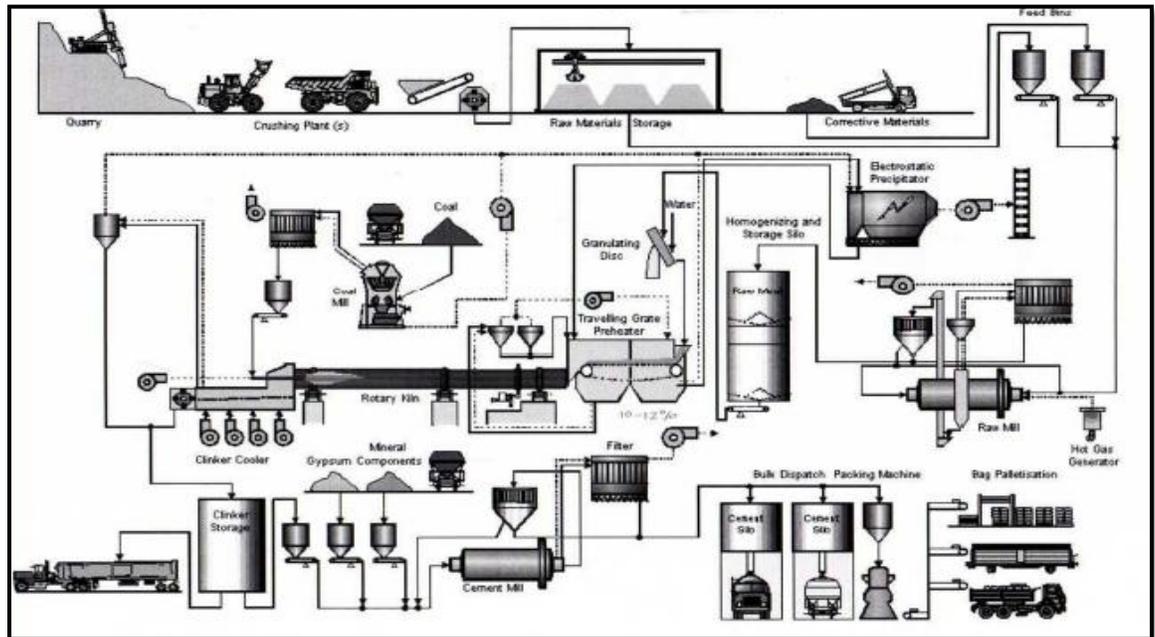


Figura 1.9 Proceso de Fabricación de Cemento Vía Semi-Seca [28]

Los gases calientes del horno primario pasan a través de la capa de nódulos secos en la cámara caliente, a continuación se desempolvan en unos ciclones, para a continuación pasar a través de la capa de nódulos húmedos en la cámara de secado de la parrilla. La cantidad de polvo que sale con los gases de salida de la parrilla es muy baja, ya que el residual que traían después del ciclonado se deposita en el lecho de nódulos húmedos.

Proceso por Vía Semi-Húmeda

También se puede denominar proceso LEPOL (Figura 1.10), a las materias primas en forma de papilla se les elimina agua mediante filtro prensa,

alcanzándose una humedad del 16 – 21%. A continuación las tortas que salen de los filtros pueden procesarse en máquinas extrusoras para formar pelets que se alimentan a una parrilla con tres cámaras o bien, dichas tortas, se envían a un depósito intermedio antes de ser alimentadas a trituradoras – secadoras que producen un crudo seco que se alimenta a un torre intercambiadora de calor con o sin sistema de precalcificación.^[29]

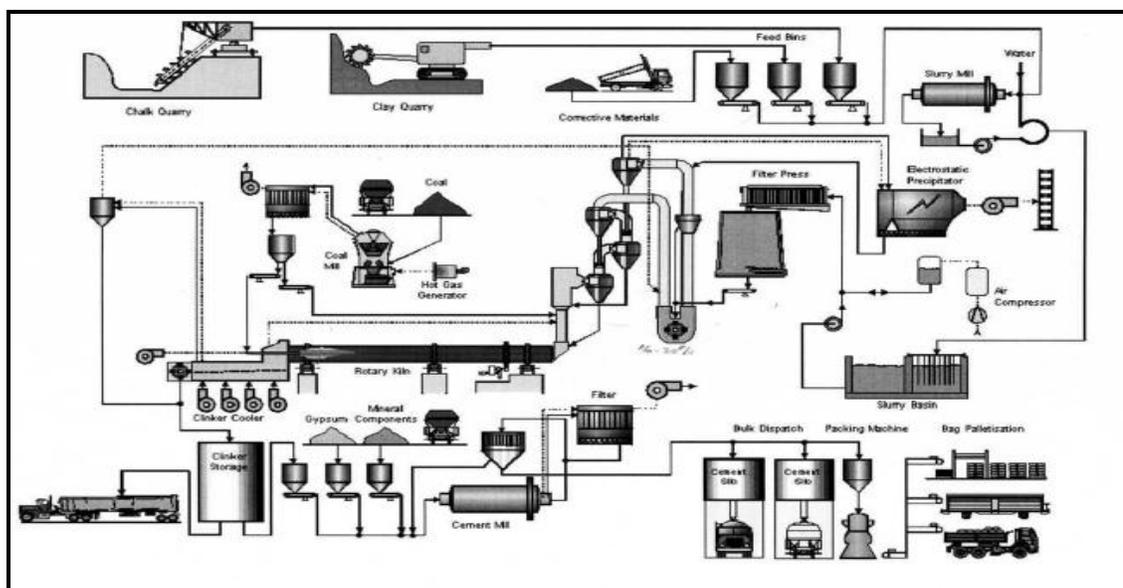


Figura 1.10 Proceso de Fabricación de Cemento Vía Semi-Húmeda^[28]

Descripción del Proceso de Fabricación del Cemento

La Fabricación de clínker y cemento (Ver Figura 1.11) incluye las etapas de Trituración primaria, Trituración Secundario, pre-homogenización, molienda y homogeneización, pre-calentamiento, clinkerización, enfriamiento, almacenamiento, embolsado y despacho. En todas las

etapas del proceso de fabricación se instala sistemas de control para la reducción de emisiones de material particulado y sistemas de pesaje para la correcta cantidad de mezclas. [30]

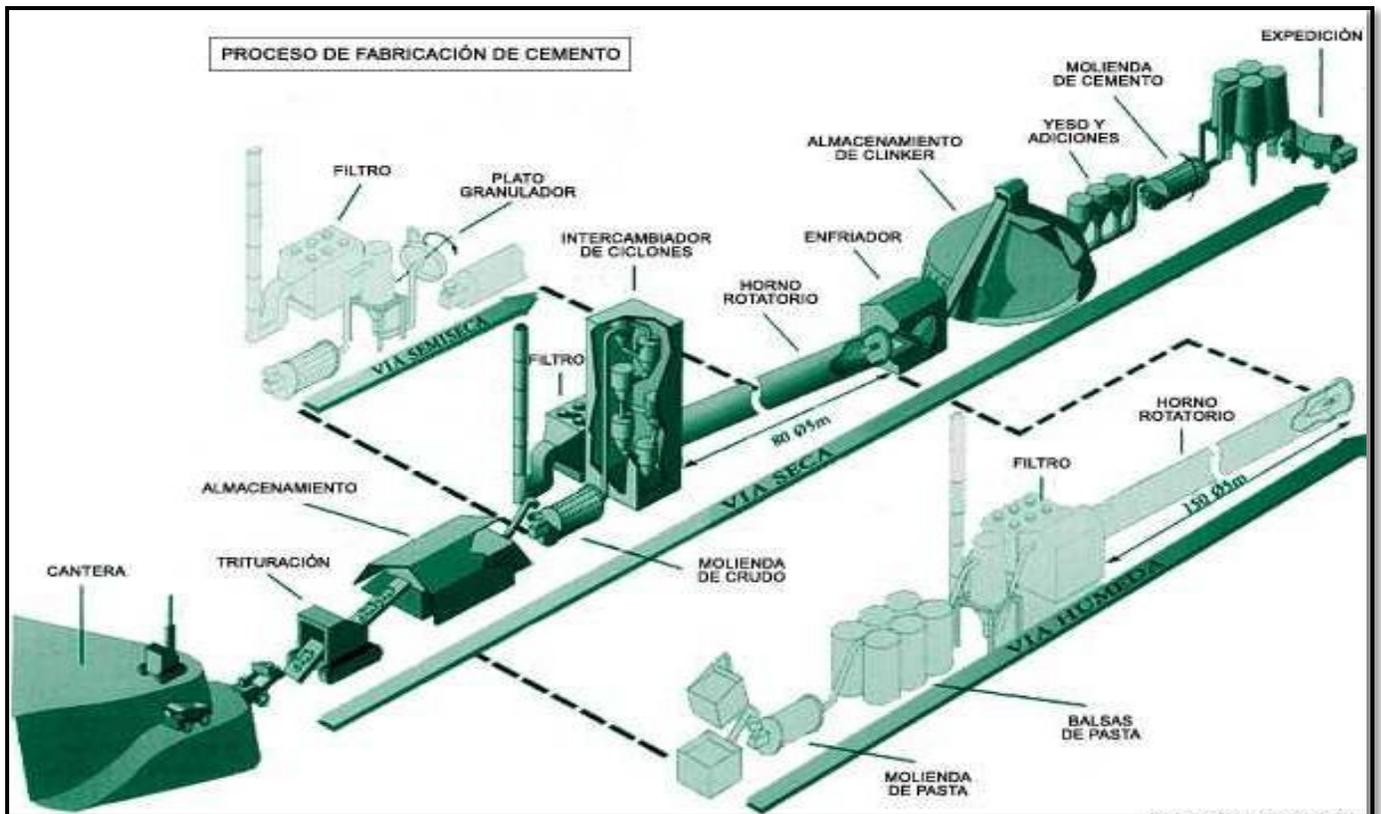


Figura 1.11 Flujo del Proceso de Fabricación de Cemento

Obtención de las materias primas

Generalmente calizas o margas, son las encargadas de aportar el CaO que luego reaccionará en el horno para formar los silicatos que son los componentes realmente activos en el clinker. Y las arcillas o pizarras, son las encargadas de aportar los óxidos que funcionan como fundentes y que

contribuyen a la formación de fase líquida en el horno facilitando las reacciones. Estos materiales se extraen mediante perforación y voladura de una cantera que generalmente se encuentra en las proximidades de la fábrica. Una vez realizado el arranque el material sufre una primera trituración y es transportado a las instalaciones de la fábrica.

Trituración preliminar

La trituración es la primera etapa de la operación de reducción de tamaño de las materias primas por impacto y/o presión (Admitiendo el mayor tamaño posible) y tiene por objetivo obtener un producto fácilmente transportable y con la granulometría apropiada, que se preste bien a la operación de pre-homogeneización en montones y cuyo tamaño sea lo más fino posible y, en cualquier caso, cuyo tamaño superior sea aceptable como alimentación de los molinos de crudo, que, generalmente, es del orden de 25 – 30 mm o incluso 50 mm. Es decir, que las materias primas extraídas de la mina se la reducen a un tamaño de 125 mm en la trituradora primaria y luego pasa a la trituradora secundaria donde se reduce el material máximo hasta 20 mm, con este tamaño el material está lista para almacenarse e iniciar la pre-homogenización.

Las instalaciones de trituración suelen ser de una sola etapa o de dos etapas, según que se desee alcanzar el tamaño de partícula conveniente (<25 mm) con una sola trituradora o con dos montadas en serie. Cada una de las trituradoras puede trabajar en circuito abierto (con o sin tamizado preliminar) o en circuito cerrado. También las instalaciones de trituración pueden ser estacionarias o móviles, las estacionarias se usan especialmente cuando se exige una producción en gran escala (ver figura 1.12).



**Figura 1.12 Instalación Estacionaria de Trituración Primaria
Almacenamiento y Pre-homogenización**

El material resultante de la trituración es transportado hasta “la playa de pre-homogenización” donde se almacena y homogeniza la materia prima.

La pre-homogeneización conjunta de las materias primas consiste en el amontonamiento sucesivo, en una misma pila, de las distintas materias primas que van a entrar en el crudo y en sus respectivas proporciones de mezcla. La dosificación de los componentes se realiza antes de llevarlos al lecho de mezcla y el control de entrada de los materiales se lleva a cabo mediante una estación de toma de muestras.

Para la formación de los lechos de mezcla el tamaño máximo del material a pailar no ha de ser superior a 25 – 30 mm, la eficacia del apilamiento viene determinada por el tipo de material y la forma de apilarlo y extraerlo.

La formación de lechos de mezcla puede ser: Longitudinal o Circular como se puede apreciar en la figura 1.13:



Figura 1.13 Pre-homogeneización a) Lecho Circular b) Lecho Longitudinal

Entre los métodos de apilamiento longitudinales más utilizados se tienen:

1. Formación de pilas piramidales (Método Chevrón)
2. El método de l
3. estratos inclinados.
4. El método de las pilas cónicas.

Los métodos que más se utilizan son:

1. Formación de pilas piramidales o método Chevrón
2. Método de las hileras superpuestas o Método Windrow.
3. Formación de capas horizontales.
4. Método combinado Chevron.

Molienda de Crudo

Consiste en la reducción de los materiales ya triturados a polvo, y su objetivo es el aumento de la superficie del material (siempre de acuerdo con una distribución granulométrica establecida), concepto que se extiende al de la obtención de una adecuada reactividad para la próxima etapa del proceso de fabricación del clinker, que es la cocción.

La piedra homogenizada es extraída y dosificada dentro de el molino vertical (ver figura 1.14) donde la cual se transforma en harina. A su vez se

adicionan oxido de hierro, corrector y yeso y se muelen sobre una mesa giratoria con rodillos que ejercen presión sobre la misma.



Figura 1.14 Molienda de crudo mediante el Molino Vertical

Secado

Las materias primas que se utilizan para la fabricación del clinker y del cemento, en general tiene un contenido de humedad, que las hace no ser adecuadas para el proceso por vía seca, por tanto han de ser secadas previamente.

Junto al secado simultaneo con la trituración y molienda o con la molienda, en la industria del cemento también se utilizan:

- Secaderos de tambor (ver Figura 1.15): Es un cilindro de chapa soldada, cuyo espesor varía entre 10 – 20 mm aproximadamente, dependiendo del tamaño del secadero. En los secaderos de calefacción directa, la temperatura a la entrada ha de ser, como máximo, de unos 650°C. En secaderos de flujo paralelo, destinados casos especiales del proceso de secado, se puede elevar la temperatura de los gases a la entrada hasta unos 750 – 975°C.
- Secaderos rápidos: Consiste principalmente en un cilindro fijo de sección circular o a veces elíptica, construido en acero y estanco al aire, el movimiento de los gases y del material a secar es en la misma dirección. La temperatura de los gases a la entrada del secadero puede alcanzar hasta los 600°C, la cantidad de gases necesaria llega hasta 2 m³/kg de material de alimentación al secadero y su rendimiento térmico es de un 68,5% para materiales con un 20% de humedad inicial.
- Secaderos flash: El proceso de secado se realiza de forma eficiente, ya que el material está en suspensión en los gases y el intercambio de calor es grande debido a la gran superficie a través de la que se produce. El secador normalmente tiene 1 metro de diámetro y una altura de 24 metros. La pérdida de presión es de unos 30 mbar, lo que equivale a un consumo energético de 2 – 3 kWh/t.



Figura 1.15 Secado de Tambor

Enfriamiento

El enfriamiento del clinker influye sobre su estructura, composición mineralógica, molturabilidad (índice de molienda del material) y con ello sobre las propiedades del cemento que con él se fabrique.

El enfriador de parrilla (ver figura 1.16) de vaivén que consiste en una serie de placas de parrilla alternativamente fijas y móviles, se acciona con motores y el número de vaivenes es del orden de 4-17/min.



Figura 1.16 Enfriador de Parrilla

Molienda de Cemento

Una vez enfriado el clinker, se dosifica junto al yeso, puzolana y filler caliza de acuerdo al tipo de cemento que se desea producir. El cemento se muele a una finura determinada, para lo que se cuenta con separadores de alta eficiencia de tal forma lograr la finura deseada del producto, que es controlada cada hora y así lograr las resistencias.

Para ello se utilizan los siguientes molinos:

- Prensa de rodillos.
- Molinos verticales de rodillos
- Molinos de bolas. (ver figura 1.17)
- Molinos horizontales de rodillos.



Figura 1.17 Molino de Bolas.

Almacenamiento y Despacho

Los distintos tipos de cemento son transportados hasta los silos de almacenamiento desde donde puede ser despachado a granel o envasado en bolsas.

El cemento es almacenado en grandes silos de cemento que tienen un diámetro entre 10 – 30 m y una capacidad de almacenamiento de hasta 40000 toneladas. Estos silos se pueden clasificar en varios tipos:

- Silo Tangencial
- Silo de fondo plano
- Silo de Fondo Cónico
- Silo multi-celular

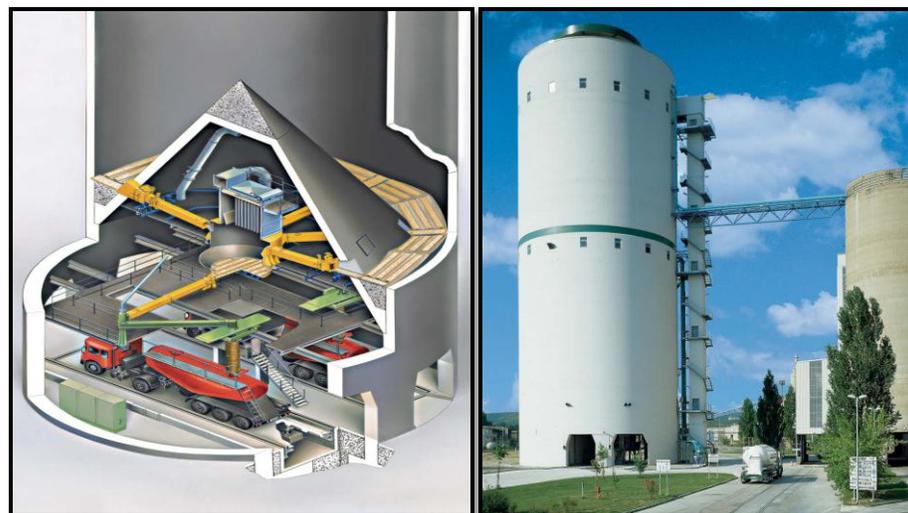


Figura 1.18 Silo Multicelular

1.4. Normas y estándares técnicos

Emisión de Polvo

La generación de polvo se produce por el almacenamiento, cribado, transporte y trituración de los agregados para la fabricación del cemento, el material particulado suspendido en el aire (PST), esta caracterización se identificaron las principales fuentes de acuerdo a los factores de emisión establecidos por la EPA apartado 42. En la tabla 1.10 se observa en que procesos se genera mayor polución de material.

| Proceso | PST (Kg/unidad) | Unidad |
|------------------------|--------------------|------------------------------------|
| Limpieza | 1.5 | Toneladas de polvo procesado |
| Descarga | 0.5 | |
| Carga | 0.15 | |
| Elevador (Superior) | 0.75 | |
| Elevador (terminal) | 5.11 | |
| Banda | 0.85 | |

Tabla 1.10 Factores de emisión de material Particulado ^[31]

Dispositivos de limpieza de aire

Los ciclones, filtros y ductos deben ser diseñados y seleccionados de acuerdo a la cantidad, calidad y características tanto físicas como químicas del cemento, y las condiciones del flujo de polvo determinarán el tipo de

filtro o colector para cada aplicación. En la tabla 1.11 se puede verificar el rango de partículas atrapadas por los dispositivos.

| Equipo | Rango de partículas que atrapa en micras |
|---------------------------------------|---|
| Precipitadores electrostáticos | 0.01 a 90 |
| Filtros de Tela | 0.05 a 90 |
| Lavadores de gases | 0.05 a 100 |
| Separadores centrífugos | 5 a 1000 |
| Cámaras de sedimentación | 10 a 10000 |

Tabla 1.11 Partículas atrapadas por dispositivos de control

Ventiladores

El nivel de ruido para los equipos no deben exceder 85 dbA cuando este es medido a 1.5 m de la fuente en condiciones normales, por lo que se incluirán silenciadores para la disminución del ruido. Todos los ventiladores deben ser dimensionados para motores de 1750 rpm, no deben exceder de los 2000 rpm.

Bandas transportadoras

Las Bandas Transportadoras no deben tener una excesiva velocidad e inclinación debido a que se puede producir derrames, carga irregular y ancho inadecuado, falta de tensión de la banda y adherencias de material húmedo o mojado. La banda transportadora debe estar en buen estado mantenimiento; si los rodamientos y el resto del mecanismo no están bien

lubricados, podría causar ignición en el área de trabajo. El deslizamiento entre el tambor y la banda generará calor generará calor y puede resultar en electricidad estática. Un factor de seguridad de alrededor 1.6 debe ser aplicado para la selección de la banda.

Elevador de cangilones

Ya que se maneja material abrasivo como lo es el clínker que tiene un índice de abrasividad alta, por lo que se recomienda que el diseño del elevador de cangilones sea de cadenas para aumentar la vida útil del elevador.

Tolvas

Las tolvas se deben construirse con materiales resistentes a la abrasión, aumentando la vida útil de la tolva.

1.5. Seguridad y medio ambiente

El cuidado del medio ambiente importa, primero, por la salud de los trabajadores y de la población del lugar, y además porque ayuda a preservar el equilibrio ecológico.

Las emisiones de polvo se controlan mediante cilclonetas, colectores de bolsa y electrofiltros. Las ciclonetas precipitan el polvo y liberan los gases

durante el enfriamiento del clínker. Hay colectores de bolsa en los aereadores, los silos y a lo largo de los deslizadores. Finalmente, los últimos residuos de polvo van a los electrofiltros, que controlan las emisiones de los precalentadores y unidades de molienda.

El control de polvo que resulta del transporte, en las pilas de acopio y caminos de la planta son la causa principal de la degradación de la calidad del aire, la gestión del medio ambiente está regulada por la norma ISO 14001 que ha sido aceptada internacionalmente y es la encargada de gestionar el delicado equilibrio entre el mantenimiento de la rentabilidad y la reducción del impacto medioambiental. Otro punto importante es el control de la salud y seguridad ocupacional de los trabajadores dentro de la planta, la norma OHSAS 18001 es la norma que ayuda a la organización e identificar, priorizar y gestionar la salud y los riesgos laborales como parte de las prácticas normales de la organización.

En la producción de cemento se tienen concentraciones de polvo contaminantes provenientes de los gases del horno, en la tabla 1.12 se indican la concentraciones de contaminantes provenientes de los gases del horno.

| | |
|--------------------------------------|--------------------------------|
| Polvo | 20 - 200 mg/Nm ³ |
| NO ₂ | 500 - 2.000 mg/Nm ³ |
| SO ₂ | 10 - 2.500 mg/Nm ³ |
| TOC | 10 - 100 mg/Nm ³ |
| CO | 500 - 2.000 mg/Nm ³ |
| Fluoruro | <5 mg/Nm ³ |
| Cloruro | <25 mg/Nm ³ |
| PCDD/F | <0,1 ng/Nm ³ |
| Metales pesados | |
| Grupo I: Hg, Cd, Tl | <0,1 mg/Nm ³ |
| Grupo II: As, Co, Ni, Se, Te. | <0,1 mg/Nm ³ |
| Grupo III: Pb, Cr, Cu, mn, V, Sn, Zn | <0,1 mg/Nm ³ |

Tabla 1.12 Concentración de contaminantes en los gases ^[32]

Dióxido de azufre

El promedio aritmético de la concentración de SO₂ determinada en todas las muestras en un año no deberá exceder de 80µg/m³. La concentración máxima en 24 horas no deberá exceder 350µg/m³, más de una vez en un año.

Óxido de nitrógeno

Según la norma de calidad del ambiente expresa que el promedio aritmético de la concentración de óxidos de nitrógeno (NO₂) en todas las muestras en un año, no deberá exceder de 100µg/m³. La concentración

máxima en 24 horas no deberá exceder $150 \mu\text{g}/\text{m}^3$ más de dos veces en un año.

Material particulado menor a 10 micrones (PM10)

El promedio aritmético de la concentración de PM10 de todas las muestras en un año no deberá exceder de $50 \mu\text{g}/\text{m}^3$. La concentración máxima en 24 horas, de todas las muestras colectadas, no deberá exceder $150 \mu\text{g}/\text{m}^3$, valor que no podrá ser excedido más de dos veces en un año.

Monóxido de carbono

La concentración de monóxido de carbono de las muestras determinadas de forma continua, en un período de 8 horas, no deberá exceder $10000 \mu\text{g}/\text{m}^3$ más de una vez en un año. La concentración máxima en una hora de monóxido de carbono no deberá exceder $40000 \mu\text{g}/\text{m}^3$ más de una vez en un año.

Límites permisibles de emisiones al aire para fuentes fijas de combustión

Serán designadas como fuentes fijas significativas todas aquellas que utilizan combustibles fósiles sólidos, líquido, gaseosos, o cualquiera de sus combinaciones y cuya potencia calorífica sea igual o mayor a $3 \times 10^6 \text{ W}$. El clínker tiene un poder calorífico aproximado de $3.2 \text{ MJ}/\text{kg}$, y en la planta se

calientan 250 ton/h de clínker en los hornos, por lo que se obtiene una potencia calorífica de 8×10^{11} W, por lo que se considera este proceso como una fuente Fija significativa.

En la tabla 1.13 se encuentran los valores máximos permisibles de emisiones al aire para fuentes fijas de combustión.

| Contaminante Emitido | Combustible Utilizado | Unidades | Valor |
|----------------------------|-----------------------|---------------------|---------------------|
| Partículas | Sólido | mg/Nm ³ | 200 |
| | Bunker | mg/Nm ³ | 200 |
| | Diesel | mg/Nm ³ | 150 |
| | Gaseoso | No aplicable | No aplicable |
| Óxidos de Nitrógeno | Sólido | mg/Nm ³ | 900 |
| | Bunker | mg/Nm ³ | 700 |
| | Diesel | mg/Nm ³ | 500 |
| | Gaseoso | mg/Nm ³ | 140 |
| Dióxido de Azufre | Sólido | mg/Nm ³ | No aplicable |
| | Bunker | mg/Nm ³ | 1650 |
| | Diesel | mg/Nm ³ | 1650 |
| | Gaseoso | No aplicable | No aplicable |
| Monóxido de Carbono | Sólido | mg/Nm ³ | 1800 |
| | Bunker | mg/Nm ³ | 300 |
| | Diesel | mg/Nm ³ | 250 |
| | Gaseoso | mg/Nm ³ | 100 |

Tabla 1.13 Límites máximos Permisibles de emisiones al aire para fuentes fijas de combustión ^[33]

CAPITULO 2

2. DISEÑO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS PRIMARIOS DEL SISTEMA DE PRE-MOLIENDA DE CLINKER Y ADITIVOS

2.1. Descripción del sistema de pre-molienda

El objetivo general del proyecto para la empresa es mejorar los indicadores de producción del proceso de molienda de cemento gracias a un aumento de producción de mínimo 15% y una reducción del consumo específico en el molino de bolas del mínimo 10% (Kwh/t). El sistema de Pre-molienda (ver figura 2.1) para la producción de cemento puzolánico IP con una capacidad de 150 t/h, deberá preparar la mezcla con 64% de clinker, 25% de puzolana, 7% de caliza y 4% de yeso que van a ser alimentados al molino de bolas con un tamaño de partícula de 4 mm, con el siguiente proceso:

Dosificar la mezcla por medio de bandas de placas metálicas, luego por medio de una banda transportadora de 170 t/h conducir el material hasta el elevador de cangilones, donde se eleva el material hacia el elemento clasificador; donde se clasifica por el tamaño de la partícula mediante una criba vibratoria o equipo similar, con una capacidad de 320 t/h, el material

menor a 4 mm se descargará como producto final al molino de bolas, el material con una granulometría comprendida entre 4 mm a 80 mm se descarga hacia un triturador y el material con un tamaño superior a 80 mm se descargará como rechazo hacia una tolva para otro tratamiento.

Reducción del tamaño de las partículas mediante un triturador, con una capacidad de alimentación de 150 t/h y el producto con un tamaño menor a 4 mm; cuya descarga se alimenta al elemento de transporte hacia el elemento clasificador en un lazo de circuito cerrado.

El proyecto se desarrollará con las siguientes condiciones climáticas y de la zona, como se muestra en la tabla 2.1:

| Descripción | Valores | Unidades |
|-------------------------------------|----------------|-----------------|
| Altura | 2600 | msnm |
| Temperatura Ambiente Promedio | 16 | °C |
| Temperatura Ambiente Máxima | 25 | °C |
| Humedad ambiente Relativa | 60 | % |
| Humedad ambiente Relativa Máxima | 80 | % |
| Disponibilidad de aire comprimido | 6 | Bar |
| Voltaje a media Tensión | 4,16 | KV |
| Voltaje bajo Voltaje | 460 | V |
| Frecuencia de la Tensión eléctrica | 60 | Hz |
| Voltaje de Control | 110 | Vac |
| Voltaje de control DC | 24 | Vdc |
| Señales analógicas | 4 a 20 | mA |
| Emisiones máximas del filtro | 25 | mgr/m3 |
| Emisiones de ruido máximas (a 5 m) | 60 | dB |
| Bus de campo para MCC y periferia | PROFIBUS | |

Tabla 2.1 Características de la Zona

DIAGRAMA DE FLUJO PRE-MOLIENDA

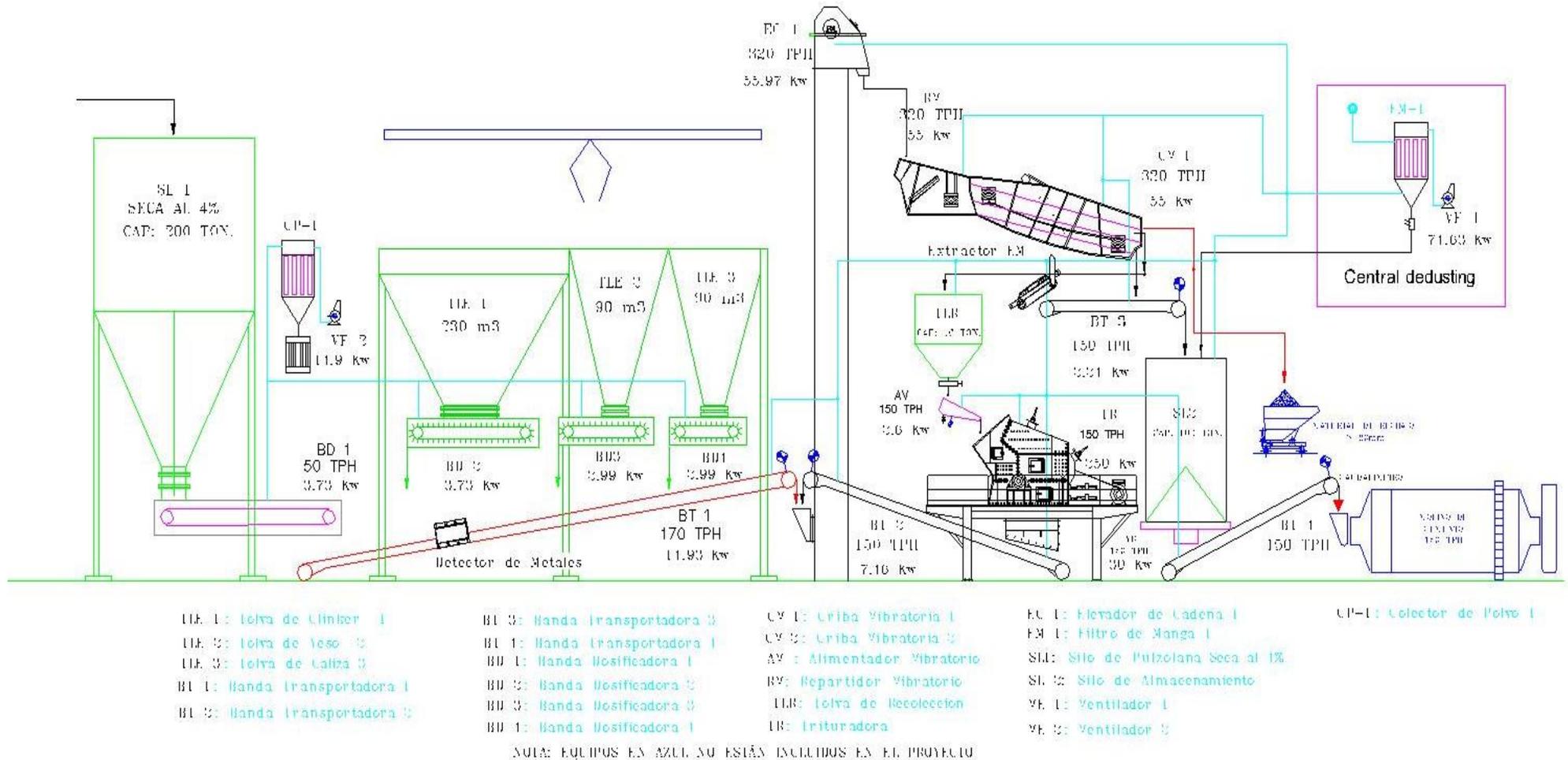


Figura 2.1 Diagrama de Flujo del Sistema de Pre-molienda

2.2. Sistemas de transporte

Este sistema está constituido por 4 bandas transportadoras, 4 bandas dosificadoras y un elevador de cangilones, como se puede observar en la figura anterior 2.1 donde se encuentra el diagrama de flujo y la posición de las diferentes bandas y del elevador.

A continuación se determinará las especificaciones técnicas de las bandas transportadoras:

| Especificaciones Técnicas | Bandas Transportadoras | | | |
|---------------------------|---|----------|---------|---------|
| | BT-1 | BT-2 | BT-3 | BT-4 |
| Capacidad | 170 t/h | 150 t/h | 150 t/h | 150 t/h |
| Tambores | Construcción Heavy Duty con recubrimiento de caucho | | | |
| Seguridades | Parada de emergencia por cable, sensores de resbalamiento | | | |
| Tamaño de Partícula | 80 mm | 8 - 4 mm | 4 mm | 4 mm |
| Material | Clínker, yeso, Caliza, Puzolana | | | |
| Densidad del Material | 1300 Kg/m ³ | | | |
| Longitud entre centros | 26 m | 10 m | 8.5 m | 13 m |
| Inclinación | 19° | 17° | 0° | 0° |
| Temperatura Máxima | 80°C | 40°C | 40°C | 40°C |

Tabla 2.2 Especificaciones de las Bandas Transportadoras

La banda BT-1 (ver tabla 2.2) se mezcla el yeso, la caliza, el clínker y la puzolana con un tamaño de grano de 80 mm, debido a la puzolana natural que proviene de la cantera triturado hasta un tamaño de 80 mm, la densidad especificada es 1300 Kg/m³ (clínker), se escoge la mayor entre los demás materiales para el diseño, esta banda transporta el material al

elevador de cangilones. Luego está la banda BT-2 que transporta el material ya triturado menor a 4 mm, pero se especifica mayor a 4 mm ya que pueden haber trozos de material que no alcancen a ser triturados a 4 mm, por eso primero tiene que pasar por los clasificadores para verificar el tamaño de grano y dirigirlos a la tolva de almacenamiento, tolva de rechazo o de nuevo a la trituradora. En la tabla 2.2 se encuentra la banda BT-3 que se encarga de transportar el material ya triturado al tamaño requerido menor a 4 mm hacia el silo de almacenamiento y por último se tiene la banda BT-4 (ver tabla 2.2) que es la encargada de transportar el material menor a 4 mm de la tolva de almacenamiento hacia el molino de bolas. Como se puede observar desde la banda BT-2 hasta la banda BT-4 la temperatura del material ha bajado y se lo especifica a 40°C, también se requiere que para todas las bandas sean de construcción “Heavy Duty”, es decir, que las bandas deben ser fabricadas para servicio pesado especialmente en la selección de los tambores y el recubrimiento de caucho de las bandas; también se tiene sistemas de seguridad como parada de emergencia por medio de cables para proteger de los riesgos (fenómenos peligrosos) que puedan causar daño a las personas, a la máquina o a una operación que se esté realizando, también se encuentra los sensores de resbalamiento que detectan si la banda no se adhiere a los

tambores o rodillos y comienza deslizarse entre ellos sin volver a acoplarse, los sensores se activan y detienen la marcha.

El siguiente sistema de transporte es el elevador de cangilones que transporta el material desde la mezcla que es transportada por la banda BT-2 del Hall de clinker (donde se encuentran las materias primas como yeso, clinker, caliza y puzolana) y se lo eleva hasta el edificio de pre-molienda donde cae a un repartidor vibratorio, las especificaciones están dadas en la tabla 2.3 presentada a continuación:

| EC-1 | | |
|----------------------------------|----------------------------------|-------------------|
| Especificaciones Técnicas | Valor | Unidad |
| Tipo | Elevador de cangilones de cadena | |
| Capacidad | 320 | t/h |
| Temperatura máxima | 120 | °C |
| Altura entre centros aproximada | 26 | metros |
| Material | Clinker, yeso, Caliza y Puzolana | |
| Densidad del material alimentado | 1300 | kg/m ³ |

Tabla 2.3 Especificaciones Técnicas elevador de cangilones EC-1

Como se puede observar se trata de un elevador de cangilones de 26 metros que transporta el material mezclado y debe soportar una temperatura de 120°C como máximo, tiene sistemas de seguridad como

sensores de desvío de cadena que detectan si las cadenas del elevador están desalineadas y produzcan un desacople entre la cadena y el tambor motriz o de cola, por lo que este sensor detiene el movimiento, también se tiene sensores de llenado de cangilones que permiten monitorear el llenado total de cada cangilón verificando que este no sobrepase o no se llene totalmente, luego se tiene el sensor de deformación de cangilón para evitar deformaciones y mantener la capacidad original con una descarga eficiente. Se especifica sensor de velocidad cero en la cola y sobre-velocidad en la cabeza que permiten el monitoreo de la velocidad en la cola y en el tambor motriz y evitar el paro del proceso o daño en el motor. Por último se requiere un switch de temperatura de acople ente el motor y reductor y monitorear que trabaje una temperatura óptima.

El último modo de transporte que se tiene son las bandas dosificadoras en las tolvas de clinker, yeso, caliza y puzolana que permiten regular o graduar la cantidad de material hacia la banda BT-1 y así obtener una mezcla proporcionada según los requerimientos del cemento Portland Puzolánico IP, a continuación se presentarán las especificaciones técnicas de las bandas dosificadoras en la tabla 2.4:

| Especificaciones Técnicas | Bandas Dosificadoras | | | |
|---------------------------|-----------------------|------------------------|------------------------|------------------------|
| | BD-1 | BD-2 | BD-3 | BD-4 |
| Capacidad | 50 t/h | 7 - 70 t/h | 2 - 40 t/h | 3 - 40 t/h |
| Tamaño de Partícula | 7 - 80 mm | 7 - 50 mm | 2 - 25 mm | 5 - 50 mm |
| Material | Puzolana | Clínker | Yeso | Caliza |
| Densidad del Material | 800 Kg/m ³ | 1300 Kg/m ³ | 1120 Kg/m ³ | 1200 Kg/m ³ |

Tabla 2.4 Bandas Dosificadoras BD-1; BD-2; BD-3; BD-4

2.3. Diseño y selección de bandas transportadoras

Las bandas transportadoras (ver figura 2.2) son elementos auxiliares de las instalaciones, cuya misión es la de recibir un producto de forma más o menos continua y conducirlo a otro punto.

Este tipo de transportadoras continuas están constituidas básicamente por una banda sinfín flexible que se desplaza apoyada sobre unos rodillos de giro libre. El desplazamiento de la banda se realiza por la acción de arrastre que le transmite uno de los tambores extremos, generalmente situado en la “cabeza”. Todos los componentes y accesorios del conjunto se disponen sobre un bastidor, casi siempre metálico, que les da soporte y cohesión.



Figura 2.2 Bandas Transportadoras

Los sistemas de bandas de transportadoras proporcionan los medios para transportar los materiales con la distancia más corta entre los puntos de carga y descarga, pueden seguir el terreno existente en las inclinaciones de 30 a 35%.

Las características de materiales a granel tales como la densidad, ángulo efectivo de fricción interior, tamaño de trozo y forma, son los factores que indican el ángulo de inclinación máximo , haciendo las cubiertas de faja irregulares se aumentará la capacidad e inclinación con espesores de $\frac{1}{4}$ " a $1 \frac{3}{8}$ " en la cubierta superior, los soportes más grandes pueden estar conformadas en caliente o frío unido, o mecánicamente sujetos en la

cubierta superior, estos grandes soporte permiten que el ángulo de transporte aumente aproximadamente 45° .

Los materiales pueden ser desde muy finos, polvo químico, a grandes tamaños, mineral, piedra, carbón o leños de madera aterronadas; las fajas de caucho son muy resistentes a la corrosión y abrasión.

Las bandas transportadoras pueden recorrer velocidades de hasta 5.08 m/s y manejar capacidades de hasta 5000 ton/h. La pendiente del transportador debe de estar dentro de un rango de 18° a 20° y gracias al desarrollo de la tecnología podría tener un máximo de hasta 45° .

Los componentes típicos de una banda transportadora se ilustran en la figura 2.3:

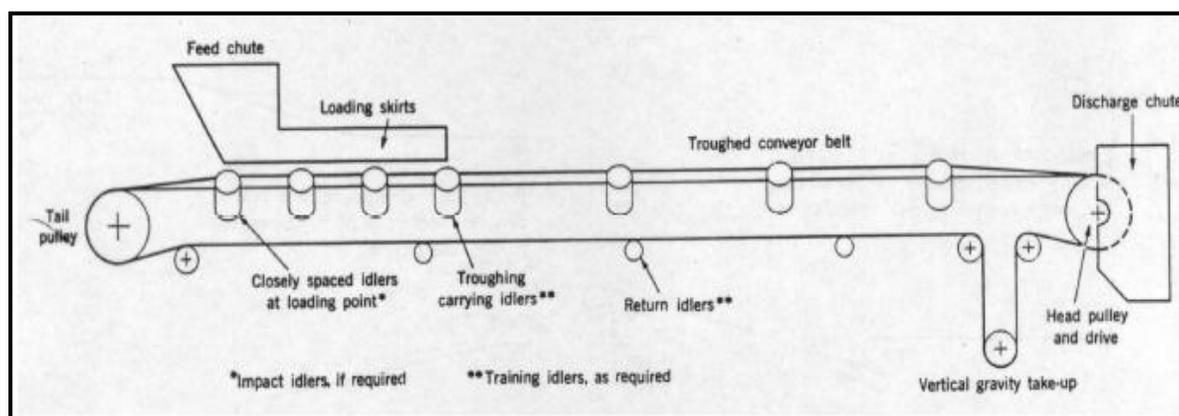


Figura 2.3 Componentes principales de una Banda Transportadora

El diseño de las bandas transportadoras se lo realizará por medio del manual CEMA para bandas transportadoras, también con la ayuda del manual GOOD YEAR y FENNER DUNLOP se seleccionará algunas partes de las bandas transportadoras, y los otros accesorios que las constituyen.

Diseño y Selección de Banda Transportadora BT-1

Para comenzar el diseño se debe empezar con la apreciación exacta de las características del material a transportar. Se tiene las siguientes características importantes:

El ángulo de reposo, es el ángulo que forma la superficie de montón normal, libremente constituido con la horizontal.

El ángulo de sobrecarga, es el ángulo la superficie del material toma el material estando en reposo relativo a la faja transportadora en movimiento. Este ángulo normalmente es 5° a 15° menor que el ángulo de reposo, aunque en algunos materiales puede ser hasta 20° .

| | Características del Material | Código |
|----------------------------------|--|---------------|
| Tamaño | Muy Fino: hasta la malla 100 | A |
| | Fino: hasta 1/8" | B |
| | Granular: hasta 1/2" | C |
| | Irregular: Fibrosos, que se pueden atorar, enredado | D |
| Fluidez, Ángulo de reposo | Fluidez muy bueno - Ángulo de reposo menor a 19° | 1 |
| | Fluidez buena: Ángulo de reposo entre 20 a 29° | 2 |
| | Fluidez promedio - Ángulo de reposo entre 30 a 39° | 3 |
| | Ángulo de reposo entre 40° y más | 4 |
| Abrasividad | No abrasivo | 5 |
| | Abrasivo | 6 |
| | Muy Abrasivo | 7 |
| | Muy Afilado: corta o deshace la cubierta de la Faja | 8 |
| Características variadas | Muy Polvoriento | L |
| | Aireado o que se desarrolla propiedades de fluido | M |
| | Contiene polvo explosivo | N |
| | Contaminable, afecta su uso o venta | P |
| | Degradable, afecta su uso o venta | Q |
| | Altamente Corrosivo | S |
| | Medio Corrosivo | T |
| | Higroscópico | U |
| | Que se atora | V |
| | Presenta aceites o químicos que pueden afectar el caucho | W |
| | Empacado bajo presión | X |
| | Muy liviano y puede dispersarse con el viento | Y |
| Temperatura Elevada | Z | |

Tabla 2.5 Descripción de la clasificación de los materiales

La fluidez del material, se mide por su ángulo de reposo y sobrecarga, y determina la sección transversal del material cargado que puede llevarse en una faja, de forma segura. También es un índice del ángulo seguro de inclinación de la faja transportadora.

En el apéndice B se puede determinar el tipo de material que es el Cemento-Clínker con el código D37, el significado se puede observar en la tabla 2.5 donde se tiene que el tamaño es mayor a 12 mm, con fluidez promedio y ángulo de reposo entre 30° a 39°, con una abrasividad alta.

Entonces las características del material que se puede observar en la tabla 2.6, donde se tiene una densidad de 1300 kg/m³ con un ángulo de reposo de 36° y un ángulo de sobrecarga de 15°, con una inclinación de la banda de 19°, la temperatura ambiente de 25°C, muy abrasivo, fluidez promedio y tamaño de grano mayor a 80 mm.

| | | |
|-------------------------|-------------------|----------------------------------|
| Densidad Aparente | kg/m ³ | 1300 |
| Material | | Clínker, Yeso, Caliza y Puzolana |
| Ángulo de Reposo | ° | 36° |
| Ángulo de Sobrecarga | ° | 15° |
| Inclinación de la Banda | ° | 19° |
| Temperatura Ambiente | °C | 25°C |
| Abrasividad | - | Muy abrasivo |
| Fluidez | - | Promedio |
| Tamaño de grano | mm | >80 |

Tabla 2.6 Características del material para la banda BT-1

Ancho de banda

El ancho de banda están normalizados por la mayoría de fabricantes de bandas transportadoras como sigue: 18, 24, 26, 30, 36, 42, 48, 54, 60, 72, 84, y 96 pulgadas.^[34]

Las bandas deben ser lo bastante anchas para que cualquier combinación de trozos comunes y el material más fino, no haga que los trozos estén demasiado cerca del borde de las bandas transportadoras.

Existe una relación empírica entre el tamaño del trozo y el ancho de banda. Hay varias maneras de determinar el ancho de banda para un tamaño de trozo específico.

En el apéndice C se puede seleccionar el ancho de banda según el tamaño de partícula, que puede ser mayor a 80 mm, teniendo como máximo 100 mm, que tiene un ancho mínimo de 500 mm, debido a la combinación de trozos escogemos 750 mm que equivale a 30 in.

Velocidad de banda

Como se puede observar en el apéndice D, que para un ancho de banda de 750 mm, debido a que el clinker es muy abrasivo y además se transporta minerales relativamente duros con filos cortantes se deben

transportar a velocidades moderadas, se tiene una velocidad de 2.75m/s recomendadas, y se selecciona una velocidad de 1.25 m/s para disminuir el desgaste de la banda y cantidad de polvo en el ambiente.

Tipo de rodillo superior

Se tiene rodillos tipo Terna con un ángulo de inclinación de 35°, que es el ángulo más común ya que proporcionan la mayor capacidad de transporte para un ancho dado.

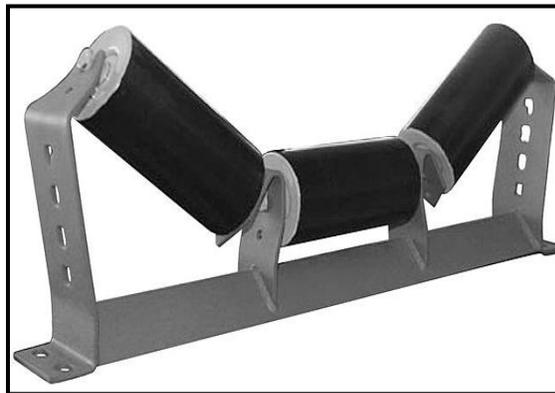


Figura 2.4 Rodillo de transporte superior tipo Terna de 35° de inclinación.

Capacidad máxima calculada

Con la ecuación 2.1 se puede calcular la capacidad máxima que puede transportar la banda como se muestra a continuación:

$$TPH = \frac{\text{Capacidad} \times \text{Densidad} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) \times \text{Factor de Cap.} \times \text{Velocidad de banda} \left(\frac{\text{m}}{\text{s}} \right)}{1000} \text{ ec. 2.1}$$

$$TPH = \frac{(268)(1300)(0.92)(1.25)}{1000} = 400 \text{ Ton/h}$$

Capacidad: (apéndice E); Factor de Capacidad (apéndice F)

Peso de la banda

En el apéndice G se selecciona el peso de la banda por metro de faja por medio del ancho de banda y el servicio que presta, es de 10.5 kg/m para el ancho de 750 mm y servicio mediano.

Espaciamiento entre rodillos

Se tiene que el espaciamiento entre rodillos superiores es de 1200 mm y el espaciamiento entre los rodillos inferiores es de 3000 mm para un ancho de banda de 750 mm como se puede apreciar en el apéndice H.

Selección de rodillos

Por medio del apéndice I se selecciona el tipo de rodillos por medio de la clasificación CEMA para un ancho de banda de 30 in, que en este caso puede ser CEMA C o D para carga mediana, y con diámetros de 5" o 6", los rodillos inferiores serán planos con inclinación de 0° como se muestra en la figura 2.5:



Figura 2.5 Rodillo de transporte inferior con inclinación 0°

Se selecciona los rodillos CEMA tipo C5 de 5" (127 mm) para los rodillos superiores y los inferiores.

Capacidad de carga de rodillos

En el apéndice J se determina la capacidad de carga que soportan los rodillos CEMA tipo C tanto superiores como inferiores, para los rodillos superiores tienen un valor de carga de 900 lbs (409.1 kg) mientras que los rodillos inferiores tienen 250 lbs (113.64 kg).

Peso de los rodillos

El peso de las partes rotatorias, de los rodillos superiores e inferiores se los puede determinar en el apéndice K, para los rodillos CEMA tipo C5 superiores se tiene 26.8 lbs (12.18 kg) y para los rodillos inferiores se tiene 24 lbs (10.9 kg).

Características de los rodillos seleccionados

Para resumir todas las características mencionadas anteriormente se las puede observar en la tabla 2.7, las características de los rodillos superiores e inferiores seleccionados:

| Rodillo | Unidades | Superior | Inferior |
|------------------------------------|-----------------|-----------------------------|-----------------------------|
| Clase | | CEMA C | CEMA C |
| Tipo | | Terna (iguales) | plano |
| Ángulo | ° | 35° | 0° |
| Diámetro | in | 5 | 5 |
| Espaciamiento | mm | 1200 | 3000 |
| Cantidad | | 25 | 10 |
| Carga | lbs | 900 | 250 |
| Velocidad | RPM | 188 | 188 |
| Diámetro del eje | in | 3/4 | 3/4 |
| material del eje | | Acero Macizo | Acero Macizo |
| Capacidad dinámica de carga | kN | 21.2 | 21.2 |
| Rodamientos | | Bolas 6305ZZ (con tapas) | Bolas 6305ZZ (con tapas) |

Tabla 2.7 Características de los rodillos superiores e inferiores banda BT-1

Coeficiente de fricción por longitud y las partes giratorias

En el apéndice Ñ se encuentra el coeficiente de fricción C producido por las fuerzas de fricción en los cojinetes de los tambores, fricción de los rascadores, inercia de los tambores, etc, se agrupan en lo que se denominan resistencias secundarias, para una banda de 26 m de longitud se tiene un factor de 2.9.

Coeficiente de fricción en las partes giratorias

La fricción producida por las partes giratorias en función de las condiciones de operación, mantenimiento y estanqueidad se pueden observar en el apéndice Ñ, que para condiciones con ambiente normal de trabajo se tiene 0.02.

Cálculo de Fuerzas según DIN 22101

En el apéndice M se realiza los cálculos para determinar las diversas fuerzas de fricción individuales que actúan en la faja transportadora y que contribuyen a la tensión requerida para el accionamiento de la faja mediante la polea motriz. También hay que determinar la forma de la banda como se puede apreciar en la figura 2.6.



Figura 2.6 Esquema de Banda BT-1

En la tabla 2.8 se tiene las fuerzas que actúan en la banda transportadora.

| Fuerza | Newton |
|---|---------|
| Fuerza para mover la banda en vacío y sus componentes móviles | 500.96 |
| Fuerza para desplazar el material horizontalmente | 1279.6 |
| Fuerza para elevar el material | 3976.32 |

Tabla 2.8 Fuerzas que actúan en BT-1

Cálculo de Tensiones y Potencia

Para el cálculo de las tensiones que se presentan en el apéndice M se requieren los siguientes parámetros:

Coeficiente de fricción entre el tambor y la banda

El coeficiente de fricción tambor-banda con un tambor revestido y seco es de 0.4.

Factor de arrollamiento C_w

Es un factor que depende del ángulo de arrollamiento (ver figura 2.7), este ángulo es la faja que envuelve la polea motriz, este factor es necesario para proporcionar la suficiente tensión en el lado flojo para accionar el transportador.

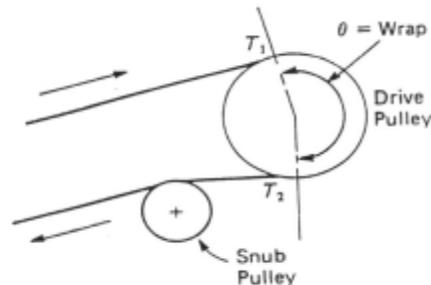


Figura 2.7 Arco de Contacto

Se asume un ángulo de contacto de 220° , el factor de arrollamiento ^[35] para un ángulo de 220° polea recubierta con tensor manual es de 0.6.

Porcentaje de flecha

Para un ángulo de rodillo abarquillado de 35° y el tipo de material se obtiene un 2% de flecha, este valor sirve para obtener la tensión mínima (T_o) requerida para accionar la faja sin el derramamiento del producto.

En el apéndice M se demuestra los cálculos de las tensiones en la banda transportadora, a continuación en la tabla 2.9 se presentan los resultados:

| Tensión | Newton |
|--|---------------|
| Tensión Efectiva | 8000 |
| Tensión en el lado apretado T1 | 12320 |
| Tensión en el lado flojo T2 | 4445 |
| Tensión en el retorno T3 | 4750 |
| Tensión en el contrapeso T _{cp} | 9500 |
| Tensión mínima para evitar el pandeo | 3569 |
| Tensión en la parte curva T _x | 4772 |
| Tensión unitaria T _u (N/mm) | 16.6 |

Tabla 2.9 Tensiones de la banda BT-1

Eficiencias mecánicas de reductores de velocidad

En el apéndice L se encuentran las eficiencias mecánicas de los reductores de velocidad según CEMA, se utilizará reductor de engranajes helicoidales de doble reducción con una eficiencia mecánica de 94%.

Eficiencia del motor

La eficiencias de los motores eléctricos normalmente están entre un rango de 90 al 95%, se selecciona 95%.

Selección del Motor

Con los datos anteriores se seleccionará el motor, con ayuda de las ecuaciones 2.2 y 2.3 que se definen a continuación:

Potencia de la cinta:

$$P = \frac{(F_1 + F_2 + F_3)v}{1000} + P_s + P_a \quad ec. 2.2$$

Potencia de la polea motriz:

$$P_m = \frac{P}{n} \quad ec. 2.3$$

De la ecuación 2.2 se tiene:

$$P = \frac{(500.96 + 1279.7 + 3976.32)1.25}{1000} + 2,4 + 0 = 10 \text{ kW}$$

Pérdidas por reductor es de 6%, con la ecuación 2.4:

$$Pot_r = 0,06(P) \quad ec. 2.4$$

$$Pot_r = 0,06(10) = 0.60 \text{ kW}$$

Potencia en el eje del motor, de la ecuación 2.3 se tiene:

$$P_m = \frac{10 + 0.60}{0.95} = 11.2 \text{ kW}$$

Se obtiene el valor de 15.1 hp requeridos, se escoge motor de 20 hp a 1800 rpm marca ABB, en la tabla 2.10 se encuentran las características del motor y en el apéndice O se encuentran las dimensiones del motor con Frame según IEC 160L.

| Motor eléctrico ABB IEC 160L | | |
|-------------------------------------|------|------------|
| Tipo | - | M2QA160L4A |
| Velocidad | RPM | 1755 |
| Eficiencia | % | 91,6 |
| Factor de Servicio | - | 1,15 |
| Corriente nominal | A | 23,9 |
| Voltaje | V | 440 |
| Torque nominal | Nm | 81 |
| Momento de inercia | Kgm2 | 0,09349 |
| Peso | Kg | 137 |
| Ruido | dBA | 69 |

Tabla 2.10 Características del motor ABB IEC 160L para BT-1

Selección de la Faja

Se tiene que la tensión de la banda o tensión unitaria mínima es de 16,6 N/mm, por lo que se escoge el mayor que tiene una resistencia de 50 N/mm, en el apéndice N se tiene que para un ancho de correa de 30 in y

para 16.6 N/mm y 35° de ángulo de abarquillamiento se requiere 5 pliegues máximo, se escoge 4 Pliegues resistente a la abrasión, cubierta grado 1 (designación CEMA) para resistir grandes trozos de minerales, materiales de bordes cortantes, servicio extremadamente fuerte. El empalme es vulcanizado en caliente para esfuerzos de uso más alto y gran tiempo de servicio.

Los tejidos de la faja son de poliéster-poliamida EP, poliéster en la urdimbre y poliamida en la trama. Esta combinación produce alta resistencia en proporción al peso, alta resistencia al impacto, elongación despreciable, gran flexibilidad y excelente adaptación a la artesa.

En la tabla 2.11 se presentan las características de la banda EP 500 / 4:

| BANDA EP 500 / 4 | | |
|-------------------------------------|-------------------|------|
| Resistencia | N/mm | 50 |
| Espesor de cubierta superior | mm | 4 |
| Espesor de cubierta inferior | mm | 2 |
| Espesor Total de la cubierta | mm | 9,8 |
| Peso aprox. De la Cubierta | kg/m ² | 11,6 |
| Espesor de Carcasa | mm | 4,5 |
| Peso aprox. De la Carcasa | Kg/m ² | 6,4 |
| Peso de la Banda | kg/m ² | 18 |
| Peso total de la faja | kg | 756 |
| Índice de Impacto | Lb-pulg | 5400 |
| Espesor total | mm | 14.7 |
| Clasificación de Cubierta | Norma DIN | Y |

Tabla 2.11 Características técnicas de la faja para BT-1^[47]

Selección de los Tambores

La Banda Transportadora BT-1 está constituida por una Polea Motriz, Polea de contrapeso y Polea de Contacto como se muestra en la figura 2.8:

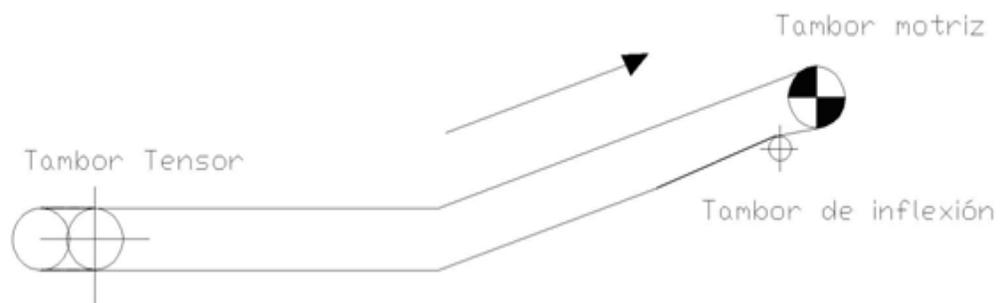


Figura 2.8 Disposición de Tambores para la banda BT-1

Con la ecuación 2.5 ^[36] se puede determinar el ancho de cara mínimo de todos los tambores como se muestra a continuación:

$$P_f = B + 2 \text{ ec. 2.5}$$

Donde:

B= Ancho de banda.

$$P_f = 30 + 2 = 32 \text{ in.}$$

Por consiguiente se selecciona el ancho de cara de 36 in.

Distancia entre apoyo de los tambores

En el apéndice P se encuentran las distancias recomendadas entre soportes de los tambores que es de 1370 mm tambor motriz, cola y contrapeso, y 1140 mm para los desviadores y de contacto.

Material del eje

CEMA recomienda que el material del eje pueda ser de acero AISI C1018 o C1045, se selecciona el C1045 que es el más comercial y tiene un esfuerzo de fluencia de 45000 PSI (310 MPa), esfuerzo máximo de 81900 PSI (565 MPa).

Selección de las poleas

El diámetro de las poleas, debe ser lo suficientemente grande, para prevenir la separación de las capas de la banda y el esfuerzo excesivo en estas, cuando la banda pasa alrededor de las poleas, mientras que las poleas requieren más espacio y un mayor par, y las relaciones de velocidad del reductor. Con la ecuación 2.6 se tiene la carga nominal con la que se ingresa al apéndice Q.

$$k_A = \frac{T_{max} S}{B * k_N} \quad ec. 2.6$$

Donde:

T_{\max} = Tensión máxima 14069 N

S = Factor de seguridad 1.5

B = ancho de banda 750 mm

K_N = resistencia 50 N/mm

$$k_A = \frac{14069 * 1.5}{750 * 50} * 100 = 56\%$$

En el apéndice Q se muestran los diámetros de los tambores mínimos que se deben utilizar según el tipo de faja y % de utilización nominal de servicio. Se tiene las poleas de 400 para la motriz, 315 para desviadores, contrapeso y cola, 250 para la de contacto, se recomienda aumentar una talla a las poleas mencionadas. En la tabla 2.12 se puede observar las características técnicas de los tambores, mientras que en el apéndice R se encuentra los cálculos de la fuerza resultante, diámetro del eje (norma CEMA - ANSI 105.1) y la capacidad de carga de los rodamientos. En el apéndice S se encuentra que la vida de cojinetes para máquinas de servicio de 8 horas es de 30000 horas.

| Tambores | Motriz | Cola (Tensor) | Contacto |
|--|------------|---------------|------------|
| Ancho de cara (mm) | 900 | 900 | 900 |
| Diámetro (mm) | 500 | 400 | 315 |
| Distancia entre apoyos (mm) | 1170 | 1170 | 990 |
| Fuerza Resultante (kN) | 17.81 | 10.26 | 2.55 |
| Ángulo de Contacto ° | 220 | 180 | 30 |
| Peso del Tambor (kN) | 1.21 | 0.87 | 0.71 |
| Material del eje | AISI C1045 | AISI C1045 | AISI C1045 |
| Diámetro del eje (mm) | 80 | 70 | 40 |
| Capacidad de Carga del rodamiento (kN) | 69.13 | 44.21 | 5.74 |

Tabla 2.12 Descripción de las Características Técnicas de los Tambores para la banda BT-1

A continuación se encuentra las dimensiones del tambor motriz en la figura 2.9.

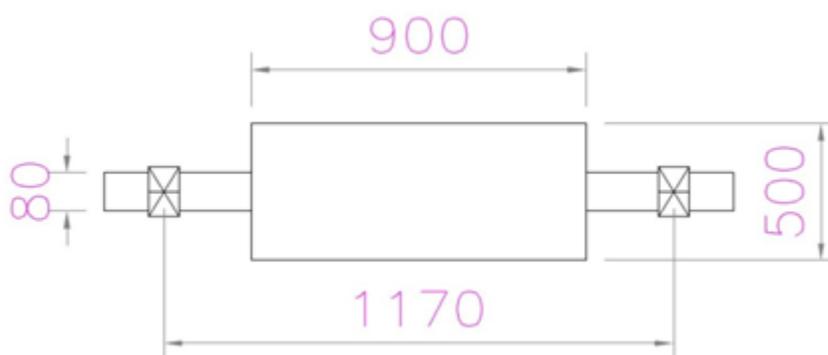


Figura 2.9 Dimensiones del tambor motriz para la banda BT-1

Trayectoria del Material

Para verificar cómo es la trayectoria del material en la zona de descarga se utiliza la ecuación 2.7:

$$\frac{V^2}{g \cdot r} = \cos \gamma \quad \text{ec. 2.7}$$

Donde:

V = Velocidad de la banda de 1.25 m/s.

G = Gravedad 9.8 m/s²

r = Radio de Curvatura m dado por:

$$r = a_1 + h + Rp$$

Donde a_1 están en el apéndice T para ternas de 35° y ángulo de sobrecarga de 15°, y Rp es el radio del tambor motriz, mas h que es el espesor de banda.

Se tiene que:

$$r = 0.58 + 1.4 + 9.84 = 11.82" = 300 \text{ mm}$$

De la ecuación 2.7 se tiene :

$$\frac{V^2}{g \cdot r} = \frac{(1.25)^2}{9.8 * 0.3} = 0.53$$

Mientras que el ángulo de inclinación es 19° se tiene que el $\cos 19^\circ = 0.946$, por lo que 0.946 es mayor que 0.53 por lo que el material viajará

parcialmente alrededor de la polea motriz, una distancia angular γ , con un radio de curvatura de 300 mm, entonces el ángulo de descarga es:

$$\gamma = \cos^{-1} 0.53 = 57.9^\circ$$

Para intervalos de tiempo de 0.05 segundos se obtiene las coordenadas X y Y como se muestra a continuación:

$$X = vt \text{ ec. 2.8}$$

$$Y = \frac{gt^2}{2} \text{ ec. 2.9}$$

$$X = 1.25 * 0.05 = 62.5 \text{ mm}$$

$$Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.05^2}{2} = 12.25 \text{ mm}$$

$$X = 1.25 * 0.1 = 125 \text{ mm}$$

$$Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.1^2}{2} = 49 \text{ mm}$$

$$X = 1.25 * 0.15 = 187.5 \text{ mm}$$

$$Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.15^2}{2} = 110.25 \text{ mm}$$

$$X = 1.25 * 0.2 = 250 \text{ mm}$$

$$Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.2^2}{2} = 196 \text{ mm}$$

$$X = 1.25 * 0.25 = 312.5 \text{ mm}$$

$$Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.25^2}{2} = 306.25 \text{ mm}$$

En la figura 2.10 se encuentra la trayectoria del material de descarga de la banda.

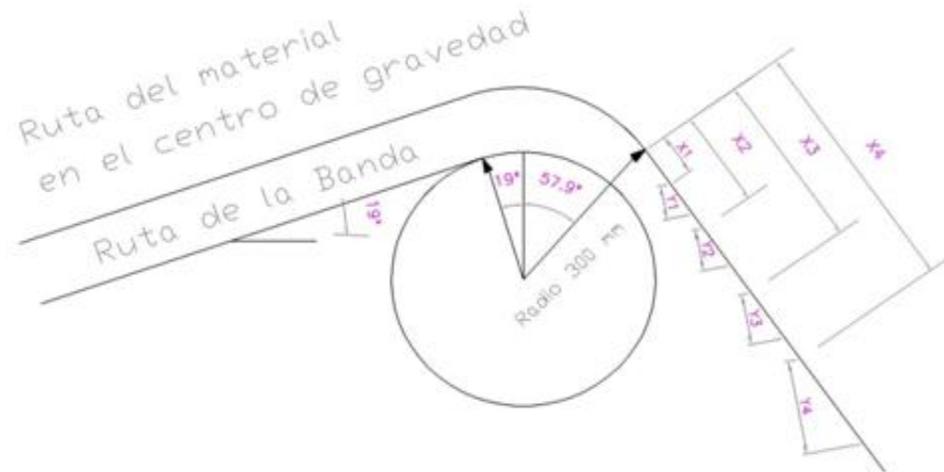


Figura 2.10 Trayectoria del material en la descarga para BT-1

Para calcular la fuerza centrífuga que actúa en la descarga se verifica con la ecuación 2.10:

$$F_c = \frac{M_{PM} * V}{g * r} \quad ec. 2.10$$

Donde:

M_{PM} = Carga de del material por metro de banda 38 kg/m

V = Velocidad de la Banda m/s.

R = radio del centro de gravedad.

$$F_c = \frac{38 * 1.25}{9.81 * 0.3} = 16.1 \text{ N/m}$$

Tensión y Radio en la Curva de la Banda

Se tiene una tensión en la sección curva de 4772 N, ahora para calcular el radio de curvatura de transición de horizontal a inclinado se tiene la ecuación 2.11:

$$R = \frac{0.204 * T_o}{G_b} \quad ec. 2.11$$

Donde:

T_o = Tensión en la parte curva, N

G_b = Peso de la banda (Kg/m).

$$R = \frac{0.204 * T_o}{G_b} = \frac{0.204 * 4772}{10.5} = 92.7 \text{ m}$$

Donde la distancia horizontal es:

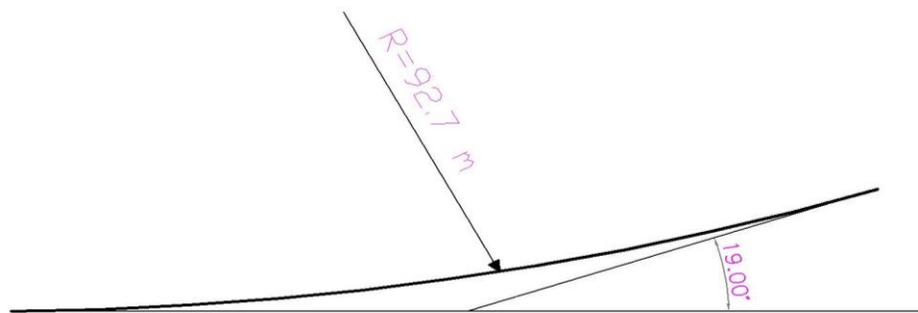


Figura 2.11 Radio de Transición de la parte curva para la banda BT-1

Selección del Acople para BT-1

Gracias al avance de la tecnología se ha logrado diseñar un acoplamiento hidrodinámico que posibilita el arranque gradual de una máquina, que sigue el principio de Föttinger en el cual la transmisión hidrodinámica entre dos rotores de turbina enfrentados, conductor y conducido dentro de la cámara la energía es transmitida hidrodinámicamente por un toroide de aceite hidráulico en rotación impulsado por la turbina. ^[37]

Este dispositivo permite una suave aceleración de grandes masas inerciales con motores eléctricos, transmisión libre de desgaste, arranque del motor sin carga, amortiguamiento efectivo de choques, oscilaciones de carga y rotativas, eliminación de la necesidad del sobredimensionamiento del momento rotor de arranque del motor. ^[38]

El acople es marca Voith tipo TVRI con polea incluida, con 900 RPM y 20 hp se ingresa al apéndice U y se escoge el 487 TVRI ^[39], se muestran dimensiones y características en la tabla 2.13 y la figura 2.12:

| Número | Tipo | A | D | Bmax | d1 max | d2 max | Peso |
|--------|-------|------|-----|------|--------|--------|------|
| | | [mm] | | | | | [kg] |
| 206 | TRI | 97 | 248 | 70 | 116 | 42 | 9 |
| 206 | DTRI | 137 | 248 | 70 | 116 | 42 | 12 |
| 274 | TRI | 137 | 328 | 100 | 150 | 55 | 25 |
| 274 | TVRI | 172 | 328 | 100 | 150 | 55 | 26 |
| 274 | DTRI | 175 | 328 | 135 | 165 | 60 | 33 |
| 274 | DTVRI | 242 | 328 | 135 | 165 | 60 | 38 |
| 366 | TRI | 198 | 424 | 145 | 160 | 65 | 47 |
| 366 | TVRI | 225 | 424 | 145 | 160 | 65 | 51 |
| 422 | TRI | 205 | 470 | 160 | 182 | 70 | 74 |
| 422 | TVRI | 258 | 470 | 160 | 182 | 70 | 76 |
| 487 | TRI | 246 | 556 | 201 | 233 | 90 | 110 |
| 487 | TVRI | 297 | 556 | 201 | 233 | 90 | 112 |
| 562 | TRI | 269 | 634 | 294 | 265 | 100 | 173 |
| 562 | TVRI | 333 | 634 | 294 | 265 | 100 | 175 |
| 650 | TRI | 317 | 740 | - | 423 | 105 | 256 |
| 650 | TVRI | 384 | 740 | - | 423 | 105 | 261 |

Tabla 2.13 Dimensiones del acople Hidrodinámico para BT-1

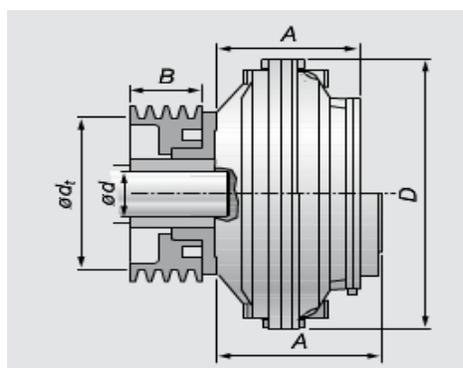


Figura 2.12 Acople Hidrodinámico para BT-1

Como se puede observar en la figura 2.12 tiene incorporado una polea para reducción o aumento de velocidad.

Selección de la Caja Reductora para BT-1

Se seleccionará una caja reductora marca REXNORD ^[40] que debe reducir los RPM del motor que es de 1800 RPM a la velocidad circular requerida del tambor motriz para que la banda tenga una velocidad de 1.25 m/s como se presenta a continuación:

$$\omega_t = \frac{V_t * 60}{2\pi * r_t} \quad ec. 2.12$$

En donde:

V_t = La velocidad de la banda de 1.25 m/s

R_t = Radio del tambor motriz más el espesor de la banda, 265mm.

$$\omega_t = \frac{V_t * 60}{2\pi * r_t} = \frac{1.25 * 60}{2\pi * 0.265} = 45.05 \text{ RPM}$$

Para seleccionar el reductor apropiado se debe calcular el radio de transmisión:

$$i_N = \frac{n_1}{n_2} \quad ec. 2.13$$

Donde:

N_1 = RPM de entrada del motor.

N2 = RPM de salida requerido de la banda transportadora.

$$i_N = \frac{n_1}{n_2} = \frac{1800}{46} = 39.13$$

Con la velocidad de salida de 46 RPM se ingresa al apéndice V y verificando el factor de servicio de 1.5, para un motor de 20 hp se tiene el modelo 09UWBQ2A25.0A_E con número de parte 4760943, con una velocidad de salida de 68 RPM.

| Tipo | A | B | C | E | F | H | |
|--------------------------|---------------|------|------|------|------|-------|---|
| 9 (Dimensiones en in) | 11 | 3.35 | 4.92 | 6.97 | 1.02 | M24X3 | |
| | J | K | L | M | P | Q | |
| | 4.53 | 4.72 | 7.68 | 2.66 | 6.65 | 1.57 | |
| | V | X | XA | YA | U | HD | |
| | 1.57 | 6.2 | 6.4 | 5.71 | 2.75 | 1.77 | |
| | Chaveta | | | | | | R |
| | .63x.29x11.82 | | | | | | 6 |

Tabla 2.14 Dimensiones del Reductor para BT-1

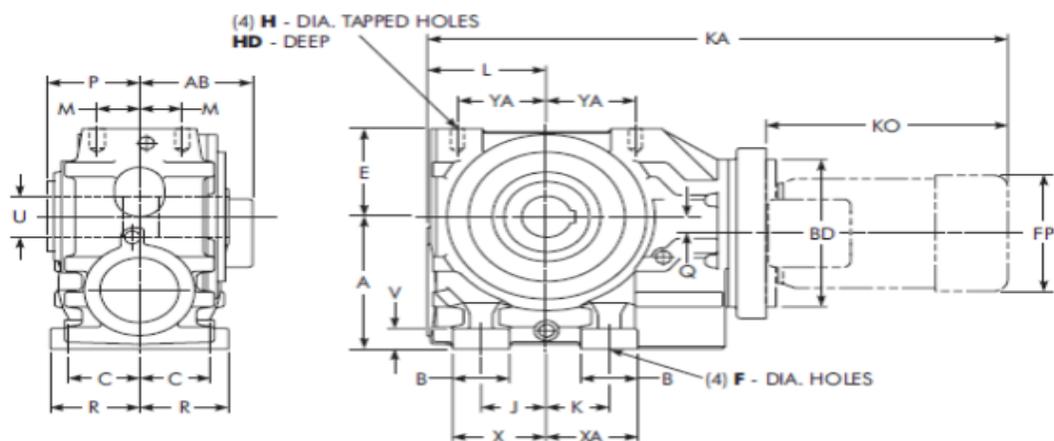


Figura 2.13 Esquema del Reductor para BT-1

Selección del Sistema Backstop

Este reductor también tiene incorporado un sistema Backstop que permite la rotación del sistema en un solo sentido durante la operación, en la figura 2.14 se muestra un esquema del backstop.

Se lo selecciona determinando el torque como se muestra en la ecuación 2.14:

$$T_s = \frac{(\text{hp motor}) * 5250}{RPM} \quad \text{ec. 2.14}$$

Donde:

hp motor = Son los 20 hp del motor eléctrico.

RPM = Son los RPM de la polea motriz de 46 RPM.

$$T_s = \frac{(20) * 5250}{46} = 2283 \text{ lb} - \text{ft}$$

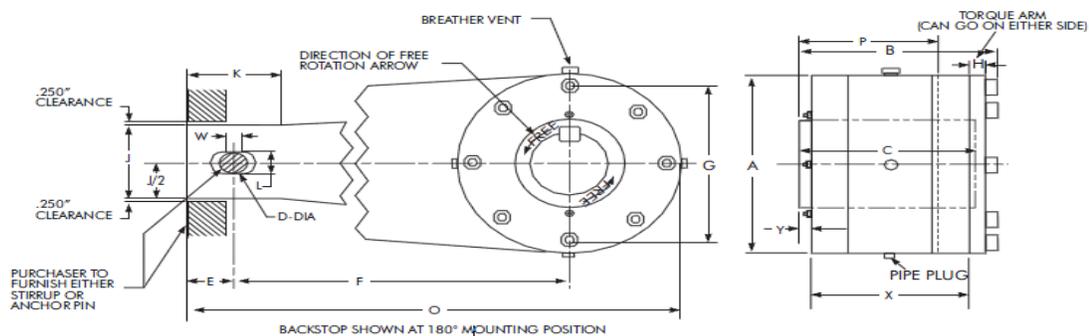


Figura 2.14 Dispositivo Backstop para BT-1

En el apéndice X se selecciona el modelo 1055, donde también se encuentra las dimensiones del mismo.

Selección de Poleas para BT-1

Debido a que se tiene una velocidad de salida del reductor de 68 RPM, y son necesarias 46 RPM, se deben colocar poleas para reducir la velocidad, se tiene que:

$$r_s = \frac{\omega_e}{\omega_s} = \frac{68}{46} = 1.48 \text{ ec. 2.15}$$

Para una máquina de servicio continuo según el catálogo Martin ^[41], se tiene un factor de 1.3. Por lo que la potencia de diseño es $1.3 \times 20 = 26$ Hp, con una velocidad de 1750 RPM se ingresa al apéndice Y, se tiene una sección transversal de correa 3V.

Luego en el apéndice Y con una potencia de diseño de 26 hp y 1750 RPM, se tiene un diámetro de 5.3" entonces se tiene que el diámetro de la otra polea es:

$$D_s = 5.3 * 1.48 = 7.84" \cong 8"$$

Se calcula el número de ranuras que debe tener la polea con la siguiente ecuación ^[42]:

$$z \geq \frac{PC_2}{P_N C_1 C_3} \text{ ec. 2.16}$$

Donde:

z = El número de ranuras de la polea

P = Potencia del motor eléctrico 14.93 kW

P_N = Potencia nominal para longitud desarrollada de 1600 mm. 4.88kW.

C_2 = Factor de 1.3 para máquinas de servicio continuo

C_1 = Factor de 1 para ángulo de contacto de 180°.

C_3 = Para una distancia entre centros de 800 mm, se tiene un factor de desarrollo de 1.03

$$z \geq \frac{14.93 * 1.3}{4.88 * 1 * 1.03} = 3.8$$

Se escogen poleas de 4 ranuras de 1 29/32 in de ranura, en el apéndice Y se tiene para la polea 8" el tipo de polea 43V500SK, para la polea 5.3" se tiene el tipo de polea 43V530SDS.

Selección de Limpiador para la Polea Motriz en BT-1

Se coloca contra el tambor motriz en dirección contraria a la velocidad de la banda inmediatamente debajo de la descarga del material como se muestra en la figura 2.15. Debido a que el clinker es abrasivo la banda se debe limpiar constantemente para evitar el desgaste y así aumentar la vida útil de la banda.



Figura 2.15 Limpiador de Bandas Transportadoras

La marca del limpiador es MARTIN ^[43], del modelo PIT VIPER de color verde (Green) hecho de uretano resistente a altas temperaturas y a la abrasividad, en la tabla 2.15 se escoge el limpiador por medio del ancho de banda.

El limpiador especificado tiene el código PV1S30XX2811GRPC, de hoja sólida color verde para materiales abrasivos, sistema tensionador “Twist” de cable resorte, en la figura 2.16 se puede ver un esquema del limpiador seleccionado.

| P/N | Ancho de Banda in | A in | B in | Peso Kg |
|-----------------|-------------------|------|------|---------|
| PV1S-18XX12XXXX | 18 | 12 | 48 | 10 |
| PV1S-18XX16XXXX | 18 | 16 | 48 | 10.5 |
| PV1S-24XX18XXXX | 24 | 18 | 54 | 12 |
| PV1S-24XX22XXXX | 24 | 22 | 54 | 13 |
| PV1S-30XX24XXXX | 30 | 24 | 60 | 14.5 |
| PV1S-30XX28XXXX | 30 | 28 | 60 | 15 |
| PV1S-36XX30XXXX | 36 | 30 | 66 | 17 |
| PV1S-36XX34XXXX | 36 | 34 | 66 | 17 |
| PV1S-42XX36XXXX | 42 | 36 | 72 | 19 |
| PV1S-42XX40XXXX | 42 | 40 | 72 | 20 |
| PV1S-48XX42XXXX | 48 | 42 | 78 | 21 |
| PV1S-48XX46XXXX | 48 | 46 | 78 | 22 |
| PV1S-54XX48XXXX | 54 | 48 | 84 | 23.5 |
| PV1S-54XX52XXXX | 54 | 52 | 84 | 24 |
| PV1S-60XX54XXXX | 60 | 54 | 90 | 25 |
| PV1S-60XX54XXXX | 60 | 58 | 90 | 26 |
| PV1S-72XX66XXXX | 72 | 66 | 102 | 30 |
| PV1S-72XX70XXXX | 72 | 70 | 102 | 31 |

Tabla 2.15 Limpiadores PIT VIPER MARTIN

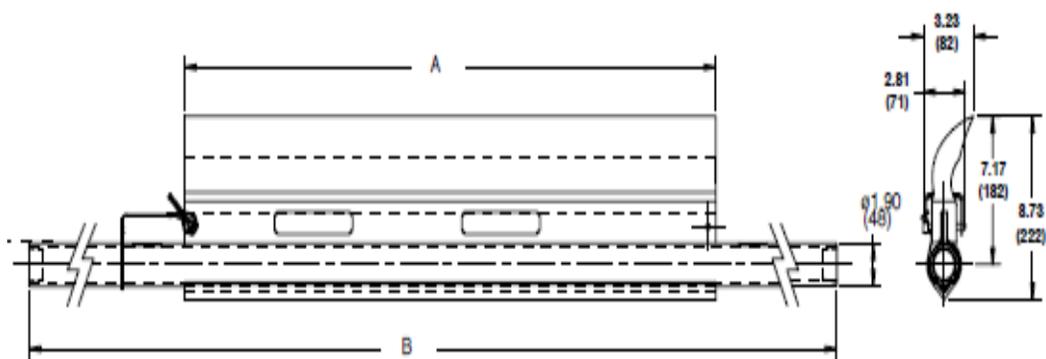


Figura 2.16 Limpiador PV1S30XX2811GRPC

Selección del Limpiador de Cola para BT-1

Para reducir las paradas de mantenimiento y prolongar el máximo de la vida útil de la cinta, disminuir más la acumulación de materiales en la polea de cola y debido a que este material es muy abrasivo, se tiene la necesidad de colocar el limpiador de cola para aumentar la vida útil de la cinta. En la tabla 2.16 se selecciona entrando con el ancho de banda y el es modelo DURT DOZER tipo 33600-30 como se muestra en la figura 2.17

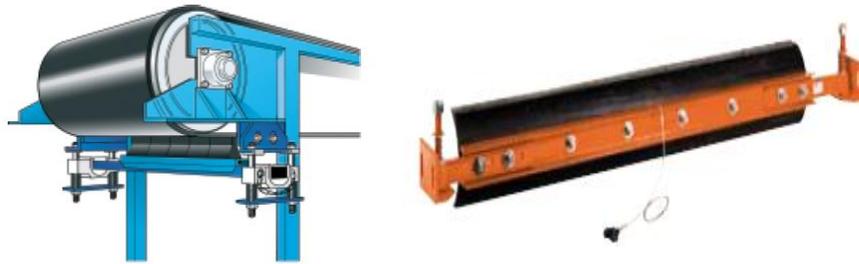


Figura 2.17 Limpiador de Cola para BT-1

| Ancho de Banda in | Tipo de limpiador de cola P/N | Peso kg | Tipo de Hoja reemplazable | Peso de la hoja kg |
|-------------------|-------------------------------|---------|---------------------------|--------------------|
| 18 | 33600-18 | 20.4 | 33610-18 | 4.1 |
| 24 | 33600-24 | 24.5 | 33610-24 | 4.9 |
| 30 | 33600-30 | 27.2 | 33610-30 | 6.4 |
| 36 | 33600-36 | 29.9 | 33610-36 | 7.2 |
| 42 | 33600-42 | 33.1 | 33610-42 | 8.2 |
| 48 | 33600-48 | 36.3 | 33610-48 | 9.5 |
| 54 | 33600-54 | 39 | 33610-54 | 10.4 |
| 60 | 33600-60 | 42.2 | 33610-60 | 11.8 |
| 72 | 33600-72 | 48.1 | 33610-72 | 14.1 |
| 84 | 33600-84 | 53.9 | 33610-84 | 16.3 |
| 96 | 33600-96 | 59.8 | 33610-96 | 18.6 |

Tabla 2.16 Limpiadores de cola DURT DOZER

Selección del Limpiador en V para Rodillos de Retorno BT-1

También se necesita la limpieza de la sección de retorno, ya que el material abrasivo puede caer de la parte superior hacia la sección de retorno e incrustarse en la banda acortando la vida útil de la misma, en la tabla 2.17 se selecciona el tipo de limpiadores en V para la sección de retorno modelo STANDARD V-PLOW marca MARTIN 31106-30R para un ancho de banda de 30 in, en la figura 2.18 se muestra el limpiador tipo V.

| Ancho de Banda in | Tipo de limpiador de cola P/N | Peso kg | Tipo de Hoja reemplazable | Peso de la hoja kg |
|-------------------|-------------------------------|---------|---------------------------|--------------------|
| 18 | 31106-18R | 22.7 | 31134-18R | 3.2 |
| 24 | 31106-24R | 27.2 | 31134-24R | 4.1 |
| 30 | 31106-30R | 31.8 | 31134-30R | 5 |
| 36 | 31106-36R | 36.3 | 31134-36R | 5.9 |
| 42 | 31106-42R | 40.9 | 31134-42R | 6.8 |
| 48 | 31106-48R | 45.4 | 31134-48R | 7.7 |
| 54 | 31106-54R | 49.9 | 31134-54R | 8.6 |
| 60 | 31106-60R | 54.4 | 31134-60R | 9.5 |
| 72 | 31106-72R | 63.5 | 31134-72R | 10.4 |
| 84 | 31106-84R | 72.6 | 31134-84R | 11.3 |
| 96 | 31106-96R | 81.6 | 31134-96R | 12.2 |

Tabla 2.17 Limpiadores STANDARD V-PLOW



Figura 2.18 Limpiador STANDARD V-PLOW

Cubierta Metálica para la Banda BT-1

Esta cubierta sirve para evitar la polución de material transportado, aumenta la seguridad, evita que el material sea retirado del transportador (Ver figura 2.19). La cubierta es de acero laminado en frío de espesor 0.75 norma ASTM A568 galvanizado por inmersión en caliente con tensionivelado.

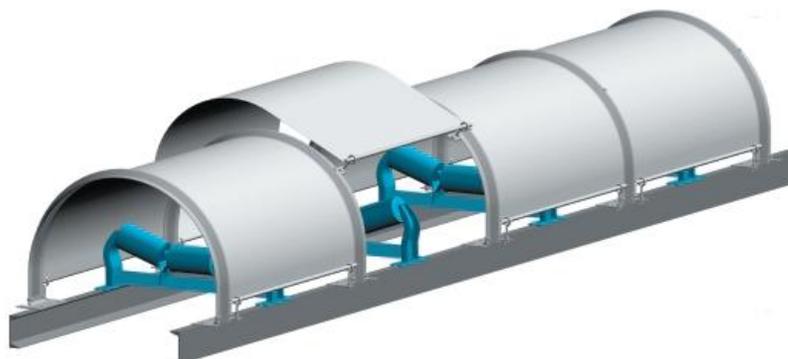


Figura 2.19 Cubierta Galvanizada de 0.75 mm de espesor

Revestimiento Antideslizante en Tambores para BT-1

Debido a la alta inclinación de la banda 19° , se requiere que los tambores tengan revestimiento de caucho de 10 mm de espesor para el tambor motriz, 8 mm de espesor para el tambor de cola y 6 mm para los demás tambores, con 65 shore de dureza, con ranurado chevrón, así se aumenta el coeficiente de fricción entre la faja y polea, para evitar el deslizamiento y

desalineamiento de la banda y efectuar una acción de autolimpieza en la superficie de la polea.

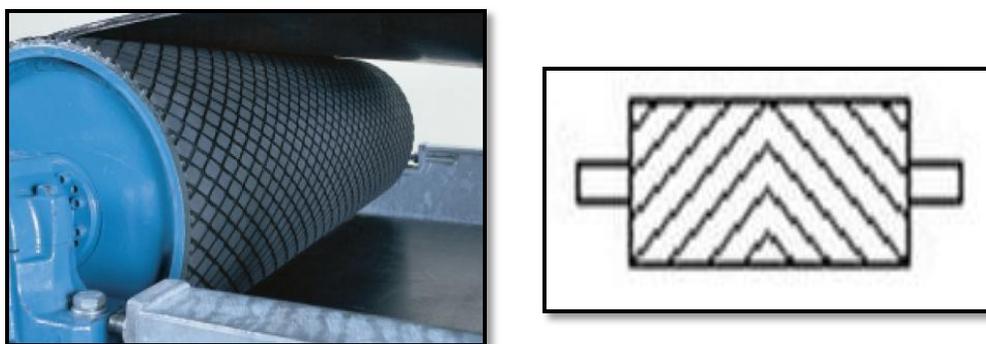


Figura 2.20 Revestimiento antideslizante y ranurado Chevrón

Selección del Interruptor por Jalón de Cable para BT-1

El brazo de accionamiento del dispositivo está conectado con un cable de seguridad sujeto a ambos lados del transportador, cuando se ejerce una fuerza en algún lugar del cable de seguridad, el brazo de accionamiento se desplaza a una posición de bloqueo y activa una alarma proveniente de un micro interruptor o que informa la situación de parada de emergencia del proceso.

Se basa en un sistema de parada por jalón de cable como se muestra en la figura 2.21, el sistema se acciona en cualquier instante en caso de

detectar alguna falla en la banda transportadora o en el componente donde está instalado.

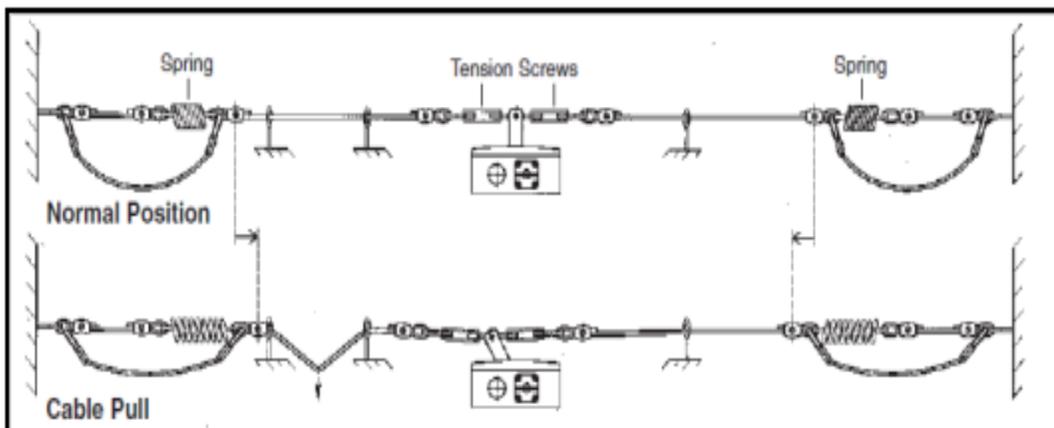


Figura 2.21 Esquema del Accionamiento del sistema de protección personal

En la tabla 2.18 se ingresa con la longitud de la banda que es de 26 m (86 ft), se selecciona el mayor de 105 ft que tiene una carcasa de aluminio fundido ideal para ambientes abrasivos, la marca de este dispositivo es WARNELECTRIC, el modelo es Si2-UV1ADK/LATCH con número de parte 8010-448-004, con pestillo de doble dirección que se acciona cuando el pestillo o palanca se mueve unos 40°.

| Modelo | Numero de Parte | Longitud de Cable ft | Fuerza de jalón lbs | Voltaje (max) VAC | Corriente (max) A | Encerramiento |
|--------------------------|-----------------|----------------------|---------------------|-------------------|-------------------|------------------|
| SiI-UV1Z | 601-3832-076 | 10 | 5.5 | 380 | 10 | Plastico |
| SiEK-UV1Z | 601-1831-134 | 15 | 18 | 500 | 10 | Plastico |
| SiEM2-UV1Z | 601-2831-022 | 15 | 18 | 500 | 10 | Aluminio |
| SiEM2-UV1Z/LATCH | 601-2831-023 | 15 | 18 | 500 | 10 | Aluminio |
| SiD-UV1Z | 601-1431-857 | 30 | 27 | 380 | 16 | Aluminio |
| SiD-UV1Z/LATCH | 601-1431-869 | 30 | 27 | 380 | 16 | Aluminio |
| SiD-UV1Z | 601-2431-877 | 75 | 45 | 500 | 16 | Aluminio |
| SiD-UV2Z/LATCH | 601-2441-907 | 75 | 45 | 380 | 16 | Aluminio |
| Si1-UV1ZAK/LATCH | 601-4735-001 | 225 | 30* | 500 | 10 | Aluminio Fundido |
| Si2-UV1ADK/LATCH | 601-5735-002 | 250 | 40* | 500 | 10 | Aluminio Fundido |
| Si2-UV1ADK/LATCH | 8010-448-004 | 105 | 40* | 500 | 10 | Aluminio Fundido |
| Si2-UV1ADK/LATCH | 8010-448-004 | 200 | 40* | 500 | 10 | Aluminio Fundido |
| Si2-UV1ADK/LATCH | 8010-448-004 | 250 | 40* | 500 | 10 | Aluminio Fundido |
| * Se acciona a 30° o 40° | | | | | | |

Tabla 2.18 Selección de Interruptor de Jalón de Cable

Selección del Tensor por husillo para BT-1

Para Bandas transportadoras que tienen hasta 60 m de longitud de centro a centro se utiliza el tensor de tornillo para asegurar la cantidad apropiada de tensión del lado flojo. Para un ancho de banda de 30 in se recomienda que la carrera del tensor sea de 12 a 36 in ^[44], y con el diámetro del eje de

2 11/16 se ingresa al apéndice W y se selecciona el tipo CP-515 serie S-2000, en el apéndice W con la carrera de 36 in se selecciona el tensor con el código 019244, tiene un rodamiento Dodge 22215 que soporta una carga dinámica de 184.61 kN un esquema del tensor se puede observar en la figura 2.22.

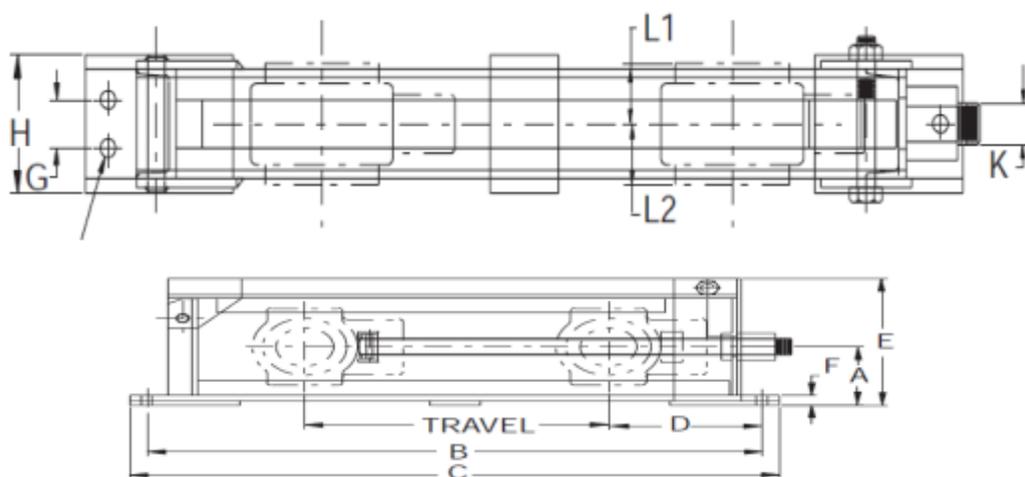


Figura 2.22 Esquema del Tensor tipo Tornillo para BT-1^[45]

Peso Total para BT-1

El peso total para BT-1 se determina por medio del peso de accesorios, caucho de la banda, estructura de pasamanos, faja, parrilla galvanizada, etc. En la tabla 2.19 se presenta el peso por longitud de los accesorios y equipos que actúan en la banda, el peso en la parte inclinada para el posterior diseño de las columnas que la soportan.

| Equipo | Kg/m | Masa (kg) | Peso parte Inclined (N) | Peso Total (N) |
|-----------------------|--------|----------------|-------------------------|-----------------|
| Rodillos Superiores | 29.1 | 756.6 | 3992.52 | 7414.68 |
| Rodillos inferiores | 5.57 | 144.82 | 764.21 | 1419.24 |
| Faja | 13.5 | 351 | 1852.2 | 3439.8 |
| Soporte de estaciones | 35.6 | 925.6 | 4884.32 | 9070.88 |
| Pasamanos | 103.28 | 2685.28 | 12145.73 | 26315.75 |
| Gratting (21/2"x30") | 22.95 | 596.7 | 3148.74 | 5847.66 |
| | | 6792.76 | 35844.87 | 66569.05 |

Tabla 2.19 Peso de Accesorios de BT-1

Donde se tiene que el peso total de los equipos por metro es de 210 kg/m

Peso del skirt board para BT-1

El skirt Board cubre los 12000 mm de la banda plana, donde se producirá la carga del material, está constituido por acero A36 de 6 mm de espesor con faldones de caucho con sus respectivas tolvas de carga de 8 mm de espesor de acero A36. El peso está determinado a continuación:

$$m_{sb} = \frac{(740 + 1200) * 12000 * 6 * 7.85}{1000000} = 1096.49 \text{ kg } ec. 2.17$$

Se tiene 102.48 kg/m incluidos el peso de los accesorios para sujeción mientras que las tolvas tienen 300 mm de altura un área total de 904696.62 mm² determinado por el programa Autodesk Inventor, con la cual se puede determinar el peso de los chutes:

$$m_t = \frac{904696.62 * 8 * 7.85}{1000000} = 56.82 * 4 = 227.28 \text{ kg } ec.2.18$$

Se tiene un peso total de 121.42 kg/m actuando en la parte plana de la banda.

Peso de la cubierta para BT-1

La cubierta tiene un peso de 30 kg/m incluyendo los elementos de sujeción y todos los componentes que la comprenden y va colado en el tramo inclinado por lo que tiene un peso de:

$$W_c = 30 * 14 * 9.8 = 4116 \text{ N } ec.2.19$$

Peso de la cercha BT-1

El peso de la cercha es de 200 kg/m, este tiene una longitud total de 26 metros por lo que el peso es:

$$m_{BT-1} = 200 * 26 = 5200 \text{ Kg } ec.2.20$$

La fuerza debido al peso de las personas es 80 kg/m^2 , se asume que entran dos personas en los pasillos con un ancho aproximado de 1 m y los pasillos van colocados a cada lado de la banda, dejando el peso en función de la longitud se tiene:

$$m_{\text{persona}} = 80 * 2 = 160 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \quad \text{ec. 2.21}$$

Fuerzas en los soportes y columnas de BT-1

Las fuerzas que actúan en los primeros cuatro soportes en una longitud de 12 m de la banda son:

$$F_{sh} = m_{BT-1} + m_{sb} + m_{\text{equipos}} + m_{\text{persona}} \quad \text{ec. 2.22}$$

$$F_{sh} = (200 + 121.42 + 210 + 160) * 9.81 = 6782.83 \text{ N/m}$$

Peso que actúa en cada columna se tiene la parte inclinada de 14 m donde se encuentra m_{cubierta} , m_{persona} , m_{BT-1} y donde la fuerza es:

$$F_c = m_{BT-1} + m_{\text{cubierta}} + m_{\text{equipos}} + m_{\text{persona}} \quad \text{ec. 2.23}$$

$$F_c = (200 + 30 + 210 + 160) * 9.81 = 5886 \text{ N/m}$$

En la tabla 2.20 se puede observar las fuerzas que actúan en los soportes, y en el plano SIPRE-ME01-BT1-02 se encuentra el esquema de la banda transportadora BT-1.

| Soportes | Fuerza por longitud N/m | Longitud (m) | Fuerza kN |
|----------|-------------------------|--------------|-----------|
| S1 - S4 | $F_{sh} / 4$ | 12 | 20.35 |
| C1 | $F_c / 2$ | 14 | 41.2 |
| C2 | $F_c / 2$ | 14 | 41.2 |

Tabla 2.20 Fuerzas en los soportes por BT-1

Diseño y Selección de la Banda Transportadora BT-2, BT-3 y BT-4

La Banda BT-2 está ubicada debajo del triturador para dirigir el material de vuelta al elevador de cangilones, transporta cemento clinker triturado con una granulometría de 4 mm hasta 8 mm máximo, transportando 150 ton/h con una distancia de centro a centro de 10 m con una inclinación de 17°; la banda BT-3 encargada de transportar el material de 4 mm desde la criba hacia la tolva pulmón, este transportador tiene una longitud de 8.5 m, inclinación 0°; y La banda BT-4 encargada de transportar el material menor desde la tolva pulmón hacia el molino de bolas, este transportador tiene una longitud de 13 m, inclinación 0° en la figura 2.23 se encuentra un esquema de las bandas.

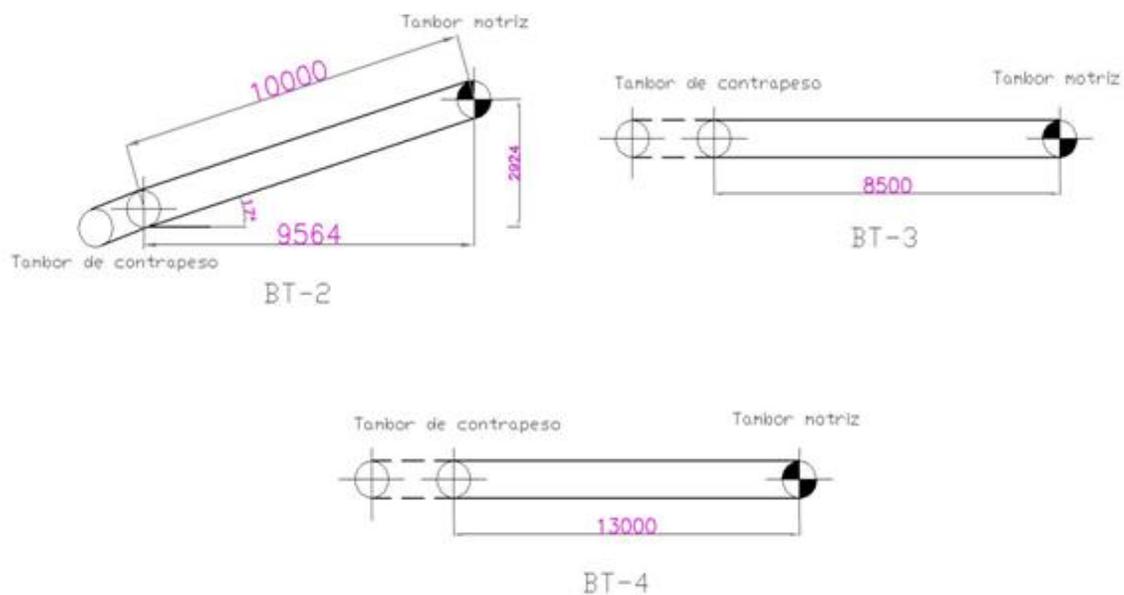


Figura 2.23 Esquema de Banda BT-2, BT-3, BT-4

Se tienen los mismos criterios mencionados anteriormente, por lo que en la tabla 2.21 se presenta el resumen de las características técnicas de las bandas

| | |
|-------------------------------|--------------|
| Ancho de Banda | 650 mm |
| Velocidad | 1.25 m/s |
| Rodillo Superior | Terna de 35° |
| Capacidad Máxima | 293 t/h |
| Peso de la Banda | 9.75 Kg |
| Espaciamiento Superior | 1200 mm |
| Espaciamiento Inferior | 3000 mm |

Tabla 2.21 Características Técnicas de la banda BT-2, BT-3, BT4.

Características de los rodillos seleccionados

En la tabla 2.22 se observa las características de los rodillos seleccionados:

| Rodillo | Unidades | Superior | Inferior |
|------------------------------------|-----------------|-----------------------------|-----------------------------|
| Clase | | CEMA C | CEMA C |
| Tipo | | Terna (iguales) | plano |
| Ángulo | ° | 35° | 0° |
| Diámetro | in | 5 | 5 |
| Espaciamiento | mm | 1200 | 3000 |
| Cantidad | | 11 | 4 |
| Carga | Kg | 409.1 | 136.4 |
| Peso | Kg | 11.1 | 9.9 |
| Velocidad | RPM | 188 | 188 |
| Diámetro del eje | in | 3/4 | 3/4 |
| material del eje | | Acero Macizo | Acero Macizo |
| Capacidad dinámica de carga | kN | 21.2 | 21.2 |
| Rodamientos | | Bolas 6305ZZ (con tapas) | Bolas 6305ZZ (con tapas) |

Tabla 2.22 Características de los rodillos superiores e inferiores de las Bandas BT-2, BT-3, BT-4

Coeficiente de fricción por longitud y las partes giratorias

En el apéndice Ñ se encuentra el coeficiente de fricción C producido por las fuerzas de fricción en los cojinetes de los tambores, fricción de los rascadores, inercia de los tambores, etc, se agrupan en lo que se denominan resistencias secundarias; para una banda de 10 m de longitud se tiene un factor de 4.7; para 8.5 m se tiene un factor de 5.2; para 13 m se tiene un factor de 3.4.

Coeficiente de fricción en las partes giratorias

La fricción producida por las partes giratorias en función de las condiciones de operación, mantenimiento y estanqueidad se puede observar en el apéndice Ñ, que para condiciones con ambiente normal de trabajo se tiene 0.02.

Cálculo de Fuerzas según DIN 22101

En el apéndice M se realiza los cálculos para determinar las diversas fuerzas de fricción individuales que actúan en la faja transportadora y que contribuyen a la tensión requerida para el accionamiento de la faja mediante la polea motriz. ^[46]

En la tabla 2.23 se encuentran las fuerzas que actúan en las Bandas, en el apéndice Y se encuentra la memoria de cálculo de las fuerzas.

| Fuerzas | BT-2 (N) | BT-3 (N) | BT-4 (N) |
|---|----------|----------|----------|
| Fuerza para mover la banda en vacío y sus componentes móviles | 229.6 | 229.8 | 229.8 |
| Fuerza para desplazar el material horizontalmente | 564.2 | 564.7 | 564.7 |
| Fuerza para elevar el material | 1863.2 | - | - |

Tabla 2.23 Fuerzas que actúan en las bandas BT-2, BT-3, BT-4

Cálculo de Tensiones y Potencia

El coeficiente de fricción, Factor de arrollamiento y porcentaje de flecha son iguales a la banda anterior, en el apéndice Y se muestran los cálculos de las tensiones en las bandas.

| Tensión | BT-2 (N) | BT-3 (N) | BT-4 (N) |
|--|----------|----------|----------|
| Tensión Efectiva | 4640 | 1275 | 1595 |
| Tensión en el lado apretado T1 | 7827 | 5341 | 5911 |
| Tensión en el lado flojo T2 | 3187 | 4066 | 4317 |
| Tensión en el retorno T3 | 3269 | 4179 | 4429 |
| Tensión en el contrapeso T _{cp} | 6600 | 8400 | 8858 |
| Tensión mínima para evitar el pandeo | 3179 | 3179 | 3179 |
| Tensión unitaria T _u (N/mm) | 12.1 | 8.22 | 9.09 |

Tabla 2.24 Tensiones de la Banda BT-2, BT-3, BT-4.

Potencia

Teniendo en cuenta las pérdidas por el reductor y la eficiencia del motor a continuación en la tabla 2.25 se muestra la potencia en las bandas:

| Potencia | Potencia Teórica (kW) | Pérdida por el Reductor (6%) | Potencia en el Eje del Motor (kW) |
|----------|-----------------------|------------------------------|-----------------------------------|
| BT-2 | 5.8 | 0.35 | 6.5 |
| BT-3 | 1.59 | 0.096 | 1.75 |
| BT-4 | 1.99 | 0.12 | 2.22 |

Tabla 2.25 Potencia en las Bandas BT-2, BT-3, BT-4

Selección del Motor

Se obtiene el valor de 8.71 hp requeridos, se escoge motor de 10 hp para BT-2; Se obtiene el valor de 2.4 hp requeridos, se escoge motor de 3 hp para BT-3; se obtiene el valor de 2.98 hp requeridos, se escoge motor de 5 hp para BT-4, a 1800 rpm marca ABB, en la tabla 2.26 se encuentran las características del motor y en el apéndice O se encuentran las dimensiones del motor.

| | BT-2 | BT-3 | BT-4 |
|---------------------------|-------------|-------------|-------------|
| Tipo | M2QA132M4A | M2QA100L4A | M2QA112M4A |
| Potencia | 10 HP | 3 HP | 5 HP |
| Frame IEC | 132M | 100L | 112M |
| Velocidad | 1734 | 1724 | 1730 |
| Eficiencia | 88.1 | 82.1 | 85.4 |
| Factor de Servicio | 1.15 | 1.15 | 1.15 |
| Corriente nominal | 13.2 | 4.4 | 7.2 |
| Voltaje | 440 | 440 | 440 |
| Torque Nominal | 41 | 12.2 | 20.4 |
| Momento de Inercia | 0.03432 | 0.00679 | 0.01306 |
| Peso | 73 | 32 | 45 |
| Ruido | 62 | 57 | 60 |

Tabla 2.26 Características de Motores para BT-2, BT-3, BT-4

Selección de la Faja

Se tiene que la tensión de la banda o tensión unitaria mínima es de 12.1N/mm, 8.22 N/mm y 9.09 N/mm (ver tabla 2.24), por lo que se escoge uno mayor que tiene una resistencia de 40 N/mm, en el apéndice N se tiene que para un ancho de correa de 26 in, con las tensiones unitarias mencionadas anteriormente y 35° de ángulo de abarquillamiento se requiere 4 pliegues máximo se escoge 3 Pliegues resistente a la abrasión, cubierta grado 2 (designación CEMA) para resistir materiales clasificados con acción cortante limitada, para operaciones de servicio pesado. El empalme es vulcanizado en caliente para esfuerzos de uso más alto y gran

tiempo de servicio. En la tabla 2.27 se presentan las características de la banda EP 400 / 3 a continuación:

| BANDA EP 400 / 3 | | |
|-------------------------------------|-------------------|------|
| Resistencia | N/mm | 40 |
| Espesor de cubierta superior | mm | 4 |
| Espesor de cubierta inferior | mm | 2 |
| Espesor Total de la cubierta | mm | 8,8 |
| Peso aprox. De la Cubierta | kg/m ² | 10,4 |
| Espesor de Carcasa | mm | 3,3 |
| Peso aprox. De la Carcasa | Kg/m ² | 4,7 |
| Peso de la Banda | kg/m ² | 15,1 |
| Peso total de la faja | kg | 221 |
| Índice de Impacto | Lb-pulg | 4700 |
| Espesor total | mm | 12,1 |
| Clasificación de Cubierta | Norma DIN | Y |

Tabla 2.27 Características técnicas de la faja para BT-2, BT-3, BT-4^[47]

Selección de los tambores

El diámetro de las poleas, debe ser lo suficientemente grande, para prevenir la separación de las capas de la banda y el esfuerzo excesivo en estas, cuando la banda pasa alrededor de las poleas, mientras que las poleas requieren más espacio y un mayor par, y las relaciones de velocidad del reductor. A continuación en la tabla 2.28 se muestran los tambores de cada banda.

En la figura 2.24 se muestra un esquema con las dimensiones del tambor motriz para BT-2:

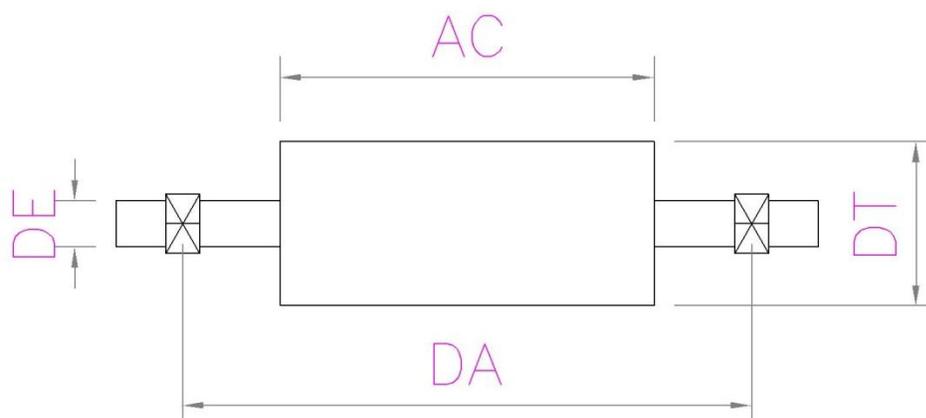


Figura 2.24 Dimensiones del tambor motriz para las Bandas BT-2, BT-3, BT-4

Trayectoria del Material

En la tabla 2.29 se muestra el radio de curvatura, el ángulo de descarga y Fuerzas centrífugas que actúan en cada banda.

| Bandas | Radio de Curvatura (mm) | Ángulo de descarga (°) | Fuerza Centrífuga (N) |
|--------|-------------------------|------------------------|-----------------------|
| BT-2 | 243 | 49.1 | 17.5 |
| BT-3 | 243 | 0 | 17.5 |
| BT-4 | 243 | 0 | 17.5 |

Tabla 2.29 Parámetros de la Trayectoria del material en BT-2, BT-3, BT-4

| Tambores | BT-2 | | BT-3 | | BT-4 | |
|--|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| | Motriz | Cola | Motriz | Cola | Motriz | Cola |
| Ancho de Cara (mm) AC | 750 | 750 | 750 | 750 | 750 | 750 |
| Diámetro (mm) DT | 400 | 315 | 400 | 315 | 400 | 315 |
| Distancia entre apoyos (mm) DA | 1170 | 1170 | 1170 | 1170 | 1170 | 1170 |
| Fuerza Resultante (kN) | 10.95 | 6.6 | 9.41 | 8.4 | 10.24 | 8.9 |
| Ángulo de contacto ° | 180 | 180 | 180 | 180 | 180 | 180 |
| Peso del Tambor (kg) | 98.64 | 50.97 | 98.64 | 50.97 | 98.64 | 50.97 |
| Velocidad (RPM) | 56 | 70 | 56 | 70 | 56 | 70 |
| Material del eje | AISI C1045 |
| Diámetro del eje (mm) DE | 80 | 70 | 70 | 70 | 80 | 70 |
| Capacidad de carga del rodamiento (kN) | 51 | 33.09 | 44 | 42 | 47.66 | 45.12 |

Tabla 2.28 Descripción de las Características Técnicas de los Tambores para las bandas BT-2, BT-3, BT-4

Para intervalos de tiempo de 0.05 segundos se obtiene las coordenadas X y Y como se muestra a continuación en la tabla 2.30:

| Tiempo (Seg.) | Coordenadas X (mm) | Coordenadas Y (mm) |
|---------------|--------------------|--------------------|
| 0.05 | 63 | 12 |
| 0.1 | 125 | 49 |
| 0.15 | 188 | 110 |
| 0.2 | 250 | 196 |
| 0.25 | 313 | 306 |

Tabla 2.30 Trayectoria del Material en BT-2, BT-3, BT-4

En la figura 2.25 y figura 2.26 se encuentra la trayectoria del material de descarga de las bandas.

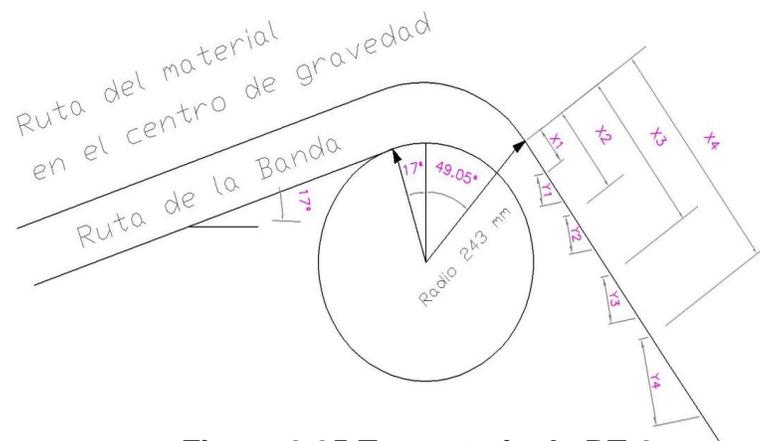


Figura 2.25 Trayectoria de BT-2

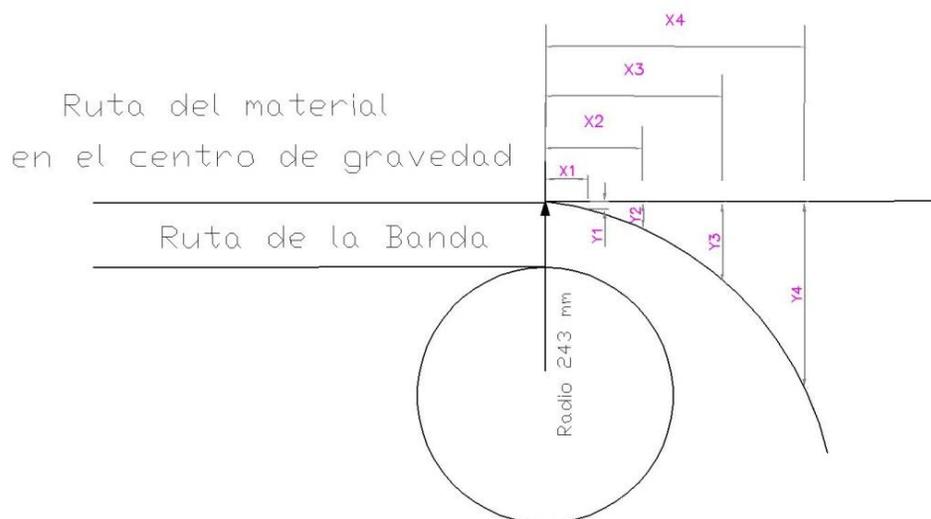


Figura 2.26 Trayectoria del material en la descarga para BT-3 y BT-4.

Selección de la Caja Reductora y Poleas de Transmisión

Se seleccionarán las cajas reductoras marca REXNORD ^[40] que deben reducir los RPM del motor que es de 1800 RPM a la velocidad circular requerida de los tambores motrices para que las bandas tengan una velocidad de 1.25 m/s teniendo en cuenta las poleas de transmisión necesarias como se presenta a continuación en la tabla 2.31:

| | BT-2 | BT-3 | BT-4 |
|--|-----------------|----------------|-------------------|
| Velocidad de entrada (RPM) | 1800 | 1800 | 1800 |
| Velocidad del tambor motriz (RPM) | 56 | 56 | 56 |
| Radio de Transmisión | 32.14 | 32.14 | 32.14 |
| Modelo del Reductor | 08UWBQ2A32.0A_D | 07UWBQ2A32.A_C | 07UWAQ2A28.0A_C |
| Número de Parte | 4760820 | 4760698 | 4760693 |
| Velocidad de Salida (RPM) | 55 | 57 | 65 |
| Tipos de Poleas | - | - | 3 ranuras de ½ in |
| Polea del Motor | - | - | 33V300SH |
| Polea del Tambor | - | - | 33V365SH |

Tabla 2.31 Cajas reductoras y poleas de transmisión para BT-2, BT-3, BT-4

En la tabla 2.32 se muestran las dimensiones de las cajas reductoras tipo 7 y 8, en la figura 2.13 se muestra un esquema del reductor.

| | | | | | | | | | | | | |
|----------------|----------|----------|-----------|-----------|----------|-----------|----------|----------------|------|------|------|------|
| 8 (in) | 8.9 | 3.15 | 3.94 | 5.91 | 0.87 | M20x2.5 | 3.62 | 3.46 | 6.61 | 2.36 | 5.63 | 1.1 |
| 7 (in) | 7.1 | 2.64 | 2.95 | 4.8 | 0.71 | M20x2.5 | 2.95 | 2.36 | 5.63 | 1.97 | 4.9 | 1.02 |
| | V | X | XA | YA | U | HD | R | Chaveta | | | | |
| 8 (in) | 1.38 | 5.2 | 5.04 | 4.92 | 2.38 | 1.34 | 4.92 | .63x.29x9.84 | | | | |
| 7 (in) | 1.1 | 4.27 | 3.68 | 4.23 | 2 | 1.34 | 3.64 | .50x.23x8.58 | | | | |

Tabla 2.32 Dimensiones del Reductor para BT-2, BT-3, BT-4

Selección del Sistema Backstop

Se lo selecciona determinando el torque como se muestra en la ecuación

2.14: ^[48]

$$T_{sBT-2} = \frac{(10) * 5250}{56} = 938 \text{ lb} - \text{ft}$$

$$T_{sBT-3} = \frac{(3) * 5250}{56} = 282 \text{ lb} - \text{ft}$$

$$T_{sBT-4} = \frac{(5) * 5250}{56} = 469 \text{ lb} - \text{ft}$$

En el apéndice X se escoge el 1045 con 1800 RPM como máximo para BT-2, BT-3, BT-4, en el mismo se encuentran las dimensiones (ver figura 2.14)

Selección del Acople Voith

Se tiene que para BT-2 con 10 hp y 900 RPM en el apéndice U un acople de 366, ahora se escoge del tipo TVV sin polea; para BT-3 se tiene el modelo 274D (tipo DTVRI); para BT-4 se tiene el modelo 274D (tipo DTV) en la tabla 2.33 se encuentran las dimensiones y la figura 2.27 se encuentra un esquema del acople hidrodinámico sin polea.

| Número | Tipo | A | D | L | d1 max | d2 max | l2 max | Peso |
|--------|------|------|------|------|--------|--------|--------|------|
| | | [mm] | | | | | | [kg] |
| 274 | TV | 172 | 328 | 331 | 75 | 55 | 90 | 32 |
| 274 | TVV | 204 | 328 | 315 | 65 | 55 | 90 | 33 |
| 274 | DTV | 244 | 328 | 355 | 65 | 55 | 125 | 38 |
| 366 | TV | 225 | 424 | 384 | 75 | 65 | 120 | 56 |
| 366 | TVV | 296 | 424 | 455 | 75 | 65 | 120 | 58 |
| 422 | TV | 257 | 470 | 430 | 90 | 80 | 135 | 80 |
| 422 | TVV | 335 | 470 | 508 | 90 | 80 | 135 | 83 |
| 487 | TV | 297 | 556 | 487 | 100 | 90 | 155 | 111 |
| 866 | TV | 493 | 978 | 682 | 160 | 150 | 265 | 570 |
| 866 | TVV | 641 | 978 | 830 | 160 | 150 | 265 | 595 |
| 1000 | TV | 547 | 1118 | 757 | 180 | 160 | 280 | 870 |
| 1000 | TVV | 686 | 1118 | 896 | 180 | 160 | 280 | 905 |
| 1150 | TV | 670 | 1295 | 880 | 180 | 180 | 320 | 1242 |
| 1150 | TVV | 883 | 1295 | 1093 | 180 | 180 | 320 | 1334 |

Tabla 2.33 Acople TVV

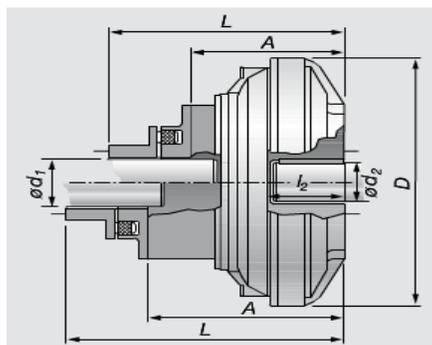


Figura 2.27 Acople Voith TVV

Accesorios y Complementos

En la tabla 2.34 se muestran los diferentes accesorios de limpieza se selecciona para BT-2, BT-3, BT-4 tipo de tensor y otros accesorios.

| | |
|----------------------------------|-------------------------|
| Limpiador Motriz | PV1S30XX2411GRPC |
| Limpiador de Cola | 33600-30 |
| Cubierta Metálica | 0.75 mm |
| Revestimiento de Tambores | 6 mm (65 shore) |
| Jalón de Cable | SiD-UV1Z/LATCH (27 Lbs) |
| Tensor de Husillo | CP-515 (serie S-2000) |
| Rodamiento del Tensor | Dodge 22215 (184.61 kN) |

Tabla 2.34 Accesorios y Complementos de BT-2, BT-3, BT-4

Peso Total

Se utilizará la misma cubierta de espesor 0.75 mm galvanizada con un peso de 30 kg/m, también el bastidor es igual a la banda BT-1 pesando 200 kg/m, en la tabla 2.35 se muestran los pesos de las bandas.

| Equipo | BT-2 (N) | BT-3 (N) | BT-4 (N) |
|-----------------------|-----------------|----------------|----------------|
| Rodillos Superiores | 2851.8 | 2424 | 3702.3 |
| Rodillos Inferiores | 545.86 | 464 | 709.6 |
| Faja | 936.9 | 796.4 | 1217.9 |
| Soporte de estaciones | 3488.8 | 2965.5 | 4535.4 |
| Cubierta | 2940 | 2499 | 3822 |
| Cercha | 19600 | 16660 | 25480 |
| Pasamanos | 15144.9 | 12873.2 | 19688.4 |
| Gratting (21/2"x30") | 2249.1 | 1911.7 | 2923.8 |
| Peso Total | 47757.36 | 40593.8 | 62079.4 |

Tabla 2.35 Pesos de las bandas BT-2, BT-3, BT-4

2.4. Diseño y selección del elevador de cangilones

Se tiene un elevador de cangilones tipo cadena que es el encargado de transportar el material de descarga de la banda BT-1 y BT-2 donde eleva la carga 26 metros para descargarla en las cribas clasificadoras que posteriormente ingresan al triturador.

Los elevadores de cangilones son los sistemas más utilizados para el transporte vertical de materiales a granel, secos, húmedos e incluso líquidos. Son diseñados con amplias opciones de altura, velocidad y detalles constructivos según el tipo de material que tienen que transportar, se montan en módulos para permitir definir de manera más eficaz la altura útil necesaria, como se puede apreciar en la figura 2.28.

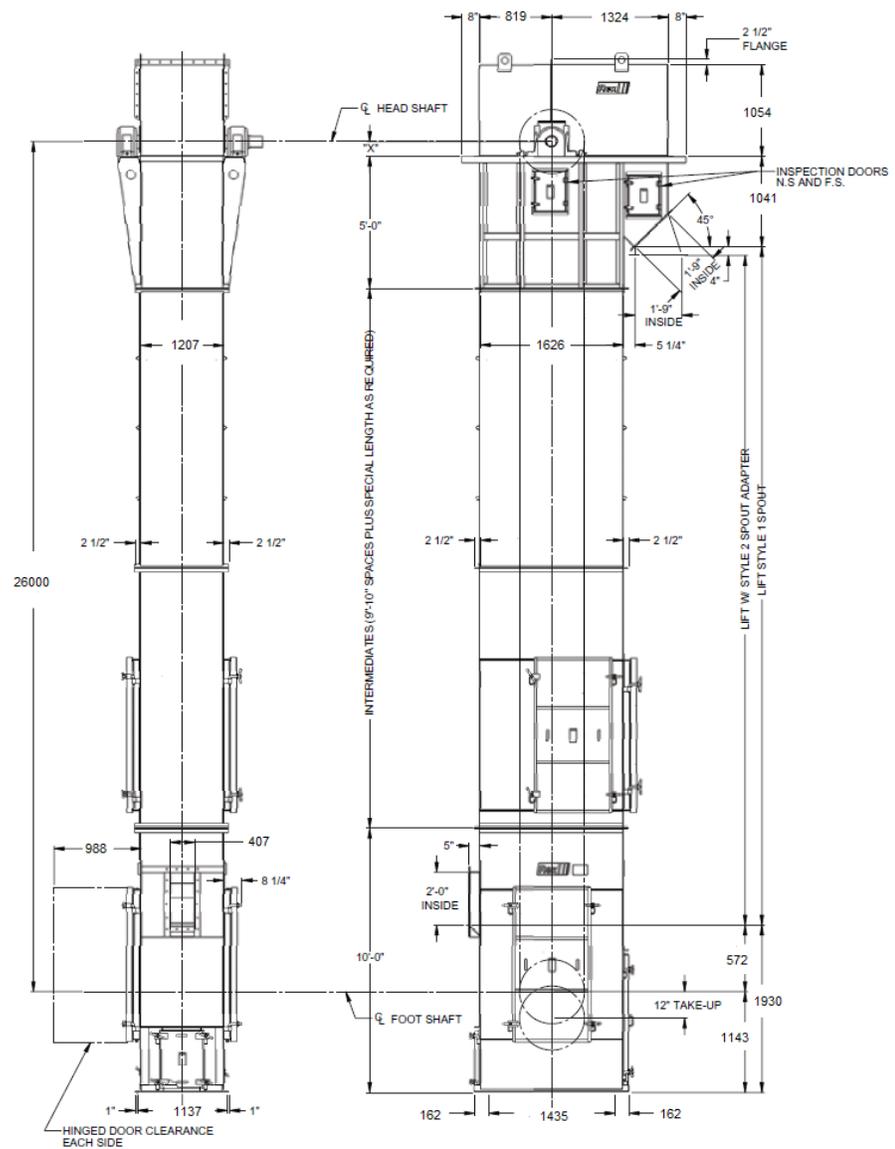


Figura 2.28 Elevador de Cangilones

La altura a la que pueden desplazar la carga varía, desde los 3 metros para pequeñas plantas clasificadoras de cereales, hasta los 70 metros correspondientes a las instalaciones de puertos y grandes plantas de

acopio. La elección del tipo de órgano de tracción entre cadena o banda, se condiciona por la característica del elevador y de la carga.

En la figura 2.29 se puede observar los componentes principales que está constituido un elevador de cangilones.

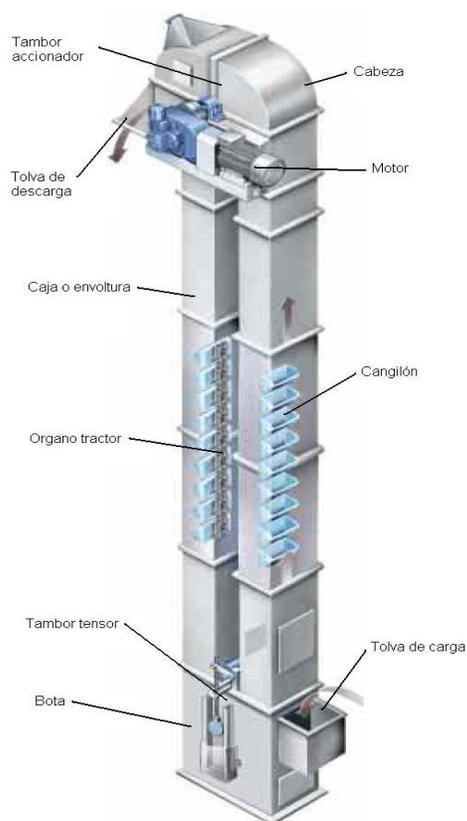


Figura 2.29 Componentes principales de un elevador de Cangilones

A continuación en la tabla 2.36 se tiene las características del material a transportar y las condiciones de operación.

| | |
|-----------------------------|----------------------------|
| Capacidad mínima | 250 ton/h |
| Elevación | 26 m |
| Material | Clinker, Yeso, Puzolana |
| Densidad | 1300 kg/m ³ |
| Granulometría | 0.075-100 mm |
| Abrasividad | Muy Abrasivo |
| Ángulo de Reposo | 36° |
| Ángulo de sobrecarga | 15° |

Tabla 2.36 Características del material para el diseño del Elevador de Cangilones EC-1.

El diseño y selección del elevador de cangilones se lo realizará por medio del manual CONVEYOR BELT TECHNIQUE DESIGN AND CALCULATION de DUNLOP y catálogo REXNORD.

Selección del tipo de elevador

Debido a que este elevador debe resistir alta temperatura 120°C, una altura de elevación de 26 m, la alta capacidad y materiales pesados como piedra chancada, minerales, en general con material irregulares y gran diámetro, en el apéndice Z se puede apreciar que para material tipo de material cemento clinker se tiene elevador tipo cadena y el tipo de descarga puede ser centrífuga y por gravedad. ^[49]

Selección de la velocidad del elevador

En el apéndice Z se encuentra que las velocidades recomendadas para cemento clinker polvoriento se encuentra en un rango entre 1,25 – 1,8 m/s por lo que se escoge un valor de 1,3 m/s, para así evitar la polución de material en el ambiente.

Selección del factor de llenado

Es el coeficiente de llenado de cada cangilón que varía entre 0,65 a 0,75, en este caso para cemento clinker se ingresa en el apéndice Z y se tiene que el coeficiente es 0,75.

Tipo de carga al elevador de cangilones

Existen dos formas de cargar los cangilones como se puede apreciar en la figura 2.30:

Directamente desde la tolva: Se usan para el transporte de materiales de pedazos grandes abrasivos. La velocidad de tracción necesaria para este tipo de carga está entre 1 – 2 m/s.

Por dragado: Se usan para el transporte de materiales que no muestran resistencia a la extracción, pulverulentos y de granulación fina se tiene un rango de velocidad de 2 – 4 m/s.

En este caso se escoge un tipo de carga directamente desde la tolva.

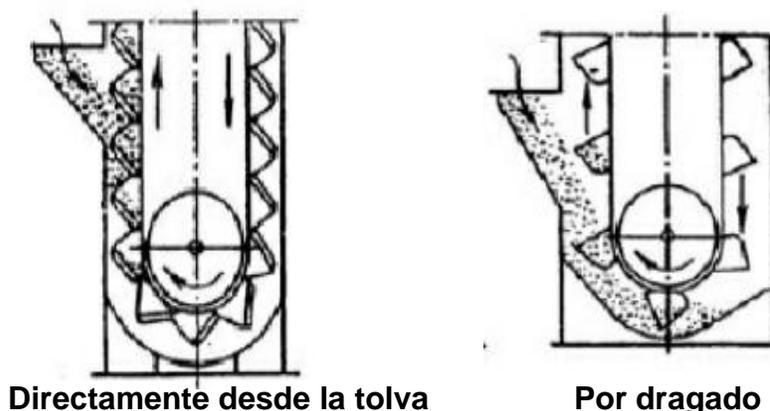


Figura 2.30 Tipos de carga de los elevadores de cangilones

Tipo de descarga del elevador de cangilones

Se tiene dos tipos de descarga de material que se presentan a continuación (ver figura 2.31):

Centrífuga: Es el más empleado en la industria, se efectúa por fuerza centrífuga al momento de girar la correa o cadena sobre el tambor de mando, este tipo de descarga se efectúa cuando la velocidad está en un rango entre 1.05 a 4.2 m/s.

Descarga por gravedad: Los cangilones están instalados en forma continua, sin espaciamiento entre ellos y la descarga se efectúa por gravedad utilizando la parte inferior del cangilón precedente como tolva de

descarga. La carga se realiza directamente desde tolva, es ideal para velocidades bajas entre 0.42 y 1.05 m/s.

Debido a la velocidad seleccionada se tiene que el tipo de descarga es centrífugo.

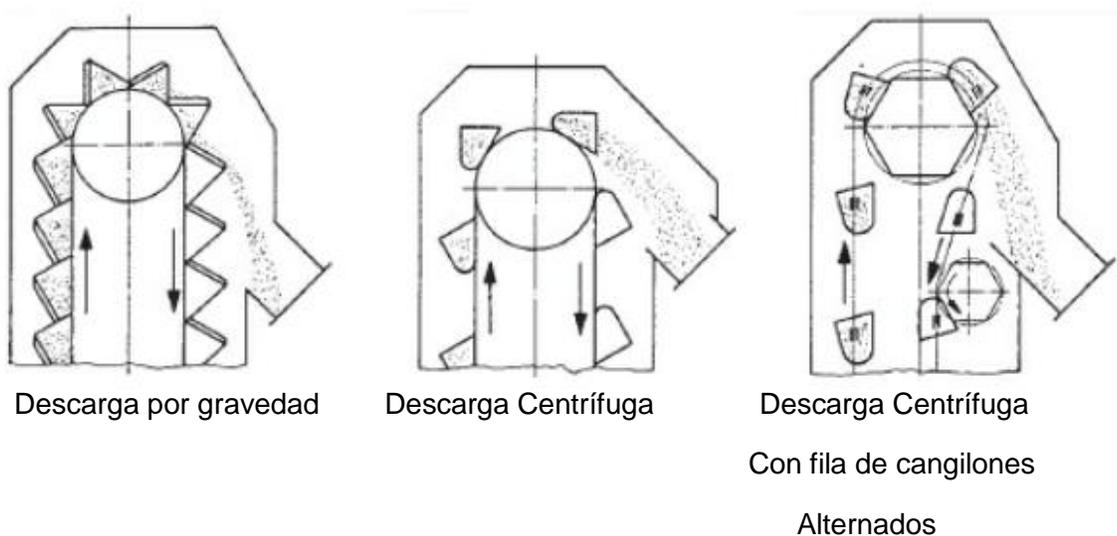


Figura 2.31 Tipos de Descarga para elevadores de cangilones ^[50]

Capacidad z

La capacidad que se tiene es de 170 ton/h de la banda BT-1, mientras que la banda BT-2 tiene una capacidad de 150 ton/h, las dos bandas alimentan al elevador, por lo que la capacidad del elevador de cangilones debe ser de 320 ton/h.

Capacidad calculada

La capacidad calculada es la capacidad de carga de transporte del elevador de cangilones se la calcula con la ecuación 2.24:

$$Q_v = \frac{Q_m}{\rho} \quad \text{ec. 2.24}$$

Donde:

Q_v = Es la capacidad calculada m^3/h

Q_m = Capacidad del elevador 320 ton/h

ρ = Densidad 1,3 ton/ m^3

De la ecuación 2.24 se tiene:

$$Q_v = \frac{320}{1,3} = 246 \quad m^3/h$$

Espaciamiento entre cangilones

Con una capacidad de 246 m^3/h y una velocidad de 1.3 m/s, se ingresa al apéndice Z y se obtiene que el espaciamiento entre cangilones es de 355.6 mm se escoge un poco mayor de 406.4 mm equivalente a 2 pasos de 8 in.^[51]

Capacidad de cangilón

Por medio de la ecuación 2.25 se puede calcular la capacidad de llenado de cangilón:

$$V_B = \frac{Q_v * a}{3.6 * V * \varphi} \quad ec. 2.25$$

Donde:

V_B = Capacidad de cada cangilón (Lts)

V = Velocidad 1.3 m/s

a = Espaciamiento entre cangilones 0.406 m

φ = Grado de llenado 0.75

Q_v = Capacidad calculada 254 m³/h

$$V_B = \frac{246 * 0.406}{3.6 * 1.3 * 0.75} = 28.5 \text{ Lts}$$

El peso de material por cangilón se tiene multiplicando la capacidad de cada cangilón por la densidad se tiene 37.1 kg.

Selección del cangilón

Se tiene varios tipos de cangilones normalizados como los tipos AA, C, MF, AC, SC, se tiene que para grandes capacidades y el tipo de material se escoge el tipo AC típico para materiales abrasivos como el cemento clínter, en la tabla 2.37 para 1 ft³ (28.5 lts) se selecciona para capacidad entre 1.072 y 1.474 ft³, en la figura 2.32 se muestran las dimensiones.

| Dimensiones del Cangilón, pulgadas | | | Peso (lbs) | | Capacidad ft ³ | |
|------------------------------------|----------------|-----------------|-------------|------------|---------------------------|----------------------|
| Longitud (L) | Proyección (P) | Profundidad (D) | Acero 3/16" | Acero 1/4" | Llenado en línea x-x | Llenado en línea x-y |
| 12 | 8 | 8 1/2 | 18.25 | 24.3 | 0.231 | 0.303 |
| 14 | 8 | 8 1/2 | 20.3 | 27 | 0.271 | 0.356 |
| 16 | 8 | 8 1/2 | 22.48 | 29.98 | 0.311 | 0.408 |
| 18 | 10 | 10 1/2 | 31.15 | 38.95 | 0.488 | 0.691 |
| 20 | 10 | 10 1/2 | 33.68 | 42.1 | 0.542 | 0.768 |
| 24 | 10 | 10 1/2 | 39.67 | 52.69 | 0.651 | 0.921 |
| 27 | 12 | 12 1/2 | 53.84 | 71.46 | 1.072 | 1.474 |

Tabla 2.37 Cangilones de acero Tipo AC soldados^[52]

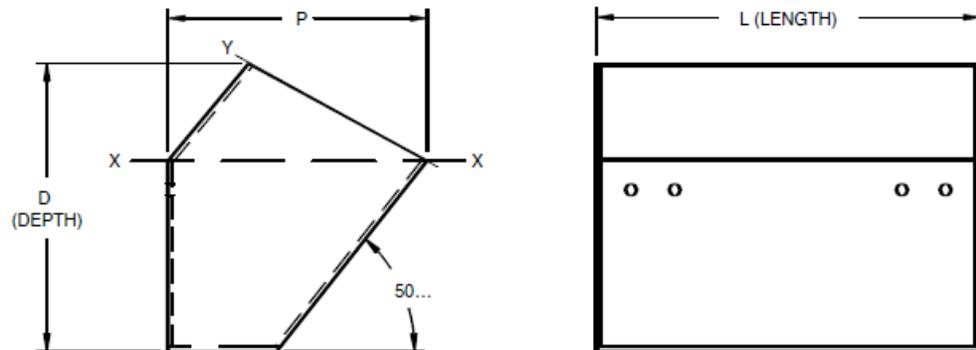


Figura 2.32 Esquema del Cangilón

Se tiene un peso de cangilón de 71.46 lbs (32.48 kg) para chapa de acero de $\frac{1}{4}$ de espesor.

Peso de material elevado por el cangilón

En la ecuación 2.26 se determina el peso de material elevado por cada cangilón por espaciamiento entre cangilones se tiene:

$$M = \frac{\rho * f}{a} \text{ ec. 2.26}$$

Donde:

M = Peso de material por cangilón kg/m

ρ = Densidad 1300 kg/m³

a = Espaciamiento entre cangilón 0.406 m

f = Capacidad del cangilón 0.0304 m³

$$M = \frac{1300 * 0.0304}{0.406} = 97.21 \text{ kg/m}$$

Peso del cangilón

El peso del cangilón se lo puede determinar en la tabla 2.49 que es de 32.48 kg y se lo divide para el espaciamiento entre cangilones de 0.406 m, se tiene el peso de cangilón por espaciamiento de 80 kg/m.

Peso de la cadena

Se recomienda para los cálculos un peso de cadena sea de 5 lbs/ft (7.4 kg/m), para el cálculo preliminar de las fuerzas. ^[53]

Factor de arrastre

Se tiene un factor de arrastre según el tipo de descarga, se tiene un factor de 10 para descargas centrífugas, 6 para descargas continuas, se escoge el 10. ^[53]

Factor de velocidad

Se tiene que para una velocidad de 255 ft/min (1.3 m/s) para una rueda dentada con 12 dientes un factor de 1.3.

| Tipo de Carga | Condiciones de Operación | | Periodo de Operación Diario | |
|------------------------|----------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------|----------|
| | Frecuencia de paradas bajo carga | % de carga adicional en algún tiempo | 8 - 10 horas | 24 horas |
| Uniforme | Menos que 5 /días | Menos que 5% | 1 | 1.2 |
| Picos Moderados | 5/días a 2/ horas | 5 - 20% | 1.2 | 1.4 |
| Picos Altos | 2/horas a 10/horas | 20% a 40% | 1.5 | 1.8 |
| | Condiciones de Operación | | Factor de Servicio | |
| Temperatura | Arriba de 200°F (93°C) | | 1 | |
| | 93°C a 177°C | | 1.1 | |
| | 177°C a 260°C | | 1.2 | |
| | Sobre 260°C | | - | |

Tabla 2.38 Factor de Servicio para EC-1^[53]

Factor de servicio

Ya que este elevador debe ser diseñado para soportar altas temperaturas de hasta 120°C se tiene un factor de servicio entre rangos de operación de temperatura de 93°C a 177°C de 1.1 como se muestra en la tabla 2.38

Se tiene también un factor de operación de 8 a 10 horas con un tipo de carga uniforme con un factor de 1.0.

Cálculo preliminar de fuerzas

Para el cálculo de fuerzas se asume una fuerza del Take up de 800 N recomendado por el catálogo REXNORD, luego se realiza el cálculo de la fuerza necesaria para el movimiento de la cadena cargada con la ecuación 2.27:

$$P_L = (W_{EC-1} + M_{EC-1})gR \quad ec.2.27$$

Donde:

P_L = Fuerza para desplazar el material kN.

W_{EC-1} = La sumatoria del peso del cangilón y cadena por espaciamento de cangilón 87.4 kg/m

M_{EC-1} = Peso del material elevado 97.21 kg/m

R = Distancia del elevador de cangilones de centro a centro 26 m.

g = Gravedad 9.81 m/s²

$$P_L = (87.4 + 97.21)26 * 9.81 = 47.1kN$$

Ahora se calcula la fuerza de tracción producida por el dragado de material con la ecuación 2.28:

$$P_B = M * K * D * g \quad ec. 2.28$$

Donde:

P_B = Fuerza de Tracción kN

M = Peso del material elevado 97.21 kg/m

D = Se asume una rueda de tracción de 24.25 in (622.3 mm)

K = Factor de arrastre, 10 para descargas centrifugas.

$$P_B = 97.21 * 10 * 0.6223 * 9.81 = 5.9 kN$$

Luego se calcula la tensión total que actúa en la cadena con la ecuación 2.29:

$$P_m = 0.5P_t + P_B + P_L \quad ec. 2.29$$

Donde:

P_m = Tensión total de la cadena kN

P_t = Tensión de contrapeso 0.8kN

P_B = Fuerza al dragado del material 5.9 kN

P_L = Fuerza de resistencia a la elevación 47.1 kN

$$P_m = 0.5 * 0.8 + 5.9 + 47.1 = 53.4 \text{ kN}$$

Ahora se calcula la carga de diseño de trabajo con la ecuación 2.30

$$DWL = F_t * F_v * P_m \quad \text{ec. 2.30}$$

Donde:

DWL = Carga de diseño kN

F_t = Factor de operación 1.1

F_v = Factor de velocidad 1.3

$$DWL = 1.1 * 1.3 * 53.4 = 76.4 \text{ kN}$$

Se tiene una carga de diseño de trabajo de 76.4 kN (17166 Lbs), se selecciona el tipo de cadena ER984 como se puede apreciar en el apéndice Z, que tiene una capacidad de carga de trabajo de 24000Lbs (106.8 kN) con peso de cadena de 33 Lbs/ft, y el peso de los sujetadores de cangilones es de 58 lbs/ft, se tiene un paso de 7 in, ahora se tiene un

espaciamiento entre cangilón de 0.356 m, es decir, 3 pasos de 7 in, también se tiene fuerza última de 40000 lbs (177.9 kN). A continuación se realiza el chequeo de las cargas:

Peso del Material elevado por cada cangilón de la ecuación 2.26:

$$M = \frac{\rho * f}{a} = \frac{1300 * 0.0418}{0.533} = 101.8 \text{ kg/m}$$

Peso del Cangilón por metro de cadena:

El peso del cangilón se lo puede determinar en la tabla 2.49 que es de 32.48 kg y se lo divide para el espaciamento entre cangilones de 0.533 m, se tiene el peso de cangilón por espaciamento de 60.9 kg/m.

Peso de la cadena y accesorios con la ecuación 2.27.1:

$$W = \frac{(\text{Numero de paso por espec.} - 1)(W_c) + (W_s)}{\text{Número de paso por espaciamento}} \text{ ec. 2.27.1}$$

Donde:

Número de paso por espaciamento es 2

W_c = Peso de cadena 49.1 kg/m

W_s = Peso de los sujetadores de cangilón 86.3 kg/m

$$W = \frac{(3 - 1)(49.1) + (86.3)}{3} = 61.5 \frac{kg}{m}$$

Fuerza para desplazar el material de la ecuación 2.27:

$$P_L = (122.4 + 101.8) * 9.81 * 26 = 57.2 \text{ kN}$$

Fuerza de Tracción por dragado de la ecuación 2.28, como se puede verificar que se tiene una velocidad máxima de 40 RPM, y una velocidad de 1.3 m/s, se tiene 622 mm de diámetro pero se selecciona uno mayor de 790 mm y se tiene:

$$P_B = 101.8 * 10 * 0.79 * 9.81 = 7.9 \text{ kN}$$

Fuerza necesaria en el contrapeso, REXNORD recomienda que es 0.3% de la fuerza última de tensión (177.9 kN), de la ecuación 2.31:

$$P_t = 0.003 * 2 * P_u \text{ ec. 2.31}$$

Donde:

P_t = Tensión de contrapeso kN

P_u = Fuerza última de tensión de la cadena 177.9 kN

$$P_t = 0.003 * 2 * 177.9 = 1.1 \text{ kN}$$

Ahora se calcula la tensión total de la cadena de la ecuación 2.29:

$$P_m = 0.5 * 1.1 + 7.9 + 57.2 = 65.7 \text{ kN}$$

Fuerza en el lado flojo de la cadena:

$$P_1 = 0.5 * P_t + WRg \quad \text{ec. 2.32}$$

Donde:

P_1 = Fuerza del lado flojo kN

P_t = Tensión de contrapeso 1.1 kN

W = Peso de la cadena, accesorios y el cangilón 158.9 kg/m

$$P_1 = 0.5 * 1.1 + \frac{122.4 * 26 * 9,81}{1000} = 31.8 \text{ kN}$$

Se tiene una carga de diseño de la ecuación 2.30:

$$DWL = 1.1 * 1.3 * 65.7 = 93.95 \text{ kN}$$

Se tiene una carga de trabajo de 93.95 kN, por lo que es menor que la carga de trabajo de la cadena seleccionada ER984, a continuación en la tabla 2.39 se encuentran las fuerzas que actúan en la cadena, y en la figura 2.39 se encuentra un esquema de las fuerzas sobre EC-1.

| Fuerzas | kN |
|---|------|
| Fuerza para desplazar el material y partes móviles de la cadena | 65.7 |
| Fuerza en el lado flojo | 31.8 |
| Fuerza de dragado de material | 8.9 |
| Fuerza de contrapeso | 1.1 |

Tabla 2.39 Fuerzas en el elevador de cadena EC-1

Capacidad máxima del elevador

Ahora se puede calcular la capacidad máxima que tiene el elevador con la ecuación 2.33:

$$TPH = \frac{0.75(S_{ec-1})(M)}{33.3} \quad ec. 2.33$$

Donde:

TPH = Capacidad máxima en ton/h

S_{EC-1} = Velocidad del elevador 255 ft/min (1.3 m/s)

M = Peso del material elevado por cada cangilón 101.8 kg/m (68.4 lbs/ft).

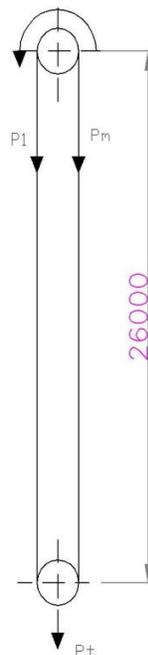


Figura 2.33 Esquemas de Fuerzas en el Elevador EC-1

$$TPH = \frac{0.75(255)(80.23)}{33.3} = 393 \text{ TPH}$$

Se tiene una capacidad máxima de elevación de 393 TPH, que es un 27% más de la capacidad requerida de 320 TPH.

Características de la cadena seleccionada

La cadena seleccionada es la ER984 en la tabla 2.40 se encuentran las características técnicas y en la figura 2.34 se tiene un esquema del mismo.

Se tiene una longitud total de cadena de 55 m.

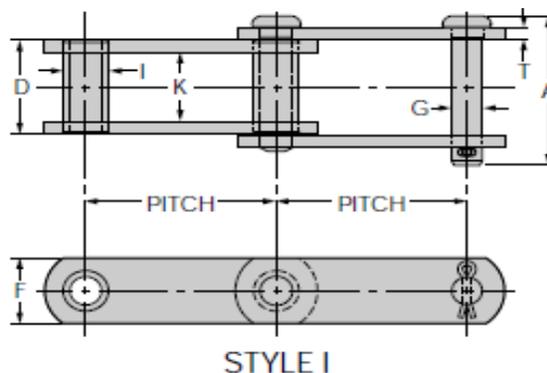


Figura 2.34 Cadena tipo ER984 para EC-1

| Estilo | Paso | Carga de Trabajo (kN) | RPM Máximo | Fuerza mínima (kN) | Peso kg/m | Pin y Chaveta (in) |
|-----------------------|-----------------------|-----------------------|-------------|--------------------|-------------|--------------------|
| I | 7 | 106.8 | 40 | 177.9 | 49.1 | A 7.35 |
| barras laterales (in) | Barras Laterales (in) | | Propiedades | Pins (in) | | Rueda No. |
| K | T | F | TH | G | Propiedades | 984 |
| 3.75 | 0.62 | 4 | | 1.38 | CIH | |
| Bujes (in) | D (longitud) | 5 | | | | |
| | I (Diam. Ext.) | 2.5 | | | | |

Tabla 2.40 Característica de la cadena ER984

Los Bujes son carburizados, mientras que los pins o pasadores son selectivamente endurecidos por inducción, las juntas son selladas engrasadas en su interior.

Selección de los sistemas de unión entre cangilón y cadena

Con el Tipo de Cadena se ingresa al apéndice Z, y se determinará que el tipo de sujetador es el K443^[54], en la figura 2.35 se encuentra un esquema de los sujetadores y sus dimensiones.

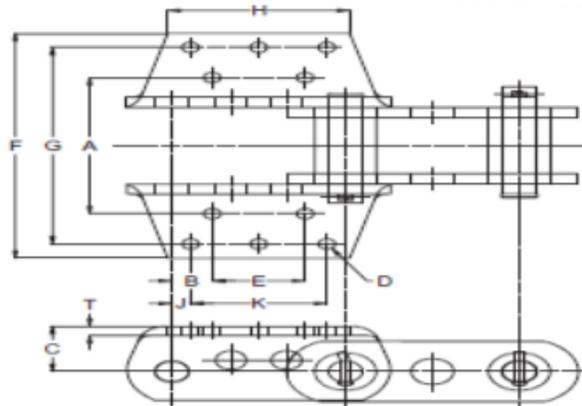


Figura 2.35 Esquema de sujetadores K443 para EC-1

Cálculo de potencia

Ahora en la ecuación 2.34 se calcula la potencia necesaria para el movimiento del elevador:

$$HP = \frac{1.15(S_{EC-1})(M_{EC-1}DK + M_{EC-1}R)}{33000} \quad ec. 2.34$$

Donde:

S_{EC-1} = Velocidad de la cadena 255 ft/min (1.3 m/s)

M_{EC-1} = Peso del material elevado 101.8 kg/m (68.4 lbs/ft)

D = Diámetro de la rueda 790 mm (2.6 ft)

K = Factor de arrastre, 10 para descargas centrífugas.

R = distancia entre centros 26 m (85.3 ft)

$$HP = \frac{1.15(255)(68.4 * 2.6 * 10 + 68.4 * 85.3)}{33000} = 67.6 HP$$

Capacidad en CFH

Ahora se puede calcular con la ecuación 2.35 la capacidad en pies cúbicos por hora (CFH), que servirá para la selección de componentes y dimensiones del elevador de cangilones:

$$CFH = \frac{TPH * 2000}{\rho} \quad ec. 2.35$$

Donde:

TPH = Se tiene 393 ton/h

ρ = Densidad de 81.2 lbs/ft³ (1300 kg/m³)

$$CFH = \frac{393 * 2000}{81.2} = 9700 \text{ ft}^3/h$$

Distancia entre apoyo de las ruedas de tracción

En la tabla 2.41 se podrá verificar la distancia recomendada entre soportes de las ruedas de tracción para 9700 CFH que es de 760 mm para el tambor motriz y de cola.

| CFH | A(mm) |
|---------------|-------------|
| 2300 - 3500 | 610 – 762 |
| 470 - 6500 | 940 |
| 8100 - 9800 | 1054 – 1300 |
| 12300 – 14800 | 1360 – 1511 |
| 17300 | 1664 |
| 19800 | 1816 |

Tabla 2.41 Distancia entre apoyos para EC-1^[54]

Material del Eje

CEMA recomienda que el material del eje puede ser de acero AISI C1018 o C1045, se selecciona el C1045 que es el más comercial y tiene un esfuerzo de fluencia de 45000 PSI (310 MPa), esfuerzo máximo de 81900 PSI (565 MPa).

Selección de la ruedas de tracción

Una rueda de tracción es una rueda motriz lisa (sin dientes) que transmite la fuerza motriz a la cadena por fricción. Los casquillos y mallas interior y exterior forman parte del sistema motriz.

La rueda de tracción está constituida por anillos segmentados de la rueda que son carburizados a profundidad y endurecidos por inducción a 60 RC. Las ruedas de tracción para el eje del cabezal se proporciona con mazas sólidas utilizando anillos de sujeción sin chaveta como estándar en los elevadores de alto rendimiento. Los anillos de sujeción sin chaveta aseguran una fijación de la rueda en el eje reduciendo las concentraciones de esfuerzo en el eje. En la figura 2.36 se observa su función y constitución.



Figura 2.36 Rueda de Tracción

Se tiene una velocidad de transporte de 1.3 m/s y una velocidad de giro máximo de la rueda de 40 RPM (4.19 rad/s), por lo que se tiene:

$$v = w * r \quad \text{ec. 2.35}$$

$$r = \frac{v}{w} = \frac{1.3}{4.19} = 0.310 \text{ m}$$

Por lo que se tiene un diámetro mínimo de la rueda de 620 mm (25 in), se selecciona uno mayor de 790 mm (30 in, diámetro primitivo) ahora se tiene una velocidad de giro de 32 RPM. Con el tipo de cadena seleccionado ER984 equivalente a la rueda número 984 se ingresa al apéndice Z y se obtiene un ancho de la rueda de 3.50 in (90 mm).

A continuación se calcula el torque de la rueda motriz con la potencia calculada de 67.6 HP, con la ecuación 2.36:

$$T = \frac{HP * 63000}{(RPM)} = \frac{67.6 * 63000}{32} = 133100 \text{ lbs} - \text{in} \text{ ec. 2.36}$$

Se tiene un torque de 133100 lbs-in, se selecciona el cubo de la rueda en el apéndice Z se tiene un cubo tipo P con sus dimensiones en la figura 2.37 se muestra un esquema de la rueda de tracción seleccionada.

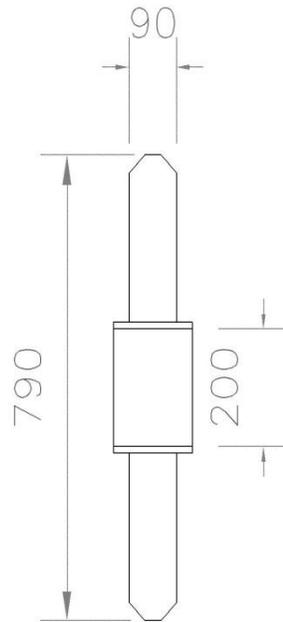


Figura 2.37 Rueda de Tracción Motriz

La rueda de tracción motriz tiene un peso aproximado de 131.2 lbs (60 kg), determinada por la ecuación 2.37:

$$W_t = [0.22 * PD * 2 * PW] + W \text{ ec. 2.37}$$

Donde:

PD = Diámetro primitivo 30 in.

PW = Espesor de la rueda 3.5 in.

W = Peso del cubo 85 lbs (apéndice Z)

$$W_t = [0.22 * 30 * 2 * 3.5] + 85 = 131.2 \text{ lbs}$$

Para la polea de cola se tiene el mismo diámetro primitivo de 30 in (790 mm), con un espesor de 3.5 in (90 mm), en el apéndice Z se tiene el cálculo del diámetro del eje obteniendo un diámetro de 370 mm.

En la tabla 2.42 se encuentran las características de las ruedas de tracción seleccionadas.

| Rueda de Tracción | Motriz | Cola |
|---|---------------|-------------|
| Ancho (mm) | 90 | 90 |
| Diámetro (mm) | 790 | 790 |
| Distancia entre apoyos (mm) | 760 | 760 |
| Fuerza Resultante (kN) | 98.1 | 1.2 |
| Peso de la Rueda (kg) | 60 | 137* |
| Velocidad (RPM) | 32 | 32 |
| Material del eje | AISI C1045 | AISI C1045 |
| Diámetro del eje (mm) | 200 | 470 |
| Capacidad de Carga del rodamiento (kN) | 379.2 | 245.62 |

Tabla 2.42 Características de las ruedas de tracción de EC-1

*Peso dado por el fabricante

Eficiencias mecánicas de reductores de velocidad

En el apéndice L se encuentran las eficiencias mecánicas de los reductores de velocidad según CEMA, se utilizará reductor de engranajes helicoidales con reducción doble con una eficiencia mecánica de 97%.

Eficiencia del motor

La eficiencias de los motores eléctricos normalmente están entre un rango de 90 al 95%, se escoge 95%.

Selección del motor

Se calculó una potencia de 67.6 HP, se tiene una eficiencia del motor de 95%, con la ecuación 2.3 dada anteriormente se calcula la potencia necesaria en la rueda de tracción motriz:

$$P_m = \frac{P}{n} = \frac{67.6}{0.95} = 71.2 \text{ HP}$$

Ahora se calcula las pérdidas por reductor de 3%, para reductores helicoidales de doble reducción dada por la ecuación 2.4:

$$Pot_r = 0.03 * 67.6 = 2.03 \text{ HP}$$

Se tiene una potencia total de 73.23 HP, por lo que se selecciona un motor de 75 HP de potencia, en la tabla 2.43 se tiene las características con frame según IEC 225M:

| Motor eléctrico ABB IEC 255M | | |
|-------------------------------------|------|------------|
| Tipo | - | M2QA225M4B |
| Velocidad | RPM | 1780 |
| Eficiencia | % | 95 |
| Factor de Servicio | - | 1,15 |
| Corriente nominal | A | 89.8 |
| Voltaje | V | 440 |
| Torque nominal | Nm | 338 |
| Momento de inercia | Kgm2 | 0,62440 |
| Peso | Kg | 351 |
| Ruido | dBA | 78 |

Tabla 2.43 Características del motor ABB IEC 255M para EC-1

En el apéndice O se tiene las dimensiones del motor con frame según IEC 225M.

Selección de la caja reductora para EC-1

Debido a la potencia del motor muy alta se requiere otro tipo de reductor, en este caso se usará reductor marca FLENDER ^[55] para elevadores de cangilones, de la ecuación 2.13 se tiene:

$$i_N = \frac{n_1}{n_2} \text{ ec. 2.13}$$

Donde:

N1 = RPM de entrada del motor.

N_2 = RPM de salida del elevador de cangilones en la rueda motriz es de 32 RPM.

$$i_N = \frac{n_1}{n_2} = \frac{1800}{32} = 56.25$$

Ahora se calcula la potencia nominal con la ecuación 2.38:

$$P_N = P_1 x f_1 x f_2 \text{ ec. 2.38}$$

Donde:

P_N = La ecuación nominal 75 HP (55.97 kW)

F_1 = factor de Operación para un elevador de cangilones para trabajo de 10 horas se tiene un factor de 1.4 como se muestra en la tabla 2.44

| Máquina | Periodo de Operación en horas | | |
|-------------------------------------|-------------------------------|----------------|------------|
| | menor a 0.5 | entre 0.5 y 10 | mayor a 10 |
| Elevador de Cangilones | - | 1.4 | 1.5 |
| Transporte por cabrestrante | 1.4 | 1.6 | 1.6 |
| Polipastos | - | 1.5 | 1.8 |
| Banda transportadora menor a 150 kW | 1 | 1.2 | 1.3 |
| Elevadores de carga | - | 1.2 | 1.5 |
| Banda Dosificadoras | - | 1.5 | |
| Escalera mecánica | 1 | 1.2 | 1.4 |

Tabla 2.44 Factores de operación para selección de reductor de EC-₁^[55]

F2 = Factor según el tipo de motor, en este caso se tiene un motor eléctrico por lo que se tiene un factor de 1.0 como se muestra en la tabla 2.45:

| | Factor f2 |
|---|------------------|
| Motores Eléctricos, motores hidráulicos, turbinas | 1 |
| Motores de Pistones 4 - 6 cilindros, variación cíclica 1:100 a 1:200 | 1.25 |
| Motores de Pistones 1 - 3 cilindros, variación cíclica de 1:100 | 1.5 |

Tabla 2.45 Factor según del tipo de motor para EC-1^[55]

$$P_N = 55.97 \times 1.4 \times 1.0 = 78.4 \text{ kW}$$

Con el radio de transmisión de 56.25, una potencia nominal de 78.4 kW, para velocidad del motor de 1800 RPM, para un modelo de reductor B3 se ingresa al apéndice Z, y se selecciona el tipo de unidad reductora 508, con una velocidad de salida de 32 RPM y un radio de transmisión de 56.

En la tabla 2.46 se encuentran las dimensiones y características del reductor incluyendo las dimensiones del acople EUPEX B140 entre reductor y motor eléctrico, también se tiene un Backstop incorporado.

| Tipo de caja reductora | Dimensiones en mm | | | | |
|------------------------|-------------------|-----------|-----------------|-----------|-----------|
| | Entrada | | | | |
| 508 | d1 | l1 | l3 | G1 | G3 |
| | 50 m6 | 110 | 90 | 737 | 757 |
| | Ventilador | | | | |
| | A1 | A2 | B1 | d6 | G6 |
| | 275 | 330 | 225 | 160 | 772 |
| | Unidad Reductora | | | | |
| | a | b | c | c1 | D5 |
| | 962 | 295 | 35 | 30 | 28 |
| | E | e3 | H | h | h5 |
| | 431 | 160 | 610 | 280 | 430 |
| | m1 | m3 | n1 | n2 | n3 |
| | 702 | 230 | 129 | 240 | 552 |
| | n4 | s | Backstop | D8 | G8 |
| | 250 | 24 | | 175 | 295 |
| | N-EUPEX B140 | | | | |
| Sx | NL | D2 | A | D1 | |
| 3 | 55 | 60 | ∅315 | 40 | |

Tabla 2.46 Caja reductora modelo B3SH tipo 508 para EC-1^[55]

En la figura 2.38 se encuentra un esquema de la caja reductora tipo B3SH con número de parte 2LP2020-7AB00-0NA1, con un peso de 630 kg.

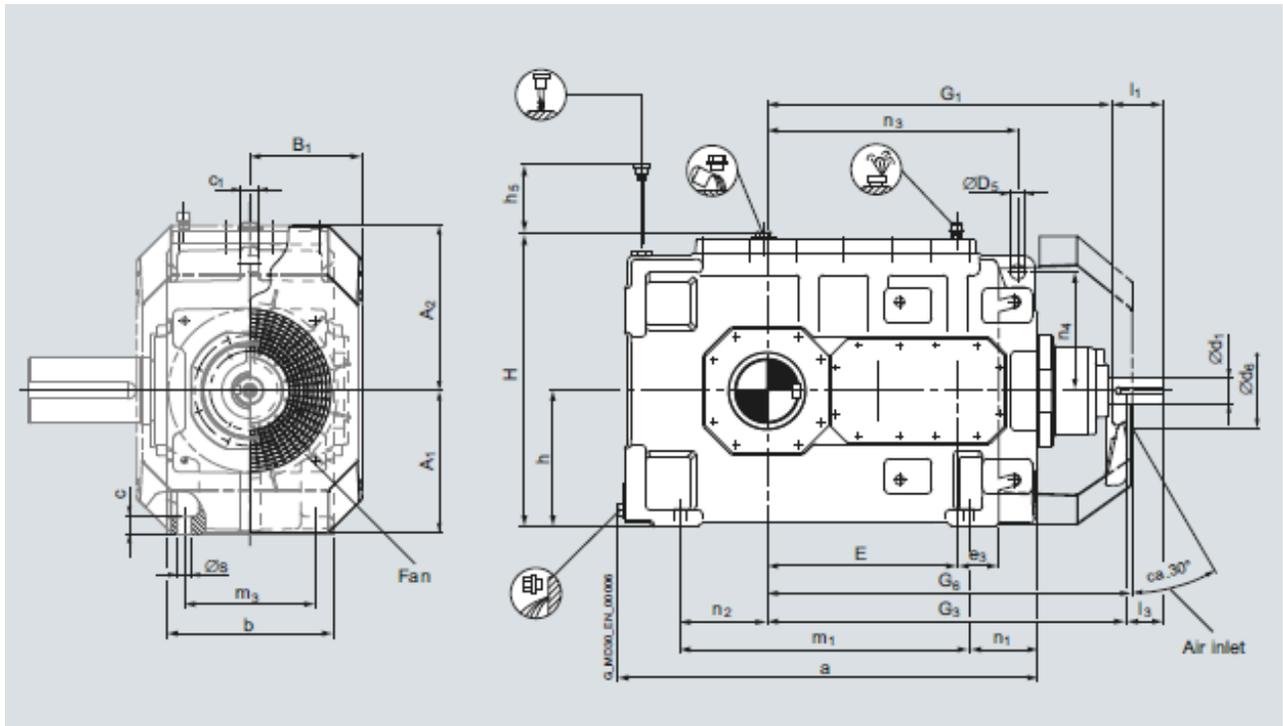


Figura 2.38 Esquema de la caja reductora B3SH para EC-1^[55]

Trayectoria del material

Como se determinó la trayectoria del material para las bandas transportadoras igualmente se lo determina para el elevador de cangilones con una velocidad de 1.3 m/s e intervalos de tiempo de 0.05

$$X = vt \text{ ec. 2.8}$$

$$Y = \frac{gt^2}{2} \text{ ec. 2.9}$$

$$X = 1.3 * 0.05 = 65 \text{ mm} \quad Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.05^2}{2} = 12.25 \text{ mm}$$

$$X = 1.3 * 0.1 = 130 \text{ mm} \qquad Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.1^2}{2} = 49 \text{ mm}$$

$$X = 1.3 * 0.15 = 195 \text{ mm} \qquad Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.15^2}{2} = 110.25 \text{ mm}$$

$$X = 1.3 * 0.2 = 260 \text{ mm} \qquad Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.2^2}{2} = 196 \text{ mm}$$

$$X = 1.3 * 0.25 = 325 \text{ mm} \qquad Y = \frac{gt^2}{2} = \frac{9.8 * 0.25^2}{2} = 306.25 \text{ mm}$$

Con la ecuación 2.39 se tiene la fuerza centrífuga:

$$F_c = \frac{m * V^2}{R_{c.g.}} \text{ ec. 2.39}$$

Donde:

F_c = Fuerza centrífuga en N.

M = La masa del cangilón con la ecuación 2.39.1

$$m = \rho * f = 1300 * 0.0418 = 54.34 \text{ kg}$$

$R_{c.g.}$ = Radio hacia el centro de gravedad del cangilón con la ecuación

2.39.2 se tiene

$$R_{c.g.} = \text{Radio de la Rueda} + \text{Espesor de Cadena } F + \bar{x}$$

$$R_{c.g.} = 0.395 + 0.102 + 0.0762 = 0.573 \text{ m}$$

$$F_c = \frac{54.34 * 1.3^2}{0.573} = 160.3 N$$

En la figura 2.39 se puede observar la trayectoria del material:

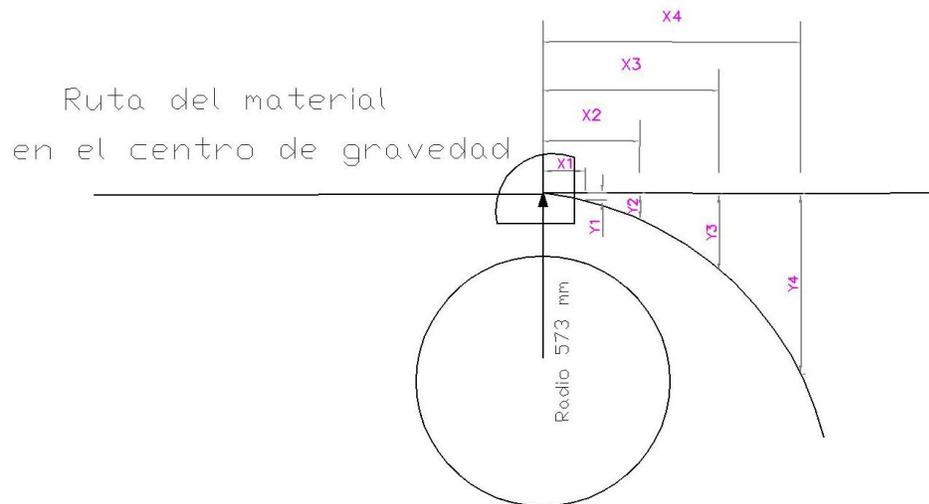


Figura 2.39 Trayectoria del material en EC-1

Peso estructural del elevador de cangilones EC-1

Se tienen 8 módulos de acero de ¼" de espesor con un peso de 620 kg, se tienen 110 cangilones de 32.5 kg, el peso de la cadena de 32.73 kg/m, peso de los sujetadores para 110 cangilones es de 86.3 kg, también se tiene la plataforma de mantenimiento que se encuentra en el cabezal motriz del elevador cumpliendo con la norma OSHA, tiene un peso de 5800 kg, en la figura 2.40 se muestra un esquema.

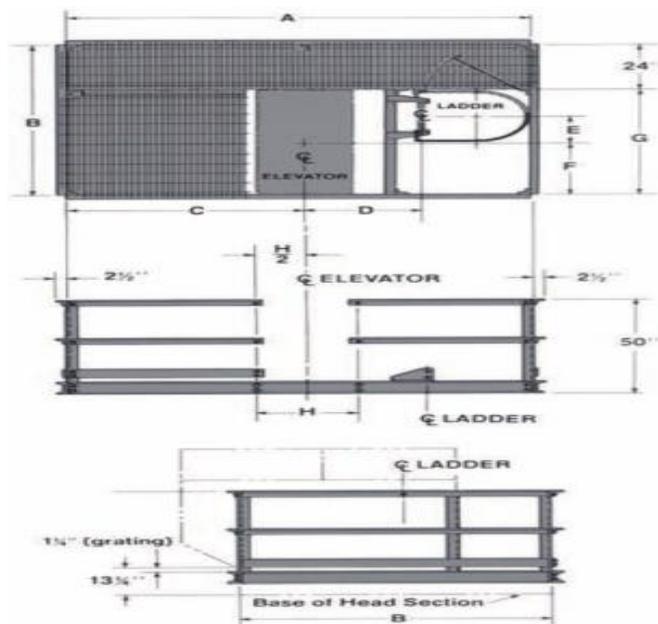


Figura 2.40 Esquema de plataforma de mantenimiento

A continuación en la tabla 2.47 se presenta el peso estructural total del elevador de cangilones EC-1:

| Sección | Cantidad | Peso kg | Total |
|---------------------|----------|----------|----------------|
| Módulos | 620 | 8 | 4960 |
| Cangilones | 110 | 32.5 | 3575 |
| Cadena | 55 m | 86.3kg/m | 4746.5 |
| Plataforma de Mtto. | 1 | 5800 | 5800 |
| Cabezal motriz | 1 | 2381 | 2381 |
| Bota | 1 | 1997 | 1997 |
| | | | 23459.5 |

Tabla 2.47 Peso Estructural del Elevador de Cangilones EC-1

2.5. Selección de bandas dosificadoras

Banda dosificadora o alimentador de placas metálicas son unas placas unidas articuladamente que se deslizan arrastradas mediante un tambor de cabeza motriz y retornan por medio de otro tambor de cola, en este caso trabajan en fondo de cada tolva, admite regulación de velocidad en carga utilizando un variador de frecuencia. Puede trabajar con materiales desde 12 mm, tienen capacidades de hasta 2000 ton/h, velocidades de avance hasta 4.5 m/min. En la figura 2.41 se observa un esquema de la banda de placas metálicas.



Figura 2.41 Alimentador de Placas metálicas

En la tabla 2.7 se encuentra sus respectivas condiciones de operación y requerimientos, los transportadores deben tener una inclinación de 16° , en BD-1 se transportará puzolana con una densidad de 800 kg/m^3 con una capacidad de 50 ton/h; para BD-2 transportará clínker a 70 ton/h con una densidad de 1300 kg/m^3 ; para BD-3 se tiene yeso a 40 ton/h con una densidad de 1120 kg/m^3 ; y en BD-4 se tiene caliza a 40 ton/h con una densidad de 1200 kg/m^3 .



Figura 2.42 Bandejas Estilo A

Soporta temperatura desde la ambiental hasta 300°C , con ángulos de inclinación hasta 20° .

En la tabla 2.48 se selecciona el tipo de rodillos según su aplicación, para servicio mediano, caliente como máximo 100°C , abrasivo, se tiene la puzolana con tipo de rodillo 1A reengrasable para BD-1; para servicio mediano, temperatura ambiente 25° , abrasivo, para el clínker se tiene el tipo de rodillo 1A reengrasable; luego se tiene el yeso, servicio mediano,

medianamente abrasivo, temperatura ambiente, se escoge el rodillo 2A con sello metálico tipo laberinto; y la caliza medianamente abrasiva, temperatura ambiente, servicio mediano se selecciona el 2A con sello metálico tipo laberinto.

| Tipo de Rodillo | Aplicación |
|-----------------|--|
| 2 y 2A | Conductores de caña de azúcar |
| | Transportadores de cal caliente |
| | Transportadores de piezas fundidas |
| | Transportadores de caliza, carbón y mineral |
| | Liviano |
| | Alimentadores para servicio mediano |
| | Desechos sólidos |
| 1 y 1A | Transportadores de escoria caliente y cemento |
| | Transportadores de productos sinterizados calientes |
| | Transportadores de productos pellorizados calientes y salida de emergencia |
| | Servicio en ambientes calientes y abrasivos |
| | Alimentadores para servicio mediano para materiales abrasivos |
| | Cumple con los niveles requeridos de disminución de ruido |
| | Baja fricción- alta velocidad, requieren potencia mínima |

Tabla 2.48 Tipos de rodillos para Transportadores de placas metálicas

En la figura 2.43 se puede observar las características de los rodillos.

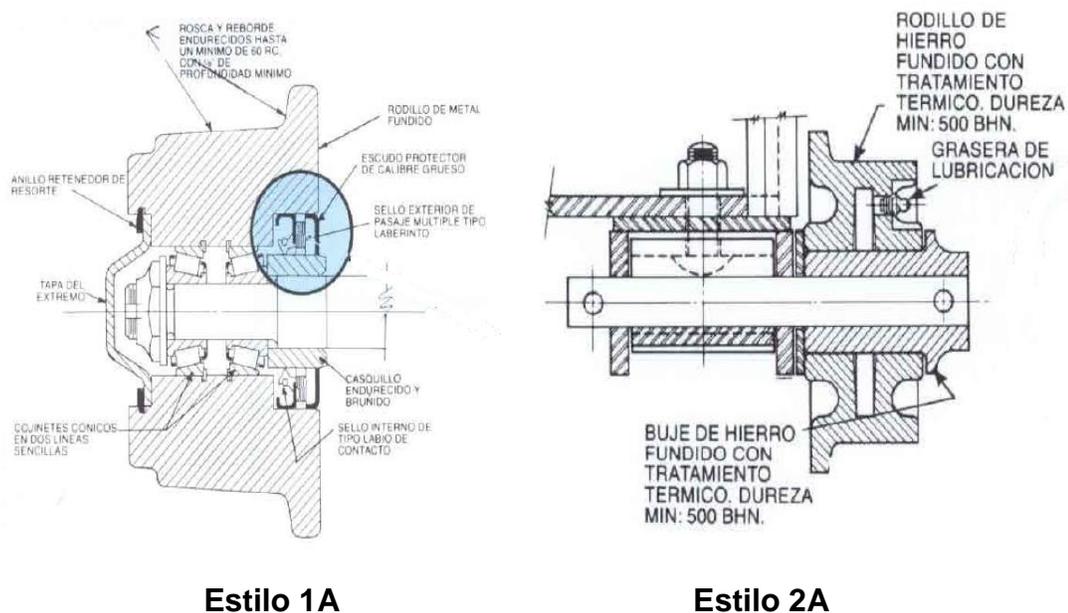


Figura 2.43 Tipos de Rodillos de Transportadores metálicos

En la tabla 2.49 se tiene la velocidad máxima del transportador según el tipo de rodillo seleccionado.

| VELOCIDAD MÁXIMA DE RODILLOS | | |
|------------------------------|--------|---------|
| TIPO | 2 Y 2A | 0.3 m/s |
| TIPO | 1 Y 1A | 0.6 m/s |

Tabla 2.49 Velocidad máxima de rodillos

Se escogen velocidades preliminares para los materiales, y se convierten los valores a ft^3/h dividiendo la capacidad de cada material para la

densidad, para la selección de la banda de placas metálicas en la figura 2.44, las velocidades y conversiones se encuentran en la tabla 2.50.

| Banda | Material | m/s | ft3/h | FPM |
|-------|----------|-----|-------|-----|
| BD-1 | Puzolana | 0.2 | 2207 | 40 |
| BD-2 | Clínker | 0.2 | 1902 | 40 |
| BD-3 | Yeso | 0.3 | 1261 | 59 |
| BD-4 | Caliza | 0.3 | 1177 | 59 |

Tabla 2.50 Velocidades y Capacidades para las bandas de placas metálicas

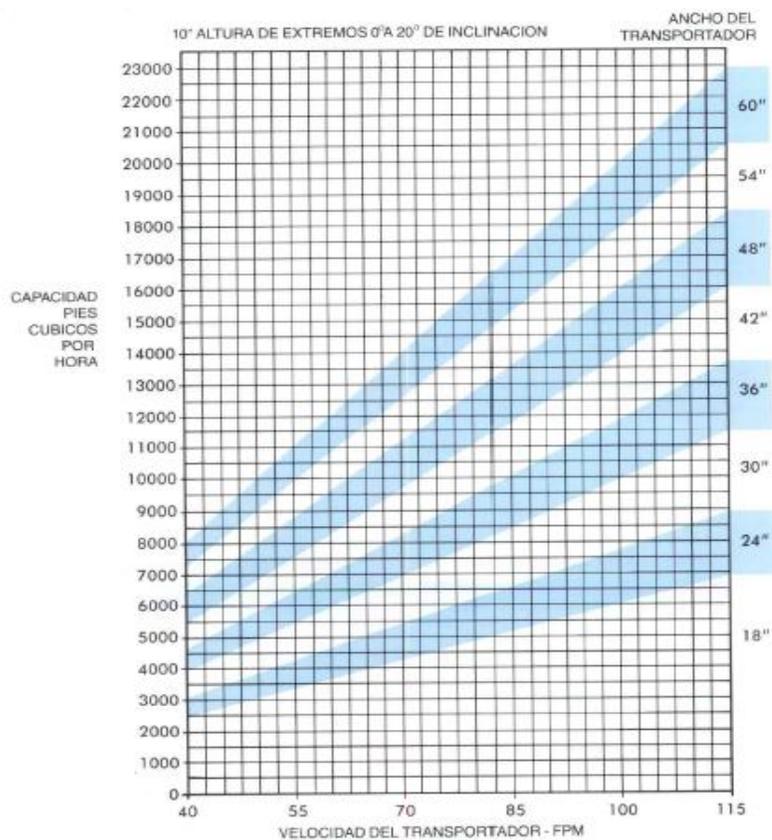


Figura 2.44 Selección del Ancho de Bandas Transportadoras metálicas

Las bandas de placas metálicas para la puzolana y el clinker tiene un ancho de banda de 18”(457 mm), a una velocidad de 52 FPM (0.26 m/s), las bandas de placas para el yeso y la caliza también tienen un ancho de 18” (457 mm), con una velocidad de 85 FPM (0.43 m/s). El siguiente paso es seleccionar el tipo de rueda dentada como se muestra en la tabla 2.51:

| No. De Dientes (Diámetro de paso pulg) | | | | |
|---|------------------------------|-------------|------------|-------------|
| Vel. Límites | PASO DE CADENA (pulg) | | | |
| FPM | 6 | 9 | 12 | |
| 0 - 40 | 15T(28.86") | 6T(18") | 6T(24") | |
| 41 -55 | | | 8T(23.52") | 8T(31.36") |
| 56 -70 | | 10T(29.12") | | 10T(38.83") |
| 71 - 85 | | | | |
| 86 - 115 | | | | |

Tabla 2.51 Selección de Paso de cadena y Número de dientes

Para bandas de placas metálicas estilo A se recomiendan pasos de 9 in o 12 in, se seleccionará pasos de 12 in para todas las bandas ya que resisten una mayor carga de trabajo, para las bandas BD-1 y BD-2 se tiene paso 12 in, 8 dientes en la rueda dentada, diámetro primitivo de la rueda 31.36 in (800 mm); para las bandas BD-3 y BD-4 se tiene paso 12 in, 10 dientes en la rueda dentada, diámetro primitivo de la rueda 38.83 in (986 mm).

En la figura 2.45 se muestra la sección transversal del transportador para un ancho W de 18" estilo de banda A.

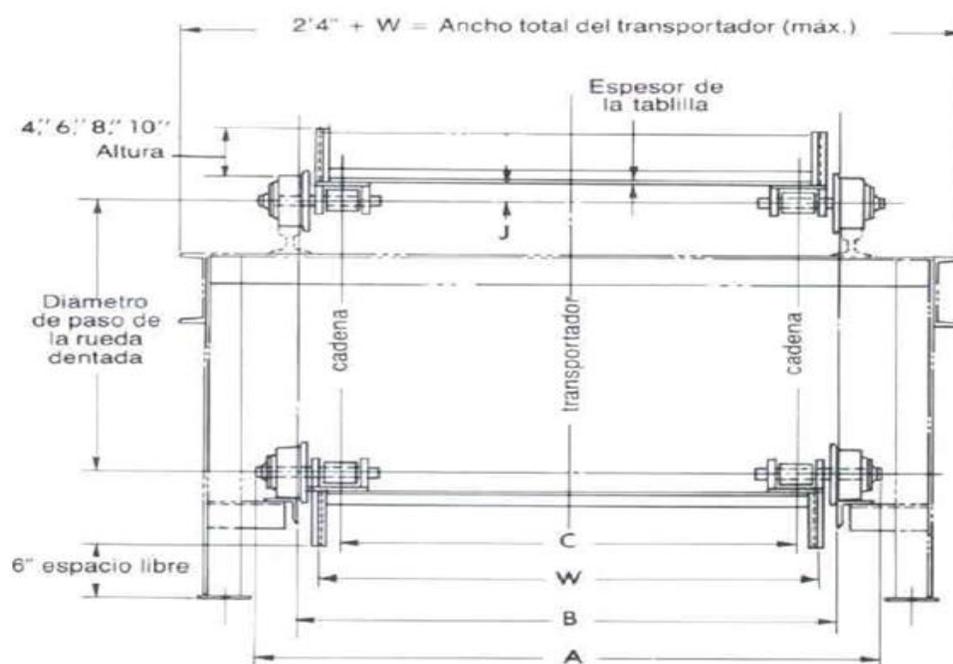


Figura 2.45 Sección transversal de los Transportadores de placas Metálicas

Selección de cadenas

Para la selección de las cadenas se lo realizará según el catálogo REXNORD ^[53], con las condiciones de operación mencionadas anteriormente, generalmente se tienen distancias entre centros de 4 a 12 m, hay casos especiales cuando la distancia exceden los 12 m por lo que se consulta al fabricante, en esta situación las bandas de placas metálicas

BD-1 tiene 12 m, mientras que las bandas BD-2, BD-3 y BD-4 tienen 8 m de distancia.

Se usará la ecuación 2.40 para el cálculo de la fuerza máxima en cada cadena:

$$P_{mBD} = X \left(2f_1 W_{BD} + f_2 M + \frac{h^2}{c} \right) + MY \quad ec. 2.40$$

Donde:

P_{mBD} = Tensión máxima de la cadena kN

X = Distancia entre centros m.

f_1 = Coeficiente de fricción de los rodillos de cadena sobre los rieles, 0.2

W_{BD} = Peso de las partes en movimiento, el peso de las cadenas para la clase de rodillos 1A se tiene 5 lbs/ft (7.4 kg/m), para rodillos clase 2A se tiene 10lbs/ft (14.9 kg/m).

$$W = 0.0015 * M * X \quad ec. 2.41$$

f_2 = Factor de fricción entre el material y el acero, se verifica en la tabla 2.64.

C = Constante de fricción lateral, se verifica en la tabla 2.52

M = Peso del material transportado por metro de banda, se lo determina con la ecuación 2.41

$$M = \frac{TPH \times 33.3}{S} \quad \text{ec. 2.42}$$

S = Velocidad de la banda en FPM.

Y = Distancia vertical ft.

h = Altura del borde lateral, 10".

| Material | Factor de Fricción entre el acero (f2) | Factor de Fricción lateral C |
|------------------------------|--|------------------------------|
| aluminio | 0.4 | 27 |
| Cenizas, Carbón, Seco | 0.5 | 36 |
| cenizas, Carbón, Húmedo | 0.6 | 55 |
| Bagaso | 0.4 | 200 |
| Cemento Portland | 0.65 | 12 |
| Cemento Cínker | 0.7 | 12 |
| Carbón, Antracita | 0.4 | 25 |
| Carbón, Antracita de la mina | 0.45 | 20 |
| Carbón, Bituminoso | 0.5 | 21 |
| Coke, mezclado | 0.55 | 42 |
| granos | 0.4 | 23 |
| Grava, seco | 0.45 | 12 |
| Grava, extraída de la orilla | 0.6 | 11 |
| Caliza, trozos | 0.5 | 28 |
| Arena, seca | 0.6 | 7 |
| Puzolana | 0.7 | 40 |
| Trozos de madera | 0.4 | 48 |
| Yeso | 0.6 | 28 |

Tabla 2.52 Factor de fricción entre el acero y el material ^[53]

Ahora se calcula el peso de material transportado por metro de banda con la ecuación 2.42:

$$M_{BD-1} = \frac{TPH \times 33.3}{S} = \frac{50 * 33.3}{52} = 32.02 \text{ lb/ft}$$

$$M_{BD-2} = \frac{TPH \times 33.3}{S} = \frac{70 * 33.3}{52} = 44.8 \text{ lb/ft}$$

$$M_{BD-3} = M_{BD-4} = \frac{TPH \times 33.3}{S} = \frac{40 * 33.3}{85} = 15.67 \text{ lb/ft}$$

Ahora se procede al cálculo del peso de las partes móviles de las bandas con la ecuación 2.40:

$$W_{BD-1} = 0.0015 * 32.02 * 39.4 = 1.9 \text{ lb/ft}$$

$$W_{BD-2} = 0.0015 * 44.8 * 26.3 = 0.6 \text{ lb/ft}$$

$$W_{BD-3} = W_{BD-4} = 0.0015 * 15.67 * 26.3 = 0.6 \text{ lb/ft}$$

En la figura 2.46 se encuentra un esquema de la banda dosificadora, donde se puede observar la distancia X que es la proyección horizontal, por lo que la banda BD-1 tiene 11.5 m, mientras que BD-2, BD-3 y BD-4 tienen 7.7 m de proyección horizontal; la distancia Y para BD-1 tiene 3.5 m, mientras que para BD-2, BD-3 y BD-4 tienen 2.4 m de elevación.

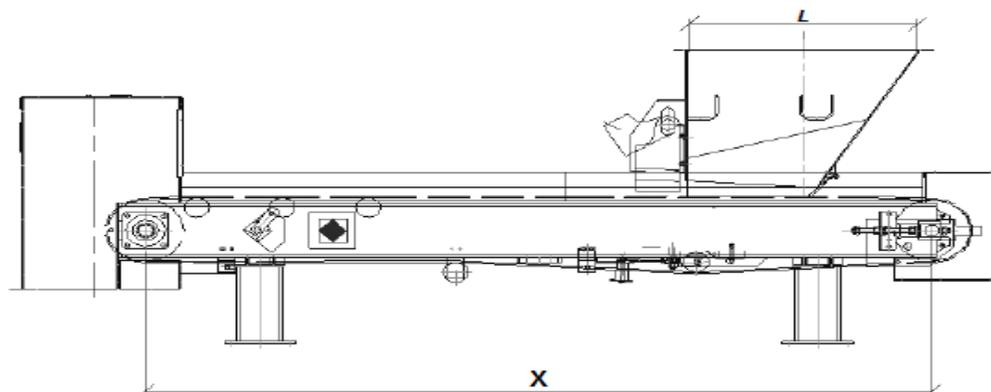


Figura 2.46 Esquema de bandas Transportadoras metálicas

Ahora con los parámetros y cálculos realizados anteriormente se procede al cálculo de la tensión máxima de la ecuación 2.40. Luego se determina la carga de trabajo, donde se tiene que el factor de operación en la tabla 2.50 para temperaturas entre 93°C y 177°C se tiene 1.1, también el factor de velocidad para 10 dientes es de 1.1, mientras que para 8 dientes es de 1, de la ecuación 2.30, en la tabla 2.53:

| Banda | Tensión Máxima Pm (Lbs) | Carga de Trabajo DWL (Lbs) |
|-------------|-------------------------------|----------------------------------|
| BD-1 | 1410.8 | 931.1 |
| BD-2 | 1436 | 947.8 |
| BD-3 | 560 | 406.6 |
| BD-4 | 520.3 | 377.7 |

Tabla 2.53 Carga de Trabajo de las bandas dosificadoras preliminar

En el apéndice Z se selecciona la cadena tipo 1039 para todas las bandas y tiene una carga de trabajo de 4650 lbs., se procede a la verificación de

la cadena seleccionada, ya que tiene 4.3 lbs/ft (6.4 kg/m), por lo que se tiene un peso de sus partes móviles de 20 lbs/ft (30 kg/m), Ahora se tiene f_1 , que se lo determina con la ecuación 2.43:

$$f_1 = 0.4 \left(\frac{d_a}{d_r} \right) \text{ ec. 2.43}$$

Donde:

f_1 = Factor de fricción de cadena

d_a = Diámetro exterior del buje 1.75 in (ver apéndice Z)

d_r = Diámetro exterior de rodillos 4 in (ver apéndice Z)

$$f_1 = 0.4 \left(\frac{1.75}{4} \right) = 0.175$$

Se vuelve a realizar a calcular la carga de trabajo de las bandas dosificadoras con los pesos reales de las cadenas en la tabla 2.54:

| Banda | Tensión Máxima Pm (Lbs) | Carga de Trabajo DWL (Lbs) |
|-------|-------------------------------|----------------------------------|
| BD-1 | 1571 | 1036.9 |
| BD-2 | 1535 | 1013 |
| BD-3 | 630 | 457.4 |
| BD-4 | 590 | 428.3 |

Tabla 2.54 Carga de Trabajo de las bandas dosificadoras final

Como se puede apreciar todas las cargas de trabajo son menores a 4650 lbs., por lo que es satisfactoria la selección de la cadena tipo 1039. Ahora se puede observar en la tabla 2.55 las especificaciones y dimensiones según el número de cadena, también se puede observar estas dimensiones en la figura 2.51.

Ahora se procede al cálculo de la tensión del lado apretado P_1 para las bandas de placas metálicas para posteriormente determinar la potencia necesaria requerida por los motores eléctricos. Con la ecuación 2.44 se calcula P_1 :

$$P_1 = W(Y - f_1X) \quad \text{ec. 2.44}$$

De la ecuación 2.44 se tiene:

$$P_{1BD-1} = 20(11.5 - 0.175 * 37.7) = 98.1 \text{ lbs}(0.44 \text{ kN})$$

$$P_{1BD-3} = P_{1BD-2} = P_{1BD-4} = 20(7.9 - 0.175 * 25.3) = 69.5 \text{ lbs}(0.3 \text{ kN})$$

| Cadena Rex No. Y paso promedio | Carga de trabajo permitida por tramo (Lbs) | Carga bruta permitida en el transportador, lbs/ft | | | | A - (Extremos) | Tamaño del eje cuadrado corto (in) | Diámetro del rodillo (in) | A | C | J |
|---|--|--|------|---------------|------|----------------------------------|---|---------------------------------|--------------------------------|----------------------------------|----------------------------|
| | | Estilo de Rodillo | | | | W - Ancho nominal más (in) | | | Ancho nominal W más (in) | Ancho nominal W menos (in) | Distancia interior (in) |
| | | No. 2/2A(in) | | No. 1/1A (in) | | | | | | | |
| | | EL | EOL | EL | EOL | | | | | | |
| 1039-M14 9.000 | 4,650 | 640 | 320 | - | - | 5 11/16 | 9/16 | 4 | 1 13/16 | 2 3/16 | 1 |
| R2342-M14 9.000 | 9,000 | 1160 | 580 | 960 | 480 | 8 3/16 | 3/4 | 5 | 2 1/2 | 3 3/8 | 1 1/4 |
| RR2397- M14 12.000 | 9,200 | 1460 | 730 | 1100 | 550 | 8 1/5 | 7/8 | 5 | 2 1/2 | 3 3/16 | 1 1/2 |
| R1706-M14 12.000 | 14,000 | 1920 | 960 | 1420 | 710 | 8 5/8 | 1 | 5 | 2 13/16 | 4 3/16 | 1 5/8 |
| R2614-M14 12.000 | 17,500 | 3420 | 1710 | 3200 | 1600 | 10 | 1 1/4 | 6 | 3 5/16 | 4 1/8 | 2 1/8 |
| 2648-M14 12.000 | 29,600 | 3180 | 1590 | 3200 | 1600 | 9 7/8 | 1 1/4 | 6 | 3 1/4 | 5 3/4 | 2 1/2 |

Tabla 2.55 Especificaciones y Dimensiones según el número de cadena ^[53]

Características de las cadenas

Como se determinó anteriormente el tipo de cadena seleccionado es el 1039 que se puede observar sus dimensiones y especificaciones en el apéndice Z, los pasantes y rodillos son carburizados, máxima velocidad de las ruedas de dentadas es de 22 RPM, en la figura 2.47 se muestra un esquema de la cadena seleccionada estilo K.

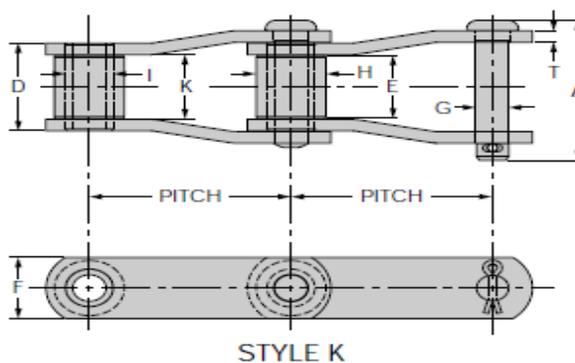


Figura 2.47 Esquema de cadena tipo K para las bandas de placas metálicas ^[53]

Selección del sistema de sujeción

Con el tipo de cadena 1039 se ingresa al apéndice Z y se selecciona el M14 también se observa las características del tramo de cadena cuya función es unir los rodillos a un eje cuadrado, mientras que en la parte superior se acopla a la tablilla, en la figura 2.48 se muestra un esquema

del tramo de cadena sujetador M14 y en el apéndice Z se muestran las dimensiones.

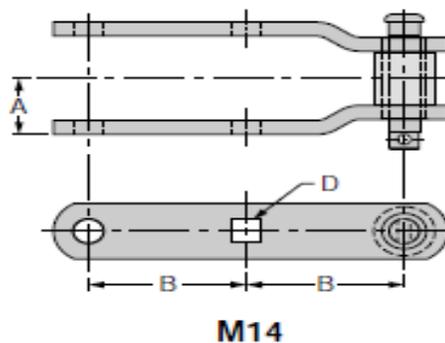


Figura 2.48 Sistema de Sujeción M14 para bandas de placas metálicas

A continuación en la figura 2.49 se demuestra el ensamble entre la sujeción M14, los rodillos y las placas metálicas.



Figura 2.49 Esquema del ensamble del transportador de placas metálicas

Espesor de las ruedas dentadas

Como se determinó anteriormente para BD-1 y BD-2 se tiene una rueda dentada de 31.36 in (800 mm), mientras que para BD-3 y BD-4 se tiene 38.83 in (986 mm), con el número de cadena RR2397 se ingresa al apéndice Z y se verifica que las ruedas dentadas tienen un espesor de 1.5 in (38.1 mm), con la ecuación 2.12 se verifica la velocidad de rotación de las ruedas dentadas.

$$\omega_{BD-1} = \omega_{BD-2} = \frac{V_t * 60}{2\pi * r_t} = \frac{0.3 * 60}{2\pi * 0.4} = 7 \text{ RPM}$$

$$\omega_{BD-3} = \omega_{BD-4} = \frac{V_t * 60}{2\pi * r_t} = \frac{0.4 * 60}{2\pi * 0.5} = 8 \text{ RPM}$$

Cálculo de potencia

Una vez calculadas las fuerzas necesarias (P_m y P_1), se procede a realizar el cálculo de la potencia con la ecuación 2.45:

$$Pot = \frac{1.15(S)(P_m - P_1)}{33000} \quad ec. 2.45$$

Donde:

Pot = Potencia de la banda de placas metálicas en HP.

S = Velocidad de la banda en ft/min.

P_m = Fuerza de la tensión máxima en Lbs.

P_1 = Fuerza del lado flojo en Lbs.

Eficiencias mecánicas de reductores de velocidad

En el apéndice L se encuentran las eficiencias mecánicas de los reductores de velocidad, se utilizará reductor de engranajes helicoidales de doble reducción con una eficiencia mecánica de 94%.

Eficiencia del motor

La eficiencias de los motores eléctricos normalmente están entre un rango de 75% a 85%, se selecciona una eficiencia de 85%.

Selección del motor

Con los datos anteriores se puede seleccionar el motor, con ayuda de las ecuaciones 2.3 y 2.4 que se definen a continuación:

Potencia del eje motriz:

$$P_m = \frac{P}{n} \text{ ec. 2.3}$$

Pérdidas por reductor es de 6%, con la ecuación 2.4:

$$Pot_r = 0,06(P) \text{ ec. 2.4}$$

A continuación, en la tabla 2.56 se muestran los resultados:

| Banda | Potencia de las Placas (Hp) | Pérdidas por Reductor (Hp) | Potencia en el eje del Motor (Hp) |
|-------|-----------------------------|----------------------------|-----------------------------------|
| BD-1 | 3.5 | 0.21 | 4.4 |
| BD-2 | 3.5 | 0.21 | 4.4 |
| BD-3 | 2.2 | 0.13 | 3.1 |
| BD-4 | 2.1 | 0.13 | 3.1 |

Tabla 2.56 Potencia de las bandas dosificadoras

En la tabla 2.57 se encuentran las características del motor y en el apéndice O se encuentran las dimensiones del motor según IEC 72-1 según el Frame, para cada una de las bandas.

| Banda | Potencia en el motor HP | Corriente Nominal (A) | Torque nominal Nm | Inercia kgm ² | Peso kg | Tipo | Frame según IEC |
|-------|-------------------------|-----------------------|-------------------|--------------------------|---------|------------|-----------------|
| BD-1 | 5 | 7.2 | 20.4 | 0.01306 | 45 | M2QA112M4A | 112M |
| BD-2 | 5 | 7.2 | 20.4 | 0.01306 | 45 | M2QA112M4A | 112M |
| BD-3 | 4 | 7.2 | 16.8 | 0.00862 | 36 | M2QA100L4B | 100L |
| BD-4 | 4 | 7.2 | 16.8 | 0.00862 | 36 | M2QA100L4B | 100L |

Tabla 2.57 Motores de Bandas de placas metálicas

Selección de reductor

Se seleccionará una caja reductora marca REXNORD ^[40] que debe reducir los RPM del motor que es de 1800 RPM a la velocidad de las bandas BD-1 y BD-2 de 7 RPM, mientras que para las bandas BD-3 y BD-4 tienen 8 RPM.

Para seleccionar el reductor apropiado se debe calcular el radio de transmisión:

$$i_N = \frac{n_1}{n_2} \text{ ec. 2.13}$$

Donde:

N1 = RPM de entrada del motor.

N2 = RPM de salida requerido de la banda transportadora.

$$i_{NBD-1} = i_{NBD-2} = \frac{n_1}{n_2} = \frac{1800}{7} = 257.1$$

$$i_{NBD-3} = i_{NBD-4} = \frac{n_1}{n_2} = \frac{1800}{8} = 225$$

Con la velocidad de salida de 7 RPM se ingresa al apéndice V, para un motor de 5 hp se tiene el modelo 09UWBQ2A71250A_C con número de parte 4761037, con una velocidad de salida de 7 RPM para BD-1 y BD-2; se tiene el modelo 09UWBQ2A71212A_C con número de parte 4761031 con una velocidad de salida de 7.9 RPM, para las bandas BD-3 y BD-4.

En la tabla 2.58 se tiene el resumen de las bandas de placas metálicas seleccionadas, con sus respectivos pesos:

T

| a Banda b | Cadena Rex No. Y Paso Promedio | Rueda Dentada | Tipo de Rodillo | Motor HP | Tipo de Reductor | Peso Total (Kg) |
|-------------------------------|---|------------------|--------------------|-------------|------------------|--------------------|
| BD-1 l | 1039-M14 9.000 | 8T (800mm) | 1A | 5 | 09UWBQ2A71250A_C | 31043 |
| BD-2 a | 1039-M14 9.000 | 8T (800mm) | 1A | 5 | 09UWBQ2A71250A_C | 20980 |
| BD-3 | 1039-M14 9.000 | 10T (986mm) | 2A | 4 | 09UWBQ2A71212A_C | 20980 |
| BD-4 | 1039-M14 9.000 | 10T (986mm) | 2A | 4 | 09UWBQ2A71212A_C | 20980 |

Tabla 2.58 Características de Bandas de Placas Metálicas

2.6. Selección de criba

Cribas Vibratorias o Zarandas es una bandeja que lleva adosado un dispositivo vibrante (mecánico o electromagnético), que provoca el avance de las partículas mediante saltos. La velocidad de avance del material va de 0 a 24 m/min. Puede trabajar no solo en horizontal, sino con una inclinación de $\pm 12^\circ$. Se pueden utilizar para una gama muy amplia de tamaños de materiales (300 mm a menor de $100\mu\text{m}$), tiene capacidades de hasta 3000 ton/h. En el proceso de estratificación las partículas gruesas

suben a la parte superior de la capa del material y las partículas pequeñas buscan su camino hacia la parte inferior de la capa a través de los espacios creados entre las partículas gruesas. La función de las cribas vibratorias consiste en la separación de materiales en fracciones de tamaños, evitando la contaminación excesiva de una fracción con partículas de otra fracción. En la figura 2.50 se puede observar la máquina vibratoria.



Figura 2.50 Criba Vibratoria.

Se seleccionará d la criba CV-1, la cual debe tener 320 ton/h de capacidad, tendrá dos mallas, la primera retendrá el material mayor a 80 mm, la segunda retendrá 80 – 6 mm, y la del fondo pasarán partículas de 4 mm dirigida hacia la tolva de alimentación SL2.

Análisis granulométrico

En el departamento de calidad de la Industria de Cemento se realiza la clasificación granulométrica, que es la gradación de los materiales sedimentarios, para su realización se utiliza una serie de tamices con diferentes diámetros que son ensamblados en una columna, en la parte superior, donde se encuentra el tamiz de mayor diámetro, se agrega el material original y la columna de tamices se somete a vibración y movimientos rotatorios intensos en una máquina especial, luego de algunos minutos, se retiran los tamices y se desensamblan, tomando por separado los pesos de material retenido en cada uno de los tamices y que en suma debe corresponder al peso del total del material que inicialmente se colocó en la columna de tamices (conservación de la masa). Tomando en cuenta el peso total y los pesos retenidos, se procede a realizar la curva granulométrica, con los valores de porcentaje retenido que cada diámetro ha obtenido. En la figura 2.51 se tiene la curva granulométrica que se alimenta a las cribas.

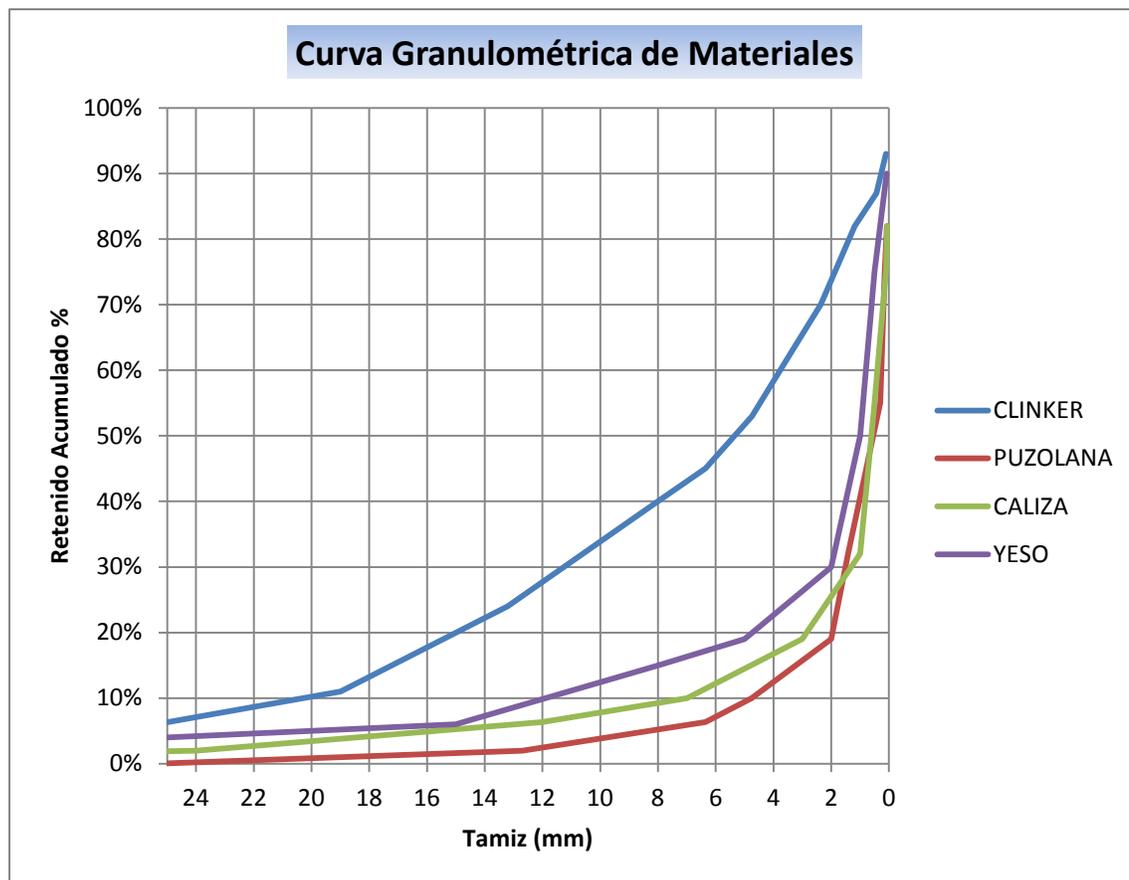


Figura 2.51 Curva Granulométrica de Materiales

Como se puede observar en la gráfica 2.51, el clinker tiene una mayor capacidad de retención, es decir, que el clinker se acumula o queda sobre el tamiz en mayor cantidad que los otros materiales, también se tiene una gran variedad de tamaños finos y gruesos. En la tabla 2.59 se encuentra los tamaños de granos de cada material.

| Material | Tamaño Mínimo (mm) | Tamaño máximo (mm) |
|----------|--------------------|--------------------|
| Clínker | 0.1 | 25.4 |
| Puzolana | 0.044 | 100 |
| Caliza | 0.074 | 50 |
| Yeso | 0.063 | 25 |

Tabla 2.59 Tamaño de Grano para selección de Cribas

Selección de tamices

Una vez determinado el tamaño de grano de los materiales máximo y mínimo, se procede a la selección de Tamices según la norma ASTM E-11/87, los Tamices deben dejar pasar granos mayores a 80 mm, dimensiones entre 80 y 6 mm y mientras que en el fondo de la criba solo pasaran los granos de tamaño menor o igual a 4 mm que posteriormente ingresarán al silo SL2. En la tabla 2.60 se encuentran los tamices seleccionados del apéndice AA.

| Granulometría | Tamiz ASTM | Tamaño Real (mm) | Diámetro del Alambre (mm) |
|---------------|--------------|------------------|---------------------------|
| 4 - 0 | Fondo | | |
| 6 - 4 | No. 5 | 4 | 1.37 |
| 8 - 6 | No. 3 1/2 | 5.9 | 1.68 |
| 80 - 8 | 0.265" | 7.05 | 1.87 |
| 100 - 80 | 3" | 80 | 6.8 |
| 100 | 4" | 100 | 6.3 |

Tabla 2.60 Selección de Tamiz para la Criba^[56]

En la criba se tendrán dos bandejas la primera tendrá un tamiz de 3" ASTM, mientras que la segunda bandeja tendrá un tamiz No. 5 ASTM.

Dimensionamiento: cálculo del área de cribado

Se selecciona el tamaño de la criba basándose en el área de cribado y anchura de la criba. La anchura de la criba, por su parte, se calcula para proporcionar el espesor de la capa de material sobre la criba compatible con la malla usada.

El área de cribado se calcula con la ecuación 2.46:

$$A_{CV} = \frac{Q_u * S}{Q_{espec}} \quad ec. 2.46$$

Donde:

A_{CV} = Área de Cribado, m²

Q_u = Cantidad de partículas subdimensionadas en la alimentación, t/h

S = Factor que puede asumirse entre 1 y 1.4, siendo una función del conocimiento y confianza que se tenga de los datos disponibles, se selecciona 1.4

Q_{espec} = Capacidad específica determinada por la ecuación 2.46.1

$$Q_{espec} = A * B * C * D * E * F * G * H * I * J * K * L \text{ ec.2.46.1}$$

Donde:

A = Capacidad básica para la separación requerida en toneladas t/hm^2 ,
 dado por la figura 2.52.

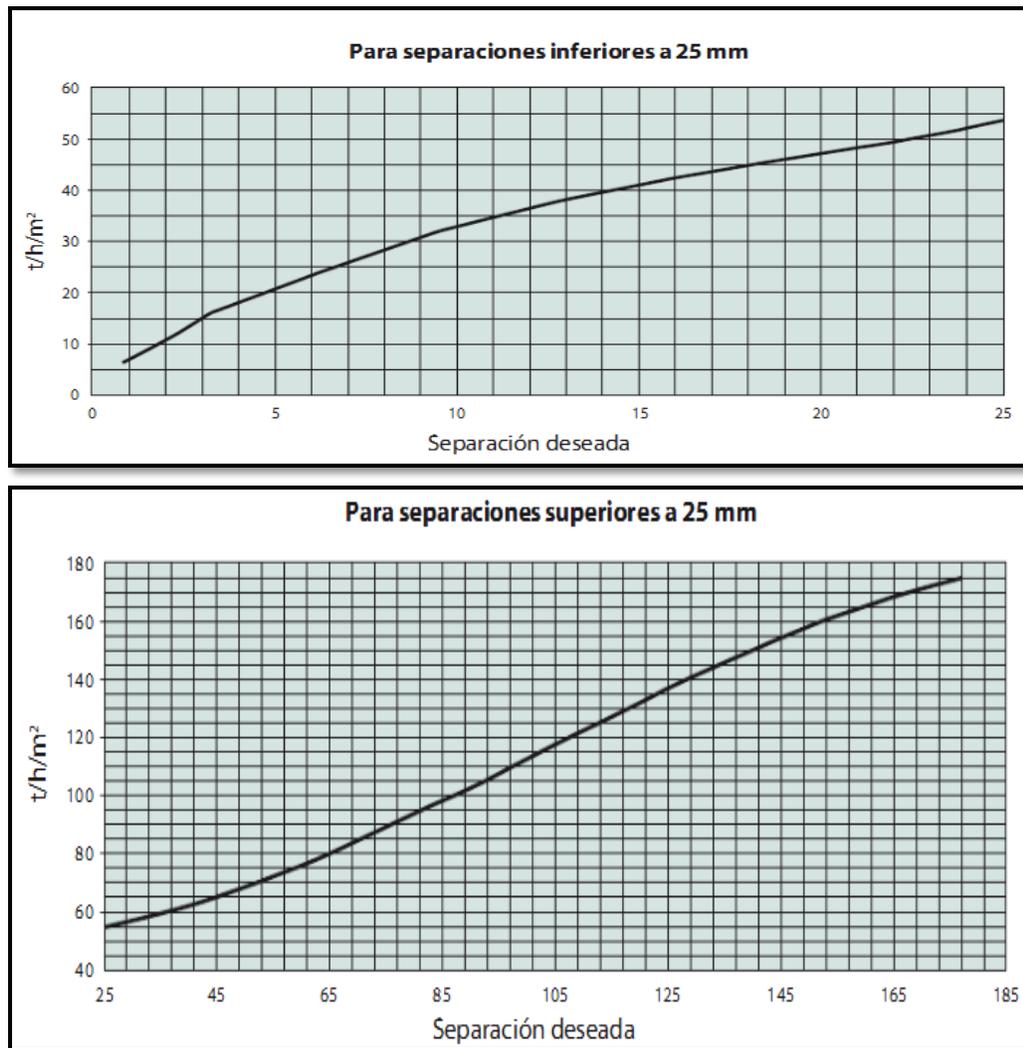


Figura 2.52 Capacidad básica para la separación de materiales^[57]

B = Factor del porcentaje de material retenido, dado por la figura 2.53

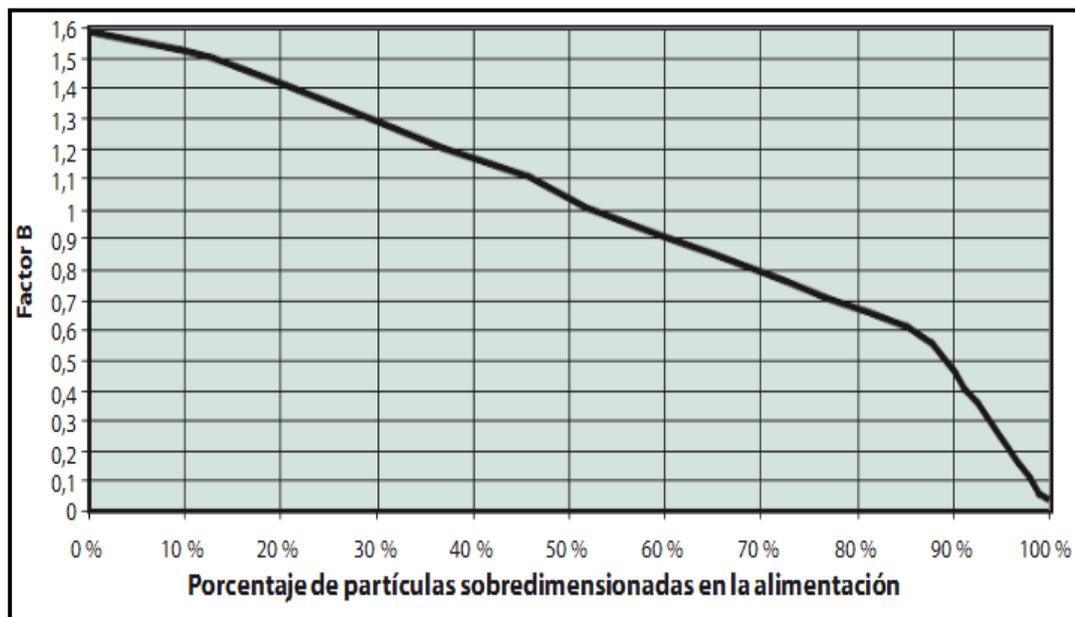


Figura 2.53 Factor del porcentaje de material retenido^[57]

C = Factor relacionado con el porcentaje en la alimentación, de material con tamaño de separación requerido, dado en la figura 2.54

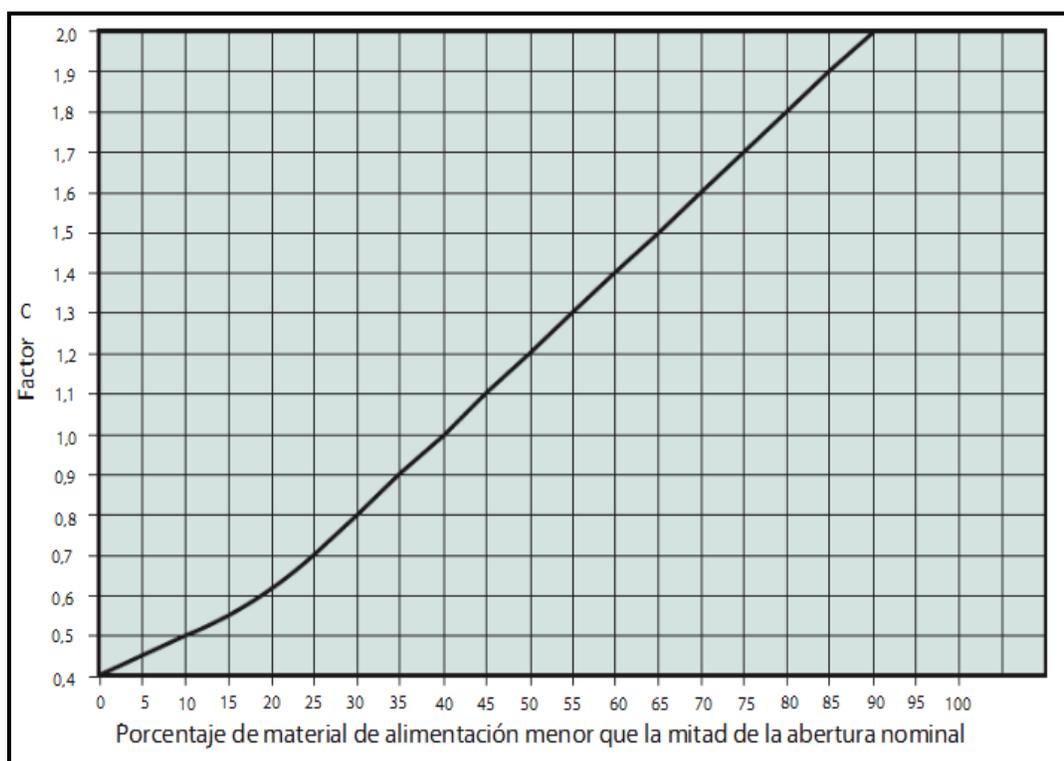


Figura 2.54 Factor C relacionado con el porcentaje en la alimentación

D = Posición del Piso, dado en la tabla 2.61

| Posición del piso | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|-------------------|---|-----|-----|-----|-----|
| D | 1 | 0.9 | 0.8 | 0.7 | 0.6 |

Tabla 2.61 Factor de Posición del Piso^[57]

E = Factor de Cribado en Húmedo, dado en la tabla 2.62

| Separación (mm) | 1 - 6 | 6 -12 | 12 - 25 | 26 - 40 | 41 - 50 | 51 - 75 | +75 |
|-----------------|-------|-------|---------|---------|---------|---------|-----|
| E | 1.4 | 1.3 | 1.25 | 1.2 | 1.15 | 1.1 | 1 |

Tabla 2.62 Factor de Cribado en Húmedo^[57]

F = Factor del peso del material, dado en la tabla 2.63

| | | | |
|---------------------------|------|-----|-----|
| Densidad t/m ³ | 1.35 | 2.7 | 5.4 |
| F | 0.5 | 1 | 2 |

Tabla 2.63 Factor del peso del material^[57]

G = Área abierta de la superficie de cribado, dado por la ecuación 2.46.2

$$G = \frac{\text{Área realmente abierta (\%)}}{50\%} \text{ ec. 2.46.2}$$

I = Forma de las partículas, dado por la tabla 2.64

| | | | |
|-------|------------|--------|--------|
| Forma | Redondeada | Cúbica | lajosa |
| I | 1.2 | 1 | 0.9 |

Tabla 2.64 Factor de forma de las partículas^[57]

J = Eficiencia, para una eficiencia de 90% se tiene el factor de 1.

K = Tipo de criba, dado por la tabla 2.65

| | Horizontal | | Inclinación Variable | | | |
|-----------|------------|--------------------|----------------------|--------------------|-------------------|-------------------|
| Piso | Recto | Recto | Inclinación Variable | Inclinación triple | Inclinación doble | Inclinación doble |
| Vibración | Linear | Elíptica Constante | Linear | Elíptica variable | Linear | Elíptica variable |
| K | 0.9 | 1.1 | 1.3 | 1.4 | 1.1 | 1.3 |

Tabla 2.65 Factor por el tipo de criba^[57]

L = Factor de Humedad, dado en la tabla 2.66

| | | | |
|-------------|----|-------|-------|
| Humedad (%) | -3 | 3 - 5 | 6 - 8 |
| L | 1 | 0.85 | 0.7 |

Tabla 2.66 Factor de Humedad^[57]

Se procede al dimensionamiento de las cribas teniendo en cuenta la granulometría de los materiales dado en la figura 2.57, en la tabla 2.67 se presenta las condiciones más críticas:

| | |
|--------------------------------------|----------------------|
| Alimentación | 320 t/h |
| Granulometría crítica | clínker |
| Densidad | 1.3 t/m ³ |
| Tamaño máximo de alimentación | 100 mm |
| Contenido de humedad | 4% |
| Forma de partícula | Redonda y Fibroso |
| Proceso de cribado | Seco |

Tabla 2.67 Condiciones críticas del Sistema

Se tiene 2 pisos, donde los productos clasificados son: mayor a 80 mm, entre 80 y 6 mm, menores a 4 mm.

En la tabla 2.68 se tiene que el 95% del material pasante en el primer piso. El porcentaje de material que pasa a través del segundo piso (80 mm) está relacionada con la carga del piso y es de $47/94 \times 100 = 50\%$.

| | Tamaño (mm) | Pasante % | Relación de Carga % | Qu, Ton/h | Abertura Libre %, menor que nominal* |
|-----------------|--------------------|------------------|----------------------------|------------------|---|
| 1er Piso | 80 | 94 | - | 300 | 27 |
| 2do Piso | 4 | 47 | 50 | 150 | 57 |

Tabla 2.68 Características del Material en los pisos

*Según ASTM E11/87

1^{er} Piso

$$S=1$$

$$Q_{espec} = A * B * C * D * E * F * G * H * I * J * K * L$$

$$A = 90 \text{ t/hm}^2 \text{ (Figura 2.58 para 80 mm)}$$

$$B = 1.4 \text{ (Figura 2.59 para 20 \% de acumulado)}$$

$$C = 0.73 \text{ (27\%, en la figura 2.60 de material inferior a la mitad del tamaño de separación)}$$

$$D = 1 \text{ (primer piso)}$$

$$E = 1 \text{ (Cribado en seco)}$$

$$F = 1 \text{ (1.3 t/m}^3\text{)}$$

$$G = \frac{73}{50} = 1.46$$

$$I = 0.9 \text{ (alargada)}$$

$$L = 1 \text{ (abertura cuadrada)}$$

$$J = 1 \text{ (Eficiencia del 90\%)}$$

$$K = 1.3 \text{ (Inclinación variable, movimiento de vibración linear)}$$

$L = 0.85$ (4% humedad)

$$Q_{espec} = 90 * 1.4 * 0.73 * 1 * 1 * 1.46 * 1 * 1 * 0.9 * 1.3 * 0.85 = 133.6 \text{ t/h}$$

$$A_{cv} = \frac{300 * 1.4}{133.6} = 3.14 \text{ m}^2$$

2^{do} Piso

$S=1$

$$Q_{espec} = A * B * C * D * E * F * G * H * I * J * K * L$$

$A = 18 \text{ t/hm}^2$ (Figura 2.58 para 4mm)

$B = 1.15$ (Figura 2.59 para 41.2% de acumulado)

$C = 1.38$ (57%, en la figura 2.60 de material inferior a la mitad del tamaño de separación)

$D = 0.9$ (2do piso)

$E = 1$ (Cribado en seco)

$F = 1$ (1.3 t/m^3)

$$G = \frac{43}{50} = 0.86$$

$I = 0.9$ (alargada)

$L = 1$ (abertura cuadrada)

$J = 1$ (Eficiencia del 90%)

$K = 1.3$ (Inclinación variable, movimiento de vibración linear)

$L = 0.85$ (4% humedad)

$$Q_{espec} = 18 * 1.15 * 1.38 * 1 * 1 * 1 * 0.86 * 1 * 1 * 0.9 * 1.3 * 0.85 = 27 \frac{t}{h}$$

$$A_{cv} = \frac{150 * 1.4}{27} = 7.78 m^2$$

Selección de criba

Se tiene un área de 10.92 m², para todas las condiciones mencionadas se selecciona las cribas MF tipo banana, en la tabla 2.69, se selecciona la MF 2461-2 con un área activa de 13.8 m².

| Tipo | WxL | Bandejas | Potencia (kW) | ML Excitadores | Peso kg | Capacidad (TPH) Max. |
|-----------|---------|----------|---------------|----------------|---------|----------------------|
| MF 1861-1 | 1.8x6.1 | 1 | 30 | 2 | 10800 | 1900 |
| MF 1861-2 | 1.8x6.1 | 2 | 30 | 2 | 15500 | 1900 |
| MF 2461-1 | 2.4x6.1 | 1 | 30 | 2 | 13850 | 2500 |
| MF 2461-2 | 2.4x6.1 | 2 | 55 | 2 | 20000 | 2500 |
| MF 3061-1 | 3.0x6.1 | 1 | 30 | 2 | 17800 | 3200 |
| MF 3061-2 | 3.0x6.1 | 2 | 55 | 2 | 24650 | 3200 |
| MF 3073-1 | 3.0x7.3 | 1 | 55 | 2 | 19350 | 3200 |
| MF 3073-2 | 3.0x7.3 | 2 | 55 | 2 | 27850 | 3200 |

Tabla 2.69 Selección de criba CV-1

Espesor de la capa

El espesor de la capa que se produce en cada bandeja se calcula con la ecuación 2.47:

$$d = \frac{Q_{descarga} * 1000}{\rho_s * B * v * 3600} \quad ec. 2.47$$

Donde:

$Q_{descarga}$ = Capacidad transportada de descarga en cada bandeja t/h.

V = Velocidad de traslado del material 0.6 m/s (para cribas tipo MF)

B = anchura de la criba 2.45 m

$\rho_s = 1.3 \text{ t/m}^3$

$$d1 = \frac{20 * 1000}{1.3 * 2.45 * 0.6 * 3600} = 3 \text{ mm}$$

$$d2 = \frac{150 * 1000}{1.3 * 2.45 * 0.6 * 3600} = 22 \text{ mm}$$

Como se puede observar se forma una capa de 3 mm para el primer piso con una capacidad de descarga de 20 t/h con retención de 6 %, en el segundo piso se forma una capa de 23 mm con una capacidad de descarga 150 t/h con retención de 50%. En la figura 2.55 se tiene un

esquema de la criba seleccionada. Se verifica que en la malla 2 esté entre un valor de 35 y 10 mm para que no disminuya la eficiencia de cribado.

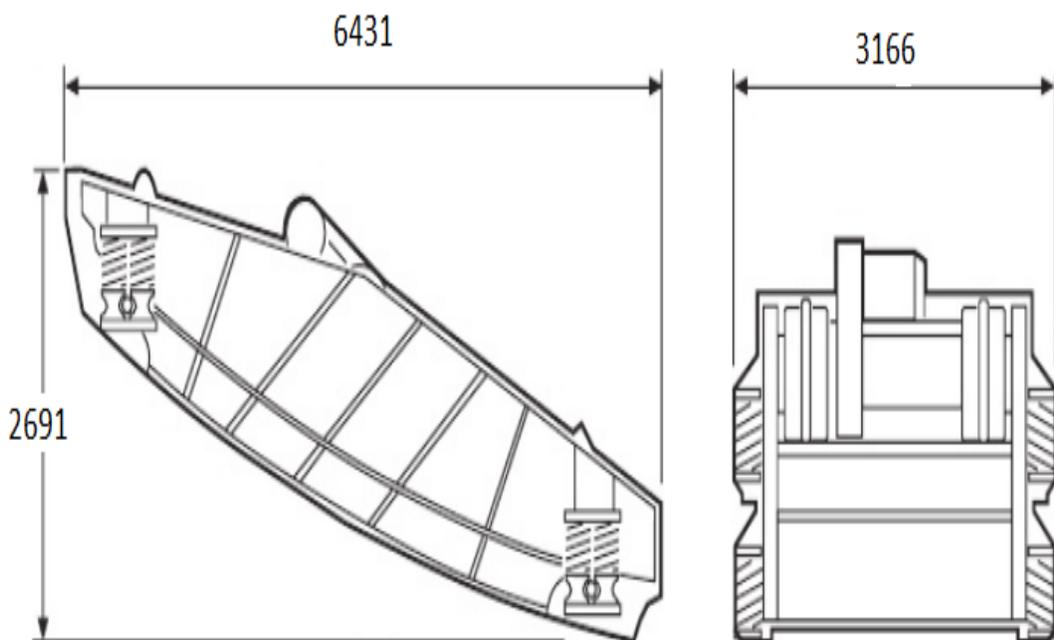


Figura 2.55 Esquema de la criba CV-1

Entre los fabricantes de cribas o zarandas, se tiene MOGENSEN, W.S.TYLER (HAVER), METSO, entre otros. El plano mecánico de CV-1 es SIPRE-ME01-CV1-06.

2.7. Selección de alimentador vibratorio para criba

Es recomendable acoplar un repartidor vibratorio antes del clasificador, para materiales de gran tamaño, equipados con secciones de barras para preclasificación, con capacidades de 25 a 1500 t/h.

Se tiene una capacidad de alimentación de 320 t/h, y el tamaño de grano de alimentación debe ser hasta 100 mm.

| Tipo | WxL (m) | Vibrador | Capacidad (t/h) | Tamaño máximo de alimentación (mm) | Peso (Kg) |
|------------|---------|-------------------------------|-----------------|------------------------------------|-----------|
| TK10-15-2V | 1.0x1.5 | Motor eléctrico desbalanceado | 250 | 250 | 965 |
| TK11-20-2V | 1.1x2.0 | Motor eléctrico desbalanceado | 500 | 700 | 1930 |
| TK11-27-3V | 1.1x2.7 | Motor eléctrico desbalanceado | 500 | 700 | 1940 |
| TK13-20-3V | 1.3x2.0 | Motor eléctrico desbalanceado | 350 | 250 | 1350 |
| TK16-20-3V | 1.6x2.0 | Motor eléctrico desbalanceado | 500 | 250 | 2400 |

Tabla 2.70 Selección del Alimentador Vibrante^[57]

En la tabla 2.70 se selecciona el tipo TK13-20-3V con una capacidad de 350 t/h, con un tamaño máximo de alimentación de 250 mm.

En la figura 2.56 se muestra un esquema del precribador.



Figura 2.56 Esquema del Alimentador Vibratorio

2.8. Selección del triturador

Se alimenta el material dosificado (64% clinker, 25% puzolana, 7% caliza, 4% yeso), todos los agregados ingresan a la trituradora y serán pre-triturados juntos hasta obtener un tamaño de grano de 4 mm.

Fuerzas Utilizadas en la Reducción de Tamaño

Se pueden distinguir tres tipos de fuerzas, entre los tipos de fuerzas para la trituración que predominan en las máquinas son:

- Fuerzas de Compresión: se utilizan para la trituración grosera de productos duros.
- Fuerzas de Impacto: Estallido por fuerzas de tracción aplicadas a alta velocidad.
- Fuerzas de Cizalla o Frotamiento: Abrasión por esfuerzo cortante superficial.

En la figura 2.57 se muestra las diferentes formas de triturar un material con las fuerzas mencionadas.

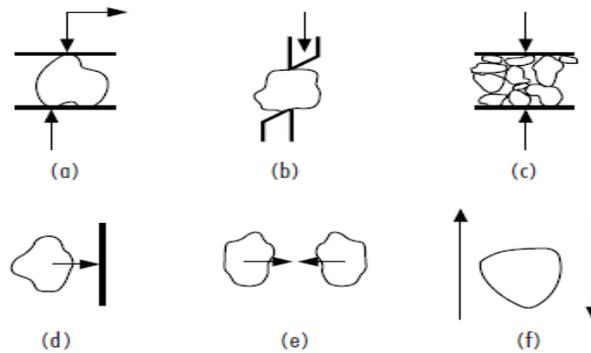


Figura 2.57 a) Trituración entre dos superficies b) Cizallamiento c) Compresión entre dos superficies d) Impacto entre material y superficie e) Impacto entre sólidos f) Acción de Corte entre el medio circundante.^[57]

Clasificación de Plantas Trituradoras

Trituradoras Primarias: Fragmentan trozos grandes hasta un producto de 8 a 6 in, entre estas máquinas se tiene:

- Trituradoras de Mandíbulas
- Trituradoras Giratorias
- Trituradoras de Impacto

Trituradoras Secundarias: Fragmentan el producto de la trituración primaria hasta tamaños de 3 a 2 in, entre estas máquinas se tiene:

- Trituradoras Giratorias
- Trituradoras Cónicas
- Trituradoras de Impacto

- Trituradoras de Rodillo

Trituradoras Terciarias: Fragmentan el producto de la trituración secundaria hasta tamaños de $\frac{1}{2}$ a $\frac{3}{8}$ in, entre estas máquinas se tiene:

- Trituradoras Cónicas

- Molino de barras

- Molino de bolas

El material a triturar ingresa con un tamaño máximo de 80 mm (3 in), por lo que se puede decir que las máquinas a utilizar pueden ser las giratorias, cónicas, impacto o de rodillo. Ahora se procederá a analizar cada máquina para elegir la apropiada.

Trituradoras Giratorias

Se usan en la primera etapa de trituración. Las giratorias secundarias se usan normalmente en la segunda etapa de trituración, pero, en algunos casos, pueden usarse en la primera etapa desde que el tamaño del material permita su entrada en la abertura de alimentación. La trituradora giratoria tiene una cámara de trituración diseñada para aceptar material de alimentación de tamaño relativamente grande en relación con el diámetro del manto. Para roca dura, resistente y abrasiva. (Ver figura 2.58)

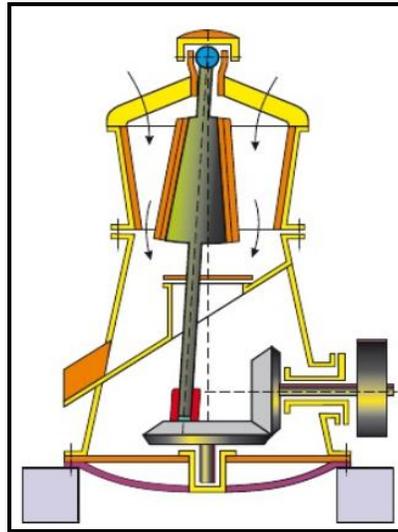


Figura 2.58 Trituradora Giratoria

Trituradora de cono

Esta trituradora se usa para trituración de tamaños intermedios y finos y/o para obtener un producto con buen formato cúbico. El material de alimentación ha sido tratado en trituradoras primarias en etapas anteriores. El factor determinante para el desempeño de una trituradora de cono secundaria es el perfil de la cámara o cavidad de trituración. (Ver figura 2.59).

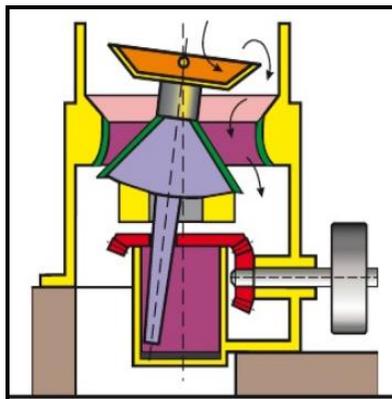


Figura 2.59 Trituradora de Cono

Trituradora de impacto de eje horizontal (HSI)

El material de alimentación es triturado mediante impactos altamente intensos originados por el rápido movimiento rotacional de martillos/barras fijados al rotor como se puede ver en la figura 2.60. Las partículas resultantes son posteriormente re-trituradas dentro de la trituradora al chocar contra las piezas de la trituradora y entre sí mismas, produciendo un producto más fino y con mejor formato.^[57]

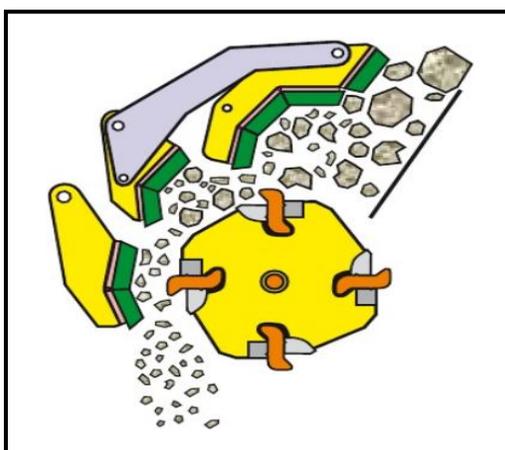


Figura 2.60 Trituradora de impacto de eje horizontal

Trituradora de impacto de eje vertical (VSI)

Se consideran bombas de piedra ya que operan como una bomba centrífuga. El material se alimenta a través del centro del rotor, donde es acelerado hasta una alta velocidad antes de ser descargado a través de aberturas en la periferia del rotor. La trituración ocurre mientras el material choca a alta velocidad contra los forros de la carcasa exterior y también debido a la acción de roca contra roca como se muestra en la figura 2.61.

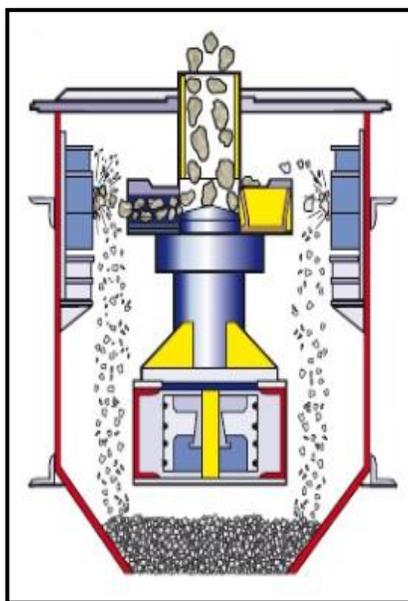


Figura 2.61 Trituradora de Impacto de eje vertical

Trituradora de rodillo

Consiste en dos rodillos horizontales que giran en direcciones opuestas. El eje de una de ellas está sujeto a un sistema de resortes que permite la

ampliación de la abertura de descarga en caso de ingreso de partículas duras, como se muestra en la figura 2.62. La superficie de ambos rodillos está cubierta por forros cilíndricos de acero de manganeso, la superficie puede ser lisa para trituración fina y corrugada o dentada para trituración gruesa. Estas trituradoras no deben alimentarse con tamaños superiores $1/20$ del diámetro del cilindro.

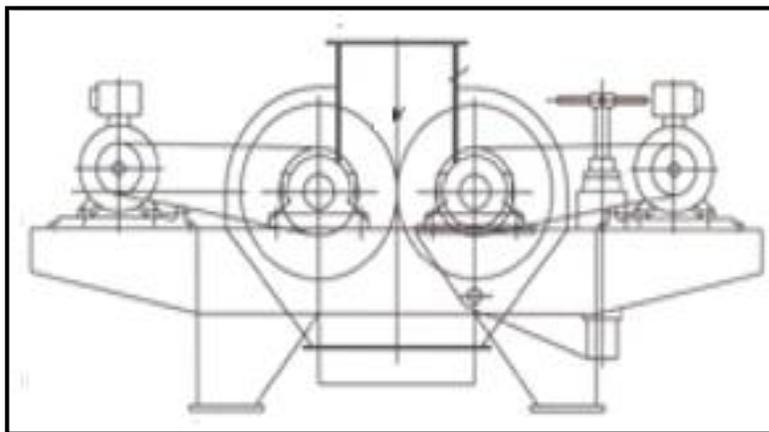


Figura 2.62 Trituradora de rodillo

Índice de abrasividad

La abrasividad es debida fundamentalmente al contenido de sílice que es el principal causante del desgaste, el sílice se encuentra en el clínker a un porcentaje de 22% al agregarle SiO_2 (Dióxido de silicio), mientras que la

puzolana tiene 61% de SiO_2 . Según el índice de abrasividad, A_i , medido experimentalmente se clasifica en la tabla 2.71:

| | A_i |
|---------------------------------|-------------------------|
| Poco Abrasivas | <0.05 |
| Abrasivas | 0.05 - 0.5 |
| Muy Abrasivas | 0.5 - 1 |
| Extremadamente Abrasivas | >1 |

Tabla 2.71 Medición de Abrasividad ^[58]

El clinker tiene un índice de abrasión de 0.0713 (A_i) y la puzolana de 0.1187 (A_i) como se muestra en la tabla 2.72:

| Material | Índice (A_i) |
|-----------------|----------------------------------|
| Dolomita | 0.0160 |
| Coke | 0.3095 |
| Puzolana | 0.1187 |
| caliza | 0.0256 |
| Cemento clínker | 0.0713 |
| Magnesita | 0.0783 |
| Sulfuro Pesado | 0.1284 |
| Magnetita | 0.2217 |
| Grava | 0.2879 |
| Granito | 0.3880 |

Tabla 2.72 Índice de abrasividad ^[58]

Trituradoras según su capacidad y abrasividad

| Tipo principal de Trituradora | Etapa Típica del Proceso | Tamaño de alimentación máxima (mm) | Producto Final Máxima (mm) | Capacidades Típicas (t/h). Máx | Abrasividad Ai |
|--------------------------------|--------------------------------------|------------------------------------|----------------------------|--------------------------------|----------------|
| Trituradora giratoria (grande) | Primaria | 1500 | 200-300 | 1200 | < 0.9 |
| Trituradora de mandíbulas | Primaria | 1400 | 200-300 | 1600 | <0.9 |
| Trituradora giratoria de cono | Primaria/ Secundaria | 1300 | 200-300 | 1800 | 0.5 - 0.05 |
| Trituradora de rodillos | Primaria | 600 | 0-50 | 400 | <0.9 |
| Trituradora de rodillos | Terciaria | 60 | 4-30 | 200 | 0.05 - 0.9 |
| Trituradora giratoria de cono | secundaria | 450 | 60-80 | 1200 | 0.05 - 0.9 |
| Trituradora giratoria de cono | Terciaria | 300 | 0-30 | 1000 | 0.05 - 0.9 |
| Trituradora de Eje Vertical | Terciaria/ Secundaria | 40 | 0-30 | 600 | 0.05 - 0.9 |
| Trituradora de Eje Horizontal | Primaria/ Secundaria/ Teciaria | 1500 | 0-30 | 1200 | <0.9 |

Tabla 2.73 Capacidades, Tamaño de Alimentación y Producto de Trituradoras^[55]

En la tabla 2.73 se presentan los tipos de trituradores según su resistencia a la abrasividad, el tamaño máximo de que es permitido y el tamaño del producto.

Se requiere una trituradora con una capacidad de 150 t/h, ya que de la segunda bandeja de la criba pasa aproximadamente 150 t/h de material a

ser triturado, con un tamaño de alimentación de 80 mm requiriendo un producto de 4 mm y debe soportar un índice de abrasividad mayor a 0.1187. Entre los trituradores de la tabla 2.82 que cumplen con estas características son la trituradora tipo cono, de rodillos y de eje vertical.

Tasa de reducción

Todas las trituradoras tienen una tasa de reducción limitada, lo que significa que la reducción de tamaño se hace por etapas. El número de etapas depende del tamaño de alimentación y del producto requerido con la ecuación 2.48:

$$R_{TR} = \frac{T_a}{T_p} \text{ ec. 2.48}$$

Donde:

R_{TR} = Es la tasa de reducción

T_a = Tamaño de partícula de alimentación, 80 mm

T_p = Tamaño de partícula del producto, 4 mm

$$R_{TR} = \frac{80}{4} = 20$$

En la tabla 2.74 se encuentran los radios de reducción permitidos para las diferentes trituradoras. Ésta debe ser de una sola etapa, es decir, se usará una sola trituradora para el proceso de pre-molienda hasta obtener un tamaño de grano de 4 mm. Las Trituradoras de Cono presentan una tasa de reducción de 6:1, significa que al alimentar el material a la trituradora habrá una reducción hasta 12 mm máximo, por lo que tendría que pasar por otra trituradora en serie hasta obtener los 4 mm, lo mismo ocurre con las trituradoras de rodillos.

| Tipo de Trituradora | Relación de Reducción |
|----------------------------|------------------------------|
| Mandíbulas | |
| Doble Efecto | |
| Blake | 4:1 - 9:1 |
| Simple efecto | 4:1 - 9:1 |
| Giratorias | |
| Ciclo completo | 3:1 - 10:1 |
| Cono | |
| Estándar | 4:1 - 6:1 |
| Cabeza corta | 2:1 - 5:1 |
| Rodillo | |
| Rodillo simple | Máx 7:1 |
| Rodillo doble | Máx 3:1 |
| Impacto | |
| Vertical (VSI) | 2:1 – 5:1 |
| Rotor Simple (HSI) | 15:1 - 20:1 |
| Rotor doble(HSI) | 25:1 |
| Molino de Martillos | 20:1 |

Tabla 2.74 Relación de Reducción de los Trituradores ^[59]

Se tiene también el molino de martillos pero es usualmente utilizado para trituración primaria con tamaños de granos de 1500 mm, la molienda no es tan fina en comparación con los otros equipos, debido a que los martillos giran a gran velocidad el molino está sujeto a vibraciones sino se balancean adecuadamente las cargas.

Los molinos adecuados para este proceso serían el molino de Impacto Horizontal (HSI) y el molino de Impacto Vertical (VSI) en circuito cerrado, es decir, que se tendrá una tasa de reducción de 5:1 para VSI pasando dos veces por el triturador, mientras que para HSI pasaría el producto directamente al molino de bolas con una reducción de 25:1.

Por lo que la trituradora HSI es la más adecuada para este proceso con una tasa de reducción de 20:1.

Ley de bond

Todas las operaciones de reducción de tamaño, tanto en trituración como en molienda se determinan sin duda por las características de alimentación de los minerales que circula hacia el circuito. La ley de Bond define que el trabajo consumido es proporcional a la nueva longitud de fisura producida por la rotura de las partículas. Esta ley depende del "índice de Bond" que se define como el número de kW/h por tonelada necesarios para reducir un

material de dimensión infinita (teóricamente) a un tamaño d_{80} de $100\mu\text{m}$. Este índice nos indica la capacidad de los materiales de ser fragmentados y se obtiene a través de ensayos sobre muestras, en la tabla 2.75 se verifica el índice de trabajo de los materiales que entran al triturador, se observa que se requiere más trabajo para triturar el clínker por lo que se selecciona este índice de 13.45.

| Material | Índice de Trabajo W_i kWh/sht |
|----------|------------------------------------|
| Bauxita | 8.78 |
| Clínker | 13.45 |
| Arcilla | 6.3 |
| Carbón | 13 |
| Yeso | 6.73 |
| Caliza | 12.74 |
| Pizarra | 15.87 |
| Puzolana | 11.9 |

Tabla 2.75 Índice de Trabajo de Bond ^[57]

En la tabla 2.76 se verifica que 13.45 (14.83 kWh/tm) de índice de trabajo que lo clasifica como material duro.

| DESCRIPCIÓN | Límite Wi (kWh/tm) |
|---------------------|--------------------|
| Muy Blando | 7.26 |
| Blando | 7.26 - 10.89 |
| Medio | 10.89 - 14.51 |
| Duro | 14.51 - 18.14 |
| Muy Duro | 18.14 - 21.77 |
| Extremadamente Duro | 21.77 |

Tabla 2.76 Descripción del mineral según su Índice de Trabajo ^[60]

Con la ecuación 2.49 se verifica la energía necesaria para triturar el material de 80 mm a 4 mm.

$$W_{TR} = 11.1 * w_i * C_a * \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad ec. 2.49$$

Donde:

W_{TR} = Trabajo consumido en la operación, kWh/t

w_i = Índice de Bond 13.45 kwh/t

P = Tamaño del producto de grano 80% pasante, 3000 μm (ver figura 2.63)

F = Tamaño de la alimentación de grano 80% pasante, 15000 μm (ver figura 2.63)

C_a = Capacidad de Alimentación, 150 t/h

$$W_{TR} = 11 * 13.45 * 150 * \left(\frac{1}{\sqrt{3000}} - \frac{1}{\sqrt{15000}} \right) = 224 \text{ kW}$$

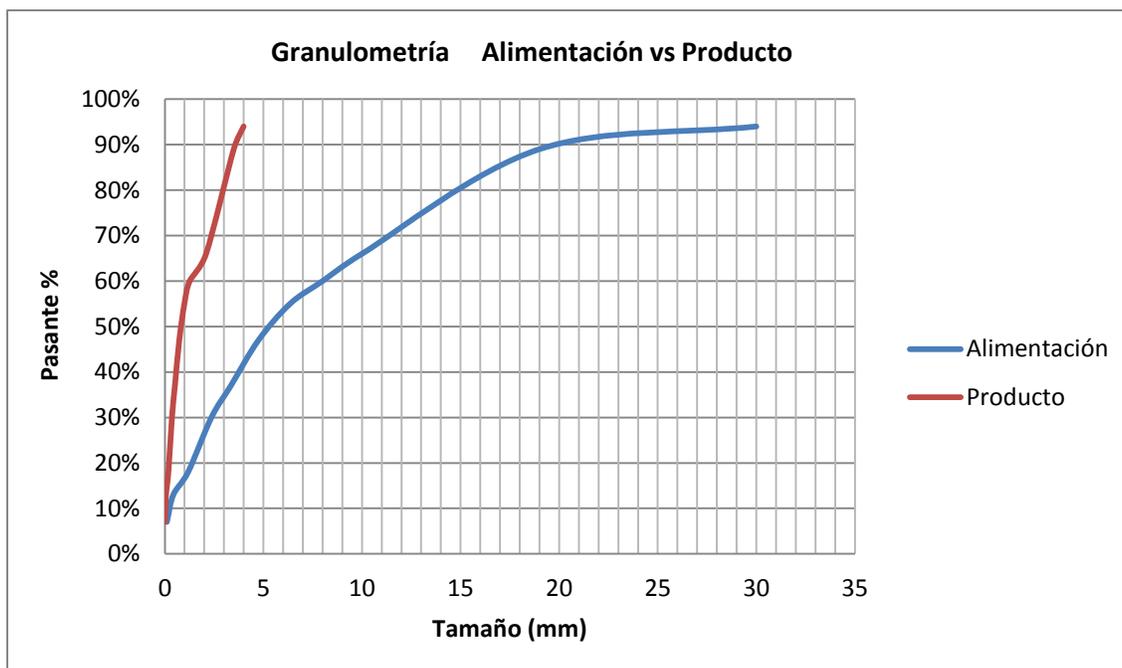


Figura 2.63 Granulometría de la Alimentación y el producto (Clinker)
[61]

Selección de la trituradora

En la tabla 2.77 para una capacidad de 150 t/h saliendo de la segunda bandeja de la criba, tamaño de grano máximo que se alimenta en la trituradora de 80 mm, y potencia de 224 kW se tiene el modelo APSM-1015.

| Modelo | Capacidad (Ton/h) | Potencia* (kW) | Entrada (HxW) | Alimentación máximo (mm) | Tamaño del Rotor (DxW) | Peso (Kg) |
|-----------|-------------------|----------------|---------------|--------------------------|------------------------|-----------|
| APSM-0806 | 35 | 45 | 390x690 | 150 | 760x670 | 4520 |
| APSM-0810 | 80 | 90 | 390x1020 | 150 | 800x1000 | 5230 |
| APSM-0813 | 120 | 132 | 390x1360 | 150 | 800x1340 | 6270 |
| APSM-1006 | 65 | 75 | 570x690 | 150 | 1000x670 | 4930 |
| APSM-1010 | 110 | 112-150 | 570x1020 | 200 | 1000x1000 | 7450 |
| APSM-1013 | 150 | 150-190 | 570x1360 | 200 | 1000x1340 | 8840 |
| APSM-1015 | 180 | 250 | 570x1500 | 200 | 1000x1500 | 9770 |
| APSM-1020 | 230 | 250 | 570x2020 | 200 | 1000x2000 | 12400 |
| APSM-1310 | 140 | 150 | 865x1020 | 250 | 1300x1000 | 13740 |
| APSM-1313 | 230 | 250 | 865x1360 | 250 | 1300x1340 | 17450 |
| APSM-1315 | 270 | 300 | 865x1520 | 250 | 1300x1500 | 18300 |
| APSM-1320 | 360-500 | 375-525 | 865x2030 | 250 | 1300x2010 | 23950 |
| APSM-1322 | 450 | 525 | 865x2270 | 250 | 1300x2250 | 25800 |
| APSM-1430 | 720-900 | 750-900 | 970x3020 | 300 | 1300x2250 | 44700 |

Tabla 2.77 Selección de Trituradora HSI ^[61]

Dimensiones de la trituradora

En la tabla 2.85 se tienen las dimensiones de la entrada del triturador de 570x1500 mm, el tamaño del rotor de 1000x1500mm, tiene un peso de

9770 Kg, se alimenta hasta tamaños máximos de 200 mm. En la figura 2.64 se tienen las dimensiones del triturador.

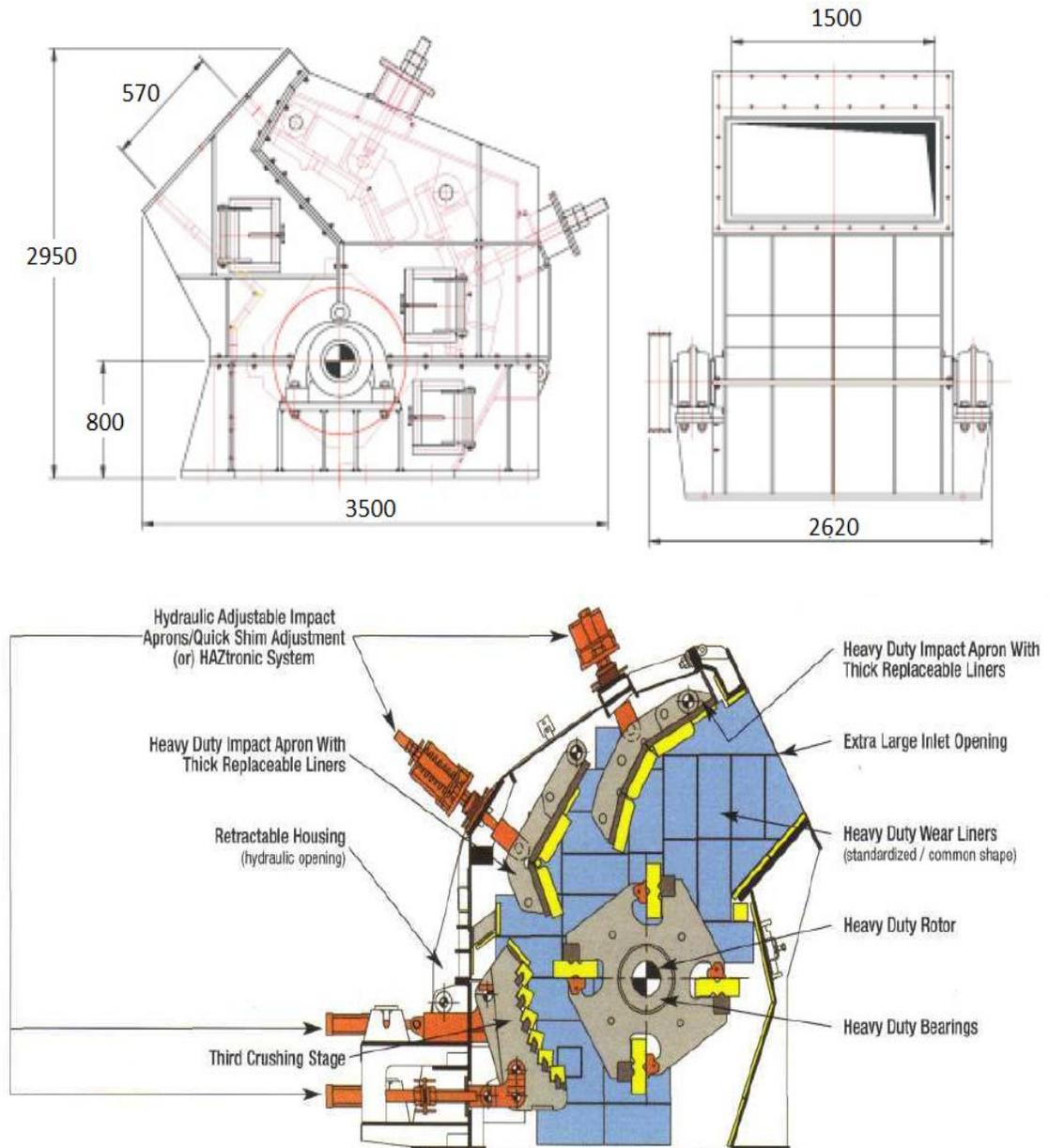


Figura 2.64 Dimensiones del Triturador APSM-1015

2.9. Diseño de silos de almacenamiento

Los silos son tipologías estructurales construidas con el propósito de almacenar material granular o polvoriento, u otra sustancia líquida, y forman parte de operaciones de plantas industriales en las cuales son utilizados como almacenamiento de granos y productos de la manufactura. Existen varios criterios para clasificar los silos; según su geometría, se pueden establecer silos de planta rectangular o cuadrada y silos circulares. A su vez pueden ser aislados o formar conjuntos conectados, los cuales se denominan silos multicelulares.

Estas unidades de almacenamiento pueden ser construidos de acero ó concreto reforzado y la descarga de material puede ser a través de la fuerza de gravedad o con la ayuda de algún medio mecánico.

Condiciones Generales

En el diseño de una tolva hay que considerar lo siguiente:

- Propiedades de resistencia y fluidez del material
- Geometría de la tolva para definir la capacidad deseada, el patrón de flujo que permita características aceptables de flujo que asegure que la descarga sea confiable y predecible.

- Determinar las cargas que actúan en la tolva debidas al material almacenado, cargas térmicas, etc.
- Diseño y detalle de la estructura de la tolva.

Diseño de la Tolva para Puzolana

La primera tolva de alimentación es la tolva de Puzolana (SL-1) que tiene una capacidad de 200 Toneladas para 20 t/h de carga para régimen de carga de 10 horas, por lo tanto tiene 250 m³ de capacidad. La altura de la parte cilíndrica está regulada por la siguiente ecuación ^[62]:

$$2r_{cil} \leq h_{cil} \leq 16r_{cil} \quad ec. 2.50$$

$$2(2.5m) \leq h_{cil} \leq 16(2.5m)$$

$$5m \leq h_{cil} \leq 40 m$$

El silo tendrá una altura de 11 m en la parte cilíndrica, por lo que cumple la norma. El diseño de forma de la tolva se basa en requerimientos de la empresa para poder almacenar y descarga en un tiempo determinado. En la figura 2.65 se muestra un esquema del silo.

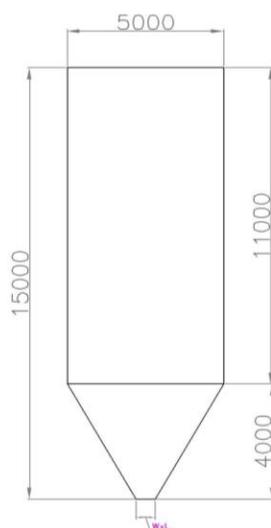


Figura 2.65 Tolva de Puzolana

Características del Flujo de Materiales

En la figura 2.66 muestra los tipos de flujos del sólido que se pueden presentar en la tolva estos son: el Flujo de masa, Flujo de Embudo y el Flujo expandido (combinación de los dos anteriores).

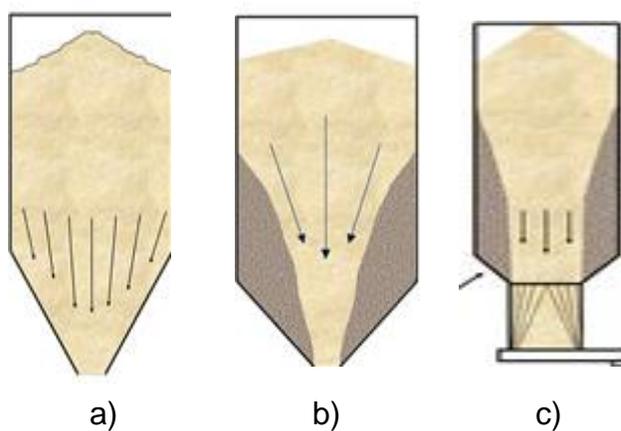


Figura 2.66 a) Flujo másico, b) Flujo de Embudo c) Flujo Expandido

El flujo másico en silos se da cuando todo el material este en movimiento durante la descarga. Este tipo de flujo se caracteriza por ser uniforme y confiable; la densidad de alimentación es independiente de la carga de sólidos en el cilindro, no existen regiones estancadas de material eliminando así la posibilidad de apelmazamiento o contaminación; la separación por tamaño de los componentes del material almacenado es minimizada; y por último, el tiempo de residencia es uniforme permitiendo la de-aireación efectiva de los materiales finos.

El Flujo tipo embudo presentan un patrón donde solo parte del material se mueve durante la descarga y el resto del material permanece estancado. Este tipo de patrón de flujo conocido como flujo embudo es aceptable si el sólido a granel es suficientemente grueso, no presenta tendencia de apelmazamiento, presenta libre fluidez (no es cohesivo) y la separación de sus componentes (segregación) no es importante.

El flujo expandido es una combinación de flujo másico y flujo embudo, el cual se logra cuando una tolva de flujo másico es instalada debajo de una tolva de flujo embudo. Este tipo de arreglo se diseña para prevenir la formación de canales. Una de las principales ventajas de este patrón de flujo es el ahorro de espacio.

| Tolvas de flujo de masa | Tolvas de Flujo de Embudo |
|---|---|
| <ul style="list-style-type: none"> *Las partículas se segregan, pero se reúnen en la descarga *El flujo es uniforme *La densidad del flujo es constante *Los indicadores de nivel funcionan adecuadamente *No quedan productos en zonas muertas donde pudieran degradarse *Mayor altura de la tolva * Uso efectivo de la totalidad de la tolva *Lo primero que entra, lo primero que sale | <ul style="list-style-type: none"> *Las partículas se segregan y permanecen segregadas *La primera porción que entra es la última en salir *Pueden haber puntos muertos hasta que se realiza la limpieza completa del sistema *Los productos tienden a formar puentes o arcos y luego a que se formen agujeros durante la descarga *El flujo es errático *La densidad puede variar *Los indicadores de nivel se deben situar en puntos clave, para que puedan funcionar adecuadamente *Baja altura de la tolva *Reducción de la capacidad efectiva de almacenamiento |

Tabla 2.78 Características de Flujo en la Tolva ^[63]

Las características antes mencionadas en la tabla 2.78, se tiene que la mejor opción de flujo para el diseño de una tolva es el de flujo de masa. El ángulo del cono tomado con respecto a la vertical debe estar en el rango de 40° a 0° para que se cumpla el flujo de masa.

Forma de tolva

Se tiene una forma cilíndrica de 11 m, una parte cónica de 4 m que termina con una sección rectangular como se muestra en la figura 2.67:



Figura 2.67 Forma de la Tolva de Puzolana

Propiedades de la Puzolana

Se requiere determinar las propiedades del material y el medio en el que actúa, como son: ángulo de reposo, coeficiente de fricción interna y coeficiente de fricción de pared.

Ángulo de reposo

El ángulo de talud de la puzolana con tamaño de grano mayor a 80 mm es de 40° cuando se encuentra almacenado.

Coeficiente de fricción interna

El coeficiente de fricción interna (δ), es la rugosidad que existe del material consigo mismo. En la tabla 2.87 se muestra los coeficientes de fricción de los compuestos que conforman el cemento. Para la puzolana se tiene $\delta = 50.5^\circ$.

Coeficiente de Fricción de Pared

El coeficiente de fricción de pared (μ), es la expresión de oposición al deslizamiento entre el material y las paredes del silo; este coeficiente se lo expresa como un ángulo de pared de fricción, $\phi_w = \arctan(\mu)$, y sus valores se muestra en la tabla 2.79. Para la puzolana se tiene 28.3° .

| Material | Ángulo de rozamiento interno (δ) | Ángulo de Fricción de Pared (ϕ_w) | Gravedad Específica KN/m ³ |
|----------|---|--|---------------------------------------|
| Clínker | 42° - 52° | 29.3° - 31.8° | 12.75 |
| Cemento | 52° - 42° | 35° - 35° | 12.75 |
| Caliza | 45° - 80° | 28.8° - 30° | 11.77 |
| Yeso | 45° - 62° | 20.8° - 25.6 | 10.9 |
| Puzolana | 46° - 55° | 26.6° - 30° | 7.9 |

Tabla 2.79 Ángulos internos y de pared de materiales ^{[64][65]}

Ángulo y Diámetro Crítico de Salida del Cono.

Se determina el mínimo tamaño que debe tener la sección de salida para que no ocurra trabamiento del material. La norma indica que el diámetro de salida de la tolva no debe tener menos de 10 a 12 veces el diámetro del sólido descargado; en este caso se tiene 80 mm, entonces el diámetro mínimo está entre 800 y 960 mm. Aunque este resultado no debe usarse para el diseño de la misma ya que existen otros parámetros en consideración

Factor de flujo

Las fuerzas que actúan sobre el material almacenado tienden a compactarlo, y los esfuerzos cortantes en el material hacen que éste fluya. Se demostró que para un elemento en cualquier posición dentro de un silo de flujo masivo, la fracción de los esfuerzos compactadores respecto a los cortantes tiene un valor constante denominado factor de flujo determinado por la ecuación 2.51:

$$\text{factor de flujo, } ff = \frac{\text{Esfuerzo de compactacion}}{\text{Esfuerzos cortantes}} = \frac{\sigma_1}{AS} \text{ ec. 2.51}$$

El factor de flujo ff se lo obtiene en la figura 2.68 donde se ingresa con el ángulo de fricción de pared 28.3° y el coeficiente de fricción interna de

50.5. Se obtiene un factor de flujo de 1.28 y un semi-ángulo mínimo de 22° (θ) que deberá tener el cono para que exista flujo, se selecciona uno mayor de 24° .

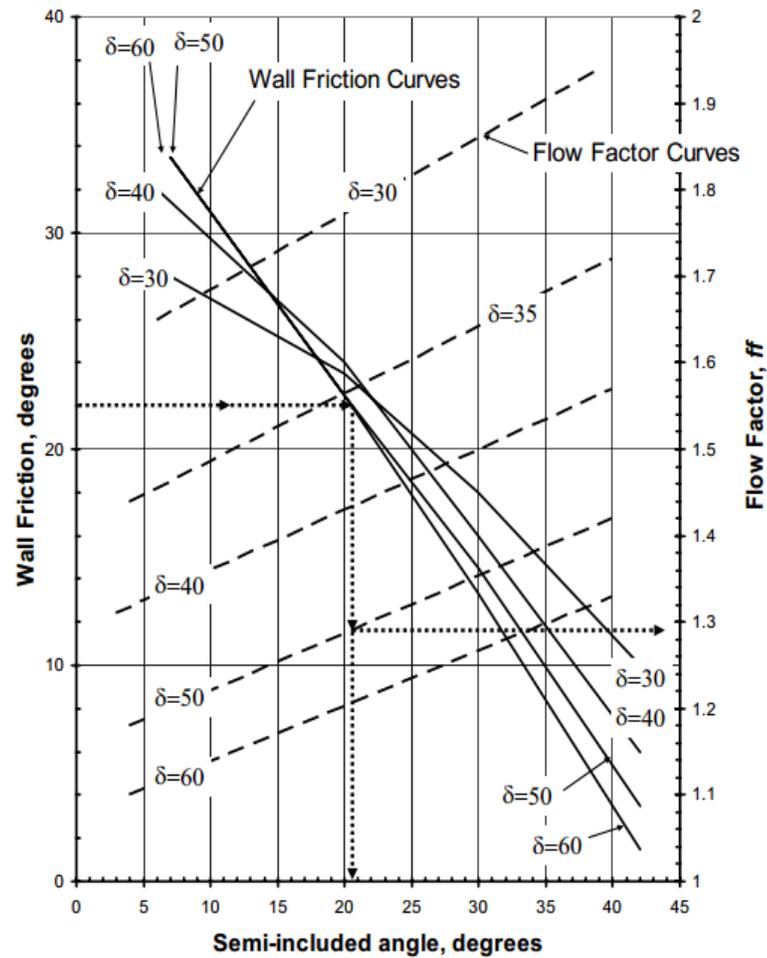


Figura 2.68 Factor de Flujo y Semi-ángulo para una tolva con salida cónica^[66]

En la Figura 2.69 se ingresa con el semi-ángulo del cono de 24° (θ) y el ángulo de pared de 28.3° (ϕ_w), con la intersección entre estos dos ángulos se obtiene que el flujo en esta tolva es tipo Embudo. Como no hay flujo en las paredes de la tolva en el modelo de flujo en un embudo, se considera que las presiones de diseño actúan normalmente sobre las paredes de la tolva y son las mismas que ocurren durante la etapa inicial de llenado.

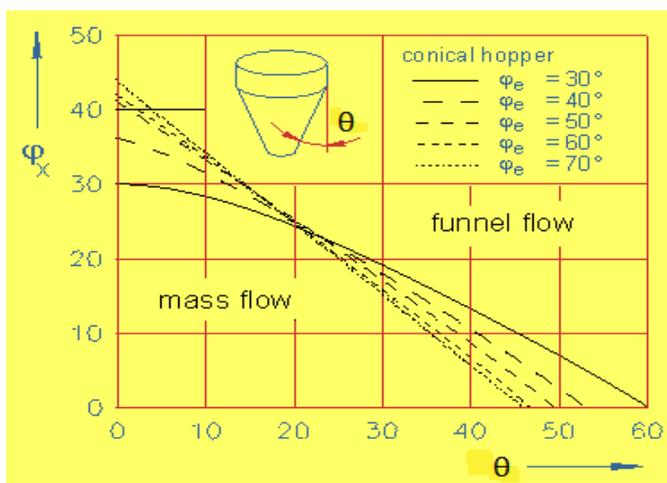


Figura 2.69 Tipo de Flujo en la parte cónica ^[67]

En la transmisión efectiva donde el canal de flujo golpea la pared, existe un rápido incremento en la presión de la pared debido a la convergencia que el material experimenta. Dentro del mismo canal de flujo, es razonable asumir que la presión va a variar como si esta fuera una tolva con flujo de masa, siendo el ángulo de la tolva reemplazado por el ángulo del canal de

flujo, y el valor de la fricción de la pared reemplazado por la fricción interna de las partículas deslizándose unas sobre otras. En la parte cónica el esfuerzo radial del material, disminuye a medida que el diámetro del cono disminuye con la altura, de manera que el material podría compactarse y formar un arco y el material se estancará si el esfuerzo radial no podría vencer el esfuerzo de compactación. El esfuerzo de compactación σ_1 se relaciona con el esfuerzo de fluencia del material f_c a través de la siguiente relación:

$$f_c = E \left[\left(\frac{\sigma_1}{F} + 1 \right)^{1/q} + 1 \right] \quad \text{ec. 2.52}$$

En la tabla 2.80 se encuentran las propiedades cohesivas de los materiales para obtener de la ecuación 2.52 la función de flujo.

| Material | E (kPa) | F (kPa) | q |
|----------|---------|---------|------|
| Caliza | 0.33 | 0.04 | 1.8 |
| | 0.4 | 0.04 | 1.95 |
| yeso | 0.38 | 0.10 | 1.6 |
| | 0.41 | 0.08 | 1.72 |
| Clínker | 0.5 | 0.10 | 1.9 |
| | 0.41 | 0.05 | 2.06 |
| Cemento | 0.5 | 0.1 | 1.8 |
| | 0.35 | 0.05 | 2.06 |
| Puzolana | 0.35 | 0.1 | 1.82 |
| | 0.25 | 0.08 | 1.96 |

Tabla 2.80 Factores de los materiales para la función de flujo [68]

De la ecuación 2.52 o ecuación de Warren-Spring se tiene la función de flujo:

$$f_c = 0.35 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0.09} + 1 \right)^{1/1.96} + 1 \right]$$

Para que exista flujo, el esfuerzo de fluencia debe ser mayor que el esfuerzo de compactación, cuando estos dos esfuerzos se igualan, el flujo se detiene, es decir:

$$\frac{\sigma_1}{ff} = 0.35 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0.09} + 1 \right)^{1/1.96} + 1 \right]$$

$$\frac{\sigma_1}{1.28} = 0.35 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0.09} + 1 \right)^{1/1.96} + 1 \right]$$

Despejando σ_1 de la relación anterior se tiene:

$$\sigma_1 = 3,301 \text{ kPa}$$

El valor anterior indica el mínimo esfuerzo de compactación, para obtener el mínimo esfuerzo vertical se reemplaza este resultado en la ecuación 2.51:

$$\sigma_y = \frac{3,301}{1.28} = 2579 \text{ kPa}$$

Este esfuerzo es el mínimo que tiene que vencer el material para que fluya sin atascamientos ni arqueos.

El diámetro inferior del cono está limitado por el diámetro crítico, este define el mínimo diámetro de salida del cono, para que el material salga de la tolva sin atascamientos. Está definido por la ecuación 2.53:

$$d = H(\theta) \frac{\sigma_y}{\rho * g} \text{ ec. 2.53}$$

Donde:

d = Diámetro crítico del cono (m).

$H(\theta)$ = Ángulo mínimo de inclinación de la tolva definido por la ecuación 2.53.1

$$H(\theta) = 2 + \frac{\theta_{min}}{60} \text{ ec. 2.53.1}$$

θ_{min} = Angulo mínimo de inclinación 24°.

ρ = Densidad de la puzolana 800 kg/m³

$$d = \left(2 + \frac{24}{60}\right) \frac{2579}{800 * 9.81} = 0.789 \text{ m}$$

Dimensiones de la Parte Inferior del Cono

El diámetro mayor, el semi-ángulo y el diámetro crítico de salida son las condiciones que se necesitan para diseñar la salida del cono en forma rectangular. En la figura 2.70 se tiene la geometría del cono.

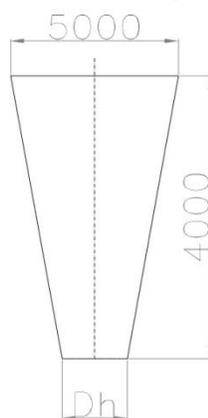


Figura 2.70 Geometría de Salida

Del diámetro crítico se selecciona uno mayor de 850 mm, este sería el diámetro d para la salida del material, este diámetro se convertirá en el diámetro hidráulico para poder obtener las dimensiones del canal con la ecuación 2.54:

$$D_h = \frac{4 * Area}{Perímetro} = \frac{2 * WL}{W + L} \quad ec. 2.54$$

Para una longitud de carga de la banda dosificadora de 1500 mm (L) por lo que se reemplaza en la ecuación 2.54

$$\frac{2 * W * 1.5}{W + 1.5} = 0.850$$

Se tiene un W de 590 mm, entonces se tiene una ranura de dimensiones 1500mmx600mm.

Análisis de Esfuerzo en la Tolva de Puzolana

Los sólidos en reposo almacenados en un recipiente, transmiten esfuerzos cortantes a las paredes del recipiente, es por ello que parte del peso es soportado por las paredes del recipiente debido a la fricción con las paredes, por lo que la presión no varía linealmente con la altura.

En la tolva actúan principalmente dos tipos de estados de esfuerzos, el estado activo de esfuerzos y el estado pasivo de esfuerzos, el estado activo de esfuerzos se presenta en el proceso de llenado de la tolva, el esfuerzo principal actúa hacia abajo a lo largo del eje vertical de la tolva, y diverge en las cercanías a las paredes de la tolva como se muestra en la figura 2.71 a y c. El estado pasivo de esfuerzos actúa en el vaciado de la tolva. En una tolva de flujo de masa todo el material se desplaza y las condiciones de esfuerzo cambian. El material es comprimido horizontalmente, mientras se reduce el esfuerzo vertical debido al flujo, por lo que los esfuerzos que actúan en la dirección horizontal se vuelven mayores como se muestra en la figura 2.71 b y d.

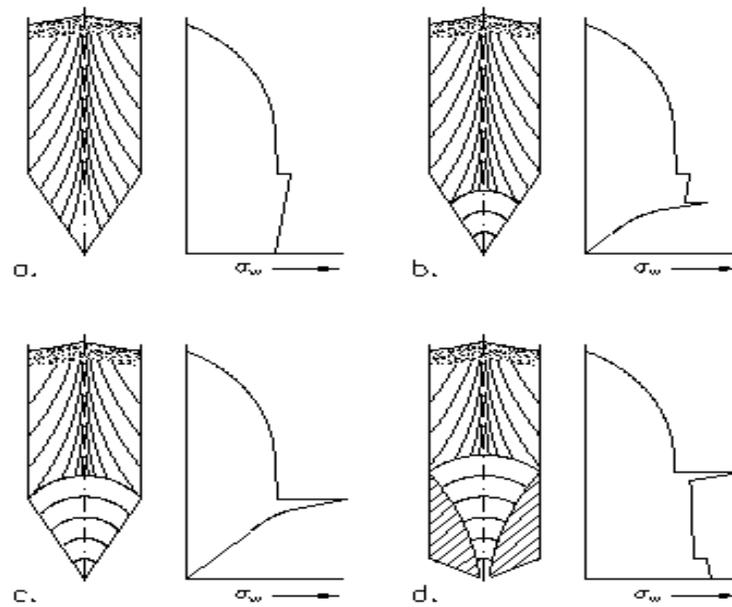


Figura 2.71 a) y c) Estado Activo b) y d) Estado Pasivo

Esfuerzos en la Parte Cilíndrica

Para la parte cilíndrica los esfuerzos ejercidos por el material son las siguientes ecuaciones, donde la ecuación 2.55 es la presión vertical en la parte cilíndrica de la tolva:

$$P_v = \frac{\rho * g * D}{4 * \mu * \gamma_F} \left(1 - e^{-4\mu\gamma_F Z/D} \right) \quad \text{ec. 2.55}$$

La presión normal está determinada por la ecuación 2.56:

$$P_h = \gamma_F P_v \quad \text{ec. 2.56}$$

El esfuerzo normal de las paredes determinadas por la ecuación 2.57:

$$\tau_w = \mu P_h \quad \text{ec. 2.57}$$

Coefficiente de fricción entre las paredes y el material dado por la ecuación 2.58:

$$\mu = \tan \phi_w \quad \text{ec. 2.58}$$

La constante γ_F determinada por la ecuación 2.59:

$$\gamma_F = 1.2(1 - \sin(\delta)) \quad \text{ec. 2.59}$$

Donde:

P_v = Presión vertical del material sobre la tolva

P_h = Presión normal a las paredes del cilindro

τ_w = Esfuerzo cortante sobre las paredes

ρ = Densidad del material

g = Aceleración de la gravedad.

γ_F = Constante de Janssen.

ϕ_w = Ángulo de fricción entre material y paredes

μ = Coeficiente de fricción entre el material y la pared.

Z = Coordenada vertical medida desde la parte alta del cilindro.

D = Diámetro del cilindro

δ = Ángulo de fricción interna.

Se reemplazan los valores correspondientes y se encuentran los tres tipos de esfuerzos que se ejercen en función de la altura, siendo el máximo esfuerzo a 11 m de profundidad medido desde la parte superior.

Constante de Janssen:

$$\gamma_F = 1.2(1 - \sin 50.5) = 0.274$$

Ahora se calcula la presión vertical:

$$P_v = \frac{800 * 9.81 * 5}{4 * 0.538 * 0.274} \left(1 - e^{-4 * 0.538 * 0.274 * z / 5}\right)$$

$$P_v = 66548.2(1 - e^{-0.118 * z})$$

$$P_v = 48361.31 \text{ Pa}$$

El esfuerzo normal que ejerce el material sobre las paredes de la parte cilíndrica es:

$$P_h = 0.274 * 48361.31 = 13251 \text{ Pa}$$

El esfuerzo cortante que ejerce el material en la parte cilíndrica es:

$$\tau_w = 0.538 * 13251 = 7129.04 \text{ Pa}$$

Esfuerzo en la Parte Cónica

Los esfuerzos que actúan sobre las paredes se muestran en la figura 2.72:

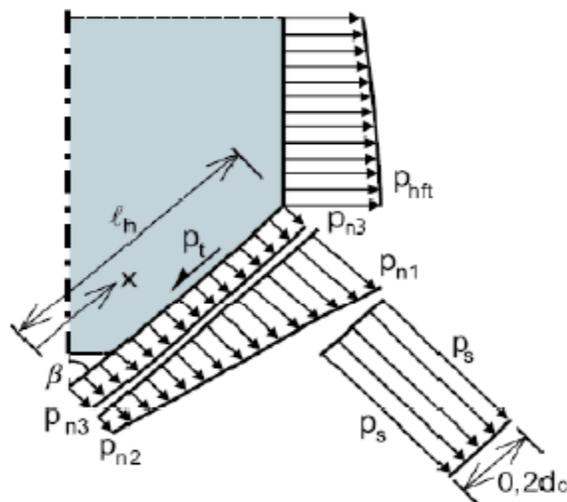


Figura 2.72 Esfuerzos en la parte Cónica ^[64]

La presión vertical que el material ejerce sobre la parte inclinada de la tolva está dada por:

$$\sigma_{yc} = \rho * g * \left[\frac{h - z}{n_i} + \left(\frac{Pv}{\rho * g} - \frac{h}{n_i} \right) \left(1 - \frac{z}{h} \right)^{n_i + 1} \right] \text{ ec. 2.60}$$

La constante n_i determinado por:

$$n_i = 2 \left(1 + \frac{\tan \phi_w}{\tan \theta} \right) - 3 \quad \text{ec. 2.60.1}$$

Donde:

$\sigma_{y_{max}}$ = Presión vertical ejercida por el material sobre la tolva.

ρ = Densidad del material

g = Aceleración de la gravedad.

ϕ_w = Ángulo de fricción entre material y paredes

H = Altura de la tolva

Z = Coordenada vertical medida desde la parte alta de la sección inclinada.

P_v = Presión vertical del material sobre la tolva

θ = Angulo de inclinación de la tolva con respecto al eje vertical.

Ahora se calcula la constante n_i :

$$n_i = 2 \left(1 + \frac{\tan 28.3}{\tan 24} \right) - 3 = 1.42$$

Entonces se tiene que la presión vertical en la parte del cono:

$$\sigma_{yc} = 800 * 9.81 * \left[\frac{4-z}{1.42} + \left(\frac{48361.31}{800 * 9.81} - \frac{4}{1.42} \right) \left(1 - \frac{z}{4} \right)^{1.42+1} \right]$$

$$\sigma_{yc} = 7848 * \left[\frac{4-z}{1.42} + (3.34) \left(1 - \frac{z}{4} \right)^{2.42} \right]$$

El EUROCÓDIGO UNE-ENV-1991-4 recomienda utilizar las siguientes ecuaciones para el cálculo de los esfuerzos normales:

$$P_n = P_{n3} + P_{n2} + (P_{n1} - P_{n2}) \frac{x}{l_h} \quad \text{ec. 2.61}$$

$$P_{n1} = P_v (C_b \cos^2 \alpha + \text{sen}^2 \alpha) \quad \text{ec. 2.62}$$

$$P_{n2} = C_b P_v \cos^2 \alpha \quad \text{ec. 2.63}$$

$$P_{n3} = 3 \frac{D * \rho * g * \gamma_F}{4\sqrt{\mu}} \text{sen}^2 \alpha \quad \text{ec. 2.64}$$

Donde:

P_v = Presión vertical del material sobre la tolva

ρ = Densidad del material

g = Aceleración de la gravedad.

γ_F = Constante de Janssen.

μ = Coeficiente de fricción entre el material y la pared.

D = Diámetro del cilindro

α = Ángulo de la tolva con respecto a la horizontal

C_b = Coeficiente de mayoración sobre el fondo.

$$P_{n1} = 48361.31(1.2\cos^2 66 + \operatorname{sen}^2 66) = 49961.44 \text{ Pa}$$

$$P_{n2} = 1.2 * 48361.31 * \cos^2 66 = 9600.77 \text{ Pa}$$

$$P_{n3} = 3 \frac{5 * 800 * 9.81 * 0.274}{4\sqrt{0.538}} \operatorname{sen}^2 66 = 9175.08 \text{ Pa}$$

Entonces se tiene que el esfuerzo en la parte superior del cono:

$$P_{no} = P_{n3} + P_{n1} = 9175.08 + 49961.44 = 59136.52 \text{ Pa}$$

Luego se calcula el esfuerzo en la parte inferior del cono:

$$P_{nu} = P_{n3} + P_{n2} = 9175.08 + 9600.77 = 18775.85 \text{ Pa}$$

El esfuerzo cortante que actúa en la parte superior de la tolva:

$$P_{tno} = P_{no} * \mu = 59136.52 * 0.538 = 31815.45 \text{ Pa}$$

El esfuerzo cortante que actúa en la parte inferior de la tolva:

$$P_{tnu} = P_{nu} * \mu = 18775.85 * 0.538 = 10101.41 \text{ Pa}$$

Debido el efecto embudo que se produce no hay esfuerzos adicionales debido a la canalización que se forma en el silo, el esfuerzo mayor se produce en la parte cilíndrica del silo, por lo que la norma recomienda que el espesor de la chapa de toda la parte cilíndrica debe ser el mayor espesor determinado por el esfuerzo máximo. El código Indio IS: 9178Part III, asume que el esfuerzo máximo o pico se encuentra a una distancia del diámetro del silo tomado desde la parte inferior del cono.

La norma DIN 1055-6-2005-03 no clasifica a la puzolana como material explosivo por lo que no hay esfuerzos adicionales debido a explosiones.

A continuación en la figura 2.73 se muestra la distribución de esfuerzos en la tolva, debido a que no se sabe donde estará el esfuerzo pico, se asume que se encuentra a una distancia de 5m desde la parte inferior del cono.

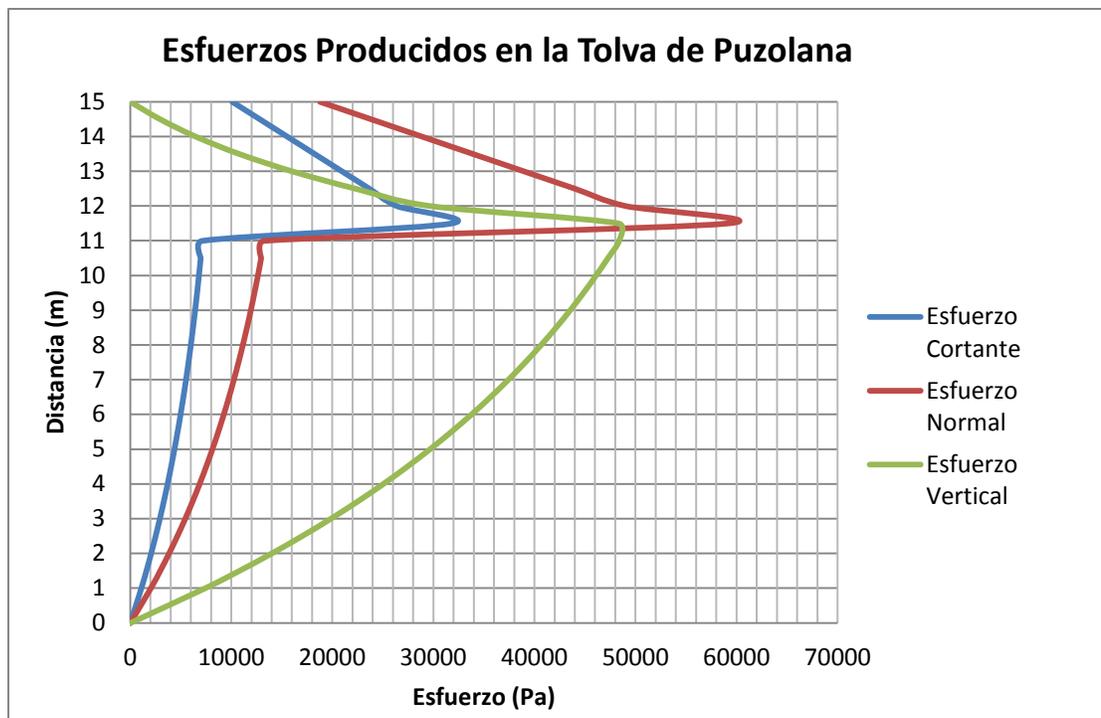


Figura 2.73 Distribución de esfuerzos en la tolva de Puzolana

Espesores de Pared

En las paredes de la tolva, actúan esfuerzos normales y cortantes, por lo que para determinar los espesores se hace uso del método de elementos finitos (FEM), a través del software INVENTOR 2011^[67], cuyos resultados se muestran en la figura 2.74. En el apéndice BB se muestran los resultados.

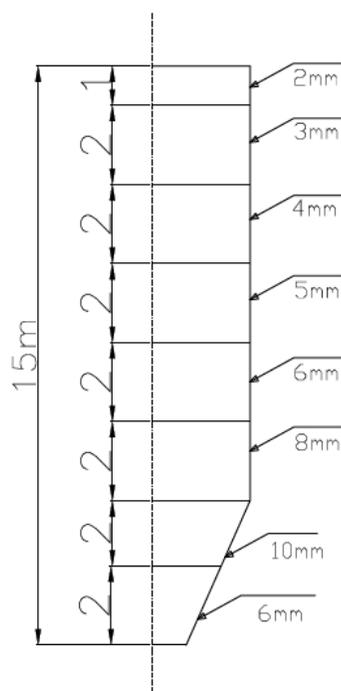


Figura 2.74 Espesores en la tolva de Puzolana

Las columnas de la tolva también fueron simuladas en INVENTOR, las columnas tienen perfiles circulares de $\text{Ø}275$ mm, espesor de 15 mm, longitud de 6300 mm, soportando un peso de 577.13 kN, los resultados nos da que el esfuerzo máximo es de -35.6 MPa, con un desplazamiento por pandeo de 2.45 mm. También se tienen placas de 630x630 mm con un espesor de 15 mm para las columnas.

Elementos Rigidizadores

En las columnas se tienen cartelas de 165x165 mm (ver figura 2.75), la norma indica que el espesor de los rigidizadores está determinado por la ecuación 2.65:

$$e \geq \frac{b}{30} \text{ ec. 2.65}$$

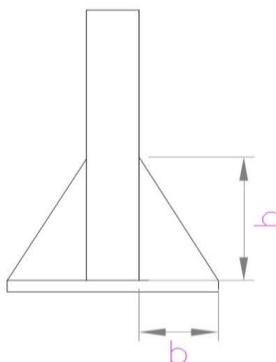


Figura 2.75 Rigidizadores de columnas

$$e \geq \frac{165}{30} = 6 \text{ mm}$$

Se tienen seis cartelas de 165x165 mm para cada columna con un espesor de 15 mm.

Las normas a continuación para los rigidizadores de la tolva, tanto para la parte cilíndrica y cónicas son correlaciones formuladas por HERZIG ^[69] y SCHROTH ^[62].

En la figura 2.76 se presentan un esquema de los espesores de los anillos y platinas rigidizadores para el cilindro.

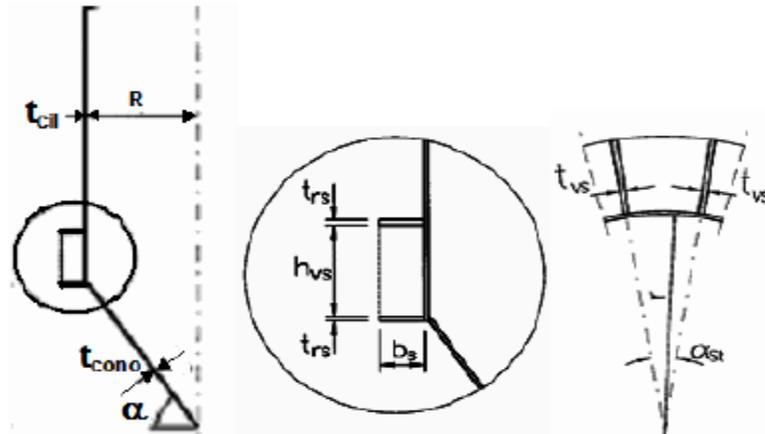


Figura 2.76 Espesores de anillos y platinas del Cilindro

Para el espesor del anillo rigidizador correspondiente a la parte cilíndrica del cambio de sección t_{RS} , se tiene:

$$2t_{cilindro} \leq t_{rs} \leq 8t_{cilindro} \quad \text{ec. 2.66}$$

$$2(12) \leq t_{rs} \leq 8(12)$$

$$24 \text{ mm} \leq t_{rs} \leq 96 \text{ mm}$$

$$t_{rs} = 30 \text{ mm}$$

El ancho del anillo rigidizador en la parte cilíndrica b_s , está dado por:

$$15t_{cilindro} \leq b_s \leq 50t_{cilindro} \quad \text{ec. 2.67}$$

$$15(12) \leq b_s \leq 50(12)$$

$$180 \text{ mm} \leq b_s \leq 600 \text{ mm}$$

$$b_s = 300 \text{ mm}$$

La altura del soporte de los elementos rigidizadores del cilindro h_{vs} , está dado por:

$$h_{vs} = 0.11 \sqrt{\frac{r_{cil} b_s * t_{rs}}{t_{cil} t_{cil}}} \quad \text{ec. 2.68}$$

$$h_{vs} = 0.11 \sqrt{\frac{2500 \cdot 300 * 30}{12 \cdot 12}} = 1200 \text{ mm}$$

Luego se analizan los elementos rigidizadores de la parte cónica, en la figura 2.77 se muestran los elementos del anillo rigidizador:

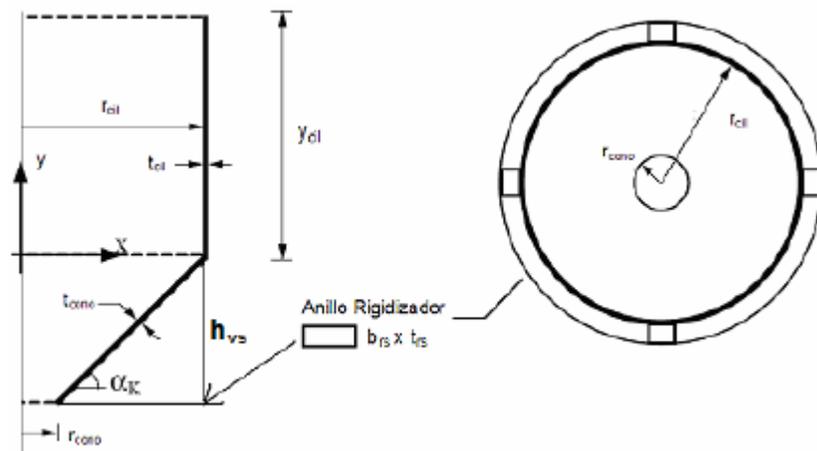


Figura 2.77 Anillo rigidizador del cono

El ancho del anillo rigidizador b_{rs} está dado por:

$$15t_{cono} \leq b_{rs} \leq 50t_{cono} \quad ec.2.67$$

$$15(15) \leq t_{rs} \leq 50(15)$$

$$225 \text{ mm} \leq t_{rs} \leq 750 \text{ mm}$$

$$t_{rs} = 375 \text{ mm}$$

El espesor del anillo rigidizador t_{rs} está dado por:

$$2t_{cono} \leq t_{rs} \leq 8t_{cono} \quad ec.2.67$$

$$2(15) \leq t_{rs} \leq 8(15)$$

$$30 \text{ mm} \leq t_{rs} \leq 120 \text{ mm}$$

$$t_{rs} = 40 \text{ mm}$$

Válvula Guía

El ping Gate se diseñará para soportar el cabezal de presión del material; esta presión se la multiplica por el área de la ranura de la tolva para obtener la fuerza que soportaran los pines; se la divide para la longitud del pin y para el número aproximado de pines que irán en la ranura.

La presión estática que soporta el pin Gate es igual a la presión estática que soporta el cono en la parte inferior es decir:

$$P_{y=15m} = \rho * g * h \quad ec. 2.68$$

$$P_{y=15m} = 800 * 9.81 * 15 = 117720 Pa$$

Carga distribuida por Pin:

$$w_{pingate} = \frac{P_{cono} * A_{cono}}{L_{pingate} * \#_{pingate}} = \frac{117720 * 1.5 * 0.6}{0.6 * 19} = 9293.68 N/m \quad ec. 2.69$$

El momento máximo ocurre en la mitad del pin, se tiene que:

$$M = \frac{w_{pingate} L_{pingate}^2}{8} \quad ec. 2.70$$

$$M = \frac{9293.68 * 0.6^2}{8} = 418.2 Nm$$

El material del Pin Gate es acero AISI 4140 con una resistencia a la fluencia $S=4250 \times 10^6$ Pa, con un factor de seguridad de $N=2$, se tiene el diámetro del Pin Gate.

$$D_{pingate} = \sqrt[3]{\frac{32 * M_{max} * N}{\pi * S}} \quad ec. 2.71$$

$$D_{pingate} = \sqrt[3]{\frac{32 * 418.2 * 2}{\pi * 425 * 10^6}} = 0.0272 \text{ m} = 30 \text{ mm}$$

Diseño de Tapa

La tapa tiene un diámetro de 5 m, con un espesor de 6 mm y debajo de ella se encuentran cuatro vigas W, las cuales ayudan a rigidizar la tapa para evitar el pandeo. Las cargas que actúan sobre la tapa es la carga muerta por el peso de la tapa y el peso de las personas como carga viva.

Se verifica el peso de la tapa en el programa INVENTOR, tiene 925 kg, por lo que tiene un peso de 9,1 kN, ahora se convierte el peso en carga distribuida:

$$w_{tapa} = \frac{W_{tapa}}{D_{tapa}} = \frac{9100}{5} = 1820 \text{ N/m} \quad \text{ec. 2.72}$$

La carga viva de las personas es de 50 kg/m², por lo que se obtiene el peso por metro de la viga para obtener la carga distribuida:

$$w_{persona} = \frac{50 * A_{tapa} * g}{D_{tapa}} \quad \text{ec. 2.73}$$

$$w_{persona} = \frac{50 * 19.6 * 9.81}{5} = 1926 \text{ N/m}$$

Por medio del manual AISC ^[71], se puede determinar la carga de diseño:

$$w_u = 1.2w_{tapa} + 1.6w_{persona} \text{ ec. 2.74}$$

$$w_u = 1.2(1820) + 1.6(1926) = 5266 \text{ N/m}$$

El momento máximo que soporta una viga empotrada en los extremos es:

$$M_{max} = \frac{w_u * L^2}{12} \text{ ec. 2.75}$$

$$M_{max} = \frac{5266 * 5^2}{12} = 10970.8 \text{ Nm}$$

El momento máximo debe ser menor al límite de fluencia dado por:

$$M_{max} \leq \phi_b F_y Z_x \text{ ec. 2.76}$$

Donde $\phi_b = 0.9$ que es el factor de resistencia a la fluencia, F_y es la resistencia última a la fluencia y Z_x es el modulo Plástico que depende de la geometría del material. Se obtiene que Z_x :

$$Z_x \geq \frac{M_{max}}{\phi_b F_y} = \frac{10970.8}{0.9 * 200 \times 10^6} = 6.1 \times 10^{-5} m^3 = 3.72 \text{ in}^3$$

Siendo el perfil W6x9 el más económico con 5.6 in^3 .

Diseño de Tolva de Clinker

Se requiere una tolva cuadrada (TLE-1) para una capacidad de 230 m^3 , ya que tiene una capacidad de carga de 30 t/h para un régimen de carga de 10 horas.

$$V_{tolva} = \frac{30 \times 10}{1.3} = 230 \text{ m}^3$$

Forma de tolva

Se tiene una forma cuadrada de $7\text{m} \times 7\text{m}$ con una profundidad de 3m , el cono tipo cuña es de tipo rectangular con una profundidad de 5m , en la figura 2.78 se muestra un esquema:

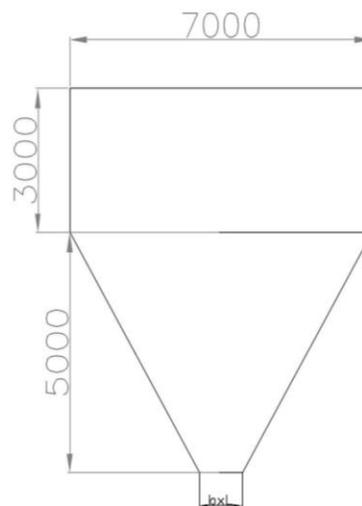


Figura 2.78 Tolva de Clíinker

Ángulo de reposo

El ángulo de talud del clínker es de 42° cuando se encuentra almacenado.

Coeficiente de fricción interna

El coeficiente de fricción interna (δ), es la rugosidad que existe del material consigo mismo. En la tabla 2.87 se muestra los coeficientes de fricción de los compuestos que conforman el cemento. Para el clínker se tiene $\delta = 47^\circ$.

Coeficiente de fricción de pared

El coeficiente de fricción de pared (μ), $\phi_w = \arctan(\mu)$, y sus valores se muestra en la tabla 2.87. Para el clínker se tiene 30.6° .

Ángulo y Diámetro Crítico de Salida de la Cuña

Factor de flujo

El factor de flujo ff se lo obtiene en la figura 2.79 donde se ingresa con el ángulo de fricción de pared 30.6° y el coeficiente de fricción interna de 47° . Se obtiene un factor de flujo de 1.18 y un semi-ángulo mínimo de 20° (θ) que deberá tener el cono para que exista flujo.

En la Figura 2.80 se ingresa con el semi-ángulo del cono de 20° (θ) y el ángulo de pared de 30.6° (ϕ_w), con la intersección entre estos dos ángulos se obtiene que el flujo en esta tolva es tipo másico.

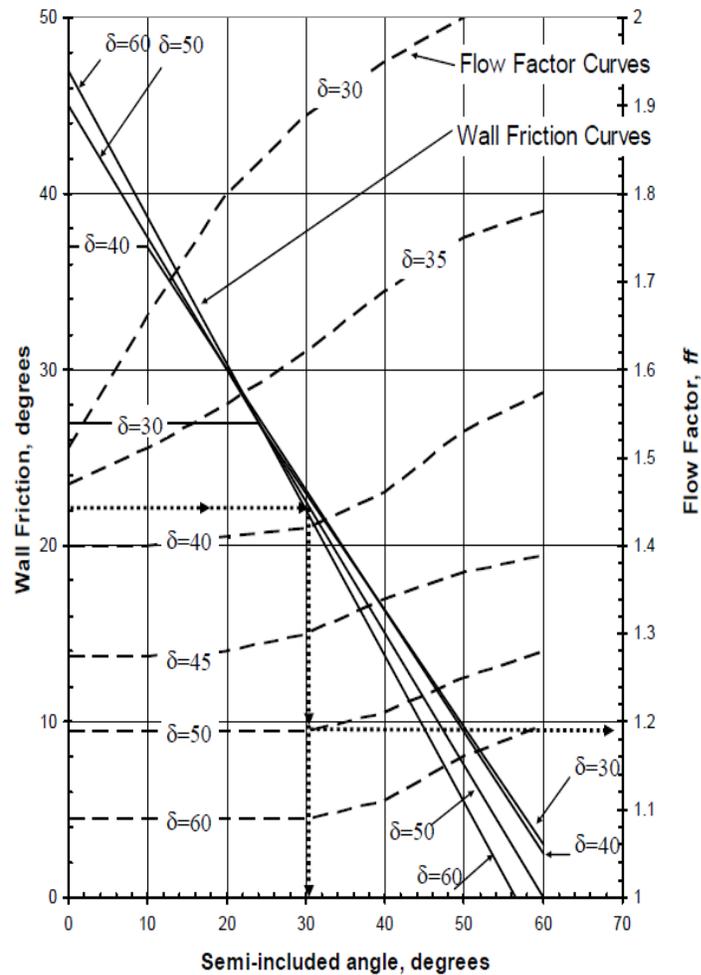


Figura 2.79 Factor de Flujo y Semi-ángulo para una tolva con salida de ranura^[66]

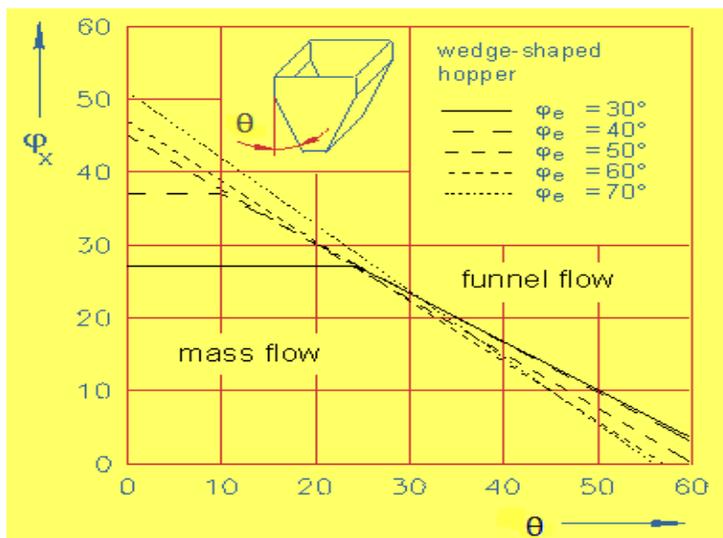


Figura 2.80 Tipo de Flujo en la parte de Cuña ^[67]

En la tabla 2.88 se encuentran las propiedades cohesivas de los materiales para obtener de la ecuación 2.52 la función de flujo.

$$f_c = 0.41 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0.075} + 1 \right)^{1/2.06} + 1 \right]$$

Para que exista flujo, el esfuerzo de fluencia debe ser mayor que el esfuerzo de compactación, cuando estos dos esfuerzos se igualan, el flujo se detiene, es decir:

$$\frac{\sigma_1}{ff} = 0.41 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0.075} + 1 \right)^{1/2.06} + 1 \right]$$

$$\frac{\sigma_1}{1.18} = 0.41 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0.075} + 1 \right)^{1/2.06} + 1 \right]$$

Despejando σ_1 de la relación anterior se tiene:

$$\sigma_1 = 3,845 \text{ kPa}$$

El valor anterior indica el mínimo esfuerzo de compactación, para obtener el mínimo esfuerzo vertical se reemplaza este resultado en la ecuación 2.51:

$$\sigma_y = \frac{3,845}{1.18} = 3,259 \text{ kPa}$$

El diámetro inferior del cono está limitado por el diámetro crítico, este define el mínimo diámetro de salida del cono, para que el material salga de la tolva sin atascamientos. Está definido por la ecuación 2.53:

$$d = H(\theta) \frac{\sigma_y}{\rho * g} \text{ ec. 2.53}$$

Donde:

d = Diámetro crítico del cono (m).

$H(\theta)$ = Ángulo mínimo de inclinación de la tolva definido por la ecuación 2.53.1

$$H(\theta) = 2 + \frac{\theta_{min}}{180} \text{ ec. 2.53.2}$$

θ_{min} = Angulo mínimo de inclinación 20°.

ρ = Densidad del clinker 1300 kg/m³

$$d = \left(2 + \frac{20}{180}\right) \frac{3259}{1300 * 9.81} = 0.540 \text{ m}$$

Dimensiones de la Parte Inferior de la Cuña

Del diámetro crítico se selecciona uno mayor de 750 mm, este sería el diámetro d para la salida del material, este diámetro se convertirá en el diámetro hidráulico para poder obtener las dimensiones del canal con la ecuación 2.54:

$$D_h = \frac{4 * Area}{Perímetro} = \frac{2 * WL}{W + L} \quad ec. 2.54$$

Para una longitud de carga de la banda dosificadora de 1500 mm (L) por lo que se reemplaza en la ecuación 2.54

$$\frac{2 * W * 1.5}{W + 1.5} = 0.750$$

Se tiene un W de 500 mm, entonces se tiene una ranura de dimensiones 1500mmx500mm.

Esfuerzos en la Parte Cúbica

Para la parte cúbica los esfuerzos ejercidos por el material son las siguientes ecuaciones, donde la ecuación 2.55 es la presión vertical en la parte cúbica de la tolva:

$$P_v = \frac{\rho * g * D_b}{4 * \mu * \gamma_F} \left(1 - e^{-4\mu\gamma_F z / D_b} \right) \quad ec. 2.55$$

La presión normal está determinada por la ecuación 2.56:

$$P_h = \gamma_F P_v \quad ec. 2.56$$

El esfuerzo normal de las paredes determinadas por la ecuación 2.57:

$$\tau_w = \mu P_h \quad ec. 2.57$$

Coeficiente de fricción entre las paredes y el material dado por la ecuación 2.58:

$$\mu = \tan\phi_w \quad ec. 2.58$$

La constante γ_F determinada por la ecuación 2.59:

$$\gamma_F = 1.2(1 - \sin(\delta)) \quad ec. 2.59$$

Constante de Janssen:

$$\gamma_F = 1.2(1 - \sin 47) = 0.322$$

Ahora se calcula la presión vertical:

$$P_v = \frac{1300 * 9.81 * 7}{4 * 0.591 * 0.322} \left(1 - e^{-4 * 0.591 * 0.322 * z / 7}\right)$$

$$P_v = 117,275.44(1 - e^{-0.109 * z})$$

$$P_v = 32710.1 \text{ Pa}$$

Según la norma DIN 1055-6 se recomienda multiplicar este valor de 1.4 para secciones no circulares debido a los incrementos de presión en el llenado.

$$P_v = 32710.1 * 1.4 = 45794.14 \text{ Pa}$$

El esfuerzo normal que ejerce el material sobre las paredes de la parte cilíndrica es:

$$P_h = 0.322 * 45794.14 = 14745.71 \text{ Pa}$$

El esfuerzo cortante que ejerce el material en la parte cilíndrica es:

$$\tau_w = 0.591 * 14745.71 = 8714.72 \text{ Pa}$$

Esfuerzo en la Cuña

Los esfuerzos que actúan sobre las paredes se muestran en la figura 2.76

La presión vertical que el material ejerce sobre la parte inclinada de la tolva está dada por:

$$\sigma_{yc} = \rho * g * \left[\frac{h - z}{n_i} + \left(\frac{Pv}{\rho * g} - \frac{h}{n_i} \right) \left(1 - \frac{z}{h} \right)^{n_i+1} \right] \quad \text{ec. 2.60}$$

La constante n_i determinado por:

$$n_i = 2 \left(1 + \frac{\tan \phi_w}{\tan \theta} \right) - 3 \quad \text{ec. 2.60.1}$$

$$n_i = 2 \left(1 + \frac{\tan 30.6^\circ}{\tan 24^\circ} \right) - 3 = 1.66$$

El esfuerzo vertical en la parte inclinada de la tolva en función de la altura es:

$$\sigma_{yc} = 1300 * 9.81 * \left[\frac{5 - z}{1.66} + \left(\frac{45794.14}{1300 * 9.81} - \frac{5}{1.66} \right) \left(1 - \frac{z}{5} \right)^{2.66} \right]$$

$$\sigma_{yc} = 12753 * \left[\frac{5 - z}{1.66} + (0.579) \left(1 - \frac{z}{5} \right)^{2.66} \right]$$

Para el cálculo de los esfuerzos normales se lo realiza con las ecuaciones nombradas anteriormente (2.61 – 2.64), se tiene:

$$P_{n1} = 45794.14(1.2\cos^2 70 + \operatorname{sen}^2 70) = 46865.52 \text{ Pa}$$

$$P_{n2} = 1.2 * 45794.14 * \cos^2 70 = 6428.28 \text{ Pa}$$

$$P_{n3} = 3 \frac{7 * 1300 * 9.81 * 0.322}{4\sqrt{0.591}} \operatorname{sen}^2 70 = 24763.12 \text{ Pa}$$

Entonces se tiene que el esfuerzo en la parte superior de la cuña:

$$P_{no} = P_{n3} + P_{n1} = 24763.12 + 46865.52 = 71628.64 \text{ Pa}$$

Luego se calcula el esfuerzo en la parte inferior de la cuña:

$$P_{nu} = P_{n3} + P_{n2} = 24763.12 + 6428.28 = 31191.4 \text{ Pa}$$

El esfuerzo cortante que actúa en la parte superior de la tolva:

$$P_{tno} = P_{no} * \mu = 71628.64 * 0.591 = 42332.53 \text{ Pa}$$

El esfuerzo cortante que actúa en la parte inferior de la tolva:

$$P_{tnu} = P_{nu} * \mu = 31191.4 * 0.591 = 18434.12 \text{ Pa}$$

Debido al cambio de sección, se produce un esfuerzo normal adicional P_s (ver figura 2.76), que actúa adicional al esfuerzo normal en la parte inclinada superior.

La norma DIN 1055-6 establece que este esfuerzo que se agrega al esfuerzo normal, es el menor de los esfuerzos P_{s1} y P_{s2} presentados a continuación:

$$P_{s1} = \rho * g * h \text{ ec.2.77}$$

$$P_{s1} = 1300 * 9.81 * 3 = 38259 \text{ Pa}$$

$$P_{s2} = \rho * g * D_c \text{ ec.2.78}$$

$$P_{s2} = 1300 * 9.81 * 7 = 89271 \text{ Pa}$$

El esfuerzo P_{s1} es el esfuerzo menor de los dos anteriores. La norma establece que este esfuerzo es agregado al esfuerzo normal un tramo b_s como se muestra en la figura 2.76

$$b_s = 0.3D_c \text{ ec.2.79}$$

$$b_s = 0.3 * 7 = 2.1 \text{ m}$$

La norma DIN 1055-6-2005-03 no clasifica al clínker como material explosivo por lo que no hay esfuerzos adicionales debido a explosiones.

A continuación en la figura 2.81 se muestra la distribución de esfuerzos en la tolva.

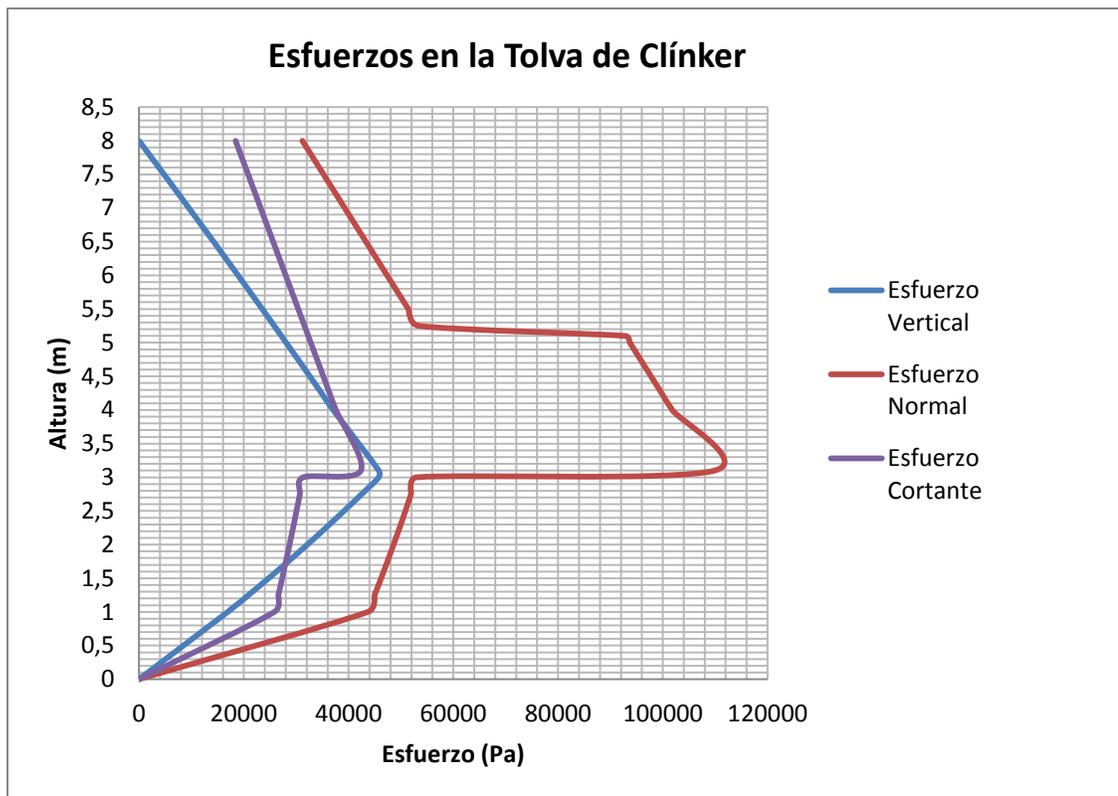


Figura 2.81 Distribución de esfuerzos en la tolva de Clínter

Espesores de Pared

En las paredes de la tolva, actúan esfuerzos normales y cortantes, por lo que para determinar los espesores se hace uso del método de elementos finitos (FEM), a través del software INVENTOR 2011^[70], cuyos resultados se muestran en la figura 2.88. En el apéndice BB se muestran los resultados.

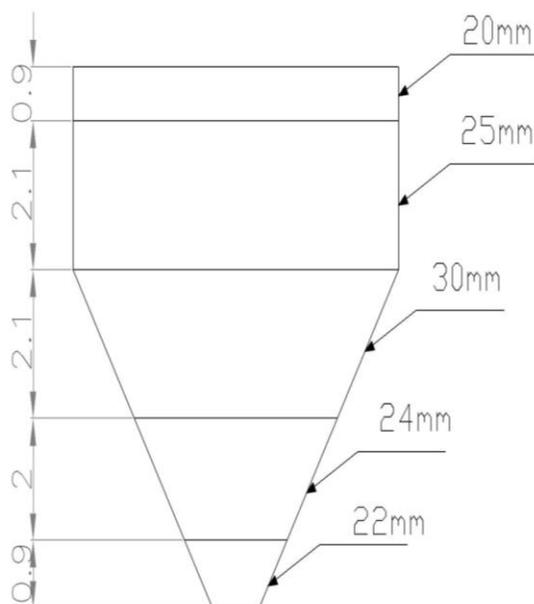


Figura 2.82 Espesores en la tolva de Clíinker

Las columnas de la tolva también fueron simuladas en INVENTOR, las columnas tienen perfiles rectangulares de 300x200 mm, espesor de 15 mm, longitud de 7300 mm, soportando un peso de 838.3 kN, los resultados fueron con un esfuerzo máximo de -57.48 MPa, con un desplazamiento por pandeo de 2 mm. También se tiene una placa de 700x600 mm con un espesor de 15 mm.

Elementos Rigidizadores

En las columnas se tiene cartelas de 100x100 mm (ver figura 2.81), la norma indica que el espesor de los rigidizadores está determinado por la ecuación 2.65:

$$e \geq \frac{100}{30} = 3.3 \text{ mm}$$

Se tiene cuatro cartelas de 100x100 mm para cada columna con un espesor de 15 mm.

Las normas a continuación para los rigidizadores de la tolva, tanto para la parte cilíndrica y cónicas son correlaciones formuladas por HERZIG ^[69] y SCHROTH ^[68].

En la figura 2.82 se presenta un esquema de los espesores de los anillos y platinas rigidizadores para el cilindro.

Para el espesor del anillo rigidizador correspondiente a la parte cúbica del cambio de sección t_{RS} , se tiene:

$$2t_{cubo} \leq t_{rs} \leq 8t_{cubo} \text{ ec. 2.66}$$

$$2(25) \leq t_{rs} \leq 8(25)$$

$$50 \text{ mm} \leq t_{rs} \leq 200 \text{ mm}$$

$$t_{rs} = 50 \text{ mm}$$

El ancho del anillo rigidizador en la parte cúbica b_s , está dado por:

$$15t_{cubo} \leq b_s \leq 50t_{cubo} \text{ ec. 2.67}$$

$$15(25) \leq b_s \leq 50(25)$$

$$375\text{mm} \leq b_s \leq 1250 \text{ mm}$$

$$b_s = 400 \text{ mm}$$

La altura del soporte de los elementos rigidizadores de la parte cúbica h_{vs} , está dado por:

$$h_{vs} = 0.11 \sqrt{\frac{r_c}{t_{cubo}} \frac{b_s * t_{rs}}{t_{cubo}}} \text{ ec. 2.68}$$

$$h_{vs} = 0.11 \sqrt{\frac{3500}{25} \frac{400 * 50}{25}} = 1041 \text{ mm}$$

Los silos no circulares tienden a ser estructuras fuertemente rigidizadas, debido a que las cargas del material en el silo se aplican directamente a las chapas de las paredes, y se transmiten a los rigidizadores. Se recomienda colocar rigidizadores tanto en dirección horizontal y vertical,

con una distancia de separación h_{vs} menor a 1041, se tiene una distancia de 1000 mm tanto vertical y horizontal.

Luego se analizan los elementos rigidizadores de la cuña, en la figura 2.83 se muestran los elementos del anillo rigidizador:

El ancho del anillo rigidizador b_{rs} está dado por:

$$15t_{cuña} \leq b_{rs} \leq 50t_{cuña} \quad ec.2.67$$

$$15(30) \leq b_{rs} \leq 50(30)$$

$$450mm \leq b_{rs} \leq 1500 mm$$

$$b_{rs} = 500 mm$$

El espesor del anillo rigidizador t_{rs} está dado por:

$$2t_{cuña} \leq t_{rs} \leq 8t_{cuña} \quad ec.2.67$$

$$2(30) \leq t_{rs} \leq 8(30)$$

$$60 mm \leq t_{rs} \leq 240 mm$$

$$t_{rs} = 70 mm$$

Válvula Guía

El ping Gate se diseñará para soportar el cabezal de presión del material; esta presión se la multiplica por el área de la ranura de la tolva para obtener la fuerza que soportaran los pines; se la divide para la longitud del pin y para el número aproximado de pines que irán en la ranura.

La presión estática que soporta el pin Gate es igual a la presión estática que soporta el cono en la parte inferior es decir:

$$P_{y=15m} = \rho * g * h \quad \text{ec. 2.68}$$

$$P_{y=15m} = 1300 * 9.81 * 8 = 102024 \text{ Pa}$$

Carga distribuida por Pin:

$$w_{pingate} = \frac{P_{cuña} * A_{cuña}}{L_{pingate} * \#_{pingate}} = \frac{102024 * 1.5 * 0.5}{0.5 * 30} = 5101.2 \text{ N/m} \quad \text{ec. 2.69}$$

El momento máximo ocurre en la mitad del pin, se tiene que:

$$M = \frac{w_{pingate} L_{pingate}^2}{8} \quad \text{ec. 2.70}$$

$$M = \frac{5101.2 * 0.5^2}{8} = 159.4 \text{ Nm}$$

El material del Pin Gate es acero AISI 4140 con una resistencia a la fluencia $S=4250 \times 10^6$ Pa, con un factor de seguridad de $N=2$, se tiene el diámetro del Pin Gate.

$$D_{pingate} = \sqrt[3]{\frac{32 * M_{max} * N}{\pi * S}} \quad ec. 2.71$$

$$D_{pingate} = \sqrt[3]{\frac{32 * 159.4 * 2}{\pi * 425 \times 10^6}} = 0.020 \text{ m} = 20 \text{ mm}$$

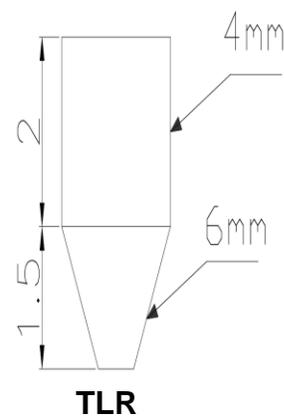
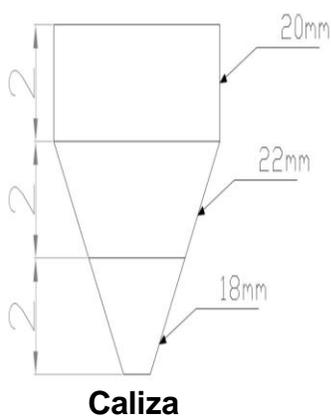
Diseño de Tolva de Yeso, Caliza, Pulmón y TLR.

Para el diseño de las tolvas de yeso, caliza, pulmón y TLR se utilizan los mismos criterios antes mencionados, según la forma de la tolva, en la tabla 2.81 se presenta un resumen del diseño de las tolvas. En el apéndice BB se muestran las presiones que actúan en cada tolva.

Mientras que en la figura 2.83 se presentan los espesores de las tolvas según la norma DIN 1055-6-2005-03, la cual también no clasifica a ninguno de los materiales mencionados como explosivo, por lo que no hay esfuerzos adicionales debido a explosiones. Para aumentar la vida útil de las tolvas se deben construir con chapas antidesgaste como Hardox 450 o dilidur 400 V.

| Tolva | Yeso (TLE-2) | Caliza (TLE-3) | Pulmón (SL2) | TLR |
|-----------------------------------|-------------------|-------------------|-----------------------|-------------------|
| Capacidad | 90 m ³ | 92 m ³ | 77 m ³ | 12 m ³ |
| Forma | Cuadrada | Cuadrada | Cilíndrica | Cilíndrica |
| Dimensiones | 5x5 m | 5x5 m | 4 m | 2 m |
| Profundidad | 6 m | 6 m | 7 m | 3.5 m |
| Factor de Flujo | 1.16 | 1.08 | 1.2 | 1.2 |
| Ranura (mm) | 1500x750 | 1500x870 | 3150 mm (circular) | 800x800 mm |
| Presión Vertical (Pa) | 28426.8 | 31036.7 | 33576.3 | 16811.1 |
| Presión Normal (Pa) | 7883 | 4981 | 10811.57 | 5413.2 |
| Esfuerzo Cortante (Pa) | 3094.2 | 3034 | 7568.1 | 3789.2 |
| Presión Superior Cuña (Pa) | 41204.7 | 41204.7 | 48240 | 21668.2 |
| Presión Inferior Cuña (Pa) | 19043.1 | 19043.1 | 14918.8 | 7638.4 |
| Esfuerzo Cortante Sup. Cuña (Pa) | 1767.8 | 17676.8 | 33768 | 15167.7 |
| Esfuerzo Cortante Inf. Cuña (Pa) | 8169.5 | 8169.5 | 10443.16 | 5346.9 |
| Esfuerzo Adicional (Pa) | 21974 | 21974 | 51012 | 51012 |
| Tramo bs | 1.5 m | 1.5 m | 1.2 m | - |
| Rigidizador Espesor | 50 mm | 50 mm | 40 mm | 30 mm |
| Rigidizador Ancho | 400 mm | 400 mm | 375 mm | 200 mm |
| Espaciamiento | 850 mm | 1000 mm | 970 mm | 470 mm |
| Diámetro válvula guía (AISI 4140) | 15 mm | 40 mm | - | - |
| Tapa | - | - | W4X13 | W4X13 |

Tabla 2.81 Diseño de tolvas de Yeso, Caliza, Pulmón, TLR.



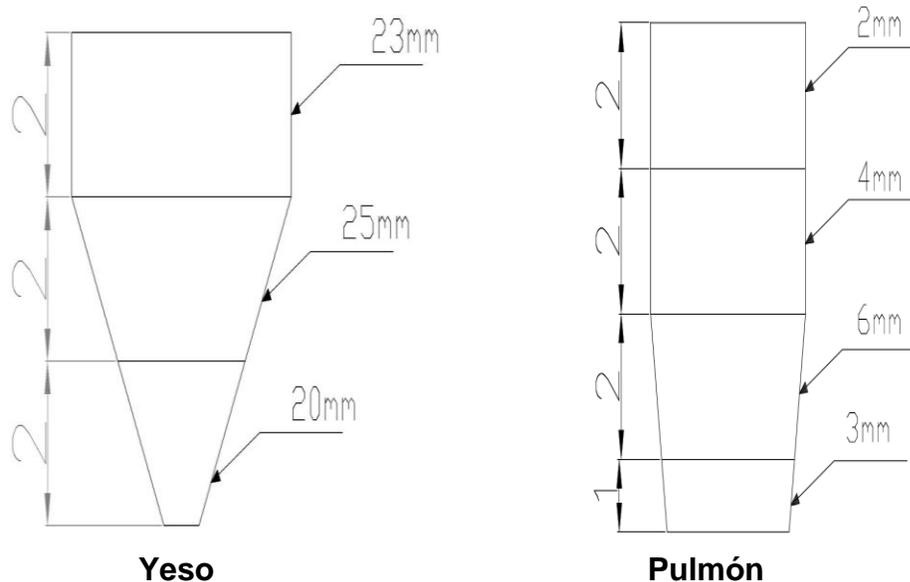


Figura 2.83 Espesores de las tolvas de caliza, yeso, pulmón, TLR.

Selección de la Válvula de Descarga para la tolva pulmón.

Es una máquina que descarga silos con productos de media y alta densidad que no fluyen o fluyen mal, muy abrasivos aglomerantes y pegajosos. Sistema de descargas más adaptable y de mayor flexibilidad, disponibles en diámetros que van de 2 a 5 m, se pueden lograr tasa de flujo de 0,5 a 3000 t/h. (Ver figura 2.84)

Tiene un brazo de descarga logarítmico que mueve el material alrededor de la periferia y hacia la apertura de descarga, la forma especial del brazo previene la compactación del material durante la descarga. El cono produce un alivio en la zona de descarga evitando la compactación de los

materiales en esta área incluso en tiempo de paradas grandes. Puede realizar descargas hasta tamaños de granos de 250 mm.

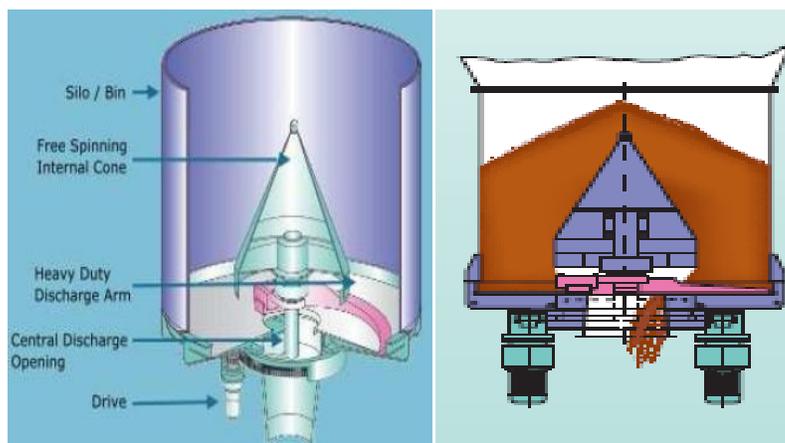


Figura 2.84 Válvula de descarga BinEx

Se requiere que el dispositivo de descarga dosifique el material con un flujo de 150 t/h con una densidad de la mezcla de 1300 kg/m^3 , por lo que se tiene $116 \text{ m}^3/\text{h}$, con 6 rpm de rotación se ingresa a la tabla 2.82:

| Tipo | 2000 | 3150 | 4000 | 5000 |
|---------------------------------------|------|------|------|------|
| d1 | 534 | 790 | 1000 | 1250 |
| d2 | 1250 | 1750 | 2000 | 2500 |
| d3 | 2000 | 3150 | 4000 | 5000 |
| d4 | 2100 | 3250 | 4100 | 5100 |
| d5 | 2300 | 3450 | 4300 | 5340 |
| d6 | 629 | 883 | 1086 | 1390 |
| Capacidad (m ³ /h) rpm=1.0 | 12 | 42 | 100 | 170 |
| Capacidad (m ³ /h) rpm=6.0 | 60 | 252 | 600 | 1020 |

Tabla 2.82 Selección de la válvula BinEx ^[72]

Se tiene el tipo de válvula rotatoria 3150 con $252 \text{ m}^3/\text{h}$ a 6 RPM con un peso de 14.1 Ton, en la figura 2.85 se muestra las dimensiones de la válvula.

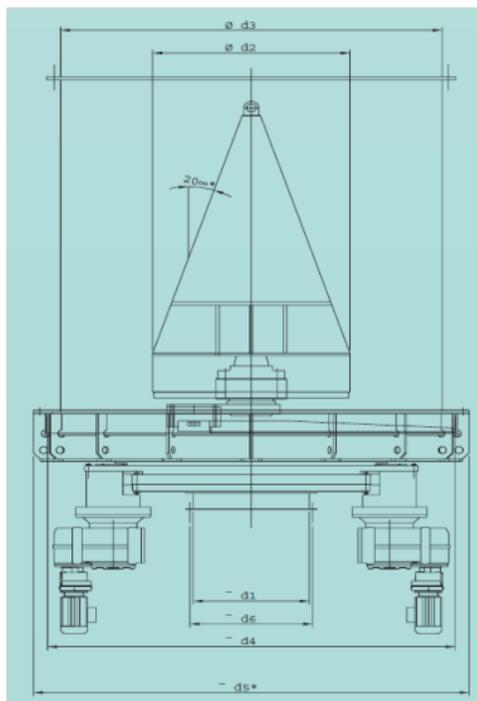


Figura 2.85 Dimensiones de la válvula BinEx

2.10. Selección del alimentador vibratorio para el triturador

Se recomienda que se coloque un alimentador vibratorio para alimentar al triturador, así se logra pre-clasificar el material antes de ingresar al triturador, se tiene un precibador Gama TR1, para una capacidad de 150 t/h, se selecciona el tipo TR1-800 con una capacidad máxima de 165 t/h en la tabla 2.86:

| Tipo | B | MAX TPH | C | D | E | F | G | H | I | Peso Kg |
|----------|---------------|------------|-----|-----|------|------|-----|------|-----|------------|
| TR1-630 | 1000-20-5/4 | 125 | 630 | 224 | 815 | 795 | 802 | 1135 | 111 | 220 |
| | 1000-24-7.5/4 | 210 | 630 | 224 | 815 | 795 | 802 | 1135 | 111 | 220 |
| | 1250-24-7.5/4 | 180 | 758 | 342 | 815 | 795 | 802 | 1381 | 133 | 250 |
| | 1750-24-11/4 | 135 | 924 | 633 | 815 | 795 | 802 | 1874 | 163 | 310 |
| TR1-800 | 1250-24-7.5/4 | 190 | 758 | 342 | 985 | 965 | 802 | 1281 | 133 | 280 |
| | 1500-24-11/4 | 165 | 776 | 534 | 985 | 965 | 802 | 1628 | 137 | 315 |
| | 1750-24-11/4 | 140 | 924 | 633 | 985 | 965 | 802 | 1874 | 163 | 350 |
| TR1-1000 | 1500-24-11/4 | 165 | 776 | 534 | 1185 | 1165 | 802 | 1628 | 137 | 360 |
| | 1750-24-14/4 | 140 | 924 | 633 | 1185 | 1165 | 802 | 1874 | 163 | 400 |
| | 1750-30-18/4 | 275 | 924 | 633 | 1185 | 1165 | 872 | 1910 | 163 | 460 |

Tabla 2.83 Selección del Alimentador Vibratorio para el Triturador [73]

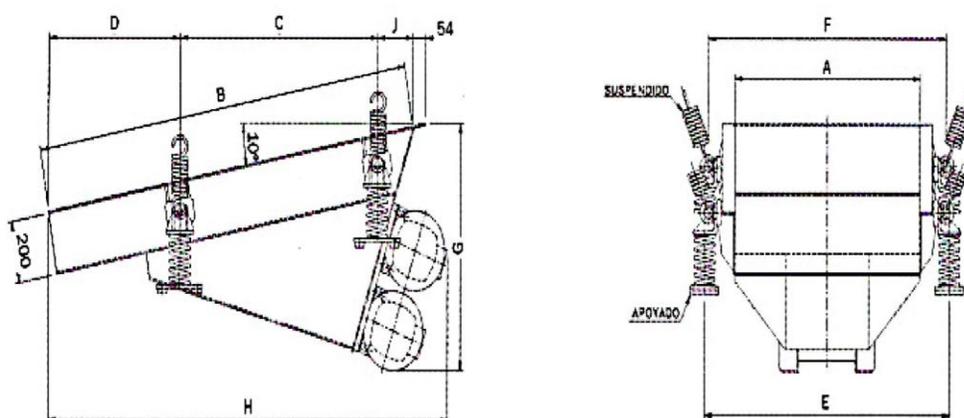


Figura 2.86 Dimensiones del Alimentador Vibratorio del Triturador

CAPITULO 3

3. SELECCIÓN DE EQUIPOS SECUNDARIOS

3.1. Sistema de desempolvado

Se diseñará un filtro de mangas tipo pulse-jet ubicado a +N 19.15 m (ver SIPRE-ME01-EDIFPRE-17). Se coloca un sistema de desempolvado para el control de polvos y evitar que el ambiente dentro del edificio se vuelva polvoso y sucio. Luego se colecta ese polvo en las mangas y se la dirige hacia la tolva pulmón, se receptorá el polvo proveniente de:

1. Elevador de Cangilones EC-1
2. Criba CV-1
3. Triturador TR
4. Tolva TLR
5. Alimentador vibratorio de la Criba
6. Alimentador vibratorio del Triturador
7. Banda Transportadora BT-1
8. Banda Transportadora BT-2
9. Banda Transportadora BT-3
10. Banda Transportadora BT-4

Este tipo de filtro de mangas permite una mejor cantidad de aire con igual área en el colector, es decir, mayor relación de aire-tela. La estructura general del filtro es de menor tamaño, lo que lo hace más económico al construirse. Las mangas filtrantes cuelgan verticalmente dentro de la unidad y se sujetan por la parte superior con abrazaderas y la parte inferior de la manga es cerrada. En estos sistemas, las mangas tienen canastillas internas de alambre.

El aire sucio entra al sistema y es filtrado depositando el polvo en la superficie externa de la manga. Durante el ciclo de limpieza, el polvo se desaloja usando un chorro de aire comprimido que se inyecta en la parte superior de las mangas filtrantes.

Este aire se proporciona a través de un tubo con boquillas que alimenta los venturis localizados en la parte superior de las bolsas. El chorro de aire a alta presión interrumpe el flujo normal de aire a través del filtro. Creando una onda que al desplazarse a lo largo de la manga hace que esta se flexione, rompiendo la capa de polvo que cae hacia la tolva.

El venturi se usa para aumentar la velocidad del chorro de aire creando un impulso suficientemente grande para que pueda desplazarse a lo largo de la manga y regresar al punto de origen. El ciclo de limpieza para filtros

pulse-jet debe estar diseñado para producir un impulso corto y conciso para lograr una limpieza eficaz. La duración de éste es de 0,1 a 0,15 segundos con pulsaciones de 4-7 BAR.

La frecuencia de limpieza puede variar de 1 a 30 segundos o más, la presión se debe adaptar para mantener una presión diferencial entre 2 y 6 pulgadas de agua. En la figura 3.1 se muestra un esquema del sistema:

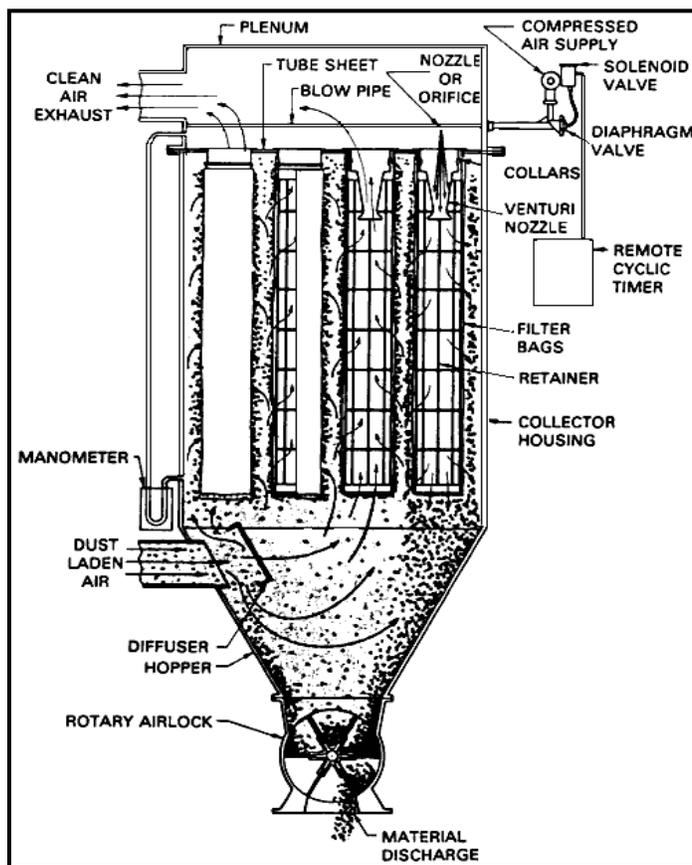


Figura 3.1 Filtro de Mangas Pulse-Jet

En la tabla 3.1 se puede observar el caudal a desempolvar según la unidad y su tamaño, a continuación se determinará el caudal de desempolvado de cada equipo en el edificio para obtener el caudal total.

Desempolvado en bandas transportadoras

En la banda BT-1 se tiene un ancho de banda de 750 mm por lo que en la tabla 3.1 se obtiene un caudal de $Q_{BT} = 2000 \text{ m}^3/\text{h}$ en la posición A; para la banda BT-2, BT-3 y BT-4 en la posición B para un ancho de banda de 650 mm se tiene $Q_{BT} = 7250 \text{ m}^3/\text{h}$ en total.

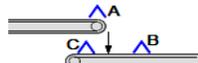
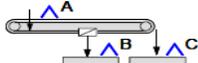
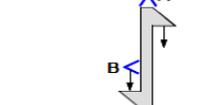
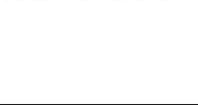
| MACHINE UNIT | SIZE (mm) | m ³ /h | DETAILS / REMARKS | | | | |
|---|-----------|-------------------|-----------------------------|--------|------------------------|-------------------|-------------------|
| | | | A | B | C | | |
| BELT CONVEYORS  | 650 | 4250 | 1500 | 1750 | 1000 | m ³ /h | |
| | 850 | 5250 | 2000 | 2250 | 1000 | | |
| | 1000 | 6500 | 2500 | 2750 | 1250 | | |
| | 1200 | 7750 | 3000 | 3250 | 1500 | | |
| | 1400 | 8750 | 3500 | 3750 | 1500 | | |
| | 1600 | 10'000 | 4000 | 4250 | 1750 | | |
| APRON CONVEYORS  | 800 | 6500 | 3500 | 2000 | 1000 | m ³ /h | |
| | 1000 | 7500 | 4000 | 2500 | 1000 | | |
| | 1200 | 8750 | 4500 | 3000 | 1250 | | |
| | 1400 | 9750 | 5000 | 3500 | 1500 | | |
| | 1600 | 11'000 | 5500 | 4000 | 1500 | | |
| PIVOTING PAN APRON CONV  | 800 | | 2500 | 9000 | 9000 | m ³ /h | |
| | 1000 | | 3000 | 10'000 | 10'000 | | |
| | 1200 | | 3500 | 11'000 | 11'000 | | |
| | 1400 | | 4000 | 12'000 | 12'000 | | |
| BUCKET ELEVATORS  | | | CHAIN m ³ /h | | BELT m ³ /h | | m ³ /h |
| | | | A | B | A | B | |
| | 400 | | 1250 | 1000 | 2000 | 1000 | |
| | 500 | | 1500 | 1000 | 2250 | 1000 | |
| | 630 | | 2000 | 1250 | 2500 | 1250 | |
| | 800 | | 2500 | 1250 | 3000 | 1250 | |
| | 1000 | | 3000 | 1500 | 3500 | 1500 | |
| | 1250 | | 3500 | 1500 | 4500 | 1500 | |
| 1600 | | 4000 | 1500 | 6000 | 1500 | | |
| TROUGH CHAIN AND SCREW CONVEYORS  | 200 | 500 | PER 10m LENGHT | | | | |
| | 250 | 500 | | | | | |
| | 315 | 500 | | | | | |
| | 400 | 750 | | | | | |
| | 500 | 750 | | | | | |
| | 630 | 1000 | | | | | |
| | 800 | 1000 | | | | | |
| 1000 | 1250 | | | | | | |
| AIR SLIDES | | | 120% OF THE AIR BLOWER | | | | |
| CALSSIFING-SCREEN | | 50 | PER 1h (OPEN) | | | | |
| VIBRATORY-SCREEN | | 450 | PER m ² (CLOSED) | | | | |
| SWING-SCREEN | | 600 | PER m ² (CLOSED) | | | | |

Tabla 3.1 Caudal de Aire a desempolvar según el Equipo [74]

Desempolvado en el elevador de cangilones EC-1

Para el elevador de cangilones con un ancho de cangilón de 686 mm aproximadamente, se colocará la campana o boca en el punto A por lo que se tiene un caudal de $Q_{EC} = 2500 \text{ m}^3/\text{h}$.

Desempolvado en la criba vibratoria CV-1

Para la criba vibratoria se tiene $450 \text{ m}^3/\text{h}/\text{m}^2$, por lo que se multiplica por el área de la criba que es de 13.8 m^2 y se tiene un caudal de $Q_{CV} = 6210 \text{ m}^3/\text{h}$.

Desempolvado en el triturador TR

Para trituradores de impacto de eje vertical se tiene el factor $60 \text{ m}^3/\text{h}/\text{t}$ ^[74], se multiplica este valor para las toneladas por hora del triturador y se obtiene $Q_{TR} = 9600 \text{ m}^3/\text{h}$.

Desempolvado en la tolva TLR

Para tolvas pequeñas se tiene que éstas producen $500 \text{ m}^3/\text{h}$ de polvo ^[74].

Desempolvado en los alimentadores vibrantes

Para el alimentador vibrante de la criba RV que tiene un ancho de 1300 producen $3600 \text{ m}^3/\text{h}$ de polvo, mientras que para el alimentador vibrante

AV del triturador que tiene un ancho de 800 mm producen 1500 m³/h de polvo ^[74].

Caudal Total

El caudal total de polvo es la suma de todos los caudales determinados en cada equipo del edificio por lo que se tiene:

$$Q_t = Q_{BT} + Q_{EC} + Q_{CV} + Q_{TR} + Q_{TLR} + Q_{RV} + Q_{AV} \text{ ec. 3.1}$$

$$Q_t = 7250 + 2500 + 6210 + 9600 + 500 + 3600 + 1500 = 31160 \text{ m}^3/\text{h}$$

Diseño de Ductos

Para arrastrar el polvo de cemento, se considerará el material más crítico al clinker, la velocidad recomendada para materiales abrasivos es de 16 m/s (3150 fpm) ^[74] por lo que se tiene un cabezal dinámico ^[75] de:

$$VP = \left(\frac{V_{ducto}}{4005} \right)^2 \text{ ec. 3.2}$$

$$VP = \left(\frac{3150}{4005} \right)^2 = 0.619 \text{ H}_2\text{O}$$

En el plano SIPRE-ME01-FM1-16 se encuentra la distribución de los ductos del filtro. En la tabla 3.2 se muestra los caudales que fluyen a través de cada sección.

Para conocer el diámetro de cada ducto, se despeja el diámetro de la fórmula de continuidad:

$$d_{ducto} = \frac{\sqrt{Q_{ducto}}}{212.695} \text{ ec. 3.3}$$

En el apéndice CC se presenta las pérdidas en los ductos ingresando con la velocidad de 3150 fpm y el diámetro del ducto.

| Tipo | Caudal (m3/h) | Longitud (mm) | Diámetro (mm) | Diámetro (in) | VP("H2O) | fL ("H2O/ft) | Pérdida de presión ("H2O) |
|------|---------------|---------------|---------------|---------------|-----------|--------------|---------------------------|
| QP | 31160 | 5493 | 830 | 32.7 | 0.619 | 0.0047 | 0.0524 |
| QEC1 | 2500 | 11217 | 235 | 9.3 | 0.619 | 0.0223 | 0.5079 |
| QA | 28660 | 2010 | 796 | 31.3 | 0.619 | 0.005 | 0.0204 |
| QB | 9810 | 3838 | 466 | 18.3 | 0.619 | 0.0091 | 0.0709 |
| QRV | 3600 | 6996 | 282 | 11.1 | 0.619 | 0.0175 | 0.2486 |
| QCV | 6210 | 5008 | 371 | 14.6 | 0.619 | 0.0121 | 0.1230 |
| QC | 18850 | 4613 | 646 | 25.4 | 0.619 | 0.0065 | 0.0609 |
| QD | 3750 | 4910 | 288 | 11.3 | 0.619 | 0.0175 | 0.1745 |
| QE | 15100 | 4270 | 578 | 22.7 | 0.619 | 0.0072 | 0.0624 |
| QF | 2250 | 883 | 223 | 8.8 | 0.619 | 0.0223 | 0.0400 |
| QRVT | 1500 | 6932 | 182 | 7.2 | 0.619 | 0.0302 | 0.4250 |
| QTLR | 500 | 4462 | 105 | 4.1 | 0.619 | 0.0592 | 0.5363 |
| QBT3 | 1750 | 1980 | 197 | 7.7 | 0.619 | 0.0302 | 0.1214 |
| QG | 11350 | 9524 | 501 | 19.7 | 0.619 | 0.0085 | 0.1644 |
| QTR | 9600 | 3121 | 461 | 18.1 | 0.619 | 0.0097 | 0.0615 |
| QBT2 | 1750 | 5999 | 197 | 7.7 | 0.619 | 0.0257 | 0.3130 |
| QH | 3750 | 3308 | 288 | 11.3 | 0.619 | 0.0175 | 0.1175 |
| QBT1 | 2000 | 15511 | 210 | 8.3 | 0.619 | 0.0257 | 0.8094 |
| QBT4 | 1750 | 8037 | 197 | 7.7 | 0.619 | 0.0257 | 0.4194 |
| Qs | 31160 | 6000 | 830 | 32.7 | 0.619 | 0.0257 | 0.3131 |

Tabla 3.2 Caudales y diámetros de los ductos

Ramales

Ahora se calcula la caída de presión en cada ramal para seleccionar el mayor, en la tabla 3.3 se muestra las fórmulas de caída de presión de cada ramal, se muestra que en el ramal R_{BT1} está la mayor caída de presión con $1.123''\text{H}_2\text{O}$ que se genera en la banda BT1.

| RAMAL | "de H ₂ O |
|--|----------------------|
| $R_{EC1} = VP(f_{EC1}L_{EC1} + f_p L_p)$ | 0.560 |
| $R_{RV} = VP(f_{RV}L_{RV} + f_B L_B + f_p L_p)$ | 0.392 |
| $R_{CV} = VP(f_{CV}L_{CV} + f_A L_A + f_B L_B + f_p L_p)$ | 0.267 |
| $R_{RVT} = VP(f_{RVT}L_{RVT} + f_D L_D + f_C L_C + f_A L_A + f_p L_p)$ | 0.733 |
| $R_{TLR} = VP(f_{TLR}L_{TLR} + f_D L_D + f_C L_C + f_A L_A + f_p L_p)$ | 0.884 |
| $R_{BT3} = VP(f_{BT3}L_{BT3} + f_F L_F + f_D L_D + f_C L_C + f_A L_A + f_p L_p)$ | 0.470 |
| $R_{TR} = VP(f_{TR}L_{TR} + f_G L_G + f_E L_E + f_C L_C + f_A L_A + f_p L_p)$ | 0.422 |
| $R_{BT2} = VP(f_{BT2}L_{BT2} + f_G L_G + f_E L_E + f_C L_C + f_A L_A + f_p L_p)$ | 0.422 |
| $R_{BT1} = VP(f_{BT1}L_{BT1} + f_H L_H + f_E L_E + f_C L_C + f_A L_A + f_p L_p)$ | 1.123 |
| $R_{BT4} = VP(f_{BT4}L_{BT4} + f_H L_H + f_E L_E + f_C L_C + f_A L_A + f_p L_p)$ | 0.733 |

Tabla 3.3 Caída de presión en ramales

Caída de Presión en los Accesorios

Caída de presión en codos

Se tiene un codo de 90° y dos de 110° en el ramal R_{BT1} . En la tabla 3.4 se tiene los coeficientes de pérdidas de codos para 90° fabricado de 4 piezas con una relación r/D (ver figura 3.2) de 2.

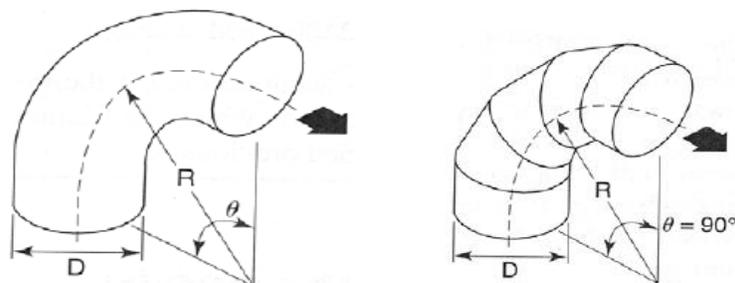


Figura 3.2 Codos

| Piezas | R/D | | | | |
|-----------------|------|------|------|------|------|
| | 0,5 | 0,75 | 1 | 1,5 | 2 |
| Liso | 0,71 | 0,33 | 0,22 | 0,15 | 0,13 |
| 5 Piezas | - | 0,46 | 0,33 | 0,24 | 0,19 |
| 4 Piezas | - | 0,5 | 0,37 | 0,27 | 0,24 |
| 3 Piezas | 0,98 | 0,54 | 0,42 | 0,34 | 0,33 |

Tabla 3.4 Coeficientes de pérdidas en Codos [75]

Entonces con la fórmula 3.4 se tiene la caída de presión debida a los codos, se debe multiplicar por un factor de corrección por los 110° de $k=1,13$.

$$H_{C90} = K * C * VP \text{ ec. 3.4}$$

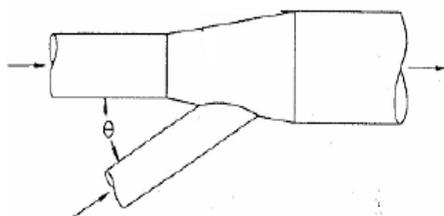
$$H_{C90} = 0.24 * 0.619 = 0.149 \text{ "H}_2\text{O}$$

$$2H_{C110} = 1.13 * 0.24 * 0.619 = 0.168 \text{ "H}_2\text{O}$$

Caída de presión en bifurcaciones

Se tienen 5 bifurcaciones en el ramal R_{BT1} , dos bifurcaciones tienen un ángulo de 60°, otras dos con 30° y una bifurcación de 10°. En la tabla 3.5

se encuentra que para 60° se tiene un coeficiente de 0.44, para 30° se tiene 0.18, y para 10° se tiene 0.06.



| Angulo (°) | Factor de Pérdida |
|------------|-------------------|
| 10 | 0.06 |
| 15 | 0.09 |
| 20 | 0.12 |
| 25 | 0.15 |
| 30 | 0.18 |
| 35 | 0.21 |
| 40 | 0.25 |
| 45 | 0.28 |
| 50 | 0.32 |
| 60 | 0.44 |
| 90 | 1 |

Tabla 3.5 Coeficientes de Pérdidas por Bifurcaciones ^[75]

Luego con la ecuación 3.5 se determina la caída de presión por bifurcación.

$$H_B = C * VP \text{ ec. 3.5}$$

$$2H_{B60} = 0.44 * 0.619 = 0.272" H_2O$$

$$2H_{B30} = 0.18 * 0.619 = 0.111" H_2O$$

$$2H_{B10} = 0.06 * 0.619 = 0.0372" H_2O$$

Pérdida en la campana de succión

Para una campana de sección transversal cuadrada y un ángulo de inclinación de 60° se tiene una caída de presión de $0.17VP$.

$$H_{Campana} = 0.17 * VP \quad ec. 3.6$$

$$H_{Campana} = 0.17 * 0.619 = 0.105 \text{ "H}_2\text{O}$$

Entonces la caída de presión por los accesorios se tiene a continuación:

$$H_{accesorios} = H_{C90} + 2H_{C110} + 2H_{60} + 2H_{30} + H_{10} + H_{Campana} \quad ec. 3.7$$

$$H_{total} = 0.149 + 2 * 0.168 + 2 * 0.272 + 2 * 0.111 + 2 * 0.0372 + 0.105$$

$$H_{accesorios} = 1.43 \text{ "H}_2\text{O}$$

La caída de presión en los ductos es igual a las pérdidas por accesorios, cabezal dinámico, ramal R_{BT1} y en la sección S:

$$SP_{Ductos} = H_{accesorios} + R_{BT1} + VP + R_S \quad ec. 3.8$$

$$SP_{Ductos} = 1.43 + 1.123 + 0.619 + 0.313 = 3.485 \text{ "H}_2\text{O}$$

La caída de presión debido al filtro está en el rango de $4 - 8 \text{ "H}_2\text{O}$, se escoge $SP_{filtro} = 6 \text{ "H}_2\text{O}$, por lo tanto la caída de presión total es:

$$SP_{TOTAL} = SP_{Ductos} + SP_{Filtro} \quad ec. 3.9$$

$$SP_{TOTAL} = 3.485 + 6 = 9.485 \text{ "H}_2\text{O}$$

Selección del Ventilador

Con la herramienta de diseño LOREN COOK ^[76], con $SP_{TOTAL} = 9.5 \text{ "H}_2\text{O}$, $Q_{total} = 18330 \text{ CFM}$, a una altura de 8528 ft y a temperatura ambiente, el ventilador es tipo centrífugo. El programa determina que el modelo 170-MHB-HD con un motor de 100 HP a 2486 RPM. A continuación en la tabla 3.6 se encuentran las características del ventilador VE1 seleccionado.

| | |
|--------------------|------------|
| Modelo | 170-MHB-HD |
| CFM | 18330 |
| SP(in H2O) | 9.5 |
| Impeler(in) | 29.6 |
| Peso(kg) | 480 |
| Motor (HP) | 100 |

Tabla 3.6 Características del ventilador VE1

A continuación en la figura 3.3 se muestra la curva del sistema vs curva del ventilador (CFM vs SP).

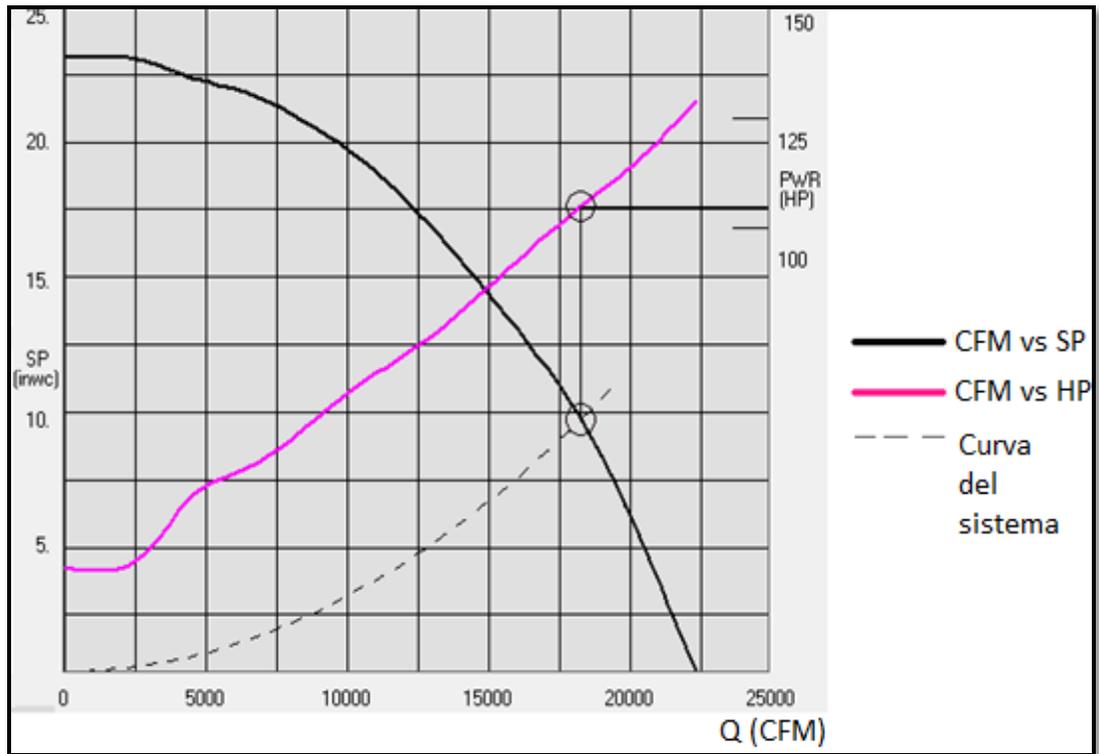


Figura 3.3 Selección del Ventilador VE1

En la figura 3.4 y tabla 3.7 se muestra las dimensiones del ventilador centrífugo VE1:

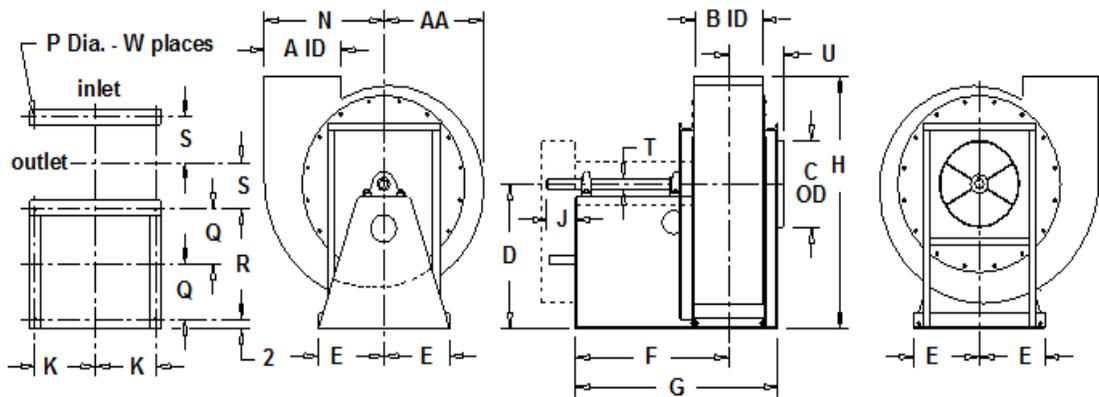


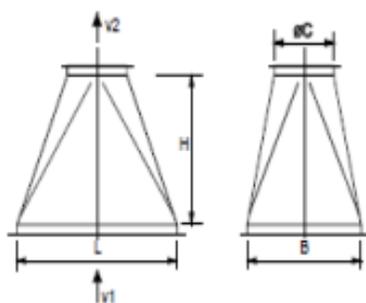
Figura 3.4 Dimensiones del Ventilador

| | | | |
|----------|---------|------------|--------|
| A | 16 | J | 6 |
| B | 14-1/4 | K | 13-1/8 |
| C | 17 | N | 25-3/8 |
| D | 28-1/4 | P | 11/16 |
| E | 13-7/8 | Q | 10-3/4 |
| F | 32-9/16 | R | 21-1/2 |
| G | 43 | S | 9-1/16 |
| H | 48-3/8 | TSD | 2-3/16 |
| U | 11-1/2 | THD | 2-7/16 |
| W | 8 | AA | 21-1/4 |

Tabla 3.7 Dimensiones del Ventilador VE1

Dimensionamiento de Campanas y Codos

Las campanas tienen dimensiones estándar que se muestran en la tabla 3.8 según el caudal, tanto las campanas y demás accesorios, así como los ductos normalmente tienen un espesor de 4 mm.



| Q (m ³ /h) | L (mm) | B (mm) | H (mm) | ØC (mm) |
|-----------------------|--------|--------|--------|---------|
| 500 | 370 | 270 | 235 | 100.5 |
| 1500 | 630 | 460 | 400 | 172 |
| 1750 | 680 | 500 | 430 | 186 |
| 2000 | 740 | 540 | 470 | 198 |
| 2500 | 820 | 600 | 520 | 222 |
| 6000 ≥ | 1260 | 930 | 800 | 344 |

Tabla 3.8 Dimensiones de Campanas ^[74]

También se tiene el dimensionamiento de los accesorios como codos, bifurcaciones y conexiones del sistema de desempolvado que se rigen en tamaños normalizados como se muestra en la figura 3.5:

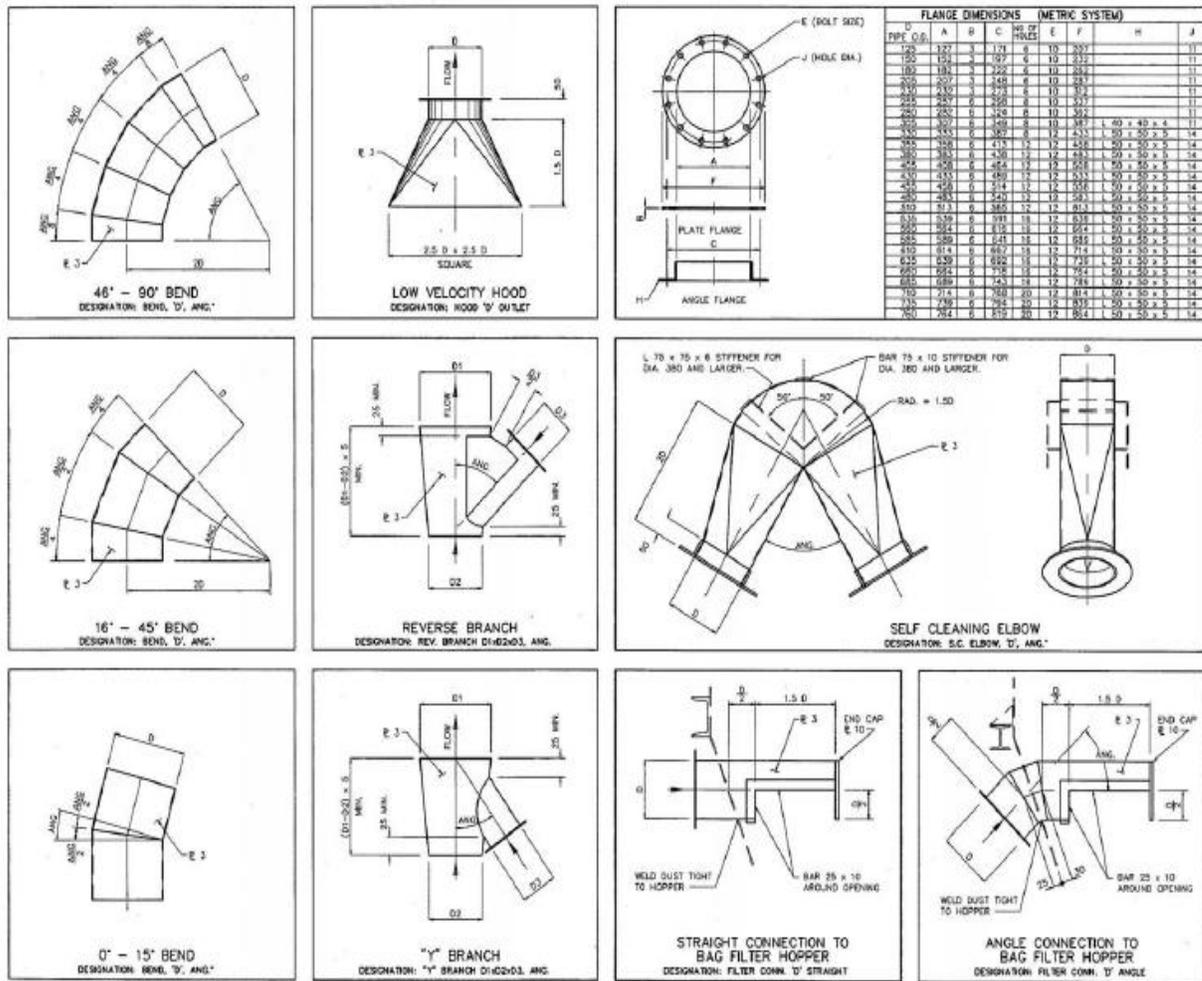


Figura 3.5 Diseño de Accesorios [74]

Selección de Mangas

A continuación se presentan varias gamas de tipos de mangas cada uno dependiente del tipo de uso que se le dé y las condiciones en la que

trabaja, en la tabla 3.9 se muestran los tipos de filtros y según su aplicación.

El tipo de filtro que cumple con las condiciones necesarias de trabajo como: resistencia a la abrasión, absorción, propiedades filtrantes, se tiene al Poliéster. Se recomienda colocar recubrimiento, que es una membrana sobre la superficie de la manga, el propósito es mejorar la resistencia contra ataques químicos y tener una óptima eficiencia en la filtración, mejora el desalojo del polvo y la capacidad del cual de aire. Para el cemento se tiene el recubrimiento BHA-TEX membrana PTFE.

Dimensiones de las Mangas

Para sistemas pulse-jet se recomienda que el diámetro de las mangas sean de 120 a 150 mm de forma cilíndrica, se seleccionará un diámetro de 150 mm (D) y una longitud de 3000mm (h) por lo que cada filtro tendrá un área de:

$$A_{manga} = \pi D * h \text{ ec.3.10}$$

$$A_{manga} = \pi * 0.15 * 3 = 1.41 \text{ m}^2$$

| | Polipropileno | Acrílico | Poliéster | PPS(Torcon/Procon) | Aramida (Nomex) | P84 | Fibra de Vidrio | Teflón |
|---|----------------------|-----------------|------------------|---------------------------|------------------------|---------------|------------------------|---------------|
| Máx. Temperatura de Operación Continua | 77°C | 130°C | 135°C | 190°C | 204°C | 180°C - 260°C | 260°C | 260°C |
| Abrasión | Excelente | Buena | Excelente | Buena | Excelente | Regular | Regular | Buena |
| Energía de Absorción | Buena | Buena | Excelente | Buena | buena | Buena | Regular | Buena |
| Propiedades de Filtración | Buena | Buena | Excelente | Excelente | Excelente | Excelente | Regular | Regular |
| Humedad | Excelente | Excelente | Pobre | Buena | buena | Buena | Excelente | Excelente |
| Alcalinos | Excelente | Regular | Regular | Excelente | buena | Regular | Regular | Excelente |
| Ácidos Minerales | Excelente | Buena | Regular | Excelente | Regular | Buena | Pobre | Excelente |
| Oxígeno (15% máx) | Excelente | Excelente | Excelente | Pobre | Excelente | Excelente | Excelente | Excelente |

Tabla 3.9 Selección de Filtros ^[77]

Ahora se calcula el área neta de filtración requerida para el sistema con la ec. 3.11 donde se tiene el caudal $Q_{TOTAL} = 31160 \text{ m}^3/\text{h}$ y la velocidad de filtración entre gas-Tela que para cemento la máxima velocidad de filtración es de 8 fpm, pero se seleccionará una velocidad de 4 fpm (0.0203 m/s)

$$A_{NETA} = \frac{Q_{TOTAL}}{V} \quad \text{ec. 3.11}$$

$$A_{NETA} = \frac{8.66}{0.0203} = 426.38 \text{ m}^2$$

Por lo que se obtiene con la ecuación 3.12 el número de mangas:

$$N_{manga} = \frac{A_{NETA}}{A_{manga}} \quad \text{ec. 3.12}$$

$$N_{manga} = \frac{426.38}{1.41} \cong 305 \text{ Mangas}$$

La norma recomienda que en cada fila solo se coloquen máximo 16 mangas, por lo que se colocarán 15 mangas en cada fila, también la norma establece que la separación entre mangas debe de 50 mm de cada manga y con una distancia manga-pared de 75 mm.

Selección de válvulas diafragmas

Las válvulas tendrán un tiempo de apertura para la limpieza de las mangas a alta presión, se tiene que el tiempo de apertura de la válvula es de 150 ms, el rango de la presión de entrada en la válvula está entre 3 a 6 Bar, se selecciona 5.5 Bar (80 PSI para compresores Standard), también se tiene que el flujo de aire limpio debe ser de 20 m³/h ^[78] para cada manga por lo que se tiene 0.0056 m³ cada segundo ya que la apertura de la válvula es de 150 ms, por lo que se tiene un caudal de aire limpio de 133 m³/h multiplicándolo por las 15 mangas de cada fila se obtiene Q_n = 2000 m³/h Se calcula el factor de flujo K_v (m³/h) con la ecuación 3.12:

$$K_v = \frac{Q_n \sqrt{\delta_n (273 + T)}}{250 * P_1} \quad ec. 3.12$$

Donde:

Q_n = Flujo de aire limpio de 2000 m³/h

δ_n = Gravedad específica del aire 0.957 kg/m³ (a 2600 m)

P₁ = Presión de entrada de 6.5 Bar.

T = Temperatura ambiente de 25°C

$$C_v = \frac{2000\sqrt{0.957(273 + 25)}}{250 * 6.5} = 20.8 \text{ m}^3/h$$

En la práctica se utilizan válvulas CR (Chlorbutadien-Elastomer), Buna N (Styrol-Butadien-Elastomer) y Viton. En este caso se seleccionará válvulas tipo Viton resistentes a temperaturas entre -29°C a 232°C. En la tabla 3.10 se selecciona el tipo RCA25T3 con sellos K2530.

| Modelo | Tamaño del Puerto | No. De Diafragmas | Flujo Kv | Flujo Cv | Rango de Presión (KPa) | Sellos Nitrilo | Sellos Viton |
|----------|-------------------|-------------------|----------|----------|------------------------|----------------|--------------|
| RCA20T3 | 20 | 1 | 14 | 17 | 30-125 | K2016 | K2017 |
| RCA20ST3 | 20 | 1 | 14 | 17 | 30-125 | K2016 | K2017 |
| RCA20DD3 | 20 | 1 | 14 | 17 | 30-125 | K2016 | K2017 |
| RCA20FS3 | 20 | 1 | 19 | 22 | 30-125 | K2019 | K2020 |
| RCA25T3 | 25 | 1 | 24 | 27 | 30-125 | K2529 | K2530 |
| RCA25DD3 | 25 | 1 | 24 | 27 | 30-125 | K2529 | K2530 |
| RCA25FS3 | 25 | 1 | 34 | 40 | 30-125 | K2529 | K2530 |

Tabla 3.10 Selección de Válvulas Solenoides. ^[79]

En la figura 3.6 se encuentran las dimensiones del modelo RCA25DD3, que es una válvula diafragma comandada por solenoide.

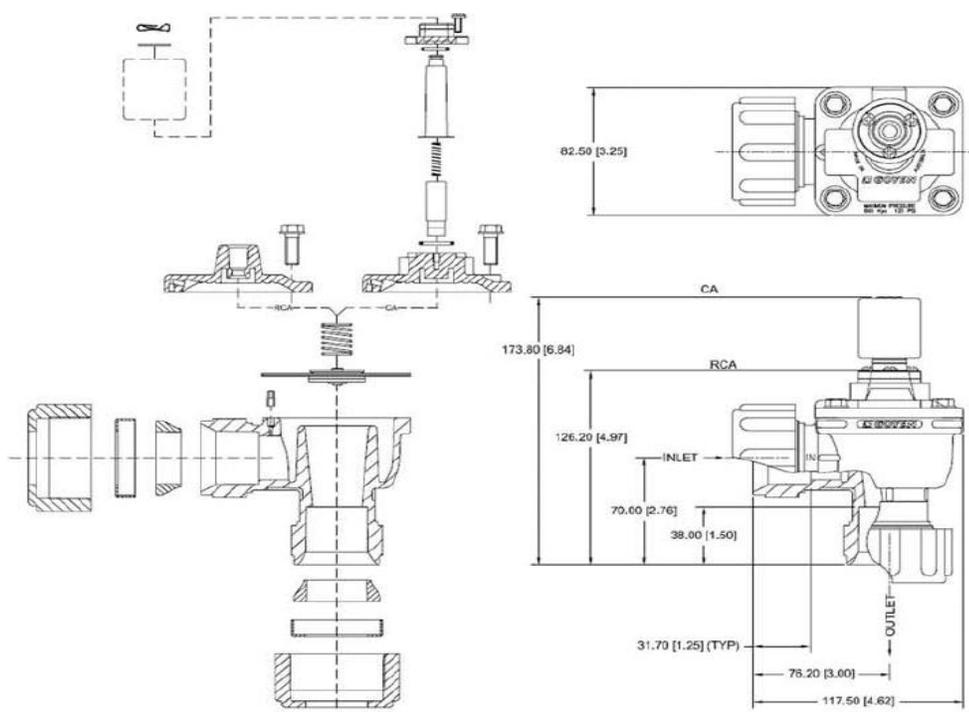


Figura 3.6 Válvula RCA25DD3^[79]

También se tiene el cabezal del tanque de aire comprimido que para las válvulas RCA25DD es el que se muestra en la figura 3.7

En el tanque cabezal se colocaran las 21 válvulas, este tanque básicamente sirve para la recuperación de la presión de aire que depende de la capacidad del sistema de aire comprimido ligado a la casa de mangas y el tamaño de las tuberías de aire comprimido.

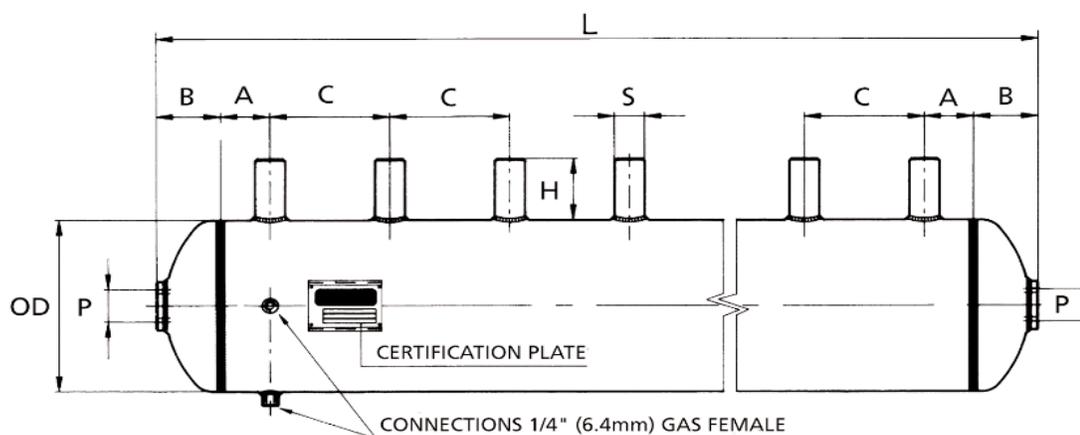


Figura 3.7 Tanque Cabezal

En la tabla 3.11 se muestra las medidas del tanque cabezal.

| | |
|----------------|-------|
| OD (mm) | 141.3 |
| P (in) | 1 |
| A (mm) | 40 |
| B (mm) | 50 |
| C (mm) | 50 |
| S (in) | 1 |
| H (mm) | 85 |
| T (mm) | 40 |
| L (mm) | 4180 |

Tabla 3.11 Dimensiones del Tanque Cabezal para válvulas

Peso de los ductos

Los ductos serán construidos de acero A36 con un espesor de 4 mm, el peso total de los ductos se obtiene hallando el volumen del metal y multiplicándolo por la densidad.

| DUCTO | L _{ducto} (mm) | D _{ducto} (mm) | m _{ducto} (kg) |
|--------------|-------------------------|-------------------------|-------------------------|
| QP | 5493 | 830 | 451.32 |
| QEC1 | 11217 | 235 | 261.05 |
| QA | 2010 | 796 | 158.38 |
| QB | 3838 | 466 | 176.94 |
| QRV | 6996 | 282 | 195.38 |
| QCV | 5008 | 371 | 183.69 |
| QC | 4613 | 646 | 294.79 |
| QD | 4910 | 288 | 139.95 |
| QE | 4270 | 578 | 244.23 |
| QF | 883 | 223 | 19.50 |
| QRVT | 6932 | 182 | 124.96 |
| QTLR | 4462 | 105 | 46.44 |
| QBT3 | 1980 | 197 | 38.55 |
| QG | 9524 | 501 | 472.28 |
| QTR | 3121 | 461 | 142.33 |
| QBT2 | 5999 | 197 | 116.81 |
| QH | 3308 | 288 | 94.29 |
| QBT1 | 15511 | 210 | 322.87 |
| QBT4 | 8037 | 197 | 156.49 |
| Qs | 6000 | 830 | 492.98 |
| TOTAL | | | 4133.24 |

Tabla 3.12 Peso de Ductos de FM1

$$m_{ducto} = \rho * V = \rho_{acero} * \sum \pi \phi_{ducto} L_{ducto} t \quad ec. 3.15$$

$$m_{ducto} = 785 * \pi * 0.004 * \sum \phi_{ducto} L_{ducto}$$

$$m_{ducto} = 99 * \sum \phi_{ducto} L_{ducto}$$

El peso queda en función del diámetro del ducto y la longitud de cada ducto. En la tabla 3.12 se muestra el peso de los ductos pero también hay

que considerar el peso de los accesorios con un 20% del peso de los ductos por lo que se tiene un peso total.

$$m_{TOTAL} = m_{ductos} + 1.2 * m_{accesorios} \quad ec. 3.16$$

$$m_{TOTAL} = 4133.24 + 0.2 * 4133.24 = 4960 \text{ Kg}$$

Selección de la Válvula Rotatoria

La válvula rotatoria (VR), ubicada debajo de la tolva de desempolvado FM-1 para dosificar el material procedente de los filtros, una aproximación del polvo atrapado por los filtros es de 20 gr/m^3 [79], así se puede obtener el flujo másico.

$$\dot{m} = 20 * Q_t \quad ec. 3.17$$

$$\dot{m} = 20 * 31160 = 623.2 \text{ Kg/h}$$

Luego se procede a encontrar el caudal que pasa a través de la válvula rotatoria.

$$Q_{valvula} = \frac{\dot{m}}{\rho} = \frac{623.2}{1300} = 0.479 \text{ m}^3/\text{h} \text{ (0.81 CFM)} \quad ec. 3.18$$

La eficiencia de las válvulas rotatorias es normalmente del 60% por lo que se tiene un caudal de 1.35 CFM. En la tabla 3.13 se selecciona la válvula rotatoria 6x6 girando a 20 RPM (50 RPM máximo), con un peso de 175 Kg.

| Tamaño (in) | Tasa de descarga (ft ³ /rev) | Velocidad Máxima (RPM) | RPM | | | | | | |
|-------------|---|------------------------|-----|------|------|------|------|-----|-----|
| | | | 10 | 15 | 20 | 25 | 30 | 40 | 50 |
| 4x4 | 0.02 | 50 | 0.2 | 0.3 | 0.4 | 0.5 | 0.6 | 0.8 | 1 |
| 6x6 | 0.07 | 50 | 0.7 | 1.1 | 1.4 | 1.75 | 2.1 | 2.8 | 3.5 |
| 8x8 | 0.2 | 47 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 8 | 10 |
| 10x10 | 0.37 | 47 | 3.7 | 5.6 | 7.4 | 9.25 | 11.1 | 15 | - |
| 12x12 | 0.66 | 32 | 6.6 | 9.9 | 13.2 | 16.5 | 19.8 | - | - |
| 14x14 | 1 | 30 | 10 | 15 | 20 | 25 | 30 | - | - |
| 16x16 | 1.6 | 25 | 16 | 24 | 32 | 40 | - | - | - |
| 18x18 | 2.1 | 25 | 21 | 31.5 | 42 | 52.5 | - | - | - |
| 22x22 | 4.1 | 20 | 41 | 61.5 | 82 | - | - | - | - |

Tabla 3.13 selección de Válvula Rotatoria (6 álabes)

En la figura 3.8 se muestra las dimensiones de la válvula rotatoria seleccionada.

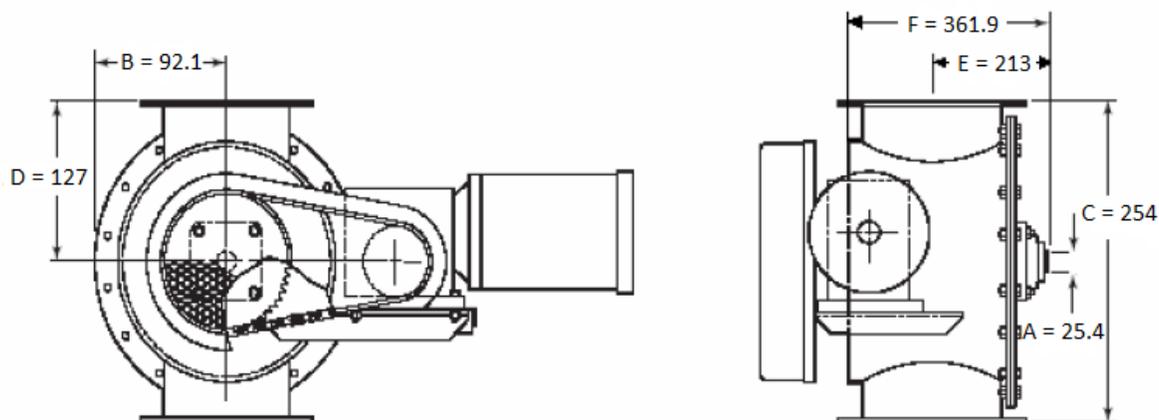


Figura 3.8 Válvula Rotatoria VR-1

El proveedor indica que para este tipo de válvula rotatoria que tiene un diámetro del rotor de 200 mm con una potencia de 3/4 Hp. Entre los proveedores de válvulas rotatorias se encuentran WAMgroup, DONALDSON, MEYER.

3.2. Selección de desempolvado tipo cartucho

El colector de polvo tipo cartucho se ubican en las bandas de placas BD-1, BD-2, BD-3, BD-4, son sistemas de desempolvados compactos y tradicional para aplicaciones de volúmenes bajos. Estos colectores incluyen un sistema de retiro de bolsas por la parte inferior que lo convierten ideales para las aplicaciones donde prácticamente no hay espacio superior en la figura 3.9 se muestra un esquema de este tipo de colectores. Menor inversión de capital y menos costos de instalación. Ofrece una relación aire-medio significativamente alta y por lo tanto un tamaño general del sistema mucho más pequeño.



Figura 3.9 Colector de Polvo

Selección de Colector de Polvo Tipo Cartucho

Para los equipos de transporte, almacenaje y alimentación, que manejan los compuestos del cemento para colectores tipo pulse-jet se tiene radios aire-tela de $1.2 \text{ m}^3/\text{m}^2\text{min} - 2.5 \text{ m}^3/\text{m}^2\text{min}$ [80]. En la tabla 3.1 en la posición A se tiene un caudal de polvo de $3500 \text{ m}^3/\text{h}$, entonces se determina el área filtrante para CP-1 para las cuatro bandas:

$$A_{\text{filtro}} = \frac{Q_{\text{ducto}}}{C_{\text{filtro}}} \text{ ec. 3.19}$$

$$A_{\text{filtro}} = \frac{\frac{14000m^3}{h}}{\frac{150m^3}{m^2h}} = 93.3 m^2 (1004 ft^2)$$

En la tabla 3.14 se muestra los modelos de los colectores de desempolvado se ingresa con el radio (2.5), el caudal de 8240 CFM (14000 m³/h), y con 144 ft² de área filtrante.

| 13.8"x26" Filtros Modelo | Área (ft2) | Radio aire-tela /CFM | | | | | Peso (Lbs) |
|--------------------------------|---------------|----------------------|-------|-------|-------|-------|---------------|
| | | 1:1 | 1.5:1 | 2:1 | 2.5:1 | 3:1 | |
| 3DCP-6 | 720 | 1536 | 2304 | 3072 | 3840 | 4608 | 1355 |
| 3DCP-12 | 1440 | 3072 | 4608 | 6144 | 7680 | 9216 | 2260 |
| 3DCP-18 | 2160 | 4608 | 6912 | 9216 | 11520 | 13824 | 3125 |
| 3DCP-24 | 2880 | 6144 | 9216 | 12288 | 15360 | 18432 | 3005 |
| 3DCP-36 | 4320 | 9216 | 13824 | 18432 | 23040 | 27648 | 3750 |
| 3DCP-48 | 5760 | 12288 | 18432 | 24576 | 30720 | 36864 | 4495 |
| 3DCP-54 | 6480 | 13824 | 20736 | 27648 | 34560 | 41472 | 5995 |

Tabla 3.14 Selección del colector tipo cartucho

A continuación se presentan las características del modelo seleccionado y en la figura 3.10 se muestran las dimensiones.

Modelo: 3DCP-18

Área Filtrante: 2160 ft² (200 m²)

Caudal: 11520 CFM (19469 m³/h)

Peso: 3125 Lbs (1420 Kg)

Número de Filtros: 18

Dimensiones de Filtros: 350x660 mm.

Capacidad del depósito: 55 Galones.

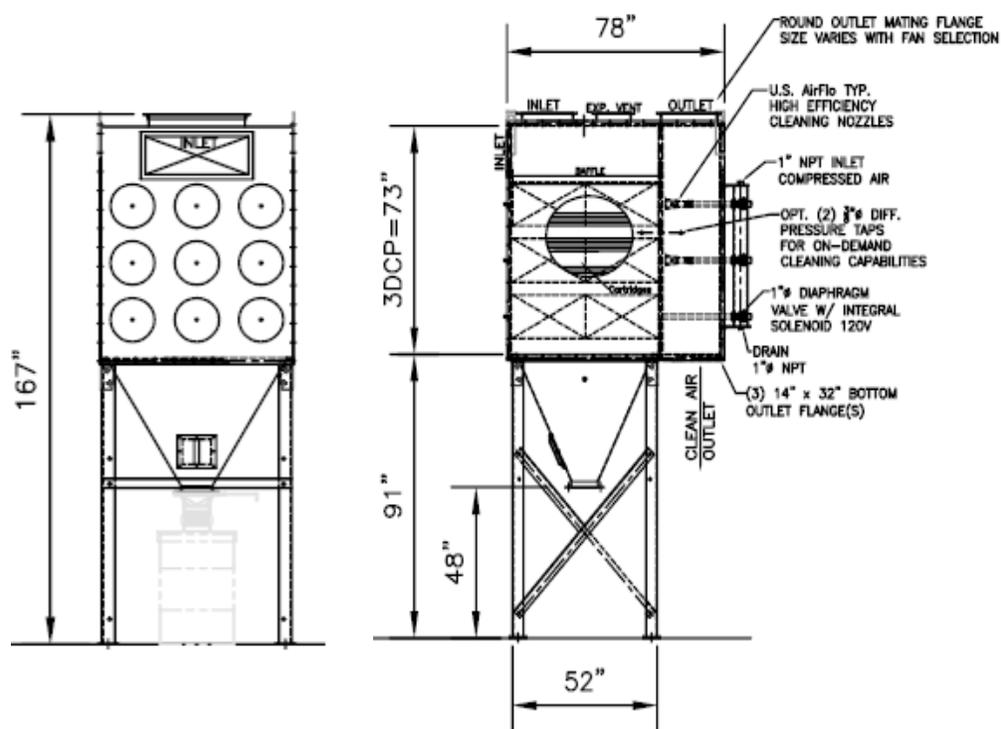


Figura 3.10 Dimensiones del colector 3DCP-18

Selección del Ventilador

Para el colector CP-1 se tiene el ventilador VE-2 ingresando al software LOREN COOK ^[76], la caída de presión en un colector de mangas está

entre 4 – 8 “H₂O se escoge 6” H₂O con $Q_{cp1}=8240$ a 8528 ft y a temperatura ambiente, el ventilador es tipo centrífugo. El programa determina que el ventilador modelo 170-MHB-SD con un motor de 20Hp a 1571 RPM. En la tabla 3.15 se muestra las características del Ventilador centrífugo VE-2.

| | |
|---------------------|------------|
| Modelo | 170-MHB-sD |
| CFM | 8240 |
| SP(in H2O) | 6 |
| Peso (Kg) | 120 |
| Impeler (in) | 29.6 |
| Motor (HP) | 20 |

Tabla 3.15 Características del ventilador VE-2

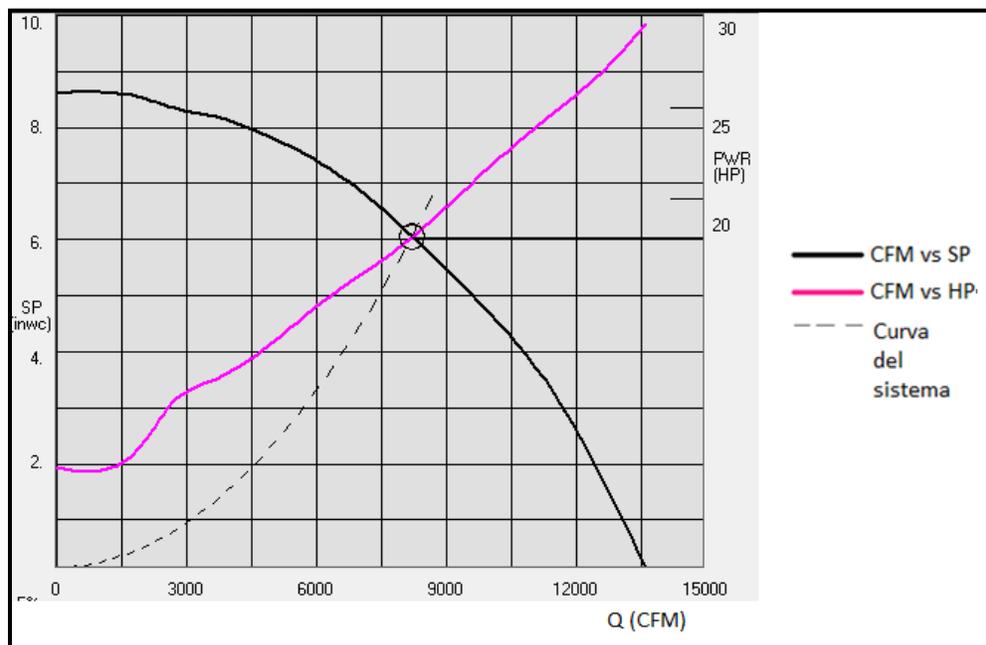


Figura 3.11 Selección del Ventilador VE-2

En la figura 3.4 y tabla 3.7 se muestra las dimensiones del ventilador centrífugo VE2.

3.3. Selección del extractor magnético

El extractor o separador magnético se utiliza a menudo en muchos procesos industriales con el fin de eliminar o recuperar materiales ferromagnéticos. En recientes años, también se han utilizado para remover los minerales magnéticos del carbón, minerales no metálicos, industria cementera y más. Los “contaminantes” que no son separados pueden dañar la maquinaria del proceso, quedarse en el producto final alterando la composición y calidad. En la figura 3.12 se muestra un esquema del separador.



Figura 3.12 Separador Magnético

Están constituidos por un bastidor, al cual se le ubica en el centro un potente electroimán. En los extremos se colocan los tambores motriz y

conducido con transmisión por moto-reductor y una cinta que circunda todo el equipo para arrastrar el material atraído. El electroimán de corriente continua se construye con bobinas con conductor de aluminio apto para operar en servicio continuo.

Selección del Separador Electromagnético

La selección del separador Electromagnético (EM) se realiza mediante el ancho de la banda, es decir, $B = 650 \text{ mm}$ (26 in) y para velocidades $\leq 4.5 \text{ m/s}$. En la tabla 3.16 se determina que el modelo RCYD (C) -6.5 con un motor de 2.2 kW (3 Hp) es el separador indicado, tiene un peso de 2400 Kg, marca WAGNER. También en la tabla 3.17 se tiene las dimensiones del separador seleccionado.

Mientras que en la figura 3.13 presentada a continuación muestra las dimensiones del separador magnético.

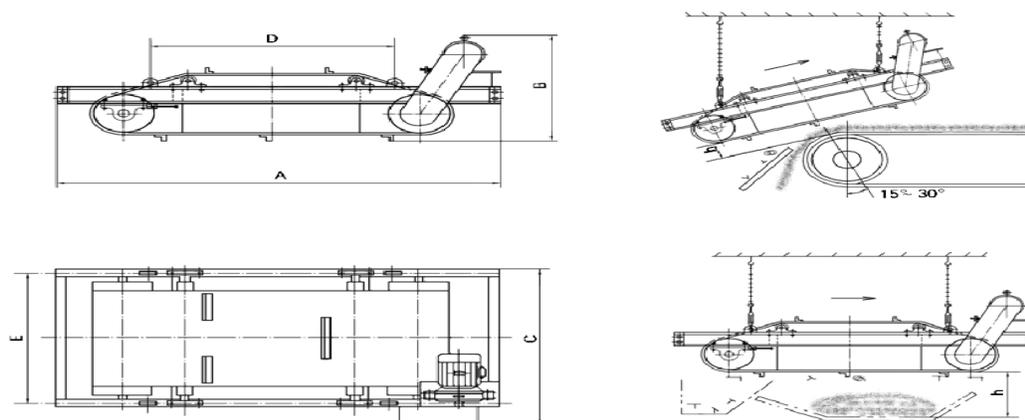


Figura 3.13 Dimensiones del Separador Magnético RCYD(C) -6.5

El separador electromagnético (EM) sensa los materiales metálicos “ferrosos” que pasan por BT-3 y los extrae.

| Modelo | Ancho de Banda (mm) | Altura Suspendida (mm) | Potencia (kW) | Medidas en mm | | | |
|----------------|---------------------|------------------------|---------------|---------------|------|------|------|
| | | | | Peso (kg) | A | D | C |
| RECYD(C)-5 | 500 | 150 | 1.5 | 750 | 1900 | 735 | 935 |
| RECYD(C)-6.5 | 650 | 200 | 2.2 | 1200 | 2165 | 780 | 1080 |
| RECYD(C)-8 | 800 | 250 | 2.2 | 1400 | 2350 | 796 | 1280 |
| RECYD(C)-10 | 1000 | 300 | 3 | 2120 | 2660 | 920 | 1550 |
| RECYD(C)-12 | 1200 | 350 | 4 | 3350 | 2860 | 1010 | 1720 |
| RECYD(C)-14 | 1400 | 400 | 4 | 4450 | 3235 | 1050 | 1980 |
| RECYD(C)-16 | 1600 | 450 | 5.5 | 6200 | 3350 | 1180 | 2160 |

Tabla 3.16 Selección del Extractor Magnético^[81]

3.1. Sistema de detección de metales

Detector de Metales

Detectan cuerpos metálicos de cualquier tipo y tamaño. Su uso es importante para la protección de los equipos contra la presencia de objetos metálicos extraños que puedan estar mezclados con el material transportados. Cuando un objeto metálico por encima de un cierto tamaño es hallado por la bobina detectora, instalada junto a la correa transportadora, el mismo comanda un relay para la correa y da una señal al operador. En la figura 3.14 muestra un detector de metales.



Figura 3.14 Detector de Metales

Un detector de metales protege las instalaciones de gran tamaño a un costo que representa una pequeña fracción que puede ser causado por la inclusión de piezas metálicas, evitando grandes perjuicios por la paralización prolongada de la fábrica, por reparación de la máquina averiada.

En la tabla 3.17 se selecciona el detector de metales ingresando con el ancho de banda igual o mayor a $B = 750$ mm para BT-1, y se muestra que el modelo 653/2-80-60 es el indicado.

| Tipo | Ancho de Banda (mm) | a (mm) | b (mm) | c (mm) | d (mm) | e (mm) | f (mm) | Peso (Kg) |
|--------------|---------------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|-----------|
| 653/2-50-60 | 500 | 1000 | 750 | 800 | 150 | 600 | 520 | 200 |
| 653/2-65-60 | 650 | 1150 | 900 | 950 | 150 | 600 | 520 | 220 |
| 653/2-80-60 | 800 | 1300 | 1050 | 1100 | 150 | 600 | 520 | 240 |
| 653/2-100-60 | 1000 | 1500 | 1250 | 1300 | 150 | 600 | 520 | 270 |
| 653/2-120-60 | 1200 | 1700 | 1450 | 1500 | 150 | 600 | 520 | 295 |
| 653/2-140-60 | 1400 | 1900 | 1650 | 1700 | 150 | 600 | 520 | 325 |
| 653/2-160-60 | 1600 | 2100 | 1850 | 1900 | 150 | 600 | 520 | 350 |

Tabla 3.17 Selección del detector de Metales^[82]

En la figura 3.15 y la tabla 3.18 se presentan las dimensiones del detector de metales 653/2-80-60.

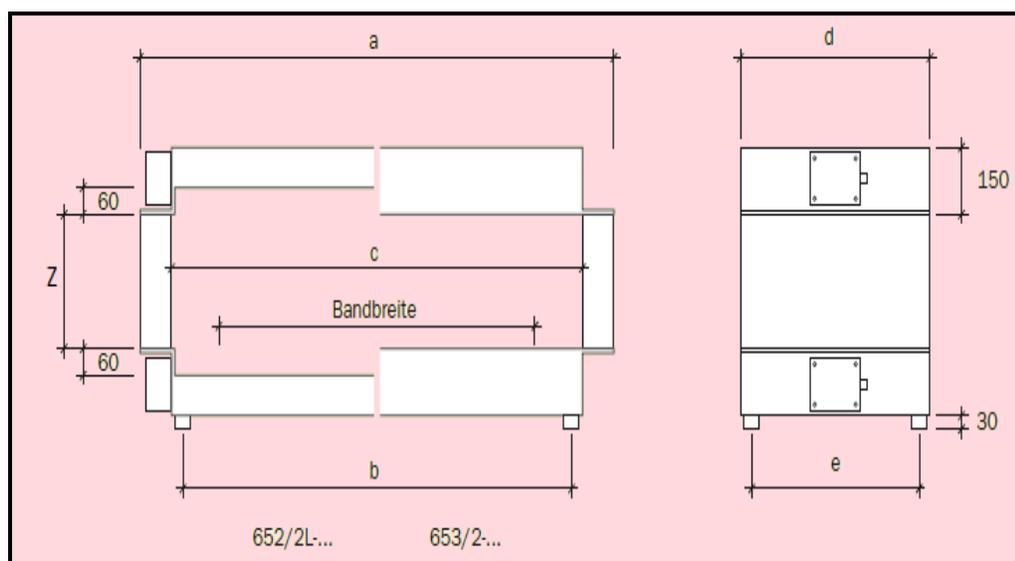


Figura 3.15 Dimensiones del Detector de Metales^[82]

Entre los fabricantes de detectores de metales se tienen WAGNER-MAGNETE, ERIEZ entre otros.

3.2. Sistema de recolección del material de rechazo

Se requiere un conducto que va desde la salida de materiales mayores a 80 mm de la criba CV-1 hacia el vagón recolector de desechos. En el primer piso de la criba se tiene una descarga de 20 t/h (15.4 m³/h) a una velocidad de traslado de 0.6 m/s. Con la ecuación de continuidad se determina el diámetro aproximado del ducto de descarga.

$$Q_{descarga} = V_{CV}A \text{ ec. 3.20}$$

$$D_{des} = \sqrt{\frac{4 * 15.4}{\pi * 2160}} = 0.095 \text{ m} = 95 \text{ mm}$$

Se Selecciona un diámetro mayor de 400mm (ajustado a boquilla de salida de la bandeja del primer piso de la criba CV-1) para que el material fluya con mayor facilidad.

En la figura 3.16 se muestra el recorrido del ducto de descarga hacia el vagón a una altura de 16 m. En la parte final del ducto se colocará una válvula guillotina para el control del paso de los materiales de descarga, para el cálculo del espesor se utilizará el software INVENTOR 2011^[70], usando la ecuación 3.21 donde la presión máxima es:

$$P_{guillotina} = \rho gh \text{ ec. 3.21}$$

$$P = 1300 * 9.81 * 16 = 204.1 \text{ KPa.}$$

El ducto tendrá un espesor de 4 mm, soporta un esfuerzo de compresión de 8 MPa, tiene un peso total de 712 Kg.

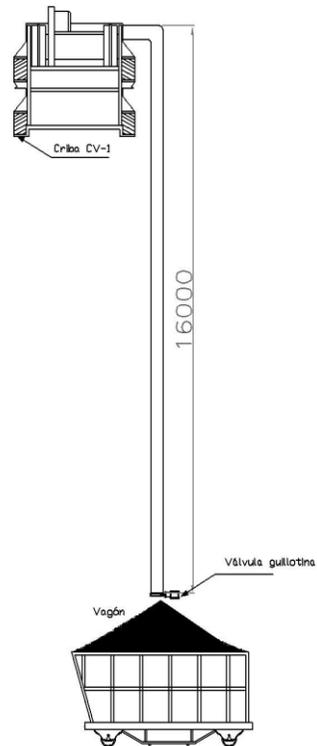


Figura 3.16 Sistema de Descarga

Selección de la Válvula Guillotina

Las válvulas de guillotina están concebidas para la interrupción y/o de paso de flujo de material. Consta de una guillotina que se desliza en un cuerpo estrecho. La terminación cortante de la guillotina facilita su penetración en

el producto y gracias a su diseño la guillotina es empujada contra el asiento en el cierre, favoreciendo su estanqueidad. En la figura 3.17 se muestra un esquema de una válvula guillotina accionada neumáticamente.



Figura 3.17 Válvula guillotina de cilindro neumático

A continuación se calcula la presión ejercida sobre la válvula asumiendo que todo el ducto esté totalmente lleno, con la ecuación 3.22:

$$P = \frac{\rho * h}{10000} \text{ ec. 3.22}$$

$$P = \frac{1300 * 16}{10000} = 2.1 \text{ kg/cm}^2$$

En la tabla 3.18 se muestra los tipos de válvulas y la presión de trabajo de las mismas, por lo que se verifica que para una Válvula DN400 tiene una presión de trabajo de 6 kg/cm^2 por lo que soporta la presión de 2.1 kg/cm^2 calculada anteriormente.

| Tipos | Presión de Trabajo (Kg/cm ²) |
|------------------|--|
| DN 50 - DN 250 | 10 |
| DN 300 - DN 400 | 6 |
| DN 450 | 5 |
| DN 500 - DN 600 | 4 |
| DN 700 - DN 1200 | 2 |

Tabla 3.18 Presión de Trabajo de las Válvulas

Mientras que en la tabla 3.19 se muestran las dimensiones de la válvula guillotina (ver figura 3.18).

| DN | A | B | C | D | E | F | G | H | Weight (kg.) | Standard Cyl | Connect. |
|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|------|--------------|--------------|----------|
| 50 | 40 | 119 | 100 | 105 | 129 | 178 | 115 | 412 | 9 | C100/62 | 1/4" G |
| 65 | 40 | 134 | 100 | 115 | 146 | 193 | 115 | 454 | 10 | C100/77 | 1/4" G |
| 80 | 50 | 149 | 100 | 124 | 162 | 211 | 115 | 497 | 11 | C100/95 | 1/4" G |
| 100 | 50 | 169 | 100 | 140 | 187 | 231 | 115 | 558 | 14 | C100/115 | 1/4" G |
| 125 | 50 | 180 | 100 | 150 | 211 | 271 | 140 | 632 | 20 | C125/143 | 1/4" G |
| 150 | 60 | 210 | 100 | 175 | 237 | 296 | 140 | 708 | 25 | C125/168 | 1/4" G |
| 200 | 60 | 262 | 119 | 205 | 309 | 358 | 175 | 872 | 44 | C160/220 | 1/4" G |
| 250 | 70 | 318 | 122 | 250 | 364 | 428 | 220 | 1042 | 67 | C200/270 | 3/8" G |
| 300 | 70 | 372 | 122 | 300 | 414 | 478 | 220 | 1192 | 82 | C200/320 | 3/8" G |
| 350 | 96 | 431 | 197 | 338 | 500 | 549 | 277 | 1387 | 135 | C250/375 | 3/8" G |
| 400 | 100 | 486 | 197 | 392 | 550 | 599 | 277 | 1541 | 165 | C250/425 | 3/8" G |
| 450 | 106 | 540 | 270 | 432 | 598 | 680 | 382 | 1710 | 220 | C300/475 | 1/2" G |

Tabla 3.19 Dimensiones de la válvula guillotina

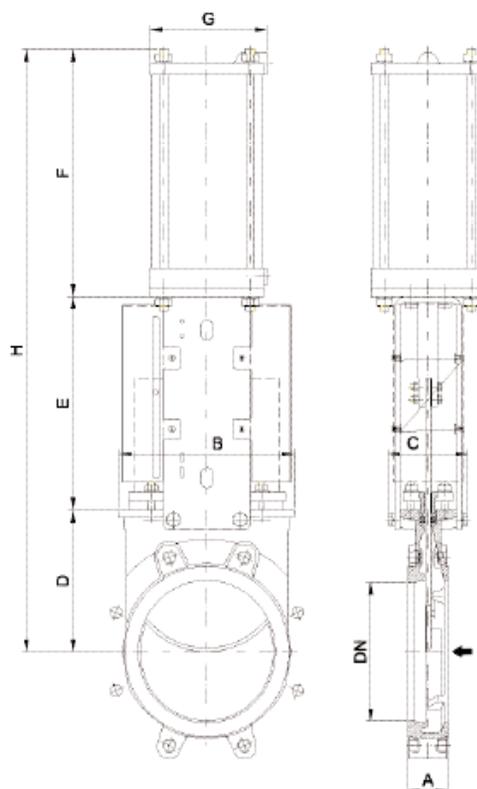


Figura 3.18 Dimensiones de la Válvula guillotina DN400

Entre las características técnicas importantes de la válvula se las presentan en la tabla 3.20.

| | |
|-----------------------------|----------------------|
| Cubierta (Chaqueta) | Aluminio |
| Pistón | AISI 304 |
| Presión del Actuador | 6 Kg/cm ² |
| Cilindro | C250/425 |
| Conexión | 1/4"G |

Tabla 3.20 Características de la Válvula Guillotina

CAPITULO 4

4. SISTEMA DE AUTOMATIZACIÓN

4.1. Descripción

El sistema de automatización está gobernado por el sistema SCADA (Supervisory Control and Data Acquisition), es un sistema computacional que permite supervisar y controlar variables de proceso a distancia, proporcionando comunicación con los dispositivos de campo (controladores autónomos) y controlando el proceso de forma automática por medio del software PCS7- CEMAT (Para industrias Cementeras).

Circuito de Control

En el plano SIPRE-SC01-ARQ-20 se muestra la arquitectura de control del sistema, El PLC (Controlador lógico Programable) se conectará a las entradas y salidas del proceso mediante una red PROFIBUS (Estándar de bus de campo abierto, interconexión de dispositivos digitales de campo o sistemas de bajas o medias prestaciones, sensores, actuadores, transmisores, PLCs, etc) por medio de periferia descentralizada ET200, se utiliza cuando la distancia entre las entradas, las salidas y el autómeta

programable es considerable, el cableado puede ser complicado y largo, y las perturbaciones electromagnéticas pueden afectar a la fiabilidad.

Puesta en marcha

La puesta en marcha comienza con el encendido de forma secuencial de los motores eléctricos desde las bandas dosificadoras (BD1, BD2, BD3, BD4), el ventilador VE2, de ahí sigue la banda BT-1, elevador de cangilones EC-1, el alimentador vibratorio RV, la criba CV-1, la banda BT-2, el alimentador vibratorio RV, el triturador TR, la banda BT-2, la válvula rotatoria VB, la banda BT-4, el ventilador VE1 y la válvula rotatoria VR (Ver el flujo SIPRE-ME00-DFS-01).

4.2. Selección de Dispositivos

Sistemas de Pesajes

Las balanzas electrónicas son marca MERRICK, estarán ubicadas en la parte inferior de cada Banda y tendrán el mismo ancho que estas. Los parámetros que se le indican al proveedor son:

Ancho de la Banda Transportadora: 750mm para BT1, 650 para las demás bandas.

Capacidad de la Banda: 170 t/h (BT-1), 150 t/h (demás bandas).

Diámetro y Angulo de inclinación de los rodillos superiores: 6 in, ángulo de terna 35°.

Material a pesar: Cemento Clíner (1300 kg/m^3).

En la figura 4.1 se muestran las dimensiones del dispositivo recomendado por el fabricante es el tipo 475 K2, con un peso de 23 Kg cada una.

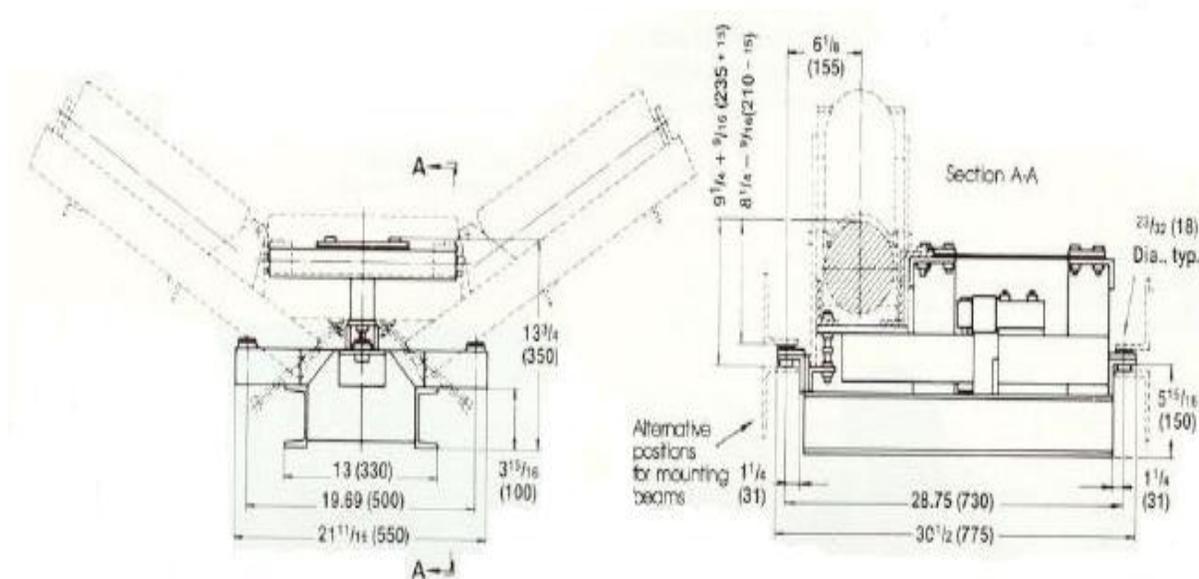


Figura 4.1 Balanza para Bandas

Medidor de Impacto

El medidor de flujo de Sólidos, basada en el sistema de placas de impacto, para medir materiales de flujo libre granulados o en polvo. El material fluye hacia abajo dentro de un tubo y golpea sobre una placa de impacto que se

encuentra soportada por medio de dos celdas de carga electrónicas. Las celdas de carga están montadas de tal manera que registran únicamente el componente horizontal de la fuerza de impacto. Controlará el flujo que se le suministra al molino de Bolas por lo que se la colocará en la parte final de la banda BT-4.

El fabricante será SCHENCK, por lo que los datos requeridos son:

Caudal: 150 t/h

Precisión: +/-2%

Material: Mezcla de clínker, yeso, puzolana, caliza (cemento IP puzolánico)

Densidad: 1.3 t/m³

Tamaño de Grano: 4 mm máximo.

El fabricante recomienda que el modelo G-400 es el ideal para este proceso tiene un peso de 155 Kg, en la figura 4.2 se muestra un esquema del caudalímetro.

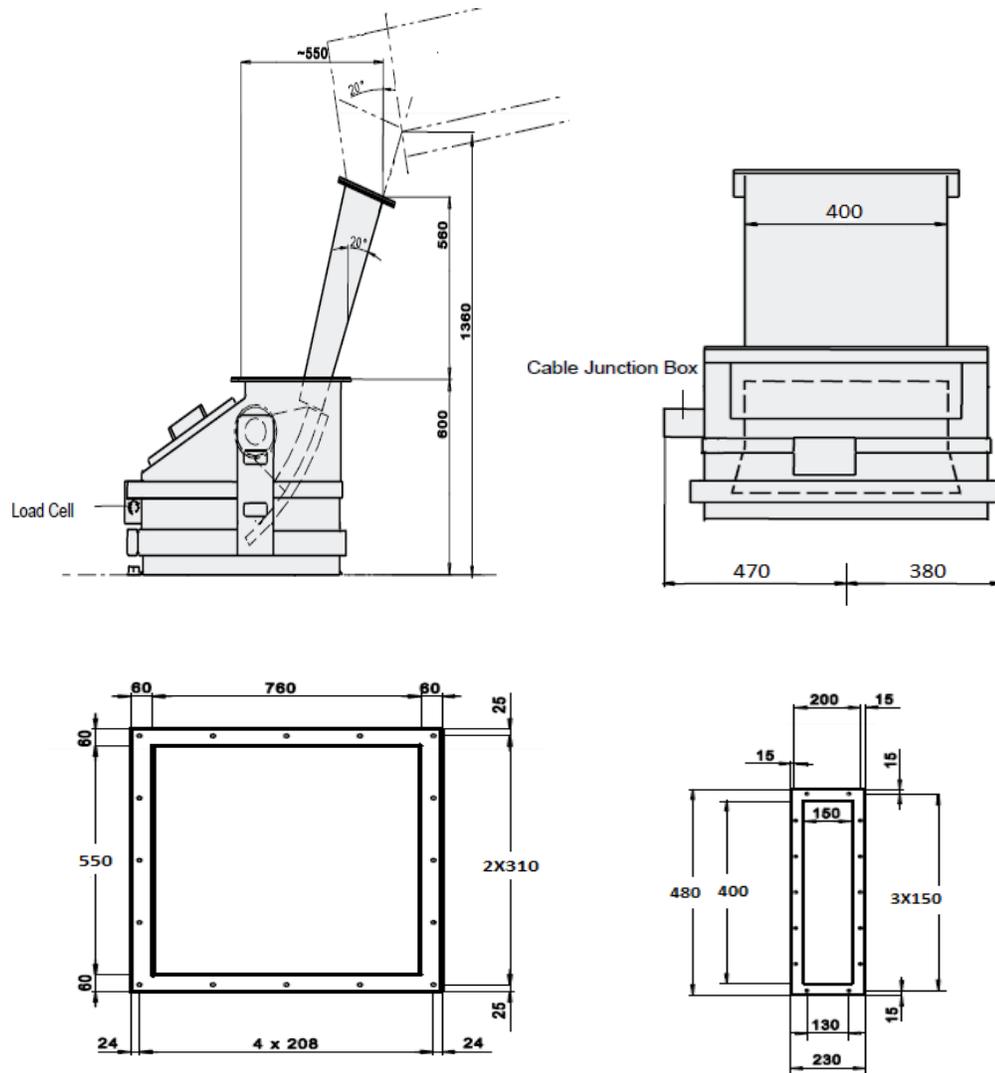


Figura 4.2 Caudalímetro G-400

Celdas de Carga

Las celdas de pesaje se encargan de sensor la cantidad de cemento que se encuentra en la tolva pulmón; por lo que la tolva debe estar apoyada solamente sobre las celdas de pesaje y no debe haber equipos,

accesorios, etc., que se apoyen a la tolva, porque modificarían el peso real de la tolva. El fabricante de las celdas es SCHENCK se tendrán 4 celdas ubicadas debajo de la tolva pulmón SL2. En la tabla 4.1 se selecciona la celda, si el peso total de la tolva es de 115 Ton, se divide este valor para las cuatro celdas, se obtiene 28.75 Ton, por lo que este es el peso que soportará cada celda, en la tabla 4.1 se selecciona el de 33Ton.

| Capacidad (Ton) | Límite de Carga de Seguridad (Ton) | Carga de Ruptura (Ton) | Desplazamiento Nominal (mm) | Peso de la Celda (kg) |
|-----------------|------------------------------------|------------------------|-----------------------------|-----------------------|
| 1 | 1.7 | 4 | 0.13 | 0.6 |
| 2.2 | 4 | 9 | 0.12 | 0.6 |
| 4.7 | 8 | 19 | 0.12 | 0.7 |
| 10 | 17 | 40 | 0.17 | 1.2 |
| 15 | 28 | 60 | 0.18 | 1.3 |
| 22 | 38 | 90 | 0.21 | 1.3 |
| 33 | 58 | 130 | 0.25 | 2.1 |
| 47 | 80 | 190 | 0.33 | 4.3 |
| 68 | 120 | 270 | 0.35 | 4.8 |
| 100 | 170 | 400 | 0.45 | 7 |
| 150 | 250 | 600 | 0.57 | 8.6 |
| 220 | 380 | 900 | 0.67 | 22 |
| 330 | 580 | 1200 | 0.85 | 29 |
| 470 | 700 | 1500 | 1.00 | 50 |

Tabla 4.1 Selección de Celdas de Pesaje ^[83]

En la figura 4.3 se muestra las dimensiones de la celda seleccionada:

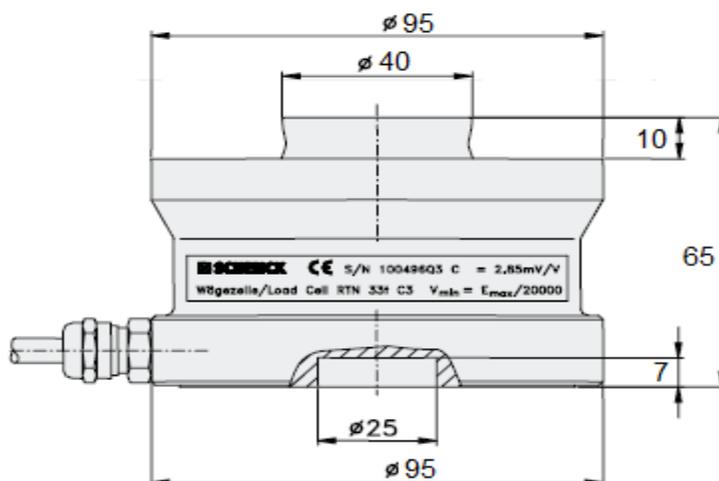


Figura 4.3 Celda de Pesaje de 33 Ton

Sensores de Nivel

La Tolva pulmón poseerá detectores de altura para mantener el nivel de material entre dos puntos donde estos están ubicados. En la figura 4.4 se muestra la posición de donde se ubican los sensores en cada tolva tanto en la parte superior como inferior.

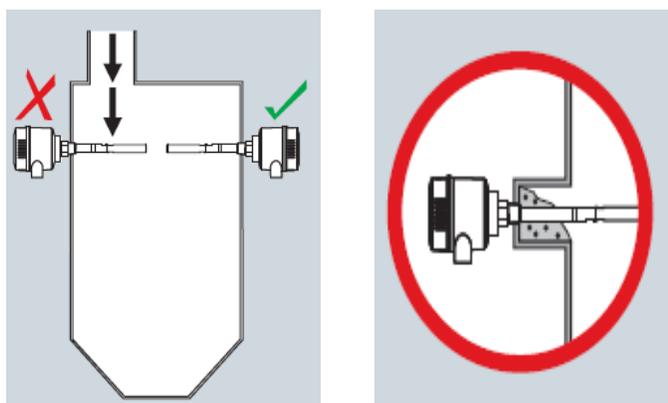


Figura 4.4 Ubicación de los detectores de Altura

A continuación en la tabla 4.2 se indica la ubicación de los detectores según la tolva.

| Tolva | Nivel alto del material (mm)* | Nivel bajo del material (mm)+ |
|----------|-------------------------------|-------------------------------|
| Clínker | 500 | 5500 |
| Yeso | 500 | 4500 |
| Puzolana | 2500 | 7500 |
| Caliza | 500 | 4500 |
| Pulmón | 1500 | 3500 |

*Medido desde la parte superior

+Medido desde la parte inferior

Tabla 4.2 Ubicación de los detectores de Altura

Bandas Dosificadoras

Deben poseer un detector magnético ubicado en la parte final del recorrido el cual indica el movimiento de la cadena; si la cadena se rompe, el dispositivo no censa movimiento y se activa una señal de emergencia.

Elevador de Cangilones

En el Elevador debe existir sensores que detectan deformaciones en los cangilones; también el control del deslizamiento de la cadena que ocurre cuando no hay movimiento en la cadena, el dispositivo activa una señal de emergencia.

Bandas Transportadoras

En sus extremos se tienen cables de emergencia que permite al operador parar la banda transportadora jalando el cable lateral activando una alarma, también contienen sensores de resbalamiento que verifican si no hay contacto entre la banda y el tambor motriz por lo que no hay movimiento.

CAPITULO 5

5. ANÁLISIS DE COSTOS

5.1. Costos de fabricación e importación de equipos

Se tiene equipos fabricados en el país y fuera del país, se analiza por separado el costo de los equipos construidos localmente y equipos importados añadiendo los impuestos de Ley.

Equipos Locales

El costo por peso de los equipos fabricados localmente son: Tolvas, cubierta, cerchas, piso, pasamanos, ductos, escaleras se encuentran indicados en la tabla 5.1:

Equipos Importados

Entre los equipos importados tales como: bandas transportadoras, bandas dosificadoras, elevador de cangilones, pre-cribador, criba, alimentador vibratorio, triturador, válvulas rotatorias, sistemas de control. Sus precios de venta están determinados por los “inconterms” (international commercial terms) que son los términos internacionales de comercio, son normas acerca de entrega de mercancías, se usan para dividir los costes de las

transacciones comerciales internacionales, delimitando las responsabilidades entre el comprador y el vendedor.

| Equipo | Peso (Kg) | USD/Kg | Precio (USD) |
|-----------------------------------|-----------|--------|-----------------|
| Tolva SL1 | 49512 | 2.16 | 106945.9 |
| Tolva TLE1 | 107196 | 2.16 | 231543.4 |
| Tolva TLE2 | 51902 | 2.16 | 112108.3 |
| Tolva TLE3 | 45944 | 2.16 | 99239.0 |
| Tolva TLR | 1875 | 2.16 | 4050.0 |
| Tolva SL2 | 15579 | 2.16 | 33650.6 |
| Ductos | 5677 | 2.26 | 12830.0 |
| Cercha BT-1 y Cubierta | 5620 | 2.16 | 12139.2 |
| Cercha BT-2 y Cubierta | 2302 | 2.16 | 4972.3 |
| Cercha BT-3 y Cubierta | 1925 | 2.16 | 4158.0 |
| Cercha BT-4 y Cubierta | 3000 | 2.16 | 6480.0 |
| Elevador EC-1 | 4960 | 2.16 | 10713.6 |
| Pasamanos y Pasillos de Seguridad | 17564 | 2.16 | 37938.2 |
| Estructura del Edificio | 143925 | 2.16 | 310878.0 |
| | | | 987646.7 |

Tabla 5.1 Costo de Fabricación Local

Entre los “Incoterms” más importantes se tiene:

Exwork (Ex work – en fábrica).- Significa que el vendedor realiza la entrega de la mercancía cuando la pone a disposición del comprador en su establecimiento o en otro lugar convenido.

FOB (Free On Board – Libre a Bordo).- Significa que el vendedor cumple su obligación de entrega cuando la mercancía sobrepasa la borda del buque, en el puerto de embarque convenido.

CIF (Cost, Insurance and Freight – Costo, seguro y flete).- El vendedor contrata el transporte, pero sin asumir el riesgo de pérdida o daño de la mercancía o de costes adicionales por los hechos acaecidos después de la carga y despacho; esto es, una entrega indirecta con pago del transporte principal.

Tabla 5.2 Costos de Fabricación e Importación de Equipos

| Equipo | Marca | Peso (Kg) | ExWork (USD) | FOB (USD) | CIF (USD) |
|--------|----------|-----------|--------------|-----------|-----------|
| BD-1 | STHIM | 31043 | 530382 | 551597.28 | 594027.84 |
| BD-2 | STHIM | 20980 | 383604 | 398948.16 | 429636.48 |
| BD-3 | STHIM | 20980 | 381604 | 396868.16 | 427396.48 |
| BD-4 | STHIM | 20980 | 382708 | 398016.32 | 428632.96 |
| EC-1 | REXNORD | 12700 | 174912 | 181908.48 | 187155.84 |
| BT-1 | STHIM | 13737 | 87976 | 91495.04 | 98533.12 |
| BT-2 | STHIM | 4868 | 68402 | 71138.08 | 76610.24 |
| BT-3 | STHIM | 4138 | 51990 | 54069.6 | 58228.8 |
| BT-4 | STHIM | 6328 | 57352 | 59646.08 | 64234.24 |
| RV | MOGENSEN | 1350 | 52680 | 54787.2 | 59001.6 |
| CV-1 | MOGENSEN | 15500 | 219360 | 228134.4 | 245683.2 |
| AV | MOGENSEN | 315 | 68484 | 71223.36 | 76702.08 |
| TR | HAZEMAG | 9770 | 549277 | 571248.08 | 615190.24 |
| VE-1 | DELTA | 480 | 30868 | 32102.72 | 34572.16 |
| VE-2 | DELTA | 120 | 5844 | 6077.76 | 6545.28 |

Continúa...

| Equipo | Marca | Peso (Kg) | ExWork (USD) | FOB (USD) | CIF (USD) |
|---------------------|---------------|-----------|--------------|-----------|-------------------|
| FM-1 | GE | 2080 | 32678 | 33985.12 | 36599.36 |
| VB | SCHENK | 14100 | 553920 | 576076.8 | 620390.4 |
| VR-1 | Donaldson | 175 | 400 | 416 | 448 |
| CP-1 | U.S. Air Fil. | 1421 | 22000 | 22880 | 24640 |
| EM | KINDER | 2400 | 21500 | 22360 | 24080 |
| Detector de Metales | WAGNER | 300 | 9500 | 9880 | 10640 |
| Celdas de Carga | SCHENK | 8.4 | 9860 | 10254.4 | 11043.2 |
| Balanzas de Pesaje | SCHENK | 92 | 21567 | 22429.68 | 24155.04 |
| Caudalímetro | SCHENK | 155 | 9202 | 9570.08 | 10306.24 |
| Válvula guillotina | ORBINOX | 165 | 8500 | 8840 | 9520 |
| | | | | | 4989776.32 |

También se debe considerar los “aranceles varios” que es del 10% del CIF, el impuesto por salida de divisas que es del 5%, el impuesto del valor agregado (I.V.A.) del 12%, el flete de 220 USD/ton, gastos locales del 1.12 (30 USD/ton + 80 USD) en la tabla 5.3 se muestran los costos finales.

5.2. Costos de montaje y puesta en marcha

En la tabla 5.4 se muestran las horas-hombres por toneladas de carga (HH/Ton) para el montaje de equipos, también los costos por montaje y puesta en marcha de los diferentes equipos. El precio de la Hora-Hombre es de 7 USD. En la tabla 5.4 se muestran el costo total del montaje y puesta en marcha.

| Equipo | CIF (USD) | Arancel (USD) | Divisas (USD) | I.V.A (USD) | Flete (USD) | Gastos Locales (USD) | COSTO (USD) |
|---|-----------|---------------|---------------|-------------|-------------|----------------------|------------------|
| BD-1 | 594027.84 | 59402.78 | 29701.39 | 71283.34 | 6829.46 | 1132.64 | 762377.46 |
| BD-2 | 429636.48 | 42963.65 | 21481.82 | 51556.38 | 4615.60 | 794.53 | 551048.46 |
| BD-3 | 427396.48 | 42739.65 | 21369.82 | 51287.58 | 4615.60 | 794.53 | 548203.66 |
| BD-4 | 428632.96 | 42863.30 | 21431.65 | 51435.96 | 4615.60 | 794.53 | 549773.99 |
| EC-1 | 187155.84 | 18715.58 | 9357.79 | 22458.70 | 2794.00 | 516.32 | 240998.24 |
| BT-1 | 98533.12 | 9853.31 | 4926.66 | 11823.97 | 3022.14 | 551.16 | 128710.37 |
| BT-2 | 76610.24 | 7661.02 | 3830.51 | 9193.23 | 1070.96 | 253.16 | 98619.13 |
| BT-3 | 58228.8 | 5822.88 | 2911.44 | 6987.46 | 910.36 | 228.64 | 75089.57 |
| BT-4 | 64234.24 | 6423.42 | 3211.71 | 7708.11 | 1392.16 | 302.22 | 83271.87 |
| RV | 59001.6 | 5900.16 | 2950.08 | 7080.19 | 297.00 | 134.96 | 75363.99 |
| CV-1 | 245683.2 | 24568.32 | 12284.16 | 29481.98 | 3410.00 | 610.40 | 316038.06 |
| AV | 76702.08 | 7670.21 | 3835.10 | 9204.25 | 69.30 | 100.18 | 97581.13 |
| TR | 615190.24 | 61519.02 | 30759.51 | 73822.83 | 2149.40 | 417.87 | 783858.88 |
| VE-1 | 34572.16 | 3457.22 | 1728.61 | 4148.66 | 105.60 | 105.73 | 44117.97 |
| VE-2 | 6545.28 | 654.53 | 327.26 | 785.43 | 26.40 | 93.63 | 8432.54 |
| FM-1 | 36599.36 | 3659.94 | 1829.97 | 4391.92 | 457.60 | 159.49 | 47098.28 |
| VB | 620390.4 | 62039.04 | 31019.52 | 74446.85 | 3102.00 | 563.36 | 791561.17 |
| VR-1 | 448 | 44.80 | 22.40 | 53.76 | 38.50 | 95.48 | 702.94 |
| CP-1 | 24640 | 2464.00 | 1232.00 | 2956.80 | 312.62 | 137.35 | 31742.77 |
| EM | 24080 | 2408.00 | 1204.00 | 2889.60 | 528.00 | 170.24 | 31279.84 |
| Detector de Metales | 10640 | 1064.00 | 532.00 | 1276.80 | 66.00 | 99.68 | 13678.48 |
| Celdas de Carga | 11043.2 | 1104.32 | 552.16 | 1325.18 | 1.85 | 89.88 | 14116.59 |
| Balanzas de Pesaje | 24155.04 | 2415.50 | 1207.75 | 2898.60 | 20.24 | 92.69 | 30789.83 |
| Caudalímetro | 10306.24 | 1030.62 | 515.31 | 1236.75 | 34.10 | 94.81 | 13217.83 |
| Válvula guillotina | 9520 | 952.00 | 476.00 | 1142.40 | 36.30 | 95.14 | 12221.84 |
| Tabla 5.3 Costos de Equipos Importados | | | | | | | 5349894.9 |

Tabla 5.4 Costos de montaje y puesta en marcha

| Equipo | Peso (Ton) | Hombres | Días | Horas | H-H (Horas- Hombres) | HH/Ton | COSTO (USD) |
|-----------------------------------|-------------------|----------------|-------------|--------------|-------------------------------------|---------------|--------------------|
| Tolva SL1 | 49.51 | 20 | 15 | 120 | 2400 | 48.47 | 16800 |
| Tolva TLE1 | 107.19 | 12 | 10 | 80 | 960 | 8.95 | 6720 |
| Tolva TLE2 | 51.90 | 8 | 5 | 40 | 320 | 6.16 | 2240 |
| Tolva TLE3 | 45.94 | 8 | 5 | 40 | 320 | 6.97 | 2240 |
| Tolva TLR | 1.88 | 4 | 3 | 24 | 96 | 51.2 | 672 |
| Tolva SL2 | 15.58 | 15 | 10 | 80 | 1200 | 77.03 | 8400 |
| Ductos | 5.68 | 4 | 3 | 24 | 96 | 16.91 | 672 |
| Cercha BT-1 y Cubierta | 5.62 | 6 | 15 | 120 | 720 | 128.11 | 5040 |
| Cercha BT-2 y Cubierta | 2.30 | 4 | 10 | 80 | 320 | 139.01 | 2240 |
| Cercha BT-3 y Cubierta | 1.93 | 4 | 10 | 80 | 320 | 166.23 | 2240 |
| Cercha BT-4 y Cubierta | 3 | 4 | 10 | 80 | 320 | 106.67 | 2240 |
| Elevador EC-1 | 4.96 | 4 | 5 | 40 | 160 | 32.26 | 1120 |
| Pasamanos y Pasillos de Seguridad | 17.56 | 8 | 10 | 80 | 640 | 36.49 | 4480 |
| Estructura del Edificio | 143.93 | 24 | 25 | 200 | 4800 | 33.35 | 33600 |

Continúa...

| Equipo | Peso (Ton) | Hombres | Días | Horas | H-H (horas- Hombres) | HH/Ton | Costo (USD) |
|---------------------|------------|---------|------|-------|----------------------------|---------|----------------|
| BD-1 | 31.04 | 18 | 10 | 80 | 1440 | 46.39 | 10080 |
| BD-2 | 20.98 | 15 | 5 | 40 | 600 | 28.60 | 4200 |
| BD-3 | 20.98 | 15 | 5 | 40 | 600 | 28.60 | 4200 |
| BD-4 | 20.98 | 15 | 5 | 40 | 600 | 28.60 | 4200 |
| EC-1 | 12.7 | 10 | 15 | 120 | 1200 | 94.49 | 8400 |
| BT-1 | 13.74 | 12 | 20 | 160 | 1920 | 139.77 | 13440 |
| BT-2 | 4.87 | 8 | 5 | 40 | 320 | 65.74 | 2240 |
| BT-3 | 4.14 | 8 | 3 | 24 | 192 | 46.40 | 1344 |
| BT-4 | 6.33 | 8 | 8 | 64 | 512 | 80.91 | 3584 |
| RV | 1.35 | 3 | 3 | 24 | 72 | 53.33 | 504 |
| CV-1 | 15.5 | 12 | 14 | 112 | 1344 | 86.71 | 9408 |
| AV | 0.32 | 2 | 5 | 40 | 80 | 253.97 | 560 |
| TR | 9.77 | 10 | 10 | 80 | 800 | 81.88 | 5600 |
| VE-1 | 0.48 | 4 | 2 | 16 | 64 | 133.33 | 448 |
| VE-2 | 0.12 | 2 | 1 | 8 | 16 | 133.33 | 112 |
| FM-1 | 2.08 | 5 | 10 | 80 | 400 | 192.31 | 2800 |
| VB | 14.1 | 6 | 3 | 24 | 144 | 10.21 | 1008 |
| VR-1 | 0.18 | 2 | 2 | 16 | 32 | 182.86 | 224 |
| CP-1 | 1.42 | 4 | 8 | 64 | 256 | 180.15 | 1792 |
| EM | 2.4 | 2 | 2 | 16 | 32 | 13.33 | 224 |
| Detector de Metales | 0.3 | 2 | 2 | 16 | 32 | 106.67 | 224 |
| Celdas de Carga | 0.0084 | 3 | 3 | 24 | 72 | 8571.43 | 504 |
| Balanzas de Pesaje | 0.092 | 4 | 2 | 16 | 64 | 695.65 | 448 |
| Caudalímetro | 0.16 | 2 | 2 | 16 | 32 | 206.45 | 224 |
| Válvula guillotina | 0.17 | 2 | 1 | 8 | 16 | 96.97 | 112 |
| | | | | | | | 164584 |

Se tiene que el Suministro, Fabricación y Montaje del sistema de Pre-molienda de clínker y aditivos tiene un costo total de 6'502.125,6 USD.

$$\text{Costo Total} = \text{Costo de Fabricación} + \text{Costo de Montaje} \text{ ec. 5.1}$$

$$\text{Costo Total} = 6337541.6 + 164584 = 6'502.125,6 \text{ USD}$$

5.3. Costo de operación

El costo de operación anual del sistema de pre-molienda se debe tomar en cuenta los siguientes parámetro tales como: el consumo anual de energía que es de \$0.14/kw-hr multiplicado por la potencia y por las horas de trabajo de cada equipo y los sueldos de los trabajadores.

En la tabla 5.5 se presenta el consumo de energía eléctrica de cada equipo.

Tabla 5.5 Consumo de los Equipos

| Equipo | Potencia (kW) | Consumo (Kw-hr) | Costo Diario (USD) | Costo anual (USD) |
|--------|---------------|-----------------|--------------------|-------------------|
| BD-1 | 3.73 | 89.52 | 12.5 | 4135.82 |
| BD-2 | 3.73 | 89.52 | 12.5 | 4135.82 |
| BD-3 | 2.99 | 71.76 | 10.0 | 3315.31 |
| BD-4 | 2.99 | 71.76 | 10.0 | 3315.31 |
| EC-1 | 55.97 | 1343.28 | 188.1 | 62059.54 |
| BT-1 | 14.93 | 358.32 | 50.2 | 16554.38 |
| BT-2 | 7.46 | 179.04 | 25.1 | 8271.65 |
| BT-3 | 2.24 | 53.76 | 7.5 | 2483.71 |
| BT-4 | 3.73 | 89.52 | 12.5 | 4135.82 |

Continúa...

| Equipo | Potencia (kW) | Consumo (Kw-hr) | Costo Diario (USD) | Costo anual (USD) |
|---------------------|---------------|-----------------|--------------------|-------------------|
| RV | 55 | 1320.00 | 184.80 | 60984.00 |
| CV-1 | 55 | 1320.00 | 184.80 | 60984.00 |
| AV | 2.6 | 62.40 | 8.74 | 2882.88 |
| TR | 250 | 6000.00 | 840.00 | 277200.00 |
| VE-1 | 74.63 | 1791.12 | 250.76 | 82749.74 |
| VE-2 | 14.9 | 357.60 | 50.06 | 16521.12 |
| VB | 30 | 720.00 | 100.80 | 33264.00 |
| VR-1 | 0.25 | 6.00 | 0.84 | 277.20 |
| EM | 2.2 | 52.80 | 7.39 | 2439.36 |
| Detector de Metales | 2 | 48.00 | 6.72 | 2217.60 |
| | | | 1963.416 | 647927.28 |

También se tiene el personal trabajando en la planta para el control y desempeño normal de la planta. En la tabla 5.6 se muestra la participación anual, la cantidad de trabajadores, con 3 jornadas laborables trabajando las 24 horas del día.

Por lo tanto se tiene un costo de operación anual total de:

$$\text{Costo Total} = \text{Consumo de Equipos} + \text{Sueldos} \text{ ec. 5.2}$$

$$\text{Costo Total} = 647927.28 + 252000 = 899.927,28 \text{ USD}$$

Tabla 5.6 Sueldo del Personal

| Personal | Participación anual en a la operación de los equipos (horas) | Cantidad de persona por jornada | Sueldo por persona (USD) | Sueldo mensual (USD) | Sueldo anual (USD) |
|----------------------|--|---------------------------------|--------------------------|----------------------|--------------------|
| Ing. Mecánico | 2400 | 1 | 800 | 2400 | 28800 |
| Ing. Eléctrico | 2400 | 1 | 700 | 2100 | 25200 |
| Ing. Electrónico | 2400 | 1 | 700 | 2100 | 25200 |
| Supervisor Mecánico | 5000 | 3 | 500 | 4500 | 54000 |
| Supervisor Eléctrico | 5000 | 3 | 500 | 4500 | 54000 |
| Ayudantes | 5000 | 6 | 300 | 5400 | 64800 |
| | | | | 21000 | 252000 |

Evaluación de la inversión

En todo proyecto es importante evaluar la rentabilidad y confiabilidad para el futuro. Por lo que se requiere conocer la evaluación del proyecto de Pre-molienda de clinker y aditivos para aceptar o rechazar dicha inversión.

Por lo tanto, para verificar la aceptación del proyecto, se lo determinará por medio de dos métodos:

El primer método es determinando el VAN o Valor Actual Neto que transforma los ingresos y gastos que se dan a lo largo de la vida útil del proyecto al tiempo que se realiza la inversión.

Para la evaluación del proyecto se realiza un estudio de los ingresos y egresos de la empresa.

Se conoce que la empresa tiene una demanda de 450,000 toneladas anuales, por lo que al integrar al proceso de producción el sistema de Pre-molienda de clinker y aditivos aumentará un 15% su producción, por lo que se tiene 517,500 toneladas anuales y así cubrirá una mayor demanda. Además se conoce que 50 kg de cemento tiene un costo de 6,89 USD, por lo tanto la empresa tendrá ingresos de alrededor de 72'450,000 USD ^[84].

Entre los costos del proceso de Pre-molienda, se tiene la energía que se consume durante la operación del sistema, por lo que tiene un costo de 647,927.28 USD. También se tiene que el costo para el mantenimiento de todos los equipos del sistema que es de 183,413.02 USD, que comprenden el costo de la mano de obra, partes de los equipos e insumos. También se considera los gastos de administrativos, ventas, financieros, materias primas, costos de producción de la demás maquinaria correspondiente a la planta cementera en global que tiene un monto de 41'125,342.66 USD. Los activos fijos de la empresa tienen un costo de 3'437,045.4 USD.

También para la evaluación del proyecto de Pre-molienda, se debe considerar el costo de otros proyectos que son adjudicados el mismo año como son: El secador de puzolana (3'000,000 USD); otros proyectos que comprenden: motor del triturador, adquisición de clinker, yeso y caliza, mantenimiento correctivo del horno rotatorio, adquisición de sacos de papel para sacos en el área de despacho, suministro de quipos y programación de motores, adquisición de equipos de transporte, exploración de yacimientos, adquisición de variadores de frecuencia y compresores, entre otros, tienen un costo total de 39'000,000 USD.

Por lo que en la tabla 5.7 se muestra los ingresos y egresos de la empresa, por lo que para la aceptación del proyecto se debe cumplir que el VAN sea mayor a cero, y el TIR debe ser mayor al TMAR (Tasa mínima aceptable de rendimiento).

Para que el proyecto sea aceptado se debe cumplir que el VAN sea mayor a cero, y el TIR debe ser mayor al TMAR (Tasa mínima aceptable de rendimiento). Para proyectos de este tipo con inversión privada y préstamos bancarios se considera usualmente una TMAR del 40%.^[85]

En la tabla 5.7 se tiene un VAN 92.009.534,68 USD , mayor a cero. Por lo tanto el proyecto es aceptable con el análisis del VAN donde se demuestra el beneficio económico de la implementación del proyecto.

Se tiene un TIR del 51%, donde es mayor a 40%, que demuestra que el proyecto es capaz de cubrir con el costo del capital.

La inversión se la recupera en 2 años aproximadamente, en el análisis se considera además de la inversión el cambio en las tasas de interés, por lo que el TIR se vuelve la herramienta más confiable para evaluar un proyecto.

| | AÑO 0 | AÑO 1 | AÑO 2 | AÑO 3 | AÑO 4 | AÑO 5 | AÑO 6 |
|---|-------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|
| | 460000000 kg/año | | | | | | |
| INGRESOS | | \$ 72.450.000,00 | \$ 72.450.000,00 | \$ 72.450.000,00 | \$ 72.450.000,00 | \$ 72.450.000,00 | \$ 72.450.000,00 |
| Consumo de equipos de Pre-molienda | | \$ 647.927,28 | \$ 647.927,28 | \$ 647.927,28 | \$ 647.927,28 | \$ 647.927,28 | \$ 647.927,28 |
| Gastos administrativos de Pre-molienda | | \$ 252.000,00 | \$ 252.000,00 | \$ 252.000,00 | \$ 252.000,00 | \$ 252.000,00 | \$ 252.000,00 |
| Mtto. Del sistema | | \$ 183.413,02 | \$ 183.413,02 | \$ 183.413,02 | \$ 183.413,02 | \$ 183.413,02 | \$ 183.413,02 |
| Gastos administrativos, ventas, financieros, costos de producción, materias primas. | | \$ 41.125.342,66 | \$ 41.125.342,66 | \$ 41.125.342,66 | \$ 41.125.342,66 | \$ 41.125.342,66 | \$ 41.125.342,66 |
| Costos fijos | | \$ 3.437.045,40 | \$ 3.437.045,40 | \$ 3.437.045,40 | \$ 3.437.045,40 | \$ 3.437.045,40 | \$ 3.437.045,40 |
| EGRESOS | | \$ 45.645.728,36 | \$ 45.645.728,36 | \$ 45.645.728,36 | \$ 45.645.728,36 | \$ 45.645.728,36 | \$ 45.645.728,36 |
| Proyecto secador de Puzolana | -\$ 3.000.000,00 | | | | | | |
| Proyecto de Pre-molienda | -\$ 6.502.125,60 | | | | | | |
| Otros Proyectos | -\$ 39.000.000,00 | | | | | | |
| INVERSIÓN | -\$ 48.502.125,60 | | | | | | |
| FLUJO DE EFECTIVO | -\$ 48.502.125,60 | \$ 26.804.271,64 | \$ 26.804.271,64 | \$ 26.804.271,64 | \$ 26.804.271,64 | \$ 26.804.271,64 | \$ 26.804.271,64 |

| | |
|-----|------------------|
| VAN | \$ 92.009.534,68 |
| TIR | 51% |

Tabla 5.7 Flujo de caja

CAPITULO 6

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. Para obtener un cemento Puzolánico IP de calidad según la norma INEN 490, se debe controlar la proporción de sus diferentes componentes como el clínker, puzolana, yeso y caliza; tanto su composición química como sus cualidades físicas. La granulometría que es una de las cualidades físicas, es influenciada por el proceso mecánico de Pre-molienda, controlando así la forma y tamaño de grano que ingresa a la molienda, incrementando la producción.
2. El consumo del cemento a partir del 2000 se ha incrementado 7.9% cada año, por lo que en el 2012 alcanzaría un consumo de 6'200.000 toneladas métricas. Por lo tanto, la creación de nuevas líneas de producción y mejoramiento de la tecnología para cubrir esta demanda es de mucha importancia, lográndose con la incorporación de un sistema de Pre-molienda con la misma capacidad instalada, aumentar la producción un 15%.

3. Las propiedades de los materiales a procesar constituyen un factor de influencia en el diseño y selección de los diferentes equipos; ya que el proceso de Pre-molienda manejará 64% de clínker y 25% de puzolana, siendo una mezcla de materiales altamente abrasivos, por lo que los equipos instalados deben tener protección antidesgaste. Los silos y tolvas, en la parte cónica o en la cuña de las tolvas se deben construir con chapas antidesgastes como Hardox 450 o dillidur 400 V; las bandas tienen protección a la abrasión; el elevador de cangilones debe ser de cadena para soportar la carga y abrasión del material a elevar; el triturador está construido con recubrimientos en las paredes resistentes a la abrasión.

4. Las cribas y alimentadores vibratorios estarán montados en el edificio por lo que se los debe montar sobre bancadas antivibración y así disminuir al mínimo la transmisión de vibración a la estructura del edificio.

5. La emisión de material particulado menor a 10 micrones, en un año no deberá exceder $50 \mu\text{g}/\text{m}^3$, la concentración máxima en 24 horas no deberá exceder $150 \mu\text{g}/\text{m}^3$, apegándose a las normas de control ambiental como la EPA (apartado 42) e ISO 14001, para el control del polvo procesado durante la operación de los diferentes equipos; por lo que se ha incorporado al sistema de Pre-molienda, filtros de mangas disminuyendo así las concentraciones de material particulado y garantizando la reducción del impacto medio-ambiental.

6. En el diseño de las tolvas se utilizó el programa INVENTOR Professional 2011 por medio del análisis de elementos finitos se logró de una manera segura y rápida la determinación de los esfuerzos y deformaciones que se generan en la tolva; se utilizó la norma Alemana DIN 1055 para la determinación de las presiones en las tolvas.

7. Para el diseño y selección de las bandas transportadoras se utilizó las normas CEMA y la norma alemana DIN 2210, ya que la información técnica de ambas se complementan para el desarrollo, diseño y selección de las partes que constituye una banda transportadora.

8. El Costo de Fabricación local es de 987.700 USD, el costo de importación de equipos es de 5'400.000 USD, el costo de montaje de los equipos es de 165.000 USD, el costo de operación anual del sistema de pre-molienda es de 900.000 USD. Realizando la evaluación del proyecto se obtiene el VAN de 92.009.534,68 USD, aceptando el proyecto por ser mayor que cero. Con un TIR de 51%, mayor a la TMAR de 40%, por lo que el proyecto es aceptado, recuperando la inversión en 2 años.

9. En este tipo de proyectos industriales se muestra la importancia del trabajo multidisciplinario de diferentes ingenierías como: ingeniería mecánica, eléctrica, electrónica y civil; por lo que para cada disciplina se ha desarrollado la información técnica que servirá para el posterior desarrollo de equipos, estructuras y dispositivos que intervengan en el proyecto.

