

ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL
Facultad de Ingeniería en Mecánica y Ciencias de la
Producción

“Proyecto de un Sistema Mecánico para el Transporte y
Alimentación al Proceso de Molienda de Carbón Mineral usado
como Combustible Industrial“

TESIS DE GRADO

Previo a la Obtención del Título de:

INGENIERO MECANICO

Presentada por:

Bryant William Neira Suárez

GUAYAQUIL – ECUADOR
Año: 2005

AGRADECIMIENTO

Un agradecimiento especial al Ing. Federico Camacho director de Tesis por su incondicional y constante ayuda prestada para la realización de este proyecto.

DEDICATORIA

A MI MADRE

A MI PADRE

A MI HERMANA

A MI SOBRINA

TRIBUNAL DE GRADUACION

Ing. Eduardo Rivadeneira P.
DECANO DE LA FIMCP

Ing. Federico Camacho B.
DIRECTOR DE TESIS

Ing. Ernesto Martínez L.
VOCAL

Ing. Manuel Helguero G.
VOCAL

DECLARACION EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de esta Tesis de Grado, me corresponden exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL”

(Reglamento de Graduación de la ESPOL)

Bryant William Neira Suárez

RESUMEN

El Carbón Mineral es un combustible sólido, compuesto principalmente por pequeñas cantidades de hidrógeno, oxígeno, nitrógeno, azufre y otros elementos; así como grandes cantidades de Carbono. Surge por la degradación de los restos de organismos vegetales debido a la acción del calor, presión y otros fenómenos físico – químicos. El carbón mineral no es un mineral uniforme y se distinguen por rangos según su grado de metamorfosis, en series que van desde Lignitos a Antracitas, las cuales poseen diferencias considerables en su contenido de volátiles, carbono fijo y poder calorífico.

En la actualidad se estima que existen más de 1 billón de toneladas en reservas totales accesibles de forma económica y mediante las tecnologías de explotación actualmente disponibles; estas reservas son suficientes para varios siglos. Su gran desventaja es el problema ambiental que causa la explotación y el tratamiento del carbón, pero existen sistemas de ventilación y extracción de polvos adecuados para controlar estos efectos bajo concentraciones máximas permisibles.

El objetivo de la presente Tesis es el desarrollo del proyecto mecánico de un Sistema para la Transportación y Alimentación del Carbón desde la sala de almacenamiento hacia la molienda, con una capacidad de 100 toneladas por hora. Todo este proceso estará basado en normas y estándares como: AISC, AWS, ASTM, OSHA, EPA, NFPA y otras.

En el primer capítulo se tratará acerca del carbón mineral como combustible, así como su procesamiento, derivados, propiedades físicas y químicas, consideraciones y normas ambientales. Se dará énfasis a los efectos ambientales causados por el manipuleo de este producto.

En los capítulos dos, tres y cuatro se tratarán los sistemas de transportación, alimentación y el ensamble de estos, en cada sistema habrá que diseñar ciertos equipos y otros habrá que seleccionarlos. Para este efecto, se deberán considerar factores de influencia como: características del material, capacidad requerida, longitud de desplazamiento, elevación de la carga y requisitos del proceso. Los equipos que serán diseñados son: Bandas Transportadoras, Colectores de Polvos, Tolvas de Recepción y Alimentación al Proceso y Desempolvado; y Los equipos que serán seleccionados son: Motores Eléctricos, Transportador de Derrame, ventiladores, Separador Magnético, Detector de Metales y Transportador de Rastra.

En el Capitulo cinco se describirá en forma general los Requerimientos y Sistemas para Automatizar el Proceso de Transporte y Alimentación.

En el Capitulo seis se presentará el análisis de costos en el cual se detallara los costos de fabricación e importación de equipos, costos de montaje y puesta en marcha y costos de operación.

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
RESUMEN.....	II
ÍNDICE GENERAL.....	V
ABREVIATURAS.....	VIII
SIMBOLOGÍA.....	IX
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XIV
ÍNDICE DE TABLAS.....	XVI
ÍNDICE DE PLANOS.....	XVI
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO 1	
1.- CARBON MINERAL.....	2
1.1.- Definición y Clasificación.....	2
1.2.- Propiedades Químicas y Físicas.....	11
1.3.- Procesamiento.....	17

1.4.- Normas para el Transporte y Manipuleo.....	23
1.5.- Comparación con otros Combustibles.....	34
1.6.- Consideraciones y Normas Ambientales.....	37

CAPÍTULO 2

2.- SISTEMAS PARA TRANSPORTE Y ALIMENTACION.....	45
2.1.- Transporte.....	45
2.2.- Alimentación.....	48
2.3.- Sistema Seleccionado.....	55

CAPÍTULO 3

3.- SISTEMA DE TRANSPORTACION.....	58
3.1.- Descripción.....	58
3.2.- Diseño y Selección de Equipos.....	59
3.2.1.- Sistema de Pesaje.....	59
3.2.2.- Bandas Transportadoras.....	60
3.2.3.- Transportador de Derrames.....	102
3.2.4.- Sistema de Desempolvado.....	105
3.2.5.- Sistemas de Detección y Separación de Metales.....	108

CAPÍTULO 4

4.-	SISTEMA DE ALIMENTACION.....	113
4.1.-	Descripción.....	113
4.2.-	Diseño y Sección de Equipos.....	114
4.2.1.-	Tolva de Alimentación.....	114
4.2.2.-	Transportador de Rastra.....	159
4.2.3.-	Banda Transportadora.....	162
4.2.4.-	Sistema de Pesaje.....	175
4.2.5.-	Sistema de Desempolvado.....	177
4.2.6.-	Válvula Rotatoria.....	194

CAPÍTULO 5

5.-	SISTEMA DE AUTOMATIZACIÓN.....	196
5.1.-	Descripción.....	196
5.2.-	Selección de Dispositivos.....	199

CAPÍTULO 6

6.-	ANÁLISIS DE COSTOS.....	204
6.1.-	Costos de Fabricación e Importación de Equipos.....	204
6.2.-	Costos de Montaje y Puesta en Marcha.....	208
6.3.-	Costos de Operación.....	208

CAPÍTULO 7

7.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....217

BIBLIOGRAFÍA Y REFERENCIAS

APÉNDICES

ABREVIATURAS

°	Grados
°C	Grados Centigrados
"	Pulgadas
arctan	Arco Tangente
CFM	Pies cúbicos por minutos
FT	Pies
FT ²	Pies Cuadrados
g	Gravedad
In	Pulgadas
hr	Hora
HP	Caballos de Fuerza
kg	Kilogramo
kg/m	Kilogramo por metro lineal
kg/m ²	Kilogramo por metro cuadrado
kW	Kilovatios
lb	Libra
lb/pie ³	Libras por pie cúbico
kN/m ³	Kilo newton por metro cúbico
m	Metro lineal
m/s	Metro por segundo
m ²	Metro cuadrado
m ³	Metro cúbico
mm	Milímetro
MPa	Mega Pascales
N	Newton
N/mm	Newton por milímetro lineal
pie ³	Pie cúbico
rpm	Revoluciones por minuto
s	Segundo
tan	Tangente
ton	Tonelada métrica [1000 kg o 2200 lb]
ton/h	Toneladas por hora
ton/m ³	Toneladas por metro cúbico

SIMBOLOGÍA

a_{cercha}	Ancho de la Cercha
$A_{\text{fil}1}$	Area Filtrante para Q_1
BT-1	Primera Banda Transportadora
BT-2	Segunda Banda Transportadora
BT-3	Tercera Banda Transportadora
b_s	Ancho del anillo en la parte cilíndrica
b_{RS}	Ancho del Anillo rigidizador
C_{fil}	Cargamento de área de filtro
CERCHA-1	Cercha de BT-1
CERCHA-2	Cercha de BT-2
Cub-1	Cubierta para BT-1
CR-1	Caja reductora de velocidad para BT-1
CR-2	Caja reductora de velocidad para BT-2
CR-3	Caja reductora de velocidad para BT-3
CP-1	Colector de polvos en BT-2
CP-2	Colector de Polvos en el nivel 21.4m del Edificio
D	Diámetro de la Tolva
D_{pingate}	Diámetro del PIN GATE
d	Diámetro de salida de la tolva
d_{ducto}	Diámetro del Ducto
DM	Detector de Metales
D_H	Diámetro Hidráulico
f_c	Esfuerzo de Fluencia
ff	Factor de Flujo
F_{soporte}	Fuerza por metro lineal que actúa sobre los soportes de BT-1
$F_{T-1)}$	Fuerza por metro lineal que actúa sobre las torres de BT-1
$F_{T-2)}$	Fuerza por metro lineal que actúa sobre las torres de BT-2
h_{vs}	Altura del Soporte
H	Altura de la tolva.
H_{c90}	Caída de presión para codos de 90°
H_{c60}	Caída de presión para codos de 60°
H_{c150}	Caída de presión para codos de 150°
$H_{\text{bifurcación}}$	Caída de presión en bifurcaciones
H_{campana}	Caída de presión en las campanas de succión.

$H_{\text{accesorios}}$	Caída de presión de Accesorios
H_f	Caída de presión en la sección F
$H(\theta)$	factor de Angulo
K_{cil}	Constante de Janssen para el cilindro
K_{cono}	Constante de Janssen para el Cono
$L_{\text{BT-1)inclinada}}$	Longitud inclinada de BT-1
$L_{\text{BT-2}}$	Longitud de BT-2
L	Largo de la ranura de la tolva
L_{ducto}	Longitud del ducto
L_{pingate}	Longitud del PIN GATE
LC	Celda de Carga
\dot{m}	Flujo masico de VR
$m_{\text{personas)cercha}}$	Peso de la cercha por metro lineal
$m_{\text{BT-1}}$	Peso de BT-1
$m_{\text{BT-2}}$	Peso de BT-2
$m_{\text{BT-3}}$	Peso de BT-3
$m_{\text{carbón}}$	Peso del Carbón en la tolva
$m_{\text{cercha-1}}$	Peso de la Cercha-1
$m_{\text{cercha-2}}$	Peso de la Cercha-2
m_{cercha}	Peso por longitud de la Cercha
$m_{\text{cub-1}}$	Peso de Cub-1
m_{Total}	Peso total de la Tolva
m_{ductos}	Peso de Ductos
$m_{\text{accesorios}}$	Peso de los Accesorios de los Ductos
$m_{\text{total)ducto}}$	Peso total del Ducto
P	Potencia Teórica
$P-1$	Juego de poleas para la reducción de velocidad de BT-1
$P-2$	Juego de poleas para la reducción de velocidad de BT-2
$P-3$	Juego de poleas para la reducción de velocidad de BT-3
$P_{\text{menor)BT-1}}$	Polea menor de P-1
$P_{\text{menor)BT-2}}$	Polea menor de P-2
$P_{\text{menor)BT-3}}$	Polea menor de P-3
$P_{\text{mayor)BT-1}}$	Polea mayor de P-1
$P_{\text{mayor)BT-2}}$	Polea mayor de P-2
$P_{\text{mayor)BT-3}}$	Polea mayor de P-3
P_{cilindro}	presión Estática en el Cilindro
Q_{valvula}	Flujo volumétrico en la válvula rotatoria
Q_1	Caudal de polvo generado en CP-1
Q_{rastra}	Flujo Volumétrico de la Rastra
$Q_{\text{BT-2}}$	Caudal de polvo generado en BT-2
$Q_{\text{T-1}}$	Caudal de polvo generado en la entrada de la tolva
$Q_{\text{T-2}}$	Caudal de polvo generado en la descarga de la tolva

Q_{BT-A3}	Caudal de polvo generado en la alimentación de BT-3
Q_{R-1}	Caudal de polvo generado en la descarga del TR
Q_{BT-D3}	Caudal de polvo generado en BT-2
Q_t	Caudal Total de generación de polvo
Q_{ducto}	Caudal que pasa por los ductos
R_{BT-2}	Ramal de BT-2
R_{T1}	Ramal de la entrada de la tolva
R_{T2}	Ramal de la salida de la tolva
R_{R1}	Ramal de la descarga del TR
R_{BT-A3}	Ramal de la alimentación de BT-3
R_{BT-D3}	Ramal de la descarga de BT-3
r_{cil}	radio del cilindro
$r_{v)BT-1}$	Relación de velocidad para CR-1
$r_{v)BT-2}$	Relación de velocidad para CR-2
$r_{v)BT-3}$	Relación de velocidad para CR-3
$r_{vP)BT-1}$	Relación de velocidad de las poleas de BT-1.
$r_{vP)BT-2}$	Relación de velocidad de las poleas de BT-3.
$r_{vP)BT-3}$	Relación de velocidad de las poleas de BT-3.
s	Directriz
$S_{6)BT-2}$	Torre soportando el peso de BT-2
$S_{6)BT-1}$	Torre soportando el peso de BT-2
SM	Separador Magnético
SP_{filtro}	Caída de presión del Filtro
SP_{ductos}	Caída de presión en los ductos
SP_{total}	Caída de presión total
$SP-1$	Sistema de Pesaje
t_{cil}	Espesor del cilindro
t_{cono}	Espesor del Cono
t_{vs}	Espesor del Soporte
t_{RS}	Espesor del anillo rigidizador
$t_{llenado}$	Tiempo de llenado de la Tolva
TR	Transportador de Rastra
T_1	Tensión en el lado apretado
T_2	Tensión en el lado flojo
T_3	Tensión en el retorno
t_b	Espesor de la banda
T_{cp}	Tensión del contrapeso
$TD-1$	Transportador de Derrames para BT-1
$TD-2$	Transportador de Derrames para BT-2
$TD-3$	Transportador de Derrames para BT-3
T_e	Tensión efectiva
VP	Cabezal Dinámico
$VR-1$	Válvula Rotatoria
V_{BT-1}	Velocidad lineal de BT-1

V_{BT-2}	Velocidad lineal de BT-2
V_{BT-3}	Velocidad lineal de BT-3
V_{ducto}	Velocidad de arrastre en el ducto
W	Ancho de la ranura de la tolva
W_{CR-1}	Peso de CR-1
W_{CR-2}	Peso de CR-2
W_{CR-3}	Peso de CR-3
$W_{pingate}$	Carga distribuida que actúa sobre el Pin Gate
y_{cil}	Variación de la altura del cilindro
y_{cono}	variación de la altura del cono
ρ	Densidad del carbón
ρ_{ac}	Densidad del Acero
θ	Semiángulo de inclinación de la tolva
θ_R	Angulo de Reposo
$\phi_{Pmenor)BT-1}$	Diámetro de la polea menor de P-1
$\phi_{Pmenor)BT-2}$	Diámetro de la polea menor de P-2
$\phi_{Pmenor)BT-3}$	Diámetro de la polea menor de P-3
$\phi_{Pmayor)BT-1}$	Diámetro de la polea mayor de P-1
$\phi_{Pmayor)BT-2}$	Diámetro de la polea mayor de P-2
$\phi_{Pmayor)BT-3}$	Diámetro de la polea mayor de P-3
$\Phi_{tambor)BT-1}$	Diámetro del tambor motriz de BT-1
$\Phi_{tambor)BT-2}$	Diámetro del tambor motriz de BT-2
$\Phi_{tambor)BT-3}$	Diámetro del tambor motriz de BT-3
ϕ_w	Angulo de pared de fricción
$\omega_{valvula}$	Velocidad angular de VR-1
$\omega_{tambor)BT-1}$	Velocidad angular del tambor motriz de BT-1
$\omega_{tambor)BT-2}$	Velocidad angular del tambor motriz de BT-2
$\omega_{tambor)BT-3}$	Velocidad angular del tambor motriz de BT-3
δ	Coefficiente de fricción interna
μ	Coefficiente de fricción de pared
σ_1	Esfuerzo de Compactamiento
$\sigma_{y)AS}$	Esfuerzo Vertical Aplicado
σ_y	Esfuerzo Vertical
σ_n	Esfuerzo de Pared en el Cilindro
σ_{no}	Esfuerzo de Pared en la tolva
σ_s	Esfuerzo de pared para flujo de masa
ζ	Esfuerzo cortante
$\nabla_{cil)carbón}$	Volumen que ocupa el carbón en la parte cilíndrica
$\nabla_{cil)cono}$	Volumen que ocupa el carbón en la parte cónica

$\nabla_{Total)_{carbón}}$	Volumen que ocupa en carbón en la tolva
$\nabla_{cil)_{metal}}$	Volumen del metal en la parte cilíndrica
$\nabla_{cono)_{metal}}$	Volumen total del metal en el cono
$\nabla_{tapa)_{neto}}$	Volumen de la Tapa de la Tolva

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1	Carbón Mineral.....	3
Figura 1.2	Reservas Internacionales.....	4
Figura 1.3	Países Productores de Carbón en el 2000.....	6
Figura 1.4	Principales Usos del Carbón.....	8
Figura 1.5	Composición del Carbón Bituminoso.....	12
Figura 1.6	Proceso de Recepción y Almacenamiento.....	18
Figura 1.7	Esquema del Sistema de Transporte y Alimentación.....	20
Figura 1.8	Esquema del Sistema de Molienda.....	21
Figura 1.9	Esquema del Sistema de Dosificación.....	22
Figura 1.10	Participación de los Combustibles para la generación de energía.....	36
Figura 2.1	Posiciones de Aplicación del Separador Magnético.....	46
Figura 2.2	Detector de Metales.....	47
Figura 2.3	Transportador de Rastra.....	48
Figura 2.4	Banda Transportadora.....	50
Figura 2.5	Operación de una válvula rotatoria.....	52
Figura 2.6	Celda de pesaje.....	53
Figura 2.7	Colector de Polvos.....	55
Figura 2.8	Esquema del Sistema de Transporte y Alimentación	57
Figura 3.1	Balanza para las Bandas Transportadoras.....	60
Figura 3.2	Esquema de BT-1.....	61
Figura 3.3	Rodillo Terna 35 ⁰	62
Figura 3.4	Angulo de Contacto.....	67
Figura 3.5	Dimensiones del Motor eléctrico 284T.....	69
Figura 3.6	Rodillo inferior.....	71
Figura 3.7	Esquema de los Tambores para BT-1.....	72
Figura 3.8	Características del Tambor Motriz para BT-1.....	73
Figura 3.9	Trayectoria de la BT-1.....	75
Figura 3.10	Radio de Transición	76
Figura 3.11	Esquema de un Acople Voith TVRI.....	78
Figura 3.12	Esquema de BT- 2.....	79
Figura 3.13	Dimensiones del Motor eléctrico 215T.....	82

Figura 3.14	Esquema de los tambores de BT-2.....	85
Figura 3.15	Dimensiones del Tambor motriz de BT-2.....	87
Figura 3.16	Trayectoria de la BT-2.....	88
Figura 3.17	Esquema de la Caja Reductora.....	90
Figura 3.18	Esquema de un Rodillo Superior Terna.....	95
Figura 3.19	Cubierta para BT-1.....	95
Figura 3.20	Limpiador para las Bandas Transportadoras.....	96
Figura 3.21	Esquema del limpiador para Banda.....	97
Figura 3.22	Revestimiento Antideslizante.....	97
Figura 3.23	Área Transversal del Transportador de Derrame.....	104
Figura 3.24	Esquema del Transportador de Derrame.....	104
Figura 3.25	Colector de Polvo para la descarga de BT1 a BT2.....	107
Figura 3.26	Esquema del Separador Magnético.....	109
Figura 3.26	Vistas del Detector de Metales.....	111
Figura 3.26	Esquema del Detector de Metales.....	112
Figura 4.1	Dimensiones de la Tolva.....	115
Figura 4.2	Diferentes tipos de Flujos en una Tolva.....	116
Figura 4.3	Tolva cónica con cambio de sección a rectangular.....	118
Figura 4.4	Parámetros que rigen el “flujo de masa”	121
Figura 4.5	Factor de Flujo y Semi-ángulo para una tolva con salida cónica.....	123
Figura 4.6	Tipo de Flujo en el Cono.....	124
Figura 4.7	Esfuerzo Vertical Mínimo para que Fluya el Carbón en la sección Cónica.....	127
Figura 4.8	Geometría del cono.....	130
Figura 4.9	Flujo del carbón a lo largo de la tolva.....	133
Figura 4.10	Sección transversal de la parte cilíndrica.....	134
Figura 4.11	Distribución de los esfuerzos en el Cono.....	138
Figura 4.12	Distribución del Pico de presión.....	139
Figura 4.13	Distribución de los Esfuerzos a lo largo de la Tolva.....	142
Figura 4.14	Espesores en la Tolva.....	144
Figura 4.15	Espesores de Anillos y Platinas del Cilindro.....	145
Figura 4.16	Dimensiones del Anillo Rigidizador del cono.....	146
Figura 4.17	Distribución de los esfuerzos en el Pin Gate.....	147
Figura 4.18	Esquema del Transportador Rastra para BT-3.....	163
Figura 4.19	Esquema de BT-3.....	164
Figura 4.20	Dimensiones del Motor Eléctrico 145T.....	167
Figura 4.21	Trayectoria de BT- 3.....	172
Figura 4.22	Dimensiones de la Celda de Pesaje.....	178
Figura 4.23	Esquema CP-2.....	192
Figura 4.24	Válvula Contra explosión.....	193
Figura 4.25	Dimensiones de VR-1.....	195
Figura 5.1	Ubicación de los Detectores de nivel.....	201
Figura 5.2	Varilla flexible.....	202

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1.1	Utilización y Precios del Carbón en Estados Unidos.....	7
TABLA 1.2	Clasificación del Carbón por grado.....	10
TABLA 1.3	Densidades de las diferentes clases de carbones.....	13
TABLA 1.4	Calor Especifico.....	14
TABLA 1.5	Clasificación de los Carbones por categorías.....	16
TABLA 1.6	Factores de emisión de material particulado.....	23
TABLA 1.7	Características de Explosividad.....	26
TABLA 1.8	Reservas de Combustibles en Estados Unidos.....	34
TABLA 1.9	Poder Calorífico de los Combustibles.....	35
TABLA 1.10	Reservas y Producción Carbón mineral en la Región Andina..	36
TABLA 1.11	Niveles de Alerta, Alarma y Emergencia.....	40
TABLA 1.12	Limites máximos persimibles de emisiones al aire para fuentes fijas de combustión.....	42
TABLA 3.1	Características del material	61
TABLA 3.2	Fuerza que actúan en BT-1.....	66
TABLA 3.3	Potencias en BT-1.....	66
TABLA 3.4	Tensiones que actúan en BT-1.....	68
TABLA 3.5	Características del motor eléctrico para BT-1.....	69
TABLA 3.6	Características de BT-1.....	70
TABLA 3.7	Característica de los rodillos seleccionados.....	71
TABLA 3.8	Características de los tambores para BT-1.....	74
TABLA 3.9	Coordenadas de la trayectoria para BT-1.....	76
TABLA 3.10	Dimensiones para Acoples Voith.....	78
TABLA 3.11	Fuerzas que actúan en BT- 2.....	80
TABLA 3.12	Potencias que actúan en BT-2.....	80
TABLA 3.13	Tensiones que actúan en BT-2.....	81
TABLA 3.14	Características del motor eléctrico para BT-2.....	82
TABLA 3.15	Características de BT-2.....	83
TABLA 3.16	Característica de los rodillos para BT-2.....	84
TABLA 3.17	Características de los tambores para BT-2.....	86
TABLA 3.18	Coordenadas de la trayectoria para BT-2.....	87
TABLA 3.19	Dimensiones de los rodillos superiores terna.....	94
TABLA 3.20	Selección del limpiador de banda.....	96
TABLA 3.21	Peso de los accesorios para BT-1 Y BT-2.....	98

TABLA 3.22	Fuerzas en los soportes.....	101
TABLA 3.23	Capacidad del transportador de derrame	102
TABLA 3.24	Ancho de banda de un transportador de derrame.....	104
TABLA 3.25	Modelos de separadores electromagnéticos.....	108
TABLA 4.1	Características principales de tolvas con flujo de masa y de embudo.....	117
TABLA 4.2	Propiedades físicas de materiales cohesivos.....	120
TABLA 4.3	Factores para el calculo de la función de flujo para materiales cohesivos.....	126
TABLA 4.4	Capacidad del transportador rastra.....	160
TABLA 4.5	Potencia por metro de longitud.....	161
TABLA 4.6	Fuerzas que actúan en BT-3	165
TABLA 4.7	Potencias que actúan en BT-3.....	165
TABLA 4.8	Tensiones que actúan en BT-3	166
TABLA 4.9	Características del motor eléctrico para BT-3.....	167
TABLA 4.10	Características de BT-3	168
TABLA 4.11	Características de los rodillos seleccionados.....	169
TABLA 4.12	Características de los tambores para BT-3.....	171
TABLA 4.13	Coordenadas de la trayectoria de BT-3.....	170
TABLA 4.14	Pesos de los Accesorios para BT-3.....	175
TABLA 4.15	Características de LC.....	177
TABLA 4.16	Caudales y Diámetro de los ductos.....	183
TABLA 4.17	Caída de Presión por ramal.....	184
TABLA 4.18	Coeficiente de Perdidas en Codos.....	185
TABLA 4.19	Coeficiente de Perdidas en Bifurcaciones.....	187
TABLA 4.20	Peso de los Ductos.....	190
TABLA 4.21	Potencia requerida para la Válvula Rotatoria.....	196
TABLA 6.1	Costos de Fabricación de Materiales Locales.....	205
TABLA 6.2	Costos de fabricación e Importación de Equipos.....	206
TABLA 6.3	Costos de Equipos.....	207
TABLA 6.4	Costo de Montaje.....	209
TABLA 6.5	Costo de Montaje (Continuación).....	210
TABLA 6.6	Costo de Montaje y Costo Final por Equipo.....	211
TABLA 6.7	Costo por Consumo de Energía Eléctrica.....	212
TABLA 6.8	Costos de Soldos.....	213

ÍNDICE DE PLANOS

PC – DG - 01	Distribucion General
PC – CORT – 02	Distribucion General (Corte G – G)
PC – CORT – 03	Distribucion General (Corte F – F)
PC – CORT – 04	Distribucion General (Corte H – H)
PC – EDF – 05	Edificio
PC – CORT – 06	Edificio – Equipos (Corte A – A)
PC – CORT – 07	Edificio – Fuerzas (Corte A – A)
PC – CORT – 08	Edificio – Equipos (Corte B – B)
PC – CORT – 09	Edificio – Fuerzas (Corte B – B)
PC – CORT – 10	Edificio – Equipos (Corte C – C)
PC – CORT – 11	Edificio – Fuerzas (Corte C – C)
PC – CORT – 12	Edificio – Equipos (Corte D – D)
PC – CORT – 13	Edificio – Equipos (Corte E – E)
PC – CORT – 14	Edificio – Fuerzas (Corte E – E)
PC – FLUJO – 15	Flujograma del Proceso
PC – BT – 16	Banda Transportadora BT – 1
PC – BT – 17	Banda Transportadora BT – 2
PC – BT – 18	Banda Transportadora BT – 3
PC – DUCT – 19	Sistema de Desempolvado
PC – CC – 20	Circuito de Control
PC – TOLV – 21	Tolva
PC – PIN – 22	Pin Gate

INTRODUCCIÓN

Utilizar el carbón mineral como combustible industrial es una nueva alternativa de utilizar recursos más perdurables que el petróleo. El Proyecto Presentado cubre la parte de Transportación y Alimentación al molino donde va a ser pulverizado el carbón.

Dentro del Proyecto existen equipos que habrá que diseñar y otros que habrá que seleccionar. Para el diseño y selección de algunos equipos se utilizara softwares debidamente explicados en la bibliografía. Se realizaran planos con diversos cortes donde se detallaran la ubicación de los equipos y ubicación de las fuerzas causadas por esos mismos equipos

El Proyecto Termina haciendo un análisis de costos para cuando *todo* el proyecto transformación de carbón como combustible esté terminado determinar que tan rentable es el Proceso.

CAPÍTULO 1

1. CARBÓN MINERAL

1.1 Definición y Clasificación

Definición

El carbón mineral es un combustible sólido de origen vegetal que se encuentra distribuido en más de 100 países, y su explotación y producción se debe a su elevado poder calorífico y abundancia. Está compuesto principalmente por carbono, hidrógeno, oxígeno y nitrógeno, y cantidades menores de azufre, potasio, calcio y magnesio. En la figura 1.1. se muestra el carbón bituminoso obtenido de las minas.

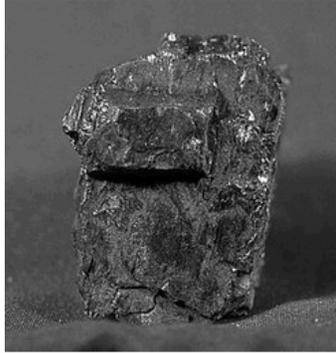


Figura 1.1. Carbón Mineral

El carbón Mineral será dominante en el futuro debido a que es mas barato que el petróleo y el gas natural, y la "utilización" de fuentes renovables de energías tales como la energía solar y eólica son caras y difíciles de utilizar con eficiencia y dependientes de la fuente que es la naturaleza.

Reservas

El carbón mineral tiene un aproximado de 1 billón de toneladas en reservas totales accesibles mediante las tecnologías de explotación actualmente disponibles, lo que lo hace el combustible fósil más abundante en la tierra, en la figura 1.2. se observa que las mayores reservas (en millones de toneladas) se encuentran en Europa y Estados Unidos. Las reservas de carbón son aproximadamente 4 veces las reservas de petróleo.

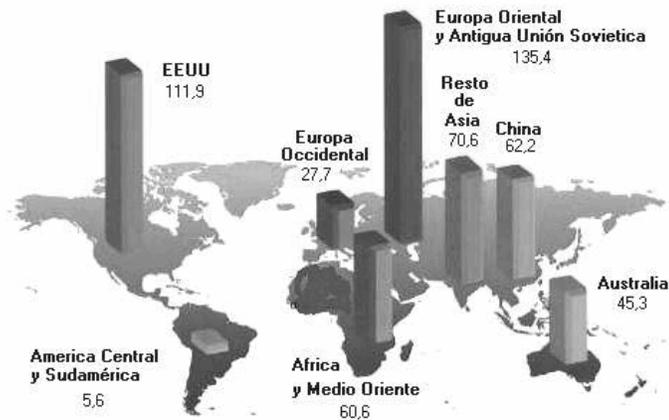


Figura 1.2. Reservas Internacionales

Los mayores depósitos de carbón están en América del Norte, Rusia y China, aunque también se encuentra en cantidades considerables en algunas islas del Ártico, Europa occidental, India, África del Sur, Australia y la zona este de América del Sur. Con el actual ritmo de consumo se calculan reservas de carbón para más de 300 años.

Proyecciones

La continua importancia del carbón para impulsar el crecimiento económico es resaltada por el hecho de que la participación del carbón en la generación de electricidad en Asia creció del 26% en 1980 al 42% en 1992 y se proyecta que crezca un 54% en el año 2010. Se estima que la capacidad de generar electricidad con carbón en Asia se multiplique

por más de 3 entre los años 1992 y 2010, lo que equivale a una tasa de crecimiento superior a 20.000 MW por año durante este período.

La diversidad y abundancia de las reservas de carbón asegura que se cuente con energía por varios siglos. Se pronostica que una vez que las reservas económicas de petróleo y gas se hayan agotado (50 y 70 años respectivamente), habrá todavía muchas reservas de carbón ampliamente disponibles para satisfacer las necesidades de energía del mundo. El carbón puede también atender el desafío económico de producir energía para las industrias y hogares a un costo razonable y con la debida atención al medio ambiente. No existe en el futuro previsible ninguna alternativa práctica, distinta al carbón, que permita generar la electricidad adicional que requiere la mayor parte de los países en desarrollo, para su crecimiento económico y para mejorar sus estándares de vida⁽⁴⁾.

Principales Países Productores de Carbón.

En 1998 se produjeron mundialmente 3.656 millones de toneladas⁽¹⁾ (MMton) de carbón bituminoso, de las cuales más de la mitad fueron utilizadas para generar electricidad. Los principales diez productores de carbón fueron:

República Popular China, EEUU, India, Sudáfrica, Australia, Ex URSS, Polonia, Ucrania, Kazakhstan e Indonesia. En la figura 1.3 se observa que la República Popular China y Estados Unidos son los principales productores de carbón a nivel mundial en 1996.

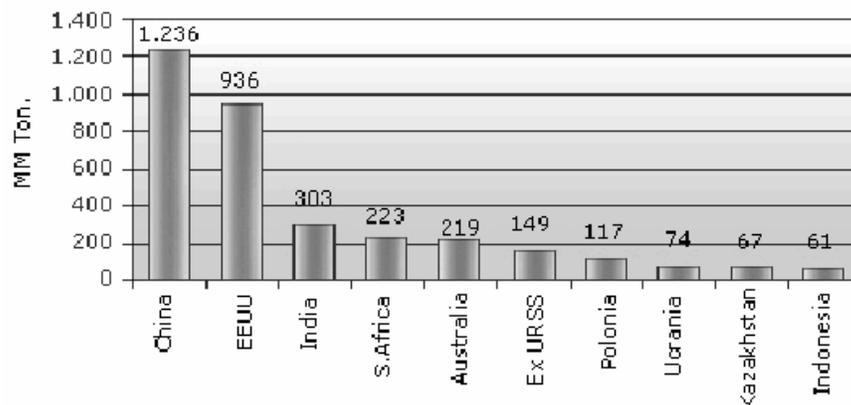


Figura 1.3. Países Productores de Carbón en el 2000

Usos del Carbón

El carbón como fuente energética satisface mercados muy diversos: generación eléctrica, fabricación de acero, fabricación de cemento, y variados procesos industriales de calentamiento. La Tabla 1.1 muestra la utilización y precios del carbón para los Estados Unidos. La figura 1.4. muestra los diferentes usos de las 3.762 MMton de carbón bituminoso producidas durante 1996.

TABLA 1.1

UTILIZACION Y PRECIOS DEL CARBON EN ESTADOS UNIDOS

AÑO	PRODUCCION ENERGETICA			PRODUCCION DE COKE			OTRAS INDUSTRIAS			TOTAL	
	INGRESO (TON)	PORCENTAJE %	Costo Promedio por ton	INGRESO (TON)	PORCENTAJE %	Costo Promedio por ton	INGRESO (TON)	PORCENTAJE %	Costo Promedio	INGRESO (TON)	Costo Promedio por ton
2002	884,287	90.17	\$25.52	23,655	2.41	\$51.27	68,271	6.96	\$33.39	980,658	\$26.64
2001	762,815	75.09	\$24.68	26,384	2.60	\$46.42	71,696	7.06	\$32.26	1,015,9	\$25.95
2000	790,274	78.20	\$24.28	28,720	2.84	\$44.38	64,205	6.35	\$31.46	1,010,6	\$25.43
1999	908,232	85.78	\$24.72	28,155	2.66	\$45.85	64,824	6.12	\$31.59	1,059	\$25.74
1990	786,627	86.30	\$30.45	40,736	4.47	\$47.73	77,455	8.50	\$33.59	911,543	\$31.50

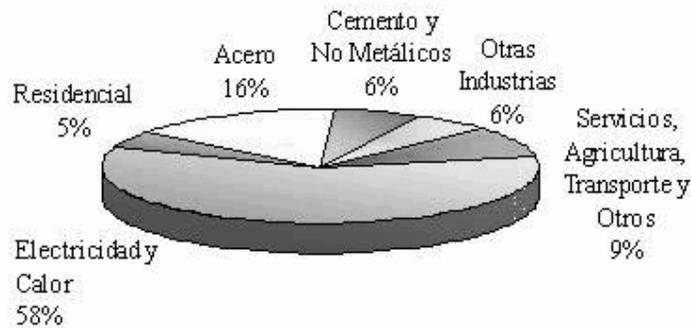


Figura 1.4. Principales Usos del Carbón

Industria del Cemento

La mayoría de las plantas productoras de cemento del mundo emplean carbón como combustible en sus hornos de producción de clinker.

Industria Eléctrica

Para la generación Eléctrica industrial se necesita de algún combustible para producir vapor. El carbón como combustible debe ser pulverizado para mejorar su poder calorífico, incrementar su área superficial en el horno y obtener un mejor rendimiento de la combustión. Actualmente, más de la mitad de la producción mundial de carbón suministra el 37% de la electricidad mundial. Existen muchos países son altamente dependientes del carbón para la generación de su electricidad: Polonia

(97%), Sudáfrica (93%), Australia (85%), China (80%), India (75%), República Checa (74%), Grecia (71%), Dinamarca (67%) y EEUU (57%).

Industria del Acero

La producción mundial de acero es actualmente de alrededor de 790 MMton por año y se espera un incremento constante. Casi el 70% de la producción total se basa en la fundición de mineral de hierro en altos hornos, los cuales necesitan mineral de hierro, coque, pequeñas cantidades de caliza para la elaboración del acero, además de utilizar el carbón pulverizado o granulado como combustible.

Clasificación

Los Carbones se clasifican según su grado de metamorfismo, las presiones y temperaturas de su formación. Cuanto más altas son las presiones y temperaturas, se origina un carbón más compacto y rico en carbono y con mayor poder calorífico. La tabla 1.2. indica las clases de carbono que existen con su respectiva subdivisión.

TABLA 1.2.

CLASIFICACION DEL CARBON POR GRADO

CLASE	GRUPO
Antracítico	Metaantracita Antracita Semiantracita
Carbón Bituminoso	Bituminosos bajo en volátiles. Bituminosos medio en volátiles. Bituminosos A alto en volátiles. Bituminosos B alto en volátiles. Bituminosos C alto en volátiles
Subbituminoso	Subbituminosos A Subbituminosos B Subbituminosos C
Lignítico	Lignítico A Lignítico B

El Lignito es el carbón de peor calidad, tiene una capacidad calorífica baja debido a gran contenido de agua (43.4%) y bajo contenido de carbono (37.8%). El alto contenido de materia volátil de 18.8% provoca su desintegración rápida cuando esta expuesto al aire.

Los Carbones SubBituminosos no se pueden transformar en coque y se utilizan en las centrales Carbo eléctricas, posee un porcentaje de carbono entre 55 – 60 %.

El carbón Bituminoso posee un contenido de carbono y poder calorífico mayor al lignito. Se lo utiliza en las plantas de producción de energía. Está impregnado de sustancias bituminosas de cuya destilación se obtienen hidrocarburos aromáticos y un tipo de carbón muy usado en

siderurgia llamado coque, pero también contiene elevadas cantidades de azufre que es fuente contaminación del aire.

La antracita posee alto porcentaje de carbono (85 – 90%) , alto poder calorífico y es poco contaminante. La presión y Calor adicionales pueden transformarlo en grafito.

1.2. PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS.

Composición

El carbón Bituminoso esta compuesto en su gran mayoría por Carbono, aunque también posee otros elementos como el azufre. El carbón con elevado contenido de azufre se oxida más rápido que uno con menos contenido. En la figura 1.5. se observa que la cantidad máxima presente en un carbón bituminoso es el carbono, además posee un elevado porcentaje de azufre (3%).

Composición del Carbón Bituminoso

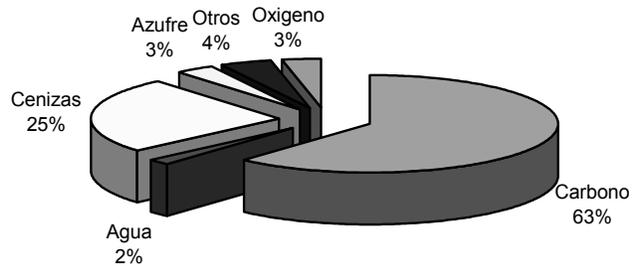


FIGURA 1.5. Composición del Carbón Bituminoso

Índice de Hinchamiento Libre (FSI).

Muestra el grado de inflación del carbón cuando se quema o gasifica en un lecho fijo o fluidizado. Cuando el índice es mayor que cuatro, el carbón causa problemas en los lechos.

Índice de Molturabilidad Hardgrove (HGI)

Muestra la dificultad o facilidad para moler el carbón. Para medir esta molturabilidad se utiliza la máquina Hardgrove, la cual relaciona el carbón de prueba con un carbón normalizado, al que se le asigna un valor de 100 de molturabilidad, es decir, con un índice mayor a 100, se puede moler el carbón con mayor facilidad que el carbón normalizado; el

carbón bituminoso tiene una dureza relativa de 50, lo que significa que será mas difícil de pulverizar.

Densidad

Debido a que no hay dos carbones iguales, la densidad del carbón varia según el tamaño, contenido de humedad y capacidad de asentamiento del carbón cuando se encuentra amontonado. La tabla 1.3 indica las densidades promedios de los tipos de carbones.

TABLA 1.3.

DENSIDADES DE LAS DIFERENTES CLASES DE CARBONES

Clase de carbón	Kg/m³	lb/ft³
Antracita	800 – 930	50 –58
Bituminoso	670 – 910	42 – 57
Lignito	640 – 860	40 –54

[4]Perry, Manual del ingeniero Químico, capítulo 27

Estabilidad de Tamaño

Es la capacidad del carbón para resistir roturas durante el manejo o transportación. El carbón mientras más sea comprimido, menos riesgos de ignición espontánea se tienen debido a que la compresión reduce la posibilidad de circulación del aire en la tolva y así de oxidación. La

estabilidad se la obtiene en porcentajes; el método empírico es dejando caer dos veces una muestra de carbón de 22.7 Kg desde una altura de 1.83m sobre una placa de acero y se analiza la distribución de tamaños antes y después del impacto, obteniéndose el porcentaje de estabilidad.

Calor Especifico

El Calor Especifico al igual que la densidad va a variar mucho con el contenido de agua y las cenizas; siendo así que, las relaciones entre el calor especifico y el contenido de agua y entre el calor especifico y el contenido de cenizas son lineales. A continuación en la tabla 1.4. se muestra el Calor Especifico de carbón seco libre de cenizas.

TABLA 1.4
CALOR ESPECIFICO

Clase de Carbón	KJ/(kg.K)	BTU/(lb.^oF)
Antracita	0.92 – 0.96	0.22 – 0.23
Bituminoso	1.0 – 1.1	0.24 – 0.25

[4]Perry, Manual del ingeniero Químico, capítulo 27

Poder Calorífico y Porcentaje de Carbono por Categoría

“El poder calorífico se considera sobre base húmeda y el carbono fijo sobre base seca. Los carbones de categorías mas bajas (menos eficientes) se clasifican según su poder calorífico sobre base húmeda libre de material mineral”⁽²⁾. La tabla 1.5 indica el poder calorífico y el porcentaje de carbono de las diferentes clases de carbones minerales. Para Clasificar los carbones se utilizan las siguientes formulas:

$$F' = \frac{100 F}{100 - (M + 1.1A + 0.1S)}$$

$$Q' = \frac{100 F}{100 - (1.1A + 0.1S)}$$

Donde M, F, A y S son porcentajes en peso sobre base húmeda, carbono fijo, de ceniza y azufre. Estas ecuaciones nos dan los porcentajes en peso sobre base seca libre de material mineral de carbono fijo (F') y los poderes calorificos en BTU/h sobre base húmeda libre de materia mineral (Q').

TABLA 1.5.

CLASIFICACION DE LOS CARBONES POR CATEGORIAS

Clase	Limites de Carbono fijo (base seca y libre de ganga) %		Limites de materia volátil (base seca y libre de ganga) %		Limites de Poder calorífico bruto (húmedo y libre de ganga) MJ/kg	
	Igual o mayor que	Menor que	Igual o menor que	Igual o menor que	Igual o mayor que	Menor que
Antracitas:						
Metaantracita	98	----	---	2		
Antracita	92	98	2	8		
Semiantracita	86	92	8	14		
Bituminosos:						
Bituminosos bajo en volatiles.	78	86	14	22		
Bituminosos medio en volatiles.	69	78	22	31		
Bituminosos A alto en volatiles.	---	69	31		32.6	
Bituminosos B alto en volatiles.					30.2	32.6
Bituminosos C alto en volatiles.					26.7	30.2
Subbituminosos:						
Subbituminosos A					24.4	26.7
Subbituminosos B					22.1	24.4
Subbituminosos C					19.3	22.1
Lignitos:						
Lignito A					14.7	19.3
Lignito B						14.7

1.3. PROCESAMIENTO

El proceso industrial para utilizar el carbón mineral como combustible consta de cuatro etapas como son: Recepción y Almacenamiento, Transporte y Alimentación, Molienda del Carbón y Dosificación.

RECEPCION Y ALMACENAMIENTO

El proceso Comienza con la recolección del carbón mineral de las minas, luego el carbón es transportado en camiones hacia los parques de almacenamiento, donde se descarga el material sobre las tolvas de recepción y se disponen en parvas separadas mediante un equipo apilador que puede ser rectangular o circular (ver figura 1.6). La reserva de carbón estará relacionada con la capacidad del parque; por ejemplo, si la capacidad del parque es de 100.000 ton; entonces se tendrá una reserva aproximada de 40 días. En las pilas de carbón hay sensores de temperatura cada 3 metros para evitar una posible auto ignición.

TRANSPORTE Y ALIMENTACION AL MOLINO

El material que sale de la nave de almacenamiento, llega a la primera banda que traslada el material 500m, luego pasa a una segunda banda

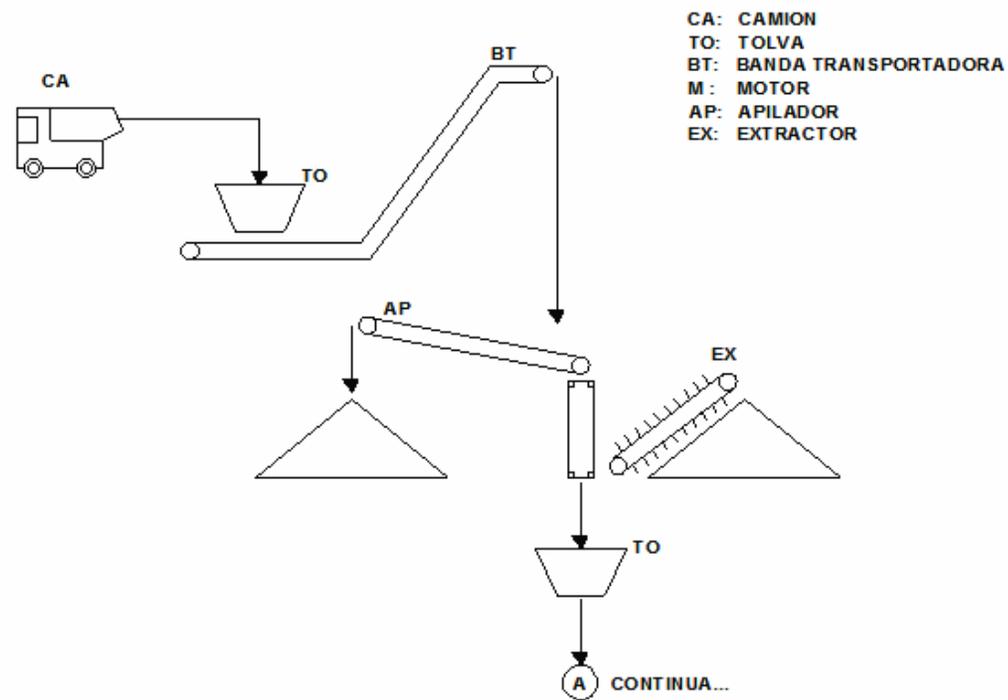


FIGURA 1.6. Proceso de Recepcion y Almacenamiento

que lo lleva hasta el edificio donde se lo deposita en la tolva; luego cae en una banda transportadora que lleva el material por un sistema de desempolvado, separador de metales y detector de metales; así el carbón está listo para ir a la molienda para su pulverización. La figura 1.7 muestra un esquema del proceso.

MOLIENDA DEL CARBON

El molino tiene incorporado un sistema de secado para disminuir la humedad al 2% del carbón. El aporte de energía para el secado de la mezcla se realiza por un calentador operado con gas natural y vapor del proceso de gasificación. El combustible pulverizado resulta con una granulometría entre 12-26% para la fracción superior a 70 micras. La figura 1.8 muestra un esquema del Proceso.

DOSIFICACION DEL CARBON

El polvo de carbón pasa a un dosificador, el cual regula mezcla exacta entre el carbón pulverizado y el aire para que se produzca una combustión eficiente. La Figura 1.9 muestra el esquema del proceso.

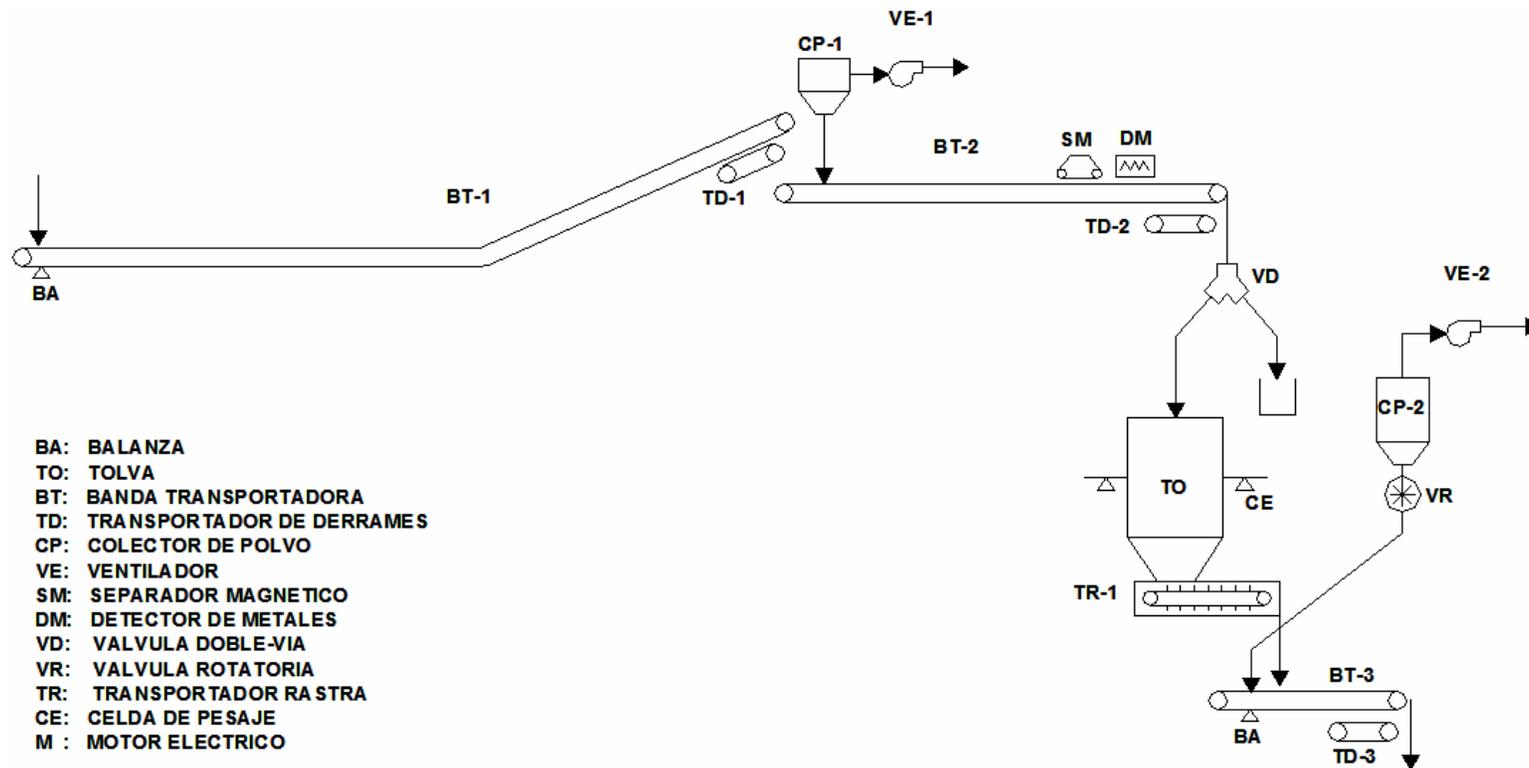


Figura 1.7. Esquema del Sistema de Transporte y Alimentación.

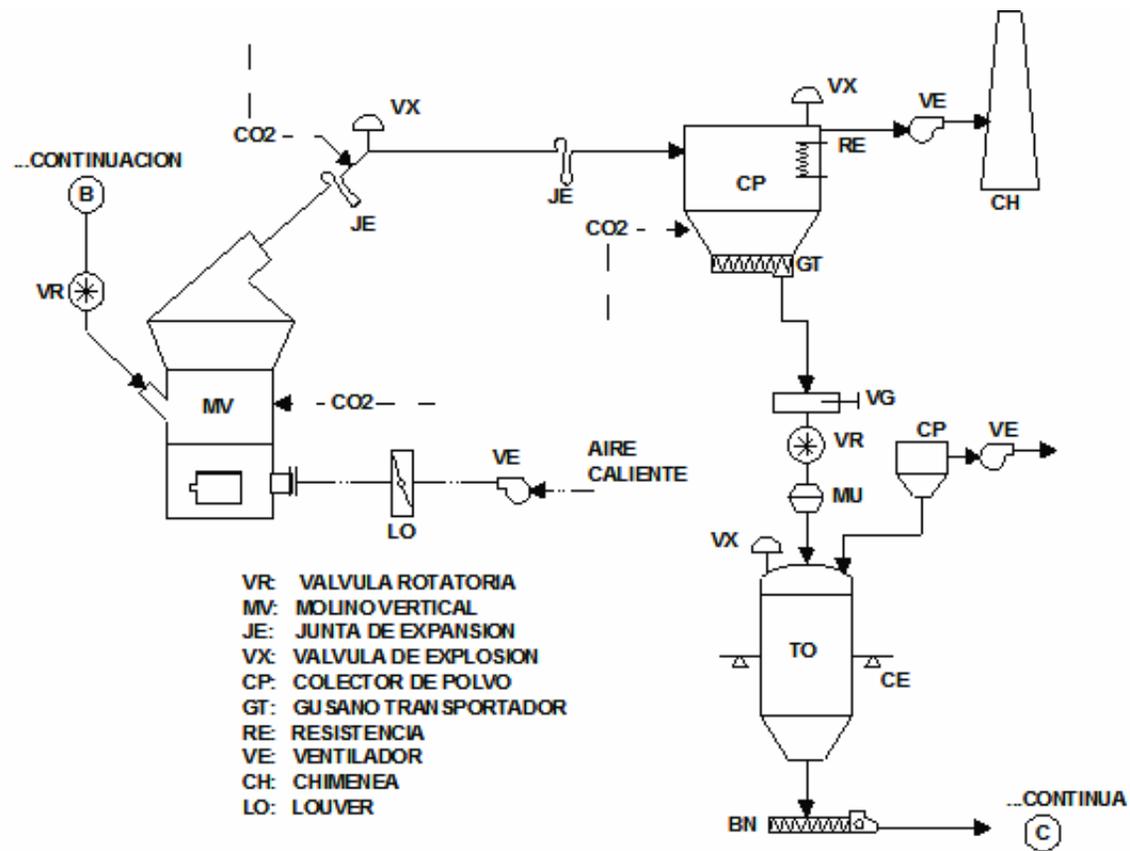
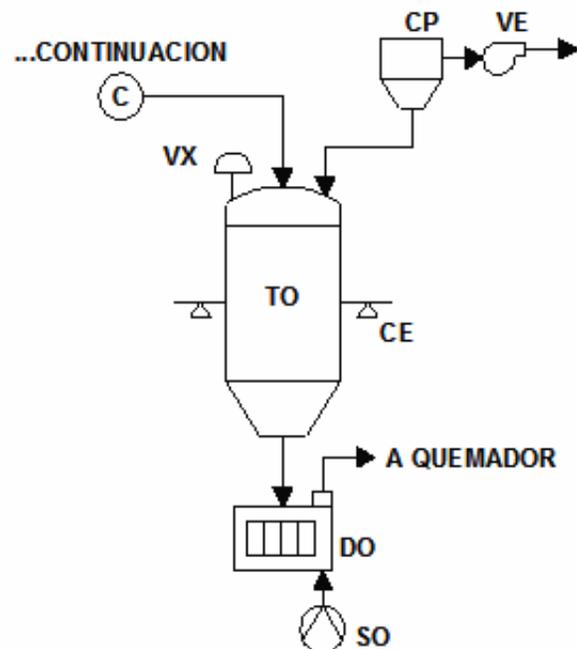


Figura 1.8. Esquema del Sistema de Molienda.



- TO: TOLVA
- VX: VALVULA DE EXPLOSION
- CP: COLECTOR DE POLVO
- VE: VENTILADOR
- CE: CELDA DE PE SAJE
- DO: DOSIFICADOR
- SO: SOPLADORA

Figura 1.9. Esquema del Sistema de Dosificación.

1.4. NORMAS PARA EL TRANSPORTE Y MANIPULEO.

Fuentes de Emisión de Polvo

La generación de polvo se produce por el almacenamiento, transporte y principalmente de la molienda del carbón donde sale el material particulado del tipo PST^[1]. Se identificaron los principales fuentes de emisión de acuerdo a los factores de emisión establecidos por EPA, apartado 42. En la tabla 1.6 se muestran los procesos donde se genera el mayor volumen de partículas, observándose que el proceso de transportación es una fuente potencial de contaminación de polvo.

TABLA 1.6

FACTORES DE EMISION DE MATERIAL PARTICULADO

PROCESO	PST Gr/unidad	Unidad
Descarga	0.50	Kilogramos de polvo procesado
Carga	0.15	
Remoción de la Tolva	1.40	
Banda	0.85	

[12] ALMACENADORA SUR S.A., Control de Ambientes Explosivos en terminales Graneleras..

Manejo del Polvo

Todo el polvo de carbón generado por movimientos en el manipuleo del carbón, en las bandas transportadoras y tolvas, debe ser ventilado

mediante extracción para evitar que los polvos se dispersen. Todo el polvo que se genera, debe ser removido rápidamente para prevenir la contaminación en el ambiente.

Dispositivos de Limpieza del Aire

Los ciclones, filtros y ductos deben ser diseñados y seleccionados de acuerdo a la cantidad, calidad y característica del polvo de carbón, y las condiciones del flujo de polvo determinaran el tipo de filtro o colector para cada aplicación. Los filtros están diseñados para remover el polvo menores a un grano por cada 1000 pies cúbicos de aire; los colectores están diseñados para cargas mayores provenientes de procesos industriales, las cargas varían de 0.1 a 20 granos por cada pie cubico de aire. [6]

Filtros para el Polvo

Debido a que una porción considerable de polvo se encuentra en los filtros, el riesgo de explosión en este sector va a ser grande. La diferencia entre la temperatura del gas a la salida del filtro y el punto de rocío debe ser mínimo 15⁰C para que no ocurra la condensación en el

filtro, para evitar esto, se debería pasar un flujo de aire caliente al filtro antes de iniciar el trabajo.

Los filtros poseen termo sensores que tienen 2 alarmas, Max1 y Max2 y se activan cuando la temperatura esta a 5°C y 10°C por encima de la temperatura normal de operación. La alarma Max1 indica que los filtros deben ser revisados y la alarma Max2 indica un riesgo de incendio.

Se debe evitar la acumulación de polvo en el fondo de la tolva colocada en la parte inferior del colector. Si la temperatura en el fondo de la tolva es mas baja que su temperatura normal de operación; esto indica que existe un bloqueamiento en el fondo del polvo. Si la temperatura incrementa significativamente, entonces se esta produciendo un incendio en el filtro. El incremento estará acompañado por el crecimiento del monóxido de carbono.

En las tolvas de los colectores existen termo sensores que tienen 3 alarmas llamadas Min1, Max1 y Max2. La alarma Min1 se activa cuando la temperatura en el fondo de la tolva es menor a 10°C de la temperatura normal de operación, esto se debe a que existe un bloqueamiento en el fondo que reduce el flujo masico de salida. La alarma Max1 se activa cuando se llega a una temperatura de 70°C e indica que la tolva requiere

atención. La alarma Max2 se activa a 85°C e indica un alto riesgo de incendio^[10].

Características Explosivas

El Polvo de carbón al mezclarse con el aire se convierte en una mezcla explosiva que necesita de una dispersión, temperatura y confinamiento para poder detonar. De la tabla 1.7 se observa que las partículas más pequeñas necesitan menor energía para su combustión, debido a que se encuentran más tiempo suspendidos en el aire.

TABLA 1.7
CARACTERISTICAS DE EXPLOSIVIDAD⁽¹⁾

Tamaño de partícula (μ)	Concentración mínima de explosión (gr/m ³)	Temperatura mínima de combustión (°C)	Indice mínimo de severidad	
			Primaria	Secundaria
< 74	110	645	3.71	6.47
< 106	120	690	8.06	9.51
< 150	150	670	2.52	2.26

Las explosiones se evitan cuando se cumplen las siguientes condiciones:

a) El contenido de polvo en la mezcla aire-polvo debe estar dentro del rango limite de explosión baja y alta, el cual a presión atmosférica es de

30 a 2000 gramos de polvo por metro cubico de aire respectivamente, con una alta presión, el rango se estrecha a 800 – 1000 gramos de polvo por metro cubico^[4]. El riesgo explosión en aun mayor cuando el carbón esta seco y/o pulverizado.

b) La concentración de oxigeno en el aire no debe de ser mayor a 14%.

c) La dispersión hace que el polvo se dispersione rápidamente.

d) Evitar temperaturas elevadas en el ambiente de trabajo, además de chispas de impacto, chispas electrostáticas, herramientas eléctricas, procesos de oxi-acetileno y procesos de soldadura. Una carga de energía de 10 joules será suficiente para iniciar una explosión^[7].

Operación inerte

La operación inerte significa que el aire que se encuentra en la tolva y en los colectores de polvos tiene una cantidad de oxigeno que esta bajo los limites para que no se pueda producir la ignición. El máximo porcentaje de oxigeno que puede existir en el carbón para que no se produzca una combustión es de 14%O₂⁽¹⁰⁾. Esta disminución del oxigeno se logra introduciendo aire caliente inerte como dióxido de carbono CO₂ y gas

nitrógeno N_2 a través del colector, el aire caliente también ocasionara que aumente la temperatura del polvo, por lo que se debe utilizar separadores húmedos; 2 kilogramos de CO_2 por metro cubico o un metro cubico de gas nitrógeno por metro cubico son estimados para que se produzca la inertizacion. La inyección del gas inerte no debe ser echo demasiado rápido para no activar la compuerta de presión de descarga⁽¹⁰⁾.

Ventiladores

El nivel de ruido para los equipos no deben exceder 85dBA cuando este es medido a 1.5m de la fuente en condiciones normales. Todos los ventiladores deben ser dimensionados para motores de 1750 rpm a menos que se indique lo contrario, pero no deben exceder de 2000 rpm.

Banda Transportadora

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

no esta bien lubricado, podría causar un ignición en el área de trabajo. El deslizamiento entre el tambor y la banda generara calor y puede resultar en electricidad estática.

Todas las bandas deben ser de capacidad estándar debido al eventual requerimiento de utilizar bandas de un fabricante local como repuesto. Un factor de seguridad de alrededor de 1.6 debe ser aplicado para la selección de la banda^[17].

Tolva

Aunque la tolva es un sitio de recepción y alimentación, existe la posibilidad de ignición en su interior; esto va a depender sobremanera del flujo másico del carbón, el contenido de materia volátil y el porcentaje de humedad del carbón; por esta razón, se debe inspeccionar la temperatura a la que se encuentra el polvo, siendo consideradas las temperaturas por encima de 50⁰C como criticas, y como probable una ignición espontánea a 70⁰C^[7]. Si la temperatura aumenta a esos valores, el carbón debe ser rápidamente sacado de la tolva y rociado con agua. Si la temperatura en el fondo de la tolva es menor que la temperatura normal de operación en el mismo fondo, entonces, existe un bloqueamiento del carbón en el fondo que reduce el flujo masico de

salida. Si la temperatura esta incrementándose, esto es indicio de un incendio.

La tolva se debe colocar lo mas cerca de las bandas transportadoras como lo permitan las normas, para así reducir el impacto de caída del carbón en las bandas lo que causa levantamiento de polvo y si el carbón esta muy seco podría causar una inflamación; por esta misma razón, se debe tratar de mantener la tolva siempre llena para reducir la “altura de caída” y el volumen donde los gases puedan acumularse.

La tolva se encuentra equipada con termo sensores en su parte superior e inferior. Los sensores tienen 2 niveles alarmas: Max1 y Max2 Max2 y se activan cuando la temperatura esta a 5⁰C y 10⁰C por encima de la temperatura normal de operación. La alarma Max1 indica que los filtros deben ser revisados y la alarma Max2 indica un riesgo de incendio.

Tamaño de las partículas

El riesgo de explosión tiene una gran dependencia del tamaño de las partículas de carbón, esto se debe a que mientras las partículas sean más pequeñas va a aumentar la dispersión y disminuir la humedad, y así requerir menos energía para provocar una explosión. Partículas de

carbón bituminoso que pasen a través de una malla #20 (1000μ) pueden ser causa de explosiones; debido a que el sistema de pulverización reduce el carbón a tamaños de partículas donde mas del 85% pasan por mallas #200 (74μ), el riesgo de explosión aumenta aun mas.

Cantidad

La concentración mínima de explosión MEC para el polvo de carbón bituminoso es aproximadamente de 100gramos por metro cubico, es decir 25000 veces mayor que la concentración de polvo respirable expuesto en 8 horas de trabajo. La presencia de otro gas o polvo inflamable puede bajar el MEC del carbón, con lo cual se incrementaría el riesgo de explosión. El riesgo puede ser disminuido añadiendo ceniza, gas inerte, piedra caliza y otros materiales inertes.

Calor

El calor para que produzca un incendio o explosión puede presentarse en forma de temperatura o energía. La energía mínima para que ocurra la combustión es de 0.06 Joules. El incremento de la temperatura es el resultado de una reacción química entre la materia volátil y el aire

atmosférico, por esta razón el acceso de aire debe de ser limitado tanto como sea posible; en espacios cerrados, se debe inyectar gases inertes. Si suficiente oxígeno procedente del aire atmosférico es admitido dentro del recinto (apilador, silo, tolva, colector de polvo, etc) existirá un alto riesgo de incendio⁽⁵⁾.

La temperatura de ignición de la nube de polvo de carbón disminuye con el incremento de la razón de volatilidad; para un elevado contenido de volatilidad la temperatura de ignición de la nube de polvo de carbón se acerca a 440⁰C; también la temperatura de ignición del polvo de carbón disminuye mientras menor sea el tamaño de las partículas. La temperatura de ignición de una capa de polvo de carbón puede llegar a ser tan baja como 160⁰C, debido a que la capa de polvo absorbe y mantiene más rápidamente el calor. La temperatura de ignición para el carbón antes de ser pulverizado es de 620⁰C.

Compresión

El carbón mientras más sea comprimido, menos riesgos de ignición espontánea se tiene debido a que la compresión reduce la posibilidad de circulación del aire en la tolva y así de oxidación.

Razón de Volatilidad

El carbón emite materia volátil que combinada químicamente con el aire atmosférico da como resultado gases combustibles. El contenido de componentes volátiles depende del tipo de carbón utilizado; el carbón con elevada cantidad de gas se enciende mas fácilmente que uno con menos contenido. La razón de volatilidad indica la cantidad de materia volátil que se encuentra en una muestra de carbón, una cantidad mayor a 0.12 representa un riesgo de explosión. El carbón Antracita tiene una razón de volatilidad menor al 12% y no se enciende espontáneamente, aun bajo malas condiciones de almacenamiento. El carbón Bituminoso que tiene una razón de volatilidad entre 15 – 40 % puede encenderse espontáneamente después de un prolongado almacenamiento. El carbón lignítico posee un elevado contenido de gas (sobre 40%), por esta razón, se enciende relativamente rápido cuando es almacenado.

Dispersión

Cuando el polvo se encuentra dispersado dentro de un recinto confinado, solo se necesita una pequeña cantidad de energía para producir la explosión. La velocidad y duración del aire en una explosión es capaz de dispersar polvo adicional procedente de equipos cercanos. En la mayoría

de explosiones de polvo de carbón la velocidad de aire es mayor a 320 km/h. La presión máxima de explosividad es de 400 Kpa y la tasa máxima de presión es de 16Mpa por segundo, es decir, que cuando en un confinamiento, la presión llegue a 400Kpa, se dispondrá de solo 0.025 segundos para accionar un sistema de alivio de presión.

1.5. COMPARACION CON OTROS COMBUSTIBLES.

Las reservas probadas, probables y posibles que existen en Estados Unidos para los principales combustibles se muestran en la tabla 1.8:

TABLA 1.8.
RESERVAS DE COMBUSTIBLES EN ESTADOS UNIDOS

Combustible	Reservas Probadas 10 ²¹ Joule	Reservas Probables 10 ²¹ Joule	Reservas Posibles 10 ²¹ Joule
Carbón	7.3	-----	110
Petróleo	0.15	0.31	-----
Gas Natural	0.19	0.43	-----

Contenido Energético de los principales Combustibles.

El contenido energético indica la cantidad de energía que se produce para cierta cantidad de masa o volumen de combustible. En la tabla 1.9

se muestran el poder calorífico de los combustibles fósiles, donde el Petróleo es el combustible fósil que mas contenido energético posee; y en la figura 1.10 se indica la participación de los Combustibles para la generación de energía.

TABLA 1.9.
PODER CALORIFICO DE LOS COMBUSTIBLES

Combustible	Poder Calorífico	Unidades
Carbón Bituminoso y Antracita.	30.2	MJ/kg
Carbón subbituminoso y Lignito.	23.2	MJ/kg
Petróleo Crudo.	38.5	MJ/lt
Líquidos procedentes de gas natural.	25.2	MJ/lt
Gas Natural.	38.4	MJ/lt

[4] PERRY, Manual del Ingeniero Químico, capítulo 27

Generación de energía Primaria por tipo de Combustible, 1998.

En la generación mundial de energía primaria por tipo de combustible, para 1998 el carbón representó un 26,2%, se espera que para el 2010 la generación eléctrica producida por carbón alcance un 34%.

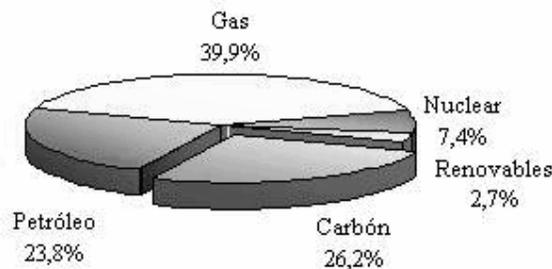


FIGURA 1.10. Participación de los Combustibles para la generación de energía.

Reservas en La Región Andina

Las Principales Reservas de Carbón mineral en la región Andina se encuentran en Colombia y Venezuela con aproximadamente 8 mil millones de toneladas en reservas de alta calidad. La producción de carbón en el año 2000 fue de 46 millones de toneladas y se estima una duración de las reservas de 171 años. En la tabla 1.10 se muestran la distribución de las reservas en la región Andina.

TABLA 1.10

RESERVAS Y PRODUCCIÓN DE CARBÓN MINERAL EN LA REGION ANDINA

PAÍS	Reservas Probadas	Producción	Reservas/Producción
	(10 ⁶ Ton)	(10 ³ Ton)	(años)
Bolivia	----	----	----
Colombia	6,655	38,142	174
Ecuador	22	----	----
Perú	6	17	294
Venezuela	1,303	8,434	154
Total	7,986	46,593	171

[43] SIEE, Sistema de Información Económica Energética.

1.6. CONSIDERACIONES Y NORMAS AMBIENTALES.

El carbón y sus gases de combustión contribuyen al calentamiento global del planeta. El carbón produce mas dióxido de carbono por unidad de energía que el petróleo y el gas. Cada tonelada de carbón quemado libera mas de dos toneladas y media de dióxido de carbono al aire, por lo que hay que utilizar colectores de polvos para reducir estos contaminantes. La minería del carbón, el transporte y su combustión causan importantes problemas ambientales y tienen también consecuencias negativas para la salud humana. El daño que la combustión del carbón causa es mucho mayor cuando se usa combustible de mala calidad, porque las impurezas que contienen se convierten en óxidos de azufre y en otros gases tóxicos; estos óxidos expuestos al ambiente húmedo reaccionan con el agua para formar ácidos, los cuales producen la "lluvia ácida".

El polvo de carbón que se produce por el manipuleo del producto genera contaminación al ambiente de trabajo; según las normas ACGIH el TLV-TWA la concentración máxima que una persona puede respirar el polvo de carbón en un ambiente de trabajo es de 2 miligramos por cada metro cubico de aire ($2\text{mg}/\text{m}^3$) ⁽⁷⁾.

Norma de calidad del aire ambiente

En el ambiente de trabajo, el aire estará contaminado por el polvo que se produce en el momento del manipuleo del carbón, por lo que se debe ventilar el ambiente hasta que cada concentración de cada contaminante sea disuelta.

Azufre

El azufre se encuentra en el carbón de tres maneras: como piritas (Fe_2S_2), como azufre orgánico y como sulfatos. El azufre orgánico representa del 20 al 80% del azufre total, el azufre en sulfatos posee un porcentaje muy bajo en el carbón (0.03%). El contenido de azufre varia muchos y va desde 0.2 hasta 7% sobre base seca.

Dióxido de Azufre

El promedio aritmético de la concentración de SO_2 determinada en todas las muestras en un año no deberá exceder de ochenta microgramos por metro cúbico ($80 \mu\text{g}/\text{m}^3$). La concentración máxima en 24 horas no deberá exceder trescientos cincuenta microgramos por metro cúbico ($350 \mu\text{g}/\text{m}^3$), más de una vez en un año⁽²⁾.

Oxidos de Nitrógeno

La norma de calidad del ambiente expresa que el promedio aritmético de la concentración de óxidos de nitrógeno (NO_2) en todas las muestras en un año, no deberá exceder de cien microgramos por metro cúbico ($100 \mu\text{g}/\text{m}^3$). La concentración máxima en 24 horas no deberá exceder ciento cincuenta microgramos por metro cúbico ($150 \mu\text{g}/\text{m}^3$) más de dos (2) 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 cincuenta microgramos por metro cúbico ($50 \mu\text{g}/\text{m}^3$). La concentración máxima en 24 horas, de todas las muestras colectadas, no deberá exceder ciento cincuenta microgramos por metro cúbico ($150 \mu\text{g}/\text{m}^3$), valor que no podrá ser excedido más de dos (2) 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 diez mil

microgramos por metro cúbico (10 000 $\mu\text{g}/\text{m}^3$) más de una vez en un año. La concentración máxima en una hora de monóxido de carbono no deberá exceder cuarenta mil microgramos por metro cúbico (40 000 $\mu\text{g}/\text{m}^3$) más de una vez en un año.

Niveles de Alerta, Alarma y de Emergencia.

En la tabla 1.11 se definen los niveles de alerta, alarma y de emergencia para la calidad del aire a condiciones de 25°C y 1 atmósfera.

TABLA 1.11

NIVELES DE ALERTA, ALARMA Y EMERGENCIA

Contaminante y Periodo de Tiempo	Alerta	Alarma	Emergencia
Material Particulado PM10, Concentración en veinticuatro horas	0.25	0.4	0.5
Monóxido de Carbono, Concentración promedio en ocho horas	15	30	40
óxidos de Nitrógeno, concentración promedio en una hora.	1.2	2.3	3.0
Dióxido de Azufre, concentración promedio en veinticuatro horas.	0.8	1.6	2.1

Todos los valores de concentración expresados en miligramos por metro cubico de aire (mgr/m^3).

[6] MINISTERIO DEL AMBIENTE, Texto Unificado de la legislación Ambiental Secundaria, Quito – Ecuador, diciembre 2002.

Limites Permisibles de Emisiones al Aire para Fuentes fijas de Combustión.

Las fuentes existentes evalúan su impacto en la calidad del aire mediante modelos de dispersión. El modelo de dispersión calcula la concentración esperada de contaminantes del aire a nivel del suelo, que se espera sean emitidos y se procederá a determinar si estas concentraciones calculadas cumplen o no con la norma de calidad de aire.

“Serán designadas como fuentes fijas significativas todas aquellas que utilizan combustibles fósiles sólidos, líquidos, gaseosos, o cualquiera de sus combinaciones, y cuya potencia calorífica (*heat input*) sea igual o mayor a tres millones de vatios (3×10^6 W), o, diez millones de unidades térmicas británicas por hora (10×10^6 BTU/h)”^[3]. Debido a que “el Proceso de Molienda del Carbón” entrega al quemador un flujo masico de 30ton/horas de polvo de carbón y posee un contenido energético de 30.2 MJ/Kg, se obtiene una potencia calorífica de 9.06×10^{11} W, la cual es mayor a 3×10^6 W; por lo que se considera al este proceso como una “Fuente Fija Significativa”

Para las fuentes fijas que se determinen como fuentes significativas, éstas deberán demostrar cumplimiento con los límites máximos permisibles de emisión al aire, definidos en esta norma técnica en la tabla 1.12. Para esto, la fuente deberá efectuar mediciones de la tasa actual de emisión de contaminantes. Si los resultados fuesen superiores a los valores máximos permisibles de emisión, la fuente fija deberá entonces establecer los métodos o los equipos de control necesarios para alcanzar cumplimiento con los valores máximos de emisión estipulados en esta norma.⁽²⁾

TABLA 1.12

LIMITES MAXIMOS PERMISIBLES DE EMISIONES AL AIRE PARA FUENTES FIJAS DE COMBUSTION.

Contaminante Emitido	Combustible Utilizado	Valor	Unidades
Partículas Totales	Sólido	150	mg/Nm ³
óxidos de Nitrógeno	Sólido	850	mg/Nm ³
Dióxido de Azufre	Sólido	1650	mg/Nm ³

[6] MINISTERIO DEL AMBIENTE, Texto Unificado de la legislación Ambiental Secundaria, Quito – Ecuador, diciembre 2002.

Emisiones de dióxido de carbono.

El carbono presente en el carbón mineral puede convertirse en emisiones de dióxido de carbono a partir de la combustión espontánea

en el almacenado y en los desechos, así como también en el consumo final. Un factor limitante para los cálculos de las emisiones de CO₂ es el desconocimiento del tiempo de almacenado de los carbones y lavado, como también de las pilas de desechos.

Tecnologías para la limpieza del Carbón.

Existen varios métodos para la limpieza del carbón y la depuración del azufre, óxido nítrico, etc.; entre los más eficientes y seguros están:

Lavado del Carbón

El azufre es una sustancia amarillenta que existe en pocas cantidades en el carbón, es aproximadamente del 1 al 10% del peso del carbón. Una forma de limpiar el carbón antes de que llegue a la planta de poder, es triturarlo en pequeños pedazos y luego lavarlo en tanques con agua; así se retira parte del azufre que tiene. El carbón flota en la superficie, mientras las impurezas del azufre por gravedad se acumulan en el fondo del tanque. Sin embargo, existen algunos azufres enlazados químicamente con el carbono del carbón llamados “ azufres orgánicos”.

Limpieza de los gases de combustión.

La mayoría de los depuradores cuentan con la “piedra caliza”. Esta sustancia se encuentra en forma de polvo después de haber sido triturada y procesada. Bajo las condiciones correctas, este polvo absorbe el azufre de los gases de combustión, impidiendo así, que estos salgan por la chimenea. El polvo de piedra caliza combinado con el azufre forman pasta parecida a la pasta de dientes.

Separación del Oxido Nitroso del Carbón.

El aire contiene gran cantidad de nitrógeno y carbono. Cuando el aire es calentado por encima de los 120°C , las moléculas de oxígeno se unen con las del nitrógeno para formar óxidos. Estos óxidos también son formados de átomos de nitrógeno que pertenecen al carbón mineral. El óxido nitroso es un contaminante que causa la lluvia ácida. Para prevenir todo esto, se debe quemar el carbón en hornos donde haya más combustible que aire en la cámara de combustión, bajo estas condiciones, la mayoría del oxígeno en el aire se combinara con el carbón y no con el nitrógeno. Luego, la mezcla de combustión es llevada a una segunda cámara de combustión donde un proceso similar es repetido, hasta que todo el carbón sea quemado.

CAPÍTULO 2

2. SISTEMA PARA TRANSPORTE Y ALIMENTACION

2.1. TRANSPORTE

Separadores Magnéticos Autolimpiantes

Los separadores electromagnéticos y de imán permanente con sistemas autolimpiantes se emplean para separar automáticamente los materiales magnéticos de los no magnéticos (tierras de fundición, carbón, minerales, arcillas, residuos, productos alimenticios y otros) que circulan sobre cintas transportadoras, canales, conductos o similares con el objeto de proteger maquinarias o para obtener productos libres de impurezas magnéticas. 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 aptas para operar servicio continuo. En la figura 2.1 se muestra el desempeño de un separador Magnético.

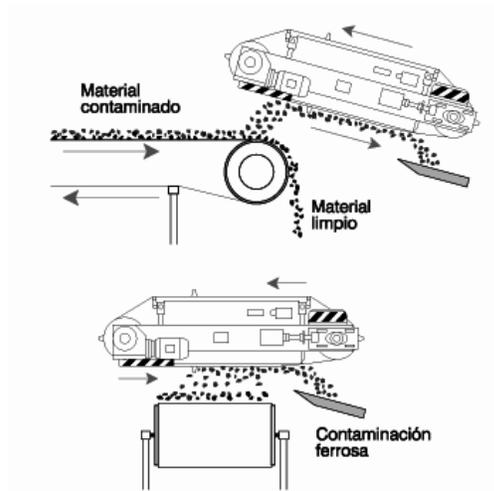


Figura 2.1. Posiciones de Aplicación del Separador Magnético

Detector de Metales

Detectan cuerpos metálicos de cualquier tipo y tamaño en materias primas o productos terminados. Es utilizado para proteger equipamientos alimentados por correas transportadoras, contra la presencia de objetos metálicos extraños que puedan estar mezclados con el material transportados. Por eso, el detector de metales debe de ser utilizado en el procesamiento del carbón. 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 que para la correa y da una señal al operador. La figura 2.2. muestra un detector de metales.



Figura 2.2. 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. Asimismo representa indiscutibles ventajas sobre los separadores electromagnéticos, porque detecta partículas no ferrosas y la presencia de metales encastrados en el material transportado, que otros separadores magnéticos no consiguen imantar.

2.2 ALIMENTACION

TRANSPORTADOR RASTRA

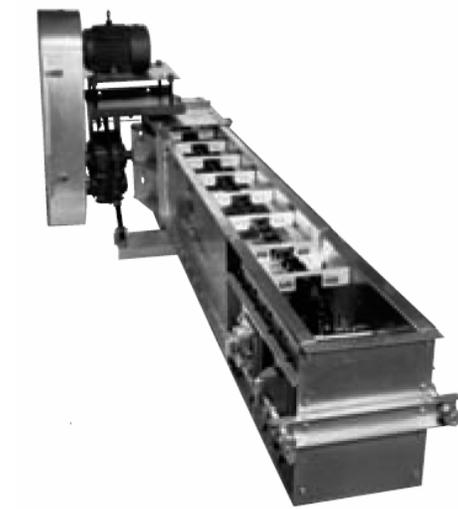


Figura 2.3 Transportador de Rastra

Para aplicaciones que requieren que el transportador permanezca limpio, se utiliza el transportador mostrado en la figura, es un transportador de rastras de fondo plano. Esto es particularmente importante cuando se quiere transportar grandes capacidades

El acero galvanizado hace el transportador resistente a la oxidación y a la corrosión lo cual disminuye gastos de mantenimiento. Las

cubiertas en forma de caballete permiten fácil deslizamiento del agua y reducen la acumulación de humedad. Diferentes capacidades son disponibles al combinar el tamaño de la artesa y la velocidad de la cadena. La cadena de alta resistencia y las paletas de polietileno UHMW reemplazables crean un movimiento de volumen en masa fluido donde hay poca fricción y no hay contacto de metal con metal. Los piñones de retorno de UHMW hacen que la operación de la cadena sea más lisa y uniforme. La cabeza de descarga tiene chumaceras esféricas de rodines y tensores ajustables; la cola en forma redonda; una tolva estándar; secciones intermedias con cubiertas en forma de caballete; piñones de retorno de UHMW; y cadena con paletas de UHMW. Accesorios opcionales incluyen tolvas con sobrepaso, y descargas adicionales con la misma forma de arco para la artesa con controles neumáticos o eléctricos. El juego de poleas y bandas de transmisión viene completo con cubierta. Los transportadores pueden operarse con cierto grado de inclinación en utilidades específicas. Las capacidades y caballaje del motor dependen de la inclinación.

Banda Transportadora



Figura 2.4. Banda Transportadora

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 20⁰C y podría tener un máximo de hasta 30⁰C. Las Bandas Transportadoras no deben tener una excesiva velocidad e inclinación debido a que se puede producir derrames, irregular carga y ancho inadecuado de la

banda, falta de tensión de la banda, adherencias de material húmedo o mojado a la banda. Por cada 152 mm de aumento de la anchura de la banda, el tamaño de los carbones que puede transportar aumentara en 51mm. Posee un costo inicial de implementación mas elevado que otros tipos de transportadores.

En el sistema de transportación y alimentación al molino existen tres 3 transportadores de bandas que se utilizaran

Transportador de Derrame

El transportador de Derrame (TD) esta ubicado en la parte inferior de la Banda Transportadora. El TD posee vigas con perfil L las cuales se encarga de “recoger” el material que cae de la banda transportadora cuando esta descarga el material y comienza a retornar al tambor conducido.

En la descarga de BT-1 a BT-2 existira un TD el cual llevara el material hacia BT-2; en la descarga de BT-2 a la Válvula Doble via existira otro TD que llevara el material al chute ubicado antes de la Válvula doble via; y existira otro TD en la descarga de BT-3 a la válvula rotatoria que

alimenta al molino vertical, este TD descarga el material en el chute que hay después de BT-3.

La capacidad que se requiere que tenga el transportador de derrame es el 5% de la capacidad de la Banda transportadora que se encuentra en la parte superior.

Válvulas Rotatorias

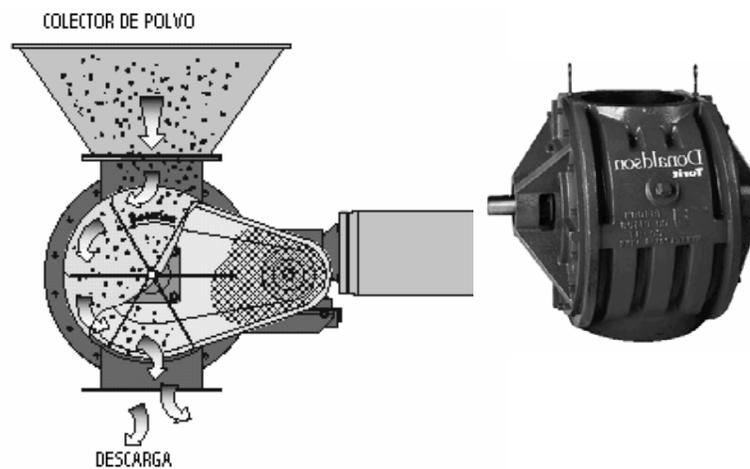


Figura 2.5. Operación de una válvula rotatoria

(16)DONALSON COMPANY, Filtración Industrial del aire, 2002

La integración de una válvula rotatoria con el colector crea un sistema completo que automática y continuamente transfiere polvo que se genera de la tolva al sistema de transportación. La válvula reduce el tiempo de espera y trabajo debido a que se encarga del manipuleo

del polvo sin que halla mano de obra de por medio, además, las válvulas rotatorias son diseñadas con un sello especial para mantener el polvo confinado y salvaguardar la eficiencia del colector. La figura 2.5 muestra el tipo de válvula rotatoria que se utilizara en el proyecto.

Celdas de Pesaje

Las celdas de pesaje se encargan se sensar la cantidad de carbón que se encuentra en la tolva; 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. Para nuestro proyecto se ultizarán 4 celdas. La figura 2.6 representa la celda de pesaje.

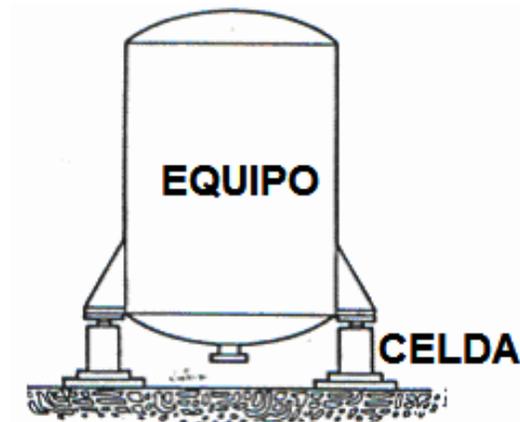


Figura 2.6 Celda de Pesaje

Colector de Polvos

El colector de polvos para la descarga de BT-1 a BT-2 es un Colector Donaldson Torit PJD con mangas compacto y tradicional para aplicaciones de volúmenes bajos. El colector PJD incluye un sistema de retiro de bolsas por la parte inferior que lo convierte en ideal para las aplicaciones en las que prácticamente no hay espacio superior; la figura 2.7 muestra un colector JPG típico. El Colector de Polvos para la descarga de BT-2 es un colector de polvo de cámara con bolsas Donaldson Torit HP; esta diseñado para aceptar volúmenes de aire entre intermedios y altos y caídas de la presión de funcionamiento a un nivel bajo. 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 2.7 Colector de Polvos

2.3. SISTEMA SELECCIONADO

El sistema comienza con la llegada del material a BT-1 el cual posee una balanza electrónica que censa la cantidad de material que esta ingresando a la Banda. Al final de BT-1 en la parte inferior posee un transportador de Derrame el cual evita que el material caiga al piso.

En la descarga BT-1 a BT-2 se coloca un colector de polvos de mangas. Al final de BT-2 existe un Separador Magnético y un detector de Metales. Existe una válvula doble vía al final de BT-2, la cual regularmente lleva el carbón hacia la tolva (la cual tiene 4 celdas de pesaje) donde se regula la salida de material mediante PIN GATES. El cae a un Transportador de Rastras el cual lleva el material hacia BT-3. La Figura 2.8 muestra la distribución de los equipos.

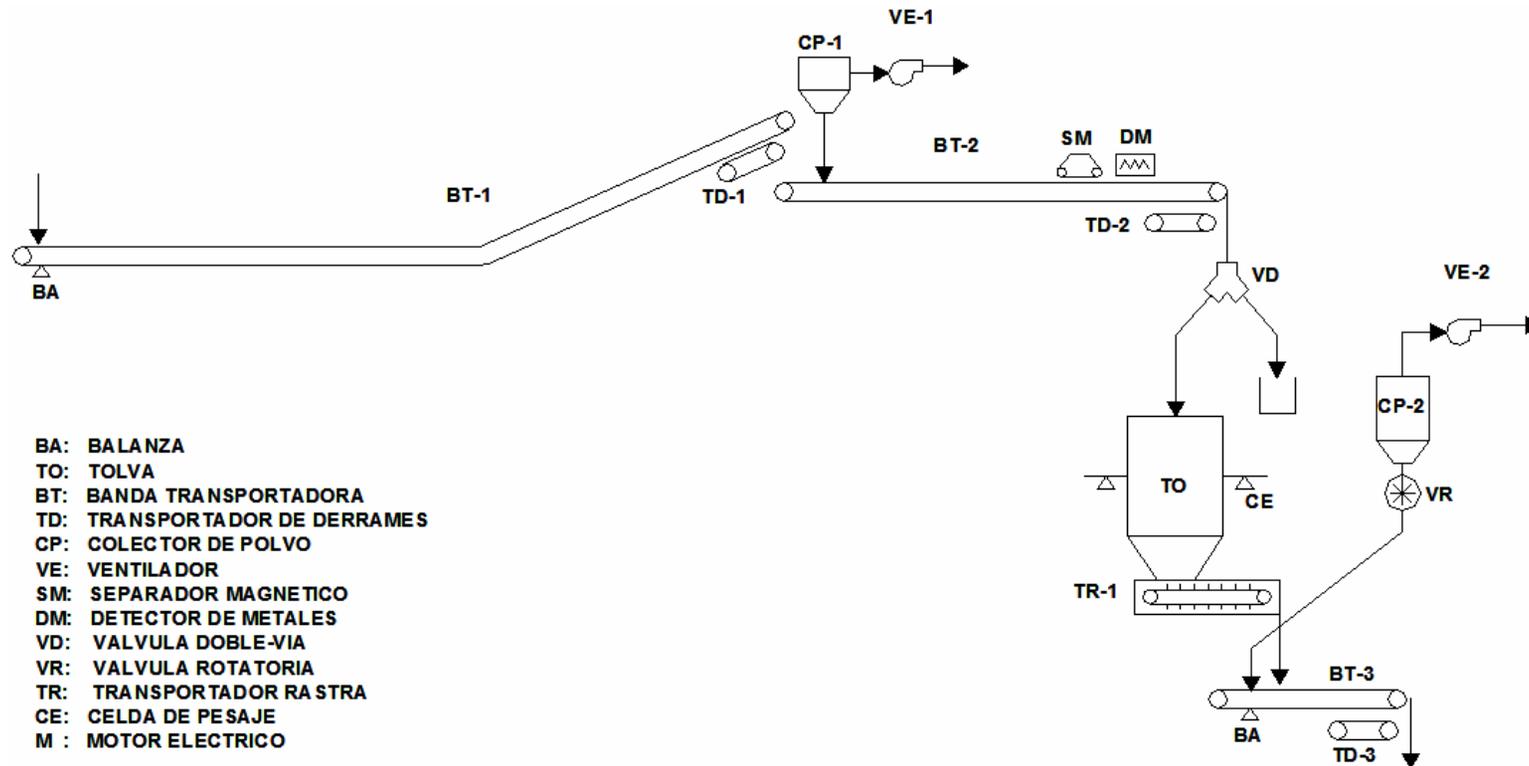


Figura 2.8. Esquema del Sistema de Transporte y Alimentación.

CAPITULO 3

3. SISTEMA DE TRANSPORTACION

3.1. DESCRIPCION

El Proceso de Transportación comienza con la llegada del carbón a la Primera Banda Transportadora (BT-1) a razón de 80 ton/h (ver el plano PC-FLUJO-15), esta banda posee un sistema de pesaje (SP-1) para controlar la cantidad de carbón sacado de la nave de almacenamiento. La BT-1 lleva el carbón horizontalmente 320m y luego lo eleva 37m en una proyección horizontal de 180m tal como se muestra en los planos PC-CORT-02 y PC-CORT-03. El carbón cae a una Segunda Banda Transportadora (BT-2) que lleva horizontalmente el material 150m (como se observa en el plano PC-CORT-04) pasando a través de un Separador Magnético (SM) y un Detector de Metales(DM), para luego caer a una válvula doble vía cuya función es enviar los materiales metálicos “no-ferrosos” que el separador

magnético no capturó hacia un recipiente que se encuentra ubicado en el nivel cero del Edificio. Existe un sistema de desempolvado en la descarga del material de BT-1 a BT-2; además se ubican transportador de derrame en la parte inferior de las 2 bandas para recoger el material que cae al momento que la banda comienza el recorrido de retorno.

3.2. DISEÑO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS

3.2.1. SISTEMA DE PESAJE

El sistema de pesaje (SP-1) de las Bandas transportadoras estará a cargo de balanzas electrónicas marca SCHENCK (Alemana), estarán ubicadas en la parte inferior de cada Banda y tendrán el mismo ancho que estas. Los parámetros que se deben entregar al proveedor para la selección de la Balanza son:

Ancho de la Banda transportadora: 24in (610mm)

Capacidad máxima de la Banda: 80 ton/h

Diámetro y Angulo de inclinación de los rodillos superiores:

φ400mm, ángulo terna de 35°.

Material a Pesar: Carbón Bituminoso.

La figura 3.1 muestra la forma y dimensiones de la balanza

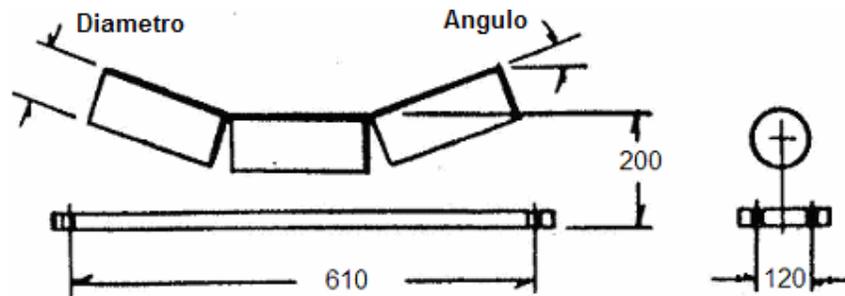


Figura 3.1. Balanza para las Bandas Transportadoras

3.2.2. BANDAS TRANSPORTADORAS

Para el Diseño de las Bandas Transportadoras se utilizara como herramienta técnica el Software HEBER 2002 desarrollado en la FIMCP-ESPOL⁽⁴²⁾

Diseño de Primera Banda Transportadora (BT-1)

La Figura 3.2 indica esquemáticamente el recorrido de BT-1. Ingresando al Software las características del carbón Bituminoso que se muestran en la tabla 3.1, además, se ingresa la capacidad requerida de 80 ton/h, longitud horizontal de 320 m, la proyección horizontal de la distancia inclinada igual a 180m y la elevación de 37 m.

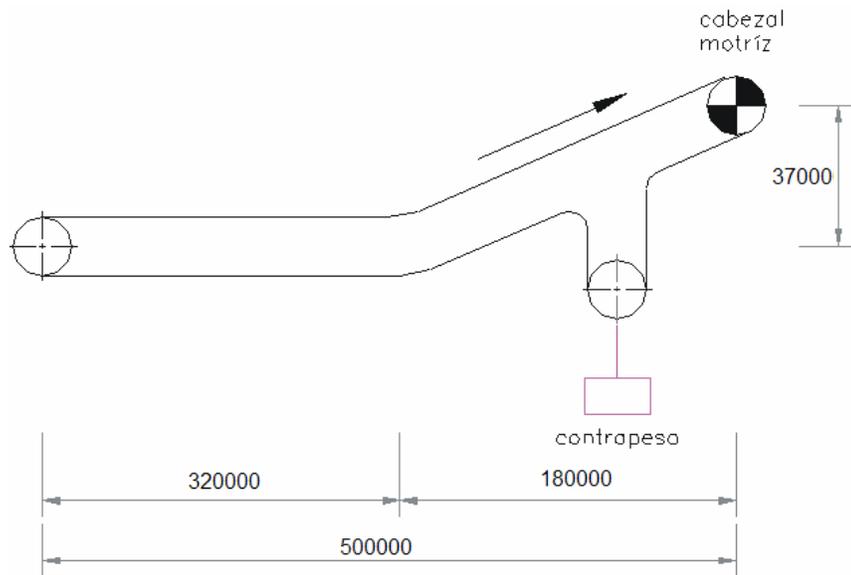


Figura 3.2: Esquema de BT-1

TABLA 3.1

CARACTERISTICAS DEL MATERIAL

Densidad Aparente	kg/m ³	800
Angulo de Reposo	°	45
Angulo de Sobrecarga	°	15 ⁰
Angulo Máximo de Inclinación	°	16 ⁰
Temperatura Ambiente	°	30 ⁰
Abrasividad		Moderada
Tamaño Máximo del carbón	mm	50

Ancho de la Banda

El apéndice A indica que para un tamaño de terrón de 50mm el ancho mínimo debe de ser 400mm, por lo que se escoge un ancho de 610mm que equivale a 24in, la cual es una medida

Standard para bandas transportadoras. Esto con el propósito de evitar cualquier posible derrame.

Velocidad de la Banda

El apéndice B muestra que para un ancho de Banda de 610mm y una densidad menor a 0.8ton/m^3 la velocidad máxima debe de ser 3.15m/s , por lo que se escoge una velocidad de 1.4 m/s , con el propósito de generar la menor cantidad de polvo en el ambiente.

Tipo de rodillo Superior

El tipo de rodillos a utilizar son los de *Terna con un ángulo de inclinación de 35°* . En la figura 3.3 se indica la forma del rodillo superior.

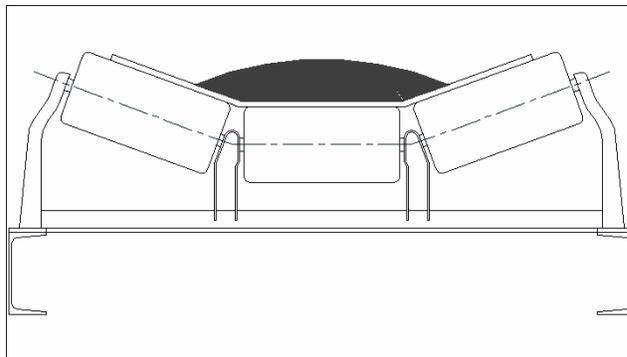


Figura 3.3: Rodillo Terna 35°

Con estos parámetros, obtenemos los siguientes resultados:

Capacidad máxima Calculada = 184.74 ton/h

Carga del material por metro de Banda = 16 Kg/m

Longitud total de la trayectoria (inclinada) = 503.76 m

Angulo de elevación de la Banda = 12°

Calculo de Fuerzas y Potencias

Para el cálculo de fuerzas y Potencias, se debe ingresar los siguientes parámetros:

El coeficiente de fricción

En el anexo C se muestran los valores del coeficiente de fricción de las partes giratorias para diferentes condiciones; la condición de la banda transportadora será trabajar en ambiente normal de trabajo y accesorios para la banda normales; por consiguiente, el coeficiente es igual a 0.02.

Peso de la banda

En el anexo D se muestran los *valores promedio* del peso de la cinta transportadora, para un ancho de banda de 610mm y con un peso específico entre 0.8 a 1.6 ton/h se obtiene un peso de banda por longitud de 9 kg/m.

Peso de los Rodillos Superiores e Inferiores

Los valores promedio del peso de los rodillos superiores e inferiores se muestran en el apéndice E; para un ancho de banda de 610mm y un peso específico menor de 1.5 ton/m³ se obtienen un peso de 5.5 Kg para ambos rodillos.

Espaciamiento entre Rodillos Superiores e Inferiores

Los valores recomendados de los espaciamientos entre rodillos superiores e inferiores se encuentran en el apéndice F, el cual para un ancho de banda de 610mm y un peso específico de 800 kg/m³ da 1.4m de espaciamiento entre rodillos superiores y 3m de espaciamiento entre rodillos inferiores.

Eficiencias mecánicas de reductores de velocidad

En el apéndice G se muestran las eficiencias mecánicas de equipos reductores de velocidad, debido a que el reductor de velocidad a usar es por engranes helicoidales de doble reducción, la eficiencia será de 94%.

Eficiencia del Motor

La eficiencia de un motor eléctrico se la estima en el rango de 90 a 95%, para este caso la eficiencia del motor se la coloca en 95%.

Longitud Total de la Guías

Se coloca guías en el lado de la descarga del material para proteger que el material no se desborde, la longitud de la guía es de 6m.

En las tablas 3.2 y 3.3 se muestran las fuerzas y potencias respectivamente que actúan en BT-1, calculadas con los parámetros antes mencionados.

TABLA 3.2

FUERZAS QUE ACTUAN EN BT-1^(*)

Fuerza para mover la banda en vacío y componentes móviles	2631.61
Fuerza para desplazar el material horizontalmente	1757.93
Fuerza para desplazar el material verticalmente	5761.43
Fuerza total para mover la banda en servicio	10150.9

(*) Todas las fuerzas están en Newton (N)

TABLA 3.3

POTENCIAS EN BT-1

Potencia Total teórica	kW	14.88
Potencia por guías de carga	kW	0.67
Potencia Requerida	kW	16.67
	HP	22.23

Calculo Tensiones

Para el cálculo de las tensiones, se debe ingresar los siguientes parámetros:

Coeficiente de fricción tambor-banda

Del apéndice H se observa que el coeficiente de fricción tambor-banda teniendo el tambor revestido y seco es de 0.4.

Angulo de Contacto

El ángulo de contacto de la banda con el rodillo es de 210° para un arreglo del cabezal motriz como se muestra en la figura 3.4.

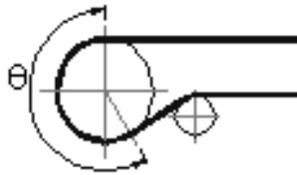


Figura 3.4: Angulo de Contacto

Flecha máxima permisible

El pando máximo permisible se encuentra entre valores de 0.005 y 0.02, se toma el máximo valor igual a 0.02.

Con estos parámetros se obtiene la tensión mínima que debe de tener el contrapeso la cual permite tener una suficiente tensión de la banda a lo largo de toda su longitud, por lo que, se debe colocar una tensión en el contrapeso igual o mayor a la calculada para proceder a hallar las tensiones en la banda. La tabla 3.4 muestra las tensiones que actúan en BT-1.

TABLA 3.4

TENSIONES QUE ACTUAN EN BT-1^(*1)

Tensión mínima para evitar el pandeo	2146
Tensión Efectiva	10629
Tensión mínima que debe tener el contrapeso	8424
Tensión en el contrapeso	9000
Tensión del lado apretado T_1	15129
Tensión del lado flojo T_2	4500
Tensión de retorno T_3	2434
Tensión en la parte curva T_a	4951
Tensión de trabajo unitaria(N/mm)	25

(*1) Todas las tensiones están en Newton (N) excepto la tensión unitaria.

Motor eléctrico

La potencia requerida que se calculó que necesita el motor es de 22.23HP, por lo tanto se escoge un motor cerrado con una potencia de 25 HP a 1800 rpm. La tabla 3.5 muestra las características del motor eléctrico y la figura 3.5 muestra sus dimensiones.

Selección del tipo de banda

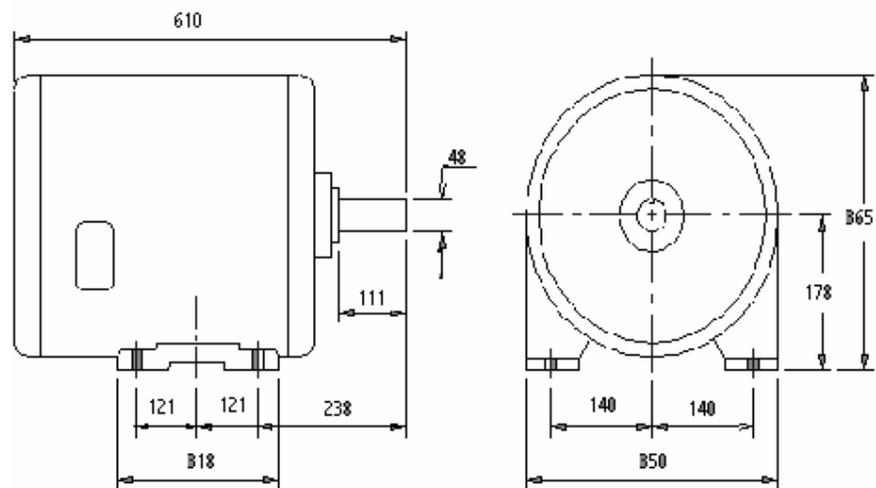
La resistencia mínima requerida (tensión unitaria mínima) que se calculó que debe tener la banda es de 25N/mm, por consiguiente se procede seleccionar una banda con una mayor

resistencia igual a 40 N/mm y con 4 lonas en la carcasa. Con esta resistencia y número de lonas, las características que tendrá la banda se muestran en la tabla 3.6.

TABLA 3.5

CARACTERISTICAS DEL MOTOR ELECTRICO PARA BT-1

FRAME del motor: 284T cerrado		
Potencia	HP	25
Velocidad Angular	rpm	1750
Eficiencia del motor	%	95
Eficiencia de transmisión	%	94
Peso	Kg	168
Diámetro de los pernos	mm	10
Longitud de los pernos	mm	38



[29] Normas Nema, motores de corriente alterna jaula de ardilla.

Figura 3.5 Dimensiones del Motor eléctrico 284T

TABLA 3.6**CARACTERISTICAS DE LA BT-1**

Banda EP400 de mediana resistencia a la abrasión		
Resistencia	N/mm	40
Espesor de la cubierta superior	mm	3
Espesor de la cubierta inferior	mm	1.5
Peso aproximado en un milímetro	kg/m ²	1.14
Espesor de la carcasa	mm	7.2
Espesor de la cobertura	mm	4.5
Peso aproximado por lona	Kg/m ²	2.5
Espesor aproximado por lona	mm	1.8
Peso de la carcasa	kg/m ²	10
Peso de la cobertura	Kg/m ²	5.13
Peso de la banda	Kg/m	15.13
Peso total de la cinta	Kg	9298.7
Espesor total de la cinta	mm	11.7

Selección de los rodillos

Para la selección de los rodillos, se ingresan las condiciones externas a las que van a estar sometidos los rodillos como son, en un ambiente polvoso-seco y de pobre mantenimiento, además de un desalineamiento en los rodillos superiores e inferiores de 0.0028 m y 0.006m respectivamente. Del apéndice I se obtiene que para una carga ligera y un ancho de banda de 24"(610mm) la clasificación CEMA de los rodillos superiores e inferiores podrían ser A o B y los diámetros del rodillo pueden estar entre 4"(102mm) y 5"(127mm); los tipos de rodillos inferiores serán

planos con un ángulo de 0° como se muestra en la figura 3.6. En la tabla 3.7 se indican las características de los rodillos superiores e inferiores.



Figura 3.6. Rodillo inferior

TABLA 3.7

CARACTERISTICAS DE LOS RODILLOS SELECCIONADOS

Rodillo	Unidades	Superior	Inferior
Clase		Cema B	Cema B
Tipo		Terna	Plano
Angulo	°	35	0
Diámetro	mm	102	102
Espaciamiento	m	1.4	3
Carga en rodillos	Kg	35.84	27.84
Desalineamiento	m	0.0028	0.006
Cantidad aproximada	u	504	168
Capacidad de carga	Kg	186	75
Velocidad angular	rpm	262	262
Vida útil	h	123379	123379
Eje	mm	17	17
Material del eje		Acero macizo	Acero macizo
Capacidad dinámica de carga	lb	2150	2150
Rodamiento ^(*)		Bolas 6203-2RS,SKF	Bolas 6203-2RS,SKF

(*2) Todos los rodamientos son sellados

Selección y Características de los los Tambores.

En la figura 3.7 se indica un esquema de los diferentes tambores que se usan para BT-1. Debido a que la banda transportadora tiene un ancho de 610mm, el mínimo ancho de la cara de todos los tambores debe de ser 750mm (especificación en el Software).

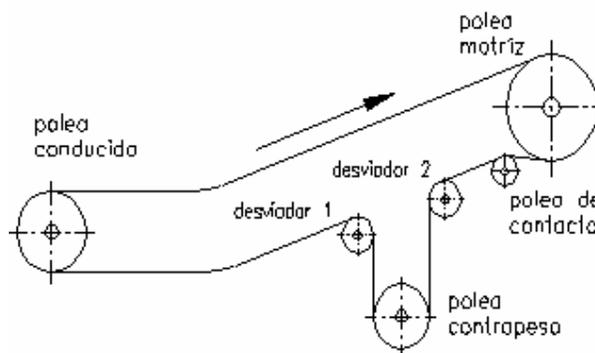


Figura 3.7. Esquema de los Tambores para BT-1

Distancia entre apoyos en las Tambores

Del apéndice J para un ancho de banda de 610mm, la distancia recomendada entre apoyos en el tambor motriz y de cabeza, y de tambor de cola y contrapeso es de 1170mm y la distancia de los tambores adicionales y los desviadores es de 990mm.

Material del eje

El material con que estará hecho el eje será de un acero AISI 1045, el cual estará soportando un esfuerzo permisible de 55.16 MPa.

Vida del Cojinete

En el apéndice K se indica que para máquinas de servicio de 8 horas diarias utilizadas plenamente, la vida nominal se recomienda de 30000 horas.

Con los parámetros dados, en la tabla 3.8, se obtienen las características de todos los tambores utilizados en el diseño de la BT-1. En la figura 3.8 se muestra las dimensiones del Tambor Motriz.

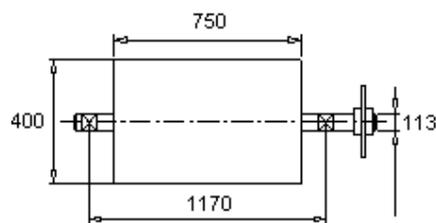


Figura 3.8. Características del Tambor Motriz para BT-1

TABLA 3.8

CARACTERISTICAS DE LOS TAMBORES PARA BT-1

Tambores	Motriz	Conducido	De contacto	Desviador 1	Desviador 2	Contrapeso
Ancho de cara (mm)	750	750	750	750	750	750
Diámetro (mm)	400	250	200	250	300	250
Distancia entre apoyos (mm)	1170	1170	990	990	990	1170
Fuerza Resultante (kN)	18.96	9	2.33	6.99	5.66	9
Angulo de contacto (°)	210	180	30	102	78	180
Peso del Tambor (Kg)	76	36	26	36	50	36
Material del eje	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045
Diámetro del eje (mm)	113	113	57	57	57	113
Capacidad de carga del rodamiento (kN)	97.28	54	16.08	42.4	32.42	54
Torque Máximo (N.m)	2381.43					
Momento flector Máximo (N.m)	1990.8					

Trayectoria del Material

Con parámetros dados anteriormente se encuentra que el radio de curvatura del centro de gravedad del carbón en el momento de la descarga es de 275mm, la Fuerza Centrifuga es 11.62 N/m y el ángulo de fuga ϕ igual a 43° . Para intervalos de tiempo de 0.05 segundos se obtiene las coordenadas de la trayectoria y la grafica de dicha trayectoria mostrada en la tabla 3.9 y la figura 3.9 respectivamente.

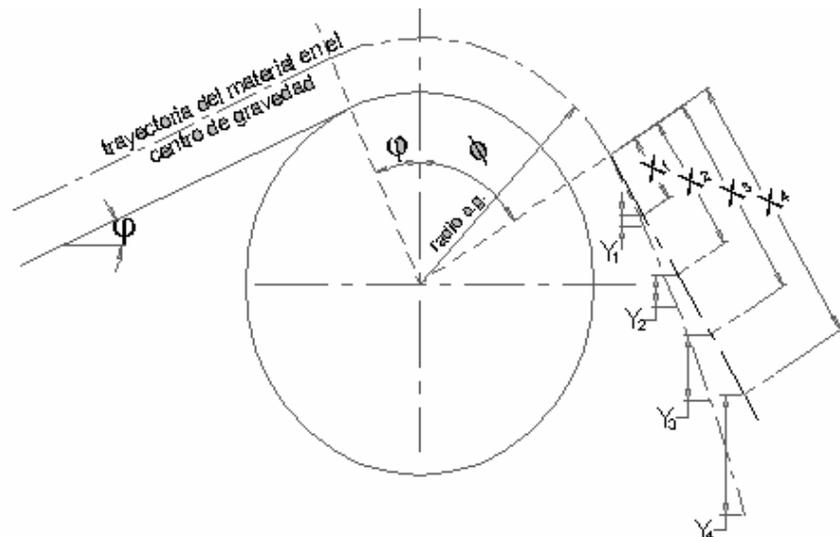


Figura 3.9. Trayectoria de la BT-1

TABLA 3.9

COORDENADAS DE LA TRAYECTORIA PARA BT-1

Coordenada	1	2	3	4	5	6
Tiempo (s)	0.05	0.1	0.15	0.2	0.25	0.3
X (mm)	70	140	210	280	350	420
Y(mm)	12.26	49.05	110.36	196.2	306.56	441.45

El software también proporciona el radio de curvatura de la banda en la transición de horizontal a inclinado. La figura 3.10 muestra dicho cambio.

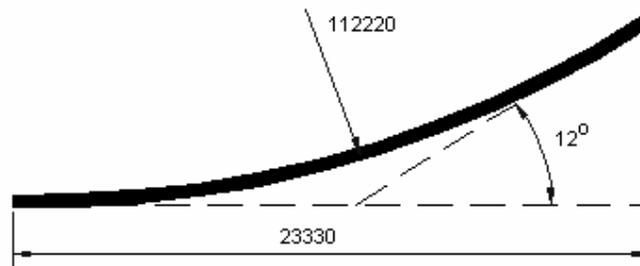


Figura 3.10. Radio de Transición

Acople Hidrodinámico

Para evitar un arranque brusco cuando la banda se quede parada con material se recomienda colocar un Acople Hidrodinámico en el motor eléctrico, cuya función es de acelerar paulatinamente al tambor cuando se enciende el sistema. Esto se

lo realiza debido a que el motor eléctrico para BT-1 posee una potencia de 25HP, y sobre tenemos una banda de 500m de longitud que se eleva 37m.

El tipo de Acoplador a usar es marca VOITH modelo TVRI , el cual se emplea cuando es necesario un arranque especialmente suave. El Acople se lo coloca en voladizo sobre la caja reductora; posee una polea de transmisión incorporada embridada a la caja del acoplador la cual facilita en los ejes dispuestos simétricamente un accionamiento o una salida con las relaciones de transmisión usuales.

De la figura del Apéndice N se ingresa con la potencia de accionamiento de 25 HP y una velocidad de accionamiento de 900 rpm y se observa que el tipo de acoplador que hay que usar es TVRI 487; ingresando a la tabla 3.10 con este modelo, se encuentran las especificaciones y en la figura 3.11 se muestra un esquema del acople seleccionado.

TABLA 3.10

DIMENSIONES PARA ACOPLES VOITH

Las dimensiones más importantes, tipo TRI, TVRI*

Tamaño del acoplador	D	B max.	d	d ₁ min.	Ejecución TRI		Ejecución TVRI	
					A	peso (kg)	A	peso (kg)
133	162	17	19	75	75,5	2	-	-
154	190	19	28	92	83,5	2,5	-	-
154 DT	190	40	28	100	102	3,5	-	-
206	248	83	42	95	97	7	-	-
206 DT	248	83	42	95	137	10	-	-
274	328	116	55	125	139	15,5	-	-
274 DT	328	153	65	140	177	23	-	-
366	424	163	65	140	185	36	222	43
422	470	178	75	155	205	55	254	63
487	556	222	90	195	233	84	294	95
562	634	322	100	240	254	121	330	135
650	740	-	105	332	299	150	381	163

* tipo TVRI a partir del tamaño 366

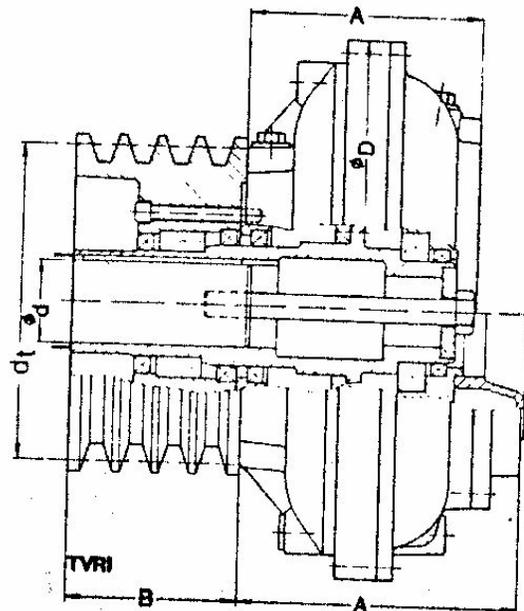


Figura 3.11. Esquema de un Acople Voith TVRI

Diseño de la Segunda Banda Transportadora (BT-2)

BT-2 mostrada en la figura 3.12, está ubicada a 36 m de altura y va a transportar horizontalmente el carbón hacia el edificio. Se ingresan al software las características de la tabla 3.1, además de la capacidad requerida de 80ton/h y la longitud horizontal que recorre la banda igual a 150m.

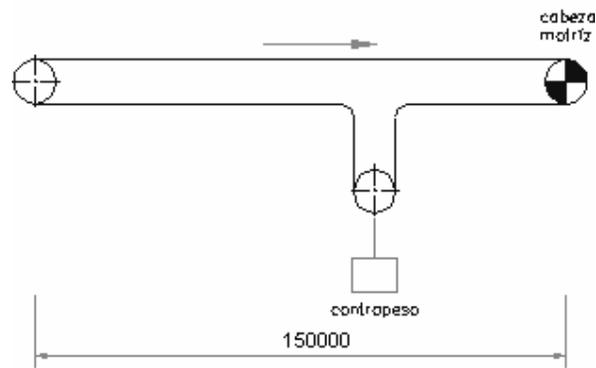


Figura 3.12. Esquema de BT- 2

El ancho de la Banda, la velocidad de la Banda y el tipo de rodillo Superior son los mismos que para BT-1. Con estos parámetros, el software da los siguientes resultados:

Capacidad máxima Calculada = 199.06 ton/h

Carga del material por metro de Banda = 16 Kg/m

Calculo de Fuerzas y Potencias

El coeficiente de fricción, el peso de la banda, el peso de los rodillos superiores e inferiores, el espaciamiento entre rodillos superiores e inferiores, la eficiencia del motor, la eficiencias mecánicas de reductores de velocidad y la longitud total de la guías son iguales que para BT-1; con estos parámetros se obtienen las fuerzas y potencias que actúan en BT-2, las cuales se muestran en la tabla 3.11 y 3.12 respectivamente.

TABLA 3.11

FUERZAS QUE ACTUAN EN BT-2 ^(*)

Fuerza para mover la banda en vacío y componentes móviles.	1061.65
Fuerza para desplazar el material horizontalmente.	709.19
Fuerza total para mover la banda en servicio.	1770.84

(*) Todas las fuerzas están en Newton (N)

TABLA 3.12

POTENCIAS QUE ACTUAN EN BT-2

Potencia Total teórica	kW	3.15
Potencia por guías de carga	kW	0.67
Potencia Requerida	kW	3.53
	HP	4.71

Calculo de Tensiones

El Coeficiente de fricción tambor-banda, ángulo de contacto, la flecha máxima permisible son iguales que para BT-1; con estos parámetros se obtiene la tensión mínima que debe de tener el contrapeso. La tabla 3.13 muestra las tensiones que actúan en BT-2.

TABLA 3.13
TENSIONES QUE ACTUAN EN BT-2^(*)

Tensión mínima para evitar el pandeo	2146
Tensión Efectiva	2250
Tensión mínima que debe tener el contrapeso	4292
Tensión en el contrapeso	5000
Tensión del lado apretado T_1	4750
Tensión del lado flojo T_2	2500
Tensión de retorno T_3	2985
Tensión de trabajo unitaria	<i>8N/mm</i>

(*) Todas las tensiones están en Newton (N) excepto la tensión unitaria

Motor eléctrico

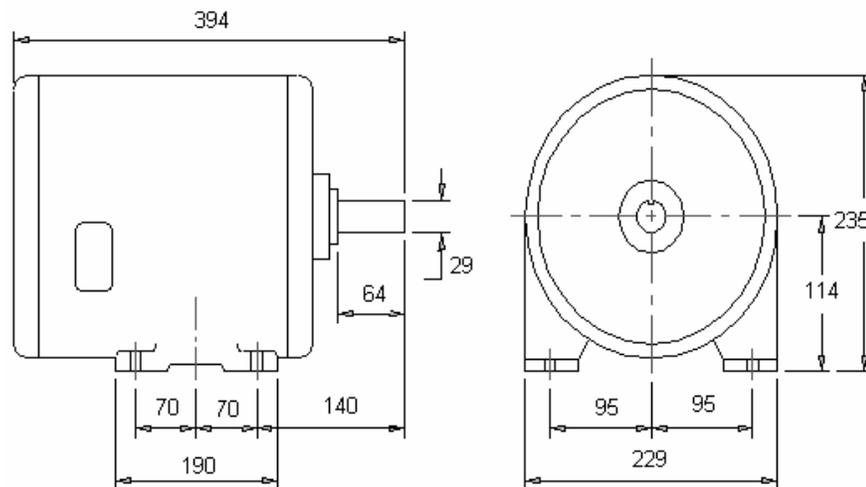
La potencia requerida que se calculo que necesita el motor es de 4.71HP, por lo tanto se coloca una potencia de 5 HP a 1800 rpm y un tipo de motor cerrado. La tabla 3.14 muestra las

características del motor eléctrico y la figura 3.13 muestra sus dimensiones.

TABLA 3.14

CARACTERISTICAS DEL MOTOR ELECTRICO PARA BT-2

FRAME del motor: 184T cerrado		
Potencia	HP	5
Velocidad Angular	rpm	1750
Eficiencia del motor	%	95
Eficiencia de transmisión	%	94
Peso	Kg	43
Diámetro de los pernos	mm	8
Longitud de los pernos	mm	25



[29] Normas Nema para motores de corriente alterna jaula de ardilla.

Figura 3.13 Dimensiones del Motor eléctrico 215T

Selección del tipo de banda

La resistencia mínima requerida que se calculó que debe tener la banda es de 8N/mm, por consiguiente se procede seleccionar una banda con una mayor resistencia igual a 40 N/mm y con 4 lonas en la carcasa. Con esta resistencia y número de lonas, las características que tendrá la banda se muestran en la tabla 3.15.

TABLA 3.15
CARACTERISTICAS DE BT-2

Banda EP400 de mediana resistencia a la abrasión		
Resistencia	N/mm	40
Espesor de la cubierta superior	mm	3
Espesor de la cubierta inferior	mm	1.5
Peso aproximado en un milímetro	kg/m ²	1.14
Espesor de la carcasa	mm	7.2
Espesor de la cobertura	mm	4.5
Peso aproximado por lona	Kg/m ²	2.5
Espesor aproximado por lona	mm	1.8
Peso de la carcasa	kg/m ²	10
Peso de la cobertura	Kg/m ²	5.13
Peso de la banda	Kg/m	9.23
Peso total de la cinta	Kg	2770
Espesor total de la cinta	mm	11.7

Selección de los rodillos

Las condiciones externas a las que van a estar sometidos los rodillos, el desalineamiento en los rodillos superiores e inferiores, la clasificación CEMA y los tipos de rodillos inferiores son los mismos que para BT-1. En la tabla 3.16 se indican las características de los rodillos superiores e inferiores.

TABLA 3.16

CARACTERISTICAS DE LOS RODILLOS PARA BT-2

Rodillo	Unidades	Superior	Inferior
Clase		Cema B	Cema B
Tipo		Terna	Plano
Angulo	°	35	0
Diámetro	mm	102	102
Espaciamiento	m	1.4	3
Carga	Kg	35.48	27.78
Cantidad aproximada	u	150	50
Capacidad de carga	Kg	186	75
Velocidad angular	rpm	262	262
Vida útil	h	123379	123379
Eje	mm	17	17
Material del eje		Acero macizo	Acero macizo
Capacidad dinámica de carga	lb	2150	2150
Rodamiento ^(*2)		Bolas 6203-2RS,SKF	Bolas 6203-2RS,SKF

(*2) Todos los rodamientos son sellados

Selección y Características de los Tambores

El mínimo ancho de cara, la distancia entre apoyos en las Poleas, el material del eje y la vida del Cojinete serán iguales que para él calculo de la primera banda transportadora. En la figura 3.13 se indica la ubicación de los tambores. En la tabla 3.17 con los parámetros dados, se obtienen las características de todos los Tambores utilizados en el diseño de BT-2, en la figura 3.14 muestra el esquema de los tambores y en la figura 3.15 indican las dimensiones del Tambor Motriz para BT-2.

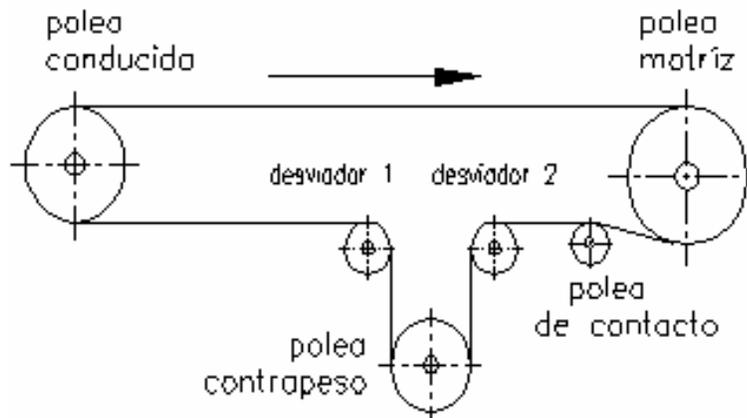


Figura 3.14. Esquema de los tambores de BT-2

TABLA 3.17

CARACTERISTICAS DE LOS TAMBORES PARA BT-2

Tambores	Motriz	Conducido	De contacto	Desviador 1	Desviador 2	Contrapeso
Ancho de cara (mm)	750	750	750	750	750	750
Diámetro (mm)	400	400	200	200	200	400
Distancia entre apoyos (mm)	1170	1170	990	990	990	1170
Fuerza Resultante (kN)	7	5	1.29	3.54	3.54	5
Angulo de contacto (°)	210	180	30	90	90	180
Peso del Tambor (Kg)	76	76	24	24	24	76
Material del eje	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045
Diámetro del eje (mm)	68	62	37	49	49	62
Capacidad de carga del rodamiento (kN)	38.23	28.36	9.61	23.6	23.6	28.36
Torque Máximo (N.m)	504.29					
Momento flector Máximo (N.m)	735					

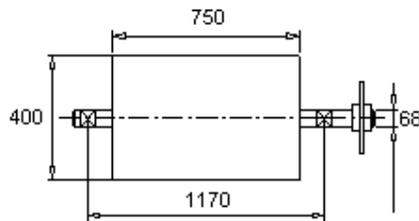


Figura 3.15. Dimensiones del Tambor motriz de BT-2

Trayectoria del Material

Con parámetros dados anteriormente se encuentra que el radio de curvatura en el centro de gravedad del carbón en el momento de la descarga es de 175mm y la fuerza centrífuga generada 18.27 N/m. Para intervalos de tiempo de 0.05 segundos se obtiene las coordenadas de la trayectoria y la grafica de dicha trayectoria mostrada en la tabla 3.18 y la figura 3.16 respectivamente.

TABLA 3.18

COORDENADAS DE LA TRAYECTORIA PARA BT-2

Coordenada	1	2	3	4	5	6
Tiempo (s)	0.05	0.1	0.15	0.2	0.25	0.3
X (mm)	70	140	210	280	350	420
Y(mm)	12.26	49.05	110.36	196.2	306.56	441.45

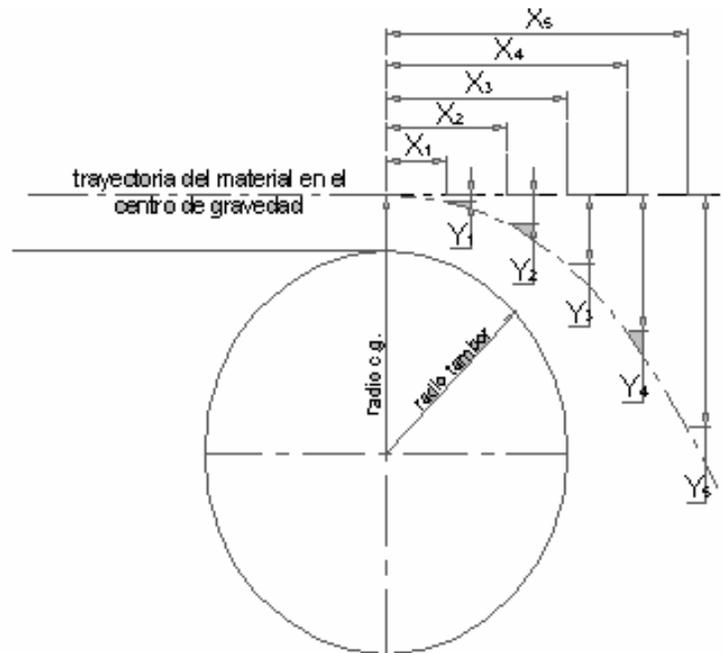


Figura 3.16. Trayectoria de la BT-2

Selección de la caja Reductora (CR)

Los tambores de BT-1 y BT-2 rotan a una velocidad menor que la velocidad nominal del motor eléctrico, por esa razón se debe colocarse una caja reductora de velocidades. El diámetro de ambos tambores $\Phi_{\text{tambor}BT-1}$ (incluido la banda) es de 428mm, la velocidad lineal con que se desplaza BT-1 y BT-2 es 1.4m/s; por consiguiente la velocidad del tambor es de:

$$\omega_{(tambor)BT-1} = \frac{2 \cdot V_{BT-1}}{\phi_{(tambor)BT-1}}$$

$$\omega_{(tambor)BT-1} = \frac{2 \cdot (1.4m/s)}{0.428m}$$

$$\omega_{(tambor)BT-1} = \omega_{(tambor)BT-2} = 6.67s^{-1} = 64rpm$$

Selección de CR-1

En el Apéndice V se encuentran los diferentes modelos⁽³⁴⁾ de cajas reductoras, CR-1, para motores de 25HP. Se ingresa con $\omega_{(tambor)BT-1}$ y se toma el valor de 68rpm con el cual se tiene $r_{V)BT-1}=25$ y un modelo *09UWBQ2A25.0A_F*. En el Apéndice X se indican las dimensiones de CR-1, en la figura 3.17 se muestra un esquema de CR-1. Del Apéndice Y, se ingresa con el tamaño del motor 284TC y el modelo de CR-1 y se observa que la caja tiene un peso $W_{CR-1} = 868lb$.

Selección de CR-2

En el Apéndice U se encuentran los diferentes modelos⁽³⁴⁾ de cajas reductoras, CR-2, para motores de 5HP. Se ingresa con $\omega_{(tambor)BT-2}$ y se toma el valor de 71rpm con el cual se tiene $r_{V)BT-2}=25$ y un modelo *07UWBQ2A25.0A_C*.

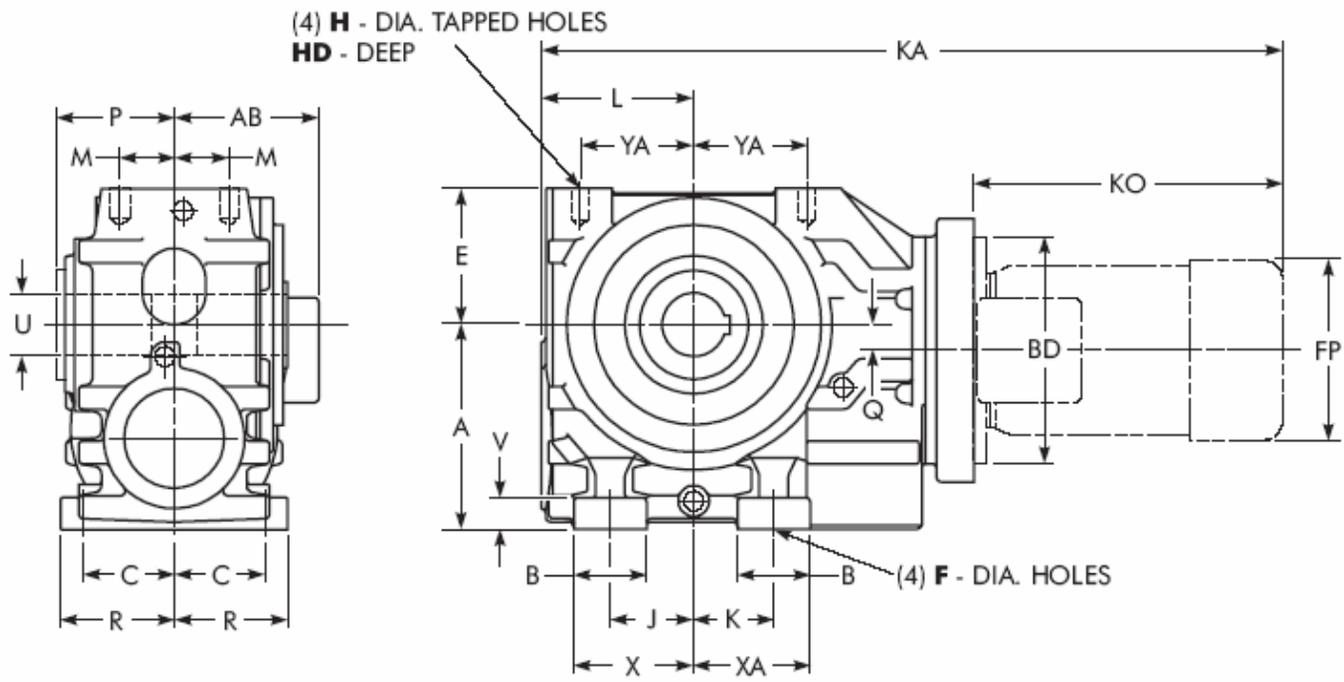


Figura 3.17 Esquema de la Caja Reductora.

En el Apéndice X se indican las dimensiones de CR-2, en la figura 3.19 se muestra un esquema de CR-2. Del Apéndice Y, se ingresa con el tamaño del motor 184TC y el modelo de CR-2 y se observa que la caja tiene un peso $W_{CR-1} = 247\text{lb}$.

Selección de Poleas (P-1)

Para la reducción faltante (de 68rpm a 64rpm) se utilizara poleas, la relación de velocidad de las poleas, $r_{vP)BT-1}$, será:

$$r_{vP)BT-1} = \frac{68rpm}{64rpm}$$
$$r_{vP)BT-1} = 1.063$$

Del Apéndice Q se obtiene que factor de servicio para una maquina de servicio continuo 1.3; por lo que la potencia de diseño es $1.3 \times 25\text{HP} = 33\text{HP}$; con esta potencia y 1750 rpm del motor se ingresa al Apéndice R y se obtiene la sección transversal de la polea es de 3V. Del Apéndice S para un motor de 1750 y una potencia de diseño de 33HP se escoge un diámetro mínimo, $\phi_{Pmenor)BT-1} = 6''$, por consiguiente, el diámetro mayor, $\phi_{Pmayor)BT-1}$ es:

$$\phi_{P_{mayor}BT-1} = r_{vP)BT-1} \cdot \phi_{P_{menor}BT-1}$$

$$\phi_{P_{mayor}BT-1} = 1.063 \times 6''$$

$$\phi_{P_{mayor}BT-1} = 6.38 \approx 6.5''$$

Se determina que la polea tenga 3 ranuras; se ingresa al Apéndice AA y se encuentra que para 6" y 6.5", los modelos de las poleas son: $P_{menor}BT-1$: 3 3V 600 SDS y $P_{mayor}BT-1$: 3 3V 650 SDS.

Selección de Poleas (P-2)

Para la reducción faltante (de 71rpm a 64rpm) se utilizará poleas, la relación de velocidad de las poleas, $r_{vP)BT-2}$, será:

$$r_{vP)BT-2} = \frac{71rpm}{64rpm}$$

$$r_{vP)BT-2} = 1.11$$

Del Apéndice Q se obtiene que factor de servicio para una máquina de servicio continuo 1.3; por lo que la potencia de diseño es $1.3 \times 5HP = 6.5 HP$; con esta potencia y 1800 rpm del motor se ingresa al Apéndice R y se obtiene la sección transversal de la polea es de 3V. Del Apéndice S para un motor

de 1750rpm y una potencia de diseño de 6.5 HP se escoge un diámetro mínimo, $\phi_{P_{menor}BT-2} = 3"$, por consiguiente, el diámetro mayor, $\phi_{P_{mayor}BT-2}$ es:

$$\begin{aligned}\phi_{P_{mayor}BT-2} &= r_{vP}BT-2 \cdot \phi_{P_{menor}BT-2} \\ \phi_{P_{mayor}BT-2} &= 1.11 \times 3" \\ \phi_{P_{mayor}BT-2} &= 3.33 \approx 3.35"\end{aligned}$$

Se determina que la polea tenga 3 ranuras; se ingresa al Apéndice AA y se encuentra que para 3" y 3.35", los modelos de las poleas son: $P_{menor}BT-2$: 3 3V 300 SH y $P_{mayor}BT-2$: 3 3V 335 SH.

Rodillos Terna

El Tipo de Rodillos Terna a usar son de la marca Edith-Robines Series 2000 2523, los cuales son rodillos de costo y servicio medio. En la tabla 3.19 se ingresa con un ancho de banda de 24" y se encuentran las dimensiones del rodillo terna. En la figura 3.18 se muestra un esquema del rodillo. Estas dimensiones son iguales para rodillo con diámetros de 4, 5 y 6", por consiguiente, los rodillos son iguales para las tres bandas transportadoras.

TABLA 3.19

DIMENSIONES DE LOS RODILLOS SUPERIORES TERNA

2523 Troughing Trainer / 35°											
BELT WIDTH	A	B	C	D	E	F	H	L	WT.	2523-W	
										A	WT.
18	27	17 $\frac{1}{8}$	5 $\frac{1}{8}$	7 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	17 $\frac{1}{8}$	2 $\frac{1}{2}$	30 $\frac{1}{4}$	111	33	117
24	33	22 $\frac{3}{8}$	7 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	18 $\frac{1}{4}$	2 $\frac{1}{2}$	35 $\frac{1}{2}$	126	39	132
30	39	27 $\frac{1}{4}$	9 $\frac{1}{8}$	11 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	19 $\frac{1}{8}$	2 $\frac{1}{2}$	40 $\frac{3}{4}$	141	45	147
36	45	33	11 $\frac{1}{8}$	13 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	20 $\frac{3}{8}$	2 $\frac{1}{2}$	46 $\frac{1}{8}$	156	51	162
42	51	38 $\frac{1}{4}$	13 $\frac{1}{8}$	15 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	21 $\frac{1}{4}$	2 $\frac{1}{2}$	51 $\frac{3}{8}$	170	57	176
48	57	43 $\frac{1}{2}$	15 $\frac{1}{8}$	17 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	23	2 $\frac{1}{2}$	56 $\frac{3}{8}$	184	63	206
54	63	48 $\frac{3}{4}$	17 $\frac{1}{8}$	19 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	24 $\frac{1}{4}$	3	63 $\frac{1}{2}$	225	69	232
60	69	54	19 $\frac{1}{8}$	21 $\frac{1}{8}$	9 $\frac{1}{8}$	25 $\frac{1}{8}$	3	68 $\frac{3}{4}$	240	75	247

Cubierta de las bandas

Se utilizara cubierta en la parte los 320m de la parte horizontal de de BT-1 que se encuentra a 0.8m del nivel suelo. El tipo de cubierta a usarse (figura 3.19) es de acero galvanizado con 0.7mm de espesor.

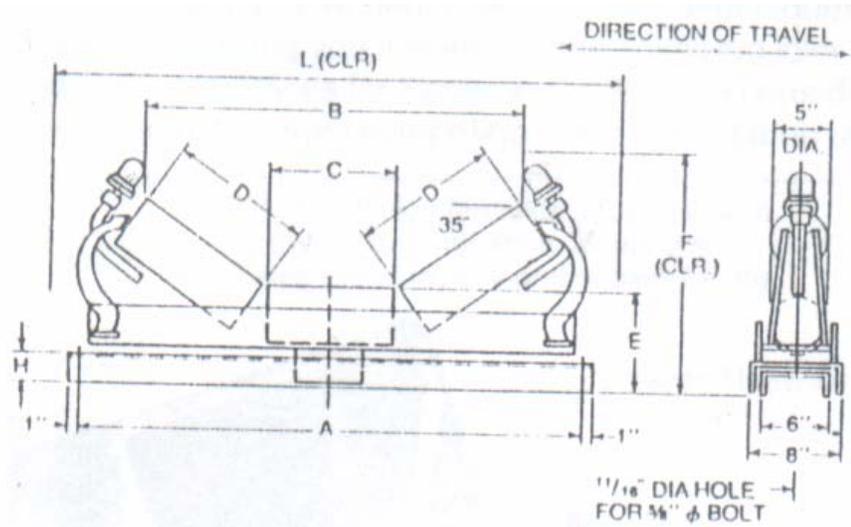


Figura 3.18. Esquema de un Rodillo Superior Terna.

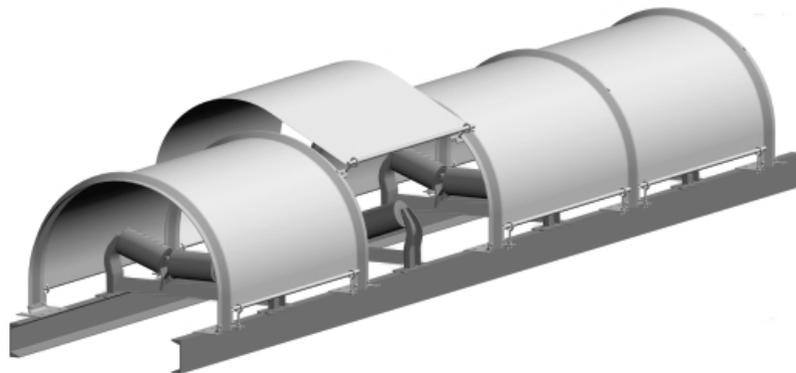


Figura 3.19. Cubierta para BT-1

Limpiadores para las Bandas

En el transporte del carbón, partes pequeñas de este pueden añadirse a la banda transportadora y debido a que el carbón

posee un grado medio de abrasividad, esto ocasionará un desgaste más rápido de la banda. Para evitarlo, se coloca limpiadores en el tambor motriz (figura 3.20) inmediatamente después de la descarga del material. La selección del limpiador se la realiza de la tabla 3.20 entrando con el ancho de la banda; por consiguiente, el modelo de limpiador es SB-24-UR-TA de la marca ARCH ENVIRONMENTAL EQUIPMENT. En la figura 3.21 se muestra las dimensiones del limpiador.

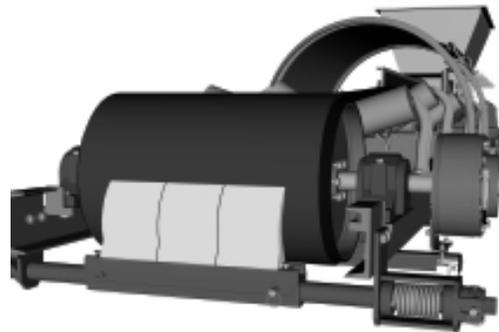


Figura 3.20 Limpiador para las Bandas Transportadoras

TABLA 3.20

SELECCIÓN DEL LIMPIADOR DE BANDA

MODEL #	BANDA	ASPA	CARCASA
SB-18-UR-TA	18	16	16
SB-24-UR-TA	24	22	22
SB-30-UR-TA	30	30	28
SB-36-UR-TA	36	34	34
SB-42-UR-TA	42	40	40
SB-48-UR-TA	48	46	46
SB-54-UR-TA	54	52	52
SB-60-UR-TA	60	58	58
SB-72-UR-TA	72	70	70
SB-84-UR-TA	84	77	77

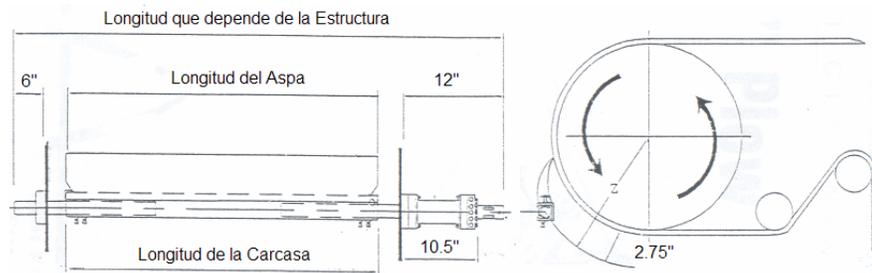


Figura 3.21. Esquema del limpiador para Banda

Antideslizamiento

Debido a que BT-1 posee una inclinación de 11° , y aunque la máxima inclinación que debe tener una banda que transporta carbón es de 16° , se coloca al tambor revestimiento antideslizante para evitar el deslizamiento y la desalineación de la Banda. La figura 3.22 muestra el revestimiento antideslizante en el Tambor.



Figura 3.22. Revestimiento Antideslizante

Peso Total para BT-1 y BT-2

El peso total para BT-1 y BT-2 incluyen el peso de sus bandas más el peso de sus respectivos equipos. En la tabla 3.21 se indican los pesos por longitud de cada accesorio y al final se indica el peso total de la Banda; para BT-1 la longitud es de 500m y para BT-2 la longitud es de 150m.

TABLA 3.21

PESO DE LOS ACCESORIOS PARA BT-1 Y BT-2

Equipo	Masa por Longitud (kg/m)	Masa m_{BT-1} (kg)	Masa m_{BT-2} (kg)	Peso W_{BT-1} (N)	Peso W_{BT-2} (N)
Rodillos Superiores	19.54	9850	2931	96600	28744
Estaciones de retorno	4.44	2240	666	22000	6531
Caucho de la Banda	14.14	7130	2121	69890	20801
Soporte de estaciones	94.43	47600	14165	466750	138911
Parrilla Galvanizada (2 ^{1/2} " x 30")	22.95	11570	3443	113440	33761
Peso total del Transportador ($m_{transportador}$)	155.5	<u>77500</u>	<u>23330</u>	<u>770000</u>	<u>228800</u>

Peso de Cubierta (Cub-1)

La BT-1 en el tramo horizontal llevará cubierta. El peso de la cubierta por longitud es de 20.78 kg/m, por consiguiente el peso de Cub-1 es:

$$m_{Cub-1} = (20.78Kg / m)(320m)$$

$$m_{Cub-1} = 6650Kg$$

Pesos de la Primera y Segunda Cercha (Cercha-1, Cercha-2)

El peso por longitud para una cercha de 2m de alto es de 200Kg/m. CERCHA-1 es la que se encuentra en la parte inclinada de BT-1, por ende la longitud es de 184m; así se encuentra su peso:

$$m_{Cercha-1} = m_{cercha} L_{BT-1}inclinada = (200Kg / m)(184m)$$

$$m_{Cercha-1} = 36800Kg$$

CERCHA-2 es la que se encuentra a lo largo de toda la BT-2; su peso es:

$$m_{\text{Cercha-2}} = m_{\text{cercha}} L_{\text{BT-2}} = (200 \text{ Kg} / \text{m})(150 \text{m})$$

$$m_{\text{Cercha-2}} = 30000 \text{Kg}$$

Las fuerzas debido al peso de las personas es $80 \text{Kg}/\text{m}^2$; las áreas de las cerchas son el ancho a_{cercha} , que es igual a 2m para ambas, multiplicada por la longitud de cada una; dejando el peso en función de la longitud se tiene:

$$m_{\text{personas}\text{Cercha}} = 80 \text{kg} / \text{m}^2 \times a_{\text{cercha}}$$

$$m_{\text{personas}\text{Cercha}} = (80 \text{kg} / \text{m}^2)(2 \text{m})$$

$$m_{\text{personas}\text{Cercha}} = 160 \text{kg} / \text{m}$$

Fuerzas que Soportan las Torres para BT-1 y BT-2

La fuerza total que actúa en cada soporte es la suma del peso de la Cub-1 mas el peso de BT-1 (para 320m).

$$F_{\text{soporte}} = m_{\text{BT-1}320\text{m}} + m_{\text{Cub-1}}$$

$$F_{\text{soporte}} = (20.78 \text{kg} / \text{m} + 155.5 \text{kg} / \text{m}) \cdot 9.81 \text{m} / \text{s}^2$$

$$F_{\text{soporte}} = 1730 \text{N} / \text{m}$$

La fuerza total que actúa en cada Torre de BT-1 es la suma del peso de BT-1 para 184m $m_{\text{BT-1}184}$, mas m_{cercha} , mas $m_{\text{personas}\text{cercha}}$

$$F_{T-1}) = m_{BT-1)184m} + m_{Cercha} + m_{personas)Cercha}$$

$$F_{T-1}) = (155.5kg / m + 200kg / m + 160kg / m).9.81m / s^2$$

$$F_{T-1}) = 5060N / m$$

La fuerza total que esta actuando en cada Torre de BT-2 es la suma m_{BT-2} , m_{cercha} , $m_{persona)cercha}$. La tabla 3.22 muestran las fuerzas en los diferentes soportes de las Bandas.

$$F_{T-2}) = m_{BT-2} + m_{Cercha} + m_{personas)Cercha}$$

$$F_{T-2}) = (155.5kg / m + 200kg / m + 160kg / m).9.81m / s^2$$

$$F_{T-2}) = 5060N / m$$

TABLA 3.22

FUERZAS EN LOS SOPORTES

Soportes	Fuerza por longitud (N/m)	Longitud (m)	Fuerza (N)
Edificio	$F_{T-2}/2$	23.60	59600
S ₁	F_{T-2}	23.80 _{)promedio}	120300
S ₁ – S ₄	F_{T-2}	24.00	121300
S ₅	F_{T-2}	23.95 _{)promedio}	121100
S _{6)BT-2}	$F_{T-2}/2$	23.90	60413
S _{6BT-1}	$F_{T-1}/2$	9.23	23400
S ₇	F_{T-1}	19.34 _{)promedio}	97700
S ₈ – S ₁₂	F_{T-1}	23.53	118900
S ₁₃	F_{T-1}	23.60	119300
S ₁₄	$(F_{T-1} + F_{soporte})/2$	23.68 _{)$F_{T-1} + 3.00$)Soporte}	62400
S ₁₅ – S ₁₁₉	$F_{soporte}$	3.00	5200
S ₁₂₀	$F_{soporte}/2$	2.00	1730

3.2.3. TRANSPORTADOR DE DERRAMES

Los Transportadores de Derrames (TD) deben ser seleccionados con una capacidad del 5% de la capacidad de la banda transportadora ubicada en su parte superior, es decir, 4ton/h. Debido a que BT-1 y BT-2 transportan la misma capacidad de carbón por hora y tienen el mismo ancho, entonces, tendrán transportadores de derrames iguales (TD-1=TD-2), excepto por la potencia del motor. En la tabla 3.23 se observa que para una capacidad de 5ton/h a una velocidad de 0.5m/s y una densidad de bulto de 800kg/m³ el largo del ángulo de TD-1 y TD-2 debe ser de 305mm. Ingresando con ese largo a la tabla 3.24 se encuentra las dimensiones de su sección transversal (presentada en la figura 3.23) y en la figura 3.24 se presenta un esquema.

TABLA 3.23

CAPACIDAD DEL TRANSPORTADOR DE DERRAME

Largo del Angulo (mm)	Densidad de Bulto (kg/m ³)	Capacidad (Ton/h)		
		Velocidad de la Banda (m/s)		
		0.5	1.27	2
305	483	5	13	20
	809	9	21	33
457	483	12	29	46
	809	20	49	77
610	483	21	52	82
	809	35	86	137

TABLA 3.24

DIMENSIONES DE UN TRANSPORTADOR DE DERRAME

Largo del Angulo		A		B	
In	mm	in	mm	In	Mm
12	305	19	483	12.5	318
18	457	25	635	18.5	470
24	610	31	787	24.5	622

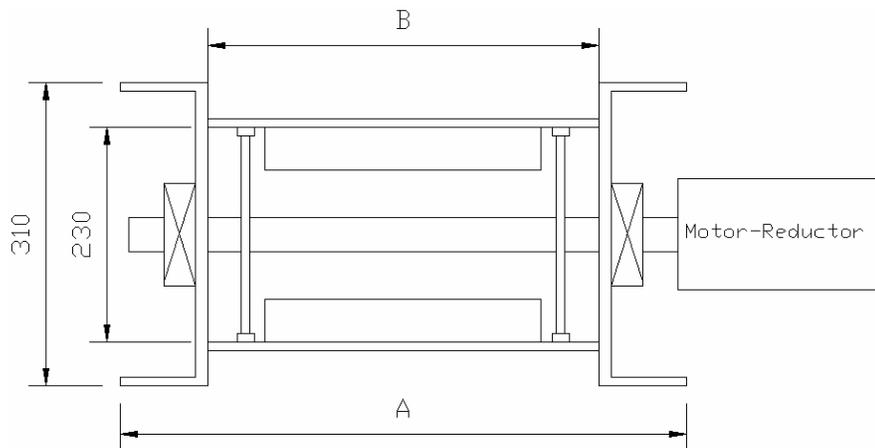


Figura 3.23 Área Transversal del Transportador de Derrame.

Las dimensiones de los transportadores son estandarizadas, los dos únicos parámetros que se deben conocer para seleccionar un transportador de derrame es el largo del Angulo y la longitud entre centros. En la figura 3.24 se muestra el transportador de derrame, donde la longitud requerida es de 8m. La compañía que distribuye este Producto es QUICK-KEY (USA).

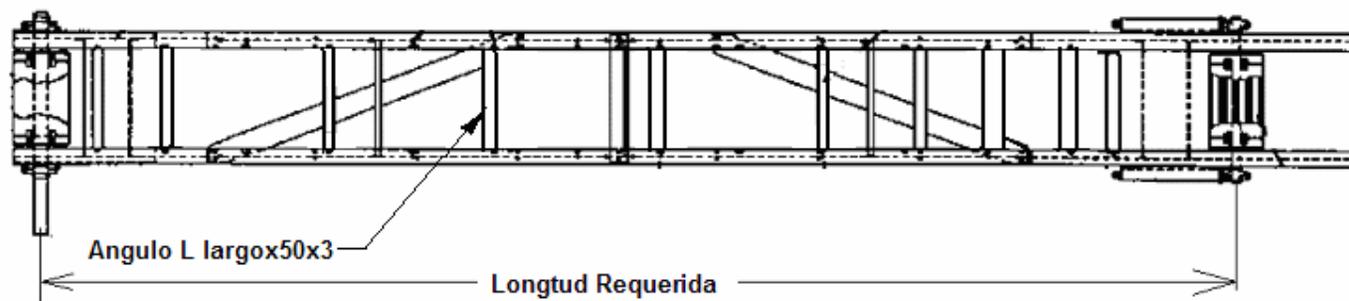


Figura 3.24. Esquema del Transportador de Derrame

3.2.4. SISTEMA DE DESEMPOLVADO

El rango del tamaño del polvo de carbón que se genera en el manipuleo es de 5 - 500 μ m. Para que el aire que respiramos pueda considerarse limpio, no debe contener partículas de tamaño superior a 0.01 μ m ⁽¹⁷⁾; por lo que se debe seleccionar filtros con mallas menores a 5 μ m para los dos colectores de polvos.

El Colector de Polvo, CP-1 a seleccionar estará ubicado encima del Skirtboard y succionara el aire contaminado directamente sin ayuda de ductos.

Caudal de polvo generado

Se coloca un Colector de Polvos de Mangas en la alimentación del carbón a la BT-2 porque es donde se produce polvo por la descarga del material de BT-1 a BT-2. Para velocidades de banda mayores a 1m/s, el caudal que hay que succionar se estima en función del ancho de banda.

$$Q_1 = 425m^3 / h + 2800 \cdot \text{AnchodeBanda}$$

$$Q_1 = 425m^3 / h + 2800(0.61m)$$

$$Q_1 = 2110m^3 / h = 1240FT^3 / \text{min}(CFM)$$

Para equipos de Transporte, Almacenaje y Alimentación, el polvo de carbón a una temperatura menor a 50°C debe tener un “cargamento de área de filtro, C_{fil} ” entre 100 – 120 $m^3/m^2 \cdot h^{(23)}$, es así que de la ecuación siguiente se obtiene el Área filtrante, $A_{fil}1$.

$$A_{fil}1 = \frac{Q_1}{C_{fil}}$$

$$A_{fil}1 = \frac{2110m^3 / h}{100m^3 / m^2 \cdot h}$$

$$A_{fil}1 = 21.1m^2 = 226.58FT^2$$

Con esta área filtrante se entra en la tabla del Apéndice L y se encuentra que para un área filtrante de 249ft² las características de colector son las siguientes:

Modelo: 25PJD8

Número de Mangas: 25

Longitud de las mangas: 8FT(2.438m)

Área Filtrante = 249FT²=23.13m²

Peso = 2130lb = 968.18Kg

La caída de presión se debe solo a las mangas del colector, la cual esta en el rango de 4 – 8”H₂O, se escoge el valor medio $SP_{\text{filtro}} = 6”\text{H}_2\text{O}$. En la Figura 3.25 se muestra las dimensiones del colector.

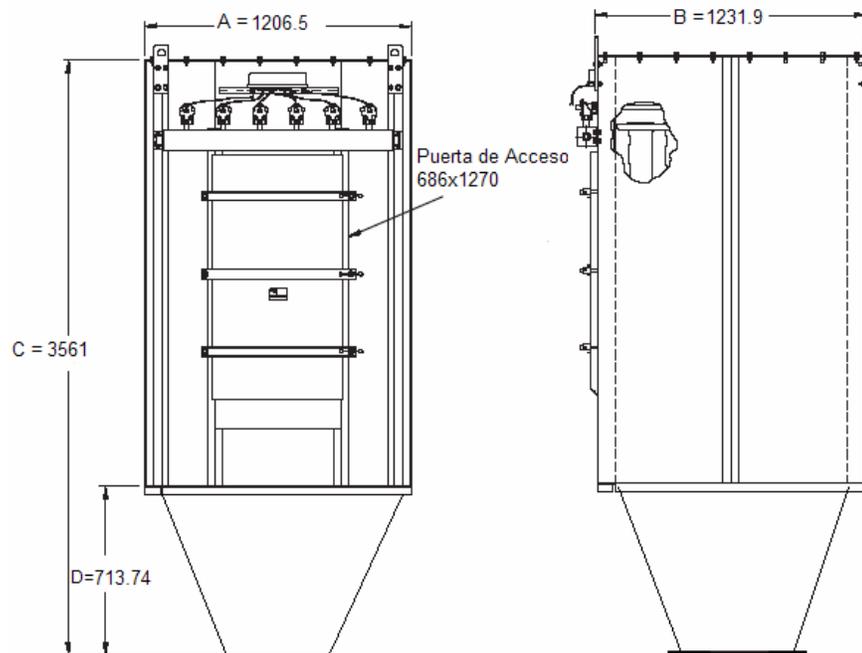


Figura 3.25. Colector de Polvo para la descarga de BT1 a BT2

SELECCIÓN DEL VENTILADOR

Ingresando al Software de LOREN COOK⁽³⁶⁾ con $SP_{\text{filtro}} = 6”\text{H}_2\text{O}$ y $Q_1 = 1240$ CFM; se selecciona un ventilador centrífugo modelo

90-MHA-HD de 5HP que gira a 2280 rpm. En los Anexos se encuentran las características y esquema del ventilador.

3.2.5. SISTEMAS DE DETECCION Y SEPARACION DE METALES

Separador Electromagnético

La Selección del Separador Electromagnético (SM) se realiza mediante el ancho del tambor de la banda, es decir, B=750mm; de la tabla 3.25 se observa que el modelo SAM2 con un motor eléctrico de 2HP es el separador que se necesita. En la figura 3.26 se muestra el esquema del separador magnético.

TABLA 3.25

MODELOS DE SEPARADORES ELECTROMAGNETICOS

TIPO	A	B	C	D	E	F	G	H	I	Motor HP	Peso Kg
SAM1	1600	1600	2200	2550	1750	2900	470	480	900	3	10000
SAM2	1000	750	1000	1300	1050	2400	300	230	600	2	2400
SAM3	800	600	850	1150	850	2200	300	180	550	1,5	1800

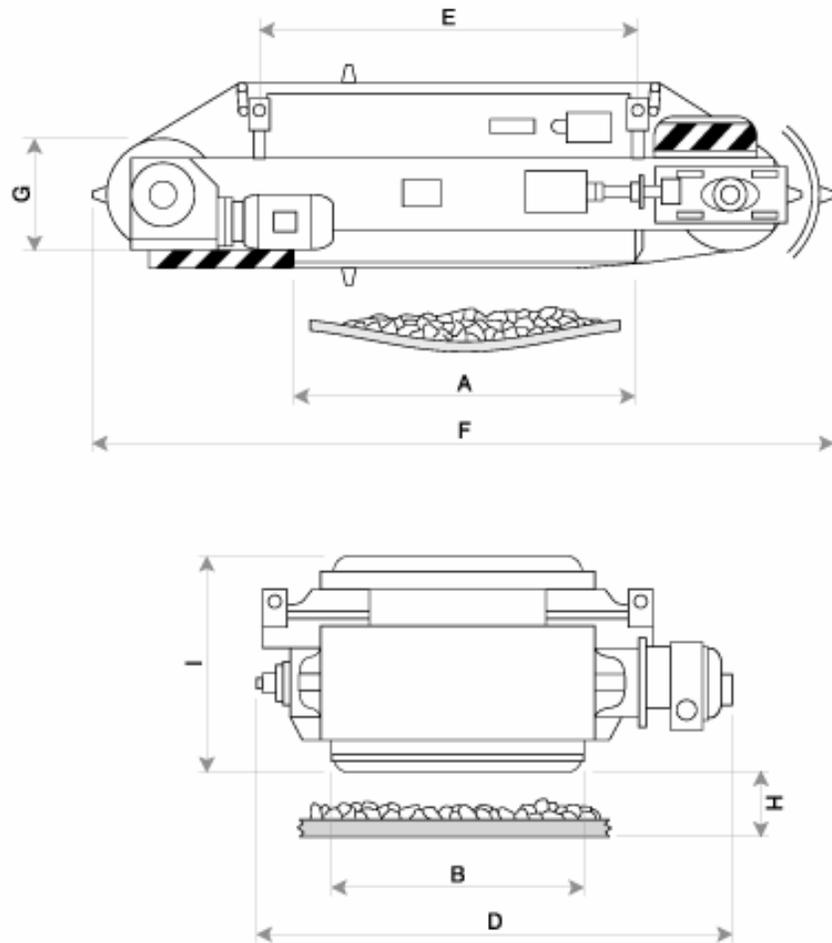


Figura 3.26. Esquema del Separador Magnético

Detector de Metales

El Detector de Metales (DM) debe tener un ancho mayor o igual al ancho del tambor de la Banda. De la tabla del Apéndice W se ingresa con X=30in el cual es el ancho que el tambor y una altura de H=30.5in; se encuentra un modelo 30MDS10. El proveedor

del Detector de metal y el separador magnético es ERIEZ (USA) y MAGNUN (USA). En la figura 3.27 y 3.28 muestran el tipo y un esquema de detector de metal respectivamente.

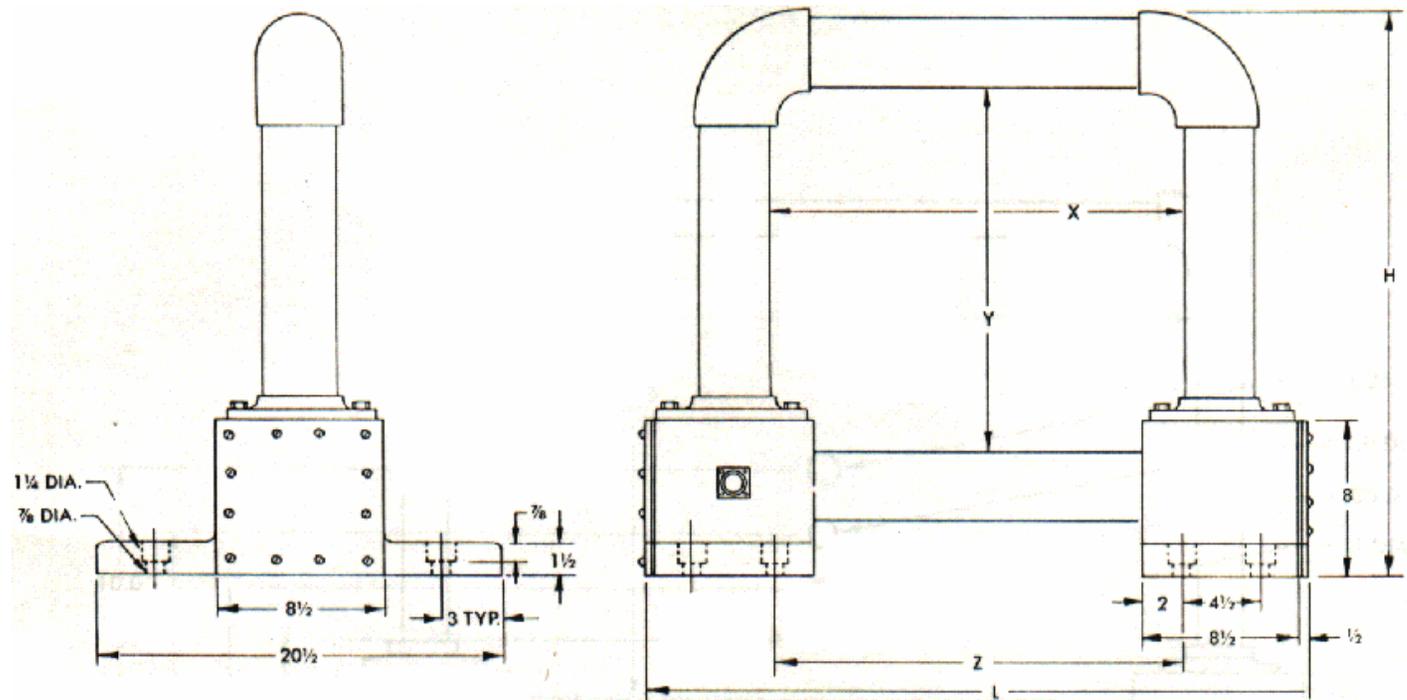


Figura 3.27. Vistas del Detector de Metales

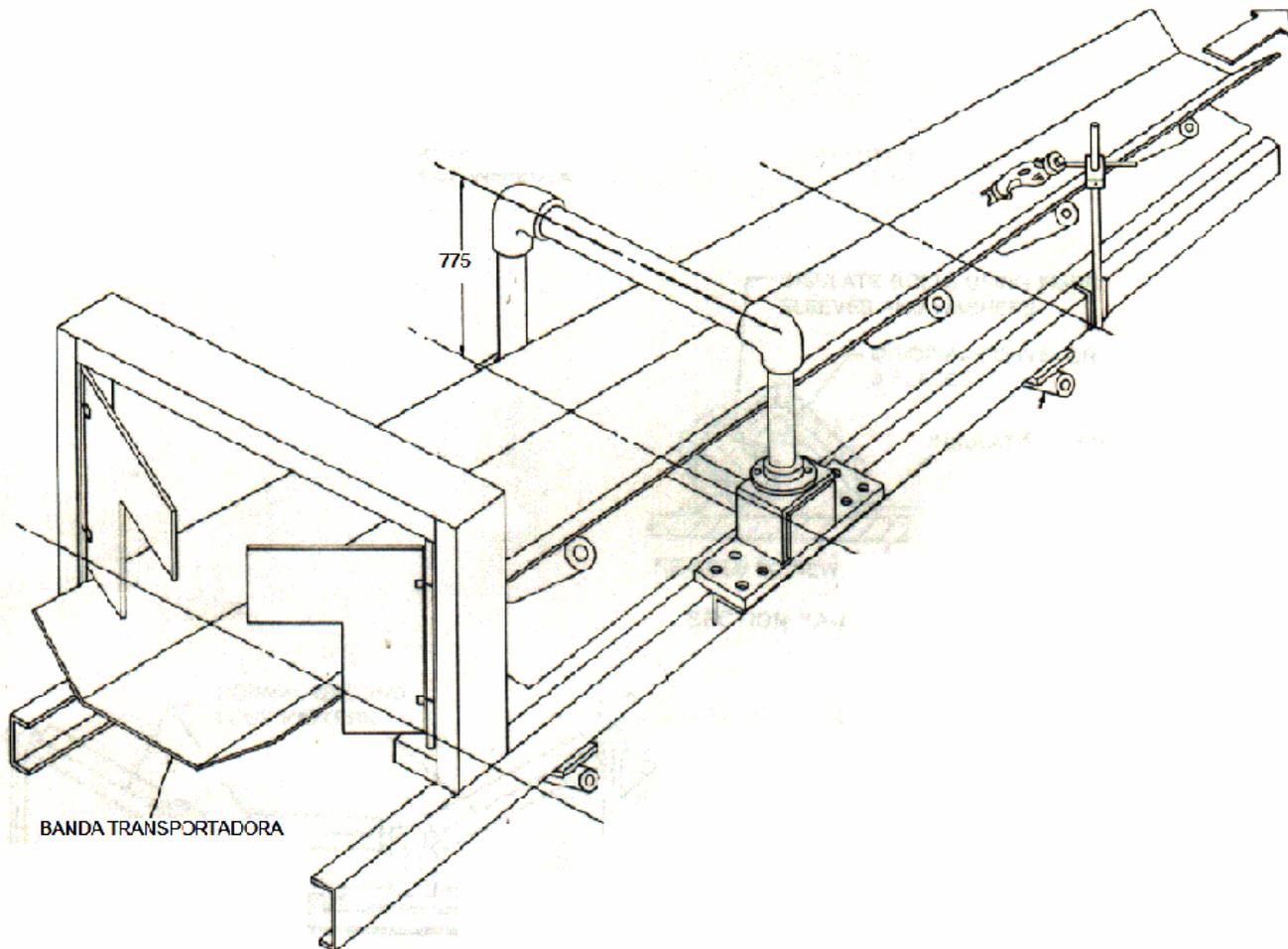


Figura 3.28. Esquema del Detector de Metales

CAPÍTULO 4

4. SISTEMA DE ALIMENTACION

4.1 DESCRIPCIÓN

El Sistema de Alimentación comienza con la llegada del carbón a la Tolva, ver plano PC-FLUJO-15, la cual receipta el material a razón de 80 toneladas por hora. La tolva posee 4 celdas de pesaje que están ubicadas en la parte inferior y serán las que soporten todo el peso. Cuando la tolva a través de un sensor de nivel detecta el carbón, se para todo el “sistema de Transportación del material” y se procede a descargar el material sacando las válvulas guías que se encuentran en la parte inferior del cono; el numero de válvulas guías desalojadas depende del flujo másico que se desee entregar. El carbón cae a un transportador rastra cuya función es regular el flujo másico, el cual normalmente debe de ser 30 toneladas por hora, luego el material cae hacia la Tercera Banda Transportadora (BT-3) de 12 metros de longitud la cual transporta el material hacia la válvula rotatoria

alimenta al Molino Vertical o la tercera banda dirige el flujo a un camión de carga. Esta última banda es reversible, lo cual permite descargar el carbón en caso necesario hacia un camión.

4.2 DISEÑO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS

4.2.1 TOLVA DE ALIMENTACION

Las Tolvas son utilizadas para el almacenamiento y distribución de un producto, deben de ser diseñadas de manera que su carga y descarga sean las adecuadas. Existen correlaciones⁽³⁹⁾ que indican que tan alto o bajo puede ser la parte cilíndrica de la tolva con relación a su radio:

$$2r_{cil} \leq y_{cil} \leq 16r_{cil}$$

$$2(3m) \leq y_{cil} \leq 16(3m)$$

$$6m \leq y_{cil} \leq 48m$$

Debido a que nuestro cilindro tiene 8m, está dentro de la norma. La forma de diseño de la tolva indica cuanto carbón se va a poder almacenar y descargar en un determinado tiempo, y cuanto afectan los diferentes tamaños de carbones o espacios

muestrados en el flujo del material. En la figura 4.1 se indica las dimensiones de la tolva, así como el ángulo de inclinación y la sección de descarga que se deben encontrar.

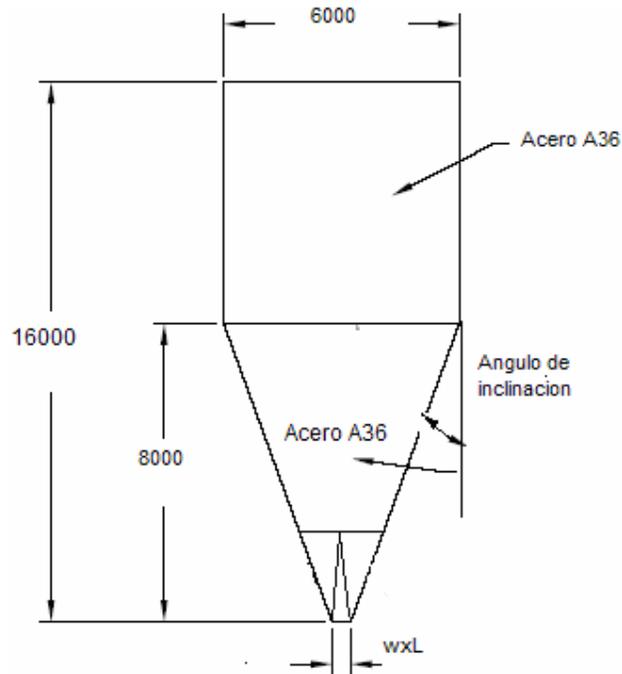


Figura 4.1. Dimensiones de la Tolva

Características del flujo de materiales

Dependiendo de la manera en que se desplazan los sólidos en la tolva, existen 3 tipos de flujo del sólido que se pueden presentar en una tolva (mostrados en la figura 4.2), estos son: El Flujo de Masa y el Flujo de Embudo; existe también una combinación de ambos llamado Flujo Expandido.

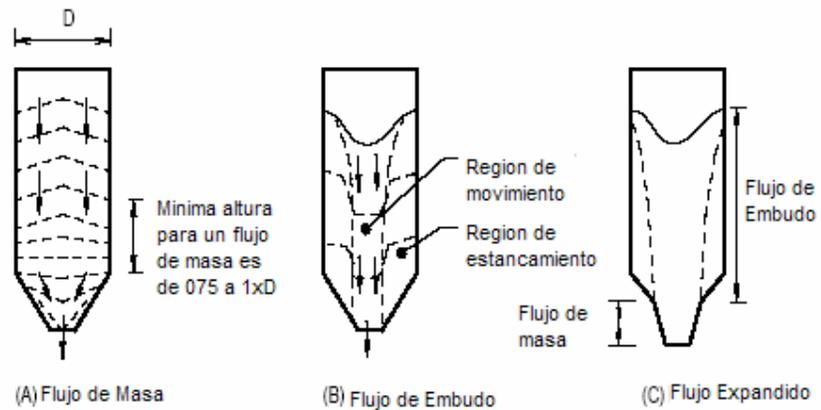


Figura 4.2. Diferentes tipos de Flujos en una Tolva

El Flujo de Masa se da cuando *todo* el producto (incluyendo el cercano a las paredes) que se encuentra dentro de la tolva se desplaza cuando hay una descarga de material, aunque no necesariamente con la misma velocidad. Un parámetro con el cual se puede esperar que la tolva trabaje como “flujo de masa” es la altura mínima que debe tener la tolva en su parte cilíndrica, la cual debe de estar entre 0.75 a 1 veces el diámetro del cono. El Flujo de Embudo se produce cuando *solo* fluye el producto que se encuentra en el núcleo central de la tolva cuando hay una descarga de material, mientras que el material cerca de las paredes esta estacionario y solo sale de la tolva cuando todo el material ubicado en el centro halla salido, es decir, lo que primero ingresa será lo ultimo salga. El Flujo Expandido es una combinación del “Flujo de masa” a la salida de la tolva y “Flujo de embudo” en la parte superior de la tolva. En la Tabla 4.1. se

indican las principales características de tolvas de flujo de masa y tolvas de flujo de Embudo.

TABLA 4.1

CARACTERISTICAS PRINCIPALES DE TOLVAS CON FLUJO DE MASA Y DE EMBUDO

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, primero 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 <u>agujeros</u> 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.

[4] PERRY, Manual del Ingeniero Químico, tomo3

Por las características antes mencionadas en la tabla 4.1, 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. Cuando se tiene un sitio donde *no* se puede colocar un equipo de gran altura, el diseño de la tolva tendrá un flujo de embudo debido a que el flujo de masa necesita que la tolva posea una gran altura.

Forma de la Tolva

Existe gran variedad de modelos de tolvas, en este caso en particular, se utiliza una tolva de forma cilíndrica en la parte superior y en la parte inferior una forma cónica que termina en un cambio de sección a rectangular. La figura 4.3 muestra el tipo de tolva que se utiliza.

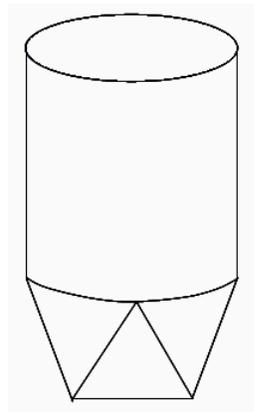


Figura 4.3. Tolva cónica con cambio de sección a rectangular

Propiedades del carbón

Para el diseño de la tolva, se deben conocer las propiedades intrínsecas del material y el medio en el que actúa, como son: Angulo de Reposo, Coeficiente de fricción Interna y Coeficiente de fricción de Pared.

Angulo de Reposo

Es el ángulo con respecto a la horizontal que forma el material cuando se encuentra almacenado, el ángulo de reposo del carbón Bituminoso con un terrón mayor a 19mm es de 45°

Coeficiente de fricción Interna

El coeficiente de fricción interna (δ), es la rugosidad que existe del material consigo mismo. En la tabla 4.2 se muestra los coeficientes de fricción para algunos sólidos. Para el carbón Mineral esta en $\delta = 48.7^{\circ}$.

Coefficiente de fricción de Pared

El coeficiente de fricción de pared (μ), es la rugosidad que hay en el interior de la tolva entre su pared y el sólido almacenado; este coeficiente se lo expresa como un “ángulo” de pared de fricción, $\phi_w = \arctan(\mu)$, y sus valores se muestran en la tabla 4.2. Para el carbón mineral se toma un promedio de los dos valores, $\phi_w = 24.6^\circ$.

TABLA 4.2

PROPIEDADES FISICAS DE MATERIALES COHESIVOS

Material	Gravedad específica (kN/m ³)	Angulo de pared de fricción	ángulo de fricción Interna
Piedra caliza (humedad 5%)	15	34.0 37.0	57.8 56.0
Piedra Caliza (humedad 3.2%)	12.92	34.0 30.5	45.5 45.5
Yeso	12.85	38.2	54.1 54.6
carbón Mineral	8.00	26.5 22.7	48.7 48.9
Cemento	14.45	35.0 35.0	51.8 41.9

[24] JENIKE, Jenike's method for hopper design

Determinación del Angulo y Diámetro Crítico de salida del Cono.

Se debe determinar el mínimo tamaño que debe tener la sección de salida para que no ocurra trabamiento o arqueamiento del carbón consigo mismo y/o del carbón con las paredes. Existen normas que indican que el diámetro de salida de la tolva no debe tener menos de 10 a 12 veces el diámetro del sólido descargado; si el carbón posee un diámetro aproximado de 50mm, entonces, el diámetro mínimo de salida de la tolva *sería* de 500mm a 600mm, este es un resultado para tener una idea de la dimensión que tendría la tolva, pero *no* se debe usar para el diseño de la misma. En la figura 4.4. se indica los parámetros a encontrar para que el carbón fluya normalmente.

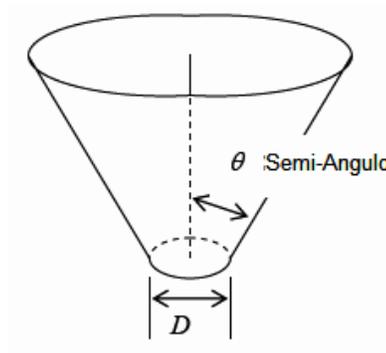


Figura 4.4. Parámetros que rigen el “flujo de masa”

Factor de Flujo

Las fuerzas que actúan en el carbón que se encuentra en la tolva, tienden a compactarlo y las fuerzas cortantes que genera tienden a hacerlo fluir. La relación del esfuerzo producido por la compactación(σ_1) para el esfuerzo radial aplicado ($\sigma_{r)AS}$) es un valor constante llamado factor de flujo “ ff ”. La ecuación 4.1 muestra esta relación⁽¹³⁾:

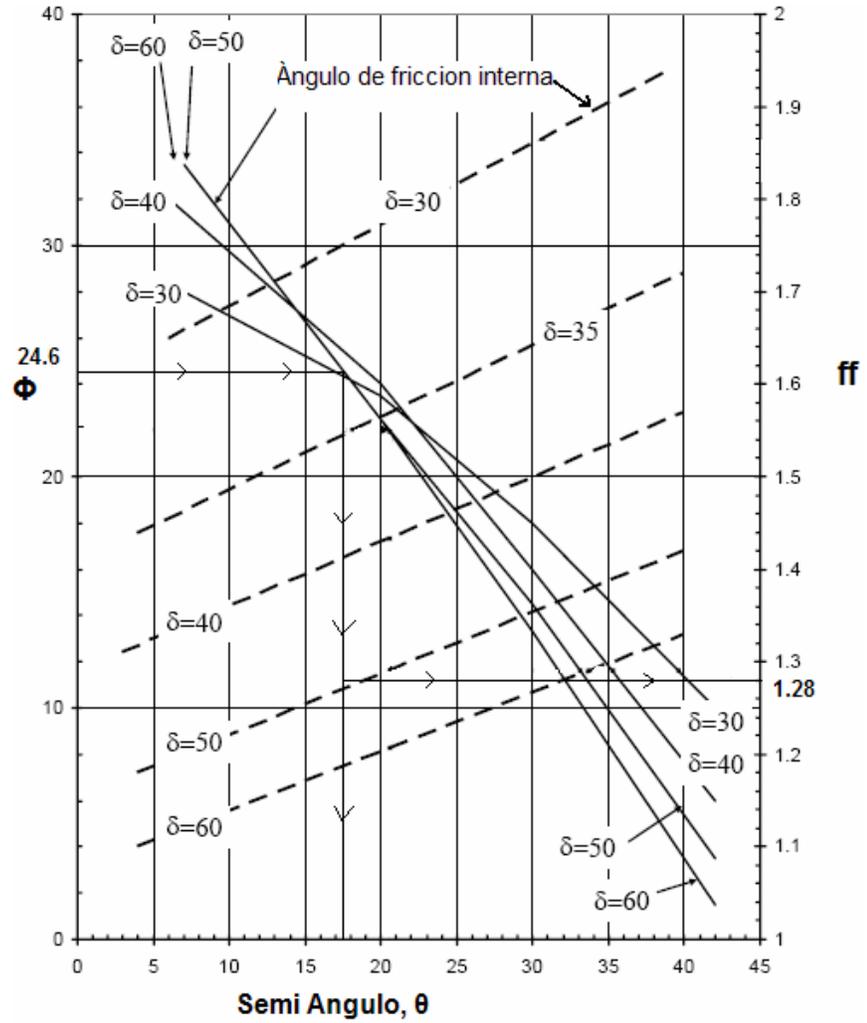
$$\text{Factor de Flujo, } ff = \frac{\text{Esfuerzo de Compactamiento}}{\text{Esfuerzo vertical aplicado}} = \frac{\sigma_1}{\sigma_{y)AS}} \quad 4.1$$

El factor de flujo ff se lo obtiene de la figura 4.5, a la cual se ingresa con el ángulo de fricción de la pared $\Phi_w = 24.6^\circ$ y el ángulo de fricción interna del material $\delta = 48.7^\circ$, para obtener un factor de flujo **ff = 1.26**, además se halla el semi ángulo $\theta = 17.5^\circ$ que deberá tener el cono para que exista flujo.

Relación entre el flujo de masa y el embudo

Para conocer si el material fluirá con flujo de masa o de embudo se ingresa a la figura 4.6 con el coeficiente de fricción de pared

" $\phi_w=24.6^\circ$ " y el semi-ángulo del cono " $\theta=17.5^\circ$ " y se observa que se tendrá "flujo de masa" como característica principal en el diseño de la tolva.



[13] Jenike, A.W., "Storage and Flow of Solids".

Figura 4.5. Factor de Flujo y Semi-ángulo para una tolva con salida cónica.

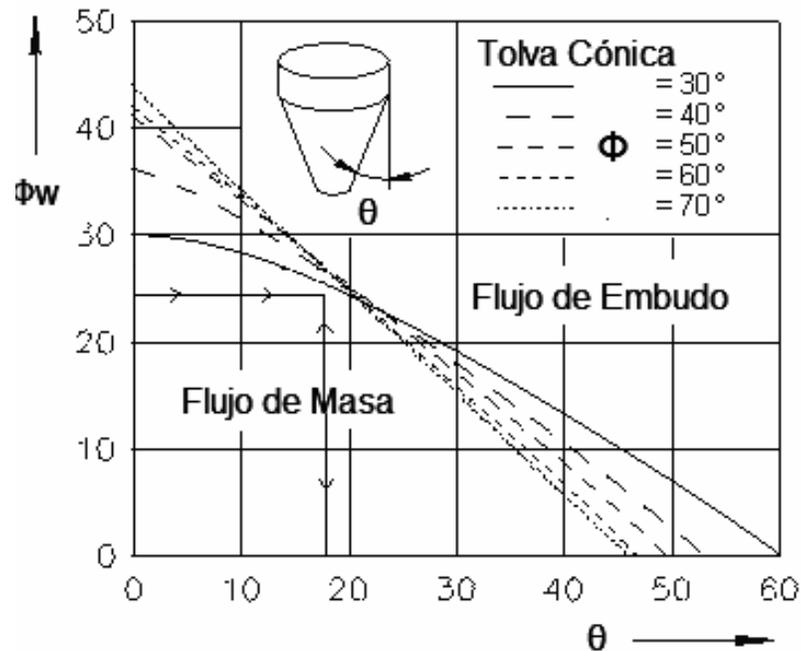


Figura 4.6. Tipo de Flujo en el Cono

El carbón fluye a través de la tolva debido a que su propio peso vence el esfuerzo cortante producido por el metal. En la parte cilíndrica el material fluye normalmente debido a que el cilindro posee un gran área transversal, pero en el caso de la parte cónica el esfuerzo radial o interno producido por el carbón disminuye a medida que se acerca a la salida y si el diámetro pequeño, el material se compactará formando un "arco" y no fluirá ya que el esfuerzo interno radial es muy pequeño para vencer el esfuerzo de compactación σ_1 producido por el arco; este fenómeno marca la diferencia con los fluidos, en el cual, la presión y el flujo aumentan con la altura. La resistencia que

produce el arco o esfuerzo de compactación (σ_1) se lo relaciona con el esfuerzo de fluencia que se necesita para hacer fluir el material (f_c).

$$f_c = E \left[\left(\frac{\sigma_1}{F} + 1 \right)^{1/q} + 1 \right] \quad 4.2$$

Donde E, F y q son constantes que dependen de las características intrínsecas del material y sus valores para diferentes sólidos se muestran en la tabla 4.3. Para el caso del carbón mineral E=0.20, F=0.04 y q=1.88, reemplazando estos valores se obtiene el esfuerzo de fluencia del material en función del esfuerzo de compactación.

$$f_c = E \left[\left(\frac{\sigma_1}{F} + 1 \right)^{1/q} + 1 \right]$$
$$f_c = 0.20 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0.04} + 1 \right)^{1/1.88} + 1 \right] \quad 4.3$$

Para que exista flujo se debe cumplir que el esfuerzo radial que genera el material debe ser mayor al esfuerzo de compactación producido por el arco.

TABLA 4.3**FACTORES PARA EL CALCULO DE LA FUNCION DE FLUJO
PARA MATERIALES COHESIVOS**

Material	E (kPa)	F (kPa)	q
Piedra caliza (humedad 5%)	0.33	0.04	1.80
	0.40	0.04	1.95
Piedra Caliza (humedad 3.2%)	0.41	0.10	1.89
	0.41	0.10	1.89
Yeso	0.38	0.10	1.60
	0.41	0.08	1.72
carbón Mineral	0.25	0.04	1.93
	0.20	0.04	1.88
Cemento	0.50	0.10	1.90
	0.41	0.05	2.06

[24] JENIKE, Jenike's metod for hopper design

$$\sigma_y \geq fc$$

Por lo que se debe igualar las ecuaciones 4.1 y 4.3 para conocer el esfuerzo vertical mínimo ($\sigma_{y)min}$) donde el material comienza a fluir. En la figura 4.7 se muestra la distribución de los esfuerzos verticales y de fluencia en función del esfuerzo de compactación.

$$\sigma_{y)min} = fc$$

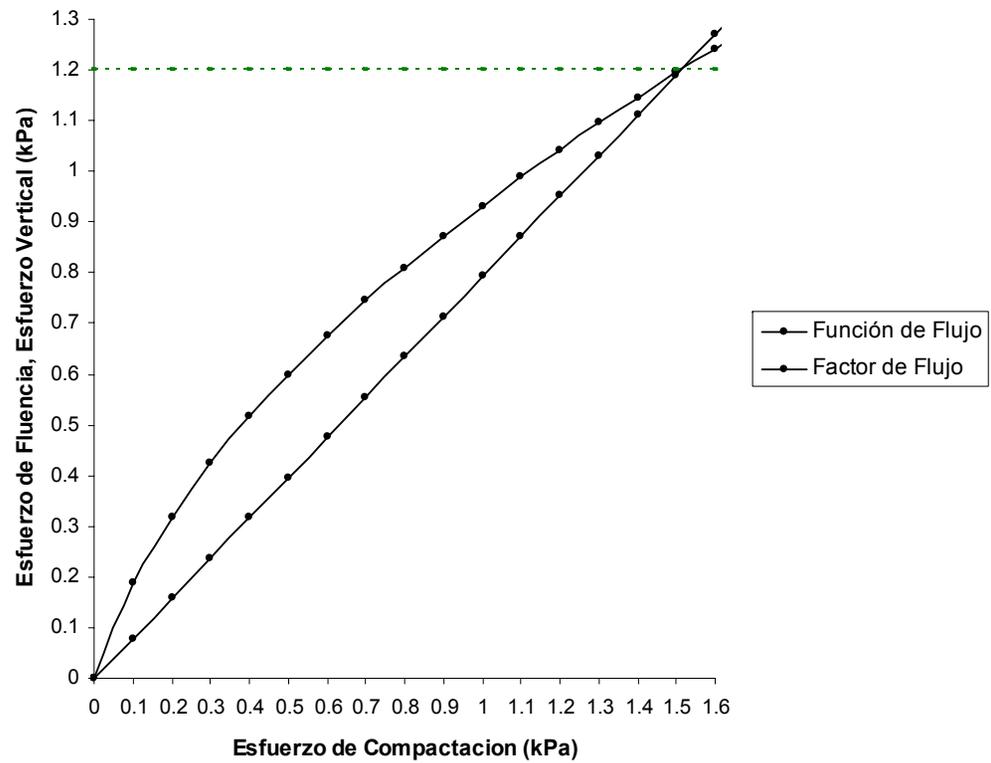


Figura 4.7. Esfuerzo Vertical Mínimo para que Fluya el Carbón en la sección Cónica

$$(1/ff)\sigma_1 = E \left[\left(\frac{\sigma_1}{F} + 1 \right)^{1/q} + 1 \right]$$

$$(1/1.26)\sigma_1 = 0.20 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0.04} + 1 \right)^{1/1.88} + 1 \right]$$

$$\sigma_1 = 1.512kPa$$

Reemplazando este resultado en la ecuación 4.1 se obtiene:

$$\sigma_{y)min} = (1/1.26)(1.512kPa)$$

$$\sigma_{y)min} = 1.2kPa$$

Este es el mínimo esfuerzo vertical que debe tener el carbón en la sección cónica para que no se produzca un arco o trabamiento del material.

El Diámetro crítico se lo expresa en función del esfuerzo vertical mínimo, el semi-ángulo del cono y la densidad, su formula es^[24]:

$$d = H(\theta) \cdot \frac{\sigma_{y)min}}{\rho \cdot g} \quad 4.4$$

donde H(θ) es un factor de ángulo.

$$H(\theta) = 2 + \frac{\theta}{60}$$

$$H(\theta) = 2 + \frac{17.5^\circ}{60}$$

$$H(\theta) = 2.292$$

El diámetro mínimo de salida de una tolva cónica es:

$$d = H(\theta) \cdot \frac{\sigma_y)_{\min}}{\rho \cdot g}$$

$$d = 2.292 \cdot \frac{1.2kPa}{(480kg/m^3)(9.807m/s^2)}$$

$$d = 0.4m$$

Calculo de las Dimensiones de la ranura de salida

El Diámetro mayor, el semi-ángulo y el diámetro crítico de salida del cono son los parámetros que se necesitan para calcular el canal de salida. La figura 4.8 muestra la geometría del cono y los parámetros que se necesitan encontrar.

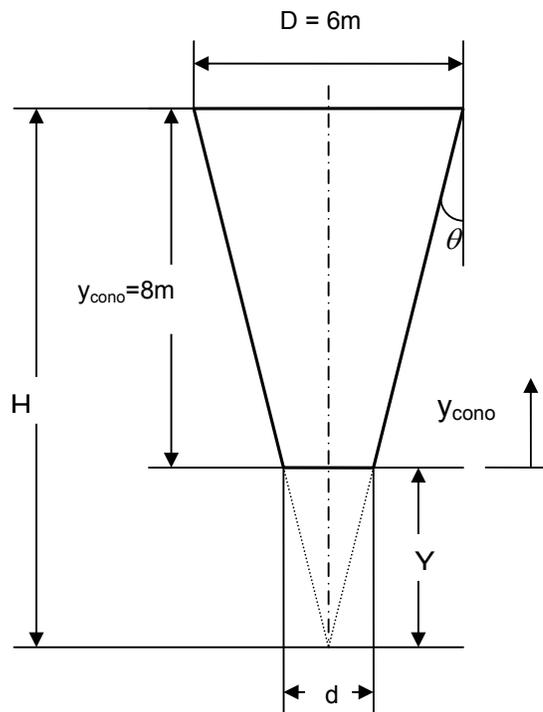


Figura 4.8. Geometría del cono

Por relación de triángulos se obtiene Y:

$$\tan \theta = \frac{D/2}{y_{cono} + Y} = \frac{d/2}{Y} \quad 4.5$$

$$Y = \frac{y_{cono} \cdot d}{D - d} \quad 4.6$$

De la ecuación 4.5 se toman los dos primeros términos, se reemplaza el valor de Y de la ecuación 4.6, y se despeja D primero y luego d:

$$D = d + 2.y_{cono} \cdot \tan \theta \quad 4.7$$

$$d = D - 2.y_{cono} \cdot \tan \theta \quad 4.8$$

Donde se observa que el diámetro de salida d del cono va a estar en función del diámetro de entrada y de la inclinación del cono. Debido a que el semi ángulo del cono salió $\theta = 17.5^{\circ}$, el diámetro de entrada es de 6m y la altura es de 8m, se puede entonces obtener el diámetro de salida del cono.

$$d = 6m - 2(8m)(\tan 17.5^{\circ})$$
$$d = 0.955m$$

El diámetro de salida d es mayor que el diámetro crítico igual a 0.4m, por lo que, el diámetro encontrado es válido para el diseño de la tolva y será el diámetro hidráulico D_H , para poder obtener las dimensiones del canal.

$$D_H = \frac{4 \cdot Area}{Perimetro}$$

$$D_H = \frac{4 \cdot W \cdot L}{2(W + L)}$$

$$D_H = \frac{2 \cdot WL}{W + L} = 0.955 \quad 4.9$$

En vista que se tiene una ecuación con dos incógnitas, se procede a dar valor a una incógnita para así encontrar las dimensiones del canal; el largo del canal tendrá un valor de $L=1.5m$, por lo que despejando de la ecuación 4.9, W será:

$$W = \frac{0.955.L}{2.L - 0.955}$$
$$W = \frac{0.955(1.5)}{2.(1.5) - 0.955}$$
$$W = 0.70m$$

Las dimensiones de la ranura de salida serán de **1500x700mm**

Esfuerzos en Estado Activo y Estado Pasivo

El Estado Activo ocurre cuando la tolva se esta llenando, el material que ingresa se va amontonando y ejerce presión sobre las paredes. El Estado Pasivo ocurre durante la descarga y es mas critico en la parte cónica debido a que se forman arcos que generan elevados esfuerzos de compactación. Por lo que cuando se diseña, se debe considerar el esfuerzo en estado pasivo como el “Máximo Esfuerzo” que se genera en el cono. En la figura 4.9 se muestra el flujo del material y distribución de esfuerzos durante el llenado y descarga de la tolva.

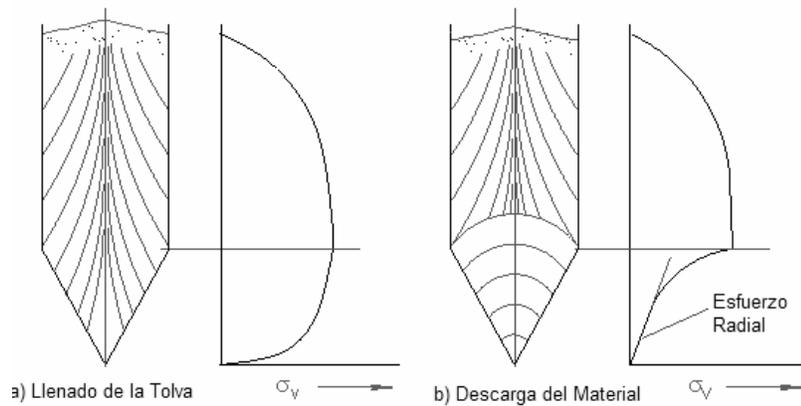


Figura 4.9. Flujo del carbón a lo largo de la tolva.

Diseño de la Tolva

El diseño de la tolva se dividirá en 2 partes; la primera es el diseño de la sección cilíndrica y la segunda parte es la sección cónica.

Diseño de la sección cilíndrica de la Tolva

Esfuerzos actuando en el Cilindro

Para determinar los esfuerzos que esta soportando el cilindro, se analizará su sección transversal como se muestra en la figura 4.10, donde se toma un diferencial dy y se colocan todas las fuerzas que intervienen en el diferencial. La primera fuerza ($\sigma_y \cdot A$) es la fuerza causada por la velocidad del sólido, la

segunda fuerza $-(\sigma_y + d\sigma_y)A$ es la fuerza de reacción actuando hacia arriba, la tercera fuerza $(\rho^0 . A . dz . g)$ es el peso del carbón en el cilindro y la cuarta fuerza $(\tau . \pi . D . dy)$ es la fuerza de fricción causada por el rozamiento entre el carbón y las paredes.

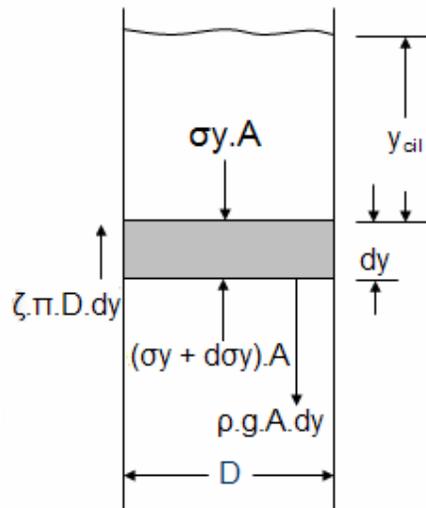


Figura 4.10. Sección transversal de la parte cilíndrica

Realizando el equilibrio de fuerzas del elemento diferencial dy , a lo largo del cilindro se obtiene:

$$A \cdot \sigma_y - A(\sigma_y + d\sigma_y) - \tau_R \cdot \pi \cdot D \cdot dy + \rho \cdot A \cdot dy \cdot g = 0 \quad 4.10$$

Donde σ_y es el esfuerzo vertical actuando a lo largo del cilindro y τ_r es el esfuerzo cortante actuando hacia arriba en las paredes

del cilindro. El esfuerzo cortante en la pared se relaciona con el esfuerzo normal actuando en dirección radial de la pared, σ_n , mediante el coeficiente de fricción.

$$\tau_R = \mu \cdot \sigma_n \quad 4.11$$

Para el caso de materiales sólidos, la relación entre el esfuerzo de pared y la esfuerzo normal de compresión es proporcional mediante el “constante de Janssen, K_{cil} ”⁽²⁰⁾.

$$\sigma_n = K_{cil} \cdot \sigma_y \quad 4.12$$

El coeficiente de Janssen es determinado mediante el ángulo de fricción interna del carbón y su formula es:

$$K_{cil} = 1.2(1 - \text{sen} \delta) \quad 4.13$$

$$K_{cil} = 1.2(1 - \text{sen} 48.7^\circ)$$

$$K_{cil} = 0.2984$$

Reemplazando las ecuaciones 4.11, 4.12 y $A = \pi \cdot D^2 / 4$ en la ecuación 4.10, reordenando y despejando $d\sigma_y$ se tiene:

$$d\sigma_y = -\frac{4 \cdot \mu \cdot K_{cil}}{D} \left(\sigma_y - \frac{\rho \cdot g \cdot D}{4 \cdot \mu \cdot K_{cil}} \right) dy \quad 4.14$$

Integrando la ecuación 4.14. con la condición de borde en el cual el esfuerzo normal de compresión es cero a la entrada de la tolva, $\sigma_y = 0$ en $y=0$.

$$\sigma_y = \frac{\rho \cdot g \cdot D}{4 \cdot \mu \cdot K_{cil}} \left[1 - \exp\left(-\frac{4 \cdot \mu \cdot K_{cil} \cdot y_{cil}}{D}\right) \right] \quad 4.15$$

Reemplazando todos los datos obtenidos en la ecuación 4.15. se tiene que:

$$\sigma_y = \frac{\rho \cdot g \cdot D}{4 \cdot \mu \cdot K_{cil}} \left[1 - \exp\left(-\frac{4 \cdot \mu \cdot K_{cil} \cdot y_{cil}}{D}\right) \right]$$

$$\sigma_y = \frac{(800 \text{ kg/m}^3)(9.807 \text{ m/s}^2)(6 \text{ m})}{4(\tan 24.6^\circ)(0.298)} \left[1 - \exp\left(-\frac{4(\tan 24.6^\circ)(0.298)y_{cil}}{6 \text{ m}}\right) \right]$$

$$\sigma_y = 86256.42 \left[1 - \exp(-0.091(y_{cil} - 3)) \right] \quad 4.16$$

$$\sigma_{y=7.9 \text{ m}} = 31039 \text{ Pa}$$

Relacionando la constante de Janssen, encontramos de la ecuación 4.12 el esfuerzo normal que realiza el carbón.

$$\begin{aligned}\sigma_n &= K_{cil} \cdot \sigma_y \\ \sigma_n &= (0.298) \{ 86256.42 [1 - \exp(-0.091(y_{cil} - 3))] \} \\ \sigma_n &= 25704 [1 - \exp(-0.091(y_{cil} - 3))] \\ \sigma_n)_{y=7.9m} &= 9222 Pa\end{aligned}$$

De la ecuación 4.11 se encuentra el esfuerzo cortante que están sometidas las paredes en el momento de la descarga es:

$$\begin{aligned}\tau_r &= \sigma_n \cdot \tan \phi_w \\ \tau_r &= 25704 [1 - \exp(-0.091(y_{cil} - 3))] (\tan 24.6^\circ) \\ \tau_r)_{y=7.9m} &= 4222 Pa\end{aligned}$$

Presión Estática en el Cilindro

Para conocer cual es el esfuerzo critico con el que se va a diseñar el cilindro, se debe encontrar ahora la presión estática, la cual es el esfuerzo normal que soporta las paredes del cilindro cuando el carbón esta en reposo.

$$\begin{aligned}P_{cilindro} &= \rho^0 \cdot g \cdot y \\ P_{cilindro} &= (800 kg / m^3)(9.807 m / s^2)(y_{cil} - 3) && 4.17 \\ P_{cilindro)_{y=7.9m}} &= 38443 Pa\end{aligned}$$

Esfuerzos en el Cono

En la figura 4.11 se muestra la distribución *lineal* de los esfuerzos de en la sección cónica para un sólido en reposo; para este caso solo se considera el esfuerzo de pared, σ_{no} , debido a que hay un flujo constante del carbón, es decir, el esfuerzo de pared en la salida debe ser $p_{nu}=0$. La figura 4.12 muestra la distribución *lineal* del “pico” que se produce en el cambio de sección cuando hay flujo de material. Se *debe sumar* estas dos distribuciones de presión la distancia b_s indicada en la figura 4.12. Esta modificación *sólo* se la realiza para los esfuerzos normales, no para los esfuerzos verticales ni cortantes. Se utiliza las correlaciones de la norma DIN^[33] para encontrar los esfuerzos que se generan en el cono.

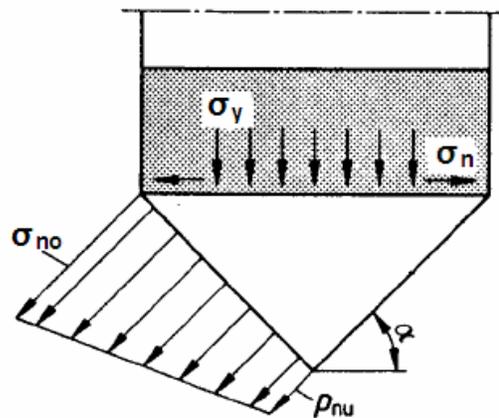


Figura 4.11. Distribución de los esfuerzos en el Cono.

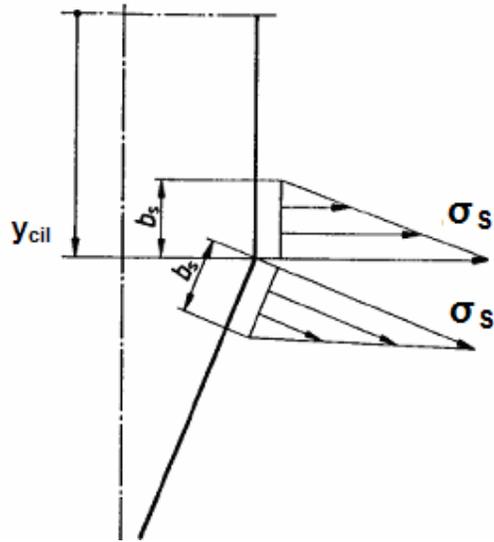


Figura 4.12. Distribución del Pico de presión.

El esfuerzo de Pared, σ_{no} , está dado por la ecuación 4.18, donde C_b es 1.8 para manejo de sólidos, $\alpha = 90^\circ - \theta = 72.5^\circ$.

$$\sigma_{no} = (\sigma_{y=7.9m} \cdot C_b \cdot \cos^2 \alpha + \sigma_{n_{y=7.9m}} \cdot \sin^2 \alpha) \left(1 + \frac{\sin 2\alpha}{2 \tan \phi_w}\right) \quad 4.18$$

$$\sigma_{no} = (31039 \cos^2 72.5^\circ + 9222 \sin^2 72.5^\circ) \left(1 + \frac{\sin 2(72.5^\circ)}{2 \tan 24.6^\circ}\right)$$

$$\sigma_{no} = 18933 Pa$$

A este esfuerzo de pared, se le debe *añadir en el tramo b_s* (como se muestra en la figura 4.12) un esfuerzo de pared σ_s que será el menor de σ_{S1} y σ_{S2} .

$$\sigma_{S1} = \delta \cdot g \cdot y_{cil}$$

$$\sigma_{S2} = \delta \cdot g \cdot D$$

$$\sigma_{s2} = \delta \cdot g \cdot D$$

$$\sigma_{s2} = (800 \text{ kg} / \text{m}^3)(9.807 \text{ m} / \text{s}^2)(6 \text{ m})$$

$$\sigma_{s2} = 47074 \text{ Pa}$$

El Esfuerzo de pared $\sigma_{s1} = P_{\text{cilindro})_{y=7.9\text{m}}} = 61960 \text{ Pa}$ (encontrada en

la ecuación 4.17); por consiguiente se escoge σ_{s2} . El tramo b_s

donde se sumarán " $\sigma_{no} + \sigma_{s2}$ " y " $\sigma_y + \sigma_{s2}$ " es:

$$b_s = 0.3D$$

$$b_s = 0.3(6 \text{ m})$$

$$b_s = 1.8 \text{ m}$$

El coeficiente de Janssen para el cono es diferente que el cilindro, este se lo determina mediante la siguiente formula⁽²⁰⁾.

$$K_{cono} = \left[\frac{1 + \text{sen} \delta \cdot \cos 2\phi_w}{1 - \text{sen} \delta} \right] \cdot \tan \phi_w$$

$$K_{cono} = \left[\frac{1 + \text{sen} 48.7^\circ \cdot \cos 2(24.6^\circ)}{1 - \text{sen} 48.7^\circ} \right] \cdot \tan(24.6^\circ)$$

$$K_{cono} = 2.758$$

Los Esfuerzos Verticales y Cortantes se los obtiene con la ecuación 4.12 y 4.11 respectivamente.

$$\begin{aligned}\sigma_{y)cono} &= \sigma_{no} / K_{cono} \\ \sigma_{y)cono} &= 18933 / 2.758 \\ \sigma_{y)cono} &= 6864Pa\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\tau_{r)cono} &= \sigma_{no} \cdot \tan \phi_w \\ \tau_{r)cono} &= 18933 \tan 24.6^\circ \\ \tau_{r)cono} &= 8668Pa\end{aligned}$$

Los esfuerzos antes calculados son los esfuerzos en la parte mas alta del cono, estos esfuerzos se los distribuye *linealmente* a lo largo del cono hasta su vértice (ver figura 4.7) donde el esfuerzo es cero. Los valores de los esfuerzos se muestran en el Apéndice Z. La distribución de esfuerzos a lo largo de toda la tolva se muestra en la figura 4.13.

Con la Ayuda del software SILO STRESS TOOL⁽³⁵⁾, se encuentra una distribución de esfuerzo muy similar que los encontrados por formulas; los valores se adjuntan en el Anexo.

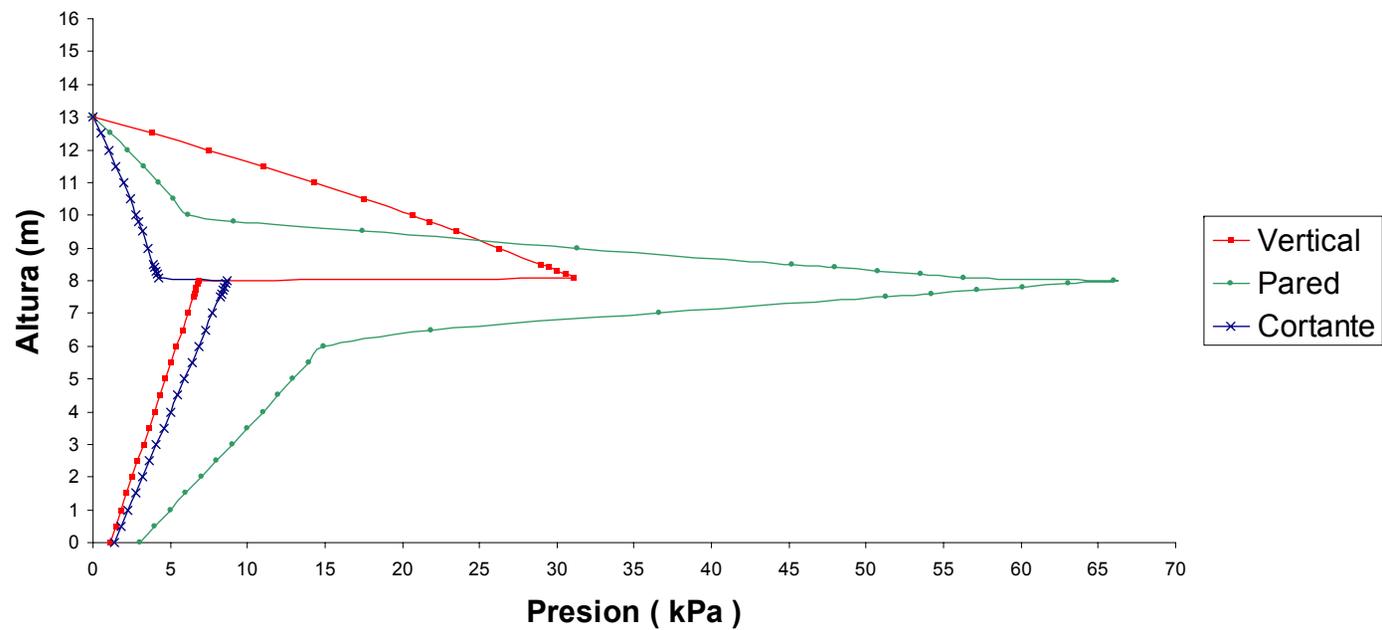


Figura 4.13. Distribución de los Esfuerzos a lo largo de la Tolva

Espesores de la Tolva

La correlación de SCHORTH⁽³⁹⁾ indica el rango en el que debe estar el espesor de la tolva:

$$\frac{r_{cil}}{800} \leq t_{cil} \leq \frac{r_{cil}}{200}$$
$$\frac{3000mm}{800} \leq t_{cil} \leq \frac{3000mm}{200}$$
$$3.75mm \leq t_{cil} \leq 15mm$$

Se utiliza el software SAP2000⁽³⁷⁾ para analizar por Elementos Finitos los esfuerzos y deformaciones que se generan en la estructura de tolva; se encuentra que el máximo desplazamiento es 1.75mm y se encuentra localizado en el nivel 16m de la tolva y el máximo esfuerzo de compresión localizado en el cambio de sección de cilíndrico a cónico es -78118094Pa para un espesor de 11mm para el cilindro y 15mm el cono. En el Anexo se adjunta el modelo de la tolva y la distribución de esfuerzos. Debido a que el esfuerzo varía con la altura, se pueden colocar espesores mas pequeños donde los esfuerzos sean menores, los espesores cambian cada 2m de altura debido a que este es el ancho de una plancha de acero. La figura 4.14 muestra la distribución de los espesores.

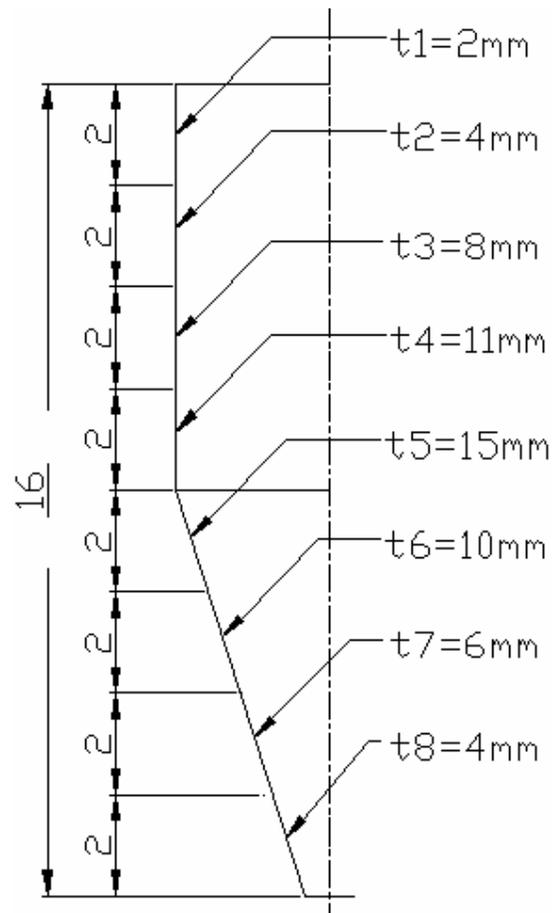


Figura 4.14. Espesores en la Tolva

Las Figuras 4.15 y 4.16 muestran los espesores de los anillos y las platinas rigidizadoras para el cilindro y el cono respectivamente. Las formulas a continuación son correlaciones formuladas por HERZIG⁽⁴⁰⁾ y SCHROTH⁽³⁹⁾.

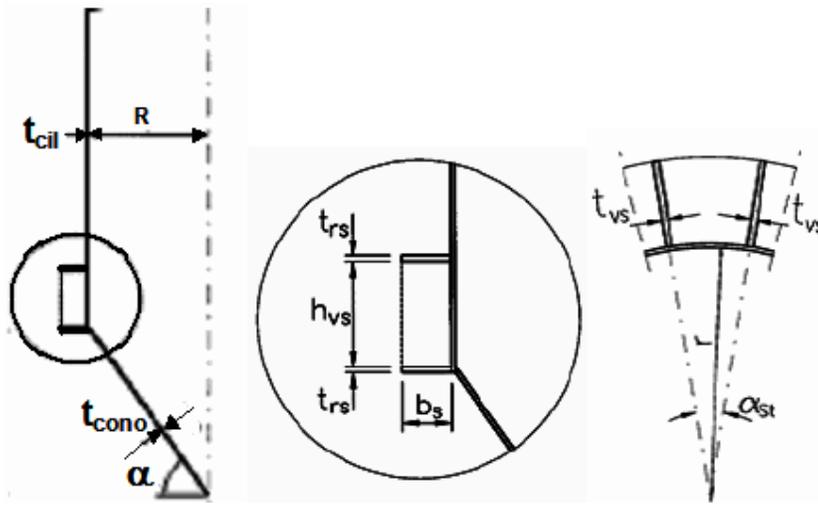


Figura 4.15. Espesores de Anillos y Platinas del Cilindro

Espeor del anillo rigidizador para la seccion cilindrica, t_{RS}

$$2.t_{cil} \leq t_{RS} \leq 8.t_{cil}$$

$$2.(11mm) \leq t_{RS} \leq 8(11mm)$$

$$22mm \leq t_{RS} \leq 88mm$$

$$t_{RS} = 22mm$$

Ancho del anillo rigidizador en la parte cilíndrica, b_s :

$$15.t_{cil} \leq b_s \leq 50.t_{cil}$$

$$15(11mm) \leq b_s \leq 50(11mm)$$

$$165mm \leq b_s \leq 550mm$$

$$b_s = 300mm$$

Altura del Soporte, h_{vs} :

$$h_{vs} = 0.11 \sqrt{\frac{r_{cil} \cdot b_s \cdot t_{vs}}{t_{cil} \cdot t_{cil}}}$$

$$h_{vs} = 0.11 \sqrt{\frac{(3000mm)}{(11mm)} \cdot \frac{(300mm)(20mm)}{11mm}}$$

$$h_{vs} = 991 \approx 1000mm$$

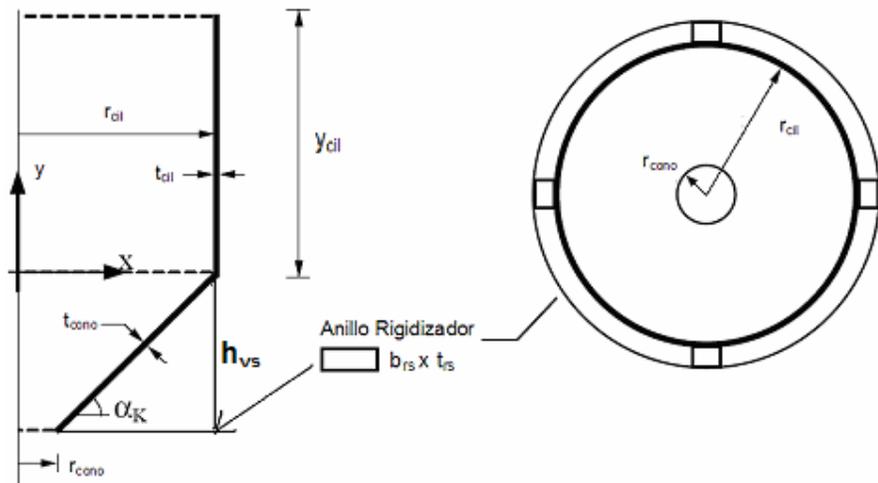


Figura 4.16. Dimensiones del Anillo Rigidizador del cono

Ancho del anillo rigidizador para la sección cónica, b_{RS} :

$$15 \cdot t_{cil} \leq b_{RS} \leq 50 \cdot t_{cil}$$

$$15(15mm) \leq b_{RS} \leq 50(15mm)$$

$$225mm \leq b_{RS} \leq 750mm$$

$$b_{RS} = 315mm$$

Espesor del anillo rigidizador para la sección cónica, t_{RS}

$$2.t_{cono} \leq t_{RS} \leq 8.t_{cono}$$

$$2.(15mm) \leq t_{RS} \leq 8(15mm)$$

$$30mm \leq t_{RS} \leq 120mm$$

$$t_{RS} = 30mm$$

Diseño de la Válvula Guía

La Válvula Guía o Pin Gate se la diseñará para que soporte el cabezal de presión del carbón mineral; 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 numero aproximado de pines que irán en la ranura, así se obtiene la carga distribuida para un solo pin ($\omega_{pingate}$). La Figura 4.17 indica su distribución de esfuerzos.

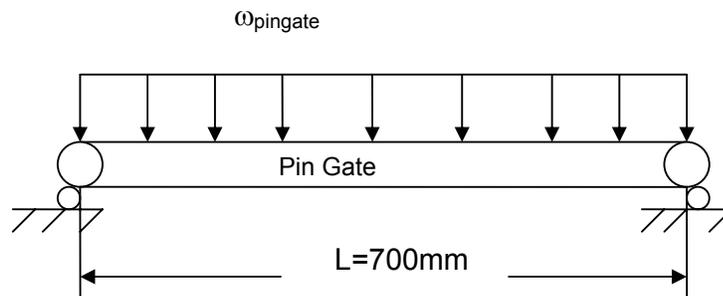


Figura 4.17. Distribución de los esfuerzos en el Pin Gate

La presión estática que soporta el Pin Gate es igual a la presión estática que soporta el cono en la parte inferior es decir:

$$P_{y=16m} = \rho \cdot g \cdot (y - 3)$$

$$P_{y=16m} = (800 \text{ kg} / \text{m}^3)(9.807 \text{ m} / \text{s}^2)(13 \text{ m})$$

$$P_{y=16m} = 101993 \text{ Pa}$$

Carga distribuida por Pin:

$$w_{\text{pingate}} = \frac{P_{\text{cono}} \cdot A_{\text{ranura cono}}}{L_{\text{pingate}} \cdot \#_{\text{pingate}}} = \frac{(101993 \text{ Pa})(0.7 \text{ m} \times 1.5 \text{ m})}{(0.7 \text{ m})(36)}$$

$$w_{\text{pingate}} = 4250 \text{ N} / \text{m}$$

El Momento máximo ocurre en la mitad del Pin y es:

$$M_{\text{max}} = \frac{w_{\text{pingate}} \times L_{\text{pingate}}^2}{8}$$

$$M_{\text{max}} = \frac{4250 \text{ N} / \text{m} \times 0.7 \text{ m}^2}{8}$$

$$M_{\text{max}} = 260 \text{ N} \cdot \text{m}$$

El Esfuerzo de flexión máximo ocurre en la mitad de la sección transversal del pin y es:

$$\sigma_{\max} = \frac{32.M_{\max}}{\pi.D_{\text{pin gate}}^3}$$

El material del cual estará diseñado el Pin Gate es Acero AISI 4140 con una resistencia a la fluencia $S = 4250 \times 10^6$ Pa. Igualando la ecuación anterior con la ecuación de factor de seguridad ($N=1.4$) y despejando el diámetro del pin-gate se tiene:

$$D_{\text{pin gate}} = \sqrt[3]{\frac{32.M_{\max}.N}{S.\pi}} = \sqrt[3]{\frac{32(260N.m)(1.4)}{425 \times 10^6 .\pi}}$$

$$D_{\text{pin gate}} = 0.020m = 20mm$$

Numero de Pin Gates

El espaciamiento entre Pin y Pin es de 20mm, por consiguiente hay un pin-gate cada 40mm; observar plano PC-PIN-22. Si la longitud Total donde se colocan los pines es el largo de la ranura 150mm, entonces, el número de pines es:

$$\# Pines = \frac{\text{Longitud de la ranura}}{40mm} = \frac{1500mm}{40mm}$$

$$\# Pines = 37.5 \approx 36$$

Peso del carbón en la Tolva

Para Calcular el peso del carbón, primero se calcula el volumen que ocupa y luego se lo multiplica por su densidad de bulto.

Volumen que ocupa el carbón

El Volumen que ocupa el carbón en la tolva se divide en dos volúmenes; el volumen que ocupa el carbón en el cilindro $\forall_{cil)carbón}$, y el volumen que ocupa el carbón en el cono, $\forall_{cono)carbon}$.

Volumen que ocupa el carbón en el cilindro

$$\begin{aligned}\forall_{cil)carbón} &= \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot y_{cil} \\ \forall_{cil)carbón} &= \frac{\pi(6m)^2}{4} \cdot (8m) \\ \forall_{cil)carbón} &= 226.2m^3\end{aligned}$$

Volumen que ocupa el carbón en el Cono

$$\forall_{cono)_{carbón}} = \frac{\pi}{12} y_{cono} (D^2 + D.d + d^2)$$

$$\forall_{cono)_{carbón}} = \frac{\pi}{12} (8m)[(6m)^2 + (6m)(0.955m) + (0.955m)^2]$$

$$\forall_{cono)_{carbón}} = 89.31m^3$$

Debido a que el carbón va a tener un ángulo de reposo, $\theta_R=45^\circ$, se debe restar el volumen de la parte hueca que se forma; para esto, encuentra el volumen de un cilindro que tiene una altura $h = r_{cil} \cdot \tan \theta_R$ y se lo resta por un volumen de cono que posee igual altura y el diámetro del cono va a ser el diámetro del cilindro D.

$$h = r_{cil} \cdot \tan \theta_R$$

$$h = 3m \cdot \tan 45^\circ$$

$$h = 3m$$

$$\forall_{cil)_h} = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot h_c}{4}$$

$$\forall_{cil)_h} = \frac{\pi (6m)^2 (3m)}{4}$$

$$\forall_{cil)_h} = 84.823m^3$$

$$\begin{aligned} \nabla_{cono)_h} &= \frac{\pi \cdot D^2 \cdot h_c}{12} \\ \nabla_{cono)_h} &= \frac{\pi(6m)^2(3m)}{12} \\ \nabla_{cono)_h} &= 28.274m^3 \end{aligned}$$

Por consiguiente, el volumen total que puede almacenar la tolva

$\nabla_{Total)carbón}$ y el peso de carbón $m_{carbón}$ que ocupa en la tolva son

respectivamente:

$$\begin{aligned} \nabla_{Total)carbón} &= \nabla_{cil)carbón} + \nabla_{cono)carbón} + \nabla_{cono)_h} - \nabla_{cil)_h} \\ \nabla_{Total)carbón} &= 226.19m^3 + 89.31m^3 + 28.274m^3 - 84.823m^3 \\ \nabla_{Total)carbón} &= 258.951 \approx 260m^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} m_{carbón} &= \rho_{carbón} \nabla_{Total)carbón} \\ m_{carbón} &= (0.8ton/m^3)(260m^3) \\ m_{carbón} &= 208 \approx 210ton \end{aligned}$$

Peso del Metal en la Tolva

Se debe considerar que existen diferentes espesores en la tolva (ver figura 4.14), esto variará según la altura por consiguiente, se toma un espesor promedio para la parte cilíndrica y cónica.

$$t_{promedio)cil} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4$$

$$t_{promedio)cil} = 2mm + 4mm + 8mm + 11mm$$

$$t_{promedio)cil} = 6.25mm$$

$$t_{promedio)cono} = t_5 + t_6 + t_7 + t_8$$

$$t_{promedio)cono} = 15mm + 10mm + 6mm + 4mm$$

$$t_{promedio)cono} = 8.75mm$$

Peso del Cilindro

Al igual que para el calculo de la capacidad de la tolva, primero se calcula los volúmenes y luego se encuentra el peso. El volumen total del metal en la parte cilíndrica es:

$$\forall_{cil)metal} = \pi \cdot D \cdot y_{cil} \cdot t_{promedio)cil}$$

$$\forall_{cil)metal} = \pi \cdot (6m) \cdot (8m) \cdot (6.25 \times 10^{-3} m)$$

$$\forall_{cil)metal} = 0.942m^3$$

El peso de la parte cilíndrica es:

$$m_{cil)metal} = \rho_{ac} \cdot \forall_{cil)metal}$$

$$m_{cil)metal} = (7.85ton / m^3) \cdot (0.942m^3)$$

$$m_{cil)metal} = 7.4ton$$

Peso del cono

Debido a que la parte baja de la tolva es una sección cónica que cambia a sección rectangular, y por ende un sólido *irregular*, para el análisis del dimensionamiento y esfuerzos se trabaja al sólido con un cono truncado. Para encontrar el volumen del cono, primero se calcula las áreas.

área del Cono Truncado

Antes de encontrar el área longitudinal o lateral del Cono Truncado $A_{cono)_2}$, se debe encontrar la directriz del cono "s".

$$s = \sqrt{[y_{cono}^2 + (R_{cono} - r_{cono})^2]}$$
$$s = \sqrt{[(8m)^2 + (3m - 0.4775m)^2]}$$
$$s = 8.388m$$

El área del cono truncado es:

$$A_{cono)_2} = \frac{\pi \cdot (D + d)}{2} \cdot s$$
$$A_{cono)_2} = \frac{\pi \cdot (6m + 0.955m)}{2} (8.388)$$
$$A_{cono)_2} = 91.641m^2$$

El volumen total del metal en el cono truncado es:

$$\begin{aligned} \nabla_{\text{cono})_{\text{metal}}} &= A_{\text{cono})_2} \cdot t_{\text{promedio})_{\text{cono}}} \\ \nabla_{\text{cono})_{\text{metal}}} &= (91.641\text{m}^2)(8.75 \times 10^{-3}\text{m}) \\ \nabla_{\text{cono})_{\text{metal}}} &= 0.802\text{m}^3 \end{aligned}$$

El peso de la parte cónica es:

$$\begin{aligned} m_{\text{cono})_{\text{metal}}} &= \rho_{ac} \cdot \nabla_{\text{Total}} \\ m_{\text{cono})_{\text{metal}}} &= (7.85\text{ton} / \text{m}^3)(0.802\text{m}^3) \\ m_{\text{cono})_{\text{metal}}} &= 6.3\text{ton} \end{aligned}$$

Peso de la Tapa de la Tolva

La Tapa de Tolva posee un diámetro de 6m y un espesor de 5mm; en el centro posee una ranura de 900x700mm. Para calcular su masa, primero se calcula el volumen neto (restando el volumen de la ranura) y luego se multiplica por la densidad.

$$\begin{aligned} \forall_{\text{tapa} \text{ neto}} &= \forall_{\text{tapa}} - \forall_{\text{ranura}} \\ \forall_{\text{tapa} \text{ neto}} &= \frac{\pi \cdot D^2 \cdot t}{4} - W_r \cdot L_r \cdot t \\ \forall_{\text{tapa} \text{ neto}} &= \frac{\pi (6m)^2 (0.005m)}{4} - (0.7m)(0.9m)(0.005) \\ \forall_{\text{tapa} \text{ neto}} &= 0.138m^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} m_{\text{tapa}} &= \forall_{\text{tapa} \text{ neto}} \cdot \rho_{ac} \\ m_{\text{tapa}} &= (0.138m^3)(7.85ton / m^3) \\ m_{\text{tapa}} &= 1.1ton \end{aligned}$$

Peso total de la Tolva

El Peso total es la suma de todas los pesos que involucran la tolva.

$$\begin{aligned} m_{\text{Total}} &= m_{\text{carbón}} + m_{\text{cil} \text{ metal}} + m_{\text{cono} \text{ metal}} + m_{\text{tapa}} \\ m_{\text{Total}} &= 210ton + 7.4ton + 6.2ton + 1.1ton \\ m_{\text{Total}} &= 225.7ton \approx 230ton \end{aligned}$$

Diseño de las vigas de la Tapa de la Tolva

La tapa de la Tolva tiene un diámetro de 6m y debajo de ella se encuentran cuatros vigas W, las cuales ayudan a rigidizar la tapa para evitar un posible pandeo. Las cargas que soporta la tapa

son su peso como carga muerta y el peso de las personas como carga viva.

El peso propio de la tapa es :

$$W_{tapa} = m_{tapa} \cdot g = (1090kg)(9.807m/s^2)$$

$$W_{tapa} = 10689.63 \approx 10700N$$

Si convertimos el peso en una carga distribuida dividiéndola para el diámetro el cual va a ser el largo de la viga:

$$w_{tapa} = \frac{W_{tapa}}{D_{tapa}} = \frac{10700N}{6m}$$

$$w_{tapa} = 1783.33 \approx 1784N/m = Cm$$

La carga viva de las personas es de 50Kg/m², se la multiplica por el área y por la gravedad para obtener el peso, y se la divide para el diámetro de la tapa el cual es la longitud de la viga para obtener el peso como carga distribuida.

$$w_{personas} = \frac{50kg/m^2 \times A_{tapa} \times g}{D_{tapa}} = \frac{50kg/m^2 \times \frac{\pi \cdot D_{tapa}^2}{4} \times g}{D_{tapa}}$$

$$w_{personas} = (50kg/m^2) \left(\frac{\pi \cdot 6m}{4} \right) (9.807m/s^2)$$

$$w_{personas} = 2311N/m = Cv$$

La carga de diseño Recomendada por el manual de la AISC^[25]

es:

$$w_u = 1.2Cm + 1.6Cv$$

$$w_u = 1.2(1784N/m) + 1.6(2311N/m)$$

$$w_u = 5838.4 \approx 5850N/m$$

El momento máximo que soporta una viga empotrada en los extremos es:

$$M_{\max} = \frac{w_u \cdot L^2}{12}$$

$$M_{\max} = \frac{(5850N/m)(6m^2)}{12}$$

$$M_{\max} = 17550Nm$$

El momento máximo debe de ser menor al límite de fluencia dado por:

$$M_{\max} \leq \phi_b \cdot F_y \cdot Z_x$$

donde Φ_b es un factor de resistencia a la fluencia igual a 0.9, F_y es la resistencia ultima a la fluencia y Z_x es el modulo Plástico que depende de la geometría del material. Reemplazando los valores z_x se tiene que:

$$M_{\max} \leq \phi_b \cdot F_y \cdot Z_x$$

$$Z_x \geq \frac{M_{\max}}{\phi_b \cdot F_y} = \frac{17550 N \cdot m}{(0.9)(200 \times 10^6 N / m^2)}$$

$$Z_x \geq 9.75 \times 10^{-5} m^3 \geq 5.95 in^3$$

Con este modulo plástico se ingresa a la tabla 1 que se encuentra en Anexos y se encuentra que el perfil de viga mas económico es **W6x9**, es habrá 4 vigas con este perfil.

Tiempo de llenado de la Tolva

El flujo másico ingresa de carbón a la tolva (ver Plano PC-TOLV-20) es de 80ton/h, y la capacidad máxima de la tolva es de 210 ton, por ende el tiempo de llenado será:

$$t_{\text{llenado}} = \frac{m_{\text{carbón}}}{m_{\text{entrada}}}$$

$$t_{\text{llenado}} = \frac{210 \text{ ton}}{80 \text{ ton / h}}$$

$$t_{\text{llenado}} = 2.625 = 2 \text{ hora}, 37 \text{ minutos y } 0 \text{ segundos}$$

4.2.2.-TRANSPORTADOR DE RASTRA

El Transportador de rastra (TR), debe tener un ancho mínimo igual al ancho de la ranura de salida de la tolva, esto es, el ancho tiene que ser igual o superior a 700mm. El flujo másico a transportar debe ser muy superior al entregado a BT-3 debido a que en una emergencia o problema en la tolva se requiere que el carbón sea evacuado rápidamente, es por esa razón que el transportador rastra será seleccionado con un flujo másico de *100 toneladas por hora* .El Transportador es de fondo plano porque estos desplazan mayores capacidades. La velocidad lineal del transportador es de *0.5m/s*. Para ingresar a la tabla para seleccionar el transportador se requiere conocer el flujo volumétrico a transportar.

$$Q_{rastra} = \frac{\dot{m}_{rastra}}{\rho^0} = \frac{(100ton / h)}{(0.8ton / m^3)}$$

$$Q_{rastra} = 125m^3 / h$$

Se ingresa a la tabla 4.4 con el flujo volumétrico y la velocidad lineal de 0.5m/s y se observa que el transportador rastra que cumple con esos requerimientos es el de serie 1400F de 350mm de ancho, esto es la mitad de ancho que se necesita, por lo que

se sabe de antemano que para un ancho de 700mm el transportador rastra cumplirá con la capacidad requerida.

TABLA 4.4

CAPACIDAD DEL TRANSPORTADOR RASTRA

Series	Tamaño (mm)	Velocidad (m/s)					
		0.5		0.76		1	
		M ³ /h	RPM	m ³ /h	RPM	m ³ /h	RPM
900F	225	113	42	180	62	241	82
1400F	350	238	27	358	40	477	54
1800F	450	382	22	576	33	767	44
2000F	500	467	20	702	30	934	39

[28] MARTIN, SPROCKET & GEAR, INC

La tabla 4.5 muestra la potencia por longitud que requiere el transportador, pero no existe información para un transportador de 700mm, entonces toma el de 350mm y se lo multiplica por un factor de 4 porque se observa en la tabla 4.5 que la potencia se cuadruplica, cuando el ancho se duplica, por consiguiente, para un tamaño de 350mm y a una velocidad de 0.5m/s, la potencia por longitud es de 0.44HP/m, multiplicando este valor por un factor de 4 se tiene 1.76 HP/m, si la rastra tiene una longitud de 5m, entonces se requiere un motor con una potencia de **8.8≈10HP**.

TABLA 4.5**POTENCIA POR METRO DE LONGITUD**

Series	tamaño (mm)	Potencia			Máxima Longitud de la cadena (m)
		HP/m			
		0.5	0.76	1	
900F	225	0.23	0.35	0.46	73
1400F	350	0.44	0.67	0.89	66
1800F	450	0.74	1.12	1.48	106
2000F	500	0.92	1.38	1.83	91

[28] MARTIN, SPROCKET & GEAR, INC

Existen muchas compañías fabricantes de este tipo de equipos. Existiendo equipos estándares como los indicados en las tablas; o como en nuestro caso, un equipo que se solicita bajo pedido. Para realizar el pedido del transportador de rastra, se debe especificar la distancia entre centros, restricciones físicas como el ancho o altura, tipo de material manipular, rango de capacidades a movilizar, tipo de alimentación y tipo de descarga. Los proveedores de transportadores rastra son MARTIN (USA), KOCH (ALEMANA), BESTA (ALEMANA) y FLITE-VEYOR (USA). La figura 4.18 representa el esquema del Transportador Rastra a utilizar.

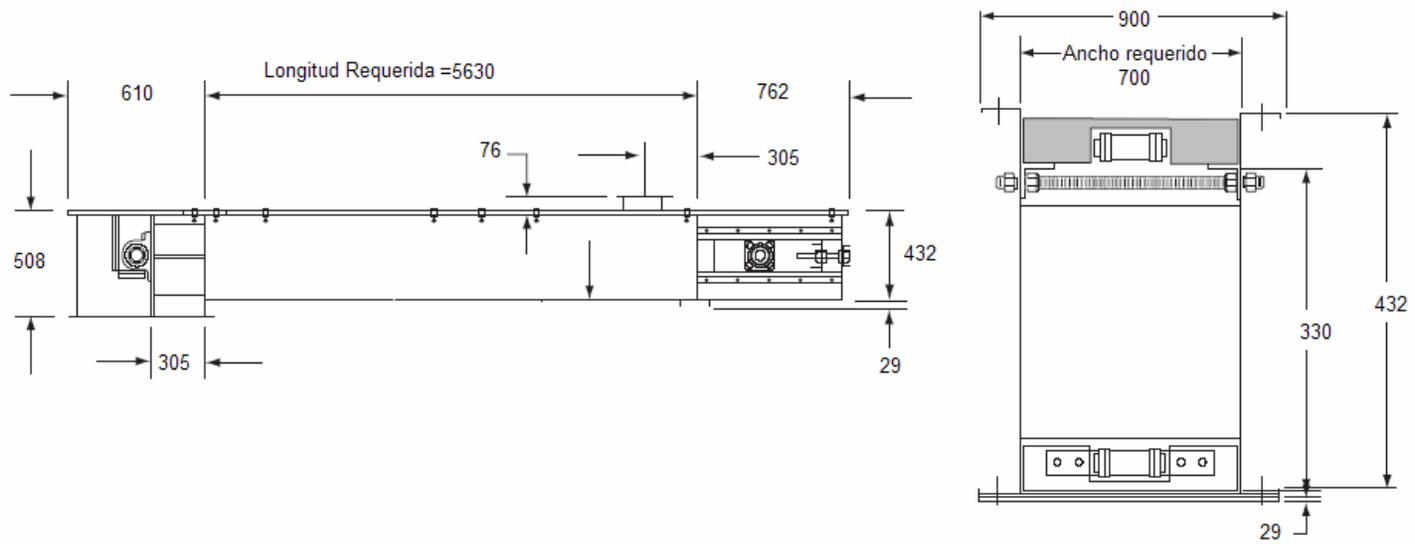


Figura 4.18. Esquema del Transportador Rastra para BT-3

4.2.3.- BANDA TRANSPORTADORA.

La Tercera Banda Transportadora BT-3 mostrada en la figura 4.19, se ubica en el nivel 9.2m del Edificio (ver plano PC-EDF-05) y va a transportar horizontalmente el carbón hacia el molino. Se ingresan al software las características de la tabla 3.1, la longitud horizontal que recorre la banda igual a 12m y aunque la capacidad requerida es de 30 toneladas por hora para entregar al molino, se diseñará BT-3 con una capacidad de 100ton/h, esto se debe a que en casos de emergencias como por ejemplo la combustión del carbón en el interior de la tolva, se requiere que se evacue el material lo mas pronto posible.

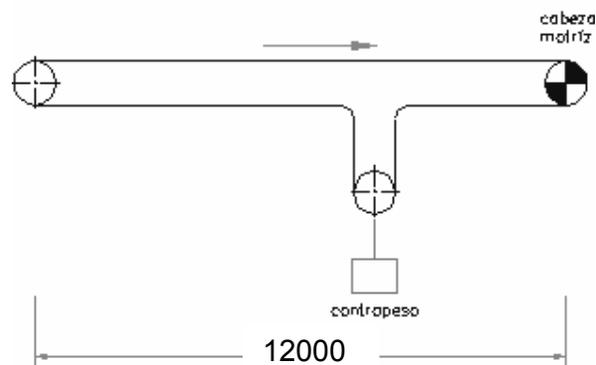


Figura 4.19. Esquema de BT-3

El ancho de la Banda y el tipo de rodillo Superior son los mismos que para BT-1 y BT-2; la velocidad de la Banda es de 1m/s para así generar la menor cantidad de polvo en el Edificio. Con estos parámetros, el software da los siguientes resultados:

Capacidad máxima Calculada = 142.19 ton/h

Carga del material por metro de Banda = 28 Kg/m

Calculo de Fuerzas y Potencias

El coeficiente de fricción, el peso de la banda, el peso de los rodillos superiores e inferiores, el espaciamiento entre rodillos superiores e inferiores, la eficiencia del motor, la eficiencias mecánicas de reductores de velocidad y la longitud total de la guías son iguales que para BT-1 y BT-2; con estos parámetros se obtienen las fuerzas y potencias que actúan en BT-3, la cual se muestran en la tabla 4.6 y 4.7 respectivamente.

TABLA 4.6

FUERZAS QUE ACTUAN EN BT-3^(*1)

Fuerza para mover la banda en vacío y componentes móviles	240
Fuerza para desplazar el material horizontalmente	280
Fuerza total para mover la banda en servicio	520

(*1) Todas las fuerzas están en Newton (N)

TABLA 4.7

POTENCIAS QUE ACTUAN EN BT-3

Potencia Total teórica	KW	1.48
Potencia por guías de carga	kW	0.96
Potencia Requerida	kW	1.65
	HP	2.2

Calculo de Tensiones

El Coeficiente de fricción tambor-banda, ángulo de contacto, la flecha máxima permisible son iguales que para BT-1 y BT-2. La tabla 4.8 muestra las tensiones que actúan en BT-3.

TABLA 4.8

TENSIONES QUE ACTUAN EN BT-3 ^(*)

Tensión mínima para evitar el pandeo	3176
Tensión Efectiva	1480
Tensión mínima que debe tener el contrapeso	6352
Tensión en el contrapeso	8000
Tensión del lado apretado T_1	5480
Tensión del lado flojo T_2	4000
Tensión de retorno T_3	4110
Tensión de trabajo unitaria	9 N/mm

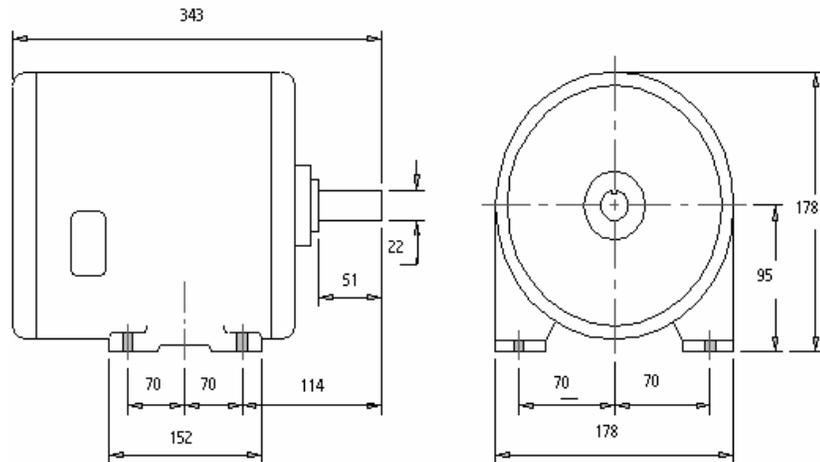
(*) Todas las tensiones están en Newton (N) excepto la tensión unitaria

Motor eléctrico

La potencia requerida que se calculo que necesita el motor es de 2.92 HP, por lo tanto se selecciona un motor cerrado con una potencia de 3 HP a 1800 rpm. La tabla 4.9 y la figura 4.20 muestran las características del motor eléctrico y sus dimensiones respectivamente.

TABLA 4.9
CARACTERISTICAS DEL MOTOR ELECTRICO PARA BT-3

FRAME del motor: 182T cerrado		
Potencia	HP	3
Velocidad Angular	rpm	1800
Eficiencia del motor	%	95
Eficiencia de transmisión	%	94
Peso	Kg	36
Diámetro de los pernos	mm	8
Longitud de los pernos	mm	25



Referencia: Normas Nema, publicación MG-1-1993 para motores de corriente alterna jaula de ardilla.

Figura 4.20 Dimensiones del Motor Eléctrico 145T

Selección del tipo de banda

La resistencia mínima requerida (tensión unitaria mínima) que se calculo que debe tener la banda es de 7 N/mm, por consiguiente se procede seleccionar una banda con una mayor resistencia igual a 40 N/mm (para que las 3 bandas tengan la misma resistencia) y con 4 lonas en la carcasa. Con esta resistencia y número de lonas, las características que tendrá la banda se muestran en la tabla 4.10.

TABLA 4.10**CARACTERISTICAS DE BT-3**

Banda EP400 de mediana resistencia a la abrasión		
Resistencia	N/mm	40
Espesor de la cubierta superior	mm	5
Espesor de la cubierta inferior	mm	1.5
Peso aproximado en un milímetro	kg/m ²	1.14
Espesor de la carcasa	mm	7.2
Espesor de la cobertura	mm	6.5
Peso aproximado por lona	Kg/m ²	2.5
Espesor aproximado por lona	mm	1.8
Peso de la carcasa	kg/m ²	10
Peso de la cobertura	Kg/m ²	7.41
Peso de la banda	Kg/m	10.62
Peso total de la cinta	Kg	254.88
Espesor total de la cinta	mm	13.7

Selección de los rodillos

La condiciones externas a las que van a estar sometidos los rodillos, el desalineamiento en los rodillos superiores e inferiores, la clasificación CEMA y los tipos de rodillos inferiores son las mismas que para BT-1 y BT-2. En la tabla 4.11 se indican las características de los rodillos superiores e inferiores.

TABLA 4.11**CARACTERISTICAS DE LOS RODILLOS SELECCIONADOS**

Rodillo	Unidades	Superior	Inferior
Clase		Cema B	Cema B
Tipo		Terna	Plano
Angulo	°	35	0
Diámetro	mm	102	102
Espaciamiento	m	1.4	3
Carga	Kg	55	32
Cantidad aproximada	u	12	4
Capacidad de carga	Kg	186	75
Velocidad angular	rpm	211	211
Vida útil	h	162244	162244
Eje	mm	17	17
Material del eje		Acero macizo	Acero macizo
Capacidad dinámica de carga	lb	2150	2150
Rodamiento(*2)		Bolas 6203-2RS,SKF	Bolas 6203-2RS,SKF

(*2) Todos los rodamientos son sellados

Selección y características de los Tambores

La Distancia entre apoyos en los tambores, el material del eje y la vida del Cojinete serán iguales que para el cálculo de BT-1 y BT-2, el ancho mínimo que debe de tener la polea es de 750 mm. En la figura 3.15 se muestra el esquema de los tambores y en la figura 3.17 indican las dimensiones del Tambor Motriz para BT-3.

La. En la tabla 4.12 con los parámetros dados, se obtienen las características de todas las poleas utilizadas en el diseño de BT-3. El plano PC-BT-17 muestra las características de BT-3.

Trayectoria del Material

Con parámetros dados anteriormente se encuentra que el radio de curvatura de la banda es de 175mm y fuerza centrífuga generada 6.85 N/m. Para intervalos de tiempo de 0.05 segundos se obtiene las coordenadas de la trayectoria y la grafica de dicha trayectoria mostrada en la tabla 4.13 y la figura 4.21 respectivamente.

TABLA 4.13

COORDENADAS DE LA TRAYECTORIA DE BT- 3

Coordenada	1	2	3	4	5	6
Tiempo (s)	0.05	0.1	0.15	0.2	0.25	0.3
X (mm)	70	140	210	280	350	420
Y(mm)	12.26	49.05	110.36	196.2	306.56	441.45

TABLA 4.12

CARACTERISTICAS DE LOS TAMBORES PARA BT-3

Tambores	Motriz	Conducido	De contacto	Desviador 1	Desviador 2	Contrapeso
Ancho de cara (mm)	750	750	750	750	750	750
Diámetro (mm)	400	400	200	200	200	200
Distancia entre apoyos (mm)	1020	1020	840	840	840	1020
Fuerza Resultante (kN)	3.21	3	0.78	2.12	2.12	3
Angulo de contacto (°)	210	180	30	90	90	180
Peso del Tambor (Kg)	76	76	24	24	24	24
Material del eje	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045	AISI 1045
Diámetro del eje (mm)	49	49	57	57	57	49
Capacidad de carga del rodamiento (kN)	21.43	20.12	6.31	14.65	14.65	20.12
Torque Máximo (N.m)	36.43					
Momento flector Máximo (N.m)	296.92					
Diámetro mínimo del eje (mm)	15					

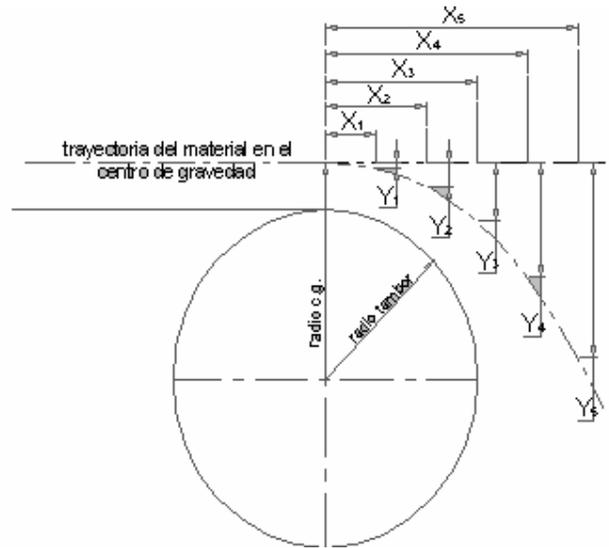


Figura 4.21. Trayectoria de BT- 3

Selección de la caja Reductora

El diámetro de ambos tambores $\Phi_{\text{tambor}BT-1}$ (incluido la banda) es de 428mm, la velocidad lineal con que se desplaza BT-3 es 1m/s; por consiguiente la velocidad del tambor es de:

$$\omega_{\text{tambor}BT-3} = \frac{2 \cdot V_{BT-3}}{\phi_{\text{tambor}BT-3}}$$

$$\omega_{\text{tambor}BT-3} = \frac{2 \cdot (1m / s)}{0.428m}$$

$$\omega_{\text{tambor}BT-3} = 4.67 s^{-1} = 45rpm$$

Selección de CR-3

En el Apéndice V se encuentran los diferentes modelos⁽³⁴⁾ de cajas reductoras, CR-3, para motores de 3HP. Se ingresa con un valor superior a $\omega_{\text{tambor}BT-3}$; se toma el valor de 71rpm con el cual se tiene $r_{v)BT-3} = 25$ y un modelo 07UWBQ2A25.0A_C. En el Apéndice X se indican las dimensiones de CR-3, en la figura 3.19 se muestra un esquema de CR-3. Del Apéndice Y, se ingresa con el tamaño del motor 182TC y el modelo de CR-3 y se observa que la caja tiene un peso $W_{CR-1} = 225\text{lb}$.

Selección de Poleas (P-3)

Para la reducción faltante (de 71rpm a 45rpm) se utilizara poleas, la relación de velocidad de las poleas, $r_{vP)BT-3}$, será:

$$r_{vP)BT-3} = \frac{71rpm}{45rpm}$$

$$r_{vP)BT-3} = 1.58$$

Del Apéndice Q se obtiene un factor de servicio para una maquina de servicio continuo 1.3; por lo que la potencia de diseño es $1.3 \times 3\text{HP} = 4\text{HP}$; con esta potencia y 1750 rpm del

motor se ingresa al Apéndice R y se obtiene la sección transversal de la polea es de 3V. Del Apéndice S para un motor de 1750 y una potencia de diseño de 4HP se escoge un diámetro mínimo, $\phi_{P_{menor}BT-3} = 3''$, por tanto, el diámetro mayor, $\phi_{P_{mayor}BT-3}$ es:

$$\phi_{P_{mayor}BT-3} = r_{vP}BT-3 \cdot \phi_{P_{menor}BT-3}$$

$$\phi_{P_{mayor}BT-3} = 1.58 \times 3''$$

$$\phi_{P_{mayor}BT-3} = 4.74 \approx 4.75''$$

Se determina que la polea tenga 3 ranuras; se ingresa al Apéndice AA y se encuentra que para 3" y 4.75", los modelos de las poleas son: $P_{menor}BT-3: 3\ 3V\ 300\ SH$ y $P_{mayor}BT-3: 3\ 3V\ 475\ SDS$.

Peso Total de BT-3

El peso total de BT-3 incluye el peso de la banda mas el peso de todos los accesorios que van en ella. En la tabla 4.14 se indican los pesos.

TABLA 4.14**PESOS DE LOS ACCESORIOS PARA BT-3**

Equipo	Masa por longitud (Kg/m)	Masa (kg)	Peso (N)
Rodillos Superiores	19.54	234	2300
Estaciones de retorno	4.44	53	523
Caucho de la Banda	14.14	170	1664
Soporte de estaciones	94.43	1133	11113
Parrilla Galvanizada (2 ^{1/2"} x 30")	22.95	275	2701
Peso total del Transportador (m _{BT-3})		1870	18300

Transportador de Derrame

El transportador de Derrame (TD-3) para BT-3 al igual que los anteriores transportadores, maneja una capacidad del 5% de la capacidad de la banda transportadora ubicada en su parte superior; BT-3 entrega 30 ton/h, por ende la capacidad que maneja TD-3 es de 1.5ton/h. En la tabla 3.23 se observa que para mínima capacidad que maneja un transportador de derrame es de 9ton/h a una velocidad de 0.5m/s y una densidad de bulto de 809 kg/m³ por consiguiente, el largo del ángulo de TD-3 debe ser de 305mm. Ingresando con este Largo a la tabla 3.24 se encuentra las dimensiones de su sección transversal; en la figura

3.23 se muestra dicha sección. Los dos parámetros que se deben conocer para seleccionar un transportador de derrame son el largo del ángulo y la longitud entre centros. En la figura 3.24 se muestra el transportador de derrame, donde la longitud requerida es de 12m. La compañía que distribuye este Producto es QUICK-KEY (USA).

4.2.4.- SISTEMA DE PESAJE

Sistema de Pesaje en la Tolva.

El sistema de Pesaje (LC) esta compuesto por 4 celdas electrónicas, las cuales soportaran todo el peso de la tolva. La masa total de la tolva es de 230 toneladas, es decir, 57.5 toneladas por celda o 57500 Kg = 126500lb, Ingresando a la tabla 4.15 se selecciona una celda de pesaje con una capacidad de 200000lb y un modelo C2P. En la figura 4.22 se muestran las dimensiones que tiene la celda de pesaje. El proveedor las celdas de pesaje es BLH Electronic, Inc. (USA).

TABLA 4.15

CARACTERISTICAS DE LC

CAPACITY KGS (LBS)	A	B	C	D	E	F	G
LOAD CELL TYPE C3P & U3G							
<u>227 - 1361</u> (500 - 3000)	<u>157.16</u> (6.188)	<u>88.90</u> (3.500)	<u>101.60</u> (4.000)	<u>76.20</u> (3.000)	<u>15.88</u> (.625)	<u>9.52</u> (.375)	<u>15.88</u> (.625)
<u>2268 - 4536</u> (5000 - 10000)	<u>211.14</u> (8.313)	<u>88.90</u> (3.500)	<u>127.00</u> (5.000)	<u>101.60</u> (4.000)	<u>22.22</u> (.875)	<u>11.11</u> (.438)	<u>22.22</u> (.875)
LOAD CELL TYPE C2P							
<u>9072 - 22680</u> (20000 - 50000)	<u>247.65</u> (9.750)	<u>114.30</u> (4.500)	<u>152.40</u> (6.000)	<u>127.00</u> (5.000)	<u>28.58</u> (1.125)	<u>14.29</u> (.563)	<u>28.58</u> (1.125)
<u>45359</u> (100000)	<u>317.50</u> (12.500)	<u>152.40</u> (6.000)	<u>203.20</u> (8.000)	<u>152.40</u> (6.000)	<u>38.10</u> (1.500)	<u>17.46</u> (.688)	<u>47.62</u> (1.875)
<u>90718</u> (200000)	<u>423.86</u> (16.688)	<u>203.20</u> (8.000)	<u>254.00</u> (10.000)	<u>203.20</u> (8.000)	<u>61.91</u> (2.438)	<u>17.46</u> (.688)	<u>66.68</u> (2.625)

4.2.5. SISTEMA DE DESEMPOLVADO

El Colector de Polvos CP-2 estará ubicado en el nivel 21.4m del Edificio, ver plano PC-EDIF-05. Se coloca un Colector de Polvos de Mangas para evitar que el ambiente dentro del edificio se vuelva polvoso, sucio y prevenir alguna ignición; se receptorá el polvo proveniente de 6 puntos localizados, estos son:

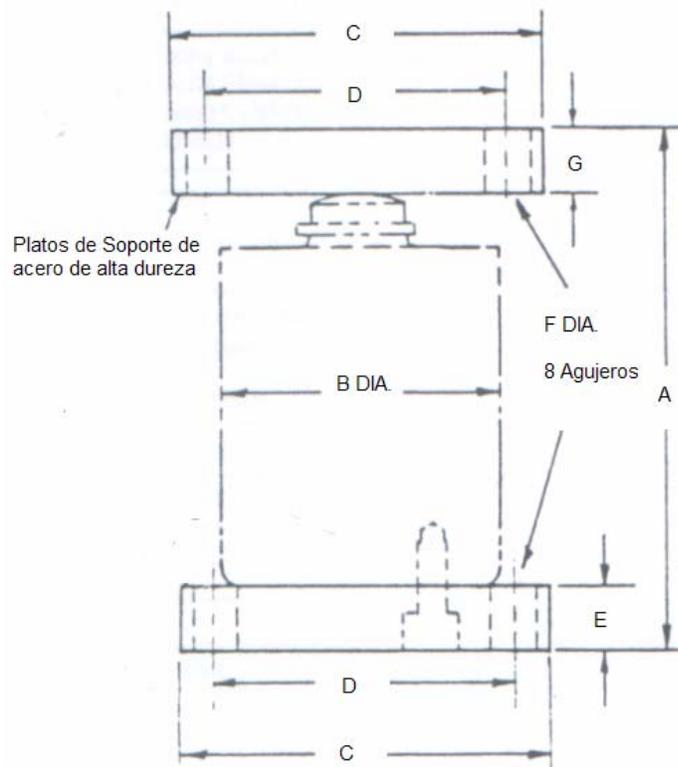


Figura 4.22. Dimensiones de la Celda de Pesaje.

- 1) En la descarga de BT-2 (Q_{BT-2}).
- 2) En la Entrada a la Tolva (Q_{T-1}).
- 3) En la Descarga de la Tolva (Q_{T-2}).
- 4) En la Alimentación a BT-3 (Q_{BT-A3})
- 5) En la Descarga del Transportador Rastra (Q_{R-1}).
- 6) En la Descarga de BT-3 (Q_{BT-D3}).

Desempolvado en las Bandas

Debido a que el ancho de las Bandas Transportadoras son iguales en todo el sistema, la generación de polvo en el punto 1), 5) y 6) van a ser iguales y por consiguiente tendrán el mismo caudal de succión para el desempolvado ($Q_{BT-1} = Q_{BT-A3} = Q_{BT-D3}$).

Para velocidades de banda mayores a 1m/s, el caudal que hay que succionar se estima en función del ancho de banda.

$$Q_1 = 425m^3 / h + 2800.AnchodeBanda$$

$$Q_1 = 425m^3 / h + 2800(0.610m)$$

$$Q_1 = 2110m^3 / h = 1241(CFM)$$

por tanto

$$Q_{BT1} = Q_{BT-A3} = Q_{BT-D3} = 2110m^3/h$$

Desempolvado en la Tolva

En la entrada a la Tolva el caudal que hay que succionar corresponde al volumen de carbón de aire desplazado al momento de ingresar el material multiplicado por un factor de

3.5^[23], el flujo másico de carbón que va a entrar es de

$\dot{m} = 80 \text{ ton} / \text{h}$, por consiguiente el caudal de entrada es:

$$Q_2 = \frac{\dot{m}}{\rho_{\text{carbón}}}$$
$$Q_2 = \frac{80 \text{ ton} / \text{h}}{0.8 \text{ ton} / \text{m}^3}$$
$$Q_2 = 100 \text{ m}^3 / \text{h}$$

A este Caudal se lo multiplica por 3.5^[20] para obtener el caudal de succión en la entrada a la tolva.

$$Q_{T1(\text{teórico})} = 3.5 \times (100 \text{ m}^3 / \text{h})$$

$$Q_{T1(\text{teórico})} = 350 \text{ m}^3 / \text{h}$$

El rango del caudal de recolección de polvo en una tolva esta entre 600 a 3500 m³/h, por consiguiente se toma un valor de **Q_{T1} = 600 m³/h.**

Desempolvado en el Transportador Rastra.

El caudal de succión en la descarga de la tolva y descarga de la rastra van a ser iguales ($Q_{T2} = Q_{R1}$). Para velocidades de banda

menores a 1m/s, el caudal que hay que succionar se estima en función del ancho de la Rastra.

$$Q_{T2} = Q_{R1} = 425m^3 / h + 2800 \cdot \text{AnchodeRastra}$$

$$Q_{T2} = Q_{R1} = 425m^3 / h + 2800(0.7m)$$

$$Q_{T2} = Q_{R1} = 1700m^3 / h = 1000(CFM)$$

Caudal Total de generación de Polvo

El caudal total de generacion de polvo es igual a la suma de los caudales encontrados para cada punto de generación de polvo.

$$Q_t = Q_{T2} + Q_{T1} + Q_{T2} + Q_{R1} + Q_{BT-A3} + Q_{BT-D3}$$

$$Q_t = (2110m^3 / h) + (600m^3 / h) + (1700m^3 / h) + (1700m^3 / h) + (2110m^3 / h) + (2110m^3 / h)$$

$$Q_t = 10330m^3 / h = 6100CFM$$

Diseño de los Ductos

Para arrastrar el polvo de carbón a través de los ductos, la velocidad debe ser de 3500CFM o 17.78m/s, por lo que se tiene un cabezal dinámico de:

$$VP = \left(\frac{V_{ducto}}{4005} \right)^2$$

$$VP = \left(\frac{3500 \text{ fpm}}{4005} \right)^2$$

$$VP = 0.764" H_2O$$

En el plano PC-DUCT-18 se muestra la distribución y longitudes de los ductos; así como la denominación de los caudales que pasan a través de ellos. En la tabla 4.16 se muestra los caudales que fluyen a través de cada sección.

Para conocer el diámetro de cada ducto, se despeja el diámetro de la formula de continuidad.

$$Q_{ducto} = V_{ducto} \cdot A_{ducto} = (17.78 \text{ m/s}) \left(\frac{\pi \cdot d_{ducto}^2}{4} \right)$$

$$d_{ducto} = \frac{\sqrt{Q_{ducto}}}{224.214}$$

Con este diámetro y con la velocidad constante del ducto igual 3500fpm se ingresa a la tabla del Apéndice O y se encuentra los factores de perdidas por pie de conducto.

TABLA 4.16

CAUDALES Y DIAMETROS DE LOS DUCTOS

Seccion	L (mm)	Q (m ³ /h)	Q (CFM)	d _{ducto} (mm)	d _{ducto} (in)	VP ("H ₂ O)	f _L ("H ₂ O/ft)	VP. f _L . L ("H ₂ O)
BT-2	5910	1	2110	205	8.1	0.7637	0.026	<u>0.3850</u>
T-1	9610	2	600	109	4.3	0.7637	0.056	1.3484
T-2	10800	3	1700	184	7.2	0.7637	0.030	0.8118
R-1	4950	4	2110	205	8.1	0.7637	0.026	0.3225
BT-A3	6860	5	1700	184	7.2	0.7637	0.030	0.5156
BT-D3	4080	6	2110	205	8.1	0.7637	0.026	0.2658
A	12250	a	10330	453	17.8	0.7637	0.010	0.3069
B	6910	b	2710	232	9.1	0.7637	0.023	<u>0.3982</u>
C	6780	c	7620	389	15.3	0.7637	0.012	0.2039
D	2470	d	5920	343	13.5	0.7637	0.014	0.0866
E	4400	e	4220	290	<u>11.4</u>	0.7637	0.017	0.1874
F	6860	f	10330	453	17.8	0.7637	0.010	0.1719

Ramales

Se debe calcular la caída de presión en cada ramal para escoger el mayor, la tabla 4.17 indica las formulas y caída de presión para cada ramal.

TABLA 4.17
CAIDA DE PRESION POR RAMAL

RAMALES	"de H ₂ O
$R_{BT-2} = VP.(f_A.L_A + f_B.L_B + f_{BT-2}.L_{BT-2})$	1.0902
$R_{T1} = VP.(f_A.L_A + f_B.L_B + f_{T1}.L_{T1})$	2.0535
$R_{T2} = VP.(f_A.L_A + f_C.L_C + f_{T2}.L_{T2})$	1.3226
$R_{R1} = VP.(f_A.L_A + f_C.L_C + f_D.L_D + f_{R1}.L_{R1})$	0.9200
$R_{BT-A3} = VP.(f_A.L_A + f_C.L_C + f_D.L_D + f_E.L_E + f_{BT-A3}.L_{BT-A3})$	1.3005
$R_{BT-D3} = VP.(f_A.L_A + f_C.L_C + f_D.L_D + f_E.L_E + f_{BT-D3}.L_{BT-D3})$	1.0506

Se observa de la tabla 4.17 que la máxima caída de presión ocurren el ramal $R_{T1}=2.0535$ "H₂O, el cual pertenece al ducto que succiona el polvo que se genera a la entrada de la tolva.

Caída de presión por Accesorios

Caída de presión en Codos

Existe un codo de 90° en el ramal R_{T1} y 2 codos de 90° en la sección "F" (ver plano PC-DUCT-18). De la tabla 4.18 se obtiene el coeficiente de pérdida para un codo de 90° fabricado de 4 piezas y con una relación del radio de curvatura con su diámetro de 2; el coeficiente es 0.24, por lo tanto la caída de presión es:

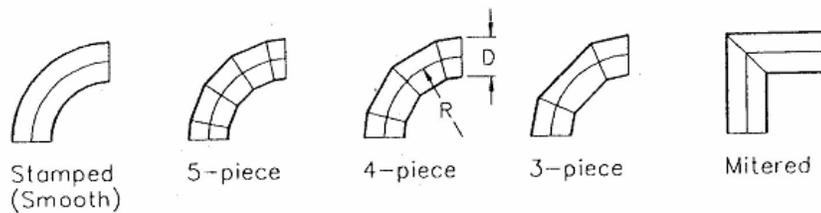
$$3H_{c90} = (0.24)(VP)$$

$$3H_{c90} = (0.24)(0.764 \text{ "H}_2\text{O})$$

$$3H_{c90} = 0.1834 \text{ "H}_2\text{O}$$

TABLA 4.18

COEFICIENTE DE PERDIDAS EN CODOS



	R/D					
	0.5	0.75	1.00	1.50	2.00	2.50
Stamped	0.71	0.33	0.22	0.15	0.13	0.12
5-piece	—	0.46	0.33	0.24	0.19	0.17*
4-piece	—	0.50	0.37	0.27	0.24	0.23*
3-piece	0.90	0.54	0.42	0.34	0.33	0.33*

Existen 2 codos de 60° y uno de 150° en el ramal R_{T1} que se los calcula igual que un codo de 90° y se lo multiplica por un factor de corrección igual a 0.67.

$$2H_{c60} = H_{c150} = (0.67)(0.24)(VP)$$

$$2H_{c60} = H_{c150} = (0.67)(0.24)(0.764''H_2O)$$

$$2H_{c60} = H_{c150} = 0.123''H_2O$$

Perdidas en las Bifurcaciones

Existen 2 bifurcaciones en el ramal R_{T1} que poseen el mismo ángulo de desvío del ducto igual 60° ; con este ángulo se ingresa a la tabla 4.19 y se encuentra un coeficiente de pérdida igual a 0.44, por ende la pérdida por bifurcación es:

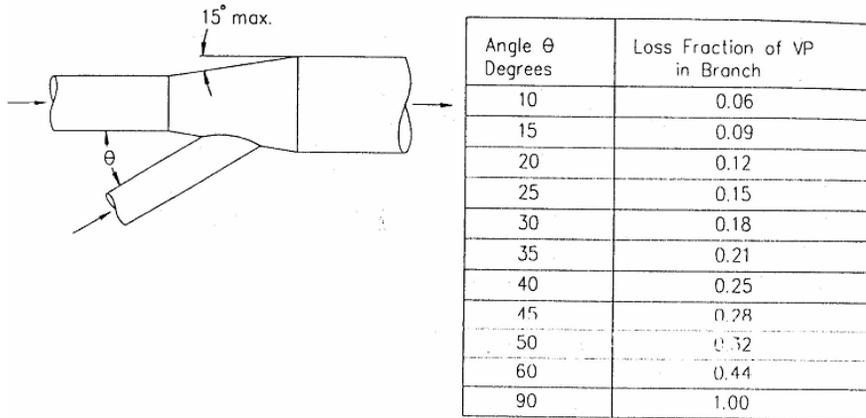
$$2 H_{\text{bifurcación}} = (0.44)(VP)$$

$$2 H_{\text{bifurcación}} = (0.44)(0.764''H_2O)$$

$$2 H_{\text{bifurcación}} = 0.336''H_2O$$

TABLA 4.19

COEFICIENTE DE PERDIDAS EN BIFURCACIONES



Perdida 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 $0.17VP$

$$H_{campana} = (0.17)(VP)$$

$$H_{campana} = 0.17 \times 0.764 \text{ "H}_2\text{O}$$

$$H_{campana} = 0.130 \text{ "H}_2\text{O}$$

Por consiguiente, la caída de presión ocasionada por accesorios es:

$$H_{\text{accesorios}} = 3H_{c90} + 2H_{c60} + H_{c150} + 2H_{\text{bifurcación}} + H_{\text{campana}}$$

$$H_{\text{accesorios}} = 3(0.1834 \text{ "H}_2\text{O}) + 2(0.123 \text{ "H}_2\text{O}) + 0.123 \text{ "H}_2\text{O} + 2(0.336 \text{ "H}_2\text{O}) + 0.130 \text{ "H}_2\text{O}$$

$$\mathbf{H_{\text{accesorios}} = 1.7212 \text{ "H}_2\text{O}}$$

La caída de presión en los ductos es igual a las perdidas por accesorios, perdidas por tuberías en el ramal R_{T1} , cabezal dinámico y perdidas en la sección F que se muestra en la tabla 4.16.

$$SP_{\text{ductos}} = H_{\text{accesorios}} + R_{T1} + VP + H_f$$

$$SP_{\text{ductos}} = 1.721 \text{ "H}_2\text{O} + 1.3226 \text{ "H}_2\text{O} + 0.764 \text{ "H}_2\text{O} + 0.172 \text{ "H}_2\text{O}$$

$$SP_{\text{ductos}} = 3.976 \approx 4 \text{ "H}_2\text{O}$$

La caída de presión debido al filtro esta en el rango de 4 – 8"H₂O, se escoge el valor medio $SP_{\text{filtro}} = 6\text{"H}_2\text{O}$, por lo tanto la caída de presión total es:

$$SP_{\text{total}} = SP_{\text{ductos}} + SP_{\text{filtro}}$$

$$SP_{\text{total}} = 4 \text{ "H}_2\text{O} + 6 \text{ "H}_2\text{O}$$

$$\mathbf{SP_{\text{total}} = 10 \text{ "H}_2\text{O}}$$

SELECCIÓN DEL VENTILADOR

Utilizando el Catalogo Electronico de LOREN COOK⁽³⁶⁾ con SP = 10”H₂O y Q_t=6100 CFM; se selecciona un ventilador centrifugo modelo 150-MHA-HD de 20HP que gira a 1977 rpm. En el Anexo iii y iv se encuentran las características y esquema del ventilador respectivamente.

Peso de los Ductos

Los ductos serán construidos de acero A36 con un espesor constante de 3mm, el peso total de los ductos se lo obtiene hallando el volumen del metal y multiplicándolo por la densidad.

$$m_{ducto} = \rho_{ac} \cdot V_{ducto} = \rho_{ac} \cdot (\sum \pi \cdot \phi_{ducto} \cdot L_{ducto} \cdot t) = \rho_{ac} \cdot \pi \cdot t \cdot (\sum \phi_{ducto} \cdot L_{ducto})$$

$$m_{ducto} = (7850 \text{ kg} / \text{m}^3) (\pi) (0.003 \text{ m}) (\sum \phi_{ducto} \cdot L_{ducto})$$

$$m_{ducto} = 74x (\sum \phi_{ducto} \cdot L_{ducto})$$

El peso de los ductos queda en función del diámetro del ducto, con su respectiva longitud. En la Tabla 4.20 se muestra la masa de cada sección y el peso total de los ductos.

TABLA 4.20

PESO DE LOS DUCTOS

sección	L _{ducto} (mm)	d _{ducto} (mm)	$m_{ducto} = 74.x(\sum .\phi_{ducto} L_{ducto}.)$ (Kg)
BT-2	5910	205	89.6547
T-1	9610	109	77.51426
T-2	10800	184	147.0528
R-1	4950	205	75.0915
BT-A3	6860	184	93.40576
BT-D3	4080	205	61.8936
A	12250	453	410.6445
B	6910	232	118.63088
C	6780	389	195.16908
D	2470	343	62.69354
E	4400	290	94.424
F	6860	453	229.96092
		<i>m_{ducto}</i>	1656.14 ≈ 1700

Hay que considerar también el peso de los accesorios, este peso será considerado el 20% de la masa total de los ductos.

$$m_{\text{accesorios}} = (20\%)(1700\text{Kg})$$

$$m_{\text{accesorios}} = 340 \text{ Kg}$$

Por consiguiente, la masa total de los ductos es:

$$m_{\text{total)ducto}} = m_{\text{ducto}} + m_{\text{accesorios}}$$

$$m_{\text{total)ducto}} = 1700\text{Kg} + 340 \text{ kg}$$

$$m_{\text{total)ducto}} = 2040 \approx 2100\text{Kg}$$

Colector de Polvo (CP-2)

Para equipos de Transporte, Almacenaje y Alimentación, el polvo de carbón a una temperatura menor a 50°C debe tener un “cargamento de área de filtro” entre 100 – 120 m³/m².h⁽²³⁾, es así que de la ecuación siguiente se obtiene el área filtrante total que debe poseer el colector de polvo.

$$A_{fil} = \frac{Q_{ducto}}{C_{fil}}$$
$$A_{fil} = \frac{10430m^3 / h}{120m^3 / m^2 .h}$$
$$A_{fil} = 86.9m^2 = 936ft^2$$

Con esta área filtrante se entra en la tabla del Apéndice P y se encuentra que para un área filtrante de 954ft² las características de colector son las siguientes:

Modelo: 96HPW

Numero de Mangas: 96

Caudal : 9600 – 17280 CFM

Longitud de las mangas: 8FT = 2438 mm

área Filtrante = 954 ft² = 88.5m²

Peso = 6712 lb = 3051 Kg ≈ 3.1 ton

Contra Explosión para realizar descargas paulatinas del polvo, pero previniendo el ingreso de oxígeno. La figura 4.24 indica el tipo de válvula que se utiliza.



Figura 4.24 Válvula Contra explosión

SELECCIÓN DEL VENTILADOR

Ingresando al Software de LOREN COOK⁽³⁶⁾ con $SP_{\text{filtro}} = 10''\text{H}_2\text{O}$ y $Q_1=6100\text{CFM}$; se selecciona un ventilador centrifugo modelo 150-MHA-HD que gira a 1977 rpm con un motor de 20HP. En los Anexos se encuentran las características y esquema del ventilador.

4.2.6. VALVULA ROTATORIA

Para la selección de la válvula rotatoria (VR-1), ubicada debajo del CP-2 (ver plano PC-EDIF-05) primero se debe conocer el flujo de masa que llega a la válvula procedente de los filtros de mangas. Una aproximación tomada de la referencia [23] indica que por cada metro cúbico de polvo que llega a los filtros, caen 20 gr a la válvula rotatoria (20gr/m³), así el flujo másico puede ser ahora obtenido.

$$\dot{m} = 20 \text{ gr} / \text{m}^3 \cdot Q_i$$

$$\dot{m} = (20 \text{ gr} / \text{m}^3)(10430 \text{m}^3 / \text{h})$$

$$\dot{m} = 208600 \text{ gr} / \text{h} = 208.6 \text{ kg} / \text{h} = 7.65 \text{ lb} / \text{min}$$

Se procede ahora a encontrar el caudal que pasa a través de la válvula rotatoria.

$$Q_{\text{válvula)teorico}} = \frac{\dot{m}}{\rho} = \frac{208.6 \text{ kg} / \text{h}}{800 \text{ kg} / \text{m}^3}$$

$$Q_{\text{válvula)teorico}} = 0.261 \text{m}^3 / \text{h} = 0.153 \text{CFM}$$

Se recomienda^[25] que se use el 60% de la capacidad teórica de la válvula, así se obtiene el caudal máximo de polvo que podrá pasar por la válvula rotatoria.

$$Q_{valvula} = \frac{Q_{valvula)teorico}}{0.6} = \frac{0.261m^3 / h}{0.6}$$

$$Q_{valvula} = 0.435m^3 / h = 0.255CFM$$

Con este caudal (en CFM) se entra a la tabla del apéndice M y se observa que para un caudal de 0.50CFM e modelo de válvula es de 4x4 a 25rpm y una tasa de desplazamiento de 0.02 FT³/rev; entonces, para conocer a que velocidad rota la válvula a 0.255CFM, se divide este valor para la tasa de desplazamiento.

$$\omega_{valvula} = \frac{Q_{valvula}}{tasa\ de\ desplazamiento} = \frac{0.255CFM}{0.02}$$

$$\omega_{valvula} = 12.75rpm$$

De la tabla del Apéndice M se hallan las dimensiones de la válvula rotatoria para un modelo 4x4, las dimensiones se muestran en la figura 4.25.

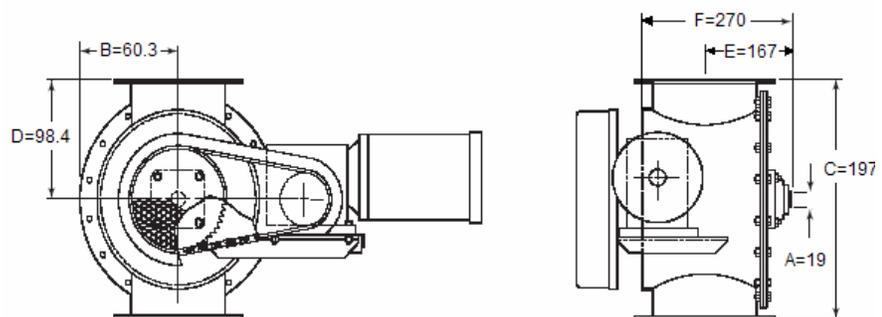


Figura4.25. Dimensiones de VR-1

La potencia requerida para las válvulas rotatorias se la aproxima de la tabla 4.21, el diámetro del rotor es 120mm, debido a que en la tabla no esta tabulado para este valor, se extrapola y se obtiene una potencia de 1/3HP. Los proveedores de válvulas rotatorias son Roto-Flo (USA), WAM (USA) y DONALSON(USA).

TABLA 4.21

POTENCIA REQUERIDA PARA LA VALVULA ROTATORIA

Diámetro (mm)	Volumen de acarreo (m ³)	Potencia	
		kW	HP
200	0.004..0.005	0.55	¾
250	0.008...0.010	0.55	¾
350	0.015...0.018	0.75	1
400	0.030...0.038	1.1	1.5
480	0.004..0.060	2.2	3
550	0.090...0.100	2.2	3

CAPÍTULO 5

5. SISTEMA DE AUTOMATIZACION

5.1 DESCRIPCIÓN

Para describir la automatización de todo el proceso de alimentación y transporte del carbón y posibles emergencias, se describirá un circuito de control.

Circuito de Control

El circuito esta estructurado para que se ponga en marcha el sistema y posibles emergencias; el plano PC-CC-19 muestra el Circuito de Control del proceso.

Puesta en Marcha

La puesta en marcha comienza con el encendido en forma secuencial de los motores eléctricos M5, M4, M2, M1 y M3 (ver plano PC-Flujo-15), al encenderse M1 comienza el proceso de transportación, llevando el carbón hacia la tolva de Alimentación. En la tolva se coloca un sensor nivel a 12.7m (tomando como nivel de referencia la parte mas baja de la tolva) el cual al accionarse manda a apagar en forma secuencial los motores M1, M2, M4, M5 y M3, y se procede a encender los motores M8, M7D, M6, M9 y M10, con lo cual comienza el proceso de alimentación al molino del carbón; cuando el sensor de nivel de la tolva marca 8.3m indica que el proceso de transportación debe comenzar nuevamente y manda a encender los motores M5, M4, M2, M1 y M3; en ese momento se encuentran trabajando todos los motores eléctricos y se obtiene el “Ciclo Normal de Trabajo”.

Sobrecarga

Los Reles de Sobrecarga de los motores eléctricos se deben al aumento de temperaturas de estos. Cuando el motor M3 tiene una sobrecarga, solo ese motor se apaga. Cuando cualquiera de los motores M1, M2, M4 o M5 tienen una sobrecarga, se apagan los

motores de la parte de transportación y se deja que el material siga saliendo de la tolva hasta cuando el sensor de nivel indique “nivel bajo” que es cuando los motores de la “alimentación al molino” se apagan. Cuando los motores M6, M7D y M8 tienen una sobrecarga, todos los motores del proceso se apagan.

Combustión

Se coloca un sensor de temperatura a 75° debido a que esta la temperatura de ignición del carbón. Cuando el sensor de nivel marque esta temperatura se apagan todos los motores, se encienden secuencial mente los motores M8 y M7I, los cuales van a descargar todo el carbón de la tolva hacia un camión.

5.2. SELECCIÓN DE DISPOSITIVOS

Motores Eléctricos

En Todos los motores Eléctricos, debe de existir controladores de Amperaje y relés de sobrecarga térmica, que apaguen los motores cuando halla una elevación del amperaje o se sobrecaliente el motor.

Tolva

En la tolva debe de poseer detectores de altura mantienen el nivel de material entre dos puntos donde estos están ubicados. La figura 4.1 muestra la ubicación de los detectores. El detector de nivel que indica “nivel alto de material” en la tolva debe de ubicarse a 3300mm medido desde la parte superior de la tolva. El detector de nivel que indica “nivel bajo de material” se debe ubicar 8300mm medido desde la parte inferior de la tolva.

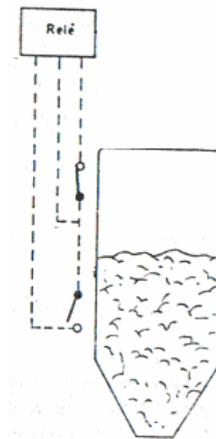


Figura 5.1 Ubicación de los Detectores de nivel

El detector de nivel mas usado es la “varilla flexible” mostrada en la figura 4.2; la cual es una varilla de acero conectada a un diafragma de

latón donde esta contenido un interruptor. Cuando los sólidos presionan, el interruptor se cierra y actúa sobre una alarma.

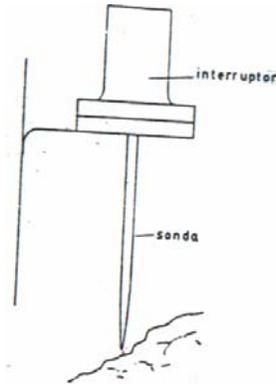


Figura 4.2. Varilla flexible

Además de los detectores, se utilizará 4 celdas de carga para censar el peso de la tolva y termocuplas para censar la temperatura del carbón en el interior de la tolva.

Transportador de Rastra

El Transportador de Rastra debe poseer Celdas de Carga que indiquen la razón de carbón que ingresa al transportador en un determinado tiempo. Además, Debe de poseer un detector magnético ubicado en el 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.

Bandas Transportadoras

En las Bandas Transportadoras deben existir detectores magnéticos ubicados en el Tambor Conducido, el cual sensa el movimiento de este; así cuando la Banda se rompe, el tambor conducido se queda parado y el detector magnético al no recibir una señal de movimiento, envía una señal de Alarma.

Deben existir balanzas electrónicas que indiquen la cantidad de material que lleva la banda transportadora. También tiene que haber alineadores de Bandas los cuales se ubican en los rodillos al inicio y final de la banda, su función evitar que la banda se salga de los rodillos.

Separador Magnético

Separador Magnético (SM) sensa los materiales metálicos "ferrosos" que pasan por la BT-2 y los captura.

Detector de Metales

El detector de Metales sensa los materiales “no-ferrosos” que pasan por BT-2 y manda la señal a la válvula doble via.

Válvula Doble Vía

En la válvula doble vía debe de existir un sensor magnético que al recibir la señal del detector de metales desvíe la compuerta por aproximadamente 10segundos hacia el chute de descarga.

CAPÍTULO 6

6. ANALISIS DE COSTOS

6.1. COSTOS DE FABRICACION E IMPORTACION DE EQUIPOS.

Dentro del Proyecto habrá equipos que serán construídos en el país y otros que serán importados y a estos deberán añadirse los impuestos de Ley. Se analizará por separado el costo de los equipos construídos localmente y equipos importados.

Equipos Locales

El costo por peso de los equipos manufacturados en el país como son: Tolva, Cubierta y Cerchas, Piso, Ductos, Estructura Metálica, Pasamano y Escalera se encuentran indicados en la tabla 6.1; además se muestra el costo de cada Equipo.

TABLA 6.1

COSTOS DE FABRICACION DE MATERIALES LOCALES

Equipos	Peso (kg)	Costo por peso (USD/kg)	Costo (USD)
Tolva	11460	1.6	18336
Ductos	2100	1.7	3570
CERCHA-1 y Cubierta	38000	1.6	60800
CERCHA-2	30000	1.6	48000
Pisos	38600	1.6	61760
Pasamanos y Escalera	3000	1.6	4800
Estructura del Edificio	240000	1.6	384000
		Sub-Total	581.266

Equipos Importados

Los Equipos a ser importados son el Transportador de Rastra, Válvula Rotatoria, Transportadores de derrame, Colectores de Polvo, Separador Magnético, Detector de Metales, Bandas transportadoras y Ventiladores. El precio de venta de estos equipos esta dado por FOB (costo libre de impuestos), y la importación de equipos conlleva una lista de impuestos. Costo de Seguro y Flete (CIF) es la suma del FOB mas el flete y del seguro; el flete es 2USD/kg de peso (solo para el calculo del CIF), el seguro es el 2% del FOB mas el Flete. En la tabla 6.2 se muestran los valores por cada equipo.

TABLA 6.2**COSTOS DE FABRICACION E IMPORTACION DE EQUIPOS**

Equipos	Peso (Kg)	FOB (USD)	Flete (USD)	Seguro (USD)	CIF (USD)
Rastra	8000	70000	16000	1720	87720
VR-1	35	400	70	9.4	479.4
Td-1	900	10000	1800	236	12036
Td-2	900	10000	1800	236	12036
Td-3	900	10000	1800	236	12036
CP-1	970	12000	1940	278.8	14218.8
CP-2	3600	20000	7200	544	27744
SM	2400	21000	4800	516	26316
DM	300	8500	600	182	9282
BT-1	77500	189200	155000	6884	351084
BT-2	23330	79500	46660	2523.2	128683.2
BT-3	1870	10200	3740	278.8	14218.8
Vent-1	143	1590	286	37.52	1913.52
Vent-2	355	4200	710	98.2	5008.2
reductor-1	3907	2000	450	49	2499
reductor-2	2290	2000	324	46.48	2370.48
reductor-3	868	2000	1692	73.84	3765.84
Celda de Carga	173	6200	346	130.92	6676.92
Sub-Total					718.088

Los "Aranceles varios" es el 10% del CIF, el impuesto de FODINFA (Fondo de Desarrollo para el Infante) es el 5% de "Aranceles varios", el IVA es el 12% del CIF mas "Aranceles varios" mas FODINFA. El flete es 120 USD/ton . Los gastos locales es 1.12(20USD/ton + 70USD). La tabla 6.3 muestra los costos finales de cada Equipo Importado.

TABLA 6.3

COSTOS DE EQUIPOS IMPORTADOS

Equipos	CIF (USD)	Arancel (USD)	FODINFA (USD)	IVA (USD)	Flete (USD)	Gastos Locales (USD)	Costo (USD)
Rastra	87720	8772	438.6	11632	960	257.6	109780
VR-1	479.4	47.94	2.397	63.568	4.2	79.184	680
Td-1	12036	1204	60.18	1596	108	98.56	15110
Td-2	12036	1204	60.18	1596	108	98.56	15110
Td-3	12036	1204	60.18	1596	108	98.56	15110
CP-1	14218.8	1422	71.094	1885.4	116.4	100.128	17820
CP-2	27744	2774	138.72	3678.9	432	159.04	34930
SM	26316	2632	131.58	3489.5	288	132.16	32990
DM	9282	928.2	46.41	1230.8	36	85.12	11610
BT-1	351084	35108	1755.4	46554	9300	1814.4	445620
BT-2	128683.2	12868	643.42	17063	2800	600.992	162660
BT-3	14218.8	1422	71.094	1885.4	224.4	120.288	17950
Vent-1	1913.52	191.4	9.5676	253.73	17.16	81.6032	2470
Vent-2	5008.2	500.8	25.041	664.09	42.6	86.352	6330
reductor-1	2499	249.9	12.495	331.37	27	83.44	3210
reductor-2	2370.48	237	11.852	314.33	19.44	82.0288	3040
reductor-3	3765.84	376.6	18.829	499.35	101.5	97.3504	4860
LC	6676.92	667.7	33.385	885.36	20.76	82.2752	8370
Sub-Total							907.650

6.2. COSTOS DE MONTAJE Y PUESTA EN MARCHA

En la columna cuarta de la tabla 6.4 y 6.5 se muestran las horas hombres por tonelada de carga (HH/ton) para el montaje de los diferentes equipos⁽⁴¹⁾; así como los costos por montaje de los diferentes equipos. El precio de la Hora-Hombre es de 6USD. En la tabla 6.6 se indican los costos finales para poner en marcha los diferentes equipos.

6.3. COSTO DE OPERACIÓN.

El Costo de Operación es el costo anual que se necesita para mantener el “Proyecto” trabajando en condiciones normales. El Costo de Operación lo conforman el consumo anual de energía y los sueldos del personal laboral.

Para encontrar el consumo anual de energía, se multiplica potencia requerida para cada equipo por el número de horas que trabaja el equipo al año (16 horas, 363 días) y por \$0.15/kW-hr. La tabla 6.7 muestra el costo final por consumo de energía.

TABLA 6.4
COSTO DE MONTAJE

Equipos	Peso (kg)	Peso (ton)	HH/ton	HH	Hombres	Horas	Días	Costo (USD)
Rastra	8000	8	75	600	5	120	15	3600
VR-1	35	0.035	150	5	1	5.25	0.66	30
Td-1	900	0.9	125	113	4	28.13	3.52	678
Td-2	900	0.9	125	113	4	28.13	3.52	678
Td-3	900	0.9	125	113	4	28.13	3.52	678
CP-1	970	0.97	30	29	2	14.55	1.82	174
CP-2	3600	3.6	30	108	3	36	4.50	648
SM	2400	2.4	80	192	1	192	24.0	1152
DM	300	0.3	30	9	1	9	1.13	54
BT-1	77500	77.5	75	5813	25	232.5	29.1	34878
BT-2	23330	23.33	75	1750	15	116.7	14.6	10500
BT-3	1870	1.87	80	150	5	29.92	3.74	900
Vent-1	143	0.143	150	22	2	10.73	1.34	132
Vent-2	355	0.355	150	53	3	17.75	2.22	318

Continúa.....

TABLA 6.5
COSTO DE MONTAJE (Continuación)

Equipos	Peso (kg)	Peso (ton)	HH/ton	HH	Hombres	Horas	Días	Costo (USD)
reductor-1	225	0.225	150	34	2	16.88	2.11	204
reductor-2	162	0.162	150	24	2	12.15	1.52	144
reductor-3	846	0.846	125	106	2	52.88	6.61	636
LC	173	0.173	30	5	1	5.19	0.65	30
Tolva	11460	11.46	45	516	12	43	5.37	3094
Ductos	2100	2.1	30	63	4	15.75	1.97	378
CERCHA-1 y Cubierta	38000	38	45	1710	10	171	21.38	10260
CERCHA-2	30000	30	45	1350	10	135	16.88	8100
Pisos	38600	38.6	45	1737	6	289.5	36.19	10422
Pasamanos y escalera	3000	3	45	135	4	33.75	4.219	810
Estructura del Edificio	240000	240	45	10800	24	450	56.25	64800

Total HH **25547**

Total **153.300**

TABLA 6.6

COSTO DE MONTAJE Y COSTO FINAL POR EQUIPO

Equipos	Costo (USD)	Montaje (USD)	Costo Total (USD)
Rastra	109780	3600	113380
VR-1	680	30	708
Td-1	15110	678	15777
Td-2	15110	678	15777
Td-3	15110	678	15777
CP-1	17820	174	17988
CP-2	34930	648	35575
SM	32990	1152	34140
DM	11610	54	11663
BT-1	445620	34878	480491
BT-2	162660	10500	173157
BT-3	17950	900	18840
Vent-1	2470	132	2596
Vent-2	6330	318	6647
Reductor-1	3210	204	3406
Reductor-2	3040	144	3181
Reductor-3	4860	636	5494
Celda de Carga	8370	30	8398
Tolva	18336	3094	21430
Ductos	3570	378	3948
CERCHA-1 y Cubierta	60800	10260	71060
CERCHA-2	48000	8100	56100
Pisos	61760	10422	72182
Pasamanos y Escalera	4800	810	5610
Estructura del Edificio	384000	64800	448800
TOTALES	1'488.900	153.300	1'642.200

TABLA 6.7**COSTO POR CONSUMO DE ENERGIA ELECTRICA**

Equipo	Potencia		Consumo (kW-hr)	Costo Diario (USD)	Costo Anual (USD)
	(HP)	(kW)			
TR-1	10	7.46	179.04	26.86	8863
BT-1	25	18.60	446.4	66.96	22097
BT-2	5	7.46	89.52	13.43	4431
BT-3	3	2.24	53.76	8.06	2661
V-1	5	7.46	89.52	13.43	4431
V-2	20	14.91	357.84	53.68	17714
TD-1	2	1.49	35.76	5.36	1770
TD-2	1	0.75	18	2.70	891
TD-3	1	0.75	18	2.70	891
VR-1	1/3	0.25	6	0.90	297
SM	2	1.49	35.76	5.36	1770
DM		2.00	3.6	0.54	178
Total				200	66000

Para conocer el costo por sueldos, primero se debe conocer la fuerza laboral que se necesita para el desempeño normal del "Proyecto". En la segunda y tercera columna de la tabla 6.8 se indican la participación Anual en la operación de los equipos y la cantidad de personal por jornada; debido a que el sistema va a trabajar las 24 horas del día, se harán 3 jornadas laborales, en la cuarta columna de la misma tabla se indican la mensualidad en las 3 jornadas para cada personal Laboral. Por lo tanto, el Costo de Operación será:

TABLA 6.8
COSTOS DE SUELDOS

Personal	Participación Anual en 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	600	1800	21600
Ing. Electronico	2400	1	600	1800	21600
Supervisor Mecánico	5000	2	500	3000	36000
Supervisor Eléctrico	5000	2	500	3000	36000
Ayudantes	5000	4	300	3600	43200
Total				15600	187.200

Costos de Operacion = Consumo de energia + Sueldos

Costos de Operacion = \$66.000 + \$187.200

Costos de Operacion = \$253.200

Ahorro Anual al Utilizar Carbón Mineral como combustible en reemplazo del Bunker.

Para conocer el ahorro que se tiene al utilizar carbón mineral, se debe conocer la cantidad de carbón que se utiliza en el quemador de nuestro Proyecto lo cual va a ser igual a la cantidad de carbón que ingresa al molino vertical igual a 30 ton/hr. Si el sistema trabaja 5808hr/año, entonces la cantidad de carbón anual será:

$$Cantidad\ de\ carbon\ anual = m_{carbon} = m_{molino} \cdot \#horas\ al\ año$$

$$m_{carbon} = (30\ ton / hr)(7920\ hr / año)$$

$$m_{carbon} = 237.600\ ton / año$$

El precio final (incluyendo impuestos y fletes) del carbón es de 70USD/ton; por consiguiente el costo anual de carbón será:

$$Costo_{Carbon} = 70USD / ton \cdot m_{carbon}$$

$$Costo_{Carbon} = (70USD / ton)(237.600\ ton / año)$$

$$Costo_{Carbon} = 16'632.000USD / año$$

Para conocer el Costo anual por utilizar bunker a la misma cantidad que el carbón, se deben igualar sus flujos caloríficos (Q) y despejar el flujo masico de bunker; a este flujo masico se lo multiplica por la densidad del Bunker para obtener el flujo volumétrico.

$$Q_{carbon} = m_{carbon} \cdot PC_{carbon}$$

$$Q_{Bunker} = m_{Bunker} \cdot PC_{Bunker}$$

$$Q_{carbon} = Q_{Bunker}$$

$$m_{Bunker} = \frac{m_{carbon} \cdot PC_{carbon}}{PC_{Bunker}}$$

$$m_{Bunker} = \frac{(237.600 \text{ ton} / \text{año})(30.2 \text{ MJ} / \text{kg})}{42.71 \text{ MJ} / \text{kg}}$$

$$m_{bunker} = 168.000 \text{ ton} / \text{año}$$

$$V_{Bunker} = \frac{m_{Bunker}}{\rho_{Bunker}} = \frac{168.000 \text{ ton} / \text{año}}{0.95 \text{ ton} / \text{m}^3}$$

$$V_{Bunker} = 176848 \text{ m}^3 / \text{año} = 46'718.300 \text{ gal} / \text{año}$$

El Precio de Bunker en el mercado nacional es de 0.60USD/galón; por consiguiente el costo anual de Bunker será:

$$\text{Costo}_{Bunker} = 0.60 \text{ USD} / \text{gal} \cdot V_{Bunker}$$

$$\text{Costo}_{Bunker} = (0.60 \text{ USD} / \text{gal})(46'718.300 \text{ gal} / \text{año})$$

$$\text{Costo}_{Bunker} = 28'030.979 \approx 28'031.000 \text{ USD} / \text{año}$$

El Ahorro Anual que se tendrá al utilizar carbón mineral en lugar de bunker es la diferencia de costos de ellos dos.

$$\begin{aligned} \text{Ahorro Anual de Combustible} &= \text{Costo}_{\text{Bunker}} - \text{Costo}_{\text{Carbon}} \\ \text{Ahorro Anual de Combustible} &= 28'031.000\text{USD} - 16'632.000 \\ \text{Ahorro Anual de Combustible} &= 11'399.000 \approx 11'400.000\text{USD} \end{aligned}$$

CAPÍTULO 7

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. El carbón Mineral será dominante en el futuro debido a que es mas barato que el petróleo, tiene un aproximado de 1 billón de toneladas en reservas totales accesibles (aproximadamente 4 veces las reservas de petróleo) lo que lo hace el combustible fósil más abundante en la tierra y se estima reservas de carbón para mas de 300 años siendo el sucesor del petróleo y gas natural que se estima se agotaran en 50 a 70 años.
2. El carbón como fuente energética satisface mercados muy diversos entre los mas importantes esta la generación eléctrica 58%, fabricación de acero 16% y fabricación de cemento 6%. En nuestro país se debería incentivar el estudio para la Explotación, Producción y Usos a nivel industrial del carbón como Fuente Energética.

3. El polvo de carbón es un producto explosivo y autocombustionable por lo que se emplea aire caliente de dióxido de carbono CO_2 y/o gas nitrógeno N_2 para hacer inertes esas zonas de peligro. Se debe tener presente que la temperatura de ignición para el carbón es de 620°C y que la temperatura de ignición de una nube de polvo de carbón disminuye mientras menor sea tamaño de las partículas.
4. El nivel de ruido para los equipos no debe exceder 85dBA cuando este es medido a 1.5m de la fuente en condiciones normales. Todos los ventiladores deben ser dimensionados para motores de 1750 rpm.
5. La concentración mínima de explosión MEC para el polvo de carbón bituminoso es aproximadamente de $100\text{mg}/\text{m}^3$, es decir 50000 veces mayor que la concentración de polvo respirable expuesto en 8 horas de trabajo (TLV-TWA = $2\text{mg}/\text{m}^3$). La presencia de otro gas o polvo inflamable puede bajar el MEC del carbón, con lo cual se incrementaría el riesgo de explosión. El riesgo puede ser disminuido añadiendo ceniza, gas inerte, piedra caliza y otros materiales inertes.
6. El Carbón Mineral posee azufre, el cual se encuentra como piritas (Fe_2S_2), como azufre orgánico y como sulfatos, por lo que la concentración de SO_2 determinada en todas las muestras en un año

no deberá exceder de $80 \mu\text{g}/\text{m}^3$, la concentración máxima en 24 horas no deberá exceder $350 \mu\text{g}/\text{m}^3$.

7. Para el Diseño de la Tolva de Alimentación se utilizó el Software para elementos finitos SAP2000 con el cual podemos hacer una discretización muy profunda de los esfuerzos y deformaciones que se generan a lo largo de la tolva que con formulas sería muy complicado; además, para encontrar las presiones que se generan se utilizó las normas de Industrias Alemanas DIN1055.
8. Para el diseño de las Bandas Transportadoras se utilizó el Software HEBER 2002 desarrollado en la FIMCP-ESPOL el cual está regido a las normas CEMA. La marca de las Bandas es NORTH AMERICAN (USA).
9. El Costo de Fabricación de equipos locales es 581.266 USD y el costo de importación de los equipos es 907.650 USD. El costo del montaje de todos los equipos es de 153.300 USD.
10. El Proyecto realizado es una coordinación de varias disciplinas ingenieriles como son: Mecánica, Eléctrica, Automatización, Electrónica y Civil; por tanto, para cada disciplina se ha desarrollado la

información técnica necesaria que servirá para el desarrollo posterior de otros equipos, estructuras, dispositivos, etc, que intervienen en el proyecto.

11. El Transportador de Rastra es un equipo con un costo elevado para su compra e importación, por lo que se recomienda desarrollar el proceso ingenieril para su diseño y construcción en el País.

BIBLIOGRAFIA Y REFERENCIAS

1. PIERSON, HUGH O., Handbook of Coal, Graphite and Diamond, Noyes publication 1993.
2. SPEIGHT, JAMES G, The Chemistry and technology of coal, 2^{da} Edición Marcel Dekker, 1994.
3. VAN KREVELEN, D.W., "Coal" typology, physics, Chemistry and Constitution, 3^{ra} Edition, 1993.
4. PERRY, Manual del Ingeniero Químico, tomo 3, 2000.
5. LIONEL S. MARKS, Mechanical Engineers' Handbook, Editado por McGraw-Hill Book, New york – Toronto-Londres, 5ta edición, 1951.
Paginas: 752-769, 784, 795-799, 804-808 y 1090-1092.
6. MINISTERIO DEL AMBIENTE, Texto Unificado de la legislación Ambiental Secundaria, Quito – Ecuador, diciembre 2002.

Anexo 3: paginas 1 – 10

Anexo 4: paginas 1 – 6

7. AMERICAN CONFERENCE OF GOVERNMENTAL INDUSTRIAL HYGIENISTS, Documentation of the Threshold Limit Values and Biological Exposure Indices, 5th edition, Ohio, 1986.
8. CONCYTEC (Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología), tecnologías Limpias, editado 2002 en San Borja · Lima – Perú.
9. AMERICAN SOCIETY FOR TESTING AND MATERIALS, Annual Book of ASTM Standards, Impreso en USA, 1973.
10. SMIDTH F.L., Precautions when using coal and lignite.
11. AMERICAN CONFERENCE OF GOVERNMENTAL INDUSTRIAL HYGIENISTS, HandBook Industrial Ventilation, 22^{va} edición, Cincinnati 1995.
12. ALMACENADORA SUR S.A., Control de Ambientes Explosivos en terminales Graneleras, Mexico D.F.

13. JENIKE, A.W., "Storage and Flow of Solids", Eng. Exp. Station Bulletin 123 (Univ. of Utah, 1970).
14. LYN BATES, Problems in Particulate Flow, Part A -- Flow Regimes.
15. MECH, E. (Bulk Materials Handling Committee), "Guide to the Specification of Bulk Materials for Storage and Handling Applications" (1996).
16. DONALSON COMPANY, Filtración Industrial del aire, 2002.
17. STEFAN HESSE, Aire comprimido, 2002, Editado por FESTO AG & Co. Pág. 30.
18. GEORGE G. CHASE, Solids Notes 10, university of Akron
19. HOLDERBANK ENGINEERING CANADA, General Mechanical Specifications, 2001.
20. JANSSEN H.A., Versuche über Getreidedruck in Silozellen, Verein Deutscher Ingenieure, Zeits.

21. ROARK RAYMOND J., Formulas for Stress and Strain, 5ta edición, 1982, paginas: 447-455.

22. MEGYESY EUGENE F., Manual de Recipientes a Presión, Editorial limusa, 1989, pagina 176 y 264

23. INTENSIV, Catalogo de Filtros, 1997, Alemania

24. JENIKE, Jenike's method for hopper design

25. WAM CORPORATION, Rotary Valves Catalog, edición 1995, Atlanta.

26. SHIGLEY, J.E., Diseño en Ingeniería Mecánica, Quinta edición, Editorial Msc. Graw Hill, Pagina 67

27. MANUAL AISC, Load and Resistance Factor Design.

28. MARTIN, SPROCKET & GEAR, INC, Catalogo 1090, edición 1995

29. NORMAS NEMA, publicación MG-1-1993 para motores de corriente alterna jaula de ardilla.

30. PIERSON, HUGH O., Handbook of carbón, Graphite and Diamond, Noyes publication 1993.
31. SPEIGHT, JAMES G, The Chemistry and technology of coal, 2^{da} edición Marcel Dekker, 1994.
32. VAN KREVELEN, D.W., "Coal" typology, physics, Chemistry and Constitution, 3^a Edition, 1993.
33. DEUTSCHE NORM DIN 1055, Design Loads for Buildings, Berlin, 1964.
34. FALK CORPORATION, Catalogo de Selección de Caja Reductora, Abril 2004.
35. DIETMAR – SCHULZE , Silo Stress Tool, Versión 1.0.9.6, 1999.
36. LOREN COOK COMPANY, Compute – A – Fan Versión 6.3.5.7, 1997.
37. SAP2000, Structural Analysis Program, 2000.
38. CREUS SOLE, ANTONIO, Instrumentación Industrial, 6^{ta} edición.

39. HOLGER SCHROTH, Load State of Column Supported Steel Silos, Alemania.2002.
40. KAI HERZIG, Carrying Capacity of Single Supported Steel Silos UIT Bracing Members.
41. MARTINEZ LOZANO, ERNESTO, Estandares de Montaje, Catedratico de la FIMCP-ESPOL.
42. FIMCP-ESPOL, Heber 2002, Software para diseño de Bandas Transportadoras.
43. SIEE, Sistema de Información Económica Energética, 2000.
44. NTN. Rodamientos de Bolas y de Rodillos, CAT.No2200-II/S.
45. VOITH TURBO GMBH, Acople Hidrodinámico de Ejes y Poleas.
46. DAVID COOPER & F. C. ALLEY, Air Pollution Control, Segunda edición.

APENDICE

APENDICE A

ANCHOS DE BANDA MÍNIMOS RECOMENDADOS

Ancho de Banda		tamaño de terrón máximo			
		tamaños uniformes		mezclado con 90% finos	
mm	pulg	mm	pulg	mm	pulg
350	14	50	2	100	4
400	16	50	2	125	5
450	18	75	3	150	6
500	20	100	4	150	6
600	24	125	5	175	7
650	26	125	5	200	8
750	30	150	6	250	10
800	32	175	7	300	12
900	36	175	7	300	12
1000	40	200	8	350	14
1050	42	250	10	400	16
1200	48	275	11	400	16
1350	54	350	14	450	18
1400	56	400	16	500	20
1500	60	400	16	500	20
1600	64	450	18	650	26
1650	66	450	18	650	26
1800	72	550	22	700	28
1950	78	600	24	700	28
2000	80	600	24	750	30
2200	88	600	24	750	30
2250	90	600	24	750	30
2400	96	600	24	750	30
2550	102	600	24	750	30
2700	108	600	24	750	30
2850	114	600	24	750	30
3000	120	600	24	750	30

Referencia: GOODYEAR Handbook of Conveyor and Elevator belt, 1975, pag. 5-7
 ROULUNDS Catálogo de Bandas transportadoras, pag. 11

APENDICE B

VELOCIDAD DE BANDA MAX. RECOMENDADA (m/s)

Ancho de Banda		Material		
mm	pulg	ligero(<0.8ton/m ³) grano fino	mediano(0.8-1.6 ton/m ³) abrasivo	pesado(>1.6ton/m ³) muy abrasivo
350	14	2	1.5	1.5
400	16	2.5	1.6	1.25
450	18	2.5	2	1.6
500	20	3.15	2.0	1.6
600	24	3.15	2.5	1.8
650	26	3.15	2.5	1.8
750	30	3.5	2.5	1.8
800	32	3.55	2.5	1.8
900	36	4.0	3.15	2.24
1000	40	4.0	3.15	2.24
1050	42	4.0	3.15	2.24
1200	48	4.0	3.15	2.24
1350	54	4.0	3.15	2.24
1400	56	4.0	3.15	2.24
1500	60	4.0	3.15	2.5
1600	64	4.0	3.55	2.5
1650	66	4.0	3.55	2.5
1800	72	4.5	3.55	2.5
2000	80	4.5	3.55	2.5
2200	88	4.5	3.55	2.5

Referencia: GOODYEAR Handbook of Conveyor and Elevator belt, pag. 5-8
ROULUNDS Catálogo de Bandas transportadoras, pag. 11

APENDICE C

COEFICIENTES DE FRICCIÓN (f) DE LAS PARTES GIRATORIAS

Condición	coeficiente f
Buenos transportadores con rodillos de marcha suave y pequeña fricción interna en el material	0.017
Valor standard para bandas transportadoras con ambiente normal de trabajo	0.020
Para condiciones de marcha desfavorables operación polvosa, sobrecargas periódicas	0.023-0.030
Transportadores descendentes que requieren frenado por medio de motor	0.012

Referencia: ROULUNDS Catálogo de Bandas Transportadoras, pag. 13

APENDICE D

VALORES PROMEDIO DEL PESO DE LA CINTA TRANSPORTADORA

Ancho de banda (mm)	servicio liviano peso específico < 0.8 ton/m ³	servicio mediano peso específico 0.8 a 1.6 ton/m ³	servicio pesado peso específico > 1.6 ton/m ³
	Peso de la cinta transportadora Gb (kg/m)		
350	1.5	3.0	4.5
400	3.0	4.5	6.0
450	4.5	6.0	7.5
500	6.0	7.5	9.0
600	7.5	9.0	10.5
750	9.0	10.5	12.0
900	10.5	13.5	16.5
1050	13.5	16.5	21.0
1200	18.0	22.5	27.0
1350	21.0	27.0	33.0
1500	25.5	31.5	40.5
1650	30.0	36.0	48.0
1800	33.0	42.0	54.0

Referencia: GOODYEAR Handbook of Conveyor and Elevator Belt, pag. 6.2

APENDICE E

VALORES PROMEDIO DEL PESO DE LOS RODILLOS SUPERIORES Y DE RETORNO

Ancho de banda (mm)	servicio liviano peso específico < 1.5 ton/m ³		servicio pesado peso específico > 1.5 ton/m ³	
	Gro (kg)	Gru (kg)	Gro (kg)	Gru (kg)
300	2.5	2.5	3.5	3.5
400	3.0	3.0	4.0	4.0
500	3.5	3.5	5.5	5.5
650	5.5	5.5	10	10
800	11	11	14	14
1000	13	13	18	18
1200	15	15	20	20
1400	22	22	31	31
1600	25	25	35	35
1800	39	39	47	47
2000	43	43	52	52
2200	47	47	56	56

Referencia: ROULUNDS Catálogo de Bandas transportadoras, pag. 12

APENDICE F

VALORES RECOMENDADOS DE ESPACIAMIENTO ENTRE RODILLOS SUPERIORES E INFERIORES

Ancho de banda (mm)	Espaciamiento rodillos superiores S1 (m)					Espaciamiento rodillos S2 inferiores (m)	
	Peso específico del material (kg/m ³)						
	500	800	1200	1600	2400	3200	
450	1.7	1.5	1.5	1.5	1.4	1.4	3.0
600	1.5	1.4	1.4	1.2	1.2	1.2	3.0
750	1.5	1.4	1.4	1.2	1.2	1.2	3.0
900	1.5	1.4	1.2	1.2	1.0	1.0	3.0
1050	1.4	1.4	1.2	1.0	0.9	0.9	3.0
1200	1.4	1.4	1.2	1.0	0.9	0.9	3.0
1350	1.4	1.2	1.0	1.0	0.9	0.9	3.0
1500	1.2	1.2	1.0	0.9	0.9	0.9	3.0
1650	1.2	1.0	1.0	0.9	0.75	0.75	2.4
1800	1.2	1.0	1.0	0.9	0.75	0.75	2.4
2100	1.0	1.0	0.9	0.75	0.75	0.60	2.4
2400	1.0	1.0	0.9	0.75	0.60	0.60	2.4

Referencia: CEMA Handbook, 2o. Edición, pag. 68

APENDICE G

EFICIENCIAS MECÁNICAS DE EQUIPOS REDUCTORES DE VELOCIDAD

Tipo de reducción	Eficiencia (%)
Poleas y bandas en V	94%
Catalina y cadena de rodillos	93%
Catalina y cadena de rodillos, lubricados en aceite	95%
Reductor de engranes helicoidales, una reducción	95%
Reductor de engranes helicoidales, doble reducción	94%
Reductor de engranes helicoidales, triple reducción	93%
Reductor de tornillo sin-fin (ratio 20:1)	90%
Reductor de tornillo sin-fin (ratio de 20:1 a 60:1)	70%
Reductor de tornillo sin-fin (ratio de 60:1 a 100:1)	50%
Reductor de engranes rectos (maquinados)	90%
Reductor de engranes rectos (fundidos)	85%

Referencia: Belt Conveyor CEMA Handbook, 2da. Edición

APENDICE H

COEFICIENTE DE FRICCION TAMBOR-BANDA

Condiciones del Tambor	Coefficiente de Friccion μ
Tambor motriz revestido y Seco	0.4
Tambor motriz revestido y humedo	0.35
Tambor motriz desnudo y seco	0.35
Tambor motriz desnudo y humedo	0.20

Referencia: Roulounds, Catalogo de bandas transportadoras

APENDICE I

Clasificación de rodillos según CEMA

Clase de servicio	Clase CEMA		Diámetro rodillo (pulg.)	tipo de rodamiento	ancho de banda (pulg.)
	nueva	antigua			
carga ligera	A	I	4-5	bolas	18-36
	B	II	4-5	bolas	18-48
carga mediana	C	III	4-5	rodillos	18-60
		IV	6	rodillos	18-60
	D	-	5-6	-	36-72
carga pesada	E	V	6	rodillos	36-96
		VI	7	rodillos	36-96

Referencia: Catálogo 1040R REXNORD Belt conveyors idlers

APENDICE J

Distancia entre apoyos en los tambores

ancho de banda		distancia entre apoyos (mm)		
		tambor motriz y de cabeza	tambor de cola y contrapeso	tambor adicional y desviador
pulg.	mm			
16	400	760	760	630
18	450	810	810	680
24	600	1020	1020	840
30	750	1170	1170	990
36	900	1370	1370	1140
42	1050	1520	1520	1300
48	1200	1680	1680	1450
54	1350	1830	1830	1600
60	1500	1980	1980	1750
66	1650	2130	2130	1900
72	1800	2400	2400	2050
84	2100	2700	2700	2350
96	2400	3000	3000	2650
100	2500	3100	3100	2750

Referencia: Bulk Solids Handling, volume 6, No.2, April 1986

APENDICE K

RECOMENDACIONES DE DURACION DE COJINETES PARA DIVERSAS CLASES DE MAQUINAS.

Tipo de Aplicación	Vida (horas)
Maquinas para operación breve o intermitente, donde la interrupcion del servicio es de poca importacia.	4000 - 8000
Maquinas de servicio intermitente, donde la operación confiable es de gran importancia.	8000 - 14000
Maquinas de servicio de 8 horas que no siempre se utilizan plenamente.	14000 - 20000
Maquinas de servicio de 8 horas que se utilizan plenamente.	20000 - 30000
Maquinas de servicio continuo las 24 horas.	50000 - 60000
Maquinas de servicio continuo las 24 horas, donde la confiabilidad es de suma importancia.	100000 - 200000

[44] NTN. Rodamientos de Bolas y de Rodillos.

APENDICE L

CARACTERISTICAS PRINCIPALES DEL COLECTOR DE MANGAS PJD

Modelo	Numero de Mangas	Longitud de Mangas (FT)	Area Filtrante ² (FT)	Dimensiones (FT)				Peso (lb)
				A	B	C	D	
9PJD6 8	9	6 8	67.5	29.0	34.0	103.6	15.5	1105
			89.5			127.6		1230
16PJD6 8	16	6 8	120.0	41.0	36.0	109.7	21.6	1505
			159.0			133.7		1700
25PJD6 8	25	6 8	187.5	47.5	48.5	116.2	28.1	1790
			249.0			140.2		2130
36PJD6 8	36	6 8	270.0	55.0	56.0	122.7	34.6	2095
			358.0			146.7		2370
49PJD8 10	49	8 10	483.0	59.0	60.0	150.2	38.1	2680
			603.0			174.2		2895
64PJD8 10	64	8 10	630.0	70.0	71.0	159.7	47.6	3500
			788.0			183.7		3820
81PJD8 10	81	8 10	798.0	77.5	78.5	166.2	54.1	4270
			997.0			190.2		4585
100PJD8 10	100	8 10	985.0	85.0	86.0	164.0	52.0	4580
			1231.0			188.0		4990

[16] DONALSON COMPANY, Filtración Industrial del aire, 2002.

APENDICE M

CAPACIDAD DE LA VALVULA ROTATORIA

Tamano	Tasa de descarga	Maxima Velocidad Rpm	Revoluciones por minuto						
			10	15	20	25	30	40	50
4x4	0.02	50	0.2	0.30	0.40	0.50	0.60	0.8	1.0
6x6	0.07	50	0.7	1.1	1.4	1.75	2.1	2.8	3.5
8x8	0.20	47	2.0	3.0	4.0	5.0	6.0	8.0	10.0
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	---	---
12x21	1.15	30	11.5	17.3	23.0	28.8	34.5	---	---
14x14	1.0	30	10.0	15.0	20.0	25	30	---	---
16x16	1.6	25	16.0	24.0	32.0	40	---	---	---
18x18	2.1	25	21.0	31.5	42.0	52.5	---	---	---
22x22	4.1	20	41.0	61.5	82.0	---	---	---	---

*Las capacidades estan dadas en CFM y rotor es de 6 alabes

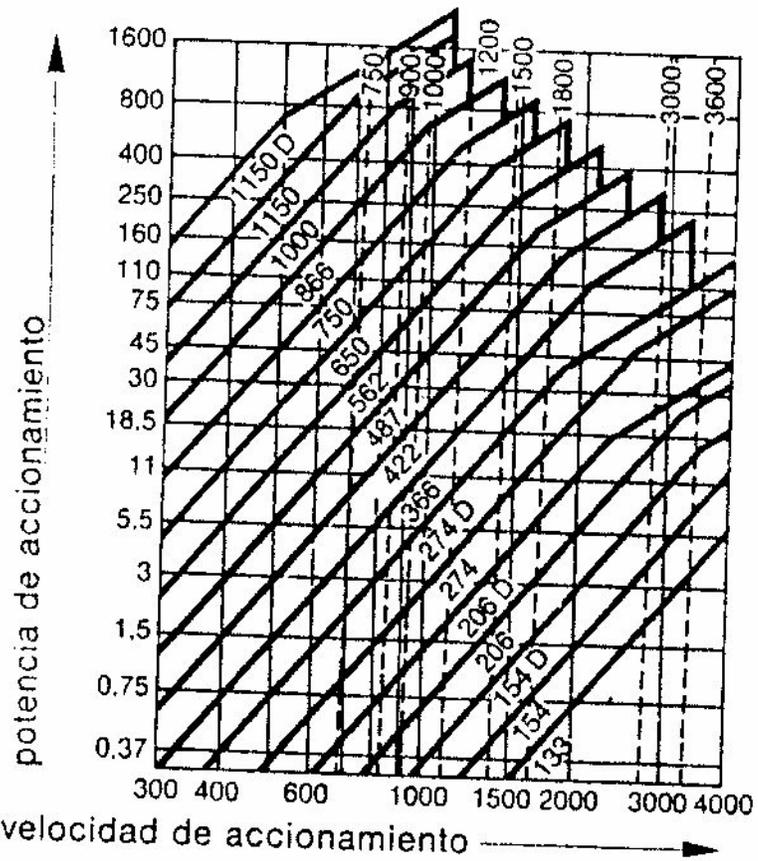
DIMENSIONES DE LA VALVULA ROTATORIA

Tamano	A	B	C	D	E	F
4x4	19.0	60.3	196.8	98.4	166.7	269.8
6x6	25.4	92.1	254.0	127.0	212.7	361.9
8x8	25.4	123.8	304.8	152.4	238.1	412.7
10x10	31.7	152.4	381.0	190.5	276.2	488.9
12x12	38.1	185.7	463.5	231.7	336.5	584.2
12x21	38.1	301.6	381.0	190.5	438.1	800.1
14x14	63.5	215.9	533.4	266.7	415.9	730.2
16x16	63.5	254.0	609.6	304.8	441.3	781.0
18x18	63.5	266.7	685.8	342.9	466.7	831.8
22x22	63.5	317.5	787.4	393.7	517.5	933.4

*Las dimensiones estan dadas en mm

APENDICE N

DETERMINACION DEL ACOPLE VOITH



[45] VOITH TURBO GMBH, Acople Hidrodinámico de Ejes y Poleas.

APENDICE O

COEFICIENTE DE PERDIDAS EN TUBERIAS

Black Iron, Aluminum, Stainless Steel, PVC Ducts

Diameter, inches	Friction Loss, No. VP per foot			Diameter, inches	Friction Loss, No. VP per foot		
	2000 fpm	4000 fpm	6000 fpm		2000 fpm	4000 fpm	6000 fpm
0.5	0.7963	0.7242	0.6850	33	0.0051	0.0047	0.0044
1	0.3457	0.3143	0.2974	34	0.0050	0.0045	0.0043
1.5	0.2121	0.1929	0.1825	35	0.0048	0.0043	0.0041
2	0.1500	0.1364	0.1291	36	0.0046	0.0042	0.0040
2.5	0.1147	0.1043	0.0987	37	0.0045	0.0041	0.0038
3	0.0921	0.0837	0.0792	38	0.0043	0.0039	0.0037
3.5	0.0765	0.0696	0.0658	39	0.0042	0.0038	0.0036
4	0.0651	0.0592	0.0560	40	0.0041	0.0037	0.0035
4.5	0.0565	0.0514	0.0486	41	0.0040	0.0036	0.0034
5	0.0498	0.0453	0.0428	42	0.0038	0.0035	0.0033
5.5	0.0444	0.0404	0.0382	43	0.0037	0.0034	0.0032
6	0.0400	0.0363	0.0344	44	0.0036	0.0033	0.0031
7	0.0332	0.0302	0.0286	45	0.0035	0.0032	0.0030
8	0.0283	0.0257	0.0243	46	0.0034	0.0031	0.0030
9	0.0245	0.0223	0.0211	47	0.0034	0.0030	0.0029
10	0.0216	0.0197	0.0186	48	0.0033	0.0030	0.0028
11	0.0193	0.0175	0.0166	49	0.0032	0.0029	0.0027
12	0.0174	0.0158	0.0149	50	0.0031	0.0028	0.0027
13	0.0158	0.0143	0.0136	52	0.0030	0.0027	0.0026
14	0.0144	0.0131	0.0124	54	0.0028	0.0026	0.0024
15	0.0133	0.0121	0.0114	56	0.0027	0.0025	0.0023
16	0.0123	0.0112	0.0106	58	0.0026	0.0024	0.0022
17	0.0114	0.0104	0.0098	60	0.0025	0.0023	0.0021
18	0.0106	0.0097	0.0092	62	0.0024	0.0022	0.0021
19	0.0100	0.0091	0.0086	64	0.0023	0.0021	0.0020
20	0.0094	0.0085	0.0081	66	0.0022	0.0020	0.0019
21	0.0088	0.0080	0.0076	68	0.0021	0.0020	0.0018
22	0.0084	0.0076	0.0072	70	0.0021	0.0019	0.0018
23	0.0079	0.0072	0.0068	72	0.0020	0.0018	0.0017
24	0.0075	0.0068	0.0065	74	0.0019	0.0018	0.0017
25	0.0072	0.0065	0.0062	76	0.0019	0.0017	0.0016
26	0.0068	0.0062	0.0059	78	0.0018	0.0017	0.0016
27	0.0065	0.0059	0.0056	80	0.0018	0.0016	0.0015
28	0.0063	0.0057	0.0054	82	0.0017	0.0016	0.0015
29	0.0060	0.0055	0.0052	84	0.0017	0.0015	0.0014
30	0.0058	0.0052	0.0050	86	0.0016	0.0015	0.0014
31	0.0055	0.0050	0.0048	88	0.0016	0.0014	0.0014
32	0.0053	0.0048	0.0046	90	0.0015	0.0014	0.0013

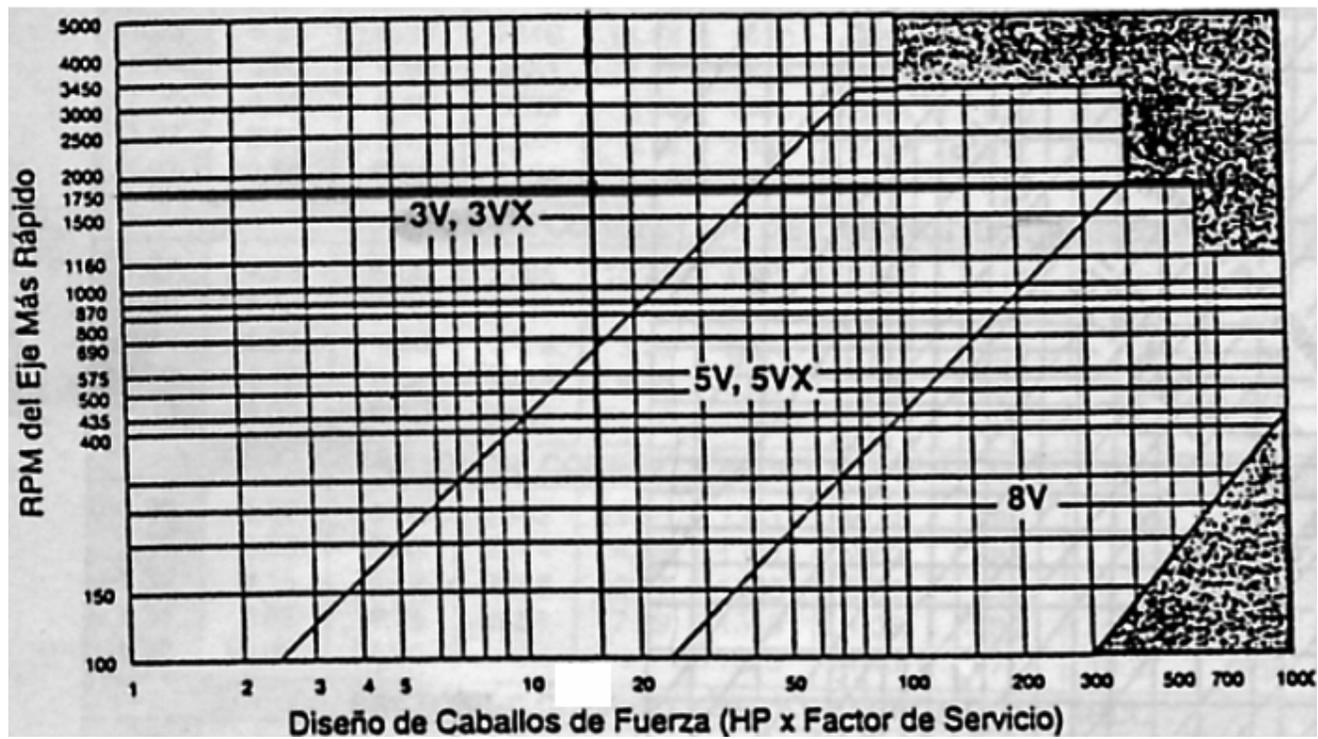
[11] AMERICAN CONFERENCE OF GOVERNMENTAL INDUSTRIAL
HYGIENISTS, HandBook Industrial Ventilation, 22^{va} edición, Cincinnati
1995.

COLECTORDE POLVOS MODELO HP

APENDICE P

Modelo	Caudal (CFM)	Dimensiones (in)											Area Filtro ft ²	Peso (lb)
		A	B	C	D	E	F	G	H	J	K	L		
64HPW	6400-10200	315.8	116.0	97.0	102.8	261.8	102.0	76.5	68.0	52	30 x 58	20 x 25	637	5538
80HPW	8000-12800	315.8	116.0	97.0	102.8	261.8	102.0	73.5	68.0	62	30 x 58	20 x 31	795	6259
96HPW	9600-17280	315.8	116.0	97.0	102.8	261.8	102.0	70.0	68.0	72	30 x 58	20 x 38	954	6712
128HPW	12800-20500	315.8	116.0	97.0	102.8	261.8	102.0	64.0	68.0	92	30 x 58	20 x 50	1272	7837
160HPW	16000-25600	315.8	116.0	97.0	102.8	261.8	102.0	57.5	68.0	112	30 x 58	20 x 63	1590	8714
192HPW	19200-30700	331.5	131.7	97.0	102.8	277.5	192.0	65.0	83.7	72	40 x 47	32 x 48	1908	12500
256HPW	25600-41000	331.5	131.7	97.0	102.8	277.5	192.0	57.0	83.7	92	40 x 63	32 x 64	2544	14000
320HPW	32000-51200	331.5	131.7	97.0	102.8	277.5	192.0	51.5	83.7	112	40 x 78	32 x 80	3180	17000
64HPT	6400-10200	239.5	116.0	97.3	26.2	224.5	102.0	76.5	68.0	52	39 x 15.5	20 x 25	637	4890
80HPT	8000-12800	239.5	116.0	97.3	26.2	224.5	102.0	73.5	68.0	62	49 x 15.5	20 x 31	795	5581
96HPT	9600-17280	239.5	116.0	97.3	26.2	224.5	102.0	70.0	68.0	72	59 x 15.5	20 x 38	954	6006
128HPT	12800-20500	239.5	116.0	97.3	26.2	224.5	102.0	64.0	68.0	92	79 x 15.5	20 x 50	1272	7087
160HPT	16000-25600	239.5	116.0	97.3	26.2	224.5	102.0	57.5	68.0	112	99 x 15.5	20 x 63	1590	8018
192HPT	19200-30700	255.0	131.7	97.3	26.0	240.1	192.0	65.0	83.7	72	59 x 15.5 (2)	32 x 48	1908	10300
256HPT	25600-41000	255.0	131.7	97.3	26.0	240.1	192.0	57.0	83.7	92	79 x 15.5 (2)	32 x 64	2544	10700
320HPT	32000-51200	255.0	131.7	97.3	26.0	240.1	192.0	51.5	83.7	112	99 x 15.5 (2)	32 x 80	3180	14500
30HPH**	3000-4800	183.0	116.0	67.0	-	147.5	116.3	50.4	68.0	37	13 x 30	12 x 24	298	3240
36HPH	3600-5800	183.0	116.0	67.0	-	147.5	116.3	50.4	68.0	42	13 x 30	12 x 24	358	3411
42HPH	4200-6720	183.0	116.0	67.0	-	147.5	116.3	50.4	68.0	47	13 x 30	12 x 24	418	3624
54HPH	5400-8600	183.0	116.0	67.0	-	147.5	116.3	44.4	68.0	57	13 x 30	12 x 36	537	4055

[16] DONALSON COMPANY, Filtración Industrial del aire, 2002.



SECCION TRANSVERSAL DE LAS POLEAS

APENDICE R

[28] MARTIN, SPROCKET & GEAR, INC, Catalogo 1090, edición 1995

APENDICE S

CABALLO DE FUERZA DEL MOTOR	RPM DEL MOTOR					
	575	695	870	1160	1750	3450
.50	2.50	2.50	2.50	—	—	—
.75	3.00	2.50	2.50	2.50	—	—
1.00	3.00	3.00	2.50	2.50	2.25	—
1.50	3.00	3.00	3.00	2.50	2.50	2.25
2.00	3.75	3.00	3.00	2.50	2.50	2.50
3.00	4.50	3.75	3.00	3.00	2.50	2.50
5.00	4.50	4.50	3.75	3.00	3.00	2.50
7.50	4.25	4.50	4.50	3.75	3.00	3.00
10.00	6.00	5.25	4.50	4.50	3.75	3.00
15.00	6.75	6.00	5.25	4.50	4.50	3.75
20.00	8.25	6.75	6.00	5.25	4.50	4.50
25.00	9.00	8.25	6.75	6.00	4.50	4.50*
* 30.00	10.00	9.00	6.75	6.75	5.25	—
40.00	10.00	10.00	8.25	6.75	6.00	—
50.00	11.00	10.00	9.00	8.25	6.75	—
60.00	12.00	11.00	10.00	9.00	7.50	—
75.00	14.00	13.00	10.00	10.00	9.00	—
100.00	18.00	15.00	13.00	13.00	10.00	—
125.00	20.00	18.00	15.00	13.00	11.00	—
150.00	22.00	20.00	18.00	13.00	—	—
200.00	22.00	22.00	22.00	—	—	—
250.00	22.00	22.00	—	—	—	—
300.00	27.00	27.00	—	—	—	—

*NOTA: Los datos sobre la línea son del National Electrical Manufacturers Association Standard MG 1-3.16 y MG1-3.16a. Los datos debajo de la línea son un compendio de datos de Electrical Motor Manufacturers. Son generalmente conservativos, y los motores y rodamientos específicos pueden permitir el uso de una polea para motor más pequeña. Consulte al fabricante de motores.

APENDICE Q

FACTORES DE SERVICIOS PARA MAQUINAS

TIPOS DE MAQUINAS DE TRANSMISION Los tipos de máquinas de transmisión anotados a continuación son sólo ejemplos representativos. Seleccione de la siguiente lista la categoría que más se aproxime a su selección. SI SE UTILIZAN RUEDAS LOCAS, AÑADA LO SIGUIENTE AL FACTOR DE SERVICIO: Rueda Loca en el lado suelto (adentro) Ninguno Rueda Loca en el lado suelto (afuera) 0.1 Rueda Loca en el lado apretado (adentro) 0.1 Rueda Loca en el lado apretado (afuera) 0.2	TIPOS DE UNIDADES MOTRICES					
	MOTORES ELECTRICOS AC Torque Norma Jaula de Aroña y sincrónico AC Fase Split DC Motor en derivación Motores de Combustión Interna			MOTORES ELECTRICOS AC Torque-Alto AC Hi-Slip AC Repulsión-Inducción AC Fase Simple Devanado en serie AC Arrola Slip DC Devanado Compuesto		
	SERVICIO INTERMITENTE	SERVICIO NORMAL	SERVICIO CONTINUO	SERVICIO INTERMITENTE	SERVICIO NORMAL	SERVICIO CONTINUO
Agitadores para líquidos Sopletes y aspiradoras Bombas centrífugas y Compresoras Ventiladores de más de 10 caballos de fuerza Transportadores de trabajo ligero	1.0	1.1	1.2	1.1	1.2	1.3
Transportadores de Banda para arena, grano, etc. Mezcladores de masa Ventiladores de más de 10 caballos de fuerza Generadores Ejes de línea Máquinas de lavandería Herramientas para máquinas Cizallas, Prensas, Punzadoras Máquinas de imprenta Bombas de Rotación para Reemplazo Positivo Revolvedoras y Cribas	1.1	1.2	1.3	1.2	1.3	1.4
Máquinas para ladrillos Elevadores de cangilones Excitadores Compresores de Pistones Transportadores (Drogas, Helicoidales, Tabillas) Molinos de martillo Batidores de Molinos de Papel Bombas para Pistones Sopletes para Reemplazo Positivo Pulverizadores Máquinas para madera y sierras Máquinas textiles	1.2	1.3	1.4	1.4	1.5	1.6
Trituradores (Giratorios, Mordazas, Roladores) Molinos (Bolas, Roladoras, Laminadoras) Grusas Calandrias de hule — Extrusoras — molinos	1.3	1.4	1.5	1.5	1.6	1.6
Equipo con ahogador	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0

[28] MARTIN, SPROCKET & GEAR, INC, Catalogo 1090, edición 1995

APENDICE T

CAJA REDUCTORA PARA MOTORES ELECTRICOS DE 3HP

Approx Output rpm	Exact Ratio	Actual Output Torque (lb-in)	Service Factor	Overhung Load (lb)	Hollow L.S. Shaft Basic Drive Gearmotor Less Motor Inch Dimensioned		Hollow L.S. Shaft With Drywell Flange Mounted Gearmotor Less Motor Inch Dimensioned	
					Drive Designation	Part No.	Drive Designation	Part No.
111	15.80	1526	4.00	5035	07UWBQ2A16.A_C	4760673	07UWXQ2A16.A_C	4761059
87	20.07	2006	3.83	5035	20.	4760681	20.	4761067
80	21.89	2102	3.17	5035	22.	4760685	22.	4761071
71	24.59	2359	2.92	5035	25.	4760689	25.	4761075
65	27.03	2584	2.73	5035	28.	4760693	28.	4761079
57	30.81	3033	2.23	5023	32.	4760698	32.	4761085
50	35.31	3355	2.24	5035	36.	4760701	36.	4761088
44	40.15	3792	2.04	5035	40.	4760705	40.	4761092
40	44.13	4305	1.72	5018	45.	4760711	45.	4761098
35	49.90	4846	1.54	5018	50.	4760716	50.	4761103
33	53.63	5016	1.64	5022	56.	4760721	56.	4761108
28	61.62	5726	1.47	5022	63.	4760726	63.	4761113
25	69.00	6632	1.19	5009	71.	4760731	71.	4761118
23	75.56	7239	1.10	5009	80.	4760736	80.	4761123
20	88.26	8083	1.11	5013	90.	4760741	90.	4761128
18	99.79	9106	1.01	5013	100	4760746	100	4761133
18	97.33	9203	1.34	4996	07UWBQ3A100A_C	4761660	07UWXQ3A100A_C	4761730
15	113.20	10666	1.15	4990	118	4761664	118	4761734
36	49.26	4833	3.93	6466	08UWBQ2A50.A_C	4760839	08UWXQ2A50.A_C	4761226
32	54.60	5165	3.29	6474	56.	4760843	56.	4761230
28	63.56	5989	2.93	6474	63.	4760847	63.	4761234
25	69.64	6743	3.14	6461	71.	4760853	71.	4761240
23	76.50	7395	2.95	6461	80.	4760859	80.	4761246
20	87.29	8113	2.28	6465	90.	4760865	90.	4761252
18	98.53	9091	2.07	6457	100	4760871	100	4761258
17	102.38	9801	2.41	6457	112	4760877	112	4761264
15	117.89	11204	1.97	6448	125	4760883	125	4761270
13	139.29	12618	1.59	6448	140	4760889	140	4761276
11	153.00	13817	1.48	6448	160	4760895	160	4761282
8.5	204.75	18253	1.18	6452	212	4760901	212	4761288
7.4	235.77	20853	1.06	6452	250	4760907	250	4761294
16	106.17	10291	3.80	7823	09UWBQ2A112A_C	4761007	09UWXQ2A112A_C	4761394
15	119.38	11504	3.43	7823	125	4761013	125	4761400
12	146.23	13295	3.47	7823	140	4761019	140	4761406
11	161.44	14618	3.22	7823	160	4761025	160	4761412
7.9	222.08	19772	2.57	7823	212	4761031	212	4761418
7.0	249.73	22065	2.36	7823	250	4761037	250	4761424
7.8	225.50	20646	3.53	9104	10UWBQ2A212A_C	4763539	10UWXQ2A212A_C	4764099
7.2	242.27	22074	3.33	9104	250	4763545	250	4764105

[34] FALK CORPORATION, Catalogo de Selección de Caja Reductora.

APENDICE U

CAJA REDUCTORA PARA MOTORES ELECTRICOS DE 5HP

Approx Output rpm	Exact Ratio	Actual Output Torque (lb-in)	Service Factor	Overhung Load (lb)	Hollow L.S. Shaft Basic Drive Gearmotor Less Motor Inch Dimensioned		Hollow L.S. Shaft With Drywell Flange Mounted Gearmotor Less Motor Inch Dimensioned	
					Drive Designation	Part No.	Drive Designation	Part No.
211	8.31	1326	1.31	1674	05UWAG2A8.0A_C	4760469		
150	11.66	1844	1.08	1674	11.	4760473		
136	12.85	2015	1.02	1674	12.	4760477		
109	16.09	2325	1.18	1674	16.	4760485		
213	8.23	1352	2.28	1806	06UWAG2A8.0A_C	4760562		
151	11.57	1896	1.88	1788	11.	4760565		
135	12.97	2124	1.75	1780	12.	4760568		
120	14.56	2377	1.64	1772	14.	4760571		
110	15.93	2392	1.81	1778	16.	4760574		
95	18.49	3000	1.42	1749	18.	4760577		
83	20.96	3388	1.32	1735	20.	4760580		
78	22.40	3323	1.48	1749	22.	4760583		
70	25.11	3703	1.39	1735	25.	4760586		
62	28.18	4128	1.28	1722	28.	4760589		
49	35.79	5184	1.08	1686	36.	4760596		
222	7.90	1330	4.00	4972	07UWBQ2A8.0A_C	4760658	07UWXQ2A8.0A_C	4761043
160	10.94	1835	3.32	4993	11.	4760662	11.	4761047
142	12.29	2075	3.10	5001	12.	4760666	12.	4761051
129	13.52	2272	2.92	5035	14.	4760669	14.	4761055
111	15.80	2543	2.40	5031	16.	4760673	16.	4761059
99	17.66	2948	2.50	5031	18.	4760677	18.	4761063
87	20.07	3343	2.30	5031	20.	4760681	20.	4761067
80	21.89	3503	1.90	5035	22.	4760685	22.	4761071
71	24.59	3932	1.75	5029	25.	4760689	25.	4761075
65	27.03	4308	1.64	5029	28.	4760693	28.	4761079
57	30.81	5055	1.34	5013	32.	4760698	32.	4761085
50	35.31	5593	1.34	5025	36.	4760701	36.	4761088
44	40.15	6321	1.22	5025	40.	4760705	40.	4761092
40	44.13	7175	1.03	5006	45.	4760711	45.	4761098
79	22.03	3540	3.72	6474	08UWBQ2A22.A_C	4760807	08UWXQ2A22.A_C	4761194
72	24.47	3940	3.48	6471	25.	4760811	25.	4761198
64	27.22	4390	3.26	6471	28.	4760815	28.	4761202
55	31.78	5281	3.12	6469	32.	4760819	32.	4761206
50	35.20	5645	2.74	6470	36.	4760823	36.	4761210
44	39.51	6317	2.52	6470	40.	4760827	40.	4761214
40	43.64	7173	2.56	6460	45.	4760833	45.	4761220
36	49.26	8056	2.36	6460	50.	4760839	50.	4761226
32	54.60	8608	1.97	6468	56.	4760843	56.	4761230
28	63.56	9982	1.76	6468	63.	4760847	63.	4761234
25	69.64	11238	1.89	6452	71.	4760853	71.	4761240
23	76.50	12326	1.77	6452	80.	4760859	80.	4761246
20	87.29	13522	1.37	6459	90.	4760865	90.	4761252
18	98.53	15151	1.24	6445	100	4760871	100	4761258
17	102.38	16335	1.45	6445	112	4760877	112	4761264
15	117.89	18674	1.18	6430	125	4760883	125	4761270
25	69.91	11442	3.26	7815	09UWBQ2A71.A_C	4760983	09UWXQ2A71.A_C	4761370
23	77.18	12584	3.00	7815	80.	4760989	80.	4761376
19	93.18	14517	2.80	7812	90.	4760995	90.	4761382
17	103.53	15966	2.62	7812	100	4761001	100	4761388
16	106.17	17152	2.28	7816	112	4761007	112	4761394
15	119.38	19173	2.06	7810	125	4761013	125	4761400
12	146.23	22159	2.08	7804	140	4761019	140	4761406
11	161.44	24364	1.93	7804	160	4761025	160	4761412
7.9	222.08	32953	1.54	7791	212	4761031	212	4761418
7.0	249.73	36775	1.42	7783	250	4761037	250	4761424
17	101.47	16010	3.94	9098	10UWBQ2A100A_C	4763509	10UWXQ2A100A_C	4764069
15	115.82	18816	3.68	9096	125	4763521	125	4764081
12	144.71	22590	2.98	9094	140	4763527	140	4764087
10	166.73	25829	2.68	9093	160	4763533	160	4764093
7.8	225.50	34410	2.12	9086	212	4763539	212	4764099
7.2	242.27	36790	2.00	9085	250	4763545	250	4764105

[34] FALK CORPORATION, Catalogo de Selección de Caja Reductora.

APENDICE V

CAJA REDUCTORA PARA MOTORES ELECTRICOS DE 25HP

Approx Output rpm	Exact Ratio	Actual Output Torque (lb-in)	Service Factor	Overhung Load (lb)	Hollow L.S. Shaft Basic Drive Gearmotor Less Motor Inch Dimensioned		Hollow L.S. Shaft With Drywell Flange Mounted Gearmotor Less Motor Inch Dimensioned	
					Drive Designation	Part No.	Drive Designation	Part No.
220	7.97	6665	2.58	7823	09UWBQ2A8.0A_F	4760912	09UWXQ2A8.0A_F	4761299
159	10.98	9164	2.15	7823	11.	4760916	11.	4761303
142	12.30	10253	2.02	7823	12.	4760920	12.	4761307
127	13.81	11498	1.88	7823	14.	4760924	14.	4761311
105	16.68	13278	1.61	7816	16.	4760928	16.	4761315
98	17.79	14776	1.62	7816	18.	4760932	18.	4761319
88	19.88	16522	1.52	7816	20.	4760936	20.	4761323
76	22.96	18266	1.33	7814	22.	4760940	22.	4761327
68	25.73	20383	1.24	7814	25.	4760944	25.	4761331
61	28.89	22892	1.16	7808	28.	4760948	28.	4761335
56	31.43	25880	1.14	7808	32.	4760952	32.	4761339
158	11.11	9341	3.75	9104	10UWBQ2A11.A_F	4763424	10UWXQ2A11.A_F	4763984
145	12.08	10149	3.57	9104	12.	4763428	12.	4763988
128	13.72	11502	3.32	9104	14.	4763432	14.	4763992
105	16.63	13431	2.87	9104	16.	4763436	16.	4763996
98	17.87	14948	2.84	9104	18.	4763440	18.	4764000
91	19.29	16113	2.71	9104	20.	4763444	20.	4764004
75	23.23	18766	2.35	9104	22.	4763448	22.	4764008
69	25.27	20428	2.23	9104	25.	4763452	25.	4764012
61	28.70	23181	2.06	9098	28.	4763456	28.	4764016
55	31.85	26417	2.00	9098	32.	4763460	32.	4764020
47	37.38	29974	1.70	9098	36.	4763464	36.	4764024
43	40.36	32320	1.61	9091	40.	4763468	40.	4764028
40	43.65	35922	1.64	9073	45.	4763474	45.	4764034
36	48.51	39701	1.50	9073	50.	4763480	50.	4764040
30	58.85	46593	1.21	9077	56.	4763484	56.	4764044
26	66.63	52596	1.10	9074	63.	4763488	63.	4764048
25	69.18	56002	1.12	9068	71.	4763494	71.	4764054
22	79.71	64280	0.98	9049	80.	4763500	80.	4764060

[34] FALK CORPORATION, Catalogo de Selección de Caja Reductora.

DIMENSIONES DE LA CAJA REDUCTORA

APENDICE X

SIZE ★	A	B	C	E	F	H	HD	J	K	L	M	P	Q	R	Hollow L.S. Shaft		V	X	XA	YA
															U	Keyway				
															+ .001 - .000					
07	7.1	2.64	2.95	4.80	0.71	M20 x 2.50	1.34	2.95	2.36	5.63	1.97	4.90	1.02	3.64	2.000	.50 x .23 x 8.58	1.10	4.27	3.68	4.23
08	8.9	3.15	3.94	5.91	0.87	M20 x 2.50	1.34	3.62	3.46	6.61	2.36	5.63	1.10	4.92	2.375	.63 x .29 x 9.84	1.38	5.20	5.04	4.92
09	11.0	3.35	4.92	6.97	1.02	M24 x 3.00	1.77	4.53	4.72	7.68	2.66	6.65	1.57	6.00	2.750	.63 x .29 x 11.82	1.57	6.20	6.40	5.71
10	13.2	4.33	5.91	9.06	1.02	M24 x 3.00	1.77	6.69	5.51	9.25	2.95	7.80	2.56	7.09	3.250	.75 x .34 x 13.78	1.77	8.86	7.68	6.79

Typical NEMA Motor Dimensions ★

Frame Size	DRIVE SIZE							
	All Sizes				07	08	09	10
	AB	BD	FP	KO (Max)	KA (Max)	KA (Max)	KA (Max)	KA (Max)
56C	5.25	6.50	7.19	12.00	27.78	30.78
143TC/145TC	5.25	6.50	7.19	12.06	27.84	30.84
182TC/184TC	5.88	9.00	8.50	15.44	32.02	34.22	37.45	41.04
213TC/215TC	7.38	9.00	10.19	16.31	32.90	35.09	38.32	41.91
254TC/256TC	8.94	9.13	12.50	19.63	39.54	41.73	46.33	49.73
284TC/286TC	13.13	11.19	15.56	23.19	50.76	56.97
324TC/326TC	14.13	13.38	16.94	25.25	58.32	61.72

[34] FALK CORPORATION, Catalogo de Selección de Caja Reductora.

DRIVE SIZE	Motor Frame Size																			
	56C		143TC		145TC		182TC		184TC		213TC		215TC		254TC		256TC		284TC	
	Gearmotor With Motor																			
	Base	Flange	Base	Flange	Base	Flange	Base	Flange	Base	Flange	Base	Flange	Base	Flange	Base	Flange	Base	Flange	Base	Flange
03UW2	52	54	57	59	67	69	84	87	106	109										
03UW3	59	62	64	67	74	77														
04UW2	58	60	63	65	73	75	91	93	113	115										
04UW3	66	68	71	73	81	82														
05UW2	63	64	68	69	78	79	96	97	118	119										
05UW3	71	72	76	77	86	87														
06UW2	95	95	100	100	110	110	140	140	162	162	201	201	242	242						
06UW3	108	107	113	112	123	122	141	140	163	162										
06UW4	130	130																		
07UW2	182	193	187	198	197	208	225	236	247	258	286	297	327	338	476	487	453	464		
07UW3	203	214	208	219	218	229	248	259	270	281										
07UW4	214	225																		
07UW5																				
08UW2	291	312	296	317	306	327	321	342	343	364	382	403	423	444	572	593	549	570		
08UW4	331	353	336	358	346	368	377	399												
08UW5																				
09UW2	451	483	473	505	511	543	553	585	718	740	695	717	846	868
09UW4	481	514	486	519	496	529	526	569	548	591										
09UW5																				
10UW2	667	725	689	747	727	785	769	827	937	995	914	972	1065	1123
10UW4	739	796	744	801	754	811	782	839	804	861										
10UW5																				

PESO DE LA CAJA REDUCTORA

APENDICE Y

APENDICE Z

DISTRIBUCION DE LOS ESFUERZOS EN LA TOLVA

Altura (m)	Vertical (Pa)	Pared (Pa)	Cortante (Pa)
16	0	0	0
13	0	0	0
12.5	3836	1140	522
12	7501	2229	1021
11.5	11004	3270	1497
11	14351	4264	1953
10.5	17550	5215	2388
10	20607	6123	2804
9.8	21792	6475	2965
9.5	23529	6991	3201
9	26321	7820	3581
8.4	29509	8768	4014
8.3	30024	8920	4084
8.2	30534	9072	4154
8.1	31039	9222	4222
7.98	6864	66007	8669
7.9	6792	63066	8578
7.8	6720	60125	8487
7.7	6648	57184	8395
7.6	6576	54243	8304
7	6143	36596	7758
6.5	5782	21891	7302
6	5422	14954	6847
5.5	5061	13959	6391
5	4700	12964	5936
4.5	4340	11969	5480
4	3979	10974	5025
3.5	3618	9979	4569
3	3257	8984	4114
2.5	2897	7989	3658
2	2536	6994	3203
1.5	2175	6000	2747
1	1815	5005	2292
0.5	1454	4010	1836
0	1093	3015	1381

APENDICE AA

MODELO Y CARACTERISTICAS DE POLEAS

3 Ranuras					
F = ½					
No. de Parte	DE	DP	Tipo	Buje	Peso sin Buje
		Banda 3V			
3 3V 250 JA	2.50	2.45	E-1	JA	1.6
3 3V 265 JA	2.65	2.60	D-1	JA	1.8
3 3V 280 JA	2.80	2.75	D-1	JA	2.0
3 3V 300 SH	3.00	2.95	E-1	SH	2.2
3 3V 315 SH	3.15	3.10	E-1	SH	2.5
3 3V 335 SH	3.35	3.30	D-1	SH	2.8
3 3V 365 SH	3.65	3.60	D-1	SH	3.0
3 3V 412 SH	4.12	4.07	A-1	SH	3.3
3 3V 450 SDS	4.50	4.45	A-1	SDS	3.5
3 3V 475 SDS	4.75	4.70	A-1	SDS	3.7
3 3V 500 SDS	5.00	4.95	A-1	SDS	4.0
3 3V 530 SDS	5.30	5.25	A-1	SDS	4.3
3 3V 560 SDS	5.60	5.55	A-1	SDS	4.9
3 3V 600 SDS	6.00	5.95	A-1	SDS	5.9
3 3V 650 SDS	6.50	6.45	A-3	SDS	6.3
3 3V 690 SDS	6.90	6.85	A-3	SDS	6.8
3 3V 800 SK	8.00	7.95	C-2	SK	10.6
3 3V 1060 SK	10.60	10.55	C-3	SK	12.0
3 3V 1400 SK	14.00	13.95	C-3	SK	20.0
3 3V 1900 SF	19.00	18.95	C-3	SF	33.0
3 3V 2500 SF	25.00	24.95	C-3	SF	45.0
3 3V 3350 SF	33.50	33.45	C-3	SF	75.0

[28] MARTIN, SPROCKET & GEAR, INC, Catalogo 1090, edición 1995