

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

**Facultad de Ingeniería Mecánica y Ciencias de la
Producción**

**“DISEÑO DE UN SISTEMA PARA EL PROCESO DE
MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL PARA SER USADO COMO
COMBUSTIBLE INDUSTRIAL”**

TESIS DE GRADO

Previo a la obtención del título de:

INGENIERO MECÁNICO

Presentada por:

Juan Augusto Real Hojas

GUAYAQUIL – ECUADOR

Año: 2006

AGRADECIMIENTO

Al Ing. Federico Camacho B., por su invaluable dirección y enseñanzas, que permitieron el desarrollo y culminación de este trabajo.

A mi madre Letty, por ser la persona a quien debo lo que hoy soy.

DEDICATORIA

MI MADRE LETTY

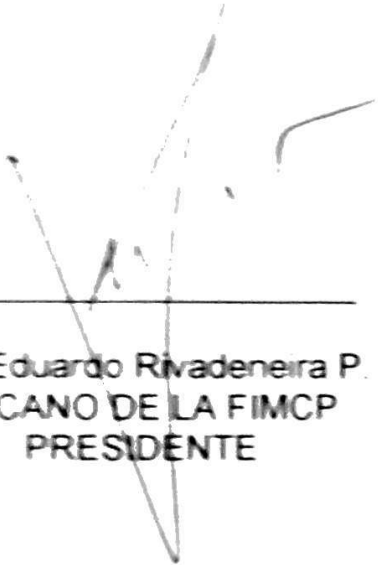
MI PADRE AUGUSTO[†]

MI ESPOSA LORENA

MIS HERMANOS: GALO,

VIANNA Y SANTIAGO .

TRIBUNAL DE GRADUACIÓN



Ing. Eduardo Rivadeneira P.
DECANO DE LA FIMCP
PRESIDENTE



Ing. Federico Camacho B.
DIRECTOR DE TESIS



Ing. Manuel Helguero G.
VOCAL

DECLARACIÓN EXPRESA

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

(Reglamento de Graduación de la ESPOL)



Juan Augusto Real Hojas



RESUMEN

En la actualidad existe preocupación por el consumo de combustibles fósiles, ya que al ser fuentes de energía no renovable, llegará el momento en el que se terminarán las reservas existentes en la Tierra y será necesario la búsqueda de otras fuentes de energía. Por lo tanto es preciso hacer uso eficiente y racional de los mismos, tratando de aprovechar al máximo la energía liberada por unidad de masa.

De los combustibles fósiles existentes, el carbón mineral es el más abundante en el mundo, siendo sus reservas probadas aproximadamente cinco veces las de petróleo y cuatro veces las de petróleo y gas juntas. No solamente existen grandes reservas, sino que también están geográficamente esparcidas en más de 100 países en todos los continentes. La abundancia de las reservas constituye una disponibilidad de suministro durante mucho tiempo. A los actuales niveles de producción, las reservas de carbón son suficientes para los próximos 250 años.

El propósito de esta Tesis de Grado, es el de desarrollar y describir el proceso de molienda de este combustible fósil; ya que la combustión del

carbón es mejor cuanto mayor sea la superficie por unidad de masa, es decir, cuanto más pequeñas sean las partículas.

Se desarrollará el proyecto para un tonelaje específico (30 toneladas por hora), que servirá como modelo para diferentes tonelajes. En el primer capítulo se realizará una descripción del proceso y del carbón como combustible. En el segundo capítulo se desarrollará el Sistema de Molienda, se seleccionará el molino, el sistema de alimentación al molino, y se diseñará el sistema de deshidratación. En el tercer capítulo se desarrollará el sistema de Colección de Polvo, en el que se diseñará el sistema de transporte del carbón pulverizado, se seleccionará el colector de polvo, y el sistema de descarga, y se diseñarán las tolvas de almacenamiento. En el cuarto capítulo, debido al peligro de explosiones e incendios presentes en los polvos, se describirán las consideraciones necesarias para la protección de estos riesgos. En el capítulo cinco, se describen los requerimientos de protección ambiental y las medidas necesarias de prevención y control, ya que si bien es cierto que el carbón mineral es un combustible altamente contaminante, existen medidas y técnicas destinadas al control del manejo, procesamiento y combustión para la protección del medio ambiente; y finalmente en el capítulo 6 se describirá los costos del proyecto.

INDICE GENERAL

	Pág.
RESUMEN	I
ÍNDICE GENERAL	VI
ABREVIATURAS.....	VI
SIMBOLOGÍA	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XI
ÍNDICE DE TABLAS.....	XIII
ÍNDICE DE PLANOS.....	XV
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1	
1. PROCESO DE MOLIENDA DEL CARBÓN MINERAL	2
1.1. Generalidades	2
1.2. El Carbón Mineral	3
1.3. Descripción del Proceso de Molienda	30
1.4. Consideraciones de Seguridad en el Proceso de Molienda.....	43
CAPÍTULO 2	
2. SISTEMA DE MOLIENDA	46
2.1. Elementos del Proceso de Molienda	46

2.2.	Selección del Molino	55
2.3.	Sistema de Alimentación al Molino	72
2.4.	Sistema de Deshidratación	79

CAPÍTULO 3

3.	SISTEMA DE COLECCIÓN DE POLVO	85
3.1.	Sistema de Transporte de Carbón Mineral Pulverizado	85
3.2.	Selección del Colector de Polvo	115
3.3.	Selección del Ventilador	127
3.4.	Diseño de Chimenea	129
3.5.	Diseño de Tolvas de Almacenamiento	139

CAPÍTULO 4

4.	SISTEMAS DE PROTECCIÓN CONTRA INCENDIOS Y EXPLOSIONES	188
4.1.	Generalidades	188
4.2.	Riesgos de Incendios y/o Explosión de Carbón Mineral Pulverizado	193
4.3.	Factores que Influyen sobre el Riesgo	199
4.4.	Prevención y Protección del Riesgo de Incendio y Explosión	211

CAPÍTULO 5

5.	ASPECTOS AMBIENTALES	224
5.1.	Generalidades	224
5.2.	Efectos Ambientales de la Combustión del Carbón	
	Mineral	226
5.3.	Técnicas de Protección Ambiental	235
5.4.	Medición y Control de Emisiones a la Atmósfera	244

CAPÍTULO 6

6.	COSTOS DEL PROYECTO	262
6.1.	Costo de Fabricación e Importación de Equipos	262
6.2.	Costos de Montaje y Puesta en Marcha	266

CAPÍTULO 7

7.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	269
----	--------------------------------------	-----

APÉNDICES.

BIBLIOGRAFÍA Y REFERENCIAS.

ABREVIATURAS

°F	Grados Farenheit
°C	Grados Celsius
°R	Grados Rankine
ASTM	Sociedad Americana de Pruebas y Materiales (American Society of Testing and Materials)
bbl	Barril
BTU	Unidad térmica inglesa (british thermal unit)
BTU/lb	Unidad térmica inglesa por libra
BTU/lb°F	Unidad térmica inglesa por libra grado Farenheit
BTU/pie ³	Unidad térmica inglesa por pie cúbico
CaO	Oxido de calcio
CE	Celda de pesaje
CFM	Pie cúbico por minuto
CO ₂	Dióxido de carbono
CP	Colector de polvo
CH	Chimenea
DIN	Norma de Estándares Alemana
EPA	Asociación de Protección Ambiental (Environment Protecting Association)
ft	Pie
ft ³	Pie cúbico
ft ²	Pie cuadrado
GT	Gusano transportador
Hp	Caballo de potencia
J	Joule
J/Kg	Joule por kilogramo
J/Kg K	Joule por kilogramo grado Kelvin
JE	Juntas de expansión
K	Grados Kelvin
Kg	Kilogramos
Kg/m ³	Kilogramos por metro cúbico
KN	Kilo Newton
lb	Libra
lb/pie ³	Libra por pie cúbico
l	litros

m	Metro
m ²	Metro cuadrado
m ³	Metro cúbico
MJ	10 ⁶ Joules
mm	milímetros
MMton	Millones de toneladas métricas
MV	Molino vertical
MW	Megavatios
N	Newton
NFPA	Asociación Nacional de Protección contra Incendios (National Fire Protecting Association)
NO _x	Óxidos de nitrógeno
Pa	Pascal
Pulg. H ₂ O	Pulgadas de agua
RDH	Reducción directa del hierro
RPM	Revoluciones por minuto
SO _x	Óxidos de azufre
s	Segundo
TO	Tolva
US gal	Galón americano
US ton	Tonelada americana (2000 libras).
USD	Dólar americano
VE1	Ventilador 1
VE2	Ventilador 2
VR1	Válvula rotatoria1
VR2	Válvula rotatoria2
VX	Válvula de explosión
VDV	Válvula doble vía
w	Vatios
ZJ	10 ²¹ Joules

SIMBOLOGÍA

Δh	Altura de elevación.
ΔP_c	Caída de presión a través de la torta.
ΔP_i	Resistencia adicional.
ΔP_f	Caída de presión a través del filtro.
ΔP	Caída de presión.
Δl	Longitud total de la línea de transporte.
ΔL_{JE}	Dilatación longitudinal.
δ	Angulo de fricción interna.
θ	Angulo de inclinación de tolva con respecto a eje vertical.
Φ_w	Angulo de fricción entre material y paredes.
λ	Constante de Janssen.
λ_L	Valor de la caída de presión para el aire.
λ_Z	Valor de la caída de presión para el material.
μ	Viscosidad absoluta.
μ_D	Carga del producto en la línea de transporte.
μ_f	Coeficiente de fricción entre el material y la pared.
ρ	Densidad del fluido.
α	Coeficiente de expansión lineal.
σ_n	Presión normal a las paredes del cilindro.
σ_y	Presión vertical ejercida por el material sobre la tolva.
σ_{yc}	Presión vertical ejercida por el material sobre la tolva.
$\sigma_y l_{max}$	Presión vertical actuando en parte alta de sección.
T_w	Esfuerzo cortante sobre las paredes.
A	Área de la sección transversal.
c	Distancia del eje neutro al extremo de la sección.
c_i	Carga de concentración de polvo.
c/w	Tasa de velocidad.
c_p	Calor específico
D	Diámetro del ducto.
D_{ELIPSE}	Diámetro interior de elemento elipsoidal.
dP	Diferencial de perímetro.
dP/dt	Tasa de incremento de expresión.
E_J	Eficiencia de la junta.
F	Fuerza axial a la sección del material.
F_C	Fuerza cortante en tolva.

ff	Factor de flujo.
F_N	Fuerza normal a la superficie interior de la tolva.
g	Aceleración de la gravedad.
G	Flujo en el transportador.
Gr_D	Número de Grashof (adimensional).
h	Altura de la parte inclinada de la tolva.
H_b	Altura de estructura cercana, desde nivel del suelo.
H_{br}	Altura de la penetración de la chimenea.
h_{ci}	Coefficiente convectivo en el interior del ducto.
H_s	Altura de chimenea, medida desde el nivel del suelo.
$H(\theta)$	Relación de ángulo mínimo.
I	Momento de inercia del material.
k	Conductividad del fluido.
K	Conductividad del material.
K_1	Resistencia del filtro.
K_2	Resistencia de la torta.
k_j	Constante de Janssen.
K_{st}	Constante de explosividad.
L	Dimensión menor proyectado de estructura cercana.
L_{JE}	Longitud del cilindro.
L_{oJE}	Longitud inicial del elemento.
L_T	Longitud del elemento diferencial de tolva.
M	Flujo másico de la mezcla
m	Flujo de masa.
M_{FC}	Momento debido a la fuerza cortante.
Nu_D	Número de Nusselt (adimensional).
P	Presión
P_{ELIPSE}	Presión de diseño en elemento elipsoidal.
p_D	Presión dinámica.
Pot	Potencia de la carga
Pr	Número de Prandtl (adimensional).
P_{red}	Presión de diseño debido a explosiones.
q	Cantidad de calor que fluye.
q_i	Razón de transferencia de calor.
$Q_{(m^3/hr)}$	Caudal en metros cúbicos por hora.
Q_c	Razón de flujo volumétrico de salida.
$Q_{ENTREGADO}$	Calor entregado al flujo de masa
$Q_{RECIBIDO}$	Calor recibido por el flujo de masa
R	Radio de la tolva.
Re	Número Reynolds (adimensional).
r_i	Radio interior del cilindro.
r_o	Radio exterior del cilindro.
S	Valor del esfuerzo del material.
S_Y	Resistencia del material.

t	Tiempo de filtración.
T_{amb}	Temperatura ambiente.
T_{bi}	Temperatura a la entrada del ducto.
T_{bo}	Temperatura a la salida del ducto.
T_{bm}	Temperatura media del fluido.
T_e	Temperatura de entrada del flujo de masa
T_{ELIPSE}	Espesor del elemento elipsoidal.
T_i	Temperatura mínima en la superficie interior del ducto.
T_{JE}	Temperatura del elemento.
T_s	Temperatura de salida del flujo de masa
T_{si}	Temperatura de superficie interior.
T_o	Temperatura exterior de la superficie.
T_{OJE}	Temperatura inicial del elemento...
T_{sa}	Temperatura promedio del gas en la chimenea.
u_c	Velocidad de salida de la chimenea.
V	Velocidad del fluido.
v_f	Velocidad de filtración.
w	Velocidad en línea de transporte.
Z	Número de codos.
z	Coordenada vertical medida de parte alta de sección.

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
FIGURA 1.1 Carbón mineral	5
FIGURA 1.2 Clasificación del carbón mineral según el rango y la aplicación	7
FIGURA 1.3 Clasificación del carbón mineral según las Normas ASTM....	10
FIGURA 1.4 Reservas de combustibles fósiles y nucleares	19
FIGURA 1.5 Distribución mundial de las reservas de carbón duro	20
FIGURA 1.6 Usos del carbón mineral	25
FIGURA 1.7 Aplicación de las fuerzas sobre el material en el molino ...	34
FIGURA 1.8 Sistema de fuego indirecto	36
FIGURA 1.9 Sistema de fuego directo	37
FIGURA 2.1 Esquema de la planta de molienda	38
FIGURA 2.2 Diagrama de flujo de la planta de molienda	42
FIGURA 2.3 Diseño de forma de la planta de molienda	43
FIGURA 2.4 Relación entre la capacidad, potencia, costo y tamaño.....	48
FIGURA 2.5 Consumo específico de energía de molinos de bolas y de rodillos	62
FIGURA 2.6 Relación entre el índice de molturabilidad y la potencia por tonelada en molino de rodillos.....	65
FIGURA 2.7 Dimensiones del molino según fabricante FLSmidth	67
FIGURA 2.8 Molino de rodillos en instalación	68
FIGURA 2.9 Partes de un molino de rodillos	69
FIGURA 2.10 Flujo de partículas de carbón en molino	70
FIGURA 2.11 Esquema del funcionamiento del molino de rodillos	71
FIGURA 2.12 Válvula rotatoria	72
FIGURA 2.13 Dimensiones de la válvula de alimentación al Molino	74
FIGURA 3.1 Esquema de aislamiento del ducto de transporte neumático	96
FIGURA 3.2 Temperaturas en el interior del ducto	98
FIGURA 3.3 Tipos de movimiento de las juntas de expansión	110
FIGURA 3.4 Colector de polvo tipo bolsa	117
FIGURA 3.5 Circulación de la carga dentro del colector	118
FIGURA 3.6 Dimensiones de las mangas	125
FIGURA 3.7 Ventilador centrífugo	127

FIGURA 3.8	Tipos de flujo en tolvas	144
FIGURA 3.9	Factor de flujo para una tolva con salida cónica	145
FIGURA 3.10	Tipo de flujo en el cono	147
FIGURA 3.11	Dimensiones generales de la tolva	152
FIGURA 3.12	Variación de la presión con la altura	153
FIGURA 3.13	Variación de esfuerzos en estado activo y pasivo.....	154
FIGURA 3.14	Distribución de esfuerzos en la parte conica de la tolva	158
FIGURA 3.15	Esfuerzos en cambio de sección	161
FIGURA 3.16	Esquema del incremento de presión en un contenedor debido a explosión	164
FIGURA 3.17	Esquema del incremento de presión en la tolva debido a explosión	166
FIGURA 3.18	Zonas de incidencia de los diferentes esfuerzos enlistados en tabla 30	170
FIGURA 3.19	Esfuerzos generados en la tolva	171
FIGURA 3.20	Espesores de pared en tolva	172
FIGURA 3.21	Dimensiones y espesor de la cubierta de la tolva.....	174
FIGURA 3.22	Elementos rigidizadores de la parte cilíndrica	175
FIGURA 3.23	Elementos rigidizadores de la parte cónica	177
FIGURA 3.24	Celda de carga seleccionada	179
FIGURA 3.25	Dimensiones de la valvula de alimentación a las tolvas	183
FIGURA 4.1	Triangulo de fuego	189
FIGURA 4.2	Pentágono de explosión	190
FIGURA 4.3	Rango de inflamabilidad según la concentración de combustible y temperatura	206
FIGURA 4.4	Esquema del sistema de inertización por CO ₂ para un sistema de molienda de carbón mineral.....	220
FIGURA 4.5	Compuertas de alivio de presión	221
FIGURA 4.6	Paneles débiles de venteo	222
FIGURA 5.1	Proceso de muestreo en continuo y análisis de emisiones a la atmósfera de gases	254
FIGURA 5.2	Tren de muestreo para la determinación de gases de emisión	261

INDICE DE TABLAS

	Pág.
TABLA 1 Principales características del carbón mineral según contenido de carbono.....	9
TABLA 2 Calor específico del carbón mineral seco.....	12
TABLA 3 Relación entre los tipos de carbón mineral y la composición.....	15
TABLA 4 Densidad de las diferentes clases de carbón.....	17
TABLA 5 Reservas y producción de carbón mineral (año 2000).....	22
TABLA 6 Reservas mundiales de energía.....	23
TABLA 7 Contenido energético del carbón.....	24
TABLA 8 Evolución de precios de combustibles fósiles en el tiempo.....	24
TABLA 9 Clasificación de los equipos de trituración y molienda.....	35
TABLA 10 Índice de trabajo del carbón mineral.....	51
TABLA 11 Características y dimensiones del molino Atox Mill 20.0.....	66
TABLA 12 Tasa de llenado de una válvula rotatoria.....	73
TABLA 13 Potencia requerida para la válvula rotatoria.....	75
TABLA 14 Características para selección de ventilador VE1.....	78
TABLA 15 Valores y resultados de la deshidratación del carbón expresados en la ecuación 2.7.....	79
TABLA 16 Valores característicos para el transporte neumático.....	92
TABLA 17 Flujo de masa y densidad de elementos transportados.....	93
TABLA 18 Datos para el diseño del sistema de transporte neumático.....	95
TABLA 19 Calores específicos.....	97
TABLA 20 Temperaturas en el ducto	106
TABLA 21 Conductividad de diferentes aislamientos.....	107
TABLA 22 Características de las juntas de expansión seleccionadas...	114
TABLA 23 Modelo de las juntas de expansión seleccionadas.....	114
TABLA 24 Propiedades de los materiales de filtración.....	119
TABLA 25 Guía para velocidades específicas de filtración.....	121
TABLA 26 Datos del ventilador centrífugo seleccionado.....	128
TABLA 27 Propiedades de fricción del carbón mineral.....	141
TABLA 28 Factores para el cálculo de factor de flujo.....	149
TABLA 29 Propiedades explosivas del carbón mineral.....	167
TABLA 30 Esfuerzos producidos en la tolva.....	169
TABLA 31 Tasa de llenado de una válvula rotatoria.....	181
TABLA 32 Potencia requerida para la válvula rotatoria.....	184

TABLA 33	Características de ignición de polvos de carbón mineral.....	202
TABLA 34	Clasificación de explosiones de polvo según valor k_{st}	213
TABLA 35	Límite de concentración de oxígeno para polvos de carbón...	214
TABLA 36	Propiedades del N_2 y del CO_2	216
TABLA 37	Porcentajes de CO_2 para diferentes riesgos específicos.....	219
TABLA 38	Factores para el cálculo del área de alivio de presiones.....	223
TABLA 39	Limites máximos permisibles de emisiones al aire para fuentes fijas de combustión.....	224
TABLA 40	Composición de los gases de combustión emitidos.....	225
TABLA 41	Normas de los sistemas de medición y control de las emisiones a la atmósfera.....	252
TABLA 42	Principales métodos de análisis en continuo de gases de emisión.	257
TABLA 43	Principales sistemas de retención para la toma de muestra de gases de emisión.....	259
TABLA 44	Métodos de análisis discontinuos más utilizados según el tipo de gas de emisión.....	260
TABLA 45	Costos de fabricación.....	263
TABLA 46	Calculo del valor CIF.....	264
TABLA 47	Costos de equipos importados.....	265
TABLA 48	Costos de montaje.....	267
TABLA 49	Costo final por equipo.....	268

INDICE DE PLANOS

PC-FLUJO-01	Flujograma del Proceso
PC-EDIF-02	Edificio
PC-CORTE-03	Corte A-A Equipos
PC-CORTE-04	Corte A-A Fuerzas
PC-CORTE-05	Corte B-B Fuerzas
PC-CORTE-06	Corte C-C Equipos
PC-NEUMA-07	Ducto de Transporte Neumático
PC-TEMP-08	Diagrama de Temperaturas y Caídas de Presión
PC-TOLV-09	Tolvas de Alimentación

INTRODUCCION

El presente trabajo trata del “Diseño de un Sistema de Molienda de Carbón Mineral para ser Usado como Combustible Industrial”, para una capacidad de 30 Ton/hora. El objetivo de este trabajo es el de establecer las consideraciones y aspectos necesarios en el desarrollo del proyecto de implementación del carbón mineral como combustible industrial en la etapa de Molienda; siguiendo las normas y recomendaciones establecidas para este propósito.

La finalidad del proceso de molienda es pulverizar el carbón mineral aumentando su eficiencia energética debido al incremento de área por unidad de volumen y a la deshidratación lograda durante el proceso. Luego de pulverizado, el polvo es llevado fuera del molino a través de un sistema de transporte neumático, en una mezcla aire-polvo de carbón; hasta un sistema de colección de polvo, que se encarga de separar el material particulado del aire, este último es conducido hacia una chimenea para su liberación a la atmósfera; y el polvo colectado es transportado hacia la tolva de alimentación para su posterior uso en los quemadores.

CAPITULO 1

1. PROCESO DE MOLIENDA DEL CARBÓN MINERAL.

1.1. Generalidades.

Para el proceso de molienda de carbón mineral, para su posterior uso como combustible industrial, se debe considerar los siguientes factores relevantes:

- Calidad del carbón.
- Fuentes de aire caliente para la deshidratación del carbón.
- Número de puntos de consumo de combustible.
- Tipo de horno y espacio disponible, especialmente cuando se instala una planta nueva para un horno existente.
- Sistemas de seguridad industrial.
- Protección del medio ambiente.

Otros aspectos a ser tomados en cuenta cuando se planea el desarrollo de una planta de molienda de carbón son: El costo inicial, el costo de mantenimiento y la fiabilidad operacional. Además para la selección de la maquinaria y las alternativas de operación de la planta existen otras variables que son la base para las decisiones a ser consideradas:

- Molino de bolas o rodillos.
- Sistema de fuego directo o indirecto.
- Localización de la planta de molienda.
- Operación del sistema en condición inerte o no inerte.
- Filtro o precipitador electrostático para propósitos de desempolvado.

1.2. El Carbón Mineral.

El carbón mineral es el combustible fósil más abundante en el mundo, se encuentra presente en todos los continentes. La diversidad y la abundancia de las reservas a nivel mundial pueden afrontar el desafío estratégico de contar con un suministro seguro de energía. Es un material comparativamente estable y no presenta los problemas de fugas y derrames asociados a otros combustibles

fósiles tales como el gas o el petróleo. Su mayor desventaja es el grado de contaminación del ambiente producto de las emanaciones del proceso de combustión. Por tanto se debe tener presente el aspecto ecológico, Normas y Estándares de Calidad del aire ambiente.

1.2.1. Origen y Formación.

En eras geológicas remotas, y sobre todo en el periodo carbonífero, que comenzó aproximadamente hace 362,5 millones de años, grandes extensiones del planeta estaban cubiertas por una extensa vegetación que crecía en pantanos. Al morir las plantas, quedaban sumergidas por el agua y se producía la descomposición anaeróbica de la materia orgánica. Debido a la acción de las bacterias anaeróbicas, la materia orgánica fue ganando carbono y perdiendo oxígeno e hidrógeno, y se formaron las turberas, constituyendo estas la primera etapa del proceso por el que la vegetación se transforma en carbón; este proceso, unido a los incrementos de presión por las capas superiores, así como los movimientos de la corteza terrestre y, en ocasiones, el calor volcánico, comprimieron y endurecieron los depósitos con el

paso del tiempo, y provocaron cambios físicos y químicos en los restos orgánicos y los transformaron en lo que hoy conocemos como carbón. Inicialmente la turba, precursora del carbón, fue convertida en lignito ó carbón pardo, que son tipos de carbón con "madurez" orgánica baja. Luego de muchos millones de años, la continuidad de los efectos de la temperatura y presión produjeron cambios adicionales en el lignito, incrementando progresivamente su madurez y transformándolo al rango conocido como carbones sub bituminosos.



FIGURA 1.1. CARBÓN MINERAL.

A medida que este proceso fue ocurriendo, una serie de cambios químicos y físicos provocan que el carbón se vuelva más duro y maduro, punto en el cual se le clasifica como

bituminoso o carbón duro. Bajo las condiciones adecuadas, el incremento progresivo en la madurez orgánica continua, para finalmente formar la antracita.

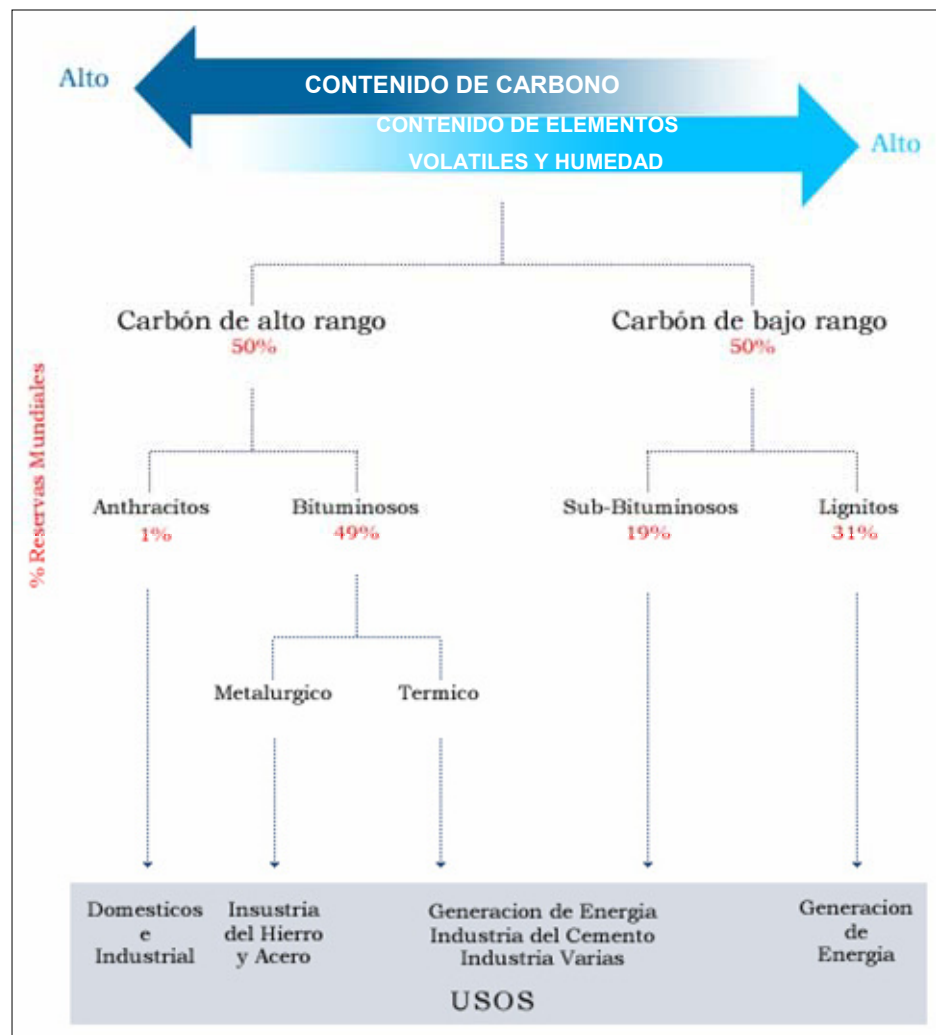
1.2.2. Clasificación.

Las variaciones en la edad y en la historia geológica del carbón ocasionan variaciones en el rango. La clasificación general y básica del carbón es por rango o categoría, desde turba y lignitos en el extremo inferior de la escala, pasando por los carbones bituminosos hasta llegar a la antracita en el extremo superior.

A continuación se presenta una clasificación del carbón mineral:

Turba

Cuya coloración va de pardo amarillento a negro, tiene un bajo contenido de carbono fijo de entre 52 y 60%, un poder calorífico inferior a 8.4 MJ/kg y un alto índice de humedad, por lo que es muy mal combustible.



**FIGURA 1.2. CLASIFICACIÓN DEL CARBÓN MINERAL
SEGUN EL RANGO Y LA APLICACIÓN [1].**

Lignito

Es una variedad de carbón de calidad intermedia entre el carbón de turba y el bituminoso, tiene un contenido de carbono mayor que la turba, entre 55 y un 65%. Suele tener

color negro pardo y estructura fibrosa o leñosa. Tiene capacidad calorífica inferior a la del carbón común, 17.2 MJ/kg. El alto contenido de materia volátil (18,8%) provoca la desintegración del lignito expuesto al aire.

Hulla o Carbón Bituminoso

Tiene un contenido aún mayor de carbono, de entre 60 y 80%, por lo que su poder calorífico también es superior. Es negra, mate y arde con dificultad con una llama amarillenta. Se diferencia del lignito, por su mayor poder calorífico, entre 30 y 36 MJ/kg.

Antracita

Es el mejor de los carbones, muy poco contaminante y de alto poder calórico, 34 MJ/kg. Tiene un color negro brillante de estructura cristalina. Contiene de 75 a 95% de carbono. Sobre esta última sustancia se halla el grafito, que es casi carbono puro y que es incombustible.

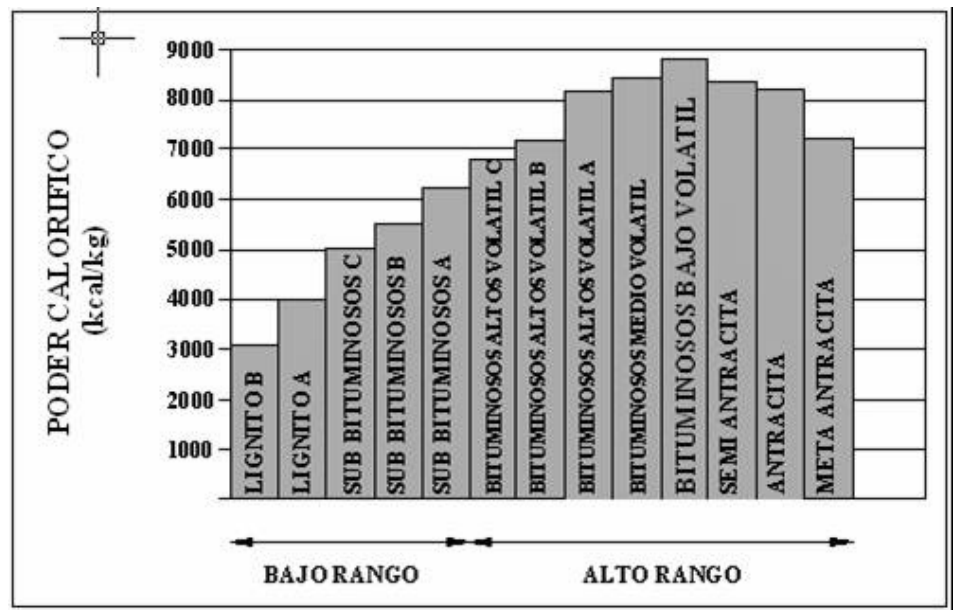
A continuación se presenta una tabla que resume las características de acuerdo a la clasificación del carbón mineral.

TABLA 1
PRINCIPALES CARACTERISTICAS DEL CARBÓN
MINERAL SEGÚN CONTENIDO DE CARBONO [2].

	Color	Contenido de Carbono (%)	Poder Calorífico (kJ/kg)
Turba	Pardo amarillento a Negro	52 - 60	8400
Lignito	Negro pardo	55 - 65	17200
Bituminoso	Negro	60 - 80	30000 – 36000
Antracita	Negro Brillante	75 - 95	34000

Las normas ASTM fijan un estándar en la clasificación de carbones. Esta norma define como carbones de bajo rango aquellos cuyo poder calorífico bruto, base húmeda sea menor a 6.390 kcal/kg (26.754 kJ/kg), en este rango están los carbones denominados sub bituminosos y los lignitos.

En los carbones de alto rango, con un poder calorífico mayor a 6.390 kcal/Kg (26.754 kJ/kg), se incluyen los carbones bituminosos y antracitos.



**FIGURA 1.3. CLASIFICACIÓN DEL CARBÓN MINERAL
SEGÚN LAS NORMAS ASTM. [1]**

1.2.3. Propiedades.

El grado de *metamorfismo* o *carbonización* al que es sometido el carbón, desde su forma de turba a antracita, tiene una importante relación con sus propiedades, y es lo que se

conoce como el "rango" del carbón. Los carbones de bajo rango, tales como el lignito y los sub-bituminosos, son típicamente más blandos, fácilmente desmenuzables, opacos y con apariencia de tierra; se caracterizan por tener altos niveles de humedad y bajo contenido de carbono, y por consiguiente, poca energía. Los carbones de alto rango son típicamente más duros y resistentes. El incremento en el rango está acompañado por un aumento en los contenidos de carbono y de energía del carbón, así como de una disminución en el nivel de humedad. Las propiedades más importantes empleadas en la evaluación del carbón son tratadas a continuación.

Energía Específica

La energía específica del carbón también se conoce como poder calorífico o energía térmica. Representa la cantidad de calor que se libera en combustión completa por cada unidad de material quemado. El poder calorífico es una propiedad con grandes variantes entre los carbones, la cual puede influir en forma importante en los requisitos del equipo para manejo y pulverización, así como su almacenamiento.

Calor Específico

El calor específico de un carbón mineral, es la cantidad de energía requerida para elevar la temperatura en un grado Celsius una cantidad igual a un gramo de carbón; este depende del contenido de agua y cenizas; siendo así que, las relaciones entre el calor específico y el contenido de agua y el contenido de cenizas son lineales. A continuación en la tabla 2 se muestra el calor específico del carbón seco libre de cenizas.

TABLA 2
CALOR ESPECÍFICO DEL CARBÓN MINERAL SECO [3].

CLASE DE CARBÓN	kJ/(kg.K)	Btu/(lb.°F)
ANTRACITA	0.92 – 0.96	0.22 – 0.23
BITUMINOSO	1.0 – 1.1	0.24 – 0.25

Humedad

El contenido de humedad de un carbón consta de humedad inherente y libre. La humedad inherente es la humedad combinada y la retenida en los poros del carbón, la cual es una función del rango o categoría del carbón. La humedad

libre, o externa, es la existente en la superficie del carbón y en los intersticios entre las partículas y es la contribución hecha por las aguas de la mina o la que se agrega con el lavado, supresión del polvo y la lluvia. Esta última humedad normalmente se elimina en los procesos de desagado y secado del carbón.

Tamaño

El tamaño del carbón, la distribución por tamaños y el tamaño máximo, son importantes con respecto a la abrasión y obstrucciones en el sistema de manejo de carbón, para las tendencias de combustión espontánea en las pilas, para los problemas de polvo y para el rendimiento del pulverizador. El tamaño máximo de carbón suministrado a los pulverizadores suele ser entre 19 y 75 mm. Hasta un tamaño máximo de unos 75 mm, no se afecta la capacidad de algunos tipos de pulverizador mientras que otros si muestran su sensibilidad en todo momento. Los finos, carbón de un tamaño de 3,35 mm o menos, cuando están mojados, son la causa principal de obstrucciones, en particular cuando su contenido excede de 25% a 30% por masa del total de carbón. La distribución del

tamaño de partículas o granulometría varía mucho según el tipo de carbón, método de extracción, limpieza del carbón, equipo para trituración y el grado de manejo y manipulación.

Estabilidad de Tamaño

Es la capacidad del carbón para resistir roturas durante el manejo o transportación. La estabilidad se la obtiene en porcentajes. Existe un método empírico en el que se deja caer dos veces una muestra de carbón de 22.7 kg, desde una altura de 1.83 m sobre una placa de acero y se analiza la distribución de tamaños antes y después del impacto, obteniéndose el porcentaje de estabilidad.

Contenido de Volátiles

Este factor afecta la combustibilidad del carbón pulverizado y el grado requerido de molienda, ya que la finura requerida aumenta conforme se reduce el contenido de volátiles, lo cual da por resultado que se requiera un considerable aumento en la capacidad de los pulverizadores.

TABLA 3
RELACION ENTRE LOS TIPOS DE CARBÓN MINERAL Y
LA COMPOSICION [2].

CLASE	VOLATILES (%)	CENIZAS (%)	HUMEDAD (%)
ANTRACITA	< 5	5	<2
SEMIANTRACITA	5 - 15	3 – 5	2 - 6
BITUMINOSO	20 - 30	8 – 10	2 - 6
LIGNITO	40-50	15-30	10-25

Los carbones con bajo contenido de volátiles se inflaman con menos facilidad, necesitan más tiempo para la combustión y por lo tanto aumentan el tiempo de permanencia en el hogar y el volumen. En cambio para los que poseen un alto contenido de elementos volátiles no es necesario que sean tan finamente molidos, pero para la combustión, deben ser apropiadamente dosificados para lograr una apropiada mezcla con el aire de combustión.

Triturabilidad

La triturabilidad es el factor que afecta principalmente la capacidad del pulverizador y los costos de trituración o molienda. La capacidad del pulverizador no está en relación lineal con la triturabilidad o molienda.

Abrasividad

Al igual que la triturabilidad, la abrasividad se clasifica sobre una base empírica. La abrasividad del carbón afecta en forma principal el desgaste de los pulverizadores y de los tubos para el carbón pulverizado. Por tanto, se deben proveer costosos materiales resistentes a la abrasión, a fin de reducir los costos de mantenimiento y los paros del sistema.

Densidad

La densidad del carbón varía según el tamaño, contenido de humedad y capacidad de asentamiento del carbón cuando se encuentra amontonado. La tabla 4 indica las densidades promedios de los tipos de carbones.

TABLA 4

DENSIDAD DE LAS DIFERENTES CLASES DE CARBÓN^[3].

CLASE DE CARBÓN	kg/m³	lb/pie³
ANTRACITA	800 - 930	50 - 58
BITUMINOSO	670 - 910	42 - 57
LIGNITO	640 - 860	40 - 54

Combustibilidad

El carbón se puede quemar con elevada eficiencia, para producir bajas emisiones con poco mantenimiento del hogar, pero su combustión es un proceso complejo. El diseño de los quemadores y equipo asociado requiere considerable experiencia; afortunadamente, hay muchas compañías de prestigio poseedoras de esta experiencia. El proceso básico de combustión incluye la formación de CO₂, la formación y combustión subsecuente de CO₂ y la combustión de los volátiles. Los detalles todavía no son bien conocidos y, en cualquier caso, dependen del tipo de cargador o alimentador,

pero hay puntos importantes como el tiempo de permanencia en el hogar, la temperatura, cantidad y distribución del aire turbulencia del aire; y la distribución del combustible sobre o dentro del lecho o en el hogar.

1.2.4. Componentes

Al examinar un trozo de carbón se observa una masa heterogénea; algunas fajas de aspecto mate y otras brillantes, separadas a la vez por venas de estéril.

Los componentes principales del carbón son: vitreno, clareno, dureno y fuseno.

- **Vitreno:** Es la parte negra, brillante y quebradiza del carbón.
- **Clareno:** Es negro y brillante, pero en menor cantidad que el vitreno.
- **Dureno:** Es el componente mate, gris oscuro, duro y resistente.
- **Fuseno:** Es la parte negra, blanda y polvorosa que tiende a romperse. No es coquizable, por lo cual perjudica el poder aglomerante del carbón.

1.2.5. Reservas De Carbón Mineral.

De todos los combustibles fósiles, el carbón es por mucho el más abundante en el mundo. Se ha estimado que a fines del año 2.000 existió más de 1 billón (1×10^{12}) de toneladas en reservas totales accesibles de forma económica, y mediante las tecnologías de explotación actualmente disponibles. De estas reservas aproximadamente la mitad corresponden a carbón de alto rango o carbón duro.

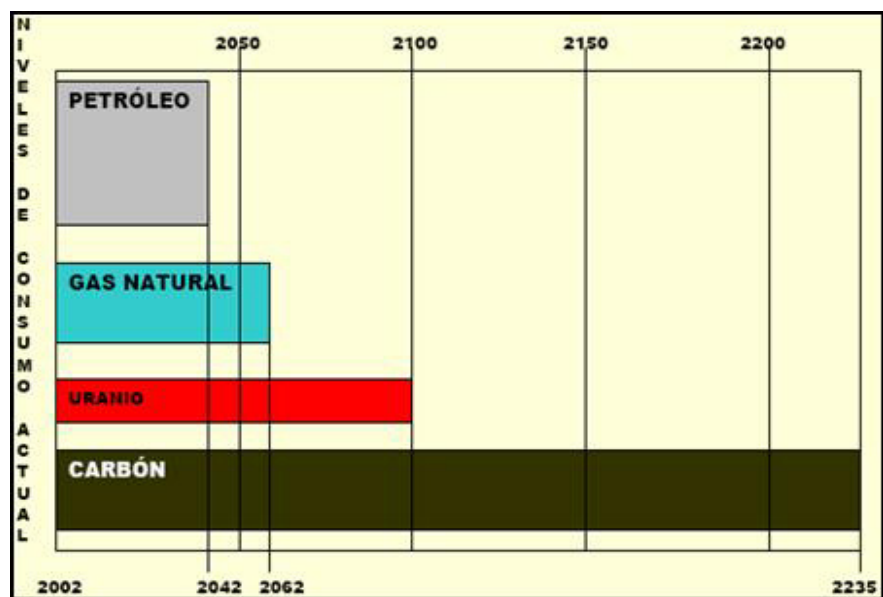


FIGURA 1.4. RESERVAS DE COMBUSTIBLES FÓSILES Y NUCLEARES [2].

No solamente existen grandes reservas, sino que también están geográficamente esparcidas en más de 100 países en todos los continentes. La abundancia de las reservas constituye una disponibilidad de suministro durante mucho tiempo. A los actuales niveles de producción, las reservas de carbón son suficientes para los próximos 250 años.

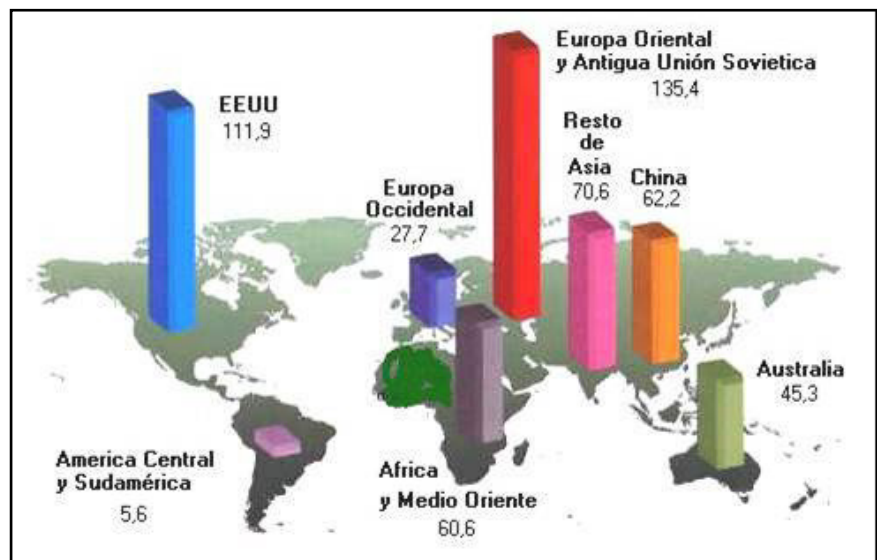


FIGURA 1.5. DISTRIBUCIÓN MUNDIAL DE LAS RESERVAS DE CARBÓN DURO (1×10^6 TONELADAS) [1].

Las relaciones actuales de reservas de carbón son aproximadamente 4 veces las reservas de petróleo. La

disponibilidad de reservas abundantes y fácilmente accesibles también significa disponibilidad de energía estable para países tanto importadores como productores.

La figura 1.5. muestra la distribución mundial de las reservas de carbón duro. Nótese que aún cuando existen países con grandes reservas, éstas se encuentran dispersas en toda la geografía.

1.2.5.1 Reservas En La Región Andina.

En la región andina, el carbón mineral es un recurso que se ubica principalmente en Colombia y Venezuela, con cerca de 8 mil millones de toneladas en reservas de alta calidad. Esta cantidad representa el 2% de la oferta de energía primaria de la Región Andina. La producción de carbón en el año 2.000 fue de 46 millones de toneladas y el alcance estimado es de 171 años. La distribución de las reservas de carbón mineral se muestra en la tabla 5.

TABLA 5
RESERVAS Y PRODUCCIÓN DE CARBÓN
MINERAL (AÑO 2000) [2].

PAÍS	Reservas Probadas (10⁶ Ton)	Producción (10³ Ton)	Reservas /Producción (años)
Bolivia	0	0	
Colombia	6,655	38,142	174
Ecuador	22	0	
Perú	6	17	294
Venezuela	1,303	8,434	154
Total	7,986	46,593	171

1.2.6. Comparación entre el Carbón Mineral y Otros Combustibles Fósiles.

Las fuentes mundiales probadas de energía son grandes. Las reservas probadas de carbón son muy extensas (cinco veces las reservas de petróleo y cuatro veces las reservas combinadas de petróleo y gas), por lo que es el combustible más abundante en la tierra.

Las fuentes y reservas de los principales combustibles fósiles a nivel mundial (carbón, petróleo y gas natural) se indican a continuación:

TABLA 6
RESERVAS MUNDIALES DE ENERGÍA [3]

Combustible	Reservas Probadas	Reservas Probables	Reservas Posibles
Carbón	7.3		110
Petróleo	0.15	0.31	
Gas natural	0.19	0.43	

$ZJ = 10^{21}$ J (Para convertir a 10^{18} BTU, multiplicar por 0.948)

La tabla anterior hace referencia a los recursos carboníferos que han sido probados, es decir que son accesibles a la explotación mediante las tecnologías de explotación existentes; las reservas probables son aquellos recursos que se vuelvan accesibles a medida que se hagan mejoras en las tecnologías de explotación; o se vuelvan comerciales por el incremento en el uso de carbones de bajo rango, cuya utilización no es actualmente rentable; y las reservas posibles son aquellas que se cree que existen debido a las transformaciones geológicas ocurridas a través de los tiempos.

El contenido energético de los combustibles fósiles, medido en cantidades de uso común, es el siguiente:

TABLA 7
CONTENIDO ENERGÉTICO DEL CARBÓN [3]

Carbón bituminoso y antracita	30.2 MJ/kg	26 x 10 ⁶ Btu/US ton
Carbón sub-bituminoso y lignito	23.2 MJ/kg	20 x 10 ⁶ Btu/US ton
Petróleo Crudo	38.5 MJ/l	5.8 x 10 ⁶ Btu/bbl
Gas natural	38.4 MJ/m ³	1032 Btu/ft ³

1 bbl = 42 US gal = 159 l = 0.159 m³

En la tabla 8 se puede observar la evolución de los precios de los combustibles fósiles; en esta tabla se puede observar que el carbón mineral es el combustible fósil más barato por unidad de energía.

TABLA 8
EVOLUCIÓN DE PRECIOS DE COMBUSTIBLES
FÓSILES EN EL TIEMPO[28]

Año	Carbón Bituminoso y Lignito (Centavos de USD/MJ)	Gas Natural (Centavos de USD/MJ)	Petróleo (Centavos de USD/MJ)
1975	0,091	0,041	0,13
1980	0,11	0,15	0,35
1985	0,12	0,23	0,39
1990	0,10	0,16	0,33
1993	0,094	0,19	0,22
2005*	0,15	0,51	0,82

* Precio promedio del primer trimestre del año obtenido en Mercado Internacional.

Los precios son medias nacionales en el año indicado en EEUU

1.2.7. Usos del Carbón Mineral.

El carbón como fuente energética satisface mercados muy diversos: generación eléctrica, fabricación de acero, fabricación de cemento, y variados procesos industriales de calentamiento. En los países en desarrollo, su uso doméstico para calefacción y cocción es también significativo. No obstante, el principal uso del carbón lo constituye la generación de energía eléctrica. 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 su electricidad: Polonia (97%), Sudáfrica (93%), Australia (85%), China (80%), India (75%), República Checa (74%), Grecia (71%), Dinamarca (67%) y EEUU (57%) (Fuente: IEA&Shell, World Energy Outlook, OECD/IEA).

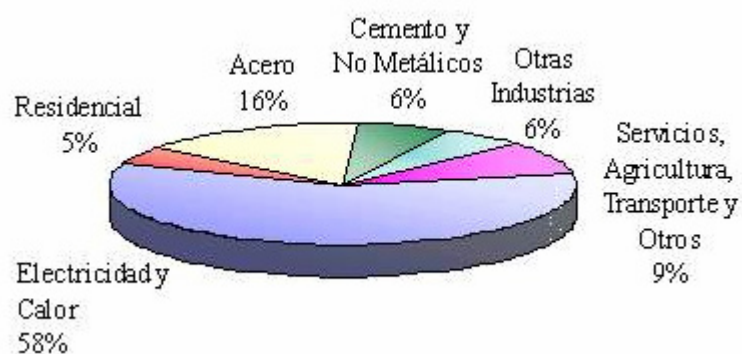


FIGURA 1.6. USOS DEL CARBÓN MINERAL[1].

El carbón es también indispensable para la producción de hierro y acero; casi el 70% de la producción de acero proviene de hierro hecho en altos hornos, los cuales utilizan carbón y coque. Por su parte, la mayoría de las plantas de cemento del mundo son alimentadas con carbón.

Industria Eléctrica

Antiguamente el método convencional para generar electricidad consistía en quemar bloques de carbón en grandes calderas. Actualmente hay versiones modernas y eficientes de este sistema, donde se inyecta carbón pulverizado con el fin de incrementar su área superficial y el rendimiento de combustión.

Se estima que para atender la demanda mundial de electricidad en los próximos 25 años, es necesario un aumento escalonado de 1000 MW cada semana, equivalente a la construcción semanal de una planta nueva del mayor tamaño unitario hasta ahora construido en el mundo. Casi un 40% de esta nueva capacidad será basada en carbón.

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 para luego refinarlo y convertirlo en acero predominantemente en hornos de refinación de mineral a base de oxígeno. Un alto horno utiliza mineral de hierro, coque, pequeñas cantidades de caliza, y en los casos en donde se utiliza la inyección de carbón pulverizado, carbón térmico pulverizado o granulado.

Cerca de 30% de la producción mundial de acero se lleva a cabo en hornos de arco eléctrico, los cuales funden los desechos de hierro y acero. Mucha de la electricidad usada en los hornos de arco eléctrico es generada por plantas a base de carbón. Se están desarrollando nuevos procesos para la reducción directa de hierro (RDH), con lo cual se eliminan los altos hornos y los hornos de coque, así como la necesidad del costoso carbón coquizable. Sin embargo las plantas de RDH seguirán usando carbón como combustible, y sólo aportarán un pequeño porcentaje de la producción de acero a nivel

mundial por muchos años. En el futuro previsible, el carbón continuará siendo indispensable para la producción de acero.

Proyecciones

Los pronósticos más recientes sugieren que la población del mundo crecerá de 5.290 millones en 1.990 a más de 8.000 millones en el año 2.020. Alrededor del 90% de ese crecimiento ocurrirá en los países en desarrollo.

En 1990, aproximadamente el 75% de la población del mundo que vive en países en desarrollo y en los recientemente industrializados, consumieron solamente el 33% del total de la energía global consumida. Para el año 2.020 se calcula que cerca del 85% de la población mundial vivirá en estos países y será responsable de aproximadamente el 55% del consumo total de energía.

En las dos últimas décadas la demanda de energía en Asia se incrementó en aproximadamente 4,5% por año, en comparación con el 1% experimentado por EEUU y Europa. El aumento del consumo de carbón en Asia ha sido aún más rápido, casi del 5,5% anualmente en los últimos 10 años.

La demanda de electricidad en Asia aumentó aproximadamente 10% por año durante el período 1.980 a 1.992; para el período que se extiende hasta el 2.010 puede esperarse confiadamente un crecimiento promedio del 6%.

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 1.992 y se proyecta que crezca un 54% en el año 2.010.

Se estima que la capacidad de generar electricidad con carbón en Asia se multiplique por más de 3 entre los años 1.992 y 2.010, lo que equivale a una tasa de crecimiento superior a 20.000 MW por año durante este período. Este crecimiento podría estar limitado por la disponibilidad de capital suficiente para financiar la construcción de las plantas generadoras de energía y las líneas de transmisión y distribución requeridas, las cuales son sumamente costosas.

Es ampliamente reconocido que la disponibilidad de electricidad es un elemento básico para una mejora de la calidad de vida. Para que ocurra un desarrollo sostenido, la transferencia de tecnología es vital para facilitar el manejo eficiente de los recursos y para asegurar el acceso a las tecnologías de carbón limpio de que se dispone ahora para la protección ambiental. Como resultado del mejoramiento continuo en las tecnologías de carbón limpio, el carbón se utilizará cada vez más eficientemente. Estas tecnologías permitirán también que las plantas que generan energía con carbón cumplan con las regulaciones ambientales a nivel mundial. El carbón puede quemarse y, se está quemando, limpiamente.

1.3. Descripción del Proceso de Molienda.

El carbón mineral es usado en procesos en los que se requiere una gran demanda de energía, por lo que su principal consumo se da en: la generación eléctrica, la industria del cemento y la industria metalúrgica, debido a su bajo costo y a la cantidad de energía que se le puede extraer. Pero la combustión de este en su forma natural, es decir, las condiciones en las que es extraído es bastante

ineficiente (alrededor del 5% de eficiencia), debido a dos factores importantes: La humedad presente y el tamaño de mineral.

La pulverización del carbón, permite una combustión más eficiente, ya que dentro del proceso se consiguen dos efectos importantes sobre el carbón: La deshidratación puesto que la reducción en el contenido de humedad tiene un efecto positivo en la tasa de transferencia de calor; y el aumento de la superficie específica, es decir, la superficie del carbón expuesta a la combustión por unidad de volumen. El tamaño máximo de carbón suministrado a los pulverizadores suele ser entre 19 y 75 mm. Hasta un tamaño máximo de unos 75 mm, no se afecta la capacidad de algunos tipos de pulverizador mientras que otros si muestran su sensibilidad en todo momento. Los finos, carbón de un tamaño de 3,35 mm o menos, cuando están mojados, son la causa principal de obstrucciones, en particular cuando su contenido excede de 25% a 30% por masa del total de carbón. La distribución del tamaño de partículas o granulometría varía mucho según el tipo de carbón, método de extracción, limpieza del carbón, equipo para trituración y el grado de manejo y manipulación.

En el proceso de molienda del carbón mineral, material es pulverizado hasta que una cantidad mayor o igual al 80% del material alimentado al molino tenga un tamaño menor a 75 μm , es decir, que el 80 % de este, pase por una malla número 200, según la norma D-408 ASTM; luego este polvo es llevado fuera del molino a través de un sistema de transporte neumático, en una mezcla aire-polvo de carbón; durante el proceso de molienda y transporte, el carbón es deshidratado, para optimizar sus propiedades combustibles. El sistema de transporte, conduce la mezcla hasta un sistema de colección de polvo, que se encarga de separar el material particulado del aire, este último es conducido hacia una chimenea para su liberación a la atmósfera; y el polvo colectado es transportado hacia la tolva de alimentación para su posterior uso en los quemadores.

1.3.1. Tipos de Molino Usados en los procesos de Molienda.

Existe una amplia variedad de equipos para la reducción de tamaño. Las principales razones de la falta de estandarización son la variedad de sustancias que se pueden triturar y las calidades requeridas para el producto final, la limitada información útil que se tiene sobre la molienda y los requisitos

de diferentes industrias en el balance económico entre el coste de inversión y el de operación.

La clasificación de los molinos se realiza de acuerdo con la forma en que las fuerzas se aplican, de la siguiente manera:

1. Entre dos superficies sólidas: trituración o desgarramiento (figura 1.7.(a)); cizalladura (figura 1.7.(b)); trituración en un lecho de partículas (figura 1.7.(c)).
2. Impacto sobre una superficie sólida ((figura 1.7.(d)) o entre partículas (figura 1.7.(e)).
3. Por acción del medio circundante (figura 1.7.(f), en molino de colóides).
4. Aplicación no mecánica de energía (choque térmico, fragmentación explosiva, electrohidráulica).

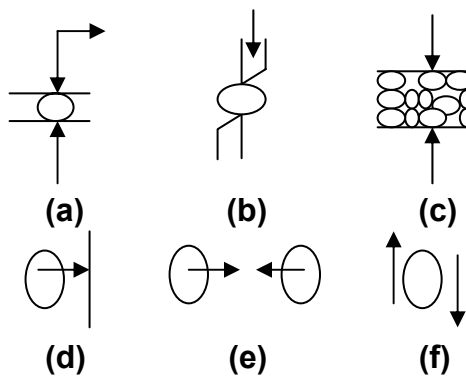


FIGURA 1.7. APLICACIÓN DE LAS FUERZAS SOBRE EL MATERIAL EN EL MOLINO [3].

En la tabla 9 se describe una clasificación práctica de los equipos de trituración y molienda. Conviene hacer hincapié en que dicha tabla constituye tan sólo una guía y que en la práctica se encontrarán excepciones.

Cabe recalcar que en la molienda de carbón se utilizan principalmente dos tipos de molino, el de bolas y el de rodillos, de lo cual se presentará un análisis en el capítulo siguiente, en el que se desarrollará el sistema de molienda.

TABLA 9

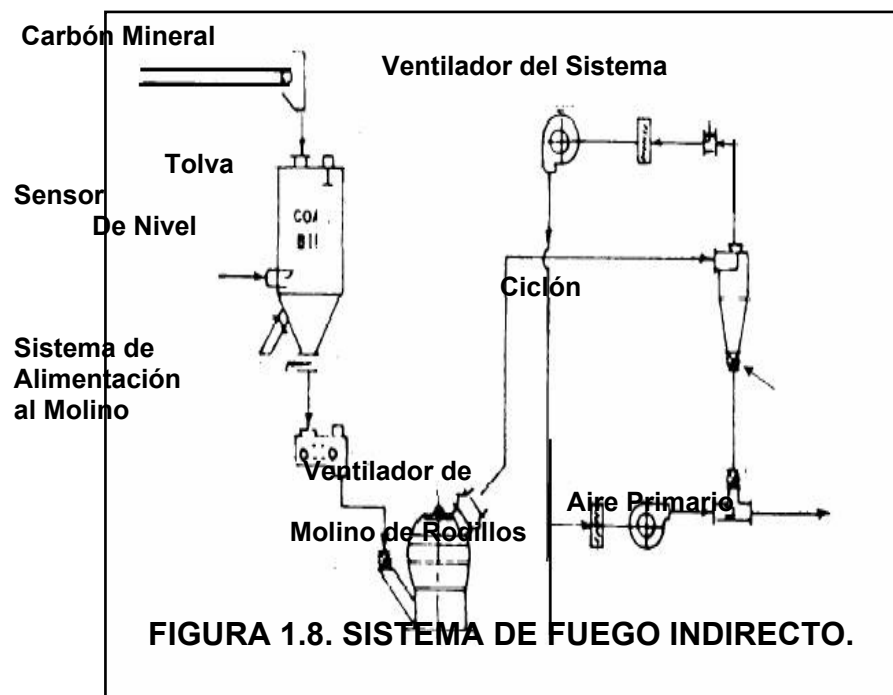
CLASIFICACIÓN DE LOS EQUIPOS DE TRITURACIÓN Y

MOLIENDA [3].

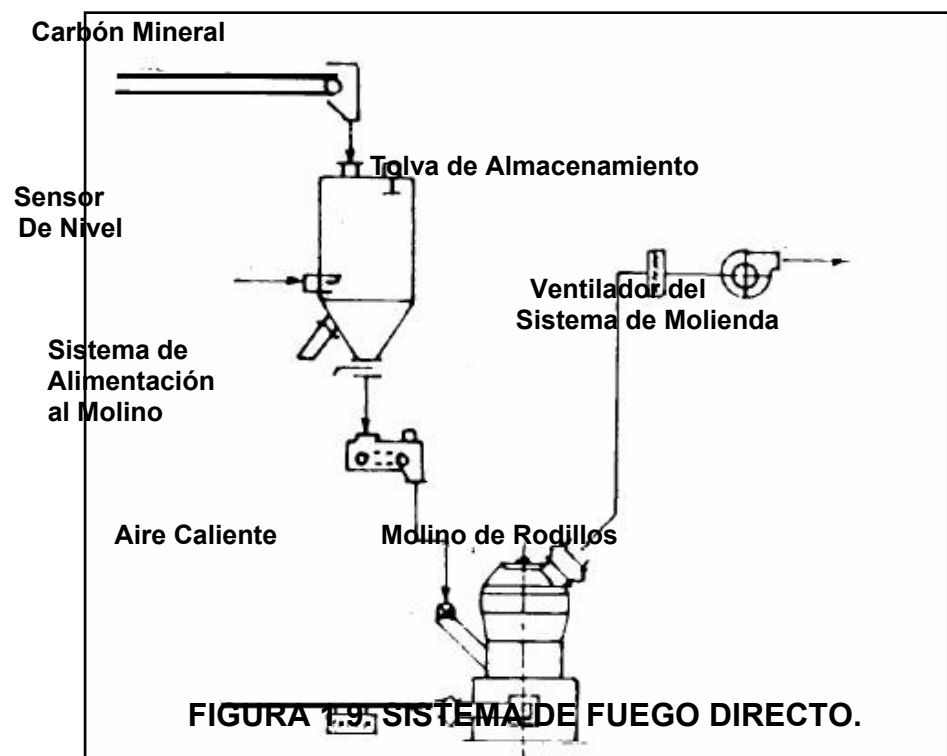
A.	Quebrantadoras de mandíbula
	1. Blake
	2. Excéntrica Superior
B.	Trituradoras giratorias
	1. Primarias
	2. Secundarias
	3. De cono
C.	Molinos de impacto para trabajos pesados
	1. Rompedoras de rotor
	2. Molinos de martillos
	3. Impactores de jaulas
D.	Quebrantadores de rodillos
	1. Rodillos lisos (dobles)
	2. Rodillos dentados (de uno o de dos rodillos)
	3. Rodillos prensores
E.	Molinos de bandejas secas y de fileteado
F.	Desmenuzadores
	1. Desmenuzadores dentados
	2. Desintegradores de jaulas
G.	Cortadoras y rebanadoras rotatorias
H.	Molinos con medios de molienda.
	1. Molinos de bolas, piedras, varillas y compartimientos:
	2. Molinos agitados de bolas y arenal
	3. Molinos vibratorios
I.	Molinos de velocidad periférica media
	1. Molinos de anillo y rodillos y de taza
	2. Molinos de rodillos, tipo cereal
	3. Molinos de rodillos, tipos para pintura y caucho
J.	Molinos de alta velocidad periférica
	1. Molinos de martillos para molienda fina
	2. Molinos de clavijas
K.	Molinos hidráulicos superfinos
	1. De chorro centrífugo
	2. De chorro opuesto
	3. De chorro con yunque

1.3.2. Tipos de Instalaciones de Molienda del Carbón.

De Fuego Indirecto: Este tipo de instalaciones es la más aplicada. Después de la precipitación en el ciclón, el carbón pulverizado es almacenado en una tolva, desde donde es alimentado hacia el quemador. Con este método la salida del molino se mantiene constante independientemente de las fluctuaciones en el horno, además cortas interrupciones en la operación del molino no afectan la operación del horno si es que existe un adecuado manejo del almacenamiento en la tolva.



De Fuego Directo: Por lo general este tipo de instalaciones son menos costosas y más simples. La regulación del consumo del carbón en el horno se realiza variando la alimentación al molino. El carbón pulverizado producido en el molino es precipitado en un ciclón y posteriormente soplado hacia los quemadores del horno. La operación del horno y del molino es interdependiente, es decir, que la salida del molino debe corresponder a los requerimientos del horno. En la figura 1.9. se muestra un esquema de este tipo de instalaciones.



La diferencia de ambos sistemas está en que en el sistema de fuego indirecto, el carbón mineral es almacenado para su

posterior uso, según las necesidades de la planta; en cambio en los sistemas de fuego directo, el carbón es procesado según las necesidades de energía; es decir que no es almacenado sino que pasa directamente a la fase de quemado. En ambos sistemas, dependiendo del tipo de molino y del horno, todo o parte del aire de secado puede ser usado como aire primario en la combustión del horno siempre que éste pase por un ciclón para remover la mayor parte del carbón pulverizado.

Planta de Molienda Proyectada.

En la figura 1.10 se muestra un breve bosquejo de las partes principales que comprenden la planta de molienda, esto muestra un esquema del diseño que se realizará en la presente tesis. Las partes principales de la planta de molienda son: El Sistema de Molienda, el Sistema de Colección de polvo y los Sistemas de Protección contra Incendios y Explosiones.

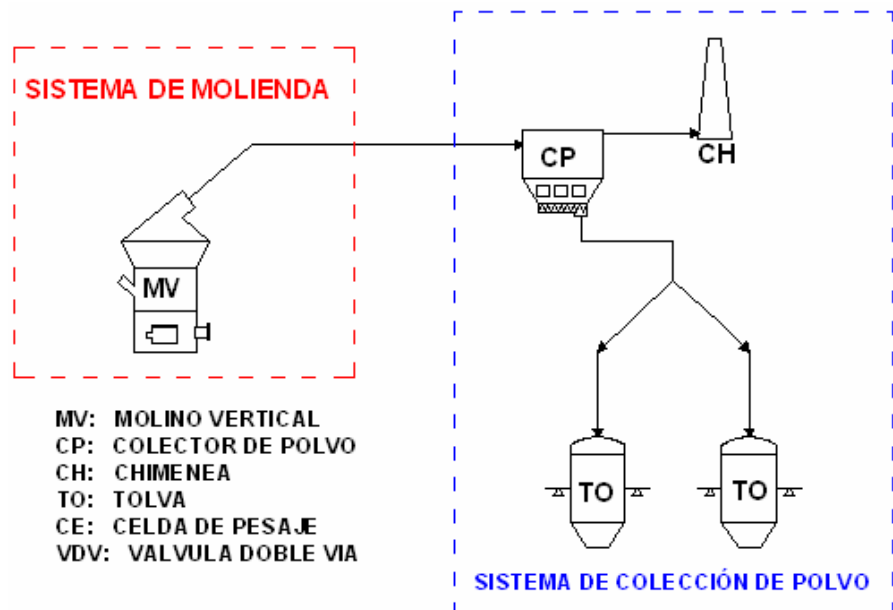


FIGURA 1.10. ESQUEMA DE LA PLANTA DE MOLIENDA.

El sistema de molienda inicia con la alimentación al molino, a través de una válvula rotatoria VR1 ya que este tipo de elementos es adecuada para este tipo de materiales, debido a que provee de un flujo constante de material al molino, y previene el ingreso de aire exterior, siendo esto una consideración muy importante debido al riesgo perenne de explosiones; además se usarán gases de combustión del horno principal para el transporte y deshidratación del carbón desde el molino hasta el colector de polvo, estos gases ingresarán al molino a través del ventilador principal VE1, cuyo dimensionamiento es referente a la caída de presión en

el interior del molino. El molino será seleccionado para una capacidad de 30 toneladas por hora, debiendo este ser adecuado para las propiedades del carbón que se procesará. Debido a que el carbón contiene un porcentaje de humedad, el molino dentro del proceso de molienda contempla la deshidratación del mismo, por lo que se hará un análisis de dicha deshidratación para determinar las condiciones en que el polvo de carbón abandona el molino.

El sistema de colección de polvo está compuesto por un número de elementos encaminados a tomar el polvo de carbón que sale del molino y destinarlos a las tolvas de almacenamiento previo al sistema de dosificación al horno, para esto, el molino usa como medio de transporte y deshidratación una corriente de gases de combustión tomada desde el horno. El carbón sale desde el molino a un tamaño determinado en una mezcla de gases a través de un ducto de transporte neumático, este se conecta al colector de polvo CP que separa la mezcla, orienta los gases hacia la chimenea CH para su posterior evacuación a la atmósfera y transporta las partículas de polvo hacia las tolvas de almacenamiento TO a

través de las válvulas rotatorias denominadas VR2 (ver flujograma). El transporte desde la salida del molino, hasta la descarga de los gases es llevada a cabo por un ventilador secundario cuya labor es la de vencer la caída de presión en el colector de polvo y en los ductos de transporte.

Además de los elementos mencionados en el proceso hay que recalcar que en este proyecto se harán las consideraciones pertinentes en cuanto a la seguridad de la planta, debido a que el polvo de carbón bajo determinadas condiciones es un ente altamente explosivo, por lo que se preverá la colocación de dispositivos de supresión, control y alivio de explosiones.

De la misma manera, debido al nivel de contaminación que pueda producir el carbón, se mencionará las normas y procedimientos que minimicen o controlen a niveles aceptables la mala incidencia de la quema del carbón en el medio ambiente.

En la figura 1.11 se muestra el diagrama de flujo del proceso que se desarrollará en el presente trabajo mostrándose en este las diferentes partes y elementos de todo el sistema.

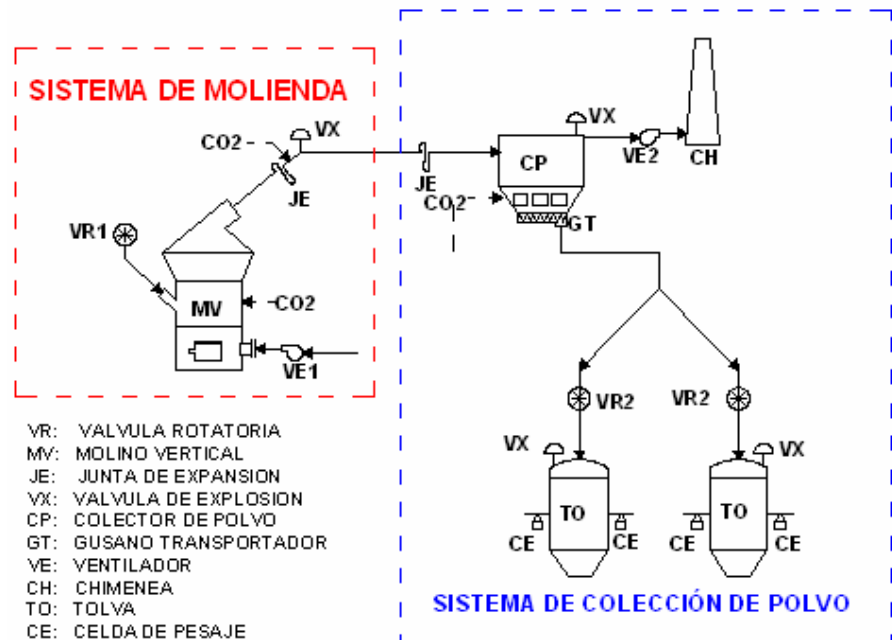


FIGURA 1.11.DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE MOLIENDA.

En el diseño de forma (ver figura 1.12), se proyecta que toda la instalación sea ubicada en un edificio de 50 metros de alto y aproximadamente 20 metros cuadrados de sección, este estará dividido en cuatro niveles en el primer nivel se ubicarán el molino MV y el ventilador principal VE1, en los niveles dos y tres, las tolvas de alimentación TO, en el nivel cuatro, el colector de polvos CP, el ventilador secundario VE2 y la chimenea CH, además de los demás elementos y accesorios del sistema que se ubicarán en los niveles correspondientes.

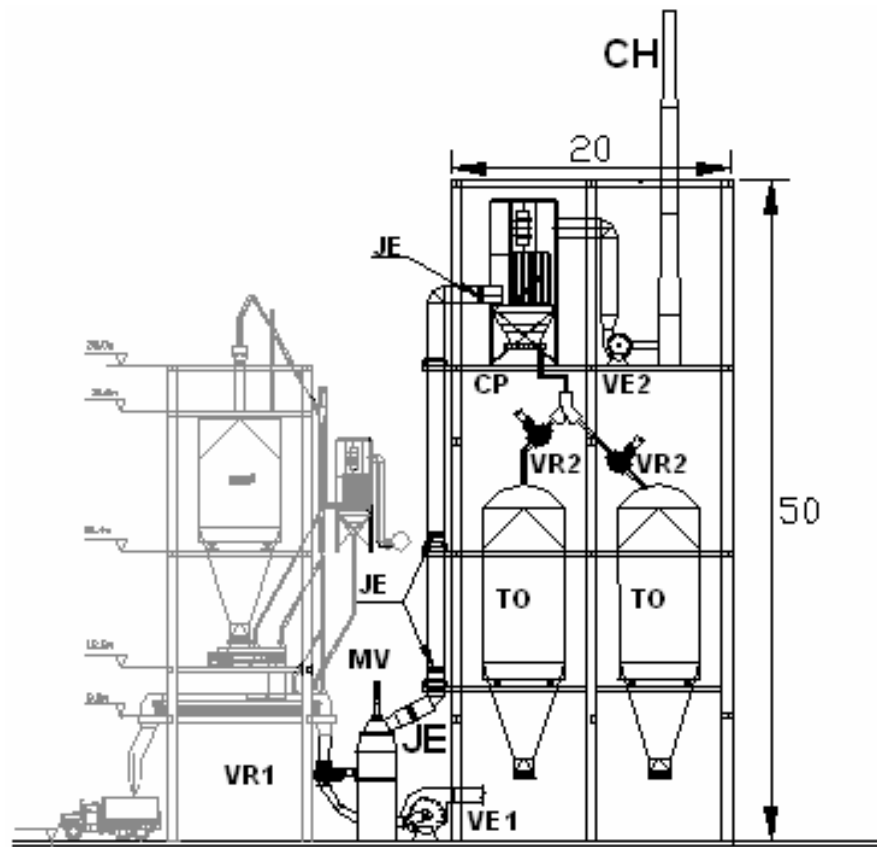


FIGURA 1.12.DISEÑO DE FORMA DE LA PLANTA DE MOLIENDA.

1.4. Consideraciones de Seguridad en el Proceso de Molienda.

En los procesos de molienda, las consideraciones de seguridad, representan un factor muy importante, debido a los peligros de explosión que presentan los materiales pulverizados. Las explosiones y los incendios se pueden iniciar debido a descargas de electricidad estática, chispas de las llamas, superficies calientes y

por combustión espontánea. El peligro de combustión aumenta notablemente durante las operaciones de molienda en los que se emplean molinos de bolas, de martillos, de anillo y rodillos, durante los cuales se pueden alcanzar altas temperaturas.

Muchos polvos en suspensión en aire presentan riesgo potencial de explosión y las causas de ignición de estas nubes de polvo son muchas. La concentración de polvo en el aire y su tamaño de partícula son factores importantes, que describen el grado de explosión. Por debajo de cierto límite inferior de concentración no se puede producir la explosión, ya que el calor de combustión es insuficiente para propagarla. Sin embargo, por encima de la concentración máxima limitante, la explosión tampoco se produce porque no se dispone del suficiente oxígeno. Cuanto más finas sean las partículas, tanto mas fácilmente se incendian, tanto mayor es la velocidad de combustión.

Entre las precauciones útiles están el aislamiento de los molinos, el uso de materiales de construcción que no generen chispas, el empleo de separadores magnéticos para eliminar material magnético en la alimentación. El acero inoxidable tiene una menor tendencia a la producción de chispa que el acero ordinario o los forjados.

La reducción de contenido de oxígeno en el aire presente en los sistemas de molienda constituye un medio para evitar las explosiones de polvo dentro de los equipos. El mantenimiento del contenido de oxígeno por debajo del 12 por 100 debería representar un nivel de seguridad para casi todos los materiales, pero se recomienda el 8 por 100 cuando la molienda sea de azufre. El empleo de gases inertes tiene una adaptación especial en pulverizadores equipados con clasificadores de aire; el gas de combustión se utiliza para este fin y se mezcla con el aire que normalmente está presente en el sistema. A pesar de la protección que se tiene al emplearse gases inertes, el equipo debe contar con respiraderos contra explosiones y deben diseñarse estructuras con ventilación adecuada.

CAPITULO 2

2. SISTEMA DE MOLIENDA.

2.1. Elementos del Proceso de Molienda.

2.1.1. Análisis de Tamaños de Partícula.

La alimentación, recirculación y los productos resultantes de las operaciones de molienda se definen en relación con los tamaños de partícula involucrados. La descripción más completa de un material en polvo se realiza mediante su distribución de tamaños de partículas, que puede presentarse de forma tabular o gráfica. La presentación más sencilla es en forma lineal, con intervalos iguales de tamaño. Un polvo tiene diferentes tamaños promedio, así que es importante que estén bien especificados.

Se encuentran disponibles diferentes técnicas para medir el tamaño de partícula en materiales en polvo. El tamizado es quizá el método de análisis de uso más frecuente, porque el equipo, el procedimiento analítico y los conceptos básicos son simples. En el tamizado, las partículas se ponen en contacto con aberturas del mismo tamaño que constituyen una serie de medidores pasa/no pasa.

Los tamices se nombran mediante su tamaño de malla, que es el número de alambres por unidad de longitud. La Serie Normalizada Americana de Tamices descrita por la American Society of Testing and Materials (ASTM) en su documento E-11-87 Standard Specification for Wire-cloth Sieves for Testing Purposes, clasifica los tamaños de apertura de los tamices desde 20 μm (malla 635) hasta 125 mm (5,00 pulgadas).

2.1.2. Tamaño del Producto y la Energía Requerida.

La finura que se obtiene en la molienda del material posee un marcado efecto en su tasa de producción. La figura 2.1 es un ejemplo que muestra como la capacidad decrece y la energía

específica y el costo se incrementan al obtener un producto más fino.

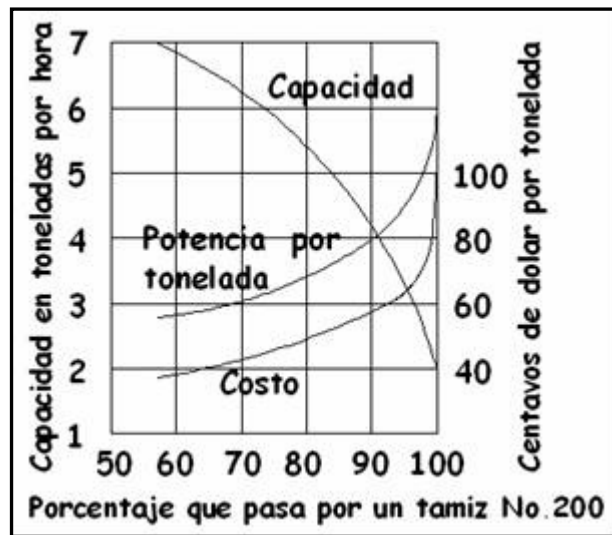


FIGURA 2.1. RELACIÓN ENTRE LA CAPACIDAD, POTENCIA, COSTO Y TAMAÑO [3].

Existe una publicación que trata el tema de la elevación del costo de la energía (National Materials Advisory Board, Comminuting and Energy Consumption, Publ. NMAB-364, National Academy Press, Washington, 1981). Esta publicación muestra que las industrias de Estados Unidos consumen aproximadamente treinta y dos mil millones de kW-h de energía eléctrica por año en operaciones de reducción de tamaño. Más de la mitad, de esta energía se consume en las operaciones de trituración y molienda de minerales, un cuarto

en la producción de cemento, un octavo para la producción de carbón y un octavo en diversos productos agrícolas.

La publicación recomienda que se consideren cinco áreas para ahorrar energía: Diseño de dispositivos de clasificación, diseño de molinos, controles, aditivos y materiales que resistan el desgaste. El informe contiene amplia información bibliográfica sobre estas áreas.

2.1.3. Leyes Sobre la Energía Aplicada en Molinos.

Se han propuesto varias leyes con objeto de relacionar la reducción de tamaño con una variable sencilla, la energía introducida al molino. Estas leyes se representan adecuadamente mediante una ecuación diferencial general:

$$dE = -C \frac{dX}{X^n}$$

Ecuación 2.1. Ecuación Diferencial General del Consumo de Energía de un Molino [39].

donde E es el trabajo realizado, X es el tamaño de partícula, y C y n son constantes. Para $n = 1$, la ecuación representa la ley de Kick, esta ley puede escribirse como:

$$E = C \log \left(\frac{X_F}{X_P} \right)$$

Ecuación 2.2. Ley de Kick [3].

Donde X_F es el tamaño de la partícula alimentada, X_P es el tamaño del producto y X_F/X_P es la razón de reducción.

La ley de Bond tiene lugar para $n = 1.5$ [Bond, Trans. Am. Inst. Min. Metall. Pet. Eng., 193, 484 (1952)].

$$E = 100E_i \left(\frac{1}{\sqrt{X_P}} - \frac{1}{\sqrt{X_F}} \right)$$

Ecuación 2.3. Ley de Bond [3].

Donde E_i es el índice de trabajo de Bond, o el trabajo requerido para reducir una unidad de peso de un tamaño infinito teórico hasta un 80 por 100 de partículas que pasen por un tamiz de 100 μm . El índice de trabajo del carbón mineral se muestra a continuación:

TABLA 10

INDICE DE TRABAJO DEL CARBÓN MINERAL [3].

Material	Número de Ensayos	Densidad Relativa	Índice de Trabajo
Carbón Mineral	10	1.63	11.37

2.1.4. Eficiencia de los Procesos de Molienda.

La eficiencia respecto a la energía de una operación de molienda se define como la energía que se consume en comparación con la energía ideal requerida.

La eficiencia energética teórica de operaciones de molienda está entre el 0.06 al 1 por 100, basándose en valores de la energía superficial del cuarzo [Martin, Trans. Inst. Chem. Eng. (London)]. La incertidumbre en estos resultados se debe a la incertidumbre misma de la energía superficial teórica.

La eficiencia energética práctica se define como la eficiencia de la molienda técnica en comparación con los experimentos de trituración en el laboratorio. Se han obtenido eficiencias prácticas del 25 al 60 por 100.

El coeficiente de energía se basa algunas veces en la ley de Rittinger, es decir, nueva superficie producida por unidad de energía introducida. Por lo común, el tiempo de molienda es la variable experimental y se expresa indirectamente como energía. El coeficiente de energía se expresa también en toneladas/hp-h que atraviesan un tamaño de malla específico. El valor de este coeficiente se localiza entre 0.02 y 0.1, aproximadamente, para la pulverización húmeda en molino de bolas de minerales medianos a duros, con un tamaño de tamiz N.º 200 (74 μm).

2.1.5. La Molturabilidad.

La molturabilidad es la cantidad de producto de un molino en particular que satisface una especificación dada por unidad de tiempo de molienda. (por ejemplo, toneladas/hora atravesando una malla 200), por lo que se lo relaciona con la velocidad de molienda de un material para un molino en concreto. El principal propósito del estudio de la molturabilidad consiste en evaluar el tamaño, el tipo de molino que se requiere para producir un tonelaje específico y las necesidades de energía para la molienda. Hay tantas variables que afectan la

molturabilidad que este concepto se utiliza sólo como una guía aproximada para dimensionar el molino, sin hacer referencia alguna a la distribución del tamaño del producto, el tipo o el tamaño del molino. Si se supone una ley de energía en particular, entonces el comportamiento de molienda de varios molinos se expresa como un coeficiente de energía o índice de trabajo. Este concepto más preciso se ve limitado por la poca adecuación de estas leyes, pero a menudo constituye la única información disponible. Entre los factores importantes que determinan la molturabilidad están la dureza, la elasticidad, la resistencia a la divisibilidad, la molturabilidad se relaciona con el módulo de elasticidad con la velocidad del sonido a través del material.

2.1.5.1. Índice de Molturabilidad del Carbón Mineral.

Para determinar el índice de molturabilidad de los diferentes tipos de carbón, existe una prueba estandarizada, que trata de simular la operación de un pulverizador continuo. Esta prueba consiste en colocar una muestra de 50 gramos de carbón que se ha preparado de una manera especificada y qué tiene

un rango de tamaño de partícula limitado, se pone en un molino de bolas que contiene ocho bolas de acero que pueden recorrer un camino circular.

Un anillo cargado se pone encima del juego de bolas con una carga de gravedad de 284N. La máquina trabaja durante 60 revoluciones. Se remueve la parte superior y se recupera el carbón. Luego es clasificado según el tamaño y se toma la cantidad que tenga un tamaño menor de 75 micrones. La reproducción de los resultados es lograda conforme se realizan las pruebas que sean requeridas (designación D-408 ASTM).

Las pruebas generalmente producen un valor de HGI entre 30 y 100. Un valor alto indica que el molino que va a procesar este carbón va a tener un rendimiento alto, mientras que un valor bajo indica que el molino tendrá una capacidad reducida. La prueba no es muy lineal, tal que un cambio en HGI de 90 a 80 resulta en una disminución pequeña en la capacidad del molino, mientras que un cambio de 50 a 40, va a resultar en

una disminución considerablemente mayor en la capacidad del molino.

La prueba original fue desarrollada por Ralph Hardgrove, en 1929; en la actualidad esta prueba ha sido estandarizada por diferentes entes reguladores, resultando en interpretaciones y valores ligeramente diferentes para la misma muestra de carbón usando los diferentes estándares; la diferencia radica generalmente en los procedimientos seguidos para deshidratar el carbón mineral antes de la prueba. La humedad incide de gran manera en la prueba del Índice de Hardgrove y en general en la operación del molino. La humedad excesiva en cualquier caso reduce el rendimiento del molino.

2.2. Selección del Molino.

La capacidad de un molino de carbón, es normalmente expresada en toneladas, con un Índice de Molturabilidad promedio de 50, para un rango de tamaño de partículas menor en un 70% a los 75 micrones y 1 a 2% mayor a los 300 micrones. Para un determinado

valor del índice de molturabilidad, cada fabricante de molinos provee de curvas relativas a las propiedades del carbón y el efecto sobre la capacidad del molino; así la capacidad del molino puede ser calculada por las propiedades específicas de un carbón en particular.

Existen básicamente cuatro tipos diferentes de molinos pulverizadores que se diseñan para reducir carbones con tamaño de alrededor de 50 mm hasta el tamaño de partícula necesario para la combustión completa. Cada tipo tiene un mecanismo de molienda diferente y características de operación diferentes.

2.2.1. Tipos de Molino de Carbón.

Los tipos de molino de carbón mineral son bien definidos en términos de la velocidad del mecanismo de operación, a continuación se presenta una breve descripción de cada tipo:

Molinos de Velocidad Muy Baja

Estos molinos consisten en dos rodillos separados por un pequeño claro, pero forzados a permanecer juntos, por efecto

de una elevada presión hidráulica. El carbón pasa entre los rodillos y la reducción de tamaño se logra de un solo paso. La reducción efectuada es menor que en otros molinos y el consumo de energía es mucho menor.

Estos molinos han sido usados en unidades de fluido de combustión presurizado con éxito, porque la distribución de tamaño que se obtiene es cercana a la que se requiere. Las propiedades de carbones concernientes a la capacidad son energía específica, humedad, tamaño máximo y densidad. Fabricantes de este tipo de molino son: KHD, Koppern y Krupp.

Molinos de Baja Velocidad.

Los molinos de baja velocidad son los molinos de bolas, estos contienen una cantidad de bolas que rotan en el interior de un cilindro horizontal. Cuando el carbón pasa a través del Molino, las partículas de carbón son reducidas de tamaño, por la caída de bolas, bajo la acción de la gravedad. Esta es la forma menos eficiente de molienda, pero tiene otros beneficios respecto del mantenimiento.

La baja velocidad de los molinos es ajustada por clasificadores que se encargan de retornar las partículas de tamaño mayor al requerido como producto, mientras el producto terminado pasa hacia los quemadores. Las propiedades del carbón mineral relativas a la capacidad de este tipo de molinos, son: la energía específica, la humedad, el tamaño máximo y la materia volátil. Foster Wheeler y Stein, son fabricantes de este tipo de molino.

Molinos de Velocidad Media.

Los molinos de velocidad media generalmente tienen un cuerpo con forma de cilindro; en el interior de este, se encuentra una tabla horizontal que rota alrededor de los 30 y 60 RPM con una carga de rodillos sobre la superficie de la mesa. El carbón es alimentado entre los rodillos y la tabla de compresión usada en la molienda. Este tipo de molino es relativamente ineficiente y alrededor del 5% del material alimentado es reducido al tamaño de partículas del producto final de un solo paso; por lo que son necesarios un número de pasos para obtener un adecuado tamaño del producto.

Parte del carbón pulverizado, pasa hacia la parte superior del cuerpo del molino, a través de una corriente de aire a una zona de clasificación, de donde una parte del polvo sale del molino, y el resto es retornado, por no tener el tamaño necesario de molienda, a ser nuevamente procesado. Las propiedades del carbón mineral, concernientes a la capacidad, son: energía específica, humedad, y contenido de volátiles. Molinos de este tipo, son fabricados por CE Raymond, IHI MBF y MPS Babcock, Pfeiffer y FL Smidth.

Molinos de Alta Velocidad.

Los molinos de alta velocidad son los molinos de martillo, cuya velocidad de rotación está alrededor de los 1000 RPM con martillos que golpean los trozos de carbón que ingresan al molino. Este tipo de molinos fue diseñado para manejar capacidades pequeñas por lo que su uso es restringido. Las propiedades del carbón relativas a la capacidad del molino son: la energía específica, la humedad y el tamaño límite de ingreso al molino. Fabricantes de estos molinos son: Riley Dodds con la serie Attrita.

De los cuatro tipos de molino mencionados, los molinos de bolas y de rodillos fueron diseñados para manejar capacidades altas, por lo que son los de mayor aplicación. A continuación se presenta un análisis de los parámetros que intervienen en la operación de estos dos tipos de molinos.

2.2.2. Comparación entre los Molinos de Bolas y de Rodillos.

Las diferencias en la operación de estos dos tipos de molino se describen a continuación:

- a. Un molino de rodillos requiere más aire para transportar el material pulverizado que un molino de bolas. Esto significa que solo parte del aire del molino de rodillos puede ser utilizado como aire primario para el horno; ésta cantidad de aire primario puede ser mucho mayor en relación a los requerimientos de combustión del horno, incrementando así el consumo de calor. Todo o parte del aire del molino de rodillos puede ser separada del aire en un filtro. Si el carbón tiene un bajo o moderado contenido de humedad, la cantidad de aire en un molino de bolas es generalmente

no mayor que la que puede ser usada como aire primario en el horno.

- b.** Los molinos de bolas son usualmente preferidos en moliendas donde el carbón tiene un alto nivel de abrasividad.
- c.** La alimentación a los molinos de bolas debe ser pretriturada aproximadamente a trozos de 25 milímetros, y la capacidad de deshidratación es limitada a una reducción en el contenido de humedad de entre un 12 y 15%, considerando que un molino de rodillos puede manejar materiales con tamaños mayores a 85mm, dependiendo de las dimensiones del molino, y remueve más del 20% de humedad.
- d.** Las plantas de molienda con molinos de rodillos utilizan menos espacio y tienen un menor consumo específico de energía, se puede ahorrar entre un 15 y un 25% de energía en toda la planta.

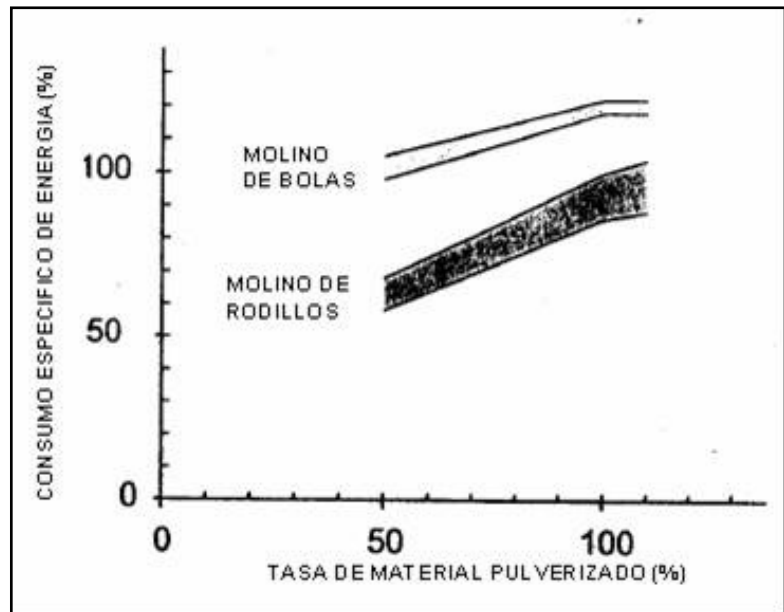


FIGURA 2.2. CONSUMO ESPECÍFICO DE ENERGÍA DE MOLINOS DE BOLAS Y DE RODILLOS [4].

- e. Los molinos de rodillos son más flexibles que los de bolas; el de rodillos puede fácilmente ajustarse a entradas de material con un rango aproximado de 40 a 100% de la capacidad nominal.

Por las razones expuestas en los literales: **c.**, **d.** y **e.** el tipo de molino más usado en la molienda del carbón, es el molino de rodillos.

2.2.3. Propiedades del Carbón en la Capacidad del Molino.

Las curvas que los fabricantes proveen, permiten determinar la capacidad de un molino, de acuerdo a las propiedades de un determinado tipo de carbón. Estas propiedades son la energía específica, el índice de molturabilidad de Hardgrove, la humedad, el tamaño del producto requerido y la reactividad. La energía específica, es necesaria para determinar la capacidad máxima nominal en toneladas por hora, para asegurar así la producción de carbón requerida en el sistema. Una curva que relaciona el índice de Hardgrove con la capacidad del molino, provee información del desempeño del molino respecto a una determinada clase de carbón. La curva que relaciona el contenido de humedad del carbón mineral con la capacidad del molino muestra la reducción en la capacidad cuando los incrementos de humedad son excesivos.

La reactividad del carbón medida en primera instancia por la materia volátil, es necesaria para determinar si el molino puede cumplir con la norma de pulverizar por lo menos el 70% de la alimentación a un tamaño menor a los 75 micrones ó si es necesario proporcionar en la alimentación un material más

fino o más tosco, con la correspondiente alteración de la capacidad del molino.

2.2.4. Selección.

El molino MV (Ver plano de edificio PC-CORT-01) que se va a implementar en este proyecto, por las razones descritas anteriormente es un molino de rodillos. Para dimensionar el molino, los fabricantes proveen de tablas en las que se relacione el índice de molturabilidad con el tonelaje y la energía requerida (figura 2.3). La capacidad del molino será de 30 toneladas por hora. El molino que se seleccione procesará este tonelaje de manera que el 80% del carbón tenga un tamaño menor a 90 micras (correspondiente a la cura verde). De la figura 2.3, para un índice de molturabilidad de 50, se tiene que la potencia por tonelada de producto (kWh/ton) es de 8.85.

Al multiplicar el factor obtenido por el tonelaje a procesar, se obtiene la potencia del molino:

$$8.85 \times 30 \frac{\text{ton}}{\text{hora}} = 265.5 \text{ kW}$$

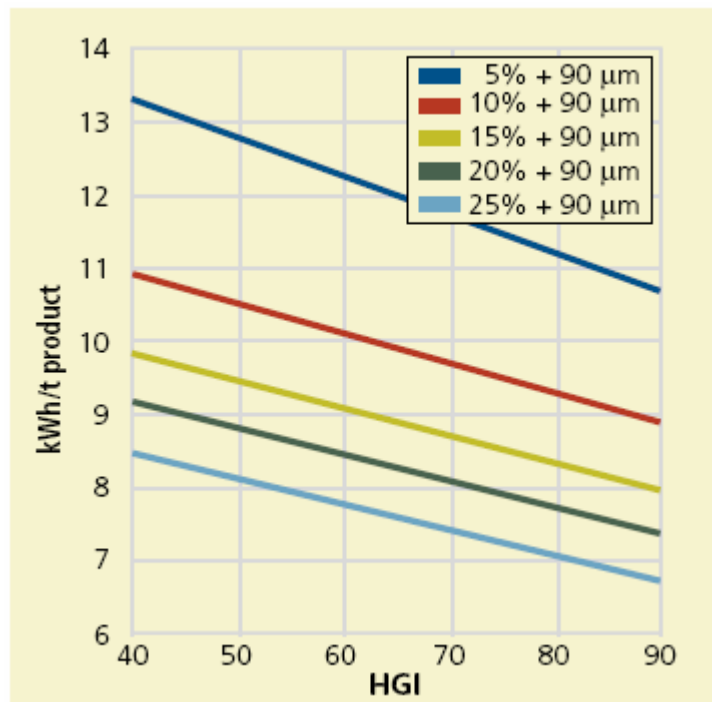


FIGURA 2.3. RELACIÓN ENTRE EL ÍNDICE DE MOLTURABILIDAD Y LA POTENCIA POR TONELADA EN MOLINO DE RODILLOS [5].

En el apéndice A, se observa en la columna que hace referencia a la potencia instalada, que el molino Atox Mill 20.0 posee la potencia requerida para el sistema. Las dimensiones del molino se describen en el mismo apéndice.

Las características y dimensiones del molino seleccionado se presentan en la tabla 11 y en la figura 2.4.

TABLA 11

CARACTERISTICAS Y DIMENSIONES DEL MOLINO ATOX MILL 20.0 [5].

ATOX MILL	A (mm)	B (mm)	C (mm)	D (mm)	E (mm)	Potencia Instalada (kW)	Velocidad de la Mesa de Molienda (rev/min)
20.0	4450	2900	5000	7500	2500	300 - 343	39.6

SEPARADOR DE POLVO	F (mm)	G (mm)	H (mm)	Velocidad Máxima (rev/min)	Potencia Instalada (kW)
20.0	2920	7240	4550	250	31

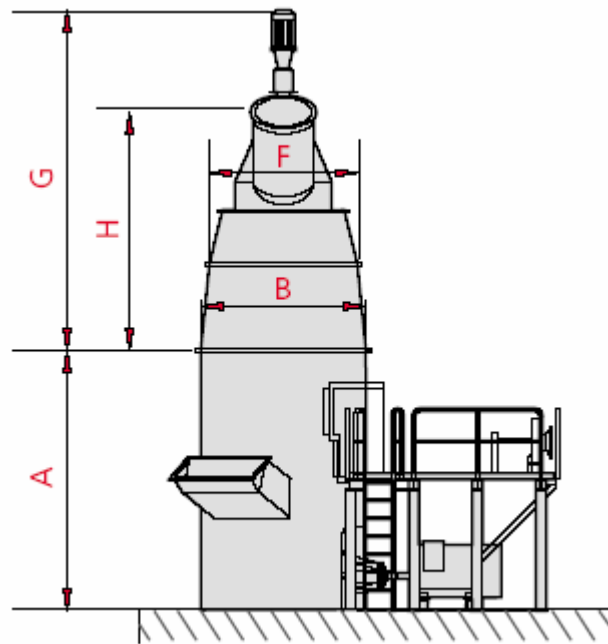


FIGURA 2.4. DIMENSIONES DEL MOLINO SEGÚN FABRICANTE FLSMIDTH [5].

2.2.5. Características del Molino de Rodillos.

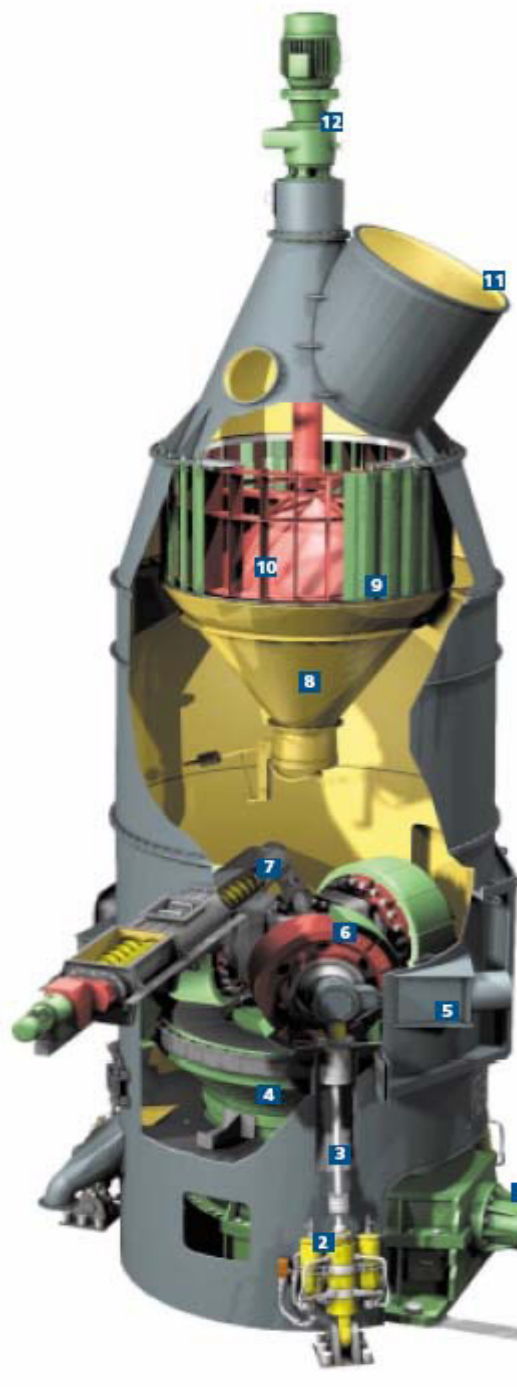
Los molinos de rodillos, son utilizados para la trituración primaria y secundaria del carbón. La superficie del rodillo puede ser lisa, corrugada o dentada dependiendo de la aplicación. Los rodillos lisos tienden a desgastarse formando arrugas de forma anular que interfieren con la trituración de las partículas, aunque algunos diseños cuentan con mecanismos que mueven el rodillo de un lado a otro para que el desgaste sea uniforme. Los rodillos corrugados

proporcionan un mejor agarre sobre la alimentación, pero el desgaste sigue constituyendo un problema grave. Los rodillos dentados se emplean frecuentemente para la trituración de carbón. En la siguiente figura se muestra un molino de rodillos en su instalación:



FIGURA 2.5. MOLINO DE RODILLOS EN INSTALACIÓN [5].

En el siguiente gráfico se muestran las partes que conforman un molino de rodillos:

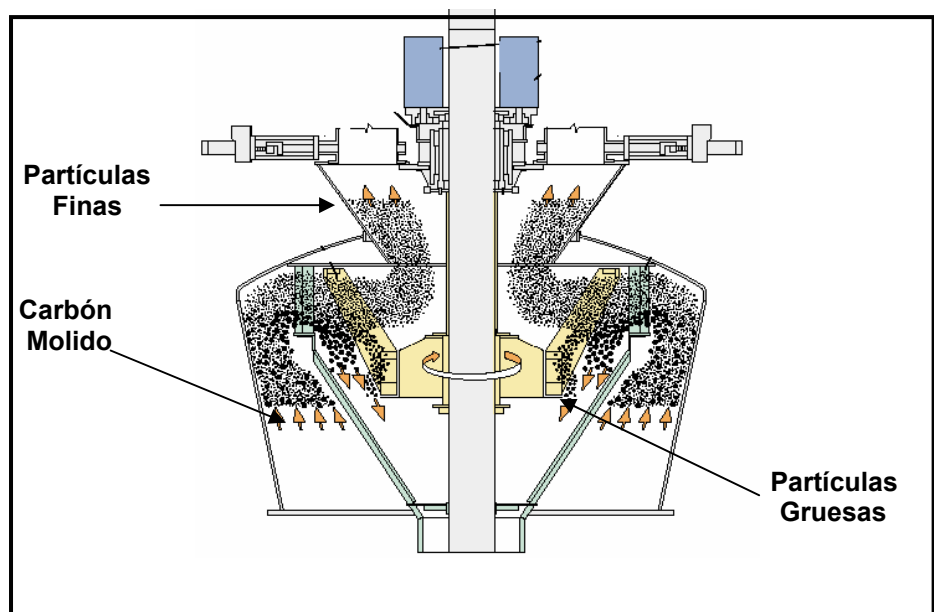


1. Mecanismo principal del molino.
2. Cilindro hidráulico, incluido acumuladores.
3. Vara de tensión.
4. Mesa de molienda.
5. Amortiguador de la barra de torsión.
6. Vista seccionada del rodillo de molienda.
7. Elemento de alimentación al molino.
8. Cono del material de retorno.
9. Elementos de guía.
10. Jaula del rotor.
11. Ducto de salida del molino.
12. Variador de velocidad del elemento separador

FIGURA 2.6. PARTES DE UN MOLINO DE RODILLOS [5].

2.2.6. Descripción del Funcionamiento del Molino de Rodillos

El carbón ingresa al molino a través de un sistema hermético y es descargado hacia el centro de una mesa rotatoria de molienda. La rotación de la mesa acelera el flujo del carbón hacia los dispositivos de molienda, donde el carbón es pulverizado entre los rodillos y la mesa. Luego el carbón es deshidratado por aire caliente que ingresa a través de un anillo.



**FIGURA 2.7. FLUJO DE PARTÍCULAS
DE CARBÓN EN MOLINO [5].**

Este aire eleva las partículas de carbón, regresando las más gruesas hacia el centro de la mesa de molienda y permitiendo a las más finas continuar hacia el separador que permite al producto final continuar hacia la salida del molino, como se muestra en la figura 2.7. Luego el carbón continúa mezclado con el aire hacia un ciclón o un filtro donde es colectado.

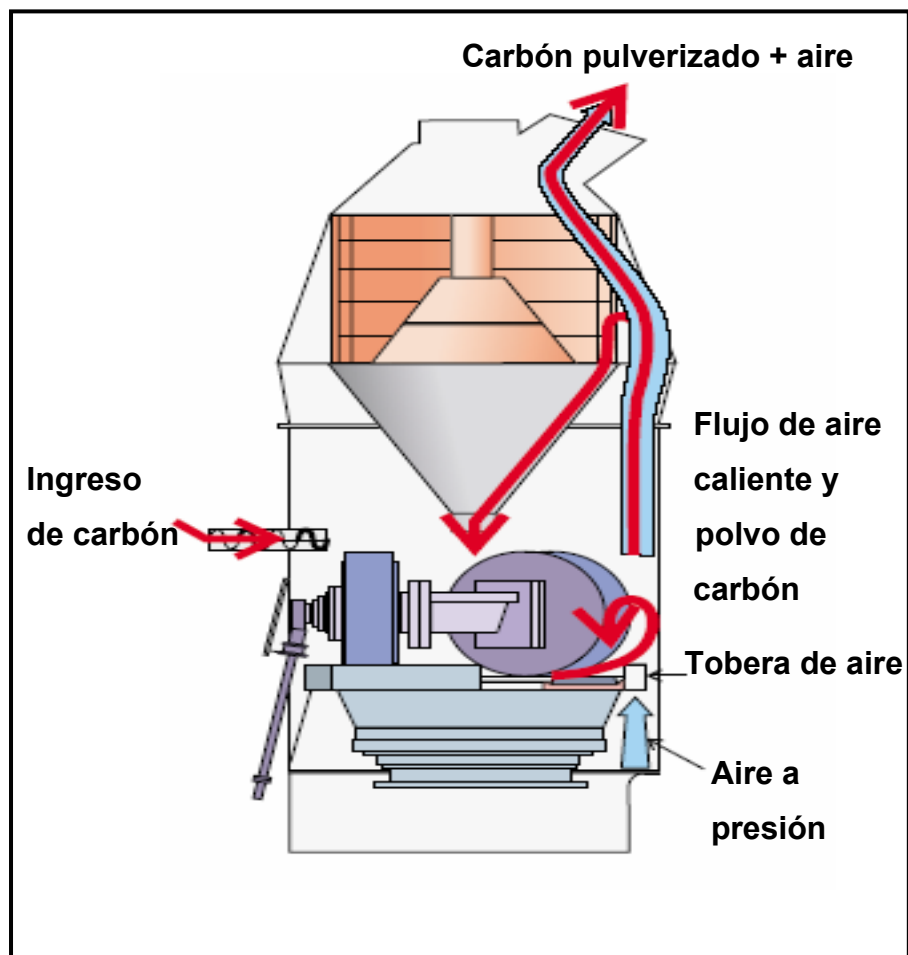


FIGURA 2.8. ESQUEMA DEL FUNCIONAMIENTO DEL MOLINO DE RODILLOS [5].

2.3. Sistema de Alimentación al Molino.

El sistema de alimentación al molino, consiste en el ingreso del material a moler y de los gases de transporte; el material a moler (carbón mineral) ingresa al molino a través de una válvula rotatoria, incorporada a la entrada del molino. Este es un elemento de cierre y dosificación de materiales mediante distribuidor giratorio. Presta dos funciones que son requerimientos en la alimentación; provee un flujo constante de carbón mineral y es un sistema hermético, es decir, impide el ingreso de aire, siendo este un factor de seguridad, debido a que en el interior del molino se requiere un nivel controlado de oxígeno.



FIGURA 2.9. VALVULA ROTATORIA.

El flujo de masa a través de una válvula rotatoria está dado por:

$$m = V \cdot \rho_s \cdot \delta \cdot n \cdot 60$$

Ecuación 2.4. Flujo de Masa en la Válvula Rotatoria.

De donde:

m = Flujo de masa en kg/h

V = Contenido efectivo del rotor en m^3

ρ_s = Densidad de polvo del material transportado en kg/m^3

n = Revoluciones por minuto de la válvula rotatoria en min^{-1}

δ = Tasa de llenado (0.3-0.8)

TABLA 12

TASA DE LLENADO DE UNA VALVULA ROTATORIA [9]

Tasa de llenado para diferentes materiales	δ
Para flujos pobres y materiales ligeros	0.3
Para materiales que fluyen fácilmente	0.6
Materiales que fluyen muy fácilmente y/o son duros	0.8

Para la selección de la válvula rotativa VR1 se considera que el flujo del material en la válvula (ver flujograma del proceso, plano PC-FLUJO-01) de 30 toneladas por hora, como si fuera el 70% de la capacidad, esto se conoce como coeficiente llenado (0.7) cuya

finalidad es la de sobredimensionar la válvula, para prever cambios futuros en la alimentación ó atascos en la válvula por encontrarse al total de la capacidad.

Los pies cúbicos por minuto (CFM) que maneja la válvula son:

$$Q_{VALVULA-TEÓRICO} = 30 \frac{ton}{hora} \times 2,200 \frac{lbs}{ton} \times \frac{1 hora}{60 min} \times \frac{1}{49.83 \frac{lb}{pie^3}}$$

$$Q_{VALVULA-TEÓRICO} = 22.07 CFM$$

Finalmente el caudal de la válvula es:

$$Q_{VALVULA-TEÓRICO} = 22.07 \frac{ton}{hora} \times \frac{1}{0.7}$$

$$Q_{VALVULA-TEÓRICO} = 31.53 CFM$$

La densidad considerada en el cálculo anterior corresponde a la densidad de bulo del carbón mineral (49.83 lb/pie³, ó su equivalente 800 kg/m³).

Del apéndice C, en la tabla correspondiente a la capacidad de la válvula rotatoria, se puede observar que la válvula de dimensiones 16 x 16 a una velocidad de 20 RPM, maneja un caudal de 32.00 CFM.

Haciendo una relación entre el flujo del material (pies³/min), y el desplazamiento de la válvula seleccionada (pies³/rev), se obtiene la velocidad mínima de rotación que debería tener la válvula.

$$\omega_{VALVULA} = \frac{Q_{VALVULA}}{Tasa.de.desplazamiento}$$

$$\omega_{VALVULA} = \frac{31.53 \frac{pie^3}{min}}{1.6} = 19.70 RPM$$

De la tabla de dimensiones de válvulas rotatorias del apéndice C se tienen las dimensiones para la válvula rotatoria del modelo 16 x 16, las dimensiones se muestran en la figura 2.10.

La potencia requerida para la operación de la válvula rotatoria es aproximada de la tabla 13. Para un volumen de acarreo de 32 CFM, ó, 0.0151 m³/h, se tiene un diámetro de rotor de 350mm y una potencia de 1 HP. Fabricantes que proveen ésta válvula rotatoria son WAM (USA) y DONALSON (USA).

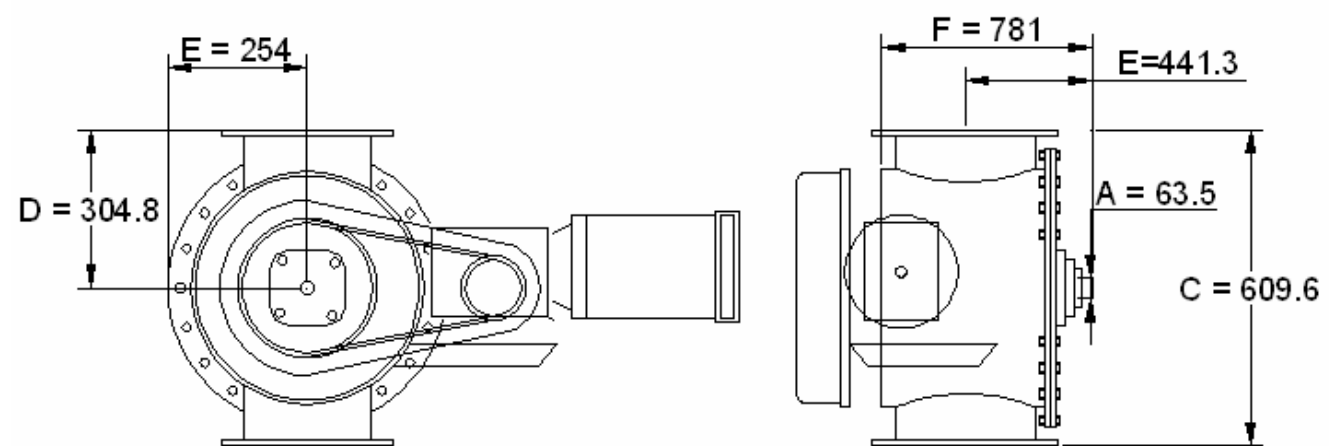


FIGURA 2.10. DIMENSIONES DE LA VALVULA DE ALIMENTACIÓN AL MOLINO

TABLA 13

POTENCIA REQUERIDA PARA LA VALVULA ROTATORIA

Diámetro (mm)	Volumen de Acarreo (m³)	Potencia	
		kW	HP
200	0.004 - 0.005	0.55	3/4
250	0.008 - 0.010	0.55	3/4
350	0.015 - 0.018	0.75	1
400	0.030 - 0.038	1.1	1.5
480	0.040 - 0.060	2.2	3
550	0.090 - 0.100	2.2	3

La alimentación de los gases de combustión desde el horno principal hacia el molino MV es realizada a través del ventilador primario VE1 (ver flujograma del proceso, plano PC-FLUJO-01). Para dimensionar el ventilador se consideran tres variables que son:

- Caída de presión (pulgadas de agua)
- Temperatura de operación (°F)
- Cabezal (pies)
- Flujo volumétrico (pie³/min)

La caída de presión en un molino vertical de rodillos de las características del molino MV seleccionado es de alrededor de 25 pulgadas de agua^[5]. La temperatura de operación es la temperatura a la que ingresan los gases al molino, es decir, 250°C (482 °F). El cabezal es la altura que se eleva la carga, en este diseño se prevee que el ventilador VE1 transporte la carga hasta la descarga del molino en la parte superior, es decir a 39 pies de altura desde el nivel del suelo (ver plano del edificio PC-EDIF-02). El flujo volumétrico es la relación entre el flujo másico y la densidad. El flujo másico es de 60 toneladas por hora y la densidad a la temperatura de operación es de 0,6595 Kg/m³. Relacionando ambos valores se obtiene un flujo volumétrico de 53.561 pie³/min. Así las características para la selección del ventilador VE1 se detallan en la siguiente tabla:

TABLA 14

REQUERIMIENTOS PARA SELECCIÓN DE VENTILADOR VE1

Caída de Presión (Pulg. H₂O)	Temperatura de Operación (°F)	Cabezal (Pies)	Flujo Volumétrico (Pie³/min)
25	482	39	53.561

Debido a los grandes requerimientos de caída de presión y de flujo del material, el ventilador requerido no se selecciona desde catálogos sino que se solicita al fabricante la elaboración del mismo. En la tabla 14 se presentan los requerimientos del ventilador VE1.

2.4. Sistema de Deshidratación.

El diseño del molino, permite la deshidratación del carbón a través de una corriente de aire a elevada temperatura. Las partículas sólidas se sostienen por medio de fuerzas de arrastre provocadas por el gas que pasa por los intersticios de las partículas, a una velocidad dada. Dentro de la corriente de gas se registran turbulencias con velocidades de gas bastante grandes para elevar transitoriamente las partículas. El movimiento de estas es repetidamente ascendente y descendente. En realidad la fase de los sólidos y la fase gaseosa están entremezcladas se comportan juntas como un fluido.

Puesto que en una operación de contacto entre gases y sólidos, la transferencia o transmisión de calor y masa se desarrolla en la superficie de estos últimos, se puede esperar una máxima eficacia de proceso con una máxima exposición de las superficies de los

sólidos a la fase gaseosa, junto con un mezclado minucioso de gas y sólidos.

Estos dos aspectos son de primordial importancia. En cualquier disposición de sólidos en forma de macro partículas, el gas esta presente en los vacíos generados entre partículas y entra en contacto con todas las superficies, excepto en los puntos en que las partículas se tocan entre sí. No obstante cuando el lecho de sólidos se encuentra en una condición estática o de movimiento muy leve, el gas que se introduce en los vacíos, queda separado del cuerpo principal de la fase gaseosa. Es posible que se registre cierta transferencia de energía y masa por difusión, pero por lo general es insignificante.

Existen tres factores que son decisivos en la determinación de la cantidad de aire utilizado en la deshidratación del carbón:

1. La cantidad de aire a una temperatura dada debe ser suficiente para asegurar un secado efectivo de la humedad del carbón.
2. La cantidad de aire debe ser adecuado en relación a la humedad evaporada, de manera que el punto de rocío del aire que sale del molino se mantenga convenientemente a un bajo nivel. En la

práctica, el punto de rocío debe estar entre 15 y 20 °C por debajo de la temperatura del aire de salida del molino para prevenir la condensación en los ductos y en la instalación de filtrado que se encuentra después de la molienda.

3. En los molinos con barrido de aire, para ambos casos, el de bolas y el de rodillos, la velocidad del aire debe ser suficientemente alta como para asegurar la extracción del carbón pulverizado desde el molino.

Para la deshidratación del carbón, las especificaciones sobre la humedad del mismo hacen una distinción entre la humedad superficial, que es la que se evapora a temperatura ambiente, y la humedad inherente que es la humedad que se encuentra al interior del carbón.

Para determinar el aire necesario para la deshidratación del carbón, han sido colectados datos operacionales de un gran número de molinos con una humedad superior al 10%, todos con temperaturas del aire de secado superior a los 300°C; en base a estos datos, se pudo concluir que la cantidad de aire requerida es alrededor de

1.5kg. de aire por kg. de carbón para molinos de bolas, y de 2.0kg. de aire por kg. de carbón para molino de rodillos.

En el desarrollo de este proyecto se va a someter al proceso de deshidratación 30 toneladas de carbón pulverizado con una humedad de alrededor del 10%. El fluido de secado provendrá de los gases de combustión del horno donde se quema el carbón, este gas ingresará al molino a una temperatura de 250⁰C. Haciendo uso de 2 partes de gases de combustión por cada parte de carbón, la cantidad usada en la deshidratación será de 60 toneladas por hora.

El calor transferido por los gases, será la suma del calor absorbido por el carbón mineral y su humedad del carbón, como se detalla a continuación:

$$\dot{Q}_{gases} = \dot{Q}_{carbón} + \dot{Q}_{humedad}$$

Ecuación 2.5. Flujo de Calor en la Deshidratación del Carbón.

El calor que se transfiere está dado por:

$$\dot{Q} = \dot{m} \cdot c_p \cdot \Delta T$$

Ecuación 2.6. Flujo de Calor.

La ecuación 2.6, puede ser expresada de la siguiente manera:

$$\dot{m} \cdot c_p \cdot (T_e - T_s)_{gases} = \left[\dot{m} \cdot c_p \cdot (T_e - T_s)_{carbón} \right] + \left[\dot{m} \cdot c_p \cdot (T_e - T_s)_{humedad} \right]$$

Ecuación 2.7. Flujo de Calor en la Deshidratación del Carbón.

De donde los subíndices e y s hacen referencia a las temperaturas de entrada y de salida del aire, carbón y humedad. La cantidad C_p , corresponde a al calor específico, el cual es un valor medio de esta propiedad a la temperatura de entrada y de salida.

Resolviendo la relación 2.7, se obtienen los valores para los que ocurre la deshidratación del carbón, estos se muestran en la siguiente tabla:

TABLA 15
VALORES Y RESULTADOS DE LA DESHIDRATACIÓN DEL
CARBÓN EXPRESADOS EN LA ECUACIÓN 2.7.

UNIDADES	GASES DE COMBUSTION	CARBÓN	HUMEDAD
m (kg/h)	60,000	27.600	2.400
C_p (J/kg K)	1.030	1.300	4.190
T_e ($^{\circ}$ C)	250	27	27
T_s ($^{\circ}$ C)	154,76	154,76	154,76

Los resultados anteriores describen los parámetros de dentro de los que se deshidrata el carbón mineral pulverizado. Para mantener constante el contenido de humedad en el carbón pulverizado, es necesario contar con un sistema de control de temperatura del aire a la salida del molino. Además, en la deshidratación del carbón debe evitarse un secado excesivo, debido a que esto acelera el proceso de oxidación, y el consecuente riesgo de una ignición espontánea. En la práctica se deshidrata el carbón hasta que el contenido de humedad se reduzca a un 2%, esto se obtiene con el secado de la humedad superficial y una pequeña parte de la inherente. Esto va a asegurar un alto grado de seguridad, además de un buen procesamiento y propiedades de manejo.

CAPITULO 3

3. SISTEMA DE COLECCIÓN DE POLVO.

3.1. Sistema de Transporte de Carbón Mineral Pulverizado.

En los sistemas de colección de polvo, las instalaciones de transporte neumático, son normalmente usadas para el transporte de polvo. Las ventajas del transporte neumático son:

- Grandes cantidades de polvo pueden ser fácilmente transportadas.
- Las capacidades de transporte pueden ser fácilmente adaptadas a las condiciones locales.
- El mantenimiento de los componentes de la planta es bajo.

3.1.1. Diseño del Sistema de Transporte Neumático.

El sistema de transporte neumático consiste de un conducto largo que lleva un gas con alta velocidad, un ventilador para impulsar dicho gas, un dosificador apropiado para agregar y dispersar los sólidos particulados en la corriente de gas y un colector de polvos u otro equipo de separación para la recuperación final de los sólidos del gas (ver diagrama de flujo plano PC-FLUJO-01 y plano del edificio PC-EDIF-02).

Los ventiladores pueden ser de tiro inducido o forzado. Casi siempre se prefiere utilizar el primero, porque el sistema puede entonces operar con una leve presión negativa. El polvo y el gas caliente no escapan por las fugas del equipo.

Los transportadores neumáticos son apropiados para materiales granulados y de movimiento libre cuando se encuentran dispersos en la corriente de gas, de manera que no se adhieren a las paredes del transportador ni se aglomeran. El requisito principal en todas las aplicaciones es que la operación se complete en forma instantánea; la difusión interna de la humedad no debe ser un factor limitante en las

operaciones de secado, y los tamaños de partícula serán lo suficientemente pequeños para que la conductividad térmica de los sólidos no sea la que ejerza el control durante las operaciones de calentamiento y enfriamiento. Los transportadores neumáticos rara vez son apropiados para sólidos abrasivos.

Según sea la sensibilidad del producto en relación con la temperatura, se utilizan temperaturas del aire de entrada que oscilan entre 400 y 1.000 K. Cuando se trata de sólidos sensibles al calor, un alto contenido inicial de humedad debe permitir el empleo de una temperatura más elevada del aire de entrada. Los transportadores neumáticos se utilizan para sólidos que tienen contenidos iniciales de humedad que varían de 3 a 90 por 100. La cantidad de aire necesario y la carga de sólidos con relación al gas se fijan de acuerdo con la carga de humedad, la temperatura del aire de entrada y, con frecuencia, la humedad del aire de salida.

La velocidad del gas en el conducto de transporte debe ser suficiente para transportar la partícula más grande. Para fines de estimación, a menudo se utiliza una velocidad de 25 m/s

calculada a la temperatura del aire de salida. La observación de los transportadores en funcionamiento refleja que los sólidos rara vez se dispersan de un modo uniforme en la fase gaseosa. Con muy pocas excepciones, las partículas se desplazan según flujo laminar, siguiendo una línea de corriente a lo largo de la pared del conducto, en donde la velocidad del flujo es mínima. Rara vez se experimenta una difusión completa e incluso parcial en la fase gaseosa, hasta en el caso en que se trate de partículas de gravedad específica reducida. Las velocidades del aire llegan a veces a valores de 20 a 30 m/s. Sin embargo, es de dudar que incluso los materiales más finos y ligeros alcancen más del 80 por 100 de esta velocidad, mientras que las fracciones más pesadas y de mayor tamaño hacen el recorrido con velocidades mucho menores. Hasta ahora se ha publicado muy poca información y escasos datos de operación sobre secadores de transportador neumático que permitan establecer una base teórica bien fundada para su diseño. Por lo tanto, para lograr un diseño fiable siempre se requerirán pruebas o ensayos piloto. No obstante se cree que el efecto importante de la velocidad en un transportador neumático es la diferencia entre las velocidades del gas y los sólidos, que es una de las

razones por las cuales la fracción más importante del secado total ocurre en la sección de alimentación. Para fines de cálculo, la sección transversal del transportador se fija de acuerdo con la velocidad y cantidad del aire. Sólo en raras ocasiones se necesitan longitudes de transportador mayores que 50 diámetros. Para evitar infiltraciones excesivas, tanto hacia adentro como hacia afuera del sistema que puedan representar una caída de presión total de 8 a 15 pulgadas de agua, se utilizan obturadores rotatorios de aire o alimentadores de tornillo en la entrada de los sólidos y el punto de descarga.

Las piezas del transportador se aíslan de forma que se reduzcan las pérdidas de calor durante el secado y otras operaciones de calentamiento. El control de operación se mantiene habitualmente regulando la temperatura del gas de salida, modificando la temperatura del gas de entrada para compensar las condiciones variables de alimentación. Se debe conservar una velocidad constante de alimentación de los sólidos.

En un sistema de transporte neumático las velocidades están en el rango de 10 a 30 m/s y dependen del producto que se va

a transportar. Para presiones menores a 30 kPa, la relación de presión entre la entrada y la salida del transporte P_1/P_2 está alrededor de 1.3, para presiones mayores, se debe considerar la compresibilidad del aire. Las pérdidas de presión están compuestas por varias fuentes y depende de muchos factores. Todas las pérdidas de presión están relacionadas con la presión dinámica P_D , como se detalla a continuación:

$$P_D = \frac{\rho}{2} \cdot w^2$$

Ecuación 3.1. Presión Dinámica [6].

$$\mu = \frac{G}{\rho \cdot \dot{V}}$$

Ecuación 3.2. Carga del Producto [6].

$$\Delta p_L = \lambda_L \frac{\Delta_L}{D} \cdot P_D$$

Ecuación 3.3. Fricción del Aire [6].

$$\Delta p_Z = \frac{\lambda_Z}{D} \cdot \mu \cdot \Delta I \cdot P_D$$

Ecuación 3.4. Fricción del Material [6].

$$\Delta p_B = 2 \cdot \mu \cdot \frac{c}{w} \cdot P_D$$

Ecuación 3.5. Aceleración [6].

$$\Delta p_H = \frac{2 \cdot \mu \cdot \Delta h \cdot g}{\frac{c}{w} \cdot w^2} \cdot P_D$$

Ecuación 3.6. Altura de Elevación [6].

$$\Delta p_K = Z \cdot \mu \cdot \frac{c}{w} \cdot P_D$$

Ecuación 3.7. Resistencia por Codos [6].

Donde:

- ΔP = Caída de presión (Pa).
- p_D = Presión dinámica (Pa).
- ρ = Densidad específica del aire (kg/m³).
- w = Velocidad en línea de transporte (m/s).
- Δl = Longitud total de la línea de transporte (m).
- Δh = Altura de elevación (m).
- D = Diámetro de la línea de transporte (m).
- μ = Carga del producto en la línea de transporte.
- G = Flujo en el transportador (kg/h).
- V = Flujo volumétrico (m³/h).
- λ_L = Valor de la caída de presión para el aire.
- λ_Z = Valor de la caída de presión para el material.
- c/w = Tasa de velocidad.
- g = Aceleración de la gravedad (m/s²).

- Z = Número de codos.
- ΔP_i = Resistencia adicional (Pa).

Agrupando las ecuaciones anteriores, se obtiene la caída de presión total de un sistema de transporte neumático:

$$\Delta p_{total} = P_D \cdot \left[\lambda_L \cdot \frac{\Delta I}{I} + \mu \cdot \left(\frac{\lambda_s}{D} \cdot \Delta I + 2 \cdot \frac{c}{w} (1 + 0.5 \cdot Z) + 2 \cdot \frac{\Delta h \cdot g}{\frac{c}{w} \cdot w^2} \right) \right] + \sum \Delta p_i$$

Ecuación 3.8. Caída de Presión Total [6].

Para el transporte neumático de polvos, la velocidad y valor de la caída de presión del material se muestran en la siguiente tabla:

TABLA 16
VALORES CARACTERÍSTICOS PARA
EL TRANSPORTE NEUMÁTICO [6].

Material	w (m/s)	c/w	$\lambda_z = \lambda_s/D$
Polvo	16	0,8	0,08 – 0,12
Granos	25	0,7	0,03 – 0,05
Cemento	25	0,8	0,15 – 0,20

El diámetro del ducto de transporte neumático del presente proyecto va a ser considerado en base al caudal y a la velocidad del flujo transportado, de la siguiente manera:

$$\dot{V}_{TOTAL(m^3/hr)} = \dot{V}_{CARBÓN} + \dot{V}_{AIRE} + \dot{V}_{VAPOR}$$

Ecuación 3.9. Caudal del fluido transportado.

El caudal puede ser definido por el flujo de masa y la densidad a la temperatura media de operación (aprox. 150 °C), estos valores se muestran en la siguiente tabla:

TABLA 17
FLUJO DE MASA Y DENSIDAD DE ELEMENTOS
TRANSPORTADOS.

	Carbón	Aire*	Vapor*
Flujo de Masa (kg/hr)	27.000	60.000	3.000
Densidad (kg/m³)	1.300	0,82	0,52

*Las densidades son consideradas a la temperatura de operación (aprox. 150 °C)

Con los datos de la tabla anterior se determina el caudal en el transporte:

$$\dot{V}_{(m^3/hr)} = \frac{27.000}{1.300} + \frac{60.000}{0,82} + \frac{3.000}{0,52}$$

$$\dot{V}_{(m^3/hr)} = 78.960,7 \frac{m^3}{h}$$

$$\dot{V}_{(m^3/hr)} = V_{(m/s)} \times A_{(m^2)} \times 3.600_{(s/hr)}$$

El diámetro del ducto se determina a partir del caudal y la velocidad del fluido:

$$D_{(m)} = \sqrt{\frac{\dot{Q}_{(m^3/hr)}}{V_{(m/s)} \times \frac{\pi}{4} \times 3.600_{(s/hr)}}$$

$$D_{(m)} = \sqrt{\frac{78.960,7}{16 \times \frac{\pi}{4} \times 3.600}}$$

$$D_{(m)} = 1,32$$

Las pérdidas de presión están compuestas por varias fuentes, y estas dependen de muchos factores. Todas las pérdidas de presión son relativas a la pérdida de presión dinámica P_D , y se detallan a continuación:

TABLA 18
DATOS PARA EL DISEÑO DEL
SISTEMA DE TRANSPORTE NEUMÁTICO

DATOS DE DISEÑO	
Flujo transportado de carbón	27.300 kg/h
Densidad del Gases (150 °C)	0,82 kg/m ³
Longitud de Instalación	45 m
Altura de Elevación	30 m
Número de Codos	2
Pérdida de Presión del aire λ_L	0,03
Pérdida de Presión de polvos λ_z	0,10
Tasa de velocidad c/w	0,8
Diámetro	1,3 m
Pérdida de presión en el filtro	14,93 hPa (6 pulg.H ₂ O)

La pérdida de presión en el filtro está alrededor de 4 a 6 pulgadas de agua [7], en la tabla anterior se muestra el valor medio, que se considera como referencia para el presente diseño. De acuerdo con las ecuaciones anteriores, la carga de producto será:

$$\mu = \frac{27.000}{0,82 \cdot 73.195} = 0,45$$

La presión dinámica:

$$P_D = \frac{0,82 \frac{Kg}{m^3} \cdot \left(16 \frac{m}{s}\right)^2}{2} = 104,96 Pa = 1,0496 hPa$$

La pérdida de presión en la línea de transporte se describe a continuación:

$$\Delta p_{total} = 1,0496 \left[\frac{0,0335}{1,3} + 0,45 \left(0,1035 + 2 \times 0,9(1 + 0,5 \times 2) + 2 \times \frac{30 \times 9,81}{0,9 \times 16^2} \right) \right] + 1493$$

$$\Delta p_{total} = 20,24 \text{ hPa}$$

Este valor será usado posteriormente en el cálculo del ventilador VE1.

Aislamiento del Ducto.

Se prevee colocar aislamiento al contorno de todo el ducto de transporte neumático con la finalidad de evitar que se produzca la condensación del vapor que se obtiene en la deshidratación. La longitud aproximada del ducto es de 35m, un esquema se muestra en la figura 3.1 (Ver plano PC-NEUMA-07).

Puesto que el flujo del material en el ducto transporta vapor que ingresa a 155 °C, la presión de operación que ejerce el ventilador del transporte neumático establece una temperatura de saturación, que es la temperatura mínima a la que puede llegar la pared interior del ducto para evitar la condensación, entonces la diferencia de temperatura entre la temperatura de

saturación y el medio circundante define la cantidad de aislamiento que debe usarse en el ducto de transporte neumático. La presión que ejerce el ventilador está dada por:

$$Pot = V \cdot \Delta P$$

Ecuación 3.10. Presión en Función de la Potencia.

De donde:

- ΔP = Pérdida de presión en el tramo (N/m^2)
- Pot = Potencia de la carga (W)
- V = Caudal (m^3/s)

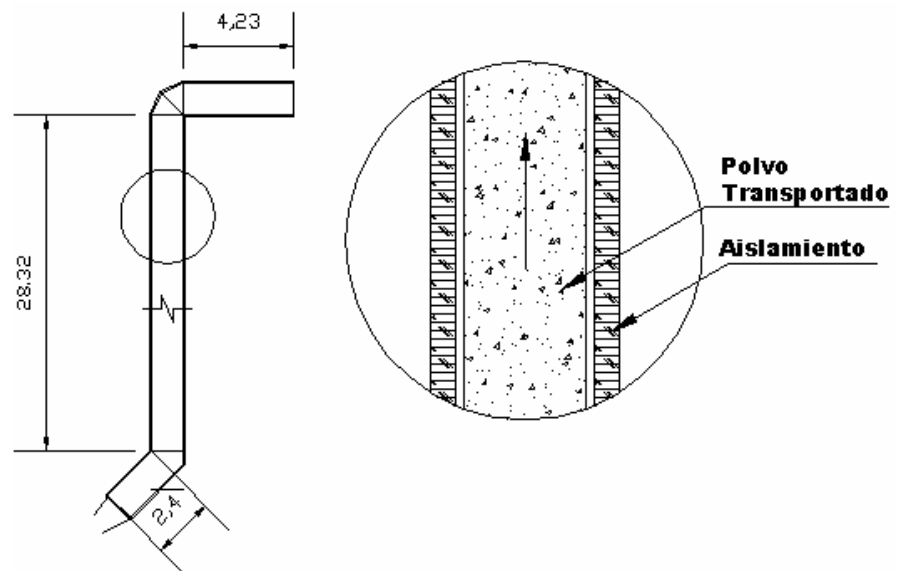


FIGURA 3.1. ESQUEMA DE AISLAMIENTO DEL DUCTO DE TRANSPORTE NEUMATICO

La potencia entregada a la carga en el ducto de transporte neumático es:

$$Pot_{(Wattios)} = 78.960,7 \frac{m^3}{h} \cdot \frac{1h}{3600 s} \cdot 532 Pa$$

$$Pot_{(Wattios)} = 11.668,53$$

La presión que ejerce el fluido será está dada por la ley de las presiones parciales de Dalton, que establece que la presión ejercida por una mezcla de gases en un volumen determinado será igual a la suma de la presión que ejerce cada gas si se encontrara solo en el volumen determinado. De la ecuación de los gases ideales se tiene:

$$P = \frac{\dot{m}RT}{V} \Big|_{AIRE} + \frac{\dot{m}RT}{V} \Big|_{VAPOR} = \frac{16,66 \frac{kg}{s} \cdot 287,08 \frac{J}{kg \cdot K} \cdot 428K}{21,77 \frac{m^3}{s}} \Big|_{AIRE} + \frac{0,75 \frac{kg}{s} \cdot 461,61 \frac{J}{kg \cdot K} \cdot 428K}{21,77 \frac{m^3}{s}} \Big|_{AIRE}$$

$$P = 1008734 Pa = 1463 Psi$$

Según las tablas de propiedades de vapor sobrecalentado, a esta presión le corresponde una temperatura de saturación de

100°C, por lo que se aislará el ducto de manera que la temperatura de la pared interior no sea menor a 110°C.

Luego es necesario determinar que cantidad de calor fluye a través del ducto para poder determinar el espesor del aislamiento, una relación que define de manera global el flujo de calor es:

$$q = m.c_p.(T_{bo} - T_{bi})$$

Ecuación 3.11. Ecuación de Flujo de Calor [9].

De donde:

- q = Cantidad de calor que fluye (W).
- m = Flujo de masa (kg/s).
- c_p = Calor específico (J/(kg K))
- T_{bo} = Temperatura a la salida del ducto (K)
- T_{bi} = Temperatura a la entrada del ducto (K)

En la ecuación 3.11 el flujo de masa y los calores específicos son valores descritos con anterioridad, pero de la diferencia de temperaturas solo se conoce la de ingreso al ducto y se desconoce la temperatura a la que la carga transportada sale del ducto por lo que para describir la diferencia de temperatura

entre la entrada y la salida del ducto, es necesario hacer un análisis de transferencia de calor que cite las relaciones apropiadas para las condiciones dadas.

La tabla adjunta muestra los calores específicos de cada material a la temperatura de operación (150 °C aprox.):

TABLA 19
CALORES ESPECÍFICOS

	C_p Btu/(lbm °F)	C_p J/(kg K)
Carbón Bituminoso	0,245	1.050
Vapor	0.472	1.983
Gases de Combustión	0.246	1.029

La transferencia de calor que ocurre es básicamente del tipo convectivo, tanto para el interior como para el exterior del ducto, debido a que además del paso de calor hay transporte de masa.

En la figura 3.2 se muestran las temperaturas y flujos de calor que serán necesarios analizar para describir la diferencia de temperaturas requerida. Las variables indicadas en el gráfico

serán descritas en las relaciones en que se encuentren contenidas.

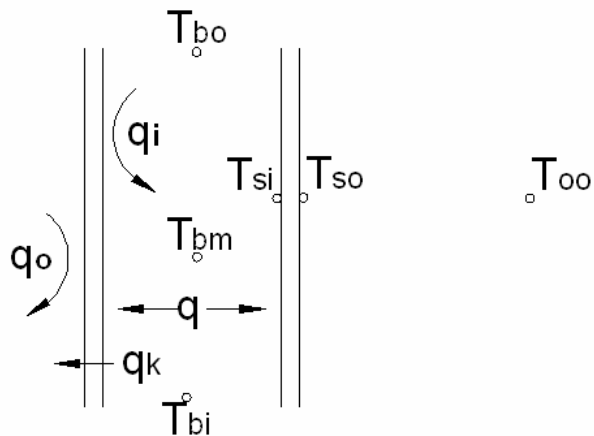


FIGURA 3.2. TEMPERATURAS EN EL INTERIOR DEL DUCTO.

Los calores mostrados en la figura (q_i , q_o , q) corresponden al mismo valor, son enunciados con diferentes subíndices para diferenciarlos en las ecuaciones que se describen posteriormente. En el interior del ducto la razón de transferencia de calor, es por convección forzada debido a la velocidad que provee el ventilador al fluido, la relación que la describe está dada por:

$$q_i = h_{ci} \cdot A \cdot (T_{si} - T_{bm})$$

Ecuación 3.12. Ecuación de Flujo de Calor [10].

Donde:

- q_i = Razón de transferencia de calor (W).
- h_{ci} = Coeficiente convectivo de transferencia de calor en el interior del ducto ($W/(m^2.K)$)
- A = Área de transferencia de calor (m^2).
- T_{si} = Temperatura de superficie interior (K).
- T_{bm} = Temperatura media del fluido (K).

Una relación que permite calcular el coeficiente de transferencia de calor por convección forzada en el interior de ductos está descrita en la ecuación 3.13:

$$Nu_D = \frac{h_c \cdot D}{k}$$

Ecuación 3.13. Número de Nusselt [10].

Donde:

- Nu_D = Número de Nusselt (adimensional).
- h_{ci} = Coeficiente convectivo de transferencia de calor ($W/(m^2.K)$).
- D = Diámetro del ducto (m).
- k = Conductividad del fluido ($W/(m.K)$).

El número de Nusselt es función del número de Prandtl y del número de Reynolds, ambos son números adimensionales, el primero depende de las propiedades del fluido y es un valor que se puede obtener en tablas. El segundo depende de la velocidad del fluido y de otras propiedades como se muestra en la siguiente relación:

$$Re = \frac{\rho \cdot v \cdot D}{\mu}$$

Ecuación 3.14. Número de Reynolds [10].

Donde:

- Re = Número Reynolds (adimensional).
- ρ = Densidad del fluido (kg/m³).
- V = Velocidad del fluido (m/s).
- D = Diámetro del ducto (m).
- μ = Viscosidad absoluta (N.s/m²).

Para el número de Reynolds, existe una correlación que permite analizar el número de Nusselt, esta es:

$$Nu = 0.023 \cdot Re_D^{0.8} \cdot Pr^{0.3}$$

Ecuación 3.15. Número de Nusselt [11].

En la superficie exterior, la transferencia de calor ocurre principalmente por convección natural, debido a que no hay fuerza exterior que imponga la velocidad del fluido. De esta forma la relación para el número de Nusselt se define de la siguiente manera:

$$Nu_D = 0.53 \cdot (Gr_D \cdot Pr)^{1/4}$$

Ecuación 3.16. Número de Nusselt [10].

Donde:

- Nu_D = Número de Nusselt (adimensional).
- Gr_D = Número de Grashof (adimensional).
- Pr = Número de Prandtl (adimensional).

El número de Grashof define una relación entre las fuerzas flotantes y las fuerzas viscosas en el fluido y se define como:

$$Gr_D = \frac{g \cdot \beta \cdot (T_{so} - T_{\infty}) \cdot D^3}{\nu^2}$$

Ecuación 3.17. Número de Grashof [10].

Donde:

- Gr_D = Número de Grashof (adimensional).

- g = Aceleración de la gravedad (m/s^2).
- β = Coeficiente de expansión térmica ($1/K$).
- T_{so} = Temperatura de la superficie exterior (K).
- T_{oo} = Temperatura del medio circundante (K).
- D = Diámetro del ducto (m).
- ν = Viscosidad cinemática (m^2/s).

Además de las relaciones anteriormente mencionadas, se considera el calor que fluye por conducción a través de las paredes del ducto, que se diseñarán para un espesor de 5mm, la relación para el calor que fluye a través de las paredes está dado por:

$$q_k = \frac{2 \cdot \pi \cdot (T_{si} - T_{so}) \cdot L \cdot k}{\ln\left(\frac{r_o}{r_i}\right)}$$

Donde:

- q_k = Calor que fluye por conducción (vatios).
- T_{si} = Temperatura de superficie interior (K).
- T_{so} = Temperatura de la superficie exterior (K).
- k = Conductividad del material del ducto (W/mK).
- L = Longitud del cilindro (m).

- r_i = Radio interior del cilindro (m).
- r_o = Radio exterior del cilindro (m).

Las relaciones anteriormente descritas se analizan simultáneamente en un proceso iterativo para obtener la distribución de temperaturas en el ducto. El resumen de los resultados se muestra en la siguiente tabla:

TABLA 20
TEMPERATURAS EN EL DUCTO

T_{bi} (°C)	T_{bm} (°C)	T_{bo} (°C)	T_{si} (°C)	T_{so} (°C)
154,76	153,06	151,35	127,36	127,32

De la tabla anterior, los valores descritos son:

- T_{bi} = Temperatura del fluido en el ingreso al ducto.
- T_{bm} = Temperatura del fluido en el medio del ducto.
- T_{bo} = Temperatura del fluido a la salida del ducto.
- T_{si} = Temperatura de la superficie interior del ducto.
- T_{so} = Temperatura de la superficie exterior del ducto.

De lo descrito anteriormente, el calor que fluye a través del ducto es (ecuación 3.11):

$$q|_{Aire} = 16,67 \frac{Kg}{s} \cdot 1.035 \frac{J}{kgK} \cdot (154,76 - 151,35)K$$

$$q|_{Aire} = 58.834,26W$$

$$q|_{Vapor} = 0,83 \frac{Kg}{s} \cdot 1.983 \frac{J}{kgK} \cdot (154,76 - 151,35)K$$

$$q|_{Vapor} = 5.612,48W$$

$$q|_{Carbón} = 7.5 \frac{Kg}{s} \cdot 1.050 \frac{J}{kgK} \cdot (154,76 - 151,35)K$$

$$q|_{Carbón} = 26.853,75W$$

Para el cálculo del aislamiento se considera como crítico que se transfiera el El calor en los gases de transporte (asumidos como aire) será la diferencia entre el calor del aire y el cedido al carbón y humedad del carbón:

$$q|_{Total} = 26.3687,03W$$

TABLA 21

Materiales	Conductividad k (W/(mk))
-------------------	-------------------------------------

CONDUCTIVIDAD DE DIFERENTES AISLAMIENTOS [10]

Asbesto	0.113
Cartón	0.14 – 0.35
Corcho	0.036 – 0.042
Lana de Vidrio	0.037

El aislamiento que se usará en el presente trabajo será lana de vidrio, debido a su baja conductividad en relación con otros aislantes, en la tabla 21 se muestran las propiedades de diferentes aislantes.

Para determinar la cantidad de aislamiento necesario, se emplea la relación para transferencia de calor para superficies cilíndricas:

$$q = \frac{T_i - T_0}{\frac{\ln\left(\frac{r_0}{r_i}\right)}{2 \cdot \pi \cdot L \cdot k}}$$

Ecuación 3.18. Transferencia de Calor por Conducción para Superficies Cilíndricas [10].

Donde:

- q = Tasa de transferencia de calor (W).

- T_i = Temperatura mínima en la superficie interior del ducto para que no se produzca condensación (K).
- T_o = Temperatura exterior de la superficie (K).
- r_i = Radio interno (m).
- r_o = Radio externo (m).
- K = Conductividad del material (W/(m.K)).
- L = Longitud del cilindro (m).

De la relación anterior se obtiene el espesor del aislamiento requerido para evitar condensación en el ducto:

$$26.368,03W = \frac{(130 - 27)K}{\ln\left(\frac{r_o}{0,6525m}\right)} \cdot \frac{2 \cdot \pi \cdot 35m \cdot 0.037 \frac{W}{mK}}{mK}$$

$$r_o = 0,68m$$

Finalmente el espesor del aislamiento será la diferencia entre:

$$e = r_o - r_i = 0,68 - 0,6525 = 0,028m = 30mm$$

El aislamiento del ducto de transporte neumático, será de lana de vidrio con un espesor de 3cm, y este será recubierto con una plancha de acero de 2mm de espesor; a lo largo de todo

el ducto del sistema neumático (Ver detalles del ducto en plano PC-NEUMA-06).

Juntas de Expansión

Una junta de expansión es un elemento usado para permitir el movimiento en un sistema de tuberías o ductos mientras contiene la presión y el fluido que circula a través de esta. Los movimientos que pueden haber en este tipo de sistemas son: deformaciones térmicas, movimiento de equipos, vibración o pulsaciones de presión.

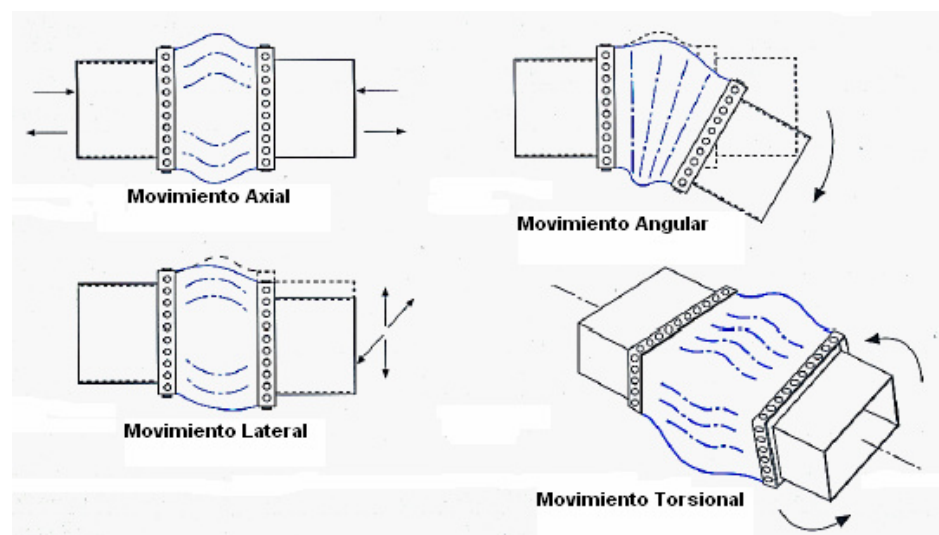


FIGURA 3.3. TIPOS DE MOVIMIENTO DE LAS JUNTAS DE EXPANSIÓN

Las juntas de expansión permiten cuatro tipos básicos de movimientos, estos son: axial, lateral, angular y torsional, como se ilustra en la figura 3.3. El movimiento axial es el cambio de dimensión longitudinal de la membrana de la junta, desde la longitud libre, y en dirección paralela al eje longitudinal. El movimiento lateral es el desplazamiento relativo de uno de los extremos de la junta con respecto al otro, en dirección perpendicular al eje longitudinal. El movimiento angular, es el desplazamiento rotacional del eje longitudinal de la junta hacia un punto de rotación. El movimiento torsional es la rotación sobre el eje a través del cual pasa el centro de la junta.

El ducto de transporte neumático recorre el edificio desde el molino en el nivel 1 (planta baja), hasta el colector de polvo, en el nivel 4 (planta alta) y está sujeto a este por tramos como se muestra en el plano general. Se colocarán juntas de expansión JE a la salida del molino (Nivel 1, JE1) y a la entrada al colector de polvo (Nivel 4, JE4), ya que estos dos elementos pueden proveer, entre otras factores, de grandes y continuas vibraciones al sistema y adicionalmente se

colocarán juntas en los niveles 2 (JE2) y 3 (JE3), para cubrir los requerimientos en estos tramos.

La dilatación en los ductos está dada por:

$$\Delta L_{JE} = \alpha L_{oJE} (T_{JE} - T_{oJE})$$

Ecuación 3.19. Expansión Térmica [12].

Donde:

- ΔL_{JE} = Dilatación longitudinal (m).
- α = Coeficiente de expansión lineal ($^{\circ}\text{C}^{-1}$).
- L_{oJE} = Longitud inicial del elemento (m).
- T_{JE} = Temperatura del elemento ($^{\circ}\text{C}$).
- T_{oJE} = Temperatura inicial del elemento ($^{\circ}\text{C}$).

Se considerará la dilatación, en los tramos del ducto de transporte neumático indicados en el plano PC-NEUMA-07, que corresponden a: $L_1=15,5$, $L_2=25$ y, $L_3=4,2\text{m}$ cuyos resultados se muestran a continuación.

$$\Delta L_1 = 11 \times 10^{-6} \text{ } ^{\circ}\text{C}^{-1} \cdot 15,5\text{m} (210^{\circ}\text{C} - 27^{\circ}\text{C})$$

$$\Delta L_1 = 31,20mm$$

$$\Delta L_2 = 11 \times 10^{-6} \text{ } ^\circ\text{C}^{-1} \cdot 25m(210^\circ\text{C} - 27^\circ\text{C})$$

$$\Delta L_2 = 50,3mm$$

$$\Delta L_3 = 11 \times 10^{-6} \text{ } ^\circ\text{C}^{-1} \cdot 4,2m(210^\circ\text{C} - 27^\circ\text{C})$$

$$\Delta L_3 = 8,45mm$$

Para seleccionar una junta de expansión es necesario considerar:

- **Máxima Presión de Operación:** Es la máxima presión que las juntas pueden soportar como condición de diseño, y este valor corresponde a la presión de operación más alta que puede alcanzar el transporte. El ventilador del sistema provee una presión de 181,93 kPa (26,38 Psi).
- **Movimientos:** Este valor representa el máximo valor que se pueden expandir o desplazar (axial, lateral o angularmente) una junta de expansión en un período de 3.000 ciclos.

- **Tasa de Expansión:** Representa la fuerza por unidad de longitud necesaria para mover axial, angular ó lateralmente la junta de expansión en una cantidad igual a una pulgada.

En la tabla 22 y 23 se muestran las características de las juntas de expansión seleccionadas y los códigos de numeración (ver apéndice F).

TABLA 22**CARACTERÍSTICAS DE LAS JUNTAS DE EXPANSIÓN SELECCIONADAS**

ITEM	Presión de Operación	No. Conv.	Máxima Presión de Operación	Movimientos			Longitud	Peso
				Axial	Lateral	Angular		
	(Psi)		(Psi)	(mm)	(mm)	(grados)	(mm)	(Kg)
1	25	2	27	52,3	1,2	4,2	254	117

TABLA 23**MODELO DE LAS JUNTAS DE EXPANSIÓN SELECCIONADAS**

ITEM	Modelo	Junta
1	MCS-WW-54-25-2-304-L-C	JE ₁ , JE ₂ , JE ₃

3.2. Selección del Colector de Polvo.

La filtración a través de materiales tejidos es una de las más comunes técnicas usadas en la recolección de material particulado. Todos los mecanismos de colección de polvo están relacionados con alguna fuerza aplicada. Existen seis tipos básicos de mecanismos de colección que se enumeran a continuación:

- Gravedad
- Fuerza centrífuga
- Impacto
- Intersección directa
- Difusión
- Atracción electrostática

La fuerza de gravedad es la más simple de todas y actúa principalmente en las partículas grandes debido a que éstas se mueven lo suficientemente lento resultando considerable la acción de la gravedad. La fuerza centrífuga es provocada en colectores centrífugos, y depende de la curvatura y forma del colector. La corriente del gas viaja a través de este en forma de espiral, las partículas más grandes, debido a la inercia, abandonan la corriente

centrífuga e impactan en las paredes del colector, perdiendo energía cinética y cayendo por acción de la gravedad. Las fuerzas de impacto intervienen cuando las partículas son lo suficientemente grandes que no pueden seguir las líneas de flujo del gas e impactan directamente sobre la superficie del tejido. La intersección directa es una variante de las fuerzas de impacto, el centro de las partículas puede seguir las líneas de flujo del gas formadas alrededor de las fibras, pero la intersección ocurre cuando la distancia entre el centro de la partícula y la superficie del tejido es menor que el radio de la partícula. El mecanismo de difusión es el responsable de la colección de partículas que son tan pequeñas que son afectadas por la colisión de moléculas en la corriente del gas, el movimiento aleatorio de las partículas hace que estas impacten sobre la superficie del tejido. Las fuerzas electrostáticas actúan sobre las partículas cuando estas son cargadas en un campo electrostático de tal forma que las partículas migran hacia una superficie de carga opuesta y son colectadas.

Colectores de Bolsa

Este tipo de colectores están compuestos por un gran número de mangas que cuelgan verticalmente en el interior. El número de

mangas puede variar desde unos pocos cientos a muchos miles dependiendo del tamaño del colector. Cuando las capas de polvo en las paredes de las mangas tienen un espesor necesario, las mangas son limpiadas haciendo que las partículas caigan hacia el depósito de alimentación.



FIGURA 3.4. COLECTOR DE POLVO TIPO BOLSA

Los colectores tipo bolsa se diseñan con dos tipos de filtración: Filtración interior y filtración exterior. Los colectores que usan la filtración interior, las partículas son recogidas en el interior de la bolsa. La carga de gas ingresa por la parte superior o por la parte inferior del colector. Una vez filtrada la carga, el gas limpio abandona el colector. En los sistemas de filtración exterior, el polvo es recogido en la parte exterior del colector, el proceso de filtración es desde el

exterior hacia el interior de las bolsas, quedando el gas limpio en el interior de las bolsas.

La posición del ingreso de la carga de gas, para ambas disposiciones de filtración depende del modelo del colector y del fabricante.

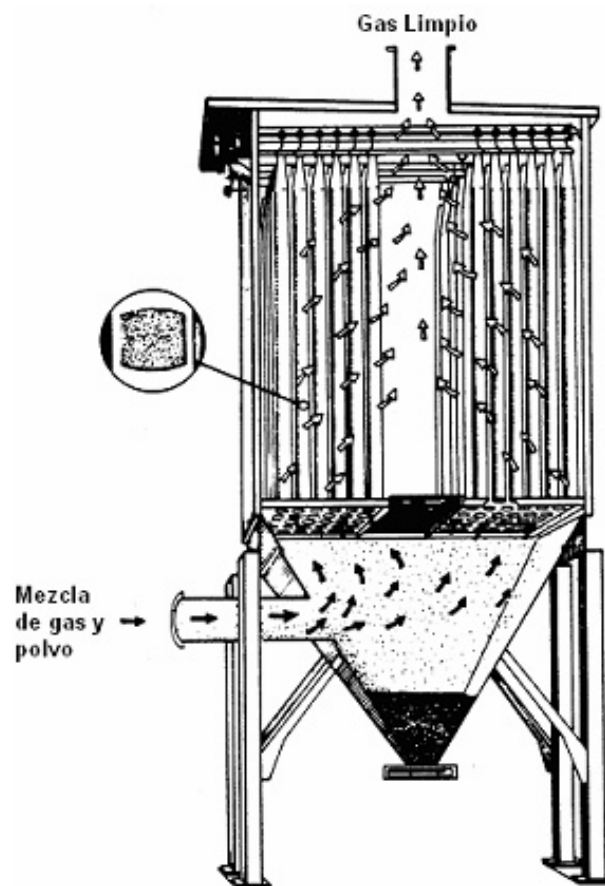


FIGURA 3.5. CIRCULACIÓN DE LA CARGA DENTRO DEL COLECTOR

Las fibras usadas en los tejidos varían dependiendo de la aplicación industrial a ser controlada. Algunos de estos son hechos de fibras

naturales como algodón o lana. Este tipo de fibras son relativamente baratas en cuanto a costo, pero tienen limitaciones en cuanto a temperatura (resisten temperaturas no mayores a 100°C) y además baja resistencia a la abrasión.

TABLA 24
PROPIEDADES DE LOS MATERIALES DE FILTRACIÓN [6]

Tipo de Fibra	Peso (g/m²) G= Tela V=Tejido	Permeabilidad del Aire a 200Pa m³/m²h (Norma DIN53887)	Resistencia a Temperatura
Lana	G 400 - 540	900-1800	80-90
Algodón	G 290-440	360-1200	75-85
Polipropileno	G 320	720	80-90
	V 460-600	900-1800	
Poliéster	G 330-700	90-1250	130-140
	V 480-600	360-2100	
Poliamida (Nomex)	G 280-380	600-1800	180-200
	V 300-650	300-1800	
Polifenileno (Ryton)	V 500-800	360-1250	170-190
Politetrafluoroetileno	G 260-350	480-1200	200-240
	V 700-1200	480-900	
Vidrio	G 250-500	480-1200	220-260
	V 800-100	480-900	220-240

Las fibras sintéticas como el nylon (Orlon, Nomex) poseen mayor resistencia a la temperatura y a la abrasión; pero son más caras en cuanto a costo en comparación con las fibras naturales. Otras fibras

como el teflón y la fibra de vidrio, pueden ser usadas en condiciones de muy alta temperatura (230°C - 260°C); ambos materiales presentan buena resistencia a los ácidos, pero son generalmente más costosos que las otras fibras.

Criterios para la Selección de un Colector de Polvo.

La selección de un colector de polvos para alguna aplicación industrial envuelve la consideración de muchos factores tales como: restricciones de espacio, métodos de limpieza, tipo de construcción del tejido, el tipo de tejido, la velocidad de filtración, caída de presión, eficiencia de colección, propiedades del gas, y muchos detalles de construcción tales como la posición de la entrada, dispositivos de descarga, etc.

El principal criterio es la velocidad de filtración medido en caudal por unidad de área. El volumen del gas a ser tratado depende de las condiciones del proceso, pero la velocidad de filtración depende del diseño del colector; esta última depende de un número de variables.

La velocidad de filtración se define como la tasa de gas filtrado en pie cúbico por minutos, con respecto al área de filtración en pies cuadrados. Esta relación se expresa de la siguiente manera:

$$v_f = \frac{Q}{A_c} \quad \frac{\text{pie}^3 \cdot \text{min}}{\text{pie}^2}$$

La velocidad de filtración es un factor muy importante usado en el diseño y operación de colectores de polvo. Velocidades inapropiadas pueden llevar a la violación de las regulaciones ambientales. La operación a velocidades muy altas puede ocasionar algunos problemas, por ejemplo se puede causar la compactación de polvo en el filtro resultando en caídas de presión elevadas. En cambio velocidades muy pequeñas pueden resultar en tamaños de colector de polvo muy grandes. Existen valores tabulados que definen un rango de velocidades de filtración para diferentes materiales, estos se muestran en la tabla 25.

TABLA 25

GUIA PARA VELOCIDADES ESPECÍFICAS DE FILTRACION [6]

Aplicación	Tipo de Polvo	Temperatura (°C)	Velocidad de Filtración(m³/m²h)
Procesos de secado de minerales	Minerales en Estado Natural	70-120	90-110
	Polvo de Carbón	60-90	70-90
Procesos de transporte, almacenamiento y alimentación	Minerales en Estado Natural	< 50	110-130
	Polvo de Carbón	< 50	100-120

La caída de presión describe la resistencia del flujo de aire a través del filtro. Esta se puede relacionar con el tamaño del ventilador que va a impulsar o succionar el fluido. Un colector de polvo con una gran caída de presión va a necesitar un gran ventilador y una gran cantidad de energía para mover el gas a través del filtro.

La caída de presión total es función de las pérdidas en el filtro y de las pérdidas debidas a la formación de la torta de polvo. Existen otras pérdidas menores debido a la fricción producto del movimiento del fluido. Existen algunas relaciones para estimar estas pérdidas, pero la más simple es derivada de la ley de Darcy:

$$\Delta P_f = K_1 \cdot v_f$$

Ecuación 3.20. Ley de Darcy [13].

Donde:

- ΔP_f = Caída de presión a través del filtro (pulg. de agua)
- K_1 = Resistencia del filtro (pulg. de agua / pie-min)
- v_f = Velocidad de filtración (pie / min)

El término K_1 es la resistencia del filtro, es función de la viscosidad del gas y de características del filtro como espesor y porosidad. La

caída de presión a través de la torta de polvo depositada puede ser estimada usando la ecuación 3.20, (Zinder y Pring,1955). Esta fórmula es derivada de la ley de Darcy y simplificada de la siguiente manera:

$$\Delta P_c = K_2 \cdot c_i \cdot v_f^2 \cdot t$$

Ecuación 3.21. Caída de Presión a través de la Torta de Polvo [13].

Donde:

- ΔP_c = Caída de presión a través de la torta (pulg. de H₂O)
- K_2 = Resistencia de la torta (pulg. de H₂O)
- c_i = Carga de concentración de polvo (lb / pie³)
- t = Tiempo de filtración (min)
- v_f = Velocidad de filtración (pie/min)

El término k_2 es el coeficiente de resistencia del tejido al polvo y es determinado experimentalmente. Este coeficiente depende de la viscosidad del gas, densidad de la partícula y porosidad del polvo. La porosidad es relacionada con la permeabilidad. La permeabilidad es definida por la norma D737 -69 ASTM como el volumen de aire que puede pasar a través de un pie cuadrado de algún medio filtrante con una caída de presión no mayor que cinco décimas de

pulgada de agua. Para colectores de mangas, la caída de presión total varía de entre 4 y 6 pulgadas de H₂O [6].

3.2.1. Selección.

El colector de polvos de este proyecto va a recoger 27 toneladas por hora de polvo de carbón mineral, que es transportado en una carga de 60 toneladas por hora de gases de combustión a una temperatura de alrededor de 154⁰C, por lo que para seleccionar el material filtrante se considerará lo siguiente:

El caudal de carbón filtrado:

$$\forall_c = \frac{27,000 \frac{Kg}{h}}{1,300 \frac{Kg}{m^3}} = 20.8 \frac{m^3}{h}$$

El caudal de los gases de transporte a la temperatura de operación:

$$\forall_G = \frac{60,000 \frac{Kg}{h}}{0.916 \frac{Kg}{m^3}} = 65,500 \frac{m^3}{h}$$

De la tabla 26 se puede observar que para procesos de secado, la tasa de filtración para procesos de transporte,

alimentación y almacenamiento de carbón mineral pulverizado es de 100 a 120 $\text{m}^3/\text{m}^2\text{h}$. El material filtrante para este proceso debe ser resistente a la temperatura de operación, que está alrededor de los 160°C , en la tabla 25 se observan la resistencia a la temperatura de diferentes materiales.

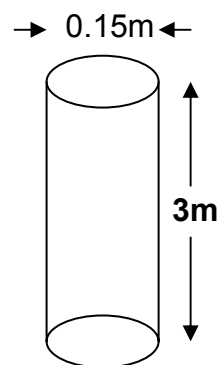


FIGURA 3.6. DIMENSIONES DE LAS MANGAS

En la figura 3.6 se muestra las dimensiones de las mangas que conformarán el filtro. El área de dichas mangas es de $0,21\text{m}^2$. Para determinar el número de mangas requeridas es necesario revisar la tasa de filtración para el carbón y la permeabilidad del aire en la material filtrante ya que ambas definen un área mínima requerida.

Al relacionar el caudal de polvo de carbón con la tasa de filtración se obtiene:

$$\frac{Q_c}{TasaFiltracion} = \frac{20,80 \frac{m^3}{h}}{100 \frac{m^3}{m^2 h}} = 0,208 m^2$$

De la misma manera, al relacionar el caudal de gases de transporte con la permeabilidad del material filtrante se obtiene:

$$\frac{Q_G}{Permeabilidad} = \frac{65.500 \frac{m^3}{h}}{1.200 \frac{m^3}{m^2 h}} = 54,6 m^2$$

Esta última define el área mínima requerida, el número de mangas N necesario será:

$$N = \frac{54,6 m^2}{0,21 m^2} = 260$$

Adicionalmente el fabricante del colector de polvo debe considerar los siguientes requerimientos para el colector:

- Debe tener aislamiento externo para evitar problemas de condensación y/o ruido.
- Debe poseer compuertas para la liberación de incrementos de presión debido a eventuales explosiones.

3.3. Selección del Ventilador.

Los ventiladores centrífugos son máquinas usadas para mover aire, vapores o gases. Su tarea es la de alimentar de energía cinética al fluido que va a ser puesto en movimiento.



FIGURA 3.7. VENTILADOR CENTRÍFUGO

El fluido ingresa por el punto de succión del ventilador en dirección axial y luego pasa hacia el impeler rotatorio, el cual dirige el flujo hacia la salida del ventilador. La alta velocidad de rotación es convertida en energía de presión.

Para el presente proyecto, el ventilador VE1 (ver flujograma, plano PC-FLUJO-01) necesario para el transporte manejará un caudal de 48859 CFM a una temperatura promedio de 200 °C, y vencerá la caída de presión del ducto más la caída de presión del filtro. La caída de presión total fue calculada anteriormente (20,74 hPa = 8,34 pulg. H₂O), con estos datos, se hace uso del software LOREN COOK [8] y se selecciona el ventilador centrífugo que se detalla en la siguiente tabla:

TABLA 26
DATOS DEL VENTILADOR CENTRÍFUGO SELECCIONADO

Modelo	Caudal (Pie³/min)	Caída de Presión (pulg. H₂O)	Potencia de Trabajo (HP)
290-MHB-HD	48.859	8,34	198
Velocidad del Ventilador (RPM)		Peso (lb)	Precio (USD)
1.391		3.330	8.300

En el apéndice D se encuentran dimensiones y mayores detalles del ventilador seleccionado.

3.4. Diseño de Chimenea.

Las chimeneas son elementos cuya finalidad es dispersar los gases de escape por arriba del nivel del suelo y de los edificios circundantes. Esencialmente, una chimenea es un conducto vertical construido sobre un cimiento y soportado de alguna manera. Para estabilidad estructural, el diámetro del fondo de la chimenea es ligeramente más grande que el diámetro de la parte superior, el cual típicamente varía de 1 a 7 pies [15]. Las chimeneas se clasifican en: altas, las cuales pueden ser hasta de 1,000 pies de alto, y cortas que típicamente no son mayores a 120 pies.

Una chimenea puede ser fabricada de acero, ladrillo o plástico (v.g., plástico reforzado con fibra de vidrio o FRP). Así mismo, puede estar forrada o no forrada. La selección del material depende de las propiedades físicas y químicas de la corriente de gas, tales como corrosividad y acidez, así como la diferencial de temperatura entre la corriente de gas y el aire ambiente. Forros de acero inoxidable, ladrillo o FRP, son por lo general utilizados para proteger la chimenea contra daños por la corriente de gas. Son más fáciles y más baratos de reponer que la chimenea entera. Alternativamente, el interior de una chimenea no forrada, puede ser cubierto con zinc

(galvanizado), aluminio u otro material resistente a la corrosión, pero una capa protectora no proporciona la misma protección que un forro y no dura tanto tiempo.

Las chimeneas son: auto estables (que se sostienen por sí mismas), soportadas por cables o sujetas a estructuras adyacentes. El tipo de soporte utilizado depende del diámetro de la chimenea, altura y peso, la carga del viento, las características sísmicas de la zona y otros factores. El equipo auxiliar para una chimenea típica incluye una puerta de acceso, una plataforma de muestreo, escaleras, sistema pararrayos y luces de advertencia para las aeronaves. La puerta de acceso permite remoción de cualquier material acumulado en el fondo de la chimenea y permite acceso al forro para reparación o reposición. Las regulaciones locales y estatales de control de la contaminación del aire pueden también requerir el sistema permanente de plataformas de muestreo para utilizarse durante las pruebas periódicas de cumplimiento; mientras que las escaleras son utilizadas durante ambos, el muestreo de la chimenea y los procedimientos de mantenimiento. El sistema pararrayos se necesita para prevenir daño a la chimenea y sus alrededores. Todos juntos, estos auxiliares pueden añadir una gran cantidad al costo base de la chimenea.

3.4.1 Procedimiento de Diseño de Chimeneas

El diseño de chimeneas implica un número de parámetros de la corriente, estructural y específicos del sitio. Estos incluyen:

Variables del gas residual: Razón de flujo volumétrico de entrada, temperatura y composición;

Datos específicos del sitio: Altura sobre el nivel del mar, fluctuaciones de temperatura ambiente, datos topográficos y sísmicos, registros meteorológicos y elevaciones y distribución del edificio;

Parámetros estructurales: Espesor de la pared de la chimenea y del forro, localización de la breaching opening (abertura de penetración), tipo de soportes, capacidad de carga de los cimientos, módulos de resistencia y frecuencia de la vibración natural.

El diámetro de la chimenea es relativamente fácil de determinar, ya que depende fundamentalmente de las condiciones de la corriente residual. Es más difícil de determinar la altura de la chimenea, ya que está influenciada por varias variables específicas del sitio. No obstante, se ha desarrollado una guía amplia para permitir a quién realice la

estimación, determinar una altura de chimenea aceptablemente correcta.

Debido a que la mayoría de las chimeneas tienen secciones transversales circulares, el diámetro de la chimenea puede ser calculado a través de la siguiente relación

$$D_s = 1,128 \left(\frac{Q_c}{u_c} \right)^{1/2}$$

Ecuación 3.22. Diámetro de la Chimenea [14].

Donde

- u_c = Velocidad de salida de la chimenea (ft/min)
- Q_c = Razón de flujo volumétrico de salida (ft³/min)

Debe notarse que el diámetro de la chimenea en esta fórmula se mide en la salida de la chimenea y no en la entrada. Esto es porque, por razones estructurales, el diámetro en el fondo de la chimenea típicamente es mayor que el diámetro de la parte superior. Nótese también que la velocidad de salida de la chimenea no iguala necesariamente la velocidad de transporte del conducto. Finalmente, Q_c puede ser diferente de la razón de flujo volumétrico utilizada para diseñar el tamaño del sistema de conductos. Debido a que la chimenea

siempre sigue al dispositivo de control (colector de polvo), la razón de flujo de entrada al dispositivo puede no igualar la razón de flujo de entrada a la chimenea, en términos de ft^3/min , ya sean estándar o reales.

La velocidad de salida de la chimenea, u_c , afecta la altura de la pluma, la distancia que la pluma se eleva por encima de la parte superior de la chimenea una vez que sale. En una chimenea bien diseñada, u_c debe ser 1.5 veces la velocidad del viento. Típicamente, velocidades de salida de diseño de 3.000 a 4.000 ft/min son adecuadas [16]. Este rango corresponde a velocidades del viento de 34 a 45 millas/hr.

La estimación de la altura de la chimenea es más difícil que calcular el diámetro de salida de la chimenea. La altura de la chimenea depende de varias variables: la altura de la fuente; la velocidad de salida de la chimenea; las temperaturas de la chimenea y ambiental; la altura, forma y arreglo de las estructuras cercanas y el terreno; y la composición del gas de salida de la chimenea.

Algunas de estas variables se determinan en forma directa, mientras que otras (tales como las dimensiones y arreglo de

las estructuras cercanas), son difíciles de determinar sin realizar modelos en el sitio y estudios de monitoreo.

Esta altura tiene dos componentes: la altura de la chimenea misma (H_s) y la altura de elevación de la pluma (H_{pr}). Juntos estos dos componentes componen la altura efectiva de la chimenea (H_e). Esto es:

$$H_e = H_s + H_{PR}$$

Ecuación 3.23. Altura Efectiva de la Chimenea [14].

Tal como se discutió anteriormente, la elevación de la pluma es una función de la velocidad de salida de la chimenea. También depende del diferencial de temperatura entre el gas de la chimenea y el aire ambiente. Específicamente, una diferencia de temperatura de 1°F corresponde a un aumento de aproximadamente 2,5-ft. en H_{pr} [17].

Se define GEP como “la altura necesaria para asegurar que las emisiones de la chimenea no resulten en concentraciones excesivas de cualquier contaminante del aire en la vecindad inmediata a la fuente, como resultado de precipitaciones atmosféricas, remolinos o ventarrones que pudieran crearse por la fuente misma, las estructuras cercanas u obstáculos en

los terrenos cercanos” [18]. A este respecto, la GEP establece el maximum allowable stack height credit (crédito máximo permisible de la altura de chimenea), para propósitos de calcular el impacto de la fuente emisora en la calidad del aire ambiental. Una fuente puede construir una chimenea a cualquier altura, pero solo cierta cantidad de la altura de la chimenea será permitida al determinar los impactos ambientales [19]

Para chimeneas construidas después del 12 de enero de 1979, la altura GEP de chimenea debe ser la mayor de [20]:

1. 65 metros (213 pies);
2. la altura demostrada por un modelo fluido aprobado o por un estudio de campo que asegure que las emisiones de la chimenea no causan excesivas concentraciones de contaminantes por precipitaciones ambientales, ventarrones, efectos de remolinos, etc.; ó
3. la altura determinada por la siguiente ecuación:

$$H_s = H_b + 1,5L$$

Ecuación 3.24. Altura de la Chimenea [14].

Donde

- H_s = altura GEP de chimenea, medida desde el nivel del suelo en la base de la chimenea (ft).
- H_b = altura de la(s) estructura(s) cercana(s), medida desde nivel de elevación del suelo (ft).
- L = la dimensión menor (altura o ancho) proyectado de la(s) estructura(s) cercana(s))

Calculo del Tiro de la Chimenea

El gas residual fluyendo a través de campanas y sistemas de conductos, pierde presión estática debido a la fricción. En el caso de las chimeneas, sin embargo, la corriente de gas realmente puede ganar presión estática, como resultado del tiro de la chimenea, el cual es el tiro creado por el diferencial de temperatura entre el gas de la chimenea y el aire ambiente. El tiro de la chimenea (SPs, in. w.c.) puede calcularse como sigue [21]:

$$SP_s = 0.034(H_s - H_{br})p\left(\frac{1}{T_{amb}} - \frac{1}{T_{sa}}\right)$$

Ecuación 3.25. Tiro de la Chimenea [21].

Donde

- H_{br} = altura de la penetración de la chimenea (conexión con el conducto de entrada), por arriba de la base de la chimenea (ft).
- p = presión barométrica (in. w.c.).
- T_{amb} = temperatura ambiente.
- T_{sa} = temperatura promedio del gas en la chimenea.

Diseño de la Chimenea

La velocidad de salida debe ser 1.5 veces la velocidad del viento, que para las condiciones locales es de 34 a 45 millas por hora, esto es 15 a 20 m/s, por razones de diseño se elige trabaja con la mayor del rango, esto es:

$$u_c = 1,5(20) = 30m / s$$

El diámetro de la chimenea se lo obtiene a partir de la ecuación 3.19 :

$$D_s = 1,128 \left(\frac{18.19 \frac{m^3}{s}}{30 \frac{m}{s}} \right)^{1/2} = 0.88m$$

En la ecuación anterior, el caudal aplicado es el de los gases de transporte ($65.500 \text{ m}^3/\text{h} = 18,19 \text{ m}^3/\text{s}$).

Para calcular la altura de la chimenea, como una primera aproximación se puede estimar la altura GEP de la chimenea, de donde se conoce que la altura del edificio cercano es de 35m y el ancho es de 11m que corresponde a la dimensión menor de los dos:

$$H_s = 35m + 1,5m(11) = 51,5m$$

Según las recomendaciones de la EPA revisadas con anterioridad la altura de la chimenea no debe ser menor a 65 m, por lo que esta será la altura considerada para el diseño medida desde el nivel del suelo, pero hay que recalcar que la chimenea será elevada desde el nivel del colector de polvo a 36.4m, por lo que la altura de la chimenea será (ver plano del edificio PC-EDIF02):

$$H = 65m - 36,4m = 28,6m$$

La chimenea será de 28,6 metros medidos a 36,4 metros desde el nivel del suelo, de acero A36 con un espesor de 5mm.

El tiro de la chimenea puede ser calculado a través de la ecuación 3.22, para este cálculo es necesario conocer la altura de penetración de la chimenea H_{br} , sin embargo se recomienda un mínimo de 5 pies para este parámetro [22], la temperatura en el interior de la chimenea no será mayor a 155°C, y la presión barométrica local es de 1 atmósfera (101325 Pa).

$$SP_s = 0,034(65m - 1,53m) \cdot 101.325 Pa \cdot \left(\frac{1}{300,15K} - \frac{1}{428,15K} \right)$$

$$SP_s = 217,8 Pa = 0,88 \text{ pulg } H_2O$$

3.5. Diseño de Tolvas de Alimentación

Las tolvas son usadas en un gran número de industrias para el almacenamiento de materiales sólidos en cantidades que van desde unas cuantas toneladas hasta cientos de miles de toneladas. Estos elementos de almacenamiento pueden ser contruidos de acero ó concreto reforzado y la descarga de material puede ser a través de la fuerza de gravedad ó con la ayuda de algún medio mecánico.

En el proceso de diseño de una tolva hay que considerar lo siguiente:

- Determinar las propiedades de resistencia y fluidez del material a almacenar.
- Determinar la geometría de la tolva para definir la capacidad deseada, el patrón de flujo que permita características aceptables de flujo que asegure que la descarga sea confiable y predecible.
- Estimar las cargas en la tolva debidas al material almacenado, cargas térmicas, explosivas, etc.
- Diseño y detalle de la estructura de la tolva.

Antes de llevar a cabo el diseño estructural, las cargas en la tolva deben ser evaluadas. Las cargas debidas al almacenamiento del material dependen de entre otros factores de: el modelo del flujo, las propiedades del material almacenado y la geometría de la tolva.

Para propósitos de diseño, las tolvas son clasificadas según el tamaño, la geometría, el tipo de flujo durante la descarga y al material estructural de las paredes.

Propiedades del Material

Entre las propiedades del material relacionadas con el diseño de la tolva, se considera: Coeficiente de fricción interno, ángulo de fricción con las paredes de la tolva y densidad del material. Estas tres propiedades pueden variar considerablemente con cambios en el tamaño de la partícula, humedad, temperatura y presión por lo que se recomienda que las propiedades sean evaluadas a las condiciones de operación [23].

El coeficiente de fricción interna (δ) es una medida de la rugosidad que presenta el material en contacto consigo mismo. El coeficiente de fricción de pared (μ) es la rugosidad que existe entre el material y las paredes de la tolva, también es expresado como ángulo de pared de fricción Φ_w , en función de μ , es decir, $\Phi_w = \arctan(\mu)$. En la tabla 26 se detallan estas propiedades para el carbón mineral pulverizado.

TABLA 27
PROPIEDADES DE FRICCIÓN DEL CARBÓN MINERAL[24]

	Gravedad Específica (kN/m ³)	Ángulo de Fricción de Pared (Φ_w)	Angulo de Fricción Interna (δ)
Carbón Mineral	12,74	26,5 22,7	48,7 48,9

3.5.1. Diseño Geométrico de la Tolva

El tamaño y geometría de la tolva dependen de factores tales como el volumen de almacenamiento, el método de descarga, las propiedades de almacenamiento del material, el espacio disponible y las consideraciones económicas. Las tolvas usualmente consisten de una sección vertical y de una sección de lados inclinados; normalmente la sección transversal es cuadrada, rectangular o circular. Las tolvas de sección circular son mucho más eficientes que las tolvas de sección cuadrada ó rectangular. El tamaño de la tolva es determinado según la tasa de almacenamiento y de descarga del material que va a ser almacenado.

La parte cónica de la tolva usualmente es de sección circular ó cuadrada. La descarga de la tolva puede ser concéntrica ó excéntrica. Aunque las descargas excéntricas deben ser evitadas debido a que las distribuciones de cargas son difíciles de predecir, lo que puede causar fallas en la estructura ó en la descarga del material. La descarga del material puede ser concéntrico ó excéntrico, aunque deben evitarse descargas de flujo excéntricas porque la distribución

de presión es difícil predecir y puede haber problemas debido a la segregación del material guardado. El ángulo de inclinación de los lados del depósito de alimentación se selecciona para asegurar descarga continua con el modelo de flujo requerido.

Tipo de Flujo.

Dependiendo de la manera en que se desplazan los sólidos en el interior de la tolva, existen dos tipos de flujo que se desarrollan. El primero es denominado flujo de masa, en este, todo el material en la tolva se desplaza aunque no necesariamente a la misma velocidad. El segundo, flujo de embudo, en este, el material que fluye es aquel que se encuentra cercano al eje vertical de la tolva, mientras que el material que se encuentra adyacente a las paredes permanece estacionario.

Muchos de los problemas asociados con el diseño de tolvas pueden ser evitados escogiendo un apropiado flujo para el diseño. El ángulo requerido en la parte cónica, con respecto al eje vertical debe ser entre 0° y 40° [24]

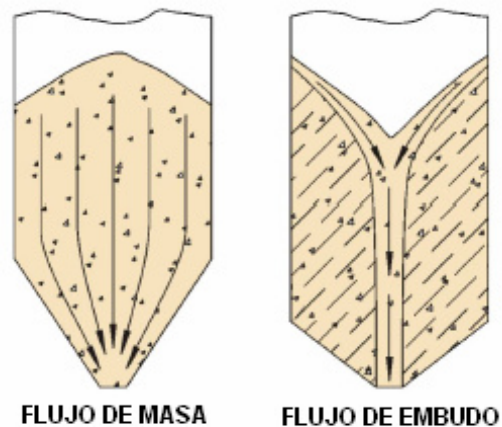


FIGURA 3.8. TIPOS DE FLUJO EN TOLVAS

Angulo del Cono y Diámetro Crítico de Descarga.

Las fuerzas que actúan en un material pulverizado almacenado en una tolva tienden a: (1) Compactar el polvo y (2) los esfuerzos cortantes en el material tienden a hacerlo fluir [25]. A partir de esto se demostró que para un elemento en cualquier posición, la relación entre el esfuerzo de compactación y esfuerzo cortante es un valor constante al que llamó factor de flujo:

$$ff = \frac{\text{Esfuerzo.de.compactación}}{\text{Esfuerzo.vertical.aplicado}} = \frac{\sigma_1}{\sigma_y}$$

Ecuación 3.26. Factor de Flujo [25].

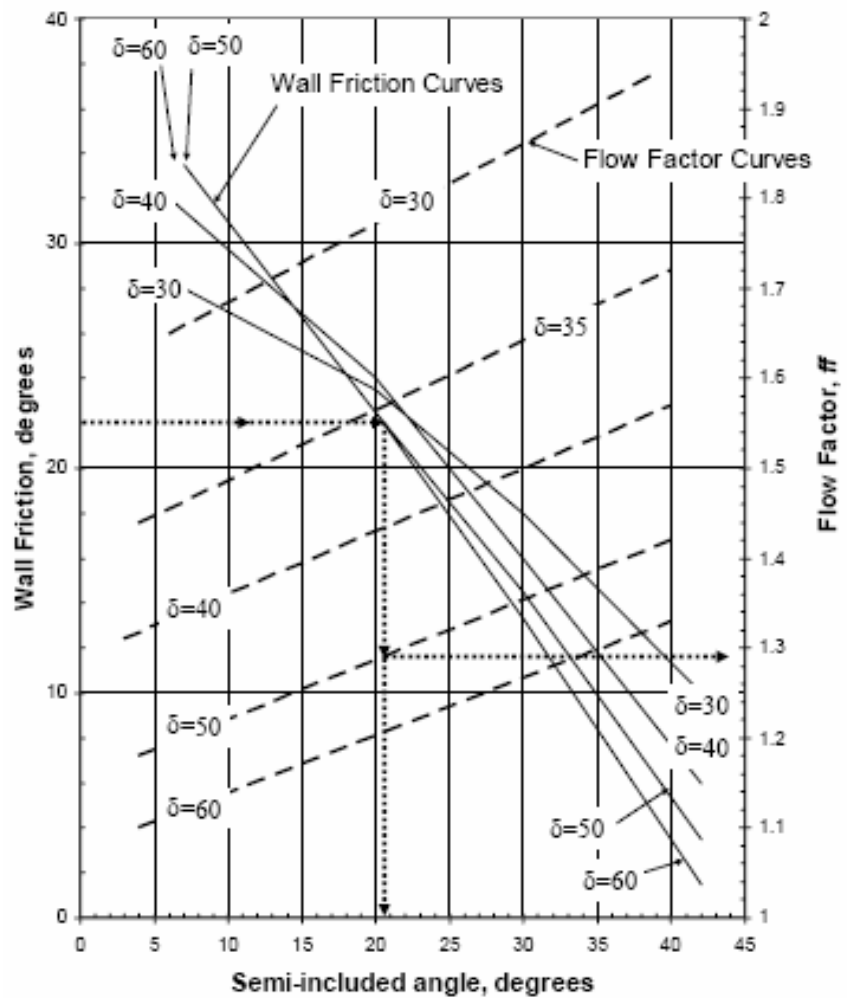


FIGURA 3.9. FACTOR DE FLUJO PARA UNA TOLVA CON SALIDA CÓNICA. [25]

Para determinar el factor de flujo Jenike [25] publicó cartas desde las cuales puede ser leído gráficamente. Para tolvas de base cónica, la gráfica se muestra en la figura 3.9. Para un ángulo de fricción de pared (Φ_w) de $24,6^\circ$, y para un ángulo de fricción interna (δ) de $48,8^\circ$ el factor de flujo correspondiente

para el carbón mineral es $\rho = 1,308$, y el ángulo mínimo del cono para que el material fluya es de $\theta = 17^\circ$.

Como parte del proceso de almacenamiento se considera la elaboración de dos tolvas. Para dimensionar el volumen de almacenamiento de las tolvas se considera el tiempo de llenado, siendo el flujo de masa de almacenamiento de 27.000 toneladas por hora, se proyecta que la capacidad de almacenamiento sea de 24 horas a régimen de carga, que equivale a 12 horas de llenado para cada tolva, partiendo de esto el volumen de almacenamiento de cada tolva será:

$$V_{tolva} = \frac{27.000 \frac{kg}{hr}}{1.300 \frac{kg}{m^3}} \times 12hr = 249,2m^3$$

Las tolvas de alimentación serán de flujo de masa, un parámetro con el que se espera que la tolva trabaje de esta forma es que la altura mínima de la parte cilíndrica de la tolva esté entre 0.75 y 1 veces el diámetro del cono [25].

Considerando que la parte cónica de la tolva debe tener un ángulo de inclinación mínimo para que el material fluya de $\theta_{min} = 17^\circ$ se diseñará para un ángulo $\theta = 19^\circ$.

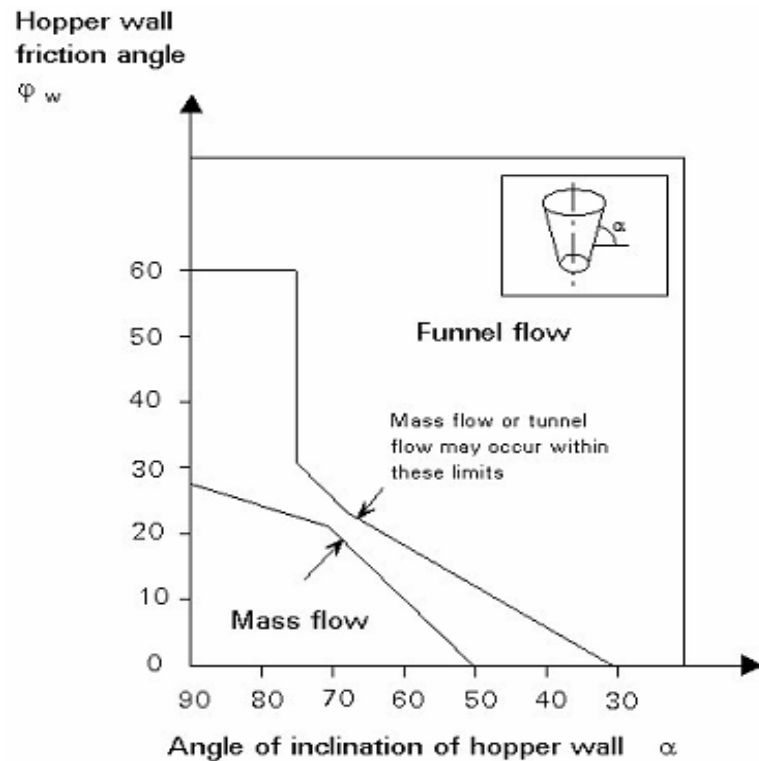


FIGURA 3.10. TIPO DE FLUJO EN EL CONO. [25]

Para determinar si el material fluir  con flujo de masa o de embudo, se hace uso de la figura 3.10, en el eje de las abscisas, se ingresa el  ngulo de inclinaci n de la parte c nica (19°), y en el eje de las ordenadas se ingresa el  ngulo de fricci n de pared (24.6°), la intersecci n de estos dos valores da en el  rea de flujo de masa, que ser  la manera en la cual el carb n fluir  en esta tolva

Como se mencionó anteriormente, las fuerzas que actúan en un material pulverizado almacenado en una tolva tienden a compactar el polvo y los esfuerzos cortantes en el material tienden a hacerlo fluir. En la parte cilíndrica de la tolva el material fluye libremente debido a la gran área de sección transversal, pero en la parte cónica, el esfuerzo radial producido por el carbón, disminuye a medida que el diámetro del cono disminuye con la altura, de manera que el material podría compactarse y formar un arco y el material se estancará si el esfuerzo radial no pudiera vencer el esfuerzo de compactación. El esfuerzo de compactación σ_1 se relaciona con el esfuerzo de fluencia del material f_c a través de la siguiente relación:

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

Ecuación 3.27. Relación entre Esfuerzo de Compactación y Esfuerzo de Fluencia [25].

Donde E, F y q son valores constantes que dependen de las características cohesivas del material cuyos valores para el carbón mineral se detallan en la tabla 27.

TABLA 28
FACTORES PARA EL CÁLCULO DE FACTOR DE
FLUJO[25]

	E (KPa)	F (KPa)	q
Carbón	0,25	0,04	1,93
Mineral	0,20	0,04	1,88

Reemplazando los valores anteriores en la ecuación 3.24, se obtiene la siguiente relación:

$$f_c = 0,25 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0,04} + 1 \right)^{1/1,93} + 1 \right]$$

Para que exista flujo, el esfuerzo de fluencia debe ser mayor que el esfuerzo de compactación, cuando estos dos esfuerzos se igualan, el flujo se detiene, es decir:

$$\frac{\sigma_1}{ff} = 0,25 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0,04} + 1 \right)^{1/1,93} + 1 \right]$$

$$\frac{\sigma_1}{1,308} = 0,25 \left[\left(\frac{\sigma_1}{0,04} + 1 \right)^{1/1,93} + 1 \right]$$

Despejando σ_f de la relación anterior se obtiene:

$$\sigma_1 = 3,81 kPa$$

El valor anterior indica el mínimo esfuerzo de compactación, para obtener el mínimo esfuerzo vertical, se reemplaza este resultado en la ecuación 3.23:

$$ff = \frac{\sigma_1}{\sigma_y}$$

$$\sigma_y = \frac{3,814}{1,308}$$

$$\sigma_y = 2,916 KPa$$

Este esfuerzo representa el esfuerzo mínimo que tiene que vencer el material para que fluya sin atascamientos ni arqueos.

El diámetro inferior del cono está limitado por el diámetro crítico, este define el mínimo diámetro menor del cono, para que el material sea evacuado de la tolva. Está definido por el esfuerzo mínimo de fluencia del material, el ángulo mínimo de inclinación de la tolva, la densidad del material y la aceleración de la gravedad, a través de la siguiente relación:

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

Ecuación 3.28. Diámetro Crítico de la Tolva [25].

Donde $H(\theta)$ es una relación en función del ángulo mínimo de inclinación del cono, definido por:

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

Ecuación 3.29. Relación de Angulo Mínimo [25].

El diámetro mínimo de salida de la tolva será:

$$d = \left(2 + \frac{17}{60} \right) \cdot \frac{2,916 KPa}{1.300 \frac{Kg}{m^3} \cdot 9.807 \frac{m}{s^2}}$$

$$d = 0.522m$$

Este resultado da una idea del mínimo diámetro menor de la parte cónica de la tolva, para el diseño se utilizará un diámetro inferior de 0.70m y un diámetro superior asignado de 5m. Conociendo el diámetro inferior y la inclinación de la parte cónica es posible dimensionar la tolva, ya que previamente se determinó el volumen que almacenará. En la figura 3.11. se detallan las dimensiones generales de las tolvas de almacenamiento.

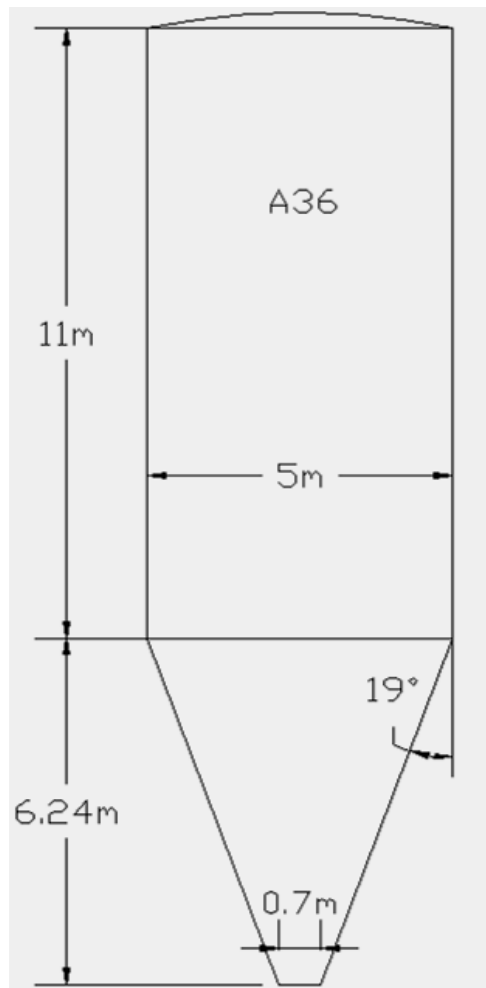


FIGURA 3.11. DIMENSIONES GENERALES DE LA TOLVA.

Para determinar el espesor de pared de la tolva, es necesario hacer un análisis de los esfuerzos y presiones que ejerce el material almacenado en la tolva.

3.5.2. Análisis de Esfuerzos en la Tolva

A diferencia de los fluidos, los sólidos en reposo almacenados en un recipiente, transmiten esfuerzo cortante a las paredes del recipiente; es por esto que la presión en un recipiente que contiene un líquido aumenta linealmente con la altura, mientras que en un sólido almacenado, parte del peso es soportado por las paredes del recipiente, debido a la fricción con las paredes, por lo que la presión no varía linealmente con la altura.

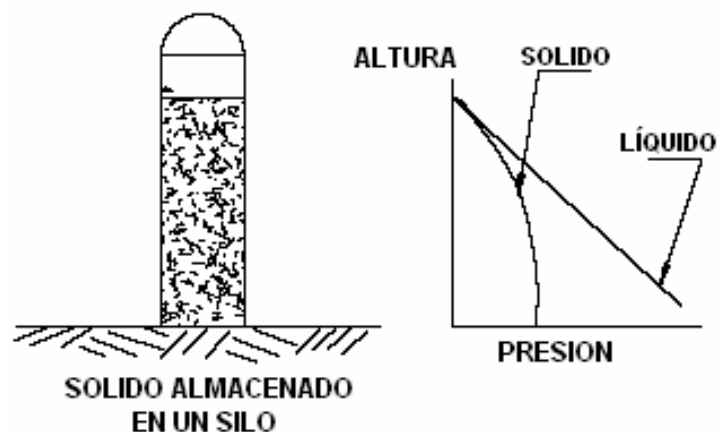


FIGURA 3.12. VARIACIÓN DE LA PRESIÓN CON LA ALTURA. [25]

En la tolva actúan principalmente dos tipos de estados de esfuerzos, el estado activo de esfuerzos y el estado de pasivo de esfuerzos. El estado activo de esfuerzos se presenta en el proceso de llenado de la tolva, el esfuerzo principal actúa

hacia abajo a lo largo del eje vertical de la tolva, y diverge en las cercanías a las paredes de la tolva como se puede observar en la figura 3.13.a. El estado pasivo de esfuerzos actúa en el vaciado de la tolva. En una tolva de flujo de masa todo el material se desplaza y las condiciones de esfuerzo cambian. El material es comprimido horizontalmente, mientras se reduce el esfuerzo vertical debido al flujo, por lo que los esfuerzos que actúan en la dirección horizontal se vuelven mayores como se muestra en la figura 3.13.b.

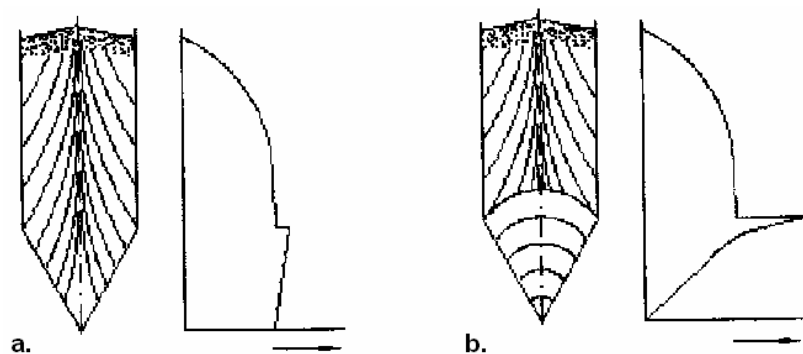


FIGURA 3.13. VARIACIÓN DE ESFUERZOS EN ESTADO ACTIVO Y PASIVO. [25]

En la figura anterior se observa que en la parte cilíndrica durante el estado activo y pasivo la distribución de esfuerzos no varía, pero en cambio en la parte cónica, durante el estado pasivo de esfuerzos, estos se incrementan

considerablemente, y esto se debe a que en la descarga se forman arcos en el material que generan elevados esfuerzos de compactación. Es por esto que para el diseño de la parte cónica se consideran los esfuerzos que se generan en el estado pasivo de esfuerzos.

Esfuerzos en la Parte Cilíndrica

Para la parte cilíndrica los esfuerzos ejercidos por el material son los siguientes:

$$\sigma_y = \frac{\rho \cdot g \cdot D}{4 \cdot \mu \cdot k_j} \cdot \left(1 - e^{-4\mu k_j z / D}\right)$$

Ecuación 3.30. Presión Vertical en la parte Cilíndrica de la Tolva [25].

$$\sigma_n = k_j \cdot \sigma_y$$

Ecuación 3.31. Esfuerzo Normal a las Paredes [25].

$$\tau_w = \mu \cdot \sigma_n$$

Ecuación 3.32. Esfuerzo Cortante sobre las Paredes [25].

$$\mu = \tan(\phi_w)$$

Ecuación 3.33. Ecuación 3.30. Coeficiente de Fricción entre el Material y las Paredes [25].

$$k_j = 1,2 \cdot (1 - \text{sen}(\delta))$$

Ecuación 3.34. Constante de Janssen para la Parte Cilíndrica de la Tolva [25].

Donde:

σ_y = Presión vertical ejercida por el material sobre la tolva.

σ_n = Presión normal a las paredes del cilindro.

τ_w = Esfuerzo cortante sobre las paredes.

ρ = Densidad del material.

g = Aceleración de la gravedad.

k_j = Constante de Janssen.

Φ_w = Angulo de fricción entre material y paredes.

μ = Coeficiente de fricción entre el material y la pared.

z = Coordenada vertical medida desde la parte alta del cilindro.

D = Diámetro.

δ = Angulo de fricción interna.

Reemplazando los valores correspondientes, se encuentran relaciones para los tres tipos de esfuerzos que se ejercen en función de la altura, siendo en máximo esfuerzo en el cilindro

el que se produce en la parte inferior, es decir, a 7,5m de profundidad medido desde la parte superior.

La constante de Janssen para el carbón mineral es:

$$k_j = 1,2 \cdot (1 - \text{sen}(48,8^\circ))$$

$$k_j = 0,297$$

El esfuerzo vertical que ejerce el material sobre la parte cilíndrica de la tolva es:

$$\sigma_y = \frac{1.300 \frac{Kg}{m^3} \cdot 9,8 \frac{m}{s^2} \cdot 5m}{4 \cdot \tan(24,6) \cdot 0,297} \cdot \left(1 - e^{\frac{-4 \cdot (\tan(24,6) \cdot (0,297)) \cdot z}{5m}} \right)$$

$$\sigma_y = 117.115,2 \cdot (1 - e^{(-0,1087) \cdot z})$$

$$\sigma_{y \max} = 81.720,62 Pa$$

El esfuerzo normal que ejerce el material sobre las paredes de la parte cilíndrica es:

$$\sigma_n = k_j \cdot \sigma_y$$

$$\sigma_n = (0,297) \cdot 117.115,2 \cdot (1 - e^{(-0,1087) \cdot z})$$

$$\sigma_{n \max} = 24.261,56 Pa$$

El esfuerzo cortante ejerce el material es:

$$\tau_w = \tan(\phi_w) \cdot \sigma_n$$

$$\tau_w = \tan(24,6) \cdot 0,297 \cdot 117.115,2 \cdot (1 - e^{(-0,1087) \cdot z})$$

$$\tau_w = 15.925 \cdot (1 - e^{(-0,1087) \cdot z})$$

$$\tau_{w\max} = 11.107,81 Pa$$

Esfuerzos es la Parte Cónica.

Los esfuerzos que actúan sobre las paredes son como se muestran en la figura 3.14. En esta figura se aprecian los esfuerzos normales, verticales y cortantes.

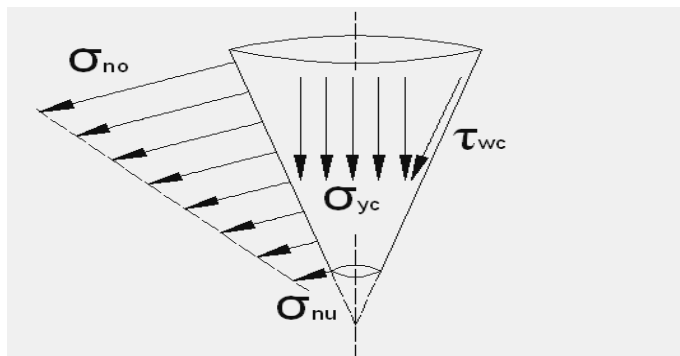


FIGURA 3.14. DISTRIBUCIÓN DE ESFUERZOS EN LA PARTE CONICA DE LA TOLVA. [26]

La presión vertical que el material ejerce sobre la parte inclinada de la tolva está dada por:

$$\sigma_{yc} = \rho \cdot g \cdot \left[\frac{h-z}{n_i} + \left(\frac{\sigma_y|_{\max}}{\rho \cdot g} - \frac{h}{n_i} \right) \cdot \left(1 - \frac{z}{h} \right)^{n_i+1} \right]$$

Ecuación 3.35. Presión Vertical en la parte Inclinada de la Tolva [25].

$$n_i = 2 \cdot \left(1 + \frac{\tan(\phi_w)}{\tan(\theta)} \right) - 3$$

Ecuación 3.36. Término n_i de la Ecuación 3.32 [25].

Donde:

σ_{yc} = Presión vertical ejercida por el material sobre la tolva.

λ = Constante de Janssen.

Φ_w = Angulo de fricción entre material y paredes.

γ = Densidad del material.

θ = Angulo de inclinación de la tolva con respecto al eje vertical.

z = Coordenada vertical medida desde la parte alta de la sección inclinada.

h = Altura de la parte inclinada de la tolva.

$\sigma_{yl_{\max}}$ = Presión vertical actuando en la parte alta de la sección inclinada.

El valor de n_i es:

$$n_i = 2 \cdot \left(1 + \frac{\tan(24,6)}{\tan(19)} \right) - 3$$

$$n_i = 1,66$$

El esfuerzo vertical en la parte inclinada de la tolva en función de la altura es:

$$\sigma_y = 1.300 \frac{kg}{m^3} \cdot 9,8 \frac{m}{s^2} \cdot \left[\frac{6,24m - z}{1,66} + \left(\frac{81.720,62Pa}{1.300 \frac{kg}{m^3} \cdot 9,8 \frac{m}{s^2}} - \frac{6,24m}{1,66} \right) \cdot \left(1 - \frac{z}{6,24m} \right)^{2,66} \right]$$

$$\sigma_y = 12.740 \cdot \left[\frac{6,24 - z}{1,66} + (2,655) \cdot \left(1 - \frac{z}{6,24} \right)^{2,66} \right]$$

El esfuerzo normal que actúa sobre la parte cónica superior está dado por:

$$\sigma_{no(S)} = \sigma_y|_{\max} \cdot 1,8 \cdot \cos^2(90 - \theta) + \sigma_n|_{\max} \cdot \sin^2(90 - \theta) \cdot \left(1 + \frac{\sin(2 \cdot (90 - \theta))}{2 \cdot \tan(\phi_w)} \right)$$

$$\sigma_{no(S)} = 81.720,62Pa \cdot 1,8 \cdot \cos^2(71) + 24.261,56Pa \cdot \sin^2(71) \cdot \left(1 + \frac{\sin(2 \cdot (71))}{2 \cdot \tan(24,6)} \right)$$

$$\sigma_{no(S)} = 51.864,95 Pa$$

El esfuerzo normal que actúa sobre la parte cónica inferior está dado por:

$$\sigma_{nu(I)} = \sigma_y \Big|_{\max} \cdot 1.8 \cdot \cos^2(90 - \theta)$$

$$\sigma_{nu(I)} = 81.720,62 Pa \cdot 1.8 \cdot \cos^2(71)$$

$$\sigma_{nu(I)} = 15.591,50 Pa$$

En el cambio de sección se produce un esfuerzo normal adicional P_s (figura 3.15) que actúa adicional al esfuerzo normal en la parte inclinada superior.

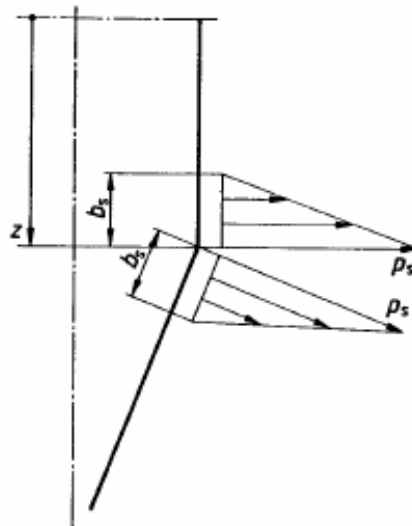


FIGURA 3.15. ESFUERZOS EN CAMBIO DE SECCIÓN. [26]

La norma DIN 1055 parte 6 establece que este esfuerzo que se agrega al esfuerzo normal en la parte superior del cono, es el menor de los esfuerzos P_{S1} y P_{S2} que se enuncian a continuación:

$$P_{S1} = \rho \cdot g \cdot h_{cil}$$

$$P_{S1} = 1.300 \frac{kg}{m^3} \cdot 9,8 \frac{m}{s^2} \cdot 11m$$

$$P_{S1} = 140.140 Pa$$

$$P_{S2} = \rho \cdot g \cdot D$$

$$P_{S2} = 1.300 \frac{kg}{m^3} \cdot 9,8 \frac{m}{s^2} \cdot 5m$$

$$P_{S2} = 63.700 Pa$$

El esfuerzo P_{S2} es el esfuerzo menor de los dos anteriores. La misma norma establece que este esfuerzo es agregado al esfuerzo normal un tramo b_s , como se muestra en la figura 3.13 que está definido por:

$$b_s = 0,3 \cdot D$$

$$b_s = 0,3 \cdot 5m$$

$$b_s = 1,5m$$

El esfuerzo cortante que actúa en el cono en la parte superior está dado por:

$$\tau_{wco(S)} = \sigma_{no} \cdot \tan(\phi_W)$$

$$\tau_{wco(S)} = 51.864,95 \cdot \tan(24,6)$$

$$\tau_{wco(S)} = 23.745,63 Pa$$

El esfuerzo cortante en el cono en la parte inferior está dado por:

$$\tau_{wcu(I)} = \sigma_{nu} \cdot \tan(\phi_W)$$

$$\tau_{wcu(I)} = 15.591,50 \cdot \tan(24,6)$$

$$\tau_{wcu(I)} = 7.138,34 Pa$$

Esfuerzos Debidos a Explosiones de Polvo

El carbón mineral al igual que muchos materiales pulverizados presentan bajo ciertas condiciones de operación presenta riesgo de explosiones.

El sistema de alivio de incrementos de presión por venteo es un método de protección basado en la apertura de unos paramentos débiles (compuertas) en las paredes del lugar que

es propenso a sufrir una explosión, al principio del desarrollo de una explosión, de forma que la fuerza principal de la explosión se disipa en el aire y el aumento de presión se limita a un nivel aceptable. Para la aplicación del venteo de alivio es primordial conocer el desarrollo de la presión en función del tiempo, al producirse una combustión explosiva.

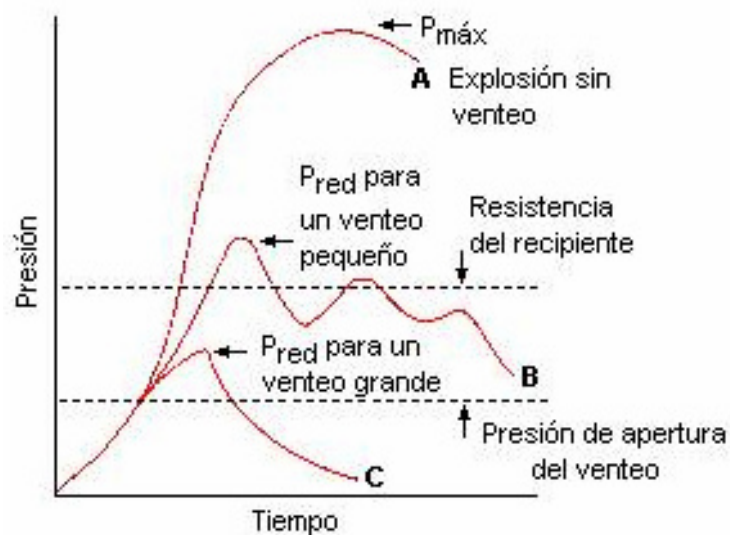
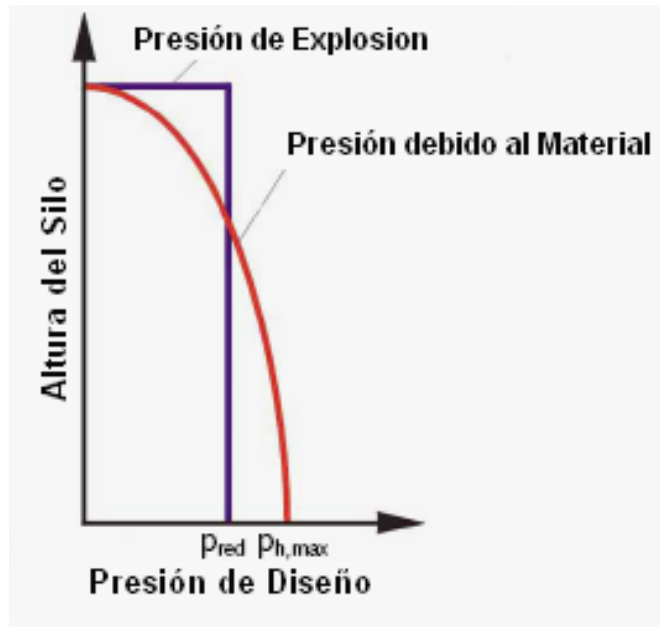


FIGURA 3.16. ESQUEMA DEL INCREMENTO DE PRESIÓN EN UN CONTENEDOR DEBIDO A EXPLOSIÓN [27].

En una explosión que tenga lugar en un recipiente cerrado la presión se desarrolla según la curva A de la fig. 3.16. En ausencia de venteo, la presión puede alcanzar una presión

máxima ($P_{\text{máx}}$) igual o mayor de 10 bar manométricos. Esta presión suele ser superior a la que pueden soportar la mayoría de instalaciones. Si a una presión relativamente baja se abre un venteo de alivio de pequeña superficie, la presión máxima en el recipiente quedará reducida a un valor inferior llamado presión reducida de explosión (P_{red}), como se ilustra en la curva B. En esta gráfica está trazada una línea discontinua que indica la resistencia del recipiente. Se puede observar que la presión reducida P_{red} con un venteo de pequeña superficie aún supera la resistencia del recipiente y podría producir deformaciones y daños de cierta consideración. Para evitarlo se debe diseñar un venteo de área mayor que dé una presión reducida P_{red} inferior como la representada en la curva C. En el gráfico también se indica la presión estática de apertura del venteo (P_{stat}).

El código europeo Eurocódigo Parte 4 recomienda que las tolvas que almacenan materiales que pueden explotar debieran ser diseñadas de forma que resistan explosiones, ó, que tengan suficiente área de alivio de presiones. En la figura 3.17. se observa un esquema sobre la incidencia de la presión de explosión en la tolva



**FIGURA 3.17. ESQUEMA DEL INCREMENTO DE PRESIÓN
EN LA TOLVA DEBIDO A EXPLOSIÓN [27].**

El parámetro más importante en el desarrollo de una explosión es la tasa de máximo incremento de presión $(dp/dt)_{max}$. Este depende de la naturaleza y concentración de las partículas de polvo, tamaños de distribución, estructura de la superficie y es definida con la ayuda de un parámetro característico de cada polvo, la constante K_{St} . Este valor es determinado en pruebas de laboratorio en un contenedor cerrado de 1 m^3 de volumen

según la norma ISO 6184/1 [ISO 6184-1 (1985), Explosion protection systems – Part 1: Determination of explosion indices of combustible dusts in air, 1985.]. En la tabla adjunta se muestra el valor de esta constante y la presión máxima generada en caso de una explosión para el polvo de carbón mineral:

TABLA 29
PROPIEDADES EXPLOSIVAS DEL CARBÓN MINERAL [27]

Tipo de Polvo	K_{St} (bar m/s)	P_{max} (bar)
Polvo de Carbón Mineral	63	4.3

En la tabla anterior se describe el valor K_{St} y la presión máxima que se genera en una explosión de polvo. Para una explosión de polvo de carbón mineral la tasa de incremento de presión está dada por:

$$\frac{dP}{dt} = K_{St} \cdot V^{-\frac{1}{3}}$$

Ecuación 3.37. Término n_i de la Ecuación 3.32 [27].

Donde:

- dP/dt = Tasa de incremento de expresión

- K_{st} = Constante de explosividad
- V = Volumen del contenedor

Según la relación anterior, la tasa de incremento de presión en cada tolva será:

$$\frac{dP}{dt} = 63 \frac{\text{bar} \cdot \text{m}}{\text{s}} \cdot (257 \text{m}^3)^{-\frac{1}{3}}$$

$$\frac{dP}{dt} = 9.91 \frac{\text{bar}}{\text{s}}$$

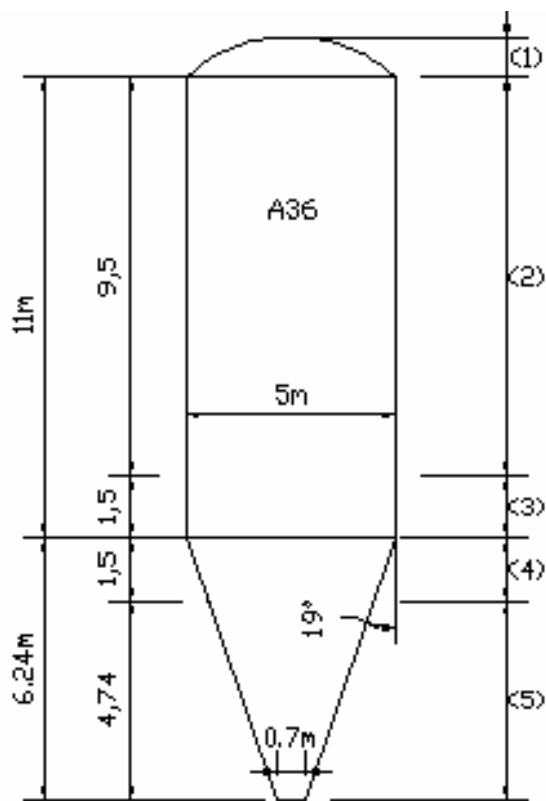
En la figura 3.14 se muestra un bosquejo del incremento de presión en el interior de un silo, la presión P_{red} mostrada en el gráfico, es una fracción de la presión P_{max} . La presión reducida P_{red} es la carga de diseño aplicada debida a explosiones y según el Código Europeo Parte 4 esta toma un valor de entre: $1/20 P_{max} < P_{red} < 1/5 P_{max}$, y para este proyecto se tomará el valor crítico de este rango que corresponde a $1/5 P_{max}$. Este valor de P_{red} equivale al obtenido en un venteo pequeño como se muestra en la figura 3.14 curva B. Así la presión debida a una explosión, que será considerada como una carga adicional a las cargas debidas al material será:

$$P_{red} = \frac{1}{5} (4.3 \text{bar}) = 0.86 \text{Bar} = 86 \text{KPa}$$

TABLA 30
ESFUERZOS PRODUCIDOS EN LA TOLVA

Zona	Esfuerzo Vertical (Material) (Pa)	Esfuerzo Normal			Esfuerzo Cortante (Pa)
		Esfuerzo Normal (Material) (Pa)	Esfuerzo debido a Cambio de Sección (Pa)	Esfuerzo Debido a Explosiones (Pa)	
1	----	----	----	86.000	----
2	$\sigma_y = 117.115,2 \cdot (1 - e^{(-0,1087) \cdot z})$	$\sigma_n = 0.297 \cdot \sigma_y$	----	86.000	$\tau_w = Tan(24,6) \cdot \sigma_n$
3	$\sigma_y = 117.115,2 \cdot (1 - e^{(-0,1087) \cdot z})$	$\sigma_n = 0.297 \cdot \sigma_y$	63.700	86.000	$\tau_w = Tan(24,6) \cdot \sigma_n$
4	$\sigma_y = 12.740 \cdot \left[\frac{6,24-z}{1,66} + (2,655) \cdot \left(1 - \frac{z}{6,24} \right)^{2,66} \right]$	$\sigma_n = 51.864,95 - 5.813,05 \cdot z$	63.700	86.000	$\tau_w = 23.745,63 - 2.661,42 \cdot z$
5	$\sigma_y = 12.740 \cdot \left[\frac{6,24-z}{1,66} + (2,655) \cdot \left(1 - \frac{z}{6,24} \right)^{2,66} \right]$	$\sigma_n = 51.864,95 - 5.813,05 \cdot z$	----	86.000	$\tau_w = 23.745,63 - 2.661,42 \cdot z$

En la tabla anterior se muestra un resumen de los esfuerzos que actúan sobre la tolva, estos esfuerzos han sido enumerados según la zona de la tolva en la que tiene incidencia, en el siguiente gráfico se muestra la tolva dividida en las partes enlistadas en la tabla 30.



**FIGURA 3.18.ZONAS DE INCIDENCIA DE LOS
DIFERENTES ESFUERZOS
ENLISTADOS EN TABLA 30.**

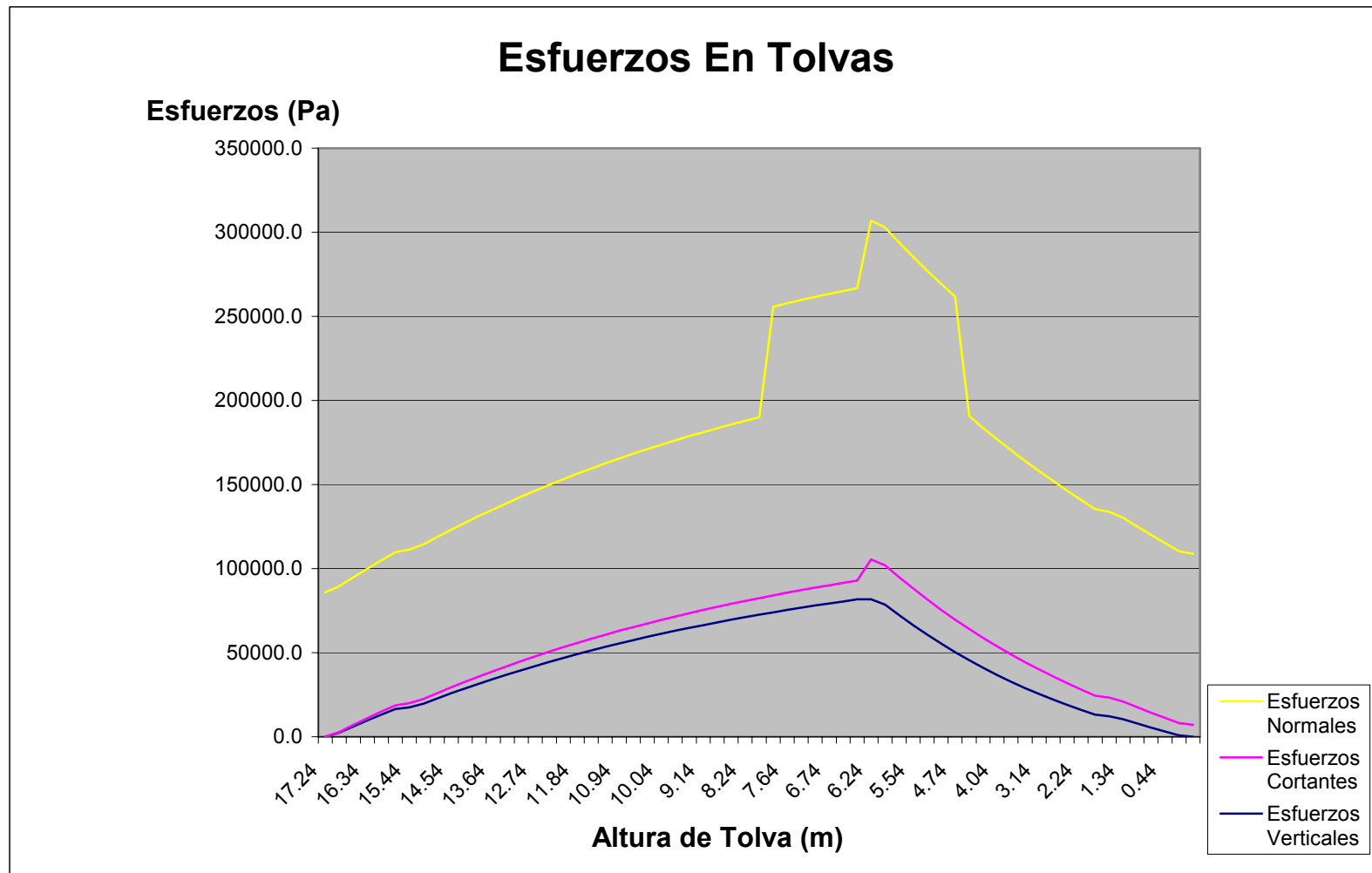


FIGURA 3.19. ESFUERZOS GENERADOS EN LA TOLVA.

Espesores de Pared

En las paredes de la tolva, actúan esfuerzos normales y cortantes, por lo que para determinar los espesores se hace uso del método de elementos finitos (FEM), a través del empleo del software INVENTOR 10 PRO, cuyos resultados se muestran en la siguiente figura y el detalle del análisis se muestra en el apéndice G.

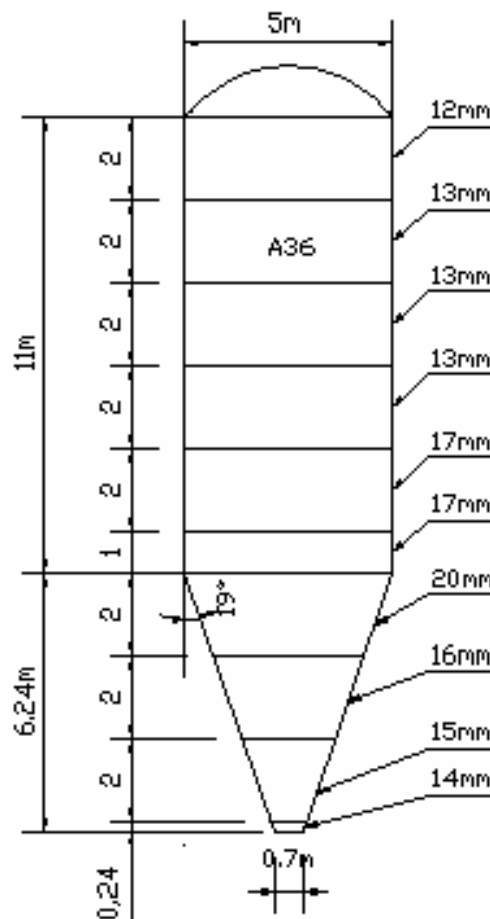


FIGURA 3.20. ESPESORES DE PARED EN TOLVA.

Debido a la posibilidad del evento de una explosión, la cubierta o tapa de la tolva será de forma cóncava elipsoidal, ya que los elementos de esta forma contienen mejor una explosión que los elementos de sección recta. El código API establece que el espesor de un elemento de forma elipsoidal cuya relación de eje mayor a eje menor sea de 2 a 1, sometido a presión interna está dado por:

$$t_{ELIPSE} = \frac{P_{ELIPSE} D_{ELIPSE}}{2SE_J - 0,2P_{ELIPSE}}$$

**Ecuación 3.38. Espesores de Pared en Elementos
Elipsoidales según Código API.**

Donde:

T_{ELIPSE}	=	Espesor del elemento (metros)
P_{ELIPSE}	=	Presión de diseño o presión máxima permitida (Pa)
S	=	Valor del esfuerzo del material (Pa)
E_J	=	Eficiencia de la junta
D_{ELIPSE}	=	Diámetro interior (m)

Según el código API, norma UW-12 la eficiencia de una junta a tope hechas por doble cordón de soldadura y examinada por zonas es de 0.85.

De esta manera, el espesor de la tapa de la tolva está dado por:

$$t = \frac{86.000 Pa \cdot 5m}{2 \cdot 120 \times 10^6 Pa \cdot 0.85 - 0,2 \cdot 86.000 Pa}$$

$$t = 2,1mm$$

El espesor de la cubierta de la tolva será de 3mm, para este cálculo se consideró un factor de seguridad de 2, por lo que se consideró una resistencia del material (acero) de 120 MPa. En el siguiente gráfico se muestra las dimensiones de la cubierta de la tolva.

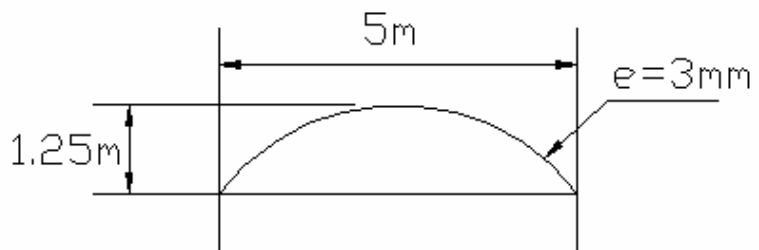


FIGURA 3.21. DIMENSIONES Y ESPESOR DE LA CUBIERTA DE LA TOLVA.

Elementos Rigidizadores

En la figura 3.25 se muestra un esquema de los espesores de los anillos y platinas rigidizadores para el cilindro.

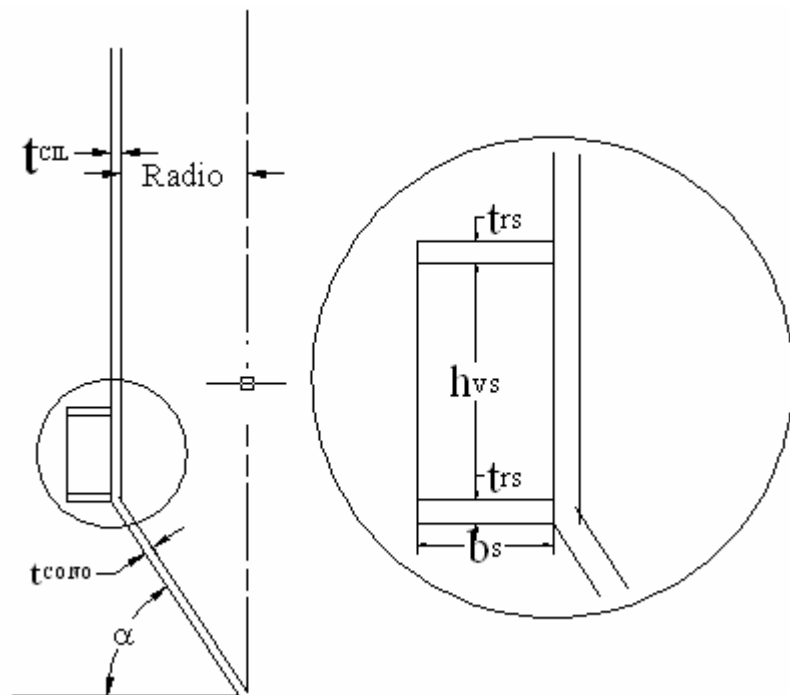


FIGURA 3.22. ELEMENTOS RIGIDIZADORES DE LA PARTE CILINDRICA.

A continuación se describe las correlaciones formuladas por Herzig [32] y Schroth [31].

Para el espesor del anillo rigidizador correspondiente a la parte cilíndrica del cambio de sección t_{rs} , se tiene:

$$2t_{Cilindro} \leq t_{rs} \leq 8t_{Cilindro}$$

$$2 \cdot 17mm \leq t_{rs} \leq 8 \cdot 17mm$$

$$34mm \leq t_{rs} \leq 136mm$$

$$t_{rs} = 40mm$$

El ancho del anillo rigidizador en la parte cilíndrica b_s , está dado por:

$$15t_{Cilindro} \leq b_s \leq 50t_{Cilindro}$$

$$15 \cdot 17mm \leq b_s \leq 50 \cdot 17mm$$

$$255 mm \leq b_s \leq 850 mm$$

$$b_s = 350mm$$

La altura del soporte de los elementos rigidizadores del cilindro h_{vs} , está dado por:

$$h_{vs} = 0,11 \cdot \sqrt{\frac{r_{cil}}{t_{cil}}} \cdot \frac{b_s \cdot t_{vs}}{t_{cil}}$$

$$h_{vs} = 0,11 \cdot \sqrt{\frac{5.000mm}{17mm}} \cdot \frac{350mm \cdot 40mm}{17mm}$$

$$h_{vs} = 1.553,6mm = 1.600mm$$

A continuación se analizarán los elementos rigidizadores de la parte cónica, en la siguiente figura se muestran los elementos del anillo rigidizador:

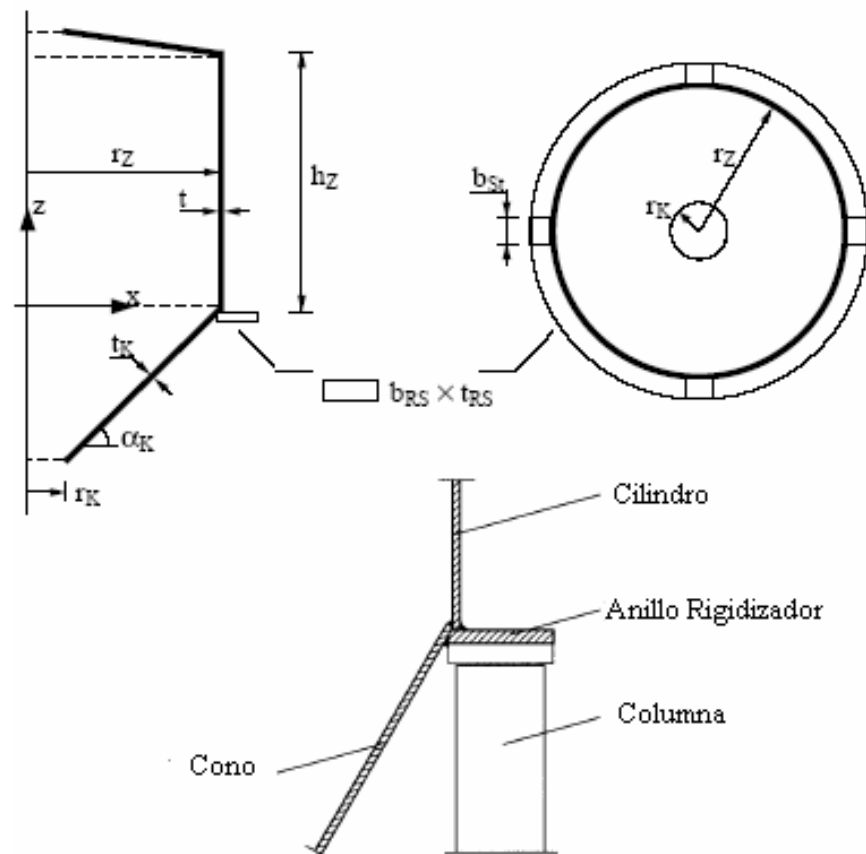


FIGURA 3.23. ELEMENTOS RIGIDIZADORES DE LA PARTE CONICA.

El ancho del anillo rigidizador b_{rs} está dado por:

$$15 \cdot t_{Cono} \leq b_{rs} \leq 50 \cdot t_{Cono}$$

$$15 \cdot 20mm \leq b_s \leq 50 \cdot 20mm$$

$$300 \text{ mm} \leq b_s \leq 1000 \text{ mm}$$

$$b_s = 450mm$$

El espesor del anillo rigidizador t_{rs} está dado por:

$$2 \cdot t_{Cono} \leq b_{rs} \leq 8 \cdot t_{Cono}$$

$$2 \cdot 20mm \leq b_s \leq 8 \cdot 20mm$$

$$40 \text{ mm} \leq b_s \leq 160 \text{ mm}$$

$$b_s = 50mm$$

Celdas de Carga

Las tolvas de almacenamiento llevarán cuatro celdas de carga CE (ver diagrama de flujo, plano PC-FLUJO-01) cada una como elemento de medición del llenado de las mismas. Para la selección de las celdas de carga es necesario conocer el

peso que manejará cada celda, esto es, el peso del material de las tolvas y el peso del polvo de carbón distribuidos en cuatro celdas. La máxima carga que soporta cada celda es de 92.000 Kgf. Del catálogo de BLH (ver apéndice E) se selecciona la celda de carga tipo C2P, cuyo rango de operación es de hasta 136.078 Kgf. Las dimensiones de la celda seleccionada se muestran en la figura 3.27.

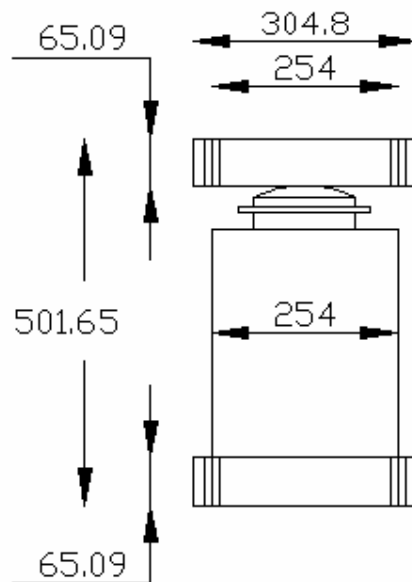


FIGURA 3.24. CELDA DE CARGA SELECCIONADA.

Flujo del Carbón Pulverizado hacia las Tolvas.

El flujo del material es manejado a través de una válvula doble vía VDV que canaliza el llenado hacia una u otra tolva. Luego el material es alimentado por la válvula rotatoria VR2 (ver flujograma en plano PC-FLUJO-01).

El flujo de masa a través de una válvula rotatoria está dado por:

$$m = V \cdot \rho_s \cdot \delta \cdot n \cdot 60$$

Ecuación 3.39. Flujo de Masa en la Válvula Rotatoria.

De donde:

m = Flujo de masa en kg/h

V = Contenido efectivo del rotor en m^3

ρ_s = Densidad de polvo del material transportado en kg/m^3

n = Revoluciones por minuto de la válvula rotatoria en min^{-1}

δ = Tasa de llenado (0.3-0.8)

TABLA 31

TASA DE LLENADO DE UNA VALVULA ROTATORIA [9]

Tasa de llenado para diferentes materiales	δ
Para flujos pobres y materiales ligeros	0.3
Para materiales que fluyen fácilmente	0.6
Materiales que fluyen muy fácilmente y/o son duros	0.8

Para la selección de la válvula rotativa VR2 se considera que el flujo del material en la válvula es de 27 toneladas por hora, como si fuera el 70% de la capacidad, esto se conoce como coeficiente llenado (0.7) cuya finalidad es la de sobredimensionar la válvula, para prever cambios futuros en la alimentación ó atascos en la válvula por encontrarse al total de la capacidad.

Los pies cúbicos por minuto (CFM) que maneja la válvula son:

$$Q_{VALVULA-TEÓRICO} = 27 \frac{ton}{hora} \times 2.200 \frac{lbs}{ton} \times \frac{1 hora}{60 min} \times \frac{1}{81,16 \frac{lb}{pie^3}}$$

$$Q_{VALVULA-TEÓRICO} = 12,20 CFM$$

Finalmente el caudal de la válvula es:

$$Q_{VALVULA-TEÓRICO} = 12,20 \frac{ton}{hora} \times \frac{1}{0,7}$$

$$Q_{VALVULA-TEÓRICO} = 17,43 CFM$$

La densidad considerada en el cálculo anterior corresponde a la densidad del carbón mineral pulverizado (81,16 lb/pie³, ó su equivalente 1.300 kg/m³).

Del Apéndice C se puede observar que la válvula rotatoria de dimensiones 18 x 18 a una velocidad de 10 RPM, maneja un caudal de 21 CFM.

Haciendo una relación entre el flujo del material (pies³/min), y el desplazamiento de la válvula seleccionada (pies³/rev), se obtiene la velocidad mínima de rotación que debería tener la válvula.

$$\omega_{VALVULA} = \frac{Q_{VALVULA}}{Tasa.de.desplazamiento}$$

$$\omega_{VALVULA} = \frac{17,43 \frac{pie^3}{min}}{2,10} = 8,30 RPM$$

En el mismo apéndice C se muestran las dimensiones para la válvula rotatoria del modelo 18 x 18, las dimensiones se muestran en la figura 3.28.

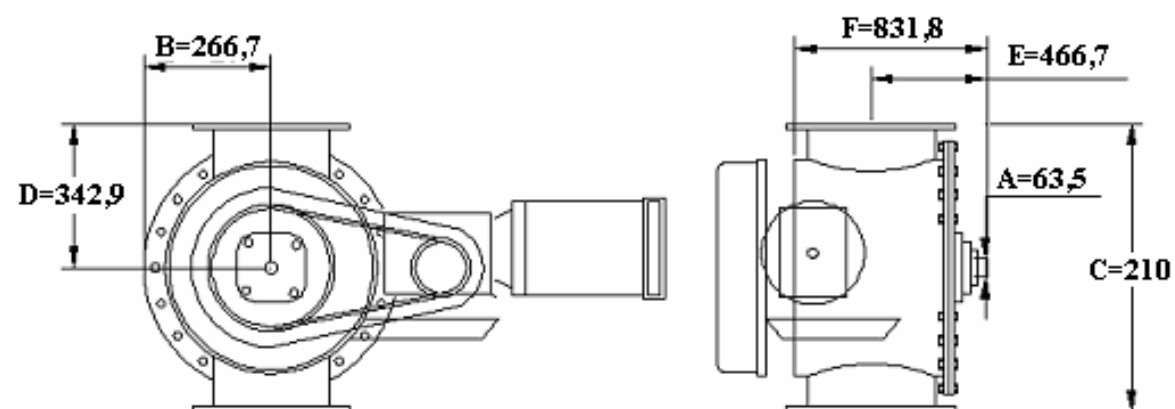


FIGURA 3.25. DIMENSIONES DE LA VALVULA DE ALIMENTACIÓN A LAS TOLVAS

La potencia requerida para la operación de la válvula rotatoria es aproximada de la tabla 14. Para un volumen de acarreo de 21 CFM, ó, 0.099 m³/h, se tiene un diámetro de rotor de 250mm y una potencia de 3/4 HP. Fabricantes que proveen ésta válvula rotatoria son WAM (USA) y DONALSON (USA).

TABLA 32

POTENCIA REQUERIDA PARA LA VALVULA ROTATORIA

Diámetro (mm)	Volumen de Acarreo (m ³)	Potencia	
		kW	HP
200	0.004 - 0.005	0.55	3/4
250	0.008 - 0.010	0.55	3/4
350	0.015 - 0.018	0.75	1
400	0.030 - 0.038	1.1	1.5
480	0.040 - 0.060	2.2	3
550	0.090 - 0.100	2.2	3

Aislamiento de las Paredes de las Tolvas.

Debido al eminente peligro de explosiones de polvo de carbón, es necesario aislar las paredes de las tolvas debido a

que la posibilidad de condensación de algo de humedad presente en los gases de combustión podría hacer que se formen pequeños cúmulos de polvo en las paredes volviéndose estos en posibles fuentes de ignición, por lo que se aislará las paredes de modo que la temperatura del interior se mantenga dentro del rango de temperatura del flujo del polvo. Según el diagrama de temperaturas y caídas de presión (plano PC-TEMP-07), la temperatura a la que el carbón mineral sale del colector e ingresa a las tolvas es de 151.35°C aproximadamente, esta temperatura puede ser ligeramente menor debido al calor que puede fluir desde el colector de polvos CP, pero como este está aislado, estas pérdidas de calor se consideran despreciables. Se proveerá de una capa de aislamiento a las paredes de las tolvas de manera que se mantenga dicha temperatura, una relación que permite hallar el espesor necesario, está dada por:

$$q_k = \frac{2 \cdot \pi \cdot (T_{si} - T_{so}) \cdot L \cdot k}{\ln\left(\frac{r_o}{r_i}\right)}$$

Donde:

- q_k = Calor que fluye por conducción (vatios).
- T_{si} = Temperatura de superficie interior (K).

- T_{so} = Temperatura de la superficie exterior (K).
- k = Conductividad del material aislante. (W/mK).
- L = Longitud (m).
- r_i = Radio interior (m).
- r_o = Radio exterior (m).

Por simplificación del problema se asume que la resistencia de la pared de las tolvas es despreciable, con lo que se analiza el flujo de calor en el aislamiento. El calor que fluye por conducción en la placa del material aislante es el calor que fluye desde el carbón calculado de acuerdo a la ecuación 3.11 (sección 3.1.1 página 25) con un valor de 26853.8 watios. Así mismo se asumirá como si el cuerpo de la tolva fuera el de un cilindro, porque ésta forma geométrica es más crítica en transferencia de calor que la forma cónica, y abrevia el problema. De esta forma el espesor será:

$$26.853,8 = \frac{2 \cdot \pi \cdot (155 - 27) \cdot 17,24 \cdot 0,037}{\ln\left(\frac{r_o}{2,5}\right)}$$

$$r_o = 2,548m$$

$$e = r_o - r_i = 48,2mm$$

Revisando el resultado anterior, la conductividad usada en el cálculo es la de la lana de vidrio, que es el mismo aislante que se usará en las paredes del ducto de transporte neumático. El espesor que se aplicará a las paredes de las tolvas será de 50mm con una cubierta de plancha de acero A36 de 2mm de espesor.

CAPITULO 4

4. SISTEMAS DE PROTECCIÓN CONTRA INCENDIOS Y EXPLOSIONES.

4.1. Generalidades.

Aunque el carbón puede ser manejado con seguridad y puede ser un combustible muy eficiente, existen riesgos de incendios y explosiones que se acentúan con la reducción en el tamaño de las partículas. Las partículas de carbón pueden provocar un incendio y/o propagar una explosión en diferentes equipos y sistemas del proceso de molienda, como por ejemplo en ciclones, filtros, molinos, deshidratadores y sistemas de transporte.

El fuego o combustión es una rápida reacción química de oxidación de carácter exotérmico (y de luz), auto-alimentada, con presencia de un combustible en fase sólida, líquida o gaseosa.

El estudio de la dinámica del fuego y de su extinción supone la utilización de disciplinas tales como la mecánica de fluidos, las transferencias de calor y materia, y la cinética química. Sin embargo, con frecuencia se emplea un triángulo para representar los elementos básicos del fuego, siendo ésta una forma intuitiva del fuego y de sus métodos de extinción.

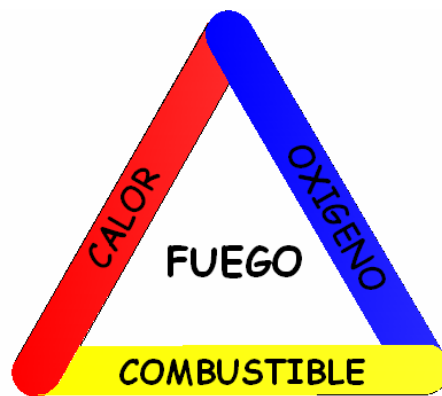


FIGURA 4.1. TRIANGULO DE FUEGO

El triángulo del fuego es una simplificación gráfica habitual para describir el proceso de la combustión. Con éste gráfico se pretende entender que el fuego no puede producirse sin que se unieran tres elementos: El combustible, el comburente y la energía de activación (calor); que podemos definir de la forma siguiente:

De la energía desprendida en la reacción parte se disipa en el ambiente provocando los efectos térmicos derivados del incendio y

el resto calienta a unos productos reaccionantes aportando la energía de activación precisa para que el proceso continúe.

Una explosión es una súbita liberación de gas a alta presión en el ambiente. Su energía se disipa en forma de onda de choque cuando la velocidad de liberación es sónica o supersónica.



FIGURA 4.2. PENTAGONO DE EXPLOSION

Para que ocurra una explosión, existen cinco elementos necesarios que deben estar presentes simultáneamente, estos son: Combustible, calor, oxígeno, suspensión y confinamiento. Estos elementos forman los cinco lados del pentágono de explosión. Como en el triángulo de fuego, removiendo uno de estos elementos se puede impedir que se propague una explosión. Por ejemplo, si combustible, calor, oxígeno y confinamiento estuviesen juntos en

cantidades apropiadas, una explosión todavía no sería posible sin la suspensión del combustible, aunque en éste caso el fuego si ocurriría.

Para que se produzca fuego, la suspensión del combustible no es un parámetro necesario, pero si lo es para que ocurra una explosión. Ciertamente, éste es un peligro que se presenta siempre que el carbón pulverizado se encuentre en suspensión, porque solo necesita encontrar una fuente de calor para que ocurra una explosión. Si una capa de polvo de carbón que se encuentra en el suelo, empieza a sufrir combustión espontánea, una explosión es inminente sí, de alguna manera esta capa se coloca en suspensión.

El confinamiento mantiene las finas partículas de carbón en cerca proximidad, después de que estas son colocadas en suspensión. Sin esta cercanía, la transferencia de calor no podría ocurrir lo suficientemente rápido como para continuar la propagación. Sin confinamiento, una explosión no podría propagarse. Si una explosión sale de la planta hacia la atmósfera, el confinamiento es eliminado y el carbón sin quemar va a caer al suelo. Así, si el confinamiento se pierde, la velocidad del aire va a caer y el polvo de carbón adicional no va a estar en suspensión y la explosión va a quedar extinguida.

La velocidad y duración del movimiento del aire en una explosión, podría dispersar polvo de carbón adicional desde el suelo, paredes y equipos. Un huracán causa daño sustancial cuando la velocidad del viento es de 150 a 200 millas por hora (230 a 290 pies por segundo). En la mayoría de las explosiones de polvo de carbón, la velocidad del aire excede las 200 millas por hora.

Todo esto hace necesario mantener buenas prácticas de seguridad porque los equipos o los procesos no siempre son diseñados para resistir las presiones internas generada por una explosión. Una vez que se desencadena una explosión y desde el confinamiento del combustible hacia la planta, una segunda explosión puede producirse por polvo adicional suspendido en la planta. Cuando los residuos del polvo de carbón son eliminados de la planta, allí no habría el combustible necesario para continuar una explosión. Esta segunda explosión es la responsable de los daños mas graves en la planta, de serias lesiones y de perdidas de vidas en el personal.

Los efectos de la explosión en el ambiente dependen de:

- a)** La velocidad de descarga.
- b)** La presión en el momento de la liberación.

- c) El volumen de gas liberado.
- d) Factores direccionales que regulan la descarga.
- e) Efectos mecánicos coincidentes con la descarga.
- f) La temperatura del gas.

La intensidad inicial de la onda de presión (amplitud) depende de la presión del gas en el momento de la liberación. La presión se equilibra a la velocidad del sonido. La mayoría de las explosiones involucran algún medio de confinamiento. Al romperse el contenedor la onda de presión no suele ser igual en todas las direcciones.

4.2. Riesgos de Incendio y/o Explosión de Carbón Mineral Pulverizado.

Cualquier material sólido que se quema en el aire puede explotar cuando se encuentra como un polvo finamente dividido. Aunque hay materiales que se oxidan más lentamente, podrían encenderse catastróficamente si el tamaño de partícula es lo suficientemente pequeño. En un polvo, la superficie en la que ocurre la oxidación es muy grande y el volumen de partícula es muy pequeño, así la temperatura se incrementa.

En el diseño de equipos y plantas, para eliminar riesgos y minimizar el daño debido a fallas, es necesario considerar no solo cada sección individualmente, sino toda la planta como uno solo. De esta forma no debería una capa de polvo ser responsable de la propagación de una explosión desde un área hasta otra, y la falla en un área debería no producir una condición de riesgo en la siguiente operación.

Aunque es posible ganar mucho conocimiento de las fuentes de ignición desde el análisis de los resultados de una explosión, esta práctica raramente se la lleva a cabo, excepto donde el daño es demasiado severo para identificar las causas. A veces, los estudios revelan dos o tres posibles fuentes de ignición, y el accidente es reportado sin el conocimiento de la fuente, o se puede suponer alguna, como la fuente más probable de las posibilidades dadas. El resultado es, que es posible que estos datos estadísticos e historiales de casos puedan ser tomados como una guía general de posibles fuentes de ignición, fallas en plantas y posibles situaciones que pueden ser evitadas. La Nacional Fire Protection Association en los Estados Unidos, y la Fire Protection Journal en Inglaterra, publican reportes relacionados a fuegos y explosiones.

Consideraciones en las Instalaciones.

Existen muchos riesgos de incendios y/o explosión asociados con el manejo de combustibles pulverizados. Pero con el entendimiento de estos fenómenos, estos tipos de accidentes pueden ser evitados.

Este mismo conocimiento es aplicado en la preparación de plantas donde se procesan grandes tonelajes de carbón. En cada área donde se maneja y cada pieza de los equipos en el proceso poseen riesgos individuales. A continuación se enumeran los lugares que son riesgos potenciales en la plantas.

Molino de Carbón.

Bajo condiciones normales de operación, el carbón mineral ingresa al molino a través de un sistema de alimentación, como por ejemplo, una válvula rotatoria. La válvula rotatoria permite al carbón mineral ingresar al molino y previene el ingreso de aire exterior al sistema. Generalmente el aire exterior tiene un mayor contenido de oxígeno que el aire que circula en el interior del molino, y éste oxígeno adicional puede completar el triángulo de fuego ó el pentágono de explosión, produciendo un desastre.

A medida que el carbón es molido, una corriente de aire caliente ingresa desde el fondo del molino en dirección hacia la parte alta del pulverizador. Este aire es usado para la deshidratación y el transporte del carbón pulverizado. Este aire caliente generalmente proviene de los gases de combustión, que están alrededor de los 400°C. Esta elevada temperatura puede ser una fuente de calor para cualquier partícula de carbón que se pueda encontrar depositada a lo largo de las superficies internas del molino.

Los mayores riesgos de explosiones asociados con un pulverizador están relacionados a los procedimientos de apagado y encendido del sistema. Cuando el molino es apagado, estando éste cargado, las partículas de carbón caen, encontrándose las superficies internas del molino a elevada temperatura, pudiendo empezar inmediatamente un proceso de combustión espontánea. Si el sistema es reencendido sin un completo conocimiento de las condiciones internas, puede ocurrir una explosión cuando se suspendan las partículas calientes. Además, cuando ingresan al molino materiales extraños con la alimentación del carbón al pulverizador puede crearse una condición peligrosa. Materiales ferrosos pueden causar chispas de alta temperatura capaces de iniciar una explosión. Así mismo, los materiales extraños pueden

alterar el diseño de flujo de aire y puede causar lugares muertos donde el polvo de carbón pueda acumularse.

Ventilador Primario.

Si el ventilador está por debajo del nivel del pulverizador, se ejerce una presión negativa o de succión en el pulverizador. La desventaja de esto, está en que el carbón pulverizado circula a través de las aspas del ventilador. Esto no es un problema siempre que no exista una fuente de ignición. Por otro lado, si el ventilador se encuentra sobre el nivel del molino, se ejerce una presión positiva en el molino. En este caso, pequeñas partículas de carbón pueden encontrar una abertura de salida del molino. Si una explosión ocurre en la planta, esto puede ser causa para una segunda gran explosión.

Colector de Polvo.

Después de que el carbón ha sido pulverizado a un tamaño suficientemente pequeño, los gases de transporte salen por la parte alta del molino a través de un clasificador. Cuando estas pequeñas partículas salen del clasificador, son transportadas a través de un ducto hacia el colector de polvo. En el colector ingresa una corriente

de gases junto con el polvo de carbón, dentro del colector, las partículas son retenidas, y los gases son separados y dirigidos hacia una chimenea de desfogue.

En el colector, todo el carbón es capturado en filtros tipo mangas, este es descargado paulatinamente hacia las tolvas de alimentación.

El colector de polvo es un área crítica donde la industria ha experimentado muchos fuegos. El carbón es altamente susceptible a sufrir de auto oxidación. La probabilidad de un fuego como resultado de una combustión espontánea aumenta durante los periodos de para de la planta. La electricidad estática en el colector puede ser una fuente de ignición, por lo que los métodos de conexión a tierra son apropiados y el uso de bolsas semiconductoras son esenciales para minimizar el peligro.

Tolvas de Almacenamiento.

Las tolvas son elementos en los que se almacena el carbón pulverizado para su posterior dosificación al quemador. Las tolvas son usualmente equipadas con sensores mecánicos para detectar el nivel de almacenamiento. El carbón dentro de la tolva puede ser susceptible a sufrir combustión espontánea. Es por esto que es buena práctica colocar termocuplas en el interior de la tolva para dar

advertencia en caso de que se produzca fuego; aunque los sensores de monóxido de carbono son más fiables en la detección de fuegos.

4.3. Factores que Influyen sobre el Riesgo.

Para comprender completamente los riesgos del uso del carbón pulverizado como combustible, se debería estar familiarizado con los factores que típicamente intervienen en el desarrollo de una explosión. En términos generales, los polvos son clasificados de acuerdo a la facilidad con que son encendidos. La United States Fire Code clasifica a los materiales peligrosos en tres grupos; los materiales peligrosos de clase I, se refiere a los gases inflamables, subdivididos en clases A a D. Los materiales peligrosos de clase II son polvos con subgrupos E, F y G. Por ejemplo el grupo E se refiere a atmósferas que contienen polvos metálicos, el grupo F se refiere a atmósferas que contienen polvos de carbón y el grupo G se refiere a atmósferas que contienen flúor. Los materiales peligrosos de clase III se refiere a limallas de fibras.

La ubicación de los riesgos en Estados Unidos es dada por la clase y subgrupo definiendo el tipo de material inflamable presente, y una división para definir la probabilidad para encontrar el material presente en cualquier tiempo. En 1962, el Comité de Minas de

Estados Unidos, describió los polvos según un índice de explosibilidad, en el cual, los parámetros de explosión fueron comparados con un polvo estándar tomado del carbón de Pittsburgh. El índice de explosibilidad fue definido según la sensibilidad a ser encendido, en relación a las propiedades térmicas de la explosión. La sensibilidad al encendido fue definida según la facilidad que el polvo tenga para ser encendido. Los resultados de ignición son medidos en términos de la máxima presión producida y la tasa a la cual se incrementó. La explosibilidad es dada según las características y proporción de los productos de ignición, esto es:

$$\frac{\text{Energía}_{|M-I} \times \text{Temp}_{|M-I} \times \text{Concentración}_{|M-E} \text{ (muestra de carbón)}}{\text{Energía}_{|M-I} \times \text{Temp}_{|M-I} \times \text{Concentración}_{|M-E} \text{ (carbón de Pittsburgh)}}$$

Donde los subíndices M-I y M-E se refieren a los valores mínimo de ignición y mínimo explosivo respectivamente. La severidad de la explosión según la energía mínima de ignición está dada por:

$$\frac{\text{Max.Presión} \times \text{Máx Incremento de Tasa de Presión (muestra de polvo)}}{\text{Max.Presión} \times \text{Máx Incremento de Tasa de Presión (carbón de Pittsburgh)}}$$

Este método, de presentar la explosibilidad y la severidad de una explosión en comparación con un polvo de carbón, elimina algunas de las incertidumbres introducidas por los diferentes equipos de

pruebas. Sin embargo, esto requiere de que un gran rango de pruebas sean llevadas a cabo para caracterizar cada material.

En todos los casos, el poder de ignición y de explosión son una función de la distribución del tamaño de partícula. En la mayoría de las normas, sólo las partículas que pasan a través de una malla de 75 μm son analizadas, pero las diferencias son observadas según la distribución y según el rango de cambios.

4.3.1. Factores que Influyen en la Ignición.

Todos los combustibles que arden con llama, entran en combustión en fase gaseosa. Cuando el combustible es sólido o líquido, es necesario un aporte previo de energía para llevarlo al estado gaseoso. La peligrosidad de un combustible respecto a su ignición va a depender de una serie de variables.

Temperatura

La mínima temperatura de una nube de polvo de carbón en cualquier lugar, es de 425 $^{\circ}\text{C}$ para lignito seco y de 800 $^{\circ}\text{C}$ para ciertos tipos de antracita. Para el carbón bituminoso, la

mínima temperatura de ignición está entre 500 y 625 °C. La temperatura mínima de ignición para que se genere un auto-encendido en una capa de polvo, es mucho menor, para ciertos carbones bituminosos, esta temperatura está en el orden de los 150 °C. La energía eléctrica requerida para encender una nube de polvo de carbón bituminoso es de 60 mJ, y se incrementa con la turbulencia de la nube.

TABLA 33
CARACTERÍSTICAS DE IGNICIÓN DE POLVOS
DE CARBÓN MINERAL [33]

Temperaturas Mínimas de Ignición de Nubes de Polvo de Carbón	
Lignito	425 °C
Antracita	800 °C
Bituminoso	500 - 625 °C
Temperaturas Mínimas de Ignición para Auto-encendido	
Bituminoso	150 °C
Energía Mínima para Ignición de Capa de Polvo	
Bituminoso	60 mJ

Temperatura de Auto-Ignición

Cuando una mezcla inflamable es calentada a cierta temperatura, comienza una reacción química que ocurre

espontáneamente, ésta temperatura crítica de una mezcla aire-combustible, es llamada temperatura mínima de auto-ignición. Una definición más precisa es: La temperatura de auto-ignición, es la temperatura más baja de una pared caliente adyacente, para una mezcla aire combustible, que puede llevar al encendido de dicha mezcla.

Mínima Concentración Explosiva

Esta es la mínima cantidad de polvo de polvo de carbón en suspensión que puede propagar una explosión y generar suficiente presión para causar daños. La mínima concentración explosiva para carbones bituminosos es aproximadamente 0.10 onza por pie cúbico (100 gramos por metro cúbico). A ésta concentración, se vuelve imposible la respiración para una persona, la cantidad de polvo en el aire es 25.000 veces mayor que el promedio de la concentración de polvo respirable. Pruebas experimentales han determinado que una capa de polvo de carbón a la mínima concentración explosiva es de alrededor de 0.005 pulgada de espesor, éste espesor es casi inobservable; en otras palabras, si las huellas de zapatos son visibles en polvo de carbón o si el polvo de

carbón es visible en las paredes de la planta, entonces existe suficiente como para propagar una explosión. El límite superior explosivo aún no está bien definido, pero pruebas experimentales han probado que a una concentración de 3.8 onzas por pie cúbico, se puede propagar a velocidad baja una explosión y que a 5 onzas por pie cúbico podría auto-apagarse dentro de 10 pies de ignición. La presencia de otros polvos inflamables o gases pueden disminuir el valor de la mínima concentración explosiva, incrementando así los riesgos de explosión. Por otro lado el riesgo puede ser disminuido con la adición de cenizas, gases inertes y demás materiales inertes.

A través de años de investigación en la seguridad laboral en la industria, se ha establecido las propiedades que caracterizan la reactividad y daño potencial de varias sustancias combustibles. Estos datos son el eje vertebral para la seguridad laboral contra explosiones en la industria. Una excelente fuente de información de estos datos es la US Bureau of Mines.

Concentración de Combustible

Para que sea posible la ignición, debe existir una concentración de combustible suficiente en una atmósfera oxidante dada. Pero no todas las mezclas combustible-comburente son susceptibles de entrar en combustión, sino que solamente reaccionarán algunas mezclas determinadas.

Se definen los límites de inflamabilidad como los límites extremos de concentración de un combustible dentro de un medio oxidante en cuyo seno puede producirse una combustión.

Límites de Inflamabilidad.

Una premezcla de aire combustible, va a ser quemada sólo si está dentro del rango de los límites superior e inferior de inflamabilidad (LSI y LII, respectivamente). Los límites de inflamabilidad, son datos obtenidos experimentalmente, que dependen de la temperatura inicial y de la presión. Las condiciones de las pruebas estándar son: 25⁰C y 1 atmósfera. Si el límite inflamable superior ha sido pasado, uno debe procurar ir a través de la concentración inflamable durante el

proceso de dilución; por lo que es buena práctica operar de manera segura por debajo de los límites de inflamabilidad.

En la figura 4.3., se muestra el rango de inflamabilidad, el mismo que va a ser mas grande a medida que se incrementa la temperatura inicial.

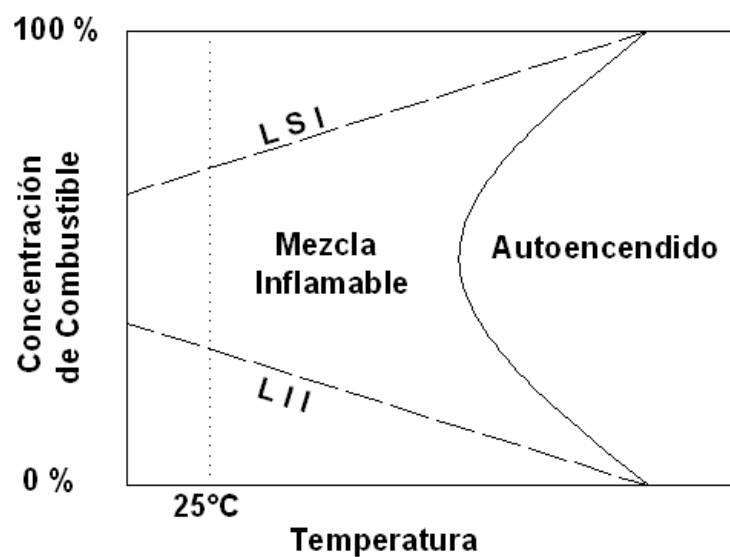


FIGURA 4.3. RANGO DE INFLAMABILIDAD SEGÚN LA CONCENTRACIÓN DE COMBUSTIBLE Y TEMPERATURA [34]

Energía Mínima de Ignición.

La energía mínima de ignición es una medida de la energía requerida para una fuente de ignición localizada, como una

chispa, para encender una mezcla aire – combustible. La energía de ignición depende de la concentración del combustible. Para la mayoría de los combustibles, la energía mínima de ignición está entre 0.1 y 0.3 mJ en aire ambiente normal.

Campo de Inflamabilidad.

A las concentraciones intermedias entre ambos límites se denomina rango o campo de inflamabilidad, y son mezclas capaces de entrar en combustión.

Para explicar el significado de dichos límites, se puede citar como ejemplo un producto de combustión presente en todos los fuegos, como es el monóxido de carbono (CO). Sus límites varían del 12,5 % al 74 % de contenido de una mezcla con aire. Esto significa que si la atmósfera del local contiene 12,5 % o más de CO pero no menos que el 74 %, puede arder o explotar. Si el porcentaje es inferior al 12,5 % se considera que la mezcla se encuentra por debajo del límite inferior de inflamabilidad L.I.I., es decir, es demasiado pobre en combustible para arder. Cuando el contenido de CO es

superior al 74 %, la mezcla se encuentra por encima del límite superior de inflamabilidad L.S.I., es decir, es demasiado rica en combustible para arder.

Tamaño de Partículas.

Experimentos han mostrado que las partículas de carbón bituminoso que pasan a través de una malla estándar número 20 pueden correr riesgo de explosión. Una malla número 20 permite pasar a través de ella partículas con tamaño inferior a 841 micrones (0.03 pulgadas). Para tamaños inferiores al anterior, los riesgos de explosión son mucho mayores.

En un sistema de combustible pulverizado, típicamente el carbón es reducido a tamaños de partícula tal que cuando menos el 85% pase por una malla estándar número 200, ésta permite pasar tamaños inferiores a 74 micrones (0.003 pulgadas).

Las partículas de polvo de carbón requieren menos energía o temperatura para ignición, además, la transferencia de calor es más rápida entre partículas más pequeñas.

4.3.2. Factores que Influyen en la Combustión.

Los factores más importantes que contribuyen a la peligrosidad de un combustible una vez inflamado son:

Poder Calorífico.

Es la cantidad de calor emitida por un combustible por unidad de masa. A mayor poder calorífico del combustible mayor será la temperatura de los materiales provocando la propagación del fuego.

Velocidad de la Combustión.

Es una medida de la cantidad de combustible consumida por unidad de tiempo en unas condiciones dadas. La velocidad de la combustión depende en alto grado de la forma del combustible, cantidad de aire existente, contenido de humedad y otros factores relacionados con éstos; sin embargo, para que la combustión continúe, es siempre necesario que se produzca una evaporación progresiva de los sólidos y líquidos por su exposición al calor.

Velocidad de Propagación de la Llama.

Es la medida de la velocidad superficial de propagación de las llamas en un combustible e indica la capacidad de extensión y propagación de un fuego.

En comparación con los combustibles líquidos, la propagación del fuego sobre la mayor parte de los sólidos es bastante lenta. La principal razón de esta diferencia se deriva de la presencia de vapores fácilmente inflamables en los primeros. Además, los gases producidos por pirólisis, durante la combustión de los sólidos deben mezclarse con la debida proporción de aire para que puedan inflamarse. Por tanto, la propagación de las llamas depende a menudo de la necesidad que tienen estos gases de encontrar un abastecimiento adecuado de aire para consumirse progresivamente.

Calor de Reacción.

En la tecnología de la combustión se usa el calor de combustión como una medida de la energía límite en el combustible. Esta propiedad generalmente viene dada como

energía por unidad de masa de combustible. Algunos combustibles pueden tener valores bajos de calor de combustión, pero pueden todavía poseer una gran potencial explosivo. Con respecto a los riesgos de explosiones, el calor de reacción de una premezcla aire combustible es una propiedad importante en la caracterización del contenido de energía. Esto nos dice que cantidad de energía por unidad de volumen debe haber en una mezcla explosiva.

4.4. Prevención y Protección del Riesgo de Incendio y Explosión.

La prevención y protección del riesgo de incendios y explosiones se centra en los siguientes aspectos:

- I. Escape.-** En partes del proceso debe haber secciones débiles, ó, trampas que permitan liberar el exceso de presión rápidamente sin causar daños.
- II. Supresión.-** Cuando las etapas iniciales de una explosión son detectadas, se inicia la descarga de material para extinguir la posibilidad de ignición.

III. Inertización.- El nivel de oxígeno en el equipo es reducido a uno tan bajo que no permita la oxidación que proceda rápidamente a una explosión.

IV. Contención.- Los equipos deben ser contruidos lo suficientemente robustos para contener una explosión y así eliminar cualquier daño externo.

Para que ocurra una explosión como se observó en el pentágono de la explosión (figura 4.2) debe existir cinco condiciones simultáneamente:

- i. Debe existir material combustible.
- ii. Debe haber suficiente oxígeno para la combustión.
- iii. Debe haber una fuente de ignición de suficiente energía.
- iv. Debe haber una nube de polvo que se encuentre dentro de los límites explosivos.
- v. Debe haber alguna forma de confinamiento que permita un incremento de presión.

Lo anterior debe ser siempre considerado, para tener la total certeza de eliminar todas las posibles fuentes de ignición, a menos que el polvo involucrado sea extremadamente difícil de encender. Entonces, si existe la posibilidad de formación de una nube de polvo explosiva, bajo cualquier circunstancia, alguna forma de protección

que prevenga daños y pérdidas en la planta, debe ser aplicada. Los cuatro métodos de protección descritos anteriormente tratan sobre como remover uno de los requerimientos para permitir la ignición, ó, para permitir una explosión de manera controlada. La elección de un método de protección depende del tamaño de la planta, el tipo de producto involucrado, y la disponibilidad económica.

Las explosiones de polvo son clasificadas según el valor K_{st} , este valor es una constante para cada polvo y define la velocidad de liberación de presión en un espacio. La tabla 34 describe esta clasificación.

TABLA 34
CLASIFICACIÓN DE EXPLOSIONES DE POLVO
SEGÚN VALOR K_{st} [6]

Clases de Explosión de Polvo	K_{st} (bar°m/s)
St 1	< 200
St 2	$200 < K_{st} < 300$
St 3	> 300

El valor K_{st} del carbón mineral es de 63 (bar°m/s), por lo que según esta clasificación anterior la explosión de este tipo de polvo corresponde al grupo St 1.

Equipos Usados en la Prevención de Riesgos de Incendios y Explosiones.

Equipos de Inertización.

Los procesos de inertización, son llevados a cabo para prevenir el riesgo de fuegos y explosiones. Para el propósito se introducen gases inertes en las áreas a ser protegidas (silos, contenedores, molinos, filtros, etc) con el objetivo de reducir las concentraciones de oxígeno a un nivel en que las explosiones no puedan ocurrir.

TABLA 35
LÍMITE DE CONCENTRACIÓN DE OXÍGENO
PARA POLVOS DE CARBÓN[6].

Tipo de Polvo	Limite de Concentración de Oxígeno en Volumen%
Carbón Blando: Lignito, Sub Bituminoso	12
Carbón Duro: Bituminoso, Antracita.	14

Los procesos de inertización pueden ser llevados continuamente o solo en caso de emergencias, por ejemplo, en el caso de que un material almacenado sufra un incendio o combustión espontánea. La máxima concentración de oxígeno permisible para asegurar

protección contra explosiones para carbones pulverizados se describe en la tabla 35.

Gases Inertes.

Todos los gases que son no combustibles, es decir, que no reaccionan con ningún material son considerados gases inertes y son usados para procesos de inertización. Entre estos los más comunes son: Dióxido de carbono, nitrógeno y gases nobles.

Normalmente los gases nobles son muy caros para ser usados en un proceso de inertización. Si se usa vapor, la condensación puede cancelar los efectos de inertización. En la práctica el dióxido de carbono y el nitrógeno son comúnmente usados para estos propósitos. El uso de estos dos gases en sistemas de inertización, depende del volumen de la instalación, de los procedimientos y por supuesto de la sustancia que se va a inertizar, en este caso, carbón pulverizado. El dióxido de carbono posee ventajas por su alta densidad en comparación con el aire. Ambos gases pueden ser utilizados en procesos continuos de inertización. Si estos procesos son requeridos solo en casos de emergencia, el nitrógeno presenta una desventaja, debe ser almacenados en cilindros o grupos de

cilindros para permanecer libre de perdidas. En la siguiente tabla se muestran las propiedades importantes de estos dos gases:

TABLA 36
PROPIEDADES DEL N₂ Y DEL CO₂[6]

Propiedades	N₂	CO₂
Peso Molecular	28.0 g/mol	44.0 g/mol
Densidad Standard	1.2504 kg/m ³	1.977 kg/m ³
Proporción de Densidad en Aire	9.671	1.529

Para instalaciones donde se manejan volúmenes grandes, normalmente se usa dióxido de carbono, porque las características del mismo permiten que sea almacenado en forma líquida en contenedores, libre de pérdidas por largos períodos de tiempo.

Dependiendo de las cantidades requeridas, el CO₂ y el N₂ pueden ser almacenados en cilindros de acero dependiendo de las máximas y mínimas presiones de trabajo de los contenedores, normalmente la máxima presión de almacenamiento del CO₂ es de 80 bares.

Cuando se usan cilindros de N₂, el nitrógeno gaseoso es aplicado directamente, en cambio, el nitrógeno que es almacenado en forma

líquida, es vaporizado en aire a través de vaporizadores para propósitos de inertización.

Para la aplicación del CO₂ se instalan elementos eléctricos que generan calor, con el propósito de vaporizar el líquido. La cantidad máxima de gas que puede ser aplicado depende de la capacidad de calentamiento.

Para cilindros o contenedores de CO₂, aproximadamente el 10% del volumen puede ser aplicado por hora sin que la presión en los cilindros caiga más de lo permitido. Pero por otro lado hasta un 30% puede ser removido por periodos cortos de tiempo.

Por razones de seguridad, para el caso del nitrógeno, debe ser instalado un suministro de emergencia en caso de que haya alguna interrupción en la operación de la instalación, causada por ejemplo por el daño de un compresor o en el caso de trabajos de mantenimiento. Si la cantidad de reserva debe ser tan grande para que el nitrógeno sea almacenado en forma líquida, debe considerarse la renovación de este, puesto que las características físicas del nitrógeno líquido pueden variar.

La aplicación de vapor de dióxido de carbono puede ser usada en sistemas de inertización. El vapor de dióxido de carbono es

introducido lentamente en el contenedor y forzado en un flujo radial hacia el carbón, desde los puntos de aplicación, el número de puntos de aplicación depende del tamaño del contenedor (tolva, colector de polvo, transporte neumático, molino, etc.

Los controles usados en la aplicación de vapor de CO_2 deben tener la capacidad de incrementar o disminuir la tasa de flujo para asegurar la protección del control con una cantidad razonable de CO_2 .

El estándar No. 12 de la norma NFPA se refiere al diseño de sistemas de inertización con el uso de dióxido de carbono. Para molinos y ductos se requiere una concentración de CO_2 de 65%, con un 30 a 34% de concentración en los primeros dos minutos. Para colectores de polvo, se requiere un 75% de concentración de CO_2 .

Hay que recalcar que los porcentajes anteriores son considerados como medida de prevención. Para el caso de extinción, es decir, en el caso de que el polvo se autoencienda, no es práctico usar el vapor a las tasas descritas, sino que para este tipo de aplicaciones el CO_2 es descargado como líquido ya que las partículas frías de CO_2 dan la concentración requerida en el aire.

Para el sistema de inertización, es necesario detectores y sensores que inicien la descarga automática de CO₂ requerido. De la misma manera existen manuales con procedimientos para posibilitar la descarga del CO₂ de manera manual, en caso de que el personal detecte la iniciación de un fuego antes que los detectores.

Los sistemas de inertización de carbón mineral son operados manualmente. El calor requerido para vaporizar el CO₂ es suministrado por una vaporizador externo. Para introducir el vapor de CO₂ existen unas boquillas especiales. En la tabla 37 se muestra los valores de concentración de diseño para varias aplicaciones de inertización.

TABLA 37
PORCENTAJES DE CO₂ PARA DIFERENTES RIESGOS
ESPECÍFICOS [34].

NFPA ESTÁNDAR No. 12 TABLA 2-4.2.1 PORCENTAJES DE CO₂ PARA DIFERENTES RIESGOS ESPECÍFICOS		
Concentración de Diseño	Factores de Llenado (kg CO₂/m³)	Riesgo Específico
50	1,60	Riesgos eléctricos para espacios menores a 200 pies cúbicos
50	1,33	Riesgos eléctricos para espacios mayores a 200 pies cúbicos
65	2,00	Lugares ventilados, ductos
75	2,66	Contenedores, colectores de polvo

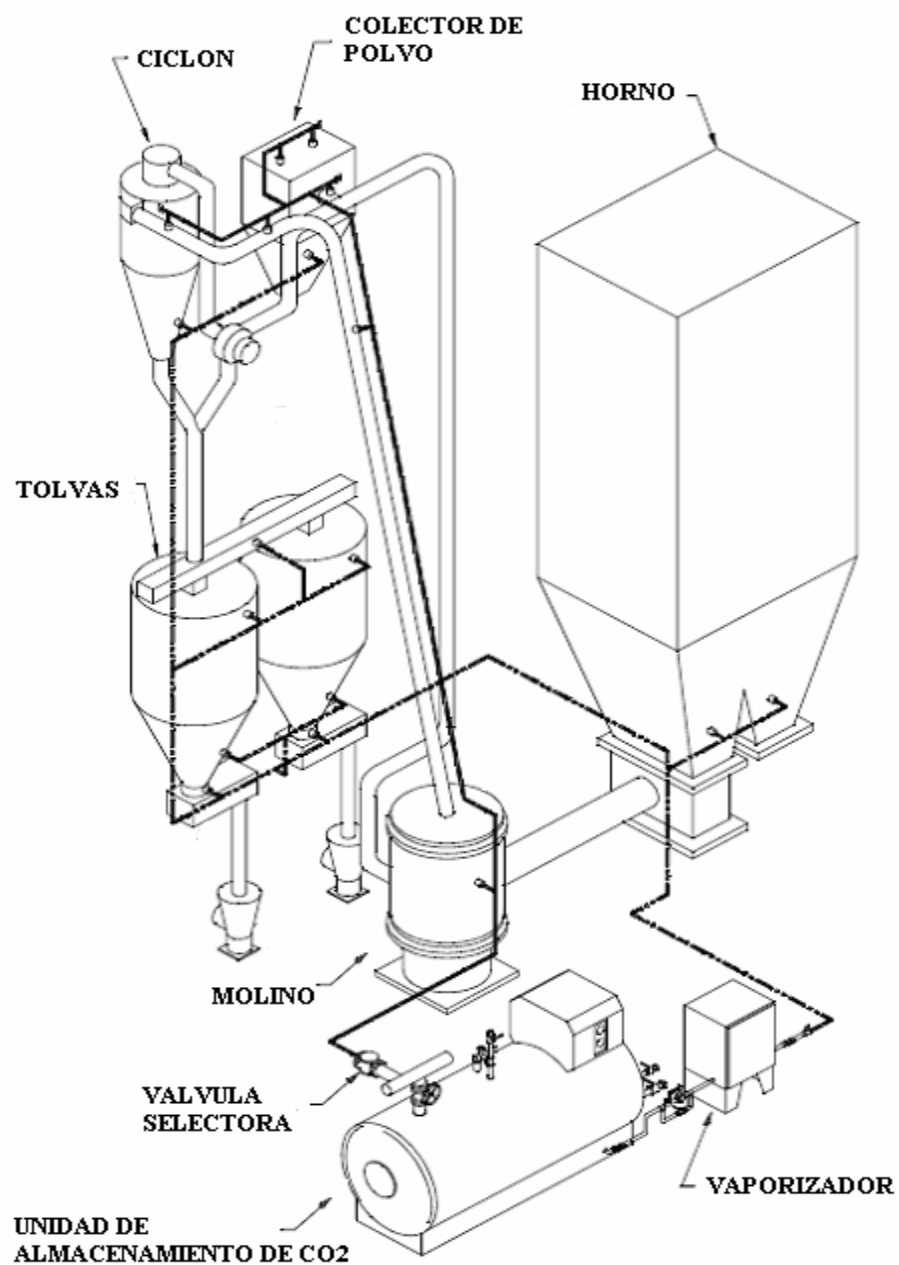


FIGURA 4.4. ESQUEMA DEL SISTEMA DE INERTIZACIÓN POR CO₂ PARA UN SISTEMA DE MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL

Sistemas de Alivio de Presión.

Los sistemas de alivio de presión son elementos que ante el eminente incremento de presión en el interior de un volumen definido, permiten la liberación del exceso de presión descargándola hacia el exterior. Estos elementos son de dos tipos, compuertas o placas débiles. Las compuertas liberan el exceso de presión tras la apertura de la misma ante un incremento brusco de presión (figura 4.5) y los paneles débiles de venteo son elementos de las paredes del contenedor (tolvas, colectores de polvo, etc) fabricadas con materiales de menor resistencia, para que en el evento de una explosión, esta sea la primer área en romperse siendo así un sendero del exceso de presión (figura 4.6)

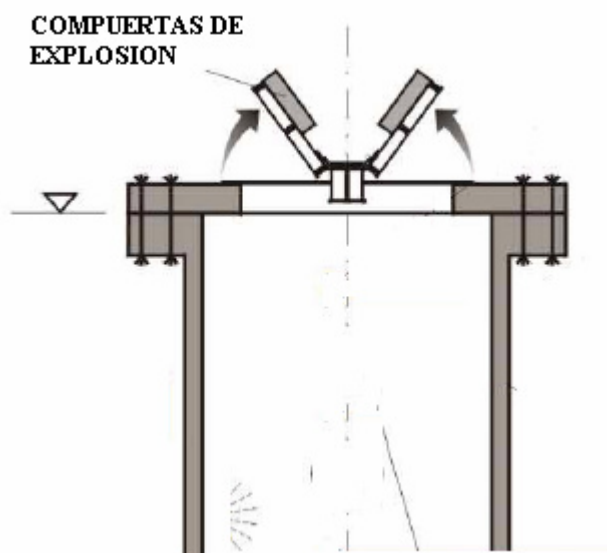


FIGURA 4.5. COMPUERTAS DE ALIVIO DE PRESIÓN



FIGURA 4.6. PANELES DEBILES DE VENTEO

El dimensionamiento de estos elementos se basa en el cálculo del área de alivio de presiones, la misma que es función del volumen del contenedor y está definida por la siguiente relación:

$$A_D = \left(a + \frac{b}{P_{red}} \right) \cdot V^c$$

Ecuación 4.1. Área de Alivio de Presion [6].

El valor P_{red} es un porcentaje del valor máximo de presión generada en una explosión de polvo. Los valores de las variables de la ecuación 4.1. se detallan en la siguiente tabla:

TABLA 38

FACTORES PARA EL CÁLCULO DEL ÁREA DE ALIVIO DE

PRESIONES [6]

Clase De Explosión	P_{red,max} (Bar)	a	b	c
St 1	< 0,5	0,4	0,021	0,741
	≥ 0,5			0,766
St 2	< 0,5	0,48	0,039	0,686
	≥ 0,5			0,722

CAPITULO 5

5. ASPECTOS AMBIENTALES.

5.1. Generalidades.

La contaminación del Medio Ambiente es el resultado de la alteración de sus condiciones normales, por fenómenos naturales o de producción y transformación de recursos. La generación térmica a partir del consumo del carbón implica su explotación, transporte, producción, preparación y combustión; por lo tanto, cada una de estas etapas afectará en mayor o menor escala el Medio Ambiente, a nivel de aire, agua, suelos, “llovía ácida” y efecto invernadero”, entre otros. Por lo que es imperativo asegurar el uso racional de este recurso no renovable en forma limpia y eficiente, a fin de minimizar su impacto sobre el Medio Ambiente.

Los aspectos ambientales más importantes en el uso del carbón mineral son el consumo energético y la emisión a la atmósfera de las siguientes sustancias:

- Partículas (polvo), proveniente de las operaciones de almacenamiento, transporte y manipulación del carbón (fuentes dispersas o difusas), y de los filtros de desempolvamiento (fuentes localizadas o puntuales).
- Gases de combustión: óxidos de nitrógeno (NO_x) y óxidos de azufre (SO_2).

Las emisiones en la combustión están ligadas a las propiedades del carbón (humedad, contenido en compuestos sulfurosos volátiles, resistividad, etc) y a la tipología de sistema de horno empleada.

La medición de las emisiones en fuentes localizadas es necesaria por diversos motivos, especialmente para controlar el cumplimiento de los límites de emisión. La elección de un método de medición u otro depende principalmente del tipo de sustancia y de diversos factores que pueden afectar a la exactitud y a la precisión de los resultados.

5.2. Efectos Ambientales de la Combustión del Carbón Mineral.

Los principales aspectos ambientales asociados a la combustión del carbón mineral son las emisiones a la atmósfera y el nivel de consumo de energía.

5.2.1. Consumo de Energía

En las plantas de molienda de carbón mineral el consumo de energía eléctrica está orientado en su mayor parte al molino, que representa aproximadamente el 75 % de la energía eléctrica total consumida. La impulsión de gases y la manipulación y transporte de materiales suman prácticamente el 25 % restante.

5.2.2. Emisiones

El foco más importante de emisión a la atmósfera tiene lugar en la chimenea de los gases de combustión del horno. Estas emisiones provienen de las reacciones físicas y químicas de las materias primas procesadas y de los combustibles

empleados para la cocción. Las emisiones relevantes asociadas son:

- Óxidos de nitrógeno (NO_x).
- Dióxido de azufre (SO_2).
- Partículas (polvo).

En la tabla 36 se muestra los límites permisibles de emisiones de estos tres contaminantes según la legislación ambiental ecuatoriana.

TABLA 39
LIMITES MÁXIMOS PERMISIBLES DE EMISIONES AL AIRE
PARA FUENTES FIJAS DE COMBUSTIÓN^[35].

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

La legislación medioambiental y la operación de las fábricas suele centrarse en estos tres contaminantes. Los principales constituyentes de los gases de la combustión del carbón

mineral son: Nitrógeno del aire de combustión; CO_2 de la oxidación del combustible; vapor de agua del proceso de combustión y de las materias primas; y exceso de oxígeno.

TABLA 40
COMPOSICIÓN DE LOS GASES DE COMBUSTIÓN
EMITIDOS [36]

Compuesto	% en volumen
Nitrógeno (N_2)	45 - 75
Dióxido de carbono (CO_2)	11 - 29
Agua (H_2O)	10 - 39
Oxígeno (O_2)	4 - 12
Resto (incluidos contaminantes)	< 1

El contenido de estos dos compuestos en los gases emitidos se ve afectado, además de por las condiciones de la combustión, por el contenido en materia orgánica de las materias primas, que se ven parcialmente oxidadas en contacto con los gases del horno, lo que afecta al nivel de monóxido de carbono y de compuestos orgánicos volátiles en los gases.

Óxidos de Nitrógeno.

El monóxido de nitrógeno (NO) y el dióxido de nitrógeno (NO₂) son los óxidos de nitrógeno predominantes en los gases emitidos en la combustión del carbón (NO > 90% de los óxidos de nitrógeno). Hay dos fuentes principales para la producción de NO_x:

- **NO_x térmico:** Parte del nitrógeno en el aire de combustión reacciona con oxígeno para formar óxidos de nitrógeno.
- **NO_x de combustible:** Los compuestos de nitrógeno presentes en el combustible reaccionan con el oxígeno para formar óxidos de nitrógeno.

La formación de NO_x térmico se potencia en gran medida cuando la temperatura de combustión es superior a los 1.200 °C, reaccionando las moléculas de nitrógeno y oxígeno en el aire de combustión. Las emisiones de NO_x dependen fundamentalmente del tipo de horno que se emplee y de las características de cocción de las materias primas.

El rango de las emisiones de óxidos de nitrógeno en los hornos de producción de cemento es de entre 200 y 3.000 mg NO_x/m^3 (como NO_2 , gas seco, 273 K, 101,3 kPa, 10% O_2). Como término medio, los hornos de cemento emiten unos 1.300 mg NO_x/m^3 (como NO_2 , gas seco, 273 K, 101,3 kPa, 10% O_2).[37]

Óxidos de Carbono (CO_2 , CO).

Las emisiones del CO_2 de la combustión se han reducido progresivamente, alrededor del 30% en los últimos 25 años principalmente por la instalación de hornos más eficientes.

La emisión de CO está relacionada con el contenido de materias orgánicas en las materias primas y con las condiciones del proceso de fabricación, pero también puede producirse por una combustión incompleta cuando el control de la alimentación de los combustibles sólidos no es óptimo.

Para asegurar que la velocidad de alimentación del carbón es uniforme debe disponerse de un buen diseño de las tolvas, cintas transportadoras y alimentadores. De no ser así, se podría producir una combustión subestequiométrica que

puede llevar a puntas de corta duración mayores del 0,5% de CO. Estos picos de CO provocan la desconexión automática de los filtros electrostáticos para evitar el riesgo de explosión, lo que provoca un incremento en la emisión de partículas.

Dióxido de Azufre.

El azufre presente en el carbón que se alimenta a hornos con precalentador no genera emisiones significativas de SO₂, debido a la naturaleza fuertemente alcalina en la zona de sinterización, en la zona de calcinación y en la etapa más baja del precalentador. Este azufre quedará atrapado en el clínker. El exceso de oxígeno (del 1 al 3% de O₂ mantenido en el horno para conseguir una buena calidad del cemento) oxidará los compuestos sulfurosos liberados, convirtiéndolos en SO₂.

Compuestos Orgánicos Volátiles.

En general, la emisión de compuestos orgánicos volátiles (COV) y de monóxido de carbono en los procesos de combustión va a menudo asociada a combustiones incompletas. En los hornos, la emisión es baja en condiciones

normales de operación, debido al largo tiempo de residencia de los gases en el horno, la elevada temperatura y las condiciones de exceso de oxígeno. Las concentraciones pueden aumentar durante las operaciones de arranque o en casos de perturbaciones de la marcha normal del horno. La frecuencia con la que ocurren situaciones de operación anómala del horno es muy variable, desde una o dos veces a la semana hasta una vez cada dos o tres meses.

Ruidos

El ruido generado por las actividades industriales tiene su origen en el funcionamiento de la maquinaria. Los equipos mecánicos (molinos, transportadores de cadenas, etc) generan ruido como consecuencia de la fricción y choque entre materiales sólidos. Los ventiladores, compresores y conducciones de gases generan ruido por fricción de los gases con las paredes de las tuberías, los álabes y por fricción con gases a distinta velocidad (soplantes y exhaustores, transportes neumáticos, etc).

Técnicamente, las posibles soluciones o medidas a tomar para la reducción de las emisiones de ruido de los equipos

industriales y su eficacia dependen fundamentalmente de los siguientes factores:

- Tipo de fuente emisora de ruido.
- Intensidad del ruido.
- Frecuencia del sonido: graves/agudos.
- Ubicación del equipo y disponibilidad de espacio.

Tres son las formas de combatir las emisiones de ruidos:

- Actuaciones sobre el foco.
- Actuaciones sobre el medio transmisor.
- Actuaciones sobre el receptor.

Las medidas que habitualmente se adoptan a nivel industrial son los cerramientos, las barreras acústicas, la colocación de material absorbente y los silenciadores.

La medida más habitual para combatir el ruido generado por los molinos y compresores es la instalación de cerramientos insonorizados con material aislante y/o absorbente, que reduce la transmisión al exterior de los elevados niveles de

intensidad sonora producidos en este tipo de instalaciones. En los ventiladores se actúa con la instalación de silenciadores. En cuanto a los niveles de ruido ambiental en el exterior de las instalaciones industriales, existe gran diversidad de normas de inmisión sonora emanadas en general de ordenanzas Municipales.

Partículas

Históricamente la emisión de partículas (polvo), en particular por las chimeneas, ha sido la principal preocupación medioambiental.

El diseño y la fiabilidad de los precipitadores electrostáticos modernos y de los filtros de mangas aseguran que las partículas emitidas se puedan reducir a niveles no significativos; incluso se han podido lograr en algunas instalaciones niveles de emisión por debajo de 10 mg/m^3 .

Olores.

Las emisiones de olor causan muy raramente problemas en una planta de buen funcionamiento. Cuando el contenido en

azufre de los gases de emisión es anormalmente alto, por captación reducida del azufre del carbón, y el contenido en humedad del mismo es a su vez elevado, pueden formarse sulfuros de hidrógeno que, en condiciones meteorológicas desfavorables, podrían generar olores en los alrededores de la fábrica.

5.3. Técnicas de Protección Ambiental.

5.3.1. Técnicas para el Control de Óxidos de Nitrógeno.

Las mejores técnicas disponibles para la reducción de las emisiones de NO_x son la combinación de las medidas primarias generales anteriormente expuestas y las siguientes técnicas, que se describen más adelante:

- Quemador de bajo NO_x .
- Combustión por etapas.
- Reducción no-catalítica selectiva (SNCR).

En algunos casos se ha alcanzado niveles de emisión por debajo de 500 mg/m^3 (expresados como NO_2); utilizando

únicamente medidas primarias, y en otros casos utilizando además la combustión por etapas. Las características de la materia prima y el diseño del horno pueden hacer inviable alcanzar dichos valores. La mayor parte de los hornos que utilizan SNCR mantienen sus emisiones entre 500 y 800 mg/m³.

Quemador de Bajo NO_x.

Los quemadores de bajo NO_x varían en detalle, pero esencialmente el carbón y el aire se inyectan en el interior del horno por medio de tubos concéntricos. La proporción de aire primario se reduce a un 6 - 10% de lo que se requiere para la combustión estequiométrica, normalmente en torno a un 13% en quemadores de combustión indirecta [World Cement, abril 1990] o un 20-25% en los tradicionales de combustión directa. El aire axial se inyecta con un elevado momento en el canal exterior. El carbón se puede insuflar a través de la tubería central o el canal medio. Se emplea un tercer canal para el aire en torbellino, que se inyecta por alabes a la salida de la tobera.

El efecto neto del diseño de este quemador es producir una ignición muy rápida, especialmente de los compuestos volátiles del combustible, en una atmósfera en defecto de oxígeno, lo que tenderá a reducir la formación de NO_x .

Aunque su instalación no siempre trae ligada una reducción de las emisiones de NO_x , se han conseguido reducciones de hasta un 30% de estas emisiones [Int. Cem. Rev., Octubre 1997] en los hornos en los que más éxito han tenido este tipo de quemadores, si bien no es usual que se supere el 10% de reducción.

Combustión por Etapas.

Esta técnica consiste básicamente en escalonar la combustión en varias fases, introduciendo el carbón pulverizado por varios puntos diseñados. La primera etapa de combustión tiene lugar en el quemador principal del horno. La segunda etapa de combustión consiste en un quemador en la entrada del horno, que produce una atmósfera reductora que descompone una parte de los óxidos de nitrógeno generados en la zona de sinterización.

La elevada temperatura en esta zona es particularmente favorable para la reacción que reconvierte los NO_x en nitrógeno elemental. En la tercera etapa de la combustión el carbón es alimentado dentro del calcinador con una cantidad de aire terciario, produciendo allí una atmósfera reductora, también. Este sistema reduce la generación de NO_x del combustible, y también disminuye los NO_x que salen del horno. En la cuarta y etapa final de la combustión, el aire terciario sobrante se alimenta dentro del sistema como "aire de remate" para la completar la combustión. [Informe Dutch, 1997].

Algunas plantas modernas con buena optimización logran niveles de emisión por debajo de $500 \text{ mg NO}_x/\text{m}^3$ con combustión por etapas.

Reducción no Catalítica Selectiva (SNCR).

La SNCR consiste en la inyección de compuestos $\text{NH}_2\text{-X}$ (comúnmente agua amoniacal con un 25% NH_3 , también amoníaco gas, soluciones de urea, nitrocal, cianamidas, biosólidos u otras sustancias similares) en el gas de salida

para reducir el NO_x a N_2 . La reacción tiene un punto óptimo en una ventana de temperaturas de 800 a 1.000 °C, debiéndose proporcionar un tiempo suficiente de retención para que los agentes inyectados reaccionen con el NO_x . Es importante mantener el rango de temperaturas mencionado anteriormente. Si la temperatura cae por debajo de este nivel se emite amoníaco sin reaccionar, y a temperaturas significativamente elevadas el amoníaco se oxida a NO_x , con lo que las emisiones del gas que se pretende eliminar en lugar de reducirse, se incrementan. También puede ocurrir que se produzcan escapes de NH_3 a elevadas relaciones molares de NH_3/NO_2 . Estas emisiones de NH_3 sin reaccionar han tenido lugar en otros sectores industriales, en forma de aerosoles de cloruros y sulfatos amónicos, los cuales no son captados en los filtros, llegando a ser visibles como una columna blanca sobre la chimenea.

Es preciso señalar que esta técnica trata de limitar las emisiones de unos contaminantes, los NO_x , utilizando un agente reductor, el amoníaco, sensiblemente más peligroso en caso de emisiones a la atmósfera que los contaminantes que trata de eliminar. La aplicación de esta técnica también puede

originar emisiones de monóxido de carbono y óxido nitroso (N_2O) [World Cement, marzo 1992].

La eficacia de la reducción de NO_x aumenta con la relación molar NH_3/NO_2 . Sin embargo, el valor de la reducción de NO_x no se puede aumentar simplemente a voluntad, puesto que una dosificación más alta tiene más probabilidades de causar escapes de NH_3 .

5.3.2. Técnicas Para el Control de Óxidos de Azufre.

Las técnicas disponibles para la reducción de las emisiones de SO_x son la combinación de las medidas primarias generales anteriormente descritas, y la adición de absorbente en hornos vía seca.

El nivel de emisión asociado con el empleo de estas técnicas está en el rango 200-400 mg/m^3 ; expresado como dióxido de azufre, para hornos vía seca gris.

Adición de Absorbente.

La adición de absorbentes tales como cal apagada ($\text{Ca}(\text{OH})_2$), cal viva (CaO) o cenizas volantes activadas con alto contenido

de CaO a los gases de combustión de salida del horno es una técnica para absorber parte del SO₂. La inyección del absorbente se puede aplicar en vías secas o húmedas. [Dutch, 1997]. El SO₂ reaccionará con la cal para dar CaSO₃ y CaSO₄, que entran al horno junto con las materias primas y se incorporan al clínker [Dutch, 1997] [Cembureau, 1997].

Esta técnica es capaz de limpiar las corrientes de gas con concentraciones moderadas de dióxido de azufre y se puede aplicar a temperaturas de más de 400 °C. Los valores de reducción más altos se pueden lograr a temperaturas que excedan los 600 °C. Es recomendable emplear un absorbente basado en cal apagada con una superficie específica alta y elevada porosidad. La cal apagada no tiene reactividad alta, por consiguiente tiene que aplicarse elevadas relaciones molares Ca(OH)₂/SO₂, entre 3 y 6. Las corrientes de gas con concentraciones altas de dióxido de azufre requieren de 6 a 7 veces las cantidades estequiométricas de absorbente, implicando altos costes de explotación [Dutch, 1997]. Se pueden lograr reducciones de dióxido de azufre de 60 a 80% por inyección de absorbente en hornos con precalentador en suspensión.

5.3.3. Técnicas de Control de Partículas.

Las técnicas aplicables para la reducción de las emisiones de partículas son la combinación de las medidas primarias generales descritas anteriormente y mediante la instalación de:

- Filtros electrostáticos, con sistemas de medición de CO.
- Filtros de mangas multicámara y sistemas de detección de rotura de las mangas.

El nivel de emisión asociado con los filtros es:

- 30-50 mg/Nm³ para hornos y enfriadores.
- 10-30 mg/Nm³ para otras instalaciones de desempolvado.

Filtros de Mangas.

El principio básico de los filtros de mangas es emplear una membrana de tejido que es permeable al gas pero que retendrá el polvo. El gas a tratar fluye normalmente desde el exterior de la manga hacia el interior. Puesto que la torta de

polvo aumenta de espesor, la resistencia al flujo de gas se incrementa. Por consiguiente, es necesario realizar períodos de limpieza del medio filtrante para controlar la caída de presión de gas a lo largo del filtro. Los métodos más comunes de limpieza incluyen el flujo de gas inverso, agitación mecánica, vibración e impulsión con aire comprimido.

El filtro de mangas puede tener múltiples compartimentos que se aíslan individualmente en caso de la rotura de alguna manga. El dimensionamiento del filtro debe ser suficiente para permitir el funcionamiento correcto del filtro en caso de que un compartimento quede fuera de servicio. La instalación de "detectores de mangas rotas" en cada compartimento permite conocer las necesidades de mantenimiento.

El empleo de filtros de mangas con gases a temperaturas altas exige el montaje de tejidos más resistentes que los normalmente suministrados, y por tanto con un coste superior.

5.4. Medición y Control de Emisiones a la Atmósfera.

Los sistemas de medición de emisiones a la atmósfera están constituidos por el conjunto de métodos que tienen como objetivo analizar cuantitativamente los contaminantes presentes en el flujo de gases generado en instalaciones o procesos. En instalaciones industriales, la medición de emisiones a la atmósfera se realiza tanto para verificar el cumplimiento de la normativa como para determinar, entre otros parámetros, las alteraciones que se puedan producir en los procesos de fabricación.

Existen diversos sistemas de medición y control de las emisiones. La elección de un método u otro depende principalmente del tipo de contaminante a analizar y de todos aquellos factores que pueden afectar a la exactitud y precisión de los resultados, como por ejemplo, las condiciones particulares de la instalación, el tipo de proceso que se realiza, las condiciones de emisión, etc. Las emisiones desde fuentes puntuales se generan durante todo el proceso productivo (combustión, molienda y secado) y se caracterizan por estar canalizadas a través de conductos y chimeneas.

Las emisiones desde fuentes dispersas, por el contrario, no se encuentran canalizadas y no se asocian a procesos de combustión ni de molienda y secado sino simplemente a operaciones tales como la carga de camiones, los apilamientos, la acción del viento las pilas que se encuentran a la intemperie. Estas operaciones emiten a la atmósfera, básicamente, partículas sólidas como único contaminante.

5.4.1 Identificación de los Parámetros Críticos en el Control de Emisiones.

El control de emisiones a la atmósfera debe observar diferentes parámetros que pueden influir sobre la medición de contaminantes y sus resultados. A continuación se describen algunos de los parámetros críticos más importantes que deben contemplarse para asegurar una determinación correcta de emisiones a la atmósfera en las fábricas de cemento.

Representatividad de la Muestra

Los compuestos emitidos por chimenea, no son evacuados de manera homogénea, ya que sus condiciones de emisión dependen de diversos factores, como el tiro de la chimenea, el rozamiento con las paredes, etc. De esta manera, es importante que la toma de muestras se realice en un punto que reúna unas condiciones estables y uniformes.

Humedad

Las condiciones de humedad pueden determinar el tipo de metodología a utilizar en el proceso de toma de muestras. No obstante, este parámetro no es crítico debido a que utilizan mayoritariamente procesos de fabricación por vía seca.

Tiempo de Muestreo

Debe ser variable en función del parámetro medido y del método utilizado. Puede estar comprendido entre los 30 minutos y las 6-8 horas.

Condiciones de Referencia

Normalmente, el resultado de mediciones de emisiones a la atmósfera debe estar referenciado a 0° C y 101,3 kPa y gas seco. En el caso de gases de combustión, las medidas se tienen que referenciar, además, al 10% de oxígeno.

Contaminantes Emitidos en Fase Gaseosa y Sólida.

Algunos contaminantes pueden ser emitidos en forma gaseosa o sólida. En estos casos, el muestreo debe realizarse con sistemas combinados que permitan la toma de muestras simultánea de gases y partículas sólidas.

Acondicionamiento de la Chimenea

Para observar la condición descrita en el apartado anterior el lugar de toma de muestras debe cumplir las siguientes características:

- a) Situación del lugar de toma de muestras:** Las distancias mínimas de los orificios de toma de muestra

respecto a las perturbaciones del flujo de gases deben cumplir lo siguiente: Situación óptima: $8D$ a $2D$, situación mínima: $3D$ a $2D$, siendo D el diámetro de la chimenea.

b) Orificios de toma de muestra: El número de orificios debe variar en función de la forma de la chimenea y de su diámetro. Para chimeneas circulares de diámetro menor a 35 cm se debe disponer 1 orificio, para un diámetro comprendido entre 35 cm y 2 m se deben disponer 2 orificios (situados perpendicularmente) y para chimeneas con diámetro mayor o igual a 2 m se deben disponer 4 orificios (opuestos diametralmente). En el caso de chimeneas rectangulares y horizontales el número de orificios debe ser el establecido por la norma UNE 777223. La dimensión mínima de los orificios para la toma de muestras debe ser de 100 mm de diámetro.

5.4.2 Tipología de los Sistemas de Medición.

Se distinguen dos tipos de medición de emisiones a la atmósfera: medición en continuo y medición en discontinuo.

Medición en Continuo.

Consiste en la determinación de las emisiones a tiempo real. No se requiere de análisis posterior en laboratorio. Este tipo de mediciones puede realizarse mediante métodos extractivos o no extractivos. En los métodos extractivos, es preciso aspirar de la chimenea una muestra de gas que posteriormente es acondicionada para determinar la concentración del contaminante analizado. En los métodos no extractivos, por su parte, la determinación se efectúa directamente en la chimenea sin necesidad de extraer una muestra y eliminar componentes que puedan interferir en las mediciones.

Además, este tipo de mediciones pueden desarrollarse mediante equipos fijos (medición “in situ”) o equipos móviles. Las dos tipologías de equipos requieren de un cuidadoso mantenimiento y calibración periódica, que permita transformar con precisión la respuesta eléctrica que genera la presencia del contaminante analizado en medidas de concentración.

Medición en Discontinuo o Puntual.

Consiste en la determinación puntual de las emisiones a la atmósfera en un periodo de tiempo limitado. Su realización se basa en la separación de una muestra del contaminante analizado mediante el uso de equipos o técnicas extractivas y la utilización de sistemas de filtración o adsorción, y su posterior análisis en laboratorio. Este tipo de métodos requiere efectuar más de una medición para obtener un resultado fiable y representativo. No obstante, el número de mediciones necesarias depende del tipo de compuesto y del tiempo de extracción.

Normalmente, constituyen los sistemas de medición que se utilizan como referencia para la calibración de los equipos de medición en continuo.

5.4.3 Características de los Sistemas de Medición y Control de las Emisiones a la Atmósfera.

Actualmente, la normativa aplicable no establece métodos de referencia para la determinación de emisiones a la atmósfera

y la verificación del cumplimiento de los límites aplicables. No obstante, la selección de los métodos a utilizar para la determinación de los compuestos emitidos, puede basarse en los criterios establecidos por diferentes estándares que son aplicables a nivel internacional.

Control General de Parámetros.

En la combustión del carbón mineral se requiere el control en continuo de las siguientes magnitudes:

- Presión de los gases.
- Temperatura.
- Contenido en oxígeno.

Además, es necesario medir otros parámetros de emisión (caudal, humedad, temperatura y contenido en oxígeno) para cuantificar con exactitud las emisiones producidas. En la tabla 38 se enuncian las normas de los sistemas de medición y control de las emisiones a la atmósfera.

TABLA 41

NORMAS DE LOS SISTEMAS DE MEDICIÓN Y CONTROL

DE LAS EMISIONES A LA ATMÓSFERA [38].

EMISIÓN		Tipo muestreo	MÉTODO (NORMA)
Partículas Sólidas		Continuo	-----
		Discontinuo	Método No. 5 de la EPA “ <i>Determination of Particulate Matter Emissions from Stationary Sources</i> ”
			Norma francesa NFX 44-052 “ <i>Mesures manuelles de la concentration en poussières dans les conduits de rejet à l’atmosphère des installations classées pour la protection de l’environnement</i> ”
Gases	Óxidos de nitrógeno (NOx)	Continuo	Método CTM-030 “ <i>Determination of Nitrogen Oxides, Carbon Monoxide, and Oxygen Emissions from Natural Gas-Fired Engines, Boilers and Process Heaters Using Portable Analyzers</i> ” ISO 10849: 1996 (E) “ <i>Stationary source emissions. Determination of the mass concentration of nitrogen oxides. Performance characteristics of automated measuring systems</i> ”
		Discontinuo	Método No. 7 de la EPA “ <i>Determination of Nitrogen Oxide Emissions from Stationary Sources</i> ”
	Dióxido de azufre (SO ₂)	Continuo	-----
		Discontinuo	Método No. 6 de la EPA “ <i>Determination of Sulfur Dioxide Emissions from Stationary Sources</i> ”
	Monóxido de carbono	Continuo	Método CTM-030 “ <i>Determination of Nitrogen Oxides, Carbon Monoxide, and Oxygen Emissions from Natural Gas-Fired Engines, Boilers and Process Heaters Using Portable Analyzers</i> ”
		Discontinuo	-----

5.4.3.1 Medición y Control de Emisiones de Gases.

En los procesos de combustión, el mayor número de compuestos que se emiten en las chimeneas de los hornos lo hacen en forma gaseosa.

Métodos de Medición en Continuo.

Los métodos de medición en continuo son, en general, de tipo extractivo. En el proceso de toma de muestras los gases son aspirados de la chimenea del horno a través de una sonda de muestreo y son conducidos a una caja de acondicionamiento en la que se reduce su temperatura y humedad a unas condiciones óptimas para su posterior medición en un analizador en continuo.

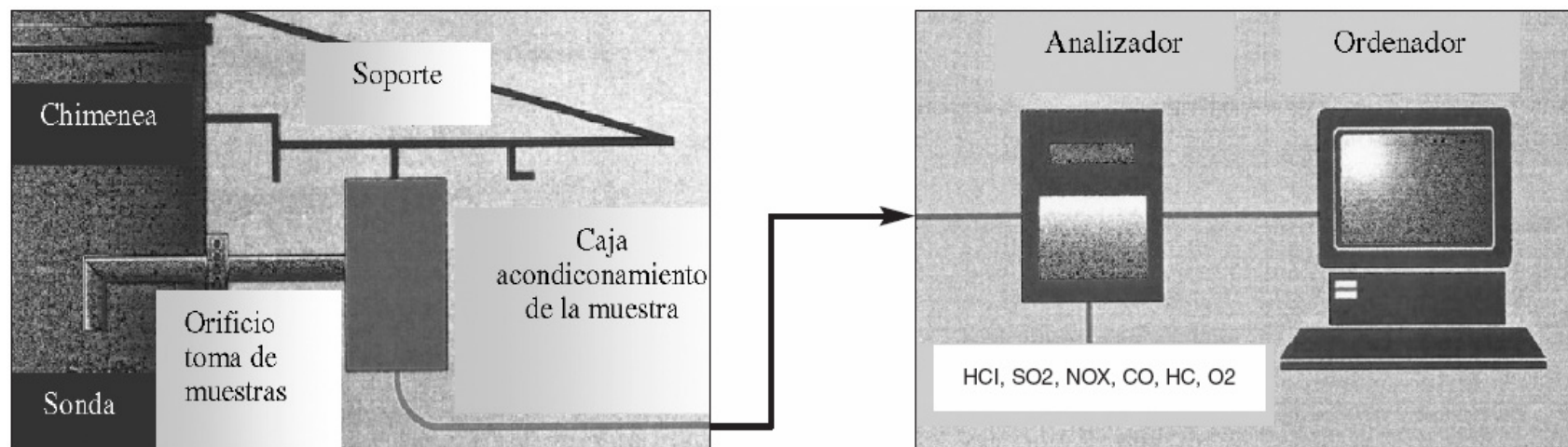


FIGURA 5.1. PROCESO DE MUESTREO EN CONTINUO Y ANÁLISIS DE EMISIONES A LA ATMÓSFERA DE GASES. [38]

Análisis.

Los métodos de análisis en continuo de gases se clasifican en cuatro grandes grupos:

- **Sistemas de extinción de la luz.** La determinación de los gases se realiza mediante métodos espectrométricos de absorción de luz ultravioleta o infrarroja. En estos métodos un receptor captura la luz que, en su camino desde la fuente, sufre absorción molecular. La señal recibida por el receptor es transmitida a un espectrómetro que determina la concentración del gas.

- **Sistemas potenciométricos.** Se basan en la medición de la diferencia de potencial que los gases generan en diferentes células electroquímicas. Los equipos necesarios para el análisis disponen de un electrodo de referencia, un electrodo indicador y un dispositivo para la medición del potencial.

- **FID (Detector de ionización de llama).** Sistema utilizado principalmente en la determinación de los compuestos orgánicos volátiles. Se basa en la ionización de los componentes mediante llama y su posterior medida con un detector de corriente eléctrica.
- **Quimioluminiscencia.** Método en el que el contaminante a determinar se transforma químicamente en una especie electrónicamente excitada que, al volver a su estado fundamental, emite una radiación con una longitud de onda específica.

La tabla 39 especifica los métodos de análisis en continuo más utilizados para distintos compuestos gaseosos que se puede emitir.

TABLA 42.
PRINCIPALES MÉTODOS DE ANÁLISIS EN
CONTINUO DE GASES DE EMISIÓN [38].

EMISIÓN		MÉTODO DE ANÁLISIS
Contaminantes Principales	NO _x	▪ Quimioluminiscencia ▪ Espectroscopia de luz infrarroja no dispersiva ▪ Espectroscopia de luz ultravioleta
	SO ₂	▪ Espectroscopia de luz ultravioleta
Otros Contaminantes (en función de los procesos)	CO	▪ Potenciometría ▪ Espectroscopia de luz infrarroja no dispersiva
	COV	▪ Detector de ionización de llama
	HCl/HF	▪ Espectroscopia de luz infrarroja no dispersiva

Métodos de Medición en Discontinuo.

Toma de Muestras.

Los métodos de medición en discontinuo de gases se basan en procesos de adsorción de los distintos compuestos sobre un medio específico y su posterior

análisis en laboratorio. El procedimiento de toma de muestra sigue el mismo esquema para todos los gases y sólo varía en determinados elementos o parámetros del proceso, según el compuesto objeto de análisis. El tren de muestreo está compuesto por:

- Sonda de muestreo calefactada en función de la temperatura y la humedad de los gases de emisión. Dispone de filtro de partículas.
- Sistema de retención de gases consistente en una solución captadora o un sólido adsorbente.
- Sistema de aspiración cuyos elementos más importantes son una bomba de aspiración (habitualmente funciona con un caudal de 1 a 4 litros/min) y un medidor de volumen.

La principal diferencia existente entre los distintos métodos de toma de muestras de gases de emisión reside en la utilización de diferentes sistemas de retención (soluciones captadoras o sólidos adsorbentes), en función del gas a determinar. La tabla 40. muestra los sistemas de retención más

utilizados en las tomas de muestras de los distintos compuestos gaseosos.

TABLA 43
PRINCIPALES SISTEMAS DE RETENCIÓN
PARA LA TOMA DE MUESTRA DE GASES
DE EMISIÓN [38]

EMISIÓN		MÉTODO DE ANÁLISIS
Contaminantes Principales	NO _x	▪ Solución formada por un 4% permanganato con un 2% de sosa y agua. ▪ Solución formada por ácido sulfúrico y agua oxigenada
	SO ₂	▪ Agua oxigenada 3%
Otros Contaminantes (en función de los procesos)	CO	▪ Carbón activo ▪ Resinas (e.g. XAD-2) ▪ Silica gel
	COV	▪ Agua desionizada

Análisis.

El método de análisis también varía en función del tipo de gas a determinar. Los métodos de análisis en

laboratorio más comunes para la medición de los gases que se pueden emitir en una planta de molienda y combustión de carbón pulverizado son:

TABLA 44
MÉTODOS DE ANÁLISIS DISCONTINUOS MÁS
UTILIZADOS SEGÚN EL TIPO DE GAS DE
EMISIÓN

EMISIÓN		MÉTODO DE ANÁLISIS
Contaminantes Principales	NO _x	▪ Espectroscopía de absorción molecular ▪ Quimioluminiscencia
	SO ₂	▪ Método de Bario-Thorina ▪ Cromatografía iónica
Otros Contaminantes (en función de los procesos)	CO	▪ Fotometría por infrarrojos
	COV	▪ Cromatografía de gases ▪ Espectrometría de masas
	HCl	▪ Cromatografía iónica

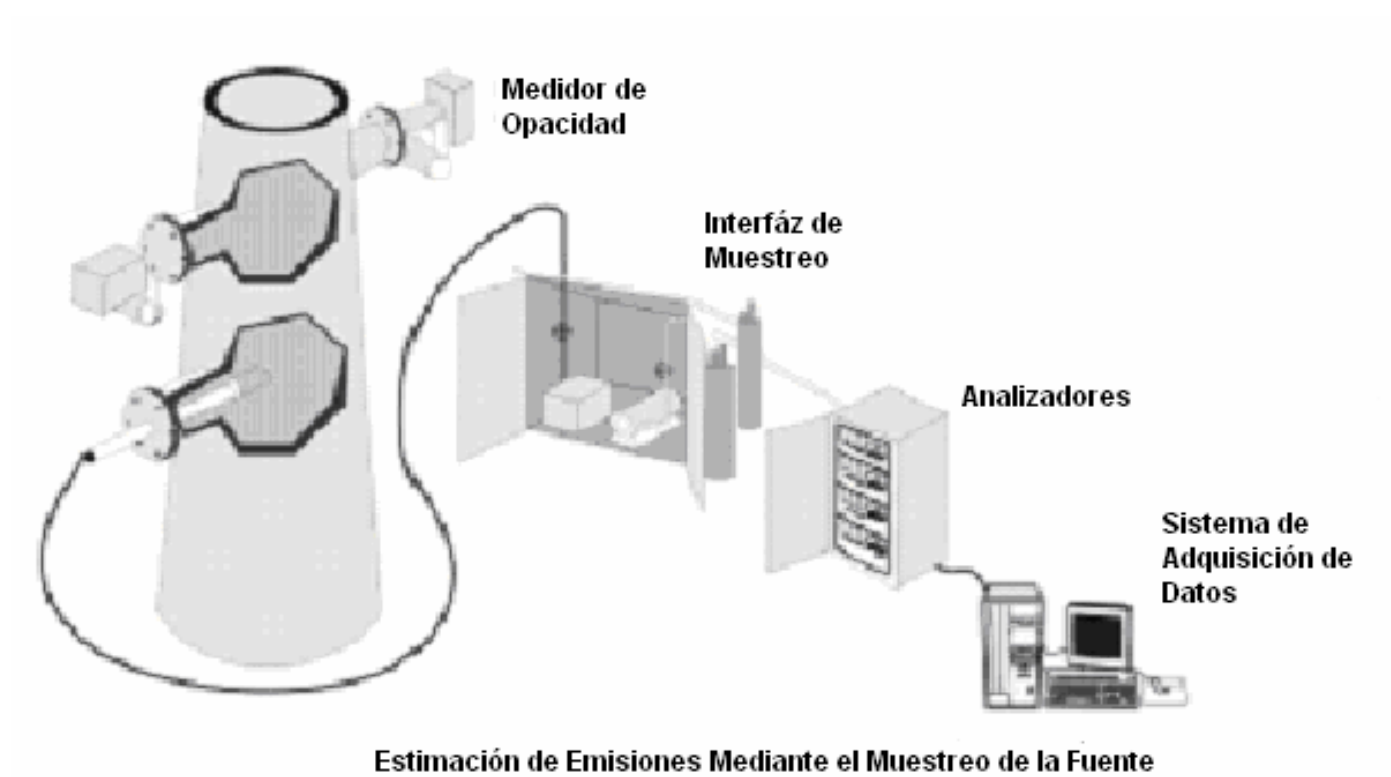


FIGURA 5.2. TREN DE MUESTREO PARA LA DETERMINACIÓN DE GASES DE EMISIÓN [38].

CAPITULO 6

6. COSTOS DEL PROYECTO.

Para definir los costos del proyecto, se usaron precios referenciales de los diferentes fabricantes para los equipos importados, así como de los materiales y mano de obra para los costos de fabricación local dependiendo del caso.

5.1. Costos de Fabricación e Importación de Equipos.

Los equipos que son fabricados localmente son: el sistema de ductos del transporte neumático con sus respectivos accesorios, las tolvas de almacenamiento (TO), y la chimenea (CH). La tabla 45 muestra el precio referencial unitario tomando como base de cálculo el precio por peso del material.

TABLA 45
COSTOS DE FABRICACIÓN

DESCRIPCION	PESO (Kg)	PRECIO UNITARIO (USD/Kg)	PRECIO (USD)
Sistema de ductos y accesorios de transporte neumático	13.492,00	1,70	22.936,40
2 Tolvas de Almacenamiento TO	83.878,00	1,60	134.204,8
Chimenea CH	8969,00	1,70	15.247,30

Para calcular el costo de los equipos importados hay que considerar el costo del equipo en fábrica, además, los costos de transportación, el de las aseguradoras e impuestos a pagar. La tabla 46 y 47 muestran los costos de importación:

TABLA 46
CALCULO DEL VALOR CIF

DESCRIPCION	PESO (Kg)	FOB (USD)	FLETE (USD)	SEGURO (USD)	CIF (USD)
Válvula Rotatoria VR1	35,00	400,00	5,25	8,11	413,36
Molino Vertical MV	117.000,00	2'500.000,00	17.550,00	50.351,00	2'567.901,00
Colector de polvo CP	37.000,00	650.000,00	5.550,00	13.111,00	668.661,00
Válvula Rotatoria VR2	35,00	400,00	5,25	8,11	413,36
Celdas de Carga CE	346,00	12.400,00	51,90	249,04	12.700,94
Ventilador VE1	1.373,00	7.900,00	205,95	162,12	8.268,07
Ventilador VE2	5.700,00	115.000,00	855,00	2.317,10	118.172.10
SUB-TOTAL					3'376.529,83

TABLA 47

COSTOS DE EQUIPOS IMPORTADOS

DESCRIPCION	CIF (USD)	ARANCEL (USD)	FODINFA (USD)	GASTOS LOCALES (USD)	TOTAL (USD)
Válvula Rotatoria VR1	413,36	41,34	2,07	0,70	457,47
Molino Vertical MV	2'567.901,00	256.790,10	12.839,51	2.340,00	2'839.870,61
Colector de polvo CP	668.661,00	66.866,10	3.343,31	740,00	739.610,41
Válvula Rotatoria VR2	413,36	41,34	2,07	0,70	457,47
Celdas de Carga CE	12.700,94	1.270,10	63,51	6,92	14.041,47
Ventilador VE1	8.268,07	826,81	41,34	27,46	9.136,68
Ventilador VE2	118.172.10	11.817,21	590,86	114,00	130.694,17
SUB-TOTAL					3'734.295,27

El valor de la transportación de los equipos es aproximadamente 150 dólares por tonelada métrica. El costo del seguro es aproximadamente del 2% del valor sumado del flete y del FOB. La suma del precio del FOB, transporte y seguro se denomina CIF y es la base para calcular los aranceles, para los equipos a importar el arancel es del 10% del valor CIF. El FODINFA (Fondo de Desarrollo para el Infante) corresponde al 5% del arancel. Finalmente los gastos locales de la compañía de transporte naviero son de aproximadamente 20 dólares por tonelada métrica. El costo total de la importación de los equipos es de **3'734.295,27**.

5.2. Costos de Montaje y Puesta en Marcha.

El costo del montaje y puesta en marcha de todo el proyecto se muestra en la tabla 48. Los precios unitarios son medias obtenidas de acuerdo a experiencias previas de montajes similares. El precio referencial de hora hombre de trabajo es de 5 dólares americanos. El costo final por equipo y del proyecto se muestran en la tabla 49.

TABLA 49
COSTO FINAL POR EQUIPO

DESCRIPCION	Costo Equipo (USD)	Costo Montaje (USD)	Costo Final (USD)
Sistema de ductos y accesorios de transporte neumático	22.936,40	3.643,20	26.579,60
2 Tolvas de Almacenamiento TO	134.204,8	25.164,00	159.368,8
Chimenea CH	15.247,30	1794,6	17.041,90
Válvula Rotatoria VR1	457,47	26,40	483,87
Molino Vertical MV	2'839.870,61	105.300	2'945.170,61
Colector de polvo CP	739.610,41	33.300	772.910,41
Válvula Rotatoria VR2	457,47	26,40	483,87
Celdas de Carga CE	14.041,47	155,76	14.197,23
Ventilador VE1	9.136,68	1236,00	10.372,68
Ventilador VE2	130.694,17	4.275	134.969,17
TOTAL	3'906.683,77	176.715,36	4'083.399,13

CAPITULO 7

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

- ⇒ El carbón mineral es una importante fuente de energía, ya que la gran cantidad de reservas existentes están geográficamente esparcidas en más de 100 países en todos los continentes. A los actuales niveles de producción, las reservas mundiales son suficientes para los próximos 250 años y superan a las reservas de petróleo en un 400%. En la región andina, el carbón mineral es un recurso que se ubica principalmente en Colombia y Venezuela, con cerca de 8 mil millones de toneladas en reservas de alta calidad.

- ⇒ Una de las principales desventajas del carbón mineral son las emisiones al medio ambiente producto de la combustión, tales como: Óxidos de nitrógeno (NO_x), dióxido de azufre (SO_2) y partículas

(polvo). Con el propósito de proteger el ecosistema se han desarrollado tecnologías para el uso de carbón de manera limpia y eficiente, tales como: quemador de bajo NO_x , combustión por etapas y reducción no-catalítica selectiva (SNCR) para el caso de las emisiones de (NO_x); adición de absorbentes para el caso de los SO_x , y de colectores de polvo, para el caso de emisión de partículas. Como resultado del mejoramiento continuo de estas tecnologías, el carbón se utilizará cada vez más eficientemente. Estas tecnologías permitirán también que las plantas que generan energía con carbón cumplan con las regulaciones ambientales a nivel mundial.

⇒ Un aspecto importante en el uso del carbón mineral como combustible industrial es su costo por unidad de energía, ya que este representa alrededor del 30% del costo del gas licuado de petróleo y 28% del costo del bunker, combustibles ampliamente usados a nivel industrial en nuestro medio. Pero una de sus desventajas está en la inversión inicial que se requiere para implementar una planta de molienda para su preparación, por lo que es usado en procesos en los que se requiere una gran demanda de energía, tales como: la generación eléctrica, la industria del cemento y la industria metalúrgica.

⇒ La pulverización del carbón, permite una mejor utilización de este recurso energético, ya que dentro del proceso se consiguen dos efectos importantes: La deshidratación, puesto que la reducción del contenido de humedad tiene un efecto positivo en la tasa de transferencia de calor; y el aumento de la superficie específica, es decir, la superficie del carbón expuesta a la combustión por unidad de volumen. Estos dos aspectos permiten aprovechar al máximo la energía contenida por unidad de masa, siendo este un factor ambientalmente positivo, debido a que la eficiencia de la combustión está relacionada con las emisiones a la atmósfera.

⇒ Dentro de la extensa clasificación de molinos, los aplicables a la molienda del carbón mineral son: el Molino Vertical de Rodillos y el Molino de Bolas. Un factor muy importante que se consideró para la selección del molino vertical de rodillos fue el costo de operación, puesto que el ahorro energético logrado en la operación de un molino de rodillos en comparación con uno de bolas para el mismo requerimiento es de entre el 15 y el 25%; siendo este ahorro energético un elemento importante en el retorno de la inversión del proyecto.

⇒ De la variedad de sistemas de transporte de materiales, el sistema neumático es el más apropiado para polvos combustibles, debido a que estos se transportan en una corriente de gases inertes, que junto a los dispositivos de seguridad (sensores y válvulas), permiten una operación cuyos riesgos de siniestro pueden ser controlados y totalmente minimizados.

⇒ Para el diseño de tolvas existen métodos desarrollados para describir los esfuerzos que intervienen sobre estas, el método aplicado en este trabajo fue el desarrollado por A. W. Jenike. Este método permite describir los esfuerzos normales y cortantes que actúan sobre las paredes, y los espesores fueron calculados aplicando el Método de Elementos Finitos (FEM), a través del empleo del software INVENTOR 10 PRO. Adicionalmente, en el cálculo de los espesores se consideró la posibilidad del evento de una explosión, esta consideración se la hizo en el análisis de los esfuerzos y se vio reflejada en la robustez de los espesores de pared. La consideración de diseño implica que la tolva debe resistir un porcentaje de la presión liberada en una explosión, el porcentaje restante es liberado a través de dispositivos de seguridad de las tolvas.

- ⇒ Los Colectores de Polvo son equipos muy eficientes en la separación de sólidos de una corriente de gases. Para la selección se consideran: la velocidad de filtración medida en caudal por unidad de área, y la caída de presión. El material filtrante tiene forma de mangas con material resistente a elevadas temperaturas, debido a las condiciones del proceso y con el fin de prevenir deterioro prematuro de las mismas.

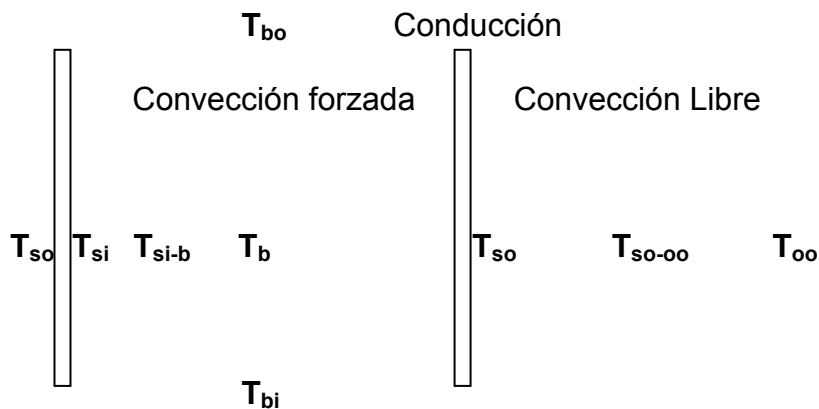
- ⇒ Una consideración muy importante en los sistemas que manejan materiales en polvo es que cualquier material sólido que se quema en el aire puede explotar cuando se encuentra como un polvo finamente dividido en un ambiente confinado. Es por esto que en nuestro diseño del proceso de molienda se ha considerado el empleo de sistemas de protección contra explosiones, tales como sistemas de inertización, válvulas y compuertas de alivio de exceso de presión, y demás elementos, para prevenir daños en la planta y sobre todo por seguridad del personal de la planta.

- ⇒ La producción de explosiones es un riesgo perenne en plantas que manejan cualquier tipo de material en polvo, por lo que como recomendación, debido al amplio campo de materiales y al riesgo que implica el manejo de estos, sería importante el desarrollo de un

estudio detallado sobre el riesgo de incendios y explosiones en las industrias y procesos en que se manejan materiales pulverizados; esto podría ser un tema de tesis de grado.

ANÁLISIS DE TRANSFERENCIA DE CALOR EN EL DUCTO DE TRANSPORTE NEUMÁTICO

La distribución de temperaturas en el ducto es como se muestra en la siguiente esquema:



De donde:

- T_b : Temperatura en el centro del ducto
- T_{bi} : Temperatura en el centro del ducto medida al ingreso
- T_{bo} : Temperatura en el centro del ducto medida a la salida
- T_{so} : Temperatura en el centro del ducto medida en la superficie exterior
- T_{si} : Temperatura en el centro del ducto medida en la superficie interior
- T_{oo} : Temperatura del entorno (ambiente)
- T_{si-b} : Temperatura media entre T_{si} y T_b
- T_{so-oo} : Temperatura media entre T_{so} y T_{oo}

En el interior del ducto la transferencia de calor es por convección forzada, debido a que además de calor hay transporte de masa, y la velocidad del flujo es provista por un agente externo (ventilador). Las correlaciones apropiadas para este modelo son:

$$q_i = h_{ci} \cdot A \cdot (T_{si} - T_{bm}) \quad Re = \frac{\rho \cdot v \cdot D}{\mu}$$

$$Nu_D = \frac{h_c \cdot D}{k} \quad Nu = 0.023 \cdot Re_D^{0.8} \cdot Pr^{0.3}$$

Para las correlaciones anteriormente descritas se evalúan las propiedades y se tiene:

T_{si-b} (°C)	ρ (kg/m³)	μ (N/s.m²)	k (W/mK)	Pr
130,08	0,8579	22,88 x 10 ⁻⁶	0,0325	0,71

$$Re = \frac{\rho \cdot v \cdot D}{\mu} = \frac{0,8579 \cdot 16 \cdot 1,3}{22,88 \times 10^{-6}} = 779909,1$$

$$Nu = 0,023 \cdot Re_D^{0.8} \cdot Pr^{0.3} = 0,023 \cdot (779909,1)^{0.8} \cdot (0,71)^{0.3} = 1073,35$$

$$h_c = \frac{Nu_D \cdot k}{D} = \frac{1073,35 \cdot 0,0325}{1,3} = 26,831073,35 \frac{W}{m^2 K}$$

$$q_i = h_{ci} \cdot A \cdot (T_{si} - T_{bm}) = 26,83 \cdot \pi \cdot 1,3 \cdot 45 \cdot (149,37 - 110,78) = 190307,46 W$$

En el exterior del ducto, las correlaciones apropiadas de transferencia de calor por convección libre son las siguientes:

$$Nu_D = 0.53 \cdot (Gr_D \cdot Pr)^{1/4} \quad Gr_D = \frac{g \cdot \beta \cdot (T_{so} - T_{\infty}) \cdot D^3}{\nu^2}$$

Para las correlaciones anteriormente descritas se evalúan las propiedades y se tiene:

T_{so-oo} (°C)	gβ/γ² (1/m³.K)	k (W/mK)	Pr
68,83	0,7016 x 10 ¹⁰	0,0285	0,71

$$Gr_D = \frac{g \cdot \beta \cdot (T_{so} - T_{\infty}) \cdot D^3}{\gamma^2} = 0,7016 \times 10^{10} \cdot (110,66 - 27) \cdot 1,3^3 = 1,29 \times 10^{12}$$

$$Nu_D = 0.53 \cdot (Gr_D \cdot Pr)^{1/4} = 0.53 \cdot (1,29 \times 10^{12} \cdot 0,71)^{1/4} = 519,2$$

$$h_c = \frac{Nu_D \cdot k}{D} = \frac{519,2 \cdot 0,0285}{1,3} = 12,2 \frac{W}{m^2 K}$$

$$q_o = h_{co} \cdot A \cdot (T_{si} - T_{bm}) = 12,2 \cdot \pi \cdot 1,3 \cdot 45 \cdot (110,66 - 27) = 186702 W$$

Finalmente el calor que fluye globalmente en el ducto está dado por:

$$q_{gas} = \dot{m} c_p \Delta T = 16,66 \cdot 1028,4 \cdot (154,76 - 143,98) = 184695.29 W$$

Comprobadas las condiciones y propiedades del ducto, las temperaturas en el interior del ducto son:

$T_{bi} (^{\circ}C)$	$T_{bm} (^{\circ}C)$	$T_{bo} (^{\circ}C)$	$T_{si} (^{\circ}C)$	$T_{so} (^{\circ}C)$	$T_{b-si} (^{\circ}C)$	$T_{so-oo} (^{\circ}C)$
154,76	149,37	143,98	110,78	110,66	130,075	68,83

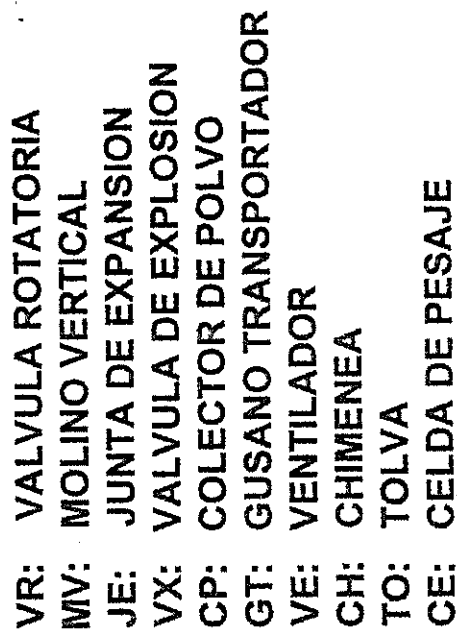
Para el aislamiento del ducto se considera el flujo de calor del vapor, ya que la tasa de transferencia es diferente, y está dado por:

$$q_{vapor} = \dot{m} c_p \Delta T = 0,75 \cdot 1983 \cdot (10,78) = 16032,55 W$$

$$16032,55 = \frac{2 \cdot \pi \cdot (100 - 27) \cdot 45 \cdot 0,037}{\ln\left(\frac{r_o}{0,655}\right)}$$

$$e = r_o - r_i = r_o - 0,655 = 32 mm$$

PLANOS



Continue:

FLUJOGRAMA DEL PROCESO

Diseñado por:

JUAN REAL HDJAS

Sistama:

Escala:

each:

echa: 09/06/06

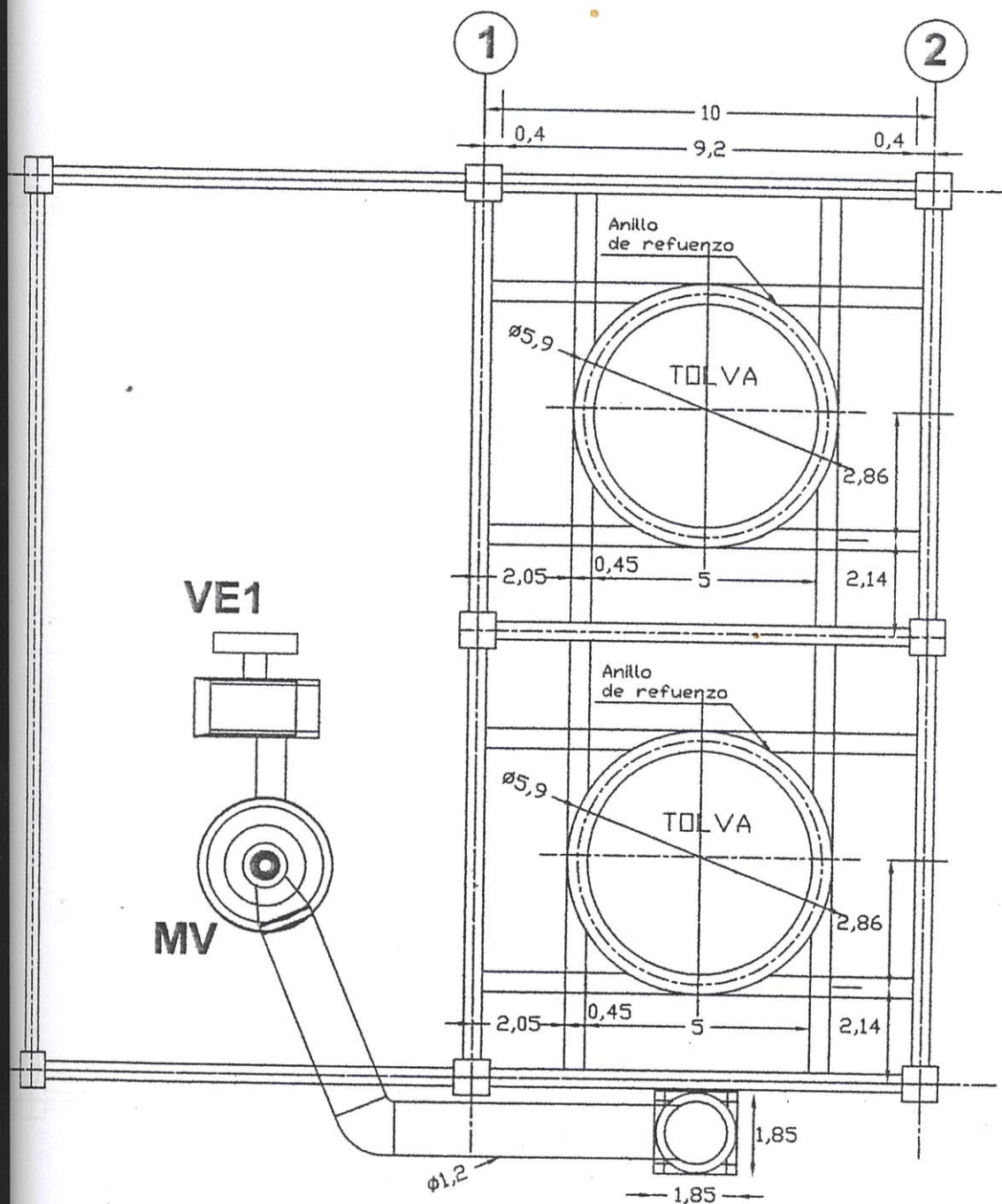
Fecha: _____ Plano: _____

PC-FLUD-01

90/90/60



POLITECNICA DEL LITORAL
BIBLIOTECA "GONZALO ZEVALLOS"
E.I.M.C.P.



ESPOL - FIMCP

MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL

Contiene:

EDIFICIO EQUIPOS
CORTE A-A

Diseñado por:

JUAN REAL HOJAS

Revisado por:

ING. FEDERICO CAMACHO B.

Sistema:



Escala:

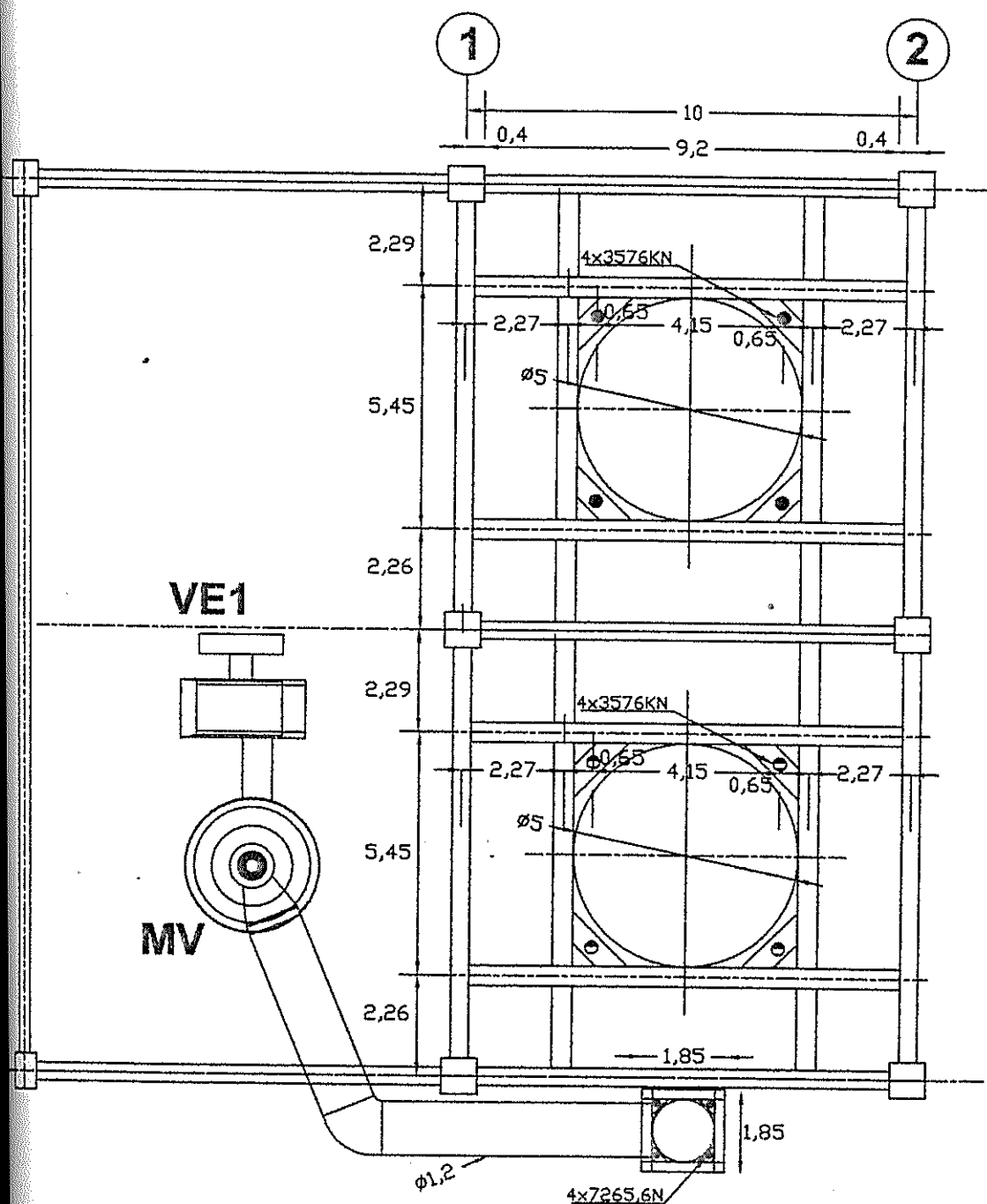
1:150

Fecha:

09/06/06

Plano:

PC-CORTE-03



SPOL - FIMCP

MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL

EDIFICIO FUERZAS
CORTE A-A

Diseñado por:

JUAN REAL HOJAS

Revisado por:

ING. FEDERICO CAMACHO B.

Sistema:

Escala:

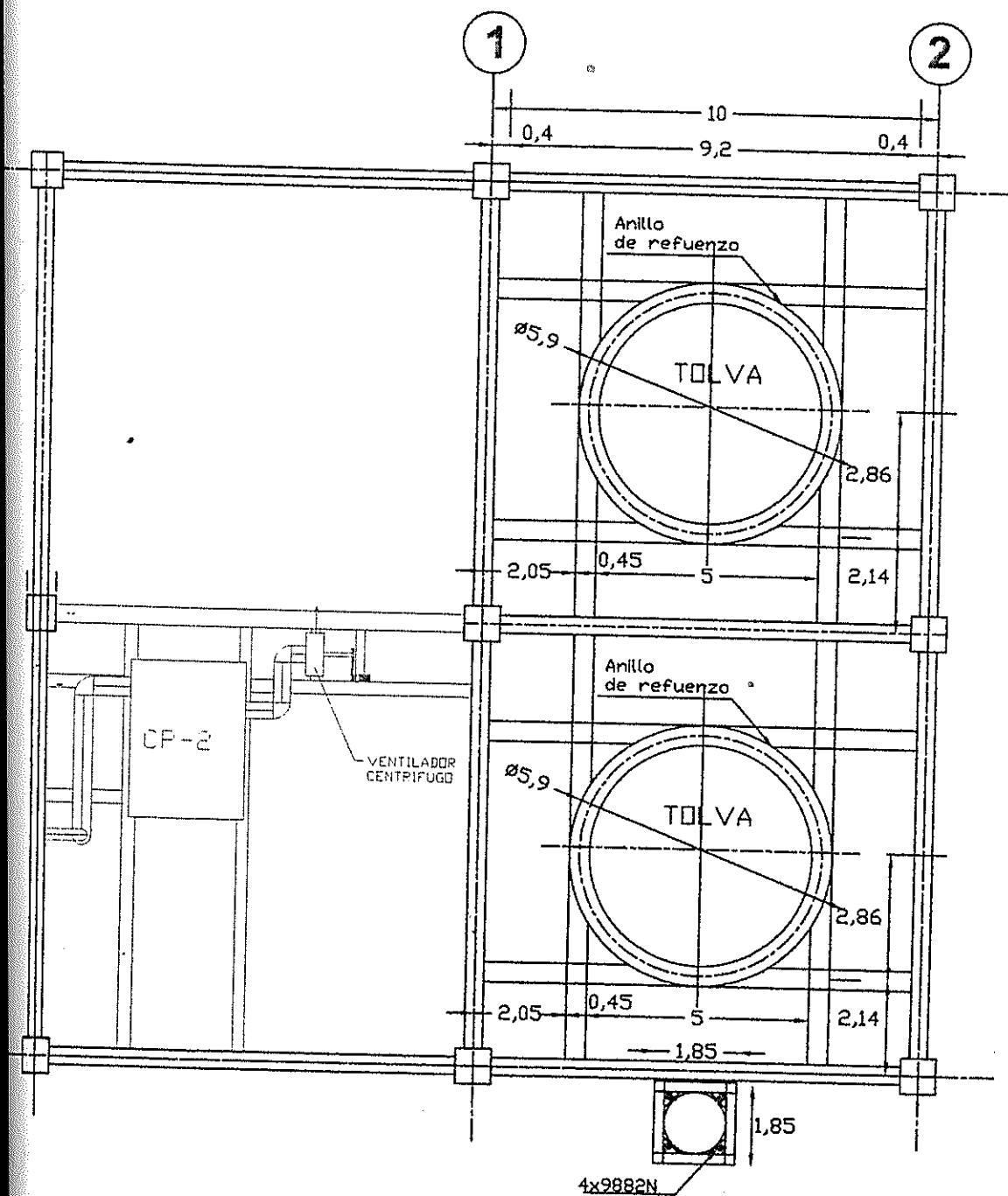
1:150

Fecha:

09/06/06

Plano:

PC-CORTE-C.4



SPOL - FIMCP

MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL

EDIFICIO FUERZAS
CORTE B-B

Diseñado por:
JUAN REAL HOJAS

Revisado por:
ING. FEDERICO CAMACHO B.

Sistema:

Escala:

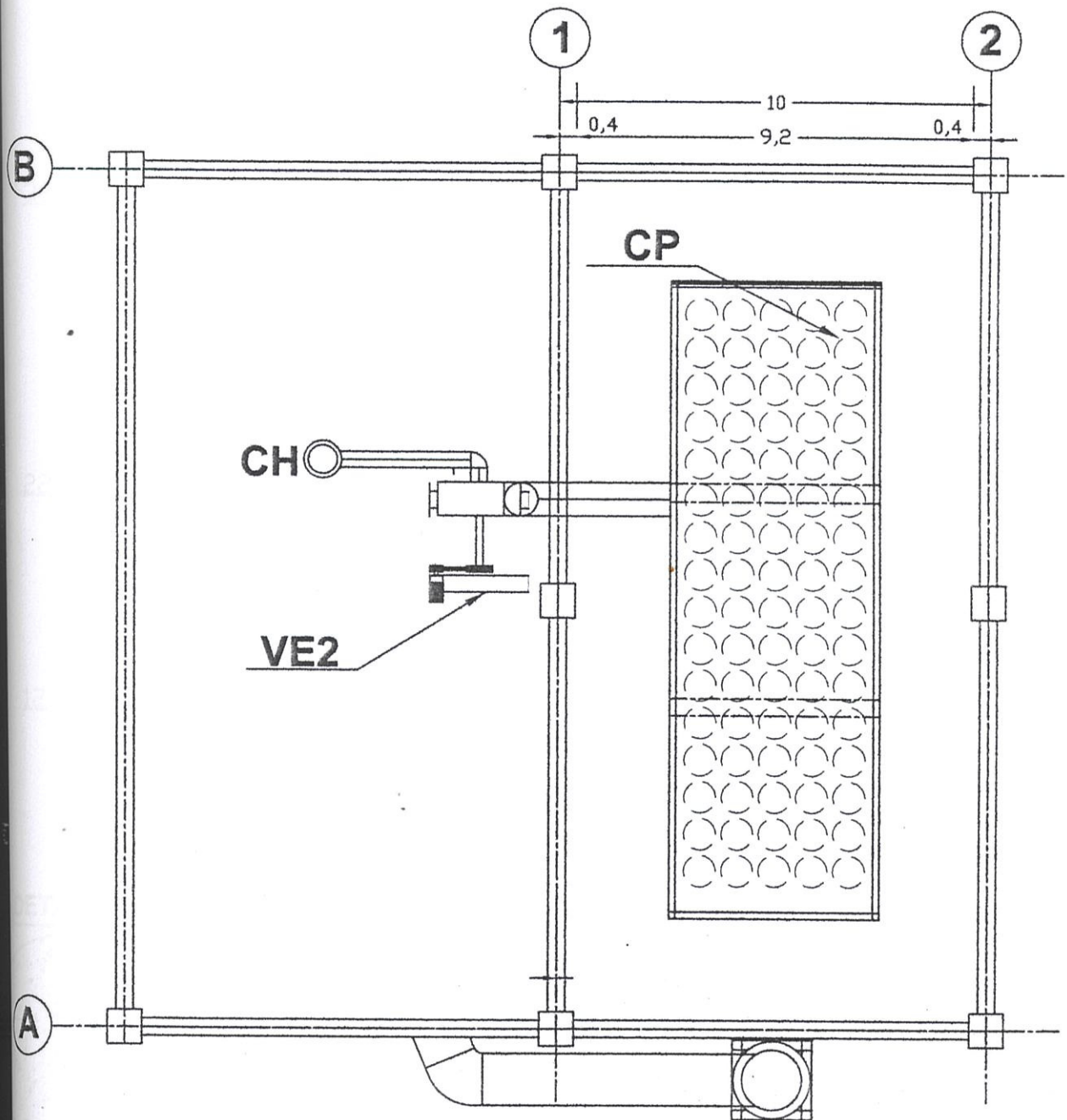
Fecha:

Plano:

1:150

09/06/06

PC-CORTE-05



ESPOL - FIMCP

MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL

Contiene:

EDIFICIO EQUIPOS
CORTE C-C

Diseñado por:

JUAN REAL HOJAS

Revisado por:

ING. FEDERICO CAMACHO B.

Sistema:



Escala:

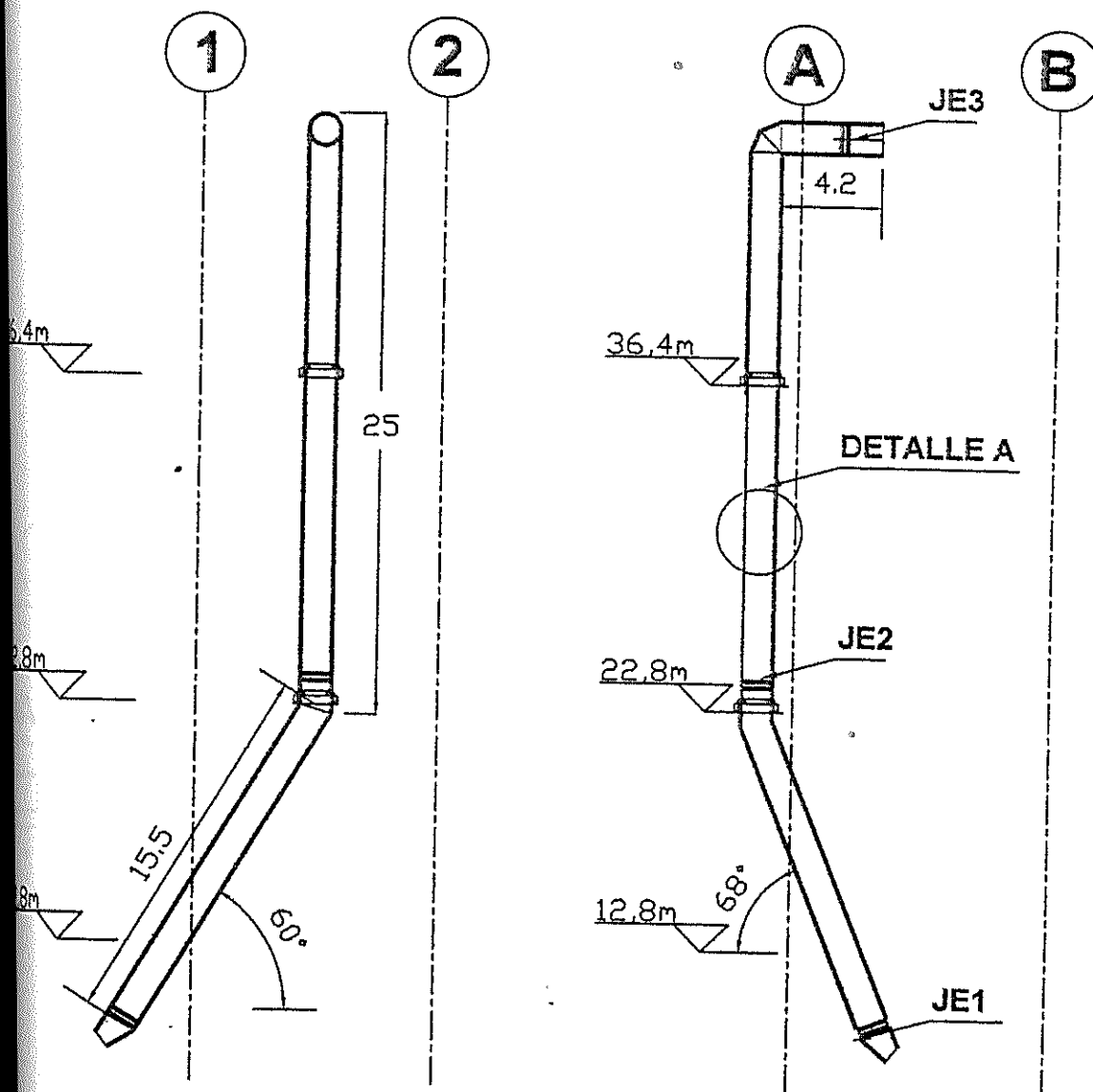
1:150

Fecha:

09/06/06

Plano:

PC-CORTE-06



DETALLE A

AISLAMIENTO DE LANA DE VIDRIO DE $\phi=30\text{mm}$ CON CUBIERTA EXTERNA DE PLANCHA DE ACERO A36 DE $\phi=2\text{mm}$

FLUJO DE CARBÓN

DUCTO DE TRANSPORTE CON PARED DE PLANCHA DE ACERO DE $\phi=5\text{mm}$

ESPECIFICACIONES DE LAS JUNTAS DE EXPANSION									
ITEM	Presión de Operación (Psi)	Número de Conv.	Movimientos			Longitud (mm)	Peso (Kg)	Diámetro (mm)	
			Axial (mm)	Lateral (mm)	Angular (mm)				
JE ₁	25	2	52,3	1,2	4,2	254	117	1.400	
JE ₂	25	2	52,3	1,2	4,2	254	117	1.400	
JE ₃	25	2	52,3	1,2	4,2	254	117	1.400	

SOL - FIMCP

MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL

DUCTO DE TRANSPORTE NEUMÁTICO

Diseñado por:

JUAN REAL HOJAS

Revisado por:

ING. FEDERICO CAMACHO B.

Sistema:



Escala:

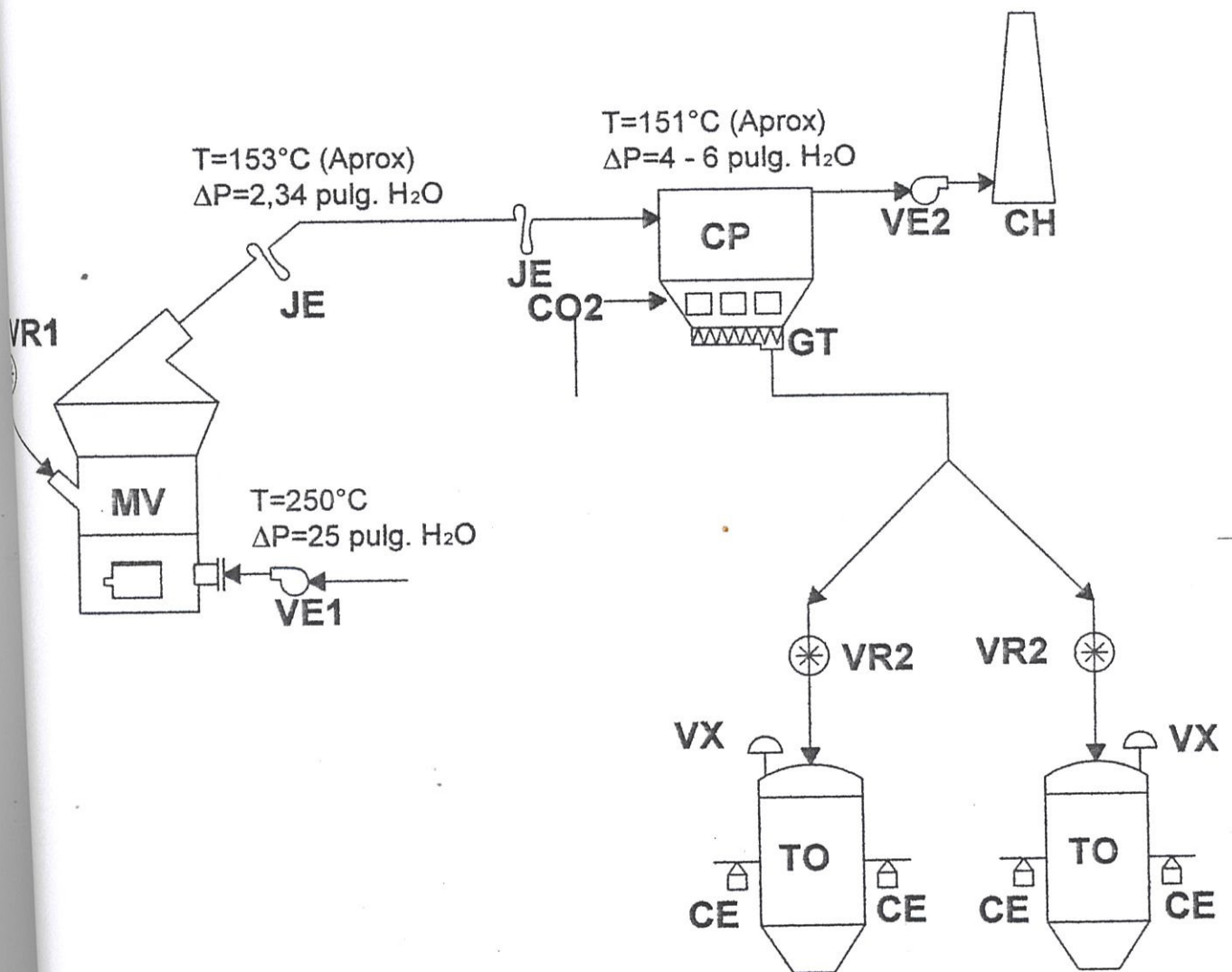
1:300

Fecha:

09/06/06

Plano:

PC-NEUMA-37



ESPOL - FIMCP

MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL

Contiene:

**DIAGRAMA DE TEMPERATURAS
Y CAIDAS DE PRESION**

Diseñado por:

JUAN REAL HOJAS

Revisado por:

ING. FEDERICO CAMACHO B.

Sistema:



Escala:

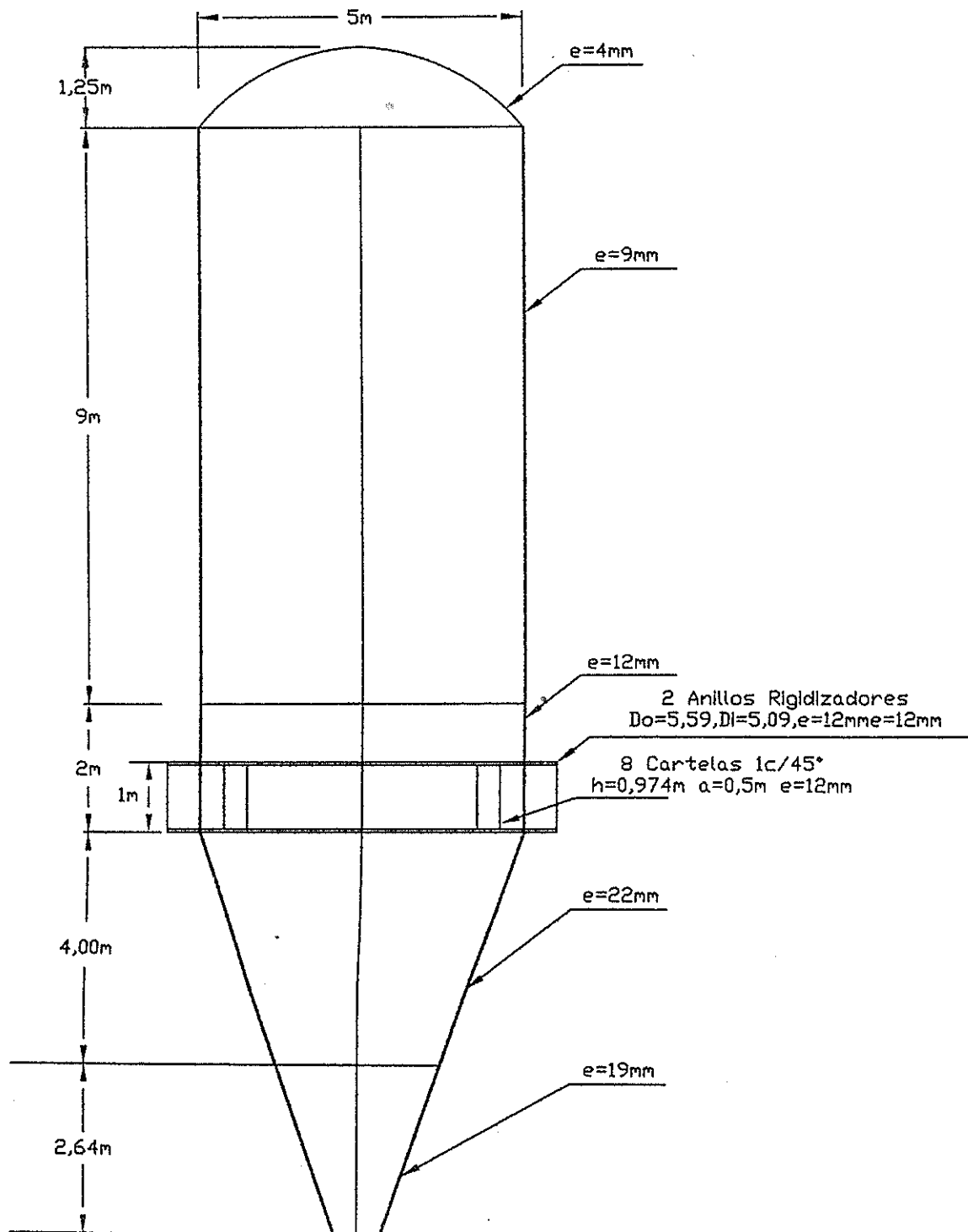
S/N

Fecha:

09/06/06

Plano:

PC-TEMP-0



ESPOL - FIMCP

MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL

Contiene:

**TOLVAS DE
ALIMENTACION**

Diseñado por:

JUAN REAL HOJAS

Revisado por:

ING. FEDERICO CAMACHO B.

Sistema:



Escala:

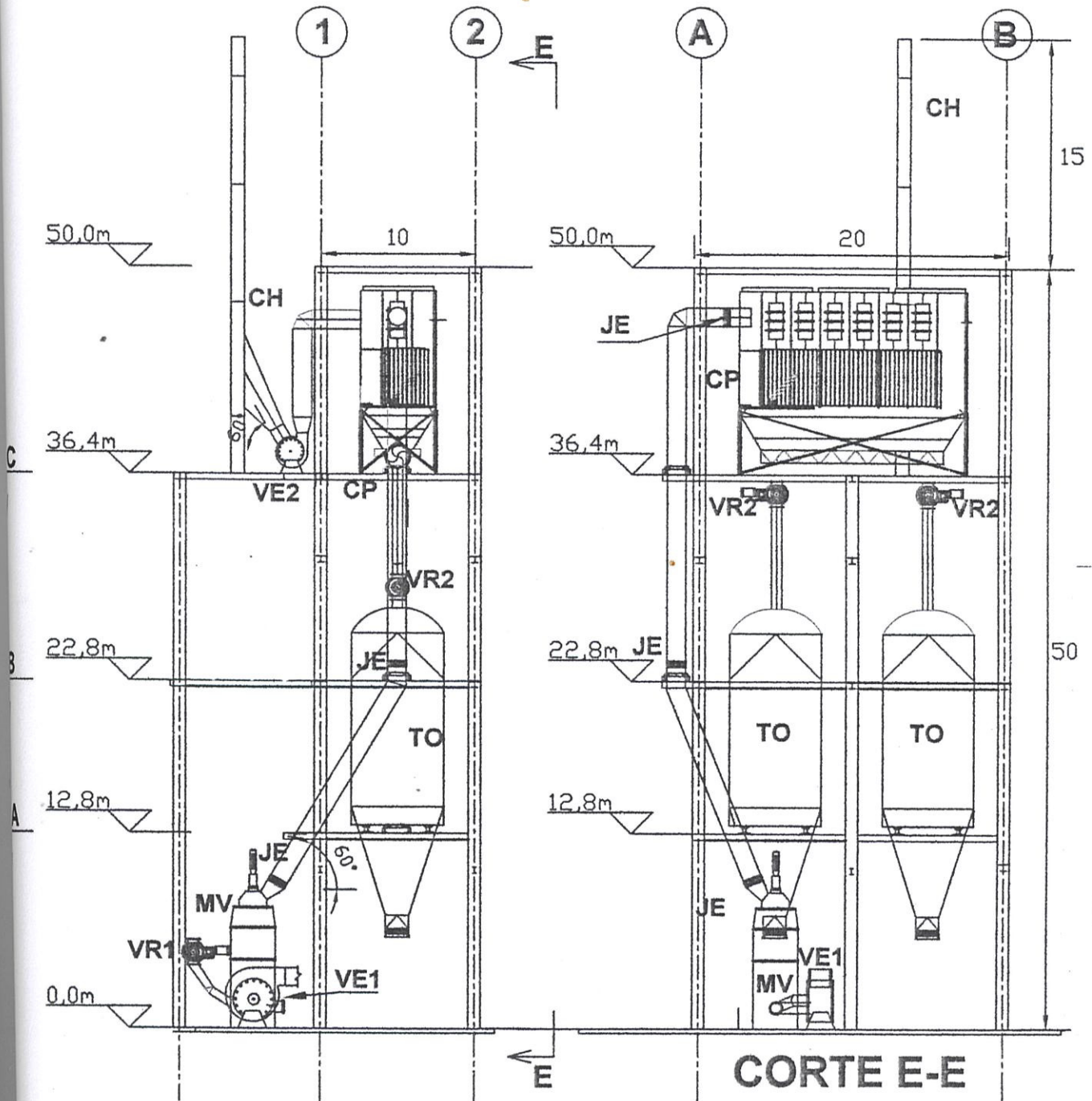
1:100

Fecha:

09/06/06

Plano:

PC-TOLV-09



ESPOL - FIMCP		MOLIENDA DE CARBÓN MINERAL	
Contiene:		Diseñado por:	Revisado por:
EDIFICIO		JUAN REAL HOJAS	ING. FEDERICO CAMACHO B.
Sistema:		Escala:	Fecha:
		1:400	09/06/06
			Plano:
			PC-EDIF-02

APENDICES



APENDICE A

MODELOS, DIMENSIONES Y POTENCIA DEL MOLINO DEL FABRICANTE FLSTMIDTH.

Atox	A	B	C	D	E	Installed power kW	Table speed r/min
Mill	mm	mm	mm	mm	mm		
12.5	2800	1900	2800	5500	1600	93-106	50.1
13.5	3265	2100	3100	6100	1800	113-129	48.2
15.5	3610	2400	3450	6800	2000	159-182	45.0
17.5	4095	2600	3800	7400	2250	215-246	42.3
20.0	4450	2900	5000	7500	2500	300-343	39.6
22.5	4950	3250	5600	8600	3000	403-461	37.3
25.0	5335	3550	6000	9200	3000	524-599	35.4
27.5	5600	3900	6000	10000	3500	666-761	33.8
30.0	7500	4360	6600	10500	3500	828-946	32.3
32.5	8420	4694	7600	11300	3800	1011-1156	31.1

[8] FLSTMIDTH, ATOX COAL MILL, MILLING SYSTEMS



APENDICE B

CARACTERÍSTICAS DEL SEPARADOR DE POLVO, SEGÚN EL MODELO DEL MOLINO DEL FABRICANTE FLSMIDTH.

RAKM	F	G	H	Max. speed r/min	Installed power kW
Separator	mm	mm	mm		
12.5	1850	4820	3050	436	10
13.5	1970	5140	3310	406	12
15.5	2200	6030	3880	356	16
17.5	2450	6410	4160	316	22
20.0	2920	7240	4550	250	31
22.5	3260	8010	5170	223	41
25.0	3600	8940	5750	201	54
27.5	3950	9610	6320	183	69
30.0	4510	10210	6960	160	95
32.5	4900	11090	7570	147	116
35.0	5200	12000	8390	141	140
37.5	5580	13230	9120	132	166

[8] FLSMIDTH, ATOX COAL MILL, MILLING SYSTEMS.

APENDICE C

CAPACIDAD DE LA VÁLVULA ROTATORIA.

Tamaño	Desplaz. (pie ³ /rev)	Max. RPM	Revoluciones por Minuto						
			10	15	20	25	30	40	50
4 x 4	0.02	50	0.20	0.30	0.40	0.50	0.60	0.80	1.00
6 x 6	0.07	50	0.70	1.05	1.40	1.75	2.10	2.80	3.50
8 x 8	0.20	47	2.00	3.00	4.00	5.00	6.00	8.00	10.00
10 x 10	0.37	47	3.70	5.55	7.40	9.25	11.10	14.80	---
12 x 12	0.66	32	6.60	9.90	13.20	16.50	19.80	---	---
12 x 21	1.15	30	11.50	17.25	23.00	28.75	34.50	---	---
14 x 14	1.00	30	10.00	15.00	20.00	25.00	30.00	---	---
16 x 16	1.60	25	16.00	24.00	32.00	40.00	---	---	---
18 x 18	2.10	25	21.00	31.50	42.00	52.50	---	---	---
22 x 22	4.10	20	41.00	61.50	82.00	---	---	---	---

[Las capacidades están dadas en pies cúbicos por minutos
y el rotor es de 6 álabes]

DIMENSIONES DE LA VALVULA ROTATORIA

Tamaño	A	B	C	D	E	F
4 x 4	19.0	60.3	196.8	98.4	166.7	269.8
6 x 6	25.4	92.1	254.0	127.0	212.7	361.9
8 x 8	25.4	123.8	304.8	152.4	238.1	412.7
10 x 10	31.7	152.4	381.0	190.5	276.2	488.9
12 x 12	38.1	185.7	463.5	231.7	336.5	584.2
12 x 21	38.1	301.6	381.0	190.5	438.1	800.1
14 x 14	63.5	215.9	533.4	266.7	415.9	730.2
16 x 16	63.5	254.0	609.6	304.8	441.3	781.0
18 x 18	63.5	266.7	210.00	342.9	466.7	831.8
22 x 22	63.5	317.5	787.4	393.7	517.5	933.4

[Las dimensiones están dadas en milímetros]



APENDICE D



COOK

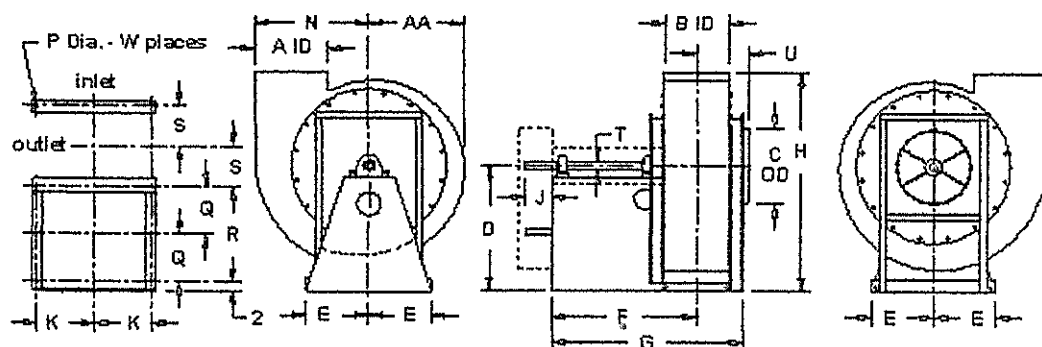
IMH

290-MHB-HD

Industrial Material Handler

Arrangement 9

Clockwise Upblast

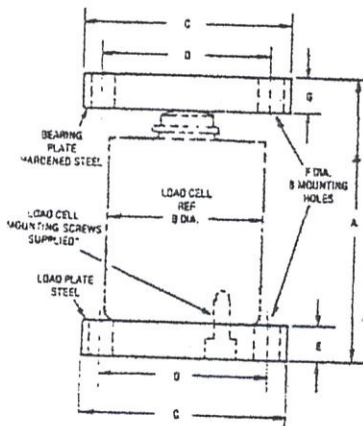
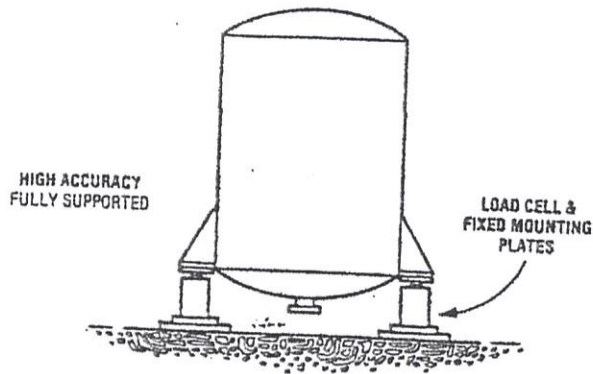


Dimensions are in inches.

A	27-5/16	P	13/16
B	24-1/4	O	14-3/8
C	29	R	28-3/4
D	46-1/2	S	14-13/16
E	22-1/2	T SD	2-15/16
F	45-9/16	T HD	3-7/16
G	62-3/16	U	17-5/8
H	78-1/4	W	8
J	8	AA	35-3/4
K	21-1/4		
N	45-7/8		

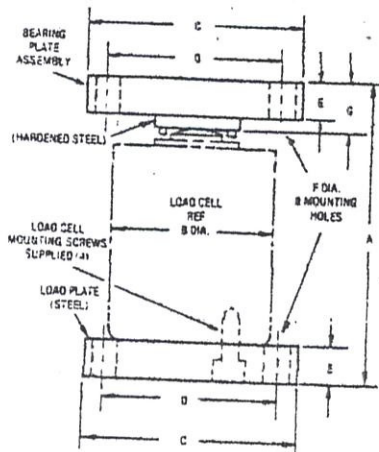
APENDICE E

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE CELDAS DE CARGA



CAPACITY KGS (LBS)	A	B	C	D	E	F	G	CATALOG NUMBER
LOAD CELL TYPE C3P & U3G								
227 - 1361 (500 - 3000)	157.15 (6.188)	88.90 (3.500)	101.60 (4.000)	75.20 (3.000)	15.88 (.625)	9.52 (.375)	15.88 (.625)	251945
2258 - 4538 (5000 - 10000)	211.14 (8.313)	88.90 (3.500)	127.00 (5.000)	101.60 (4.000)	22.22 (.875)	11.11 (.438)	22.22 (.875)	204795
LOAD CELL TYPE C2P								
9072 - 22680 (20000 - 50000)	247.65 (9.750)	114.30 (4.500)	152.40 (6.000)	127.00 (5.000)	28.58 (1.125)	14.29 (.563)	28.58 (1.125)	204797
45359 (100000)	317.50 (12.500)	152.40 (6.000)	203.20 (8.000)	152.40 (6.000)	38.10 (1.500)	17.46 (.688)	47.62 (1.875)	204798
90713 (200000)	423.36 (16.688)	203.20 (8.000)	254.00 (10.000)	203.20 (8.000)	61.91 (2.438)	17.46 (.688)	66.68 (2.625)	208488

*1 SUPPLIED WITH LOAD CELL TYPE C3P & U3G, 4 WITH TYPE C2P



CAPACITY KGS (LBS)	A	B	C	D	E	F	G	CATALOG NUMBER
LOAD CELL TYPE C2P								
136078 (300000)	501.65 (19.750)	254.00 (10.000)	304.80 (12.000)	254.00 (10.000)	65.09 (2.563)	28.99 (1.133)	80.96 (3.188)	258619
226796 (500000)	523.38 (20.625)	203.20 (8.000)	304.80 (12.000)	254.00 (10.000)	74.61 (2.938)	28.99 (1.133)	93.68 (3.688)	258620



POLITECNICA DEL LITORAL
BIBLIOTECA "GONZALO ZEVALLOS"
E.I.M.C.D.

APENDICE F

ESPECIFICACIONES DE LAS JUNTAS DE EXPANSIÓN



Press. Rating (psig) (BAR)	No. Conv.	SPRING RATES							
		Axial		Lateral			Angular		
		(lb/in)	(kg/cm)	(lb/in)	(kg/cm)	Moment from Lateral (in-lb/in)	(kg-cm/cm)	(in-lb/deg)	(kg-cm/deg)
25 1.7	L I M								
	2	2,069	360	613,593	109,569	1,23E+06	556,872	14,276	1.81E+06
	4	1,034	185	76,699	13,699	306,796	139,218	7,135	606,609
	6	699	123	22,726	4,059	156,354	81,875	4,759	537,730
	8	517	92	9,557	1,712	76,699	34,604	3,569	403,304
	10	414	74	4,939	877	49,357	22,275	2,555	322,943
	12	345	62	2,541	507	34,355	15,469	2,379	286,670
	2	9211	1,645	2,73E+06	487,093	546E+06	2,48E+06	63,571	7.18E+06
	4	4,606	823	341,537	60,999	1,37E+06	619,930	31,796	3.59E+06
	6	3,370	548	101,196	18,074	637,177	275,524	21,190	2,30E+06
	8	2,303	411	42,692	7,825	341,537	154,982	15,593	1.60E+06
	10	1,542	329	21,555	3,904	215,554	99,189	12,714	1.44E+06
	12	1,535	274	12,553	2,259	151,794	68,661	10,595	1.20E+06
50 3.5	2	9211	1,645	2,73E+06	487,093	546E+06	2,48E+06	63,571	7.18E+06
	4	4,606	823	341,537	60,999	1,37E+06	619,930	31,796	3.59E+06
	6	3,370	548	101,196	18,074	637,177	275,524	21,190	2,30E+06
	8	2,303	411	42,692	7,825	341,537	154,982	15,593	1.60E+06
	10	1,542	329	21,555	3,904	215,554	99,189	12,714	1.44E+06
	12	1,535	274	12,553	2,259	151,794	68,661	10,595	1.20E+06



APENDICE G

ESFUERZOS GENERADOS EN TOLVAS DE ALIMENTACION

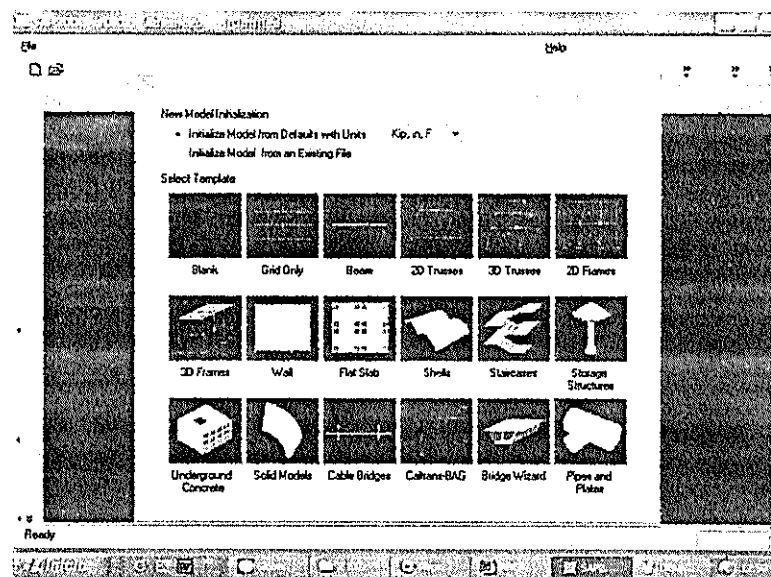
TOLVA	ALTURA DE LA TOLVA (m)	ESFUERZO VERTICAL (Pa)	ESFUERZO NORMAL (PA)	ESFUERZO CORTANTE (PA)
DOMO	—	—	86000	0
CILINDRO	17.24	0	86000	0
	16.94	2519.39938	86748.2616	342.554168
	16.64	6197.27481	87840.5906	842.622385
	16.34	9757.14918	88897.8733	1326.6464
	16.04	13202.8085	89921.2341	1795.14098
	15.74	16537.9171	90911.7614	2248.60436
	15.44	17625.6695	91234.8239	2396.50236
	15.14	19766.022	91870.5085	2687.51881
	14.84	22890.5564	92798.4952	3112.35112
	14.54	25914.843	93696.7084	3523.5531
	14.24	28842.0984	94566.1032	3921.56206
	13.94	31675.4357	95407.6044	4306.80129
	13.64	34417.8681	96222.1068	4679.6805
	13.34	37072.3122	97010.4767	5040.59624
	13.04	39641.591	97773.5525	5389.93235
	12.74	42128.437	98512.1458	5728.06035
	12.44	44535.495	99227.042	6055.33984
	12.14	46865.3249	99919.0015	6372.11889
	11.84	49120.4045	100588.76	6678.73439
	11.54	51303.132	101237.03	6975.51243
	11.24	53415.8289	101864.501	7262.76864
	10.94	55460.7419	102471.84	7540.80851
	10.64	57440.0459	103059.694	7809.92774
	10.34	59355.8458	103628.686	8070.41255
	10.04	61210.1792	104179.423	8322.53995
	9.74	63005.018	104712.49	8566.57809
	9.44	64742.2713	105228.455	8802.7865
	9.14	66423.7864	105727.865	9031.4164
	8.84	68051.3518	106211.251	9252.71093
	8.54	69626.6983	106679.129	9466.90543
	8.24	71151.5013	107131.996	9674.22772
	7.94	72627.3826	107570.333	9874.89827
	7.74	74055.9116	171694.606	10069.1305
	7.64	75438.6076	172105.266	10257.131
	7.34	76776.9412	172502.752	10439.0997

	7.04	78072.3357	172887.484	10615.23
	6.74	79326.1687	173259.872	10785.7094
	6.44	80539.7737	173620.313	10950.7192
	6.24	81714.4413	173969.189	11110.4348
CONO	6.24	81714.8205	201564.95	23745.63
	6.14	78659.1267	200751.123	23373.0312
	5.84	72359.1625	199007.208	22574.6052
	5.54	66388.1378	197263.293	21776.1792
	5.24	60734.7203	195519.378	20977.7532
	4.94	55387.3654	193775.463	20179.3272
	4.74	50334.2996	192031.548	19380.9012
	4.64	45563.5012	126587.633	18582.4752
	4.34	41062.6787	124843.718	17784.0492
	4.04	36819.2445	123099.803	16985.6232
	3.74	32820.2857	121355.888	16187.1972
	3.44	29052.5269	119611.973	15388.7712
	3.14	25502.2874	117868.058	14590.3452
	2.84	22155.4269	116124.143	13791.9192
	2.54	18997.2779	114380.228	12993.4932
	2.24	16012.5584	112636.313	12195.0672
	1.94	13185.2551	110892.398	11396.6412
	1.64	12274.9097	110311.093	11130.4992
	1.34	10498.4619	109148.483	10598.2152
	1.04	7934.14238	107404.568	9799.7892
	0.74	5472.7516	105660.653	9001.3632
	0.44	3092.55322	103916.738	8202.9372
	0.14	768.03748	102172.823	7404.5112
	0	0	101591.518	7138.3692

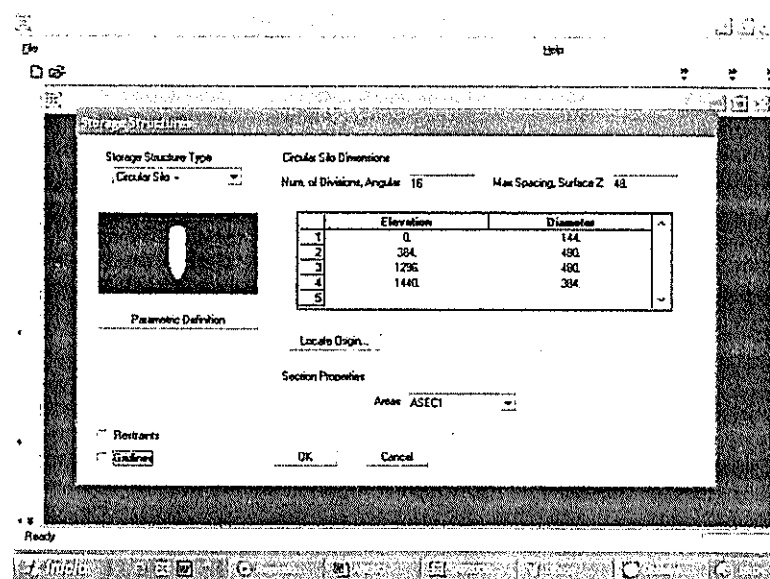


ANEXOS

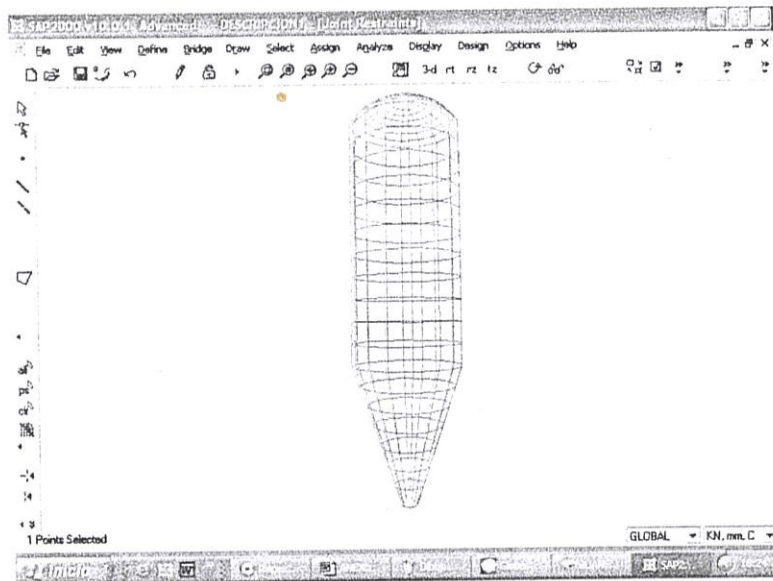
Para el modelado de las tolvas por el método de elementos finitos a través del software SAP2000V10, al iniciar el programa se escoge la opción de estructuras de almacenamiento.



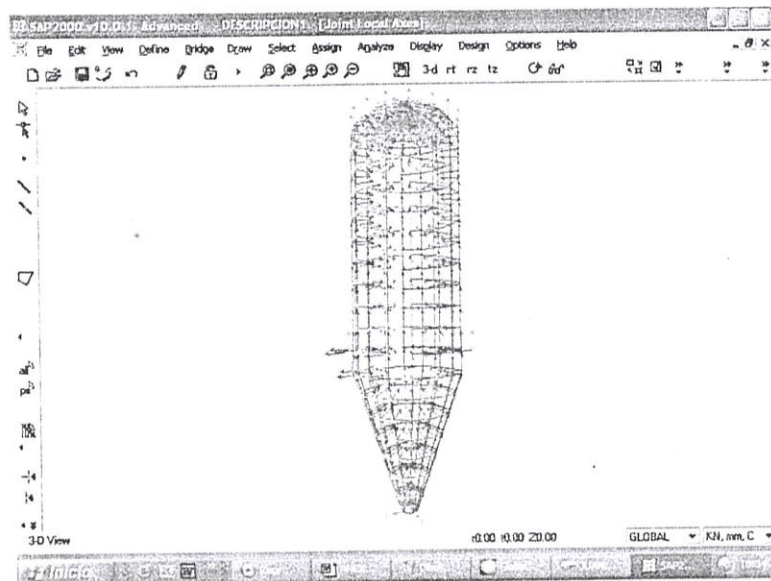
Se elige la opción que corresponde a el modelo de un silo circular y se define las dimensiones, el número de divisiones radialmente y a lo alto del silo.



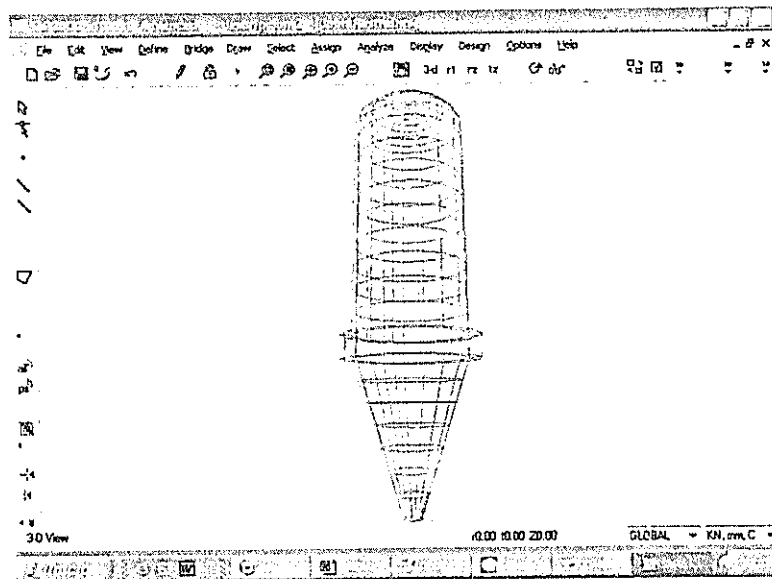
Luego se obtiene el modelo que representa la tolva.



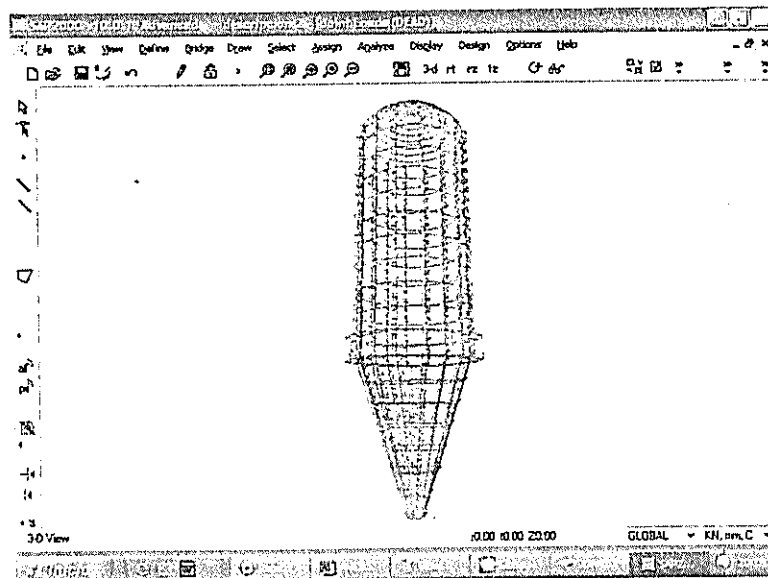
Posteriormente es necesario orientar los ejes de manera que correspondan con la dirección de los esfuerzos y fuerzas aplicadas. Debido a que los esfuerzos son normales y tangentes verticalmente a la superficie, se orienta uno de los tres ejes de manera radial en cada uno de los nodos, y se orienta otro eje en dirección tangencial verticalmente.



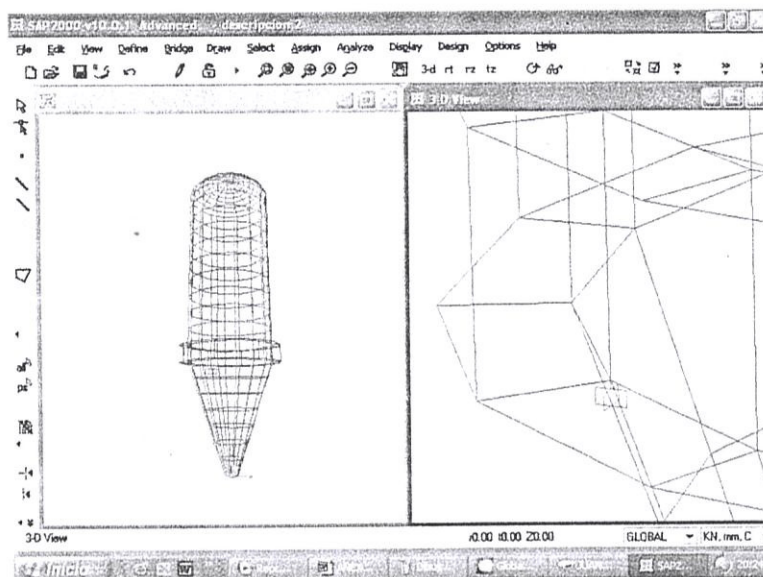
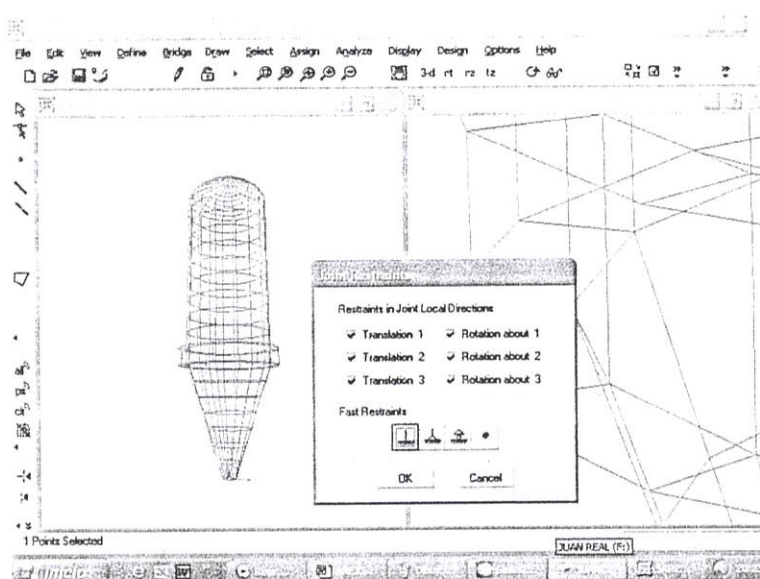
Luego se colocan los elementos rigidizadores en la transición de cilindro a cono, debido a que por el cambio de sección se produce concentración de esfuerzos.



Luego se colocan las cargas que actúan sobre el cada nodo.

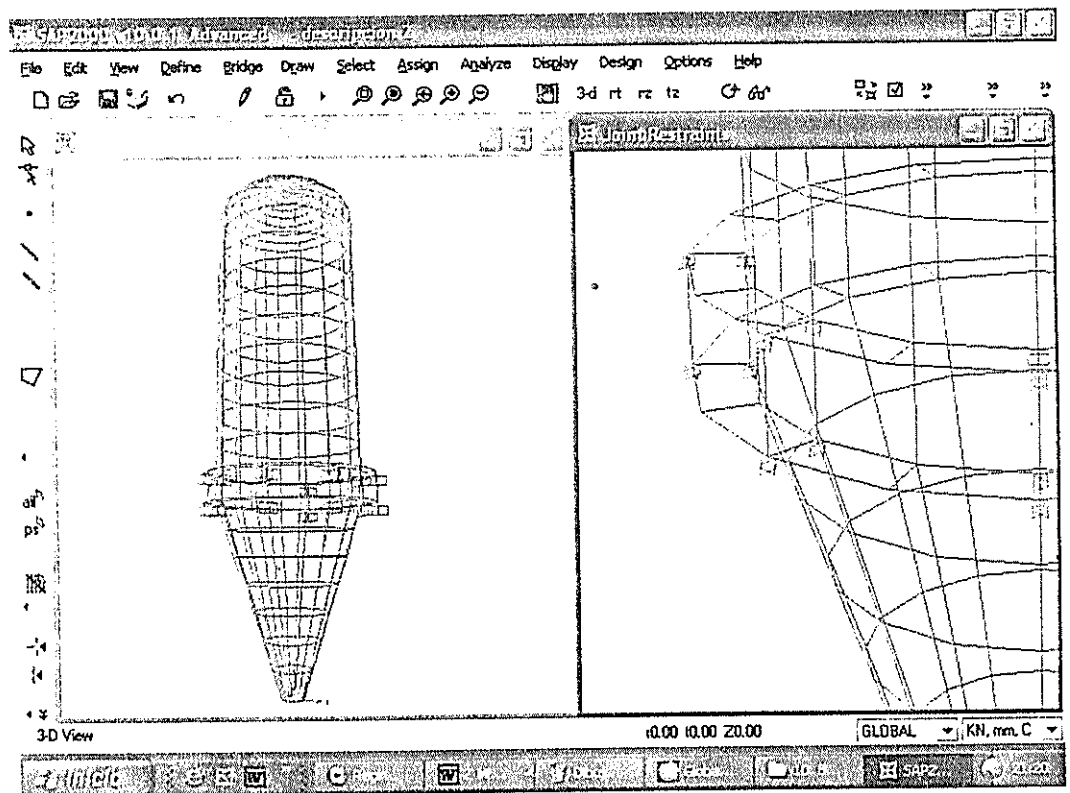


Finalmente se seleccionan los apoyos y restricciones. Los anillos rigidizador inferior y superior son soldados a la superficie de la tolva, por lo que cada nodo del perímetro interior de ambos anillos son considerados como un elemento empotrado.

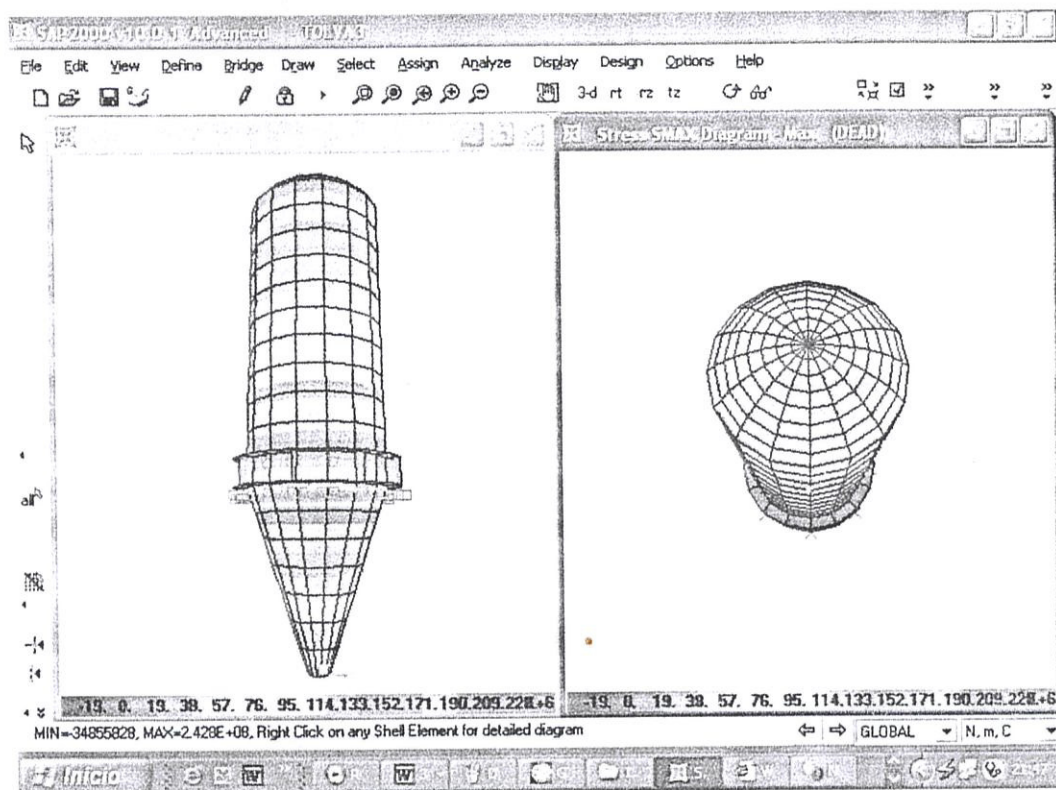


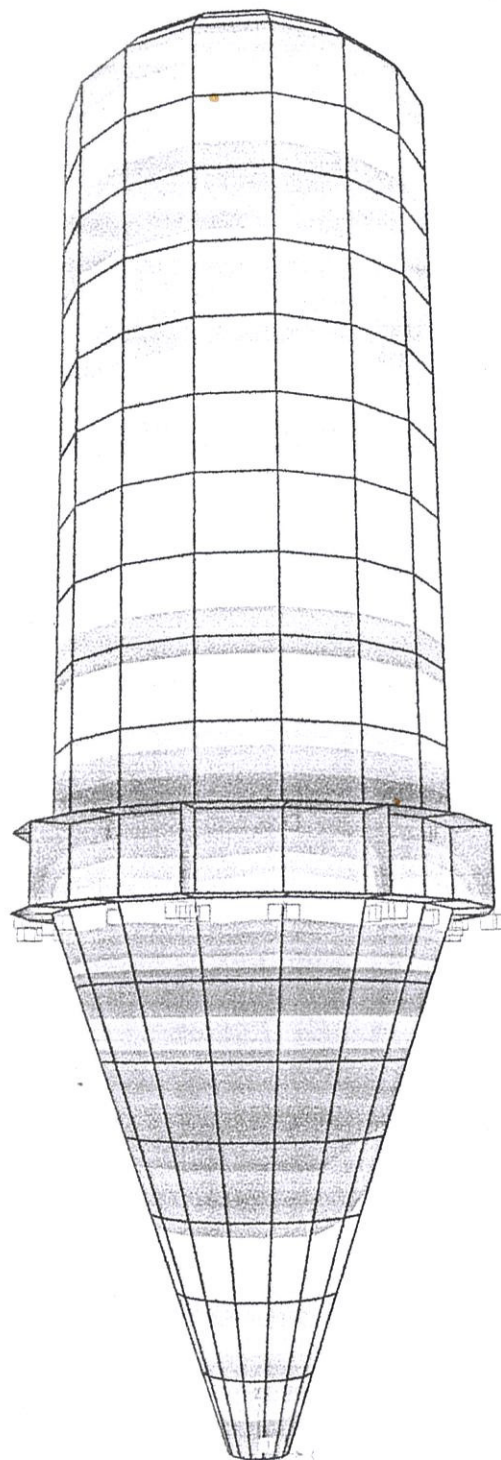
Luego, las cartelas, que son los elementos rigidizadores rectangulares, que conectan ambos anillos, estan compuestas por cuatro nodos, los cuáles se asumen como elementos empotrados, debido a que estos elementos estan restringidos por ambos anillos.

La parte inferior del anillo inferior esta restringida por la acción de las vigas de la estructura que soporta todo el peso de la tolva, se espera que estas sean colocadas por debajo del nivel de las cartelas (8), por lo los nodos que corresponden también se consideran empotrados.



Finalmente se analiza la estructura para los esfuerzos aplicados, después de realizar las iteraciones necesarias, se determina un espesor de pared para el que los esfuerzos son aceptables.





-19. 0. 19. 38. 57. 76. 95. 114. 133. 152. 171. 190. 209. 228. E+6



COOK

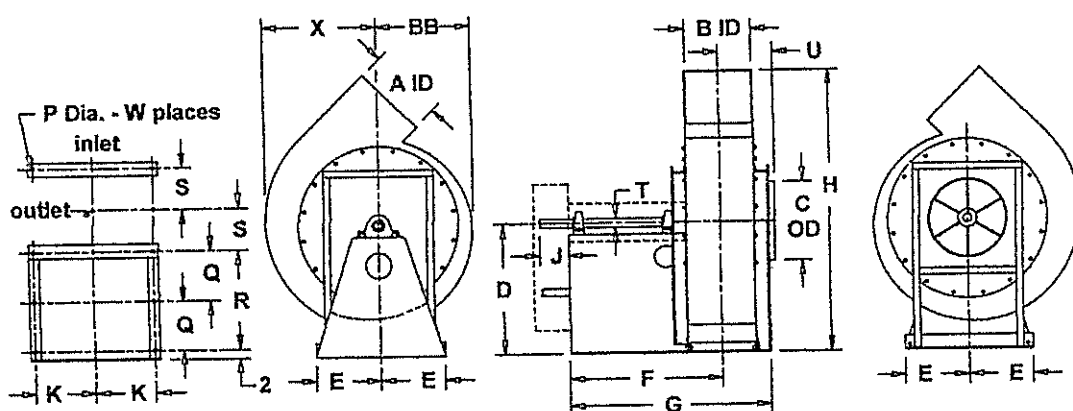
IMH

290-MHB-HD

Industrial Material Handler

Arrangement 9

Clockwise Top Angular Up



Dimensions are in inches.

A	27-5/16
B	24-1/4
C	29
D	46-1/2
E	22-1/2
F	45-9/16
G	62-3/16
H	84-1/8
J	8
K	21-1/4
P	13/16

Q	14-3/8
R	28-3/4
S	14-13/16
T SD	2-15/16
T HD	3-7/16
U	17-5/8
W	8
X	42-11/16
Z	54-7/8
BB	33-7/8



COOK



MHB

Performance

Catalog Number	CFM	SP	Fan RPM	Power HP	Motor HP	OVEL (fpm)	TSPD (fpm)	SE	TEMP (° F)	ELEV (Ft)
290-MHB-HD	48860	8.34	1363	211.64	200	10575	18020	30%	311	115

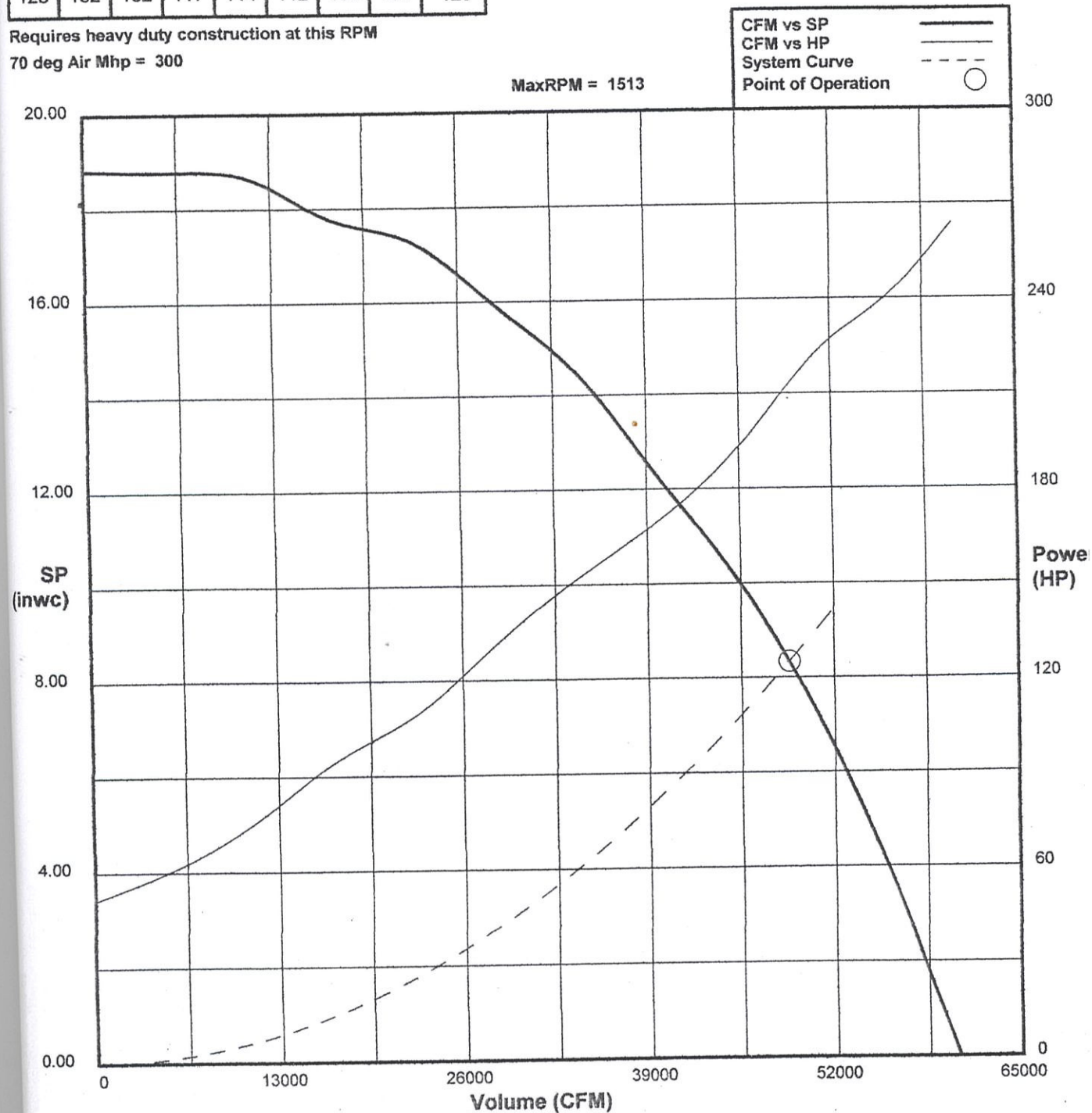
Sound Data 8 Octave Bands 10 -12 Watts

1	2	3	4	5	6	7	8	LwA
123	132	132	117	114	112	109	103	125

Requires heavy duty construction at this RPM

70 deg Air Mhp = 300

MaxRPM = 1513



Lastannahmen für Bauten; Lasten in Silozellen

Supersedes November 1964 edition.

In keeping with current practice in standards published by the International Organization for Standardization (ISO), a comma has been used throughout as the decimal marker.

Contents

	Page		Page
1 Field of application	1	3.4 Pressures acting on bin bottom	4
1.1 General	1	3.5 Hopper loads	4
1.2 Silo bins	1	3.5.1 General	4
1.3 Silo fills	1	3.5.2 Hopper filling pressures	4
1.4 Flow patterns	1	3.5.3 Hopper overfill pressures	4
1.5 Silo operation	1	3.6 Switch pressures	4
2 Quantities and symbols	2	3.7 Pressures due to injection of compressed air	5
3 Loads due to bulk material	2	3.7.1 Injection of air for drying granular bulk material	5
3.1 Influence quantities	2	3.7.2 Continuous injection of air as an aid to unloading powdery bulk material	5
3.1.1 Bulk material properties	2	3.7.3 Injection of air for homogenizing powdery bulk material	5
3.1.2 Shape and size of bin cross section	3	3.8 Pressures due to rapid filling and unloading	5
3.1.3 Coefficients of wall friction	3	4 Pressures due to silage	6
3.2 Filling pressures	3	5 Buckling and bulging loads	6
3.3 Discharging pressures	3	6 Temperature effects	6
3.3.1 General	3		
3.3.2 Uniform pressures	3		
3.3.3 Non-uniform pressures	3		

1 Field of application

1.1 General

This standard specified methods of determining pressures/loads, predominantly static, produced by the silo fill and acting on the silo structure.

It does not cover pressures/loads due to dust explosions, the handling of bulk materials liable to cause such explosions being subject to separate specification.

1.2 Silo bins

This standard applies to silo bins with vertical walls and hoppers or shallow bottoms where the greatest height of the silo fill, h , is not less than 0,8 times the diameter, d , of the largest theoretical circle inscribed in the bin. The standard also applies to silos where h/d is less than 0,8 provided that more than half of the silo fill is located in the hopper and that the angle of inclination of the hopper wall is not less than 20° .

This standard applies only where the ratio of vertical filling pressure to density of the silo fill, p_{vt}/γ , does not exceed 25 m.

This standard does not apply to silo bins of annular cross section (bins fitted one inside the other) nor does it

apply for an increase in pressure due to local changes in the cross section, to internal fittings or discharge aids.

1.3 Silo fills

For the purposes of this standard, silo fills include bulk materials and silage, the granular and powdery substances listed in table 1 being regarded as bulk materials. This standard does not apply to highly cohesive silo fills such as certain types of forage and coarse meal or to bulk materials liable to swelling.

1.4 Flow patterns

The flow patterns to which this standard is applicable are funnel flow and mass flow, funnel flow being understood to be flow with temporarily stagnant zones during discharging and mass flow, flow where the whole bulk material is steadily moving during discharging.

1.5 Silo operation

The operational conditions on which the structural design is to be based shall be agreed by the planning engineer and the user.

Continued on pages 2 to 6

3.1.2 Shape and size of bin cross section

The shape and size of the bin cross section is introduced into the calculation as the ratio A/u .

For rectangular bins, A/u shall be taken as $b/2$, with b as in figure 2, and for star-shaped bins, as $d/4$, with d as in figure 3.

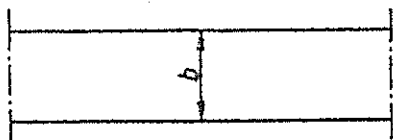


Figure 2. Rectangular bin (plan view)

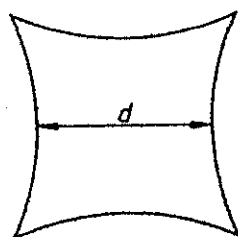


Figure 3. Star-shaped bin (plan view)

3.1.3 Coefficients of wall friction

As a function of the surface in contact with the bulk materials, a distinction is made between three coefficients of wall friction (see table 1):

- μ_1 for rough walls, where friction mainly occurs in the body of the bulk material (e.g. in the case of horizontally stressed corrugated or folded sheet walls);
- μ_2 for walls of medium smoothness (e.g. walls made of concrete, plaster, wood, sheet steel with rivets and bolts);
- μ_3 for smooth walls (e.g. walls made of welded or rebated sheet steel or aluminium walls, plastic walls and coated walls).

Any smoothing of walls by grease, wax or oil from organic bulk materials has been allowed for in table 1.

3.2. Filling pressures

The following pressures shall be taken into consideration when filling the silo bin:

$$\text{wall friction pressures, } p_{wf}(z) = \frac{\gamma \cdot A}{u} \cdot \Phi(z) \quad (1);$$

$$\text{horizontal pressures, } p_{hf}(z) = \frac{\gamma \cdot A}{\mu \cdot u} \cdot \Phi(z) \quad (2);$$

$$\text{vertical pressures, } p_{vf}(z) = \frac{\gamma \cdot A}{\lambda \cdot \mu \cdot u} \cdot \Phi(z) \quad (3).$$

In equations (1) to (3), the quotient gives the pressure at non-specified depth of the silo fill and

$$\Phi(z) = (1 - e^{-z/z_0}) \quad (4)$$

$$\text{with } z_0 = \frac{A}{\lambda \cdot \mu \cdot u} \quad (5)$$

allows for the increase in pressure as the depth of the silo fill increases.

The cumulative wall friction for z is given by:

$$p_{wf}(z) = \frac{\gamma \cdot A}{u} \cdot [z - z_0 \cdot \Phi(z)] \quad (6)$$

3.3 Discharging pressures

3.3.1 General

During the emptying process, uniform pressures as in subclause 3.3.2 and uniform pressures as in subclause 3.3.3 shall be assumed to act in the silo bin. However, if a silo is specifically designed for mass flow, non-uniform pressures as in subclause 3.3.3 need not be considered, whilst pressure peaks as in subclause 3.6 shall be allowed for.

3.3.2 Uniform pressures

The following uniform pressures may be assumed:

$$\text{wall friction pressures, } p_{wc} = 1,1 p_{wf} \quad (7);$$

$$\text{horizontal pressures, } p_{hc} = e_h \cdot p_{hf} \quad (8);$$

$$\text{vertical pressures, } p_{vc} < p_{vf} \quad (9).$$

The factor 1,1 shall also apply for the cumulative wall friction pressure, p_{wc} ; e_h shall be taken from table 1. In the case of silo bins with h/d greater than $5,0 \cdot \mu$, both factors shall be used in the calculation at their true value; for silo bins with h/d less than $2,5 \cdot \mu$, they may be assumed to be equal to 1,0. Intermediate values may be obtained by linear interpolation.

3.3.3 Non-uniform pressures

3.3.3.1 General

During the emptying process, bulk material can produce non-uniform pressures which shall be taken into account in addition to pressure p_{hc} as follows.

In the case of silos of circular cross section, a horizontal partial pressure as in subclause 3.3.3.2 shall be used. Where silos are braced horizontally at top and bottom and have walls which ensure adequate horizontal distribution of the pressure, then, instead of the additional assumption of a partial pressure, an increase in the uniform horizontal pressure in accordance with subclause 3.3.3.3 may be assumed.

In the case of silos with a cross section having n corners, subclause 3.3.3.3 shall be observed.

Where groups of silo bins are concerned, mutual interaction between the bins need not be taken into account.

3.3.3.2 Assumption of a partial pressure

For square surfaces, with a side length, s , of $0,8 A/u$, a partial pressure equal to $\beta \cdot p_{hc}$ (with β as in subclause 3.3.3.4) shall be used, the load that maintains equilibrium, $p = s^2 \cdot \beta \cdot p_{hc}$, being assumed to act diametrically. For calculation purposes, it is sufficient to take the partial pressure halfway up the bin and to assume the percentage increase in resulting stress to act over the whole silo height. It shall be assumed that the bulk material gives any support to the silo wall.

3.3.3.3 Increase in uniform horizontal pressure

If, by way of departure from the method described in subclause 3.3.3.2, a higher uniform horizontal pressure, $x \cdot p_{hc}$, may be or has to be allowed for, the increment to be assumed shall be

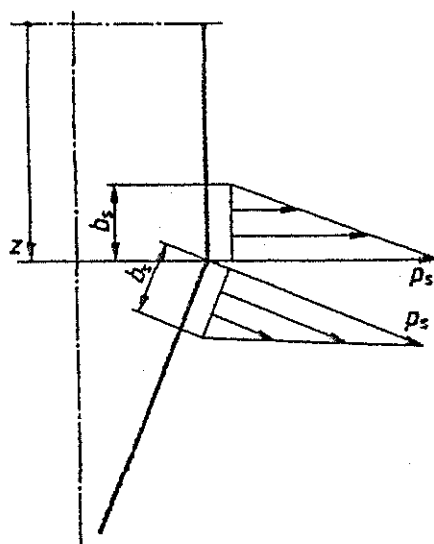
a) for silos of circular cross section:

$$x = 1 + 0,5 \cdot \beta + 0,02 \cdot \beta \cdot r/t \text{ for } r/t \leq 70 \quad (10)$$

and

$$x = 1 + 3 \cdot \beta \cdot \sqrt{h/d} \text{ for } r/t \geq 100. \quad (11)$$

Where r/t is greater than 70 but less than 100, a linear interpolation is to be made between the values of x for $r/t = 70$ and $r/t = 100$.



$$p_s = \gamma \cdot z \quad (21)$$

$$p_s = \gamma \cdot d \quad (22)$$

The lower of the two values obtained from equations (21) and (22) shall be taken for further calculation.

$$b_s = 0,3 \cdot d \quad (23)$$

Figure 6. Pressure peaks in mass flow silos

Table 2. Recommended values for silage

Type of filling		Density, γ , in kN/m ³	Vertical pressure, p_v , in kN/m ²	Horizontal pressure, p_h , in kN/m ² , for		Wall friction pressure, p_w , in kN/m ²	Cumulative wall friction pressure for z , P_{wt} (maximum value: $\gamma \cdot A \cdot z/u$), in kN/m
Class	Examples			$z \leq 16 \text{ m}$	$z > 16 \text{ m}$		
1	Well wilted green fodder ¹⁾ with a dry mass greater than 40 %	6	$\gamma \cdot z$	$0,4 \cdot \gamma \cdot z$	$(0,8 \cdot z - 6,4) \cdot \gamma$	$0,1 \cdot \gamma \cdot z$	$0,05 \cdot \gamma \cdot z^2$
2a	Wilted green fodder ¹⁾ with a dry mass from 25 % to 40 % Silo maize Corn on the cob (unshredded) ²⁾ Wet grain	8		$0,5 \cdot \gamma \cdot z$	$(0,9 \cdot z - 6,4) \cdot \gamma$		
2b	Corn on the cob (shredded) ³⁾	10					
3	Unwilted green fodder ⁴⁾ with a dry mass less than 25 % Beet leaves Compressed sugar beet chips	10		$\gamma \cdot z$			

Note. z in m.

1) E.g. grass, clover, lucerne.

2) E.g. reed mace, whole plants.

3) Grain stalk mixtures, e.g. corncob mixture.

4) E.g. fresh grass.

3.7 Pressures due to injection of compressed air

3.7.1 Injection of air for drying granular bulk material

The inlet pressure, p_L , may be taken as decreasing linearly to zero from the inlet point to the surface of the bulk material and, in the calculation, shall be superimposed on pressures p_{hf} and p_b .

3.7.2 Continuous injection of air as an aid to unloading powdery bulk material

The inlet pressure, p_L , may be taken as decreasing linearly to zero from the inlet point to a height, Δh , of $1,3 p_L / \gamma$ (24), and shall be compared with pressures p_{hf} and p_b , the higher value being taken for further calculation.

3.7.3 Injection of air for homogenizing powdery bulk material

A mixture of dust and air shall be regarded as a fluid with a density of $0,6 \cdot \gamma$.

3.8 Pressures due to rapid filling and unloading

During rapid filling with powdery bulk materials, pressures greater than those given in subclause 3.3 may occur in the upper section of silos for which A/u is small. These loads may be disregarded if A/u is greater than 1,0 m and the filling level rises at less than 10 m/h.

Materials of Construction

Design Parameters

BELLOWS: ASTM A240-304. To specify alternate bellows material, add to part number. Refer to page 17.

PIPE: ASTM A36/A-516-70

25 lb. Series: 0.375" thk.

50 lb. Series: 0.375" thk.

FLANGES: ASTM A105/A36/A-516-70

25 lb. Series: 125 lb. Lt. Wt. F.F.S.O.

50 lb. Series: 125 lb. Lt. Wt. F.F.S.O.

COVERS: Carbon Steel

TIE RODS, GIMBALS, HINGES: Carbon Steel

LINERS: 300 Series Stainless Steel

1. Catalog pressure ratings are based upon a design temperature range of - 20°F to 800°F. Actual operating temperature should always be specified.

2. Maximum test pressure: 1 1/2 x maximum working pressure.

3. To combine axial, lateral movements, refer to page 15.

4. To obtain greater movements or cycle life refer to page 16.

5. Maximum axial extension movement is 25% of tabulated axial value.

6. Rated cycle life is 3000 cycles per EJMA sixth edition for any one movement tabulated.

Press. Rating (psig) (BAR)	No. Conv.	Maximum Pressure (psig) (BAR)		Maximum Movements					WW				FF			
				Axial Compress.		Lateral		Ang.	Lgth.	Wgt.	Lgth.	Wgt.	Lgth.	Wgt.	Lgth.	Wgt.
				(in)	(mm)	(in)	(mm)	(deg)	(in)	(lbs)	(mm)	(kgs)	(in)	(lbs)	(mm)	(kgs)
1.4 M Effective Area >> 2,485 in ² 1.60E+06 mm ²																
25 1.7	2	27	1.83	2.06	52.3	0.05	1.2	4.2	10.00	258	254	117.3	9.00	1023	220	463
	4	27	1.83	4.12	104.7	0.20	5.0	8.4	14.00	278	356	126.4	13.00	1043	317	471
	6	27	1.83	6.18	157.0	0.44	11.2	10.0	18.00	298	457	135.5	17.00	1063	415	433
	8	27	1.83	8.24	209.3	0.78	19.8	10.0	22.00	318	559	144.5	21.00	1083	512	492
	10	27	1.83	10.30	261.6	1.22	31.0	10.0	26.00	338	660	153.6	25.00	1103	610	501
	12	27	1.83	12.36	314.0	1.76	44.7	10.0	30.00	358	762	162.7	29.00	1123	708	510
50 3.5	2	77	5.32	1.23	31.1	0.03	0.7	2.5	10.00	273	254	124.1	12.75	2073	311	942
	4	77	5.32	2.45	62.3	0.12	3.0	5.0	14.00	305	356	138.6	16.75	2105	409	957
	6	77	5.32	3.68	93.4	0.26	6.6	7.5	18.00	337	457	153.2	20.75	2137	503	971
	8	77	5.32	4.90	124.5	0.46	11.8	10.0	22.00	369	559	167.7	24.75	2169	604	989
	10	77	5.32	6.13	155.6	0.73	18.4	10.0	26.00	401	660	182.3	28.75	2201	702	1000
	12	77	5.32	7.35	186.8	1.05	26.6	10.0	30.00	433	762	196.8	32.75	2233	799	1015
1.5 M Effective Area >> 3,043 in ² 1.96E+06 mm ²																
25 1.7	2	26	1.81	2.03	51.5	0.04	1.1	3.7	10.00	286	254	130.0	9.50	1023	232	465
	4	26	1.81	4.06	103.0	0.17	4.4	7.5	14.00	307	356	139.5	13.50	1044	329	476
	6	26	1.81	6.09	154.6	0.39	9.9	10.0	18.00	328	457	149.1	17.50	1065	427	484
	8	26	1.81	8.11	206.1	0.70	17.7	10.0	22.00	349	559	158.6	21.50	1086	525	494
	10	26	1.81	10.14	257.6	1.09	27.6	10.0	26.00	370	660	168.2	25.50	1107	622	503
	12	26	1.81	12.17	309.1	1.56	39.7	10.0	30.00	391	762	177.7	29.50	1128	720	513
50 3.5	2	77	5.31	1.22	30.9	0.03	0.7	2.2	10.00	304	254	138.2	13.00	2243	317	1020
	4	77	5.31	2.43	61.8	0.10	2.6	4.5	14.00	338	356	153.6	17.00	2277	415	1035
	6	77	5.31	3.65	92.8	0.23	6.0	6.7	18.00	372	457	169.1	21.00	2311	512	1050
	8	77	5.31	4.87	123.7	0.42	10.6	9.0	22.00	406	559	184.5	25.00	2345	610	1066
	10	77	5.31	6.09	154.6	0.65	16.6	10.0	26.00	440	660	200.0	29.00	2379	708	1081
	12	76	5.26	7.31	185.8	0.94	23.9	10.0	30.00	474	762	215.5	33.00	2413	805	1097
1.6 M Effective Area >> 3,658 in ² 2.36E+06 mm ²																
25 1.7	2	26	1.81	2.02	51.2	0.04	1.0	3.4	10.00	315	254	143.2	9.50	1528	232	693
	4	26	1.81	4.03	102.4	0.16	4.0	6.8	14.00	339	356	154.1	13.50	1552	329	703
	6	26	1.81	6.05	153.6	0.35	9.0	10.0	18.00	363	457	165.0	17.50	1576	427	716
	8	26	1.81	8.06	204.3	0.63	16.0	10.0	22.00	387	559	175.9	21.50	1600	525	727
	10	26	1.81	10.08	256.0	0.98	25.0	10.0	26.00	411	660	186.8	25.50	1624	622	738
	12	26	1.81	12.09	307.2	1.42	36.0	10.0	30.00	435	762	197.7	29.50	1648	720	749
50 3.5	2	72	4.99	1.22	31.0	0.02	0.6	2.0	10.00	334	254	151.8	13.75	3578	336	1626
	4	72	4.99	2.44	61.9	0.10	2.4	4.1	14.00	373	356	169.5	17.75	3617	433	1644
	6	72	4.99	3.66	92.9	0.21	5.4	6.1	18.00	412	457	187.3	21.75	3656	521	1662
	8	72	4.99	4.88	123.9	0.38	9.7	8.2	22.00	451	559	205.0	25.75	3695	623	1680
	10	72	4.99	6.10	154.9	0.60	15.1	10.0	26.00	490	660	222.7	29.75	3734	726	1697
	12	72	4.99	7.32	185.8	0.86	21.8	10.0	30.00	529	762	240.5	33.75	3773	824	1715

How to Create a Single Bellows Part Number

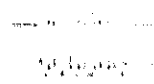
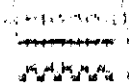
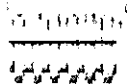
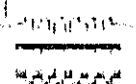
Style: MK 8 Single, **MCT Tied**, MCH Hinged, MCG Gimbals

End Connection: WW Weld End, FF Flat End Flange, VV Vanstone End, **PP Plate Flange**, LL Lap Joint Flange

Style: MCT - End: PP - Diameter: 16 - Operating Pressure: 150 - Number of Convolutions: 8 - Alt. Bellows Material: 625 - Accessories: L - C

Style	Ends	Diameter	Operating Pressure	Number of Convolutions	Alt. Bellows Material	Accessories
Stainless Steel	304	L	Liners (Stainless Steel)			
Stainless Steel	304L	HL	Heavy Liners (Stainless Steel)			
Stainless Steel	315	C	Covers (Carbon Steel)			
Stainless Steel	316L	HC	Heavy Covers (Carbon Steel)			
Stainless Steel	317	A	Anchor (Carbon Steel)			
Stainless Steel	321	MP	Multi-Ply			
Stainless Steel	347	T	Testport			
Stainless Steel	405	P	One Purge (Carbon Steel)			
Stainless Steel	410	R	Limit Rods			
Nickel Alloy	400	S	Special			
Nickel Alloy	600					
Nickel Alloy	625					
Nickel Alloy	800H					
Nickel Alloy	825					
Nickel Alloy	C276					
Nickel Alloy	C22					
Other	O					

Therefore, part number MCT-PP-16-150-8-625-L-C is a 16 inch diameter Tied mid-con bellows with carbon steel plate flanges on both ends, eight convolutions constructed of Nickel Alloy 625 with a liner and cover designed to operate below 800 deg F and at a normal operating pressure of 150 psi

Style	End Connection				
	WW Weld End	FF Forged Flange	VV Vane End	PP Plate Flange	LL Lap Joint Flange
					

Press. Rating (psig) (BAR)	No. Conv.	SPRING RATES							
		Axial		Lateral				Angular	
		(lb/in)	(kg/cm)	(lb/in)	(kg/cm)	Moment from Lateral (in-lbs/in) (kg-cm/cm)		(in-lbs/deg)	(kg-cm/deg)
54"									
25 1.7	1.4 M								
	2	2,069	369	613,593	109,589	1.23E+06	556,872	14,276	1.61E+06
	4	1,034	185	76,699	13,699	306,796	139,213	7,138	806,309
	6	690	123	22,726	4,059	136,354	61,375	4,759	537,733
	8	517	92	9,587	1,712	76,699	34,804	3,569	403,304
	10	414	74	4,909	877	49,087	22,275	2,855	322,643
50 3.5	12	345	62	2,841	507	34,088	15,469	2,379	268,370
	2	9,211	1,645	2.73E+06	487,993	5.46E+06	2.48E+06	63,571	7.18E+06
	4	4,606	823	341,537	60,999	1.37E+06	619,930	31,786	3.59E+06
	6	3,070	548	101,196	18,074	607,177	275,524	21,190	2.39E+06
	8	2,303	411	42,692	7,625	341,537	154,982	15,893	1.80E+06
	10	1,842	329	21,858	3,904	218,584	99,189	12,714	1.44E+06
60"	12	1,535	274	12,650	2,259	151,794	63,331	10,595	1.20E+06
	1.5 M								
	2	2,274	406	826,225	147,565	1.65E+06	749,843	19,224	2.17E+06
	4	1,137	203	103,278	18,446	413,113	187,462	9,612	1.09E+06
	6	758	135	30,601	5,465	183,606	83,316	6,408	724,085
	8	569	102	12,910	2,306	103,278	46,866	4,806	543,064
25 1.7	10	455	81	6,610	1,181	66,098	29,994	3,845	434,451
	12	379	68	3,825	683	45,901	20,829	3,204	362,043
	2	10,143	1,812	3.68E+06	658,101	7.37E+06	3.34E+06	85,732	9.69E+06
	4	5,071	906	460,592	82,263	1.84E+06	836,029	42,866	4.84E+06
	6	3,381	604	136,472	24,374	818,831	371,569	28,577	3.23E+06
	8	2,536	453	57,574	10,283	460,592	209,007	21,433	2.42E+06
50 3.5	10	2,029	362	29,478	5,265	294,779	133,765	17,146	1.94E+06
	12	1,690	302	17,059	3,047	204,708	92,892	14,289	1.61E+06
	66"								
	1.6 M								
	2	2,481	443	1.08E+06	194,540	2.17E+06	983,467	25,213	2.85E+06
	4	1,241	222	135,455	24,193	541,820	245,867	12,606	1.42E+06
25 1.7	6	827	148	40,135	7,168	240,809	109,274	8,404	949,678
	8	620	111	16,932	3,024	135,455	61,467	6,303	712,253
	10	496	89	8,669	1,548	86,691	39,339	5,043	569,807
	12	414	74	5,017	896	60,202	27,319	4,202	474,839
	2	11,068	1,977	4.83E+06	863,209	9.67E+06	4.39E+06	112,451	1.27E+07
	4	5,534	988	604,143	107,901	2.42E+06	1.10E+06	56,226	6.35E+06
50 3.5	6	3,689	659	179,005	31,971	1.07E+06	487,374	37,484	4.24E+06
	8	2,767	494	75,518	13,488	604,143	274,143	28,113	3.13E+06
	10	2,214	395	38,665	6,906	386,651	175,455	22,490	2.54E+06
	12	1,845	329	22,376	3,996	268,508	121,843	18,742	2.12E+06

BIBLIOGRAFIA

1. ASOCIACIÓN INTERNACIONAL DE LA ENERGÍA, Informe Mundial de la Energía, 2004.
2. ASOCIACIÓN PARA EL ESTUDIO DEL CENIT DEL PETRÓLEO Y GAS, Boletín 47, Noviembre 2004.
3. PERRY ROBERT H, Manual del Ingeniero Químico, Editorial McGraw Hill, Madrid – España 2001, Séptima Edición.
4. PEIFFEER, Coal Grinding with MPS Vertical Roller Mill, Reference List.
5. SMIDTH F.L., Precautions when Using Coal and Lignite.
6. INTENSIV FILTER, Pocket Book Dedusting Technology Filter Media, Alemania 1990.
7. EPA, APTI Course 413, Control of Particulate Emissions.

8. LOREN COOK COMPANY, Compute a Fan, Version 6.3.5.7, 1997.
9. FAIRES SIMMANG, Termodinámica, UTEHA, Unión Tipográfica Editorial Hispano Americana, Mexico, 1990.
10. KREITH BOHN, Principios de Transferencia de Calor, Thomson Learnig, 2001.
11. F.W. DITTUS Y L.M.K. BOETLER, Universidad de California. Berkeley, Volumen 2, Pag. 433,1930.
12. SERWAY, Física 4^{ta} Edición Tomo II, McGraw Hill, 2001.
13. EPA, APTI Course 414, Control of Particulate Emissions.
14. EPA, Equipo Genérico y Dispositivos, Diseño de Campanas, Ductos y Chimeneas, 452/B-02-002.
15. GUIDE FOR STEEL STACK DESIGN AND CONSTRUCTION, Vienna, VA: Sheet Metal and Air Conditioning Contractors' National Association, Inc. (SMACNA). 1983.



16. GUIDE FOR STEEL CHIMNEYS CONSTRUCTION, Goodfellow, p. 193.
17. TALL CHIMNEYS CHEMICAL ENGINEERING, Carlton-Jones, Dennis and Schneider, October 14, 1968, p. 167.
18. GUIDELINE FOR DETERMINATION OF GOOD ENGINEERING PRACTICE, Research Triangle Park, Environmental Protection Agency, June 1985, p.1.
19. GUIDELINE FOR DETERMINATION OF GOOD ENGINEERING PRACTICE , pp. 50-51.
20. GUIDELINE FOR DETERMINATION OF GOOD ENGINEERING PRACTICE, pp. 1-2.
21. GUIDE FOR STEEL CHIMNEYS CONSTRUCTION, Goodfellow, p. 194.
22. GUIDE FOR STEEL STACK DESIGN AND CONSTRUCTION, p. 4.
23. CARSON JOHN W. Y JENKYN R. T., Load Development and Structural Considerations.



24. SOLIDS NOTES, George G. Chase, The University of Akron.
25. A. W. JENIKE, Storage and Flow of Solids, University of Utah, 1964.
26. DIN 1055 PART 6, Design Loads for Buildings, Loads in Silo Bins, 1987
27. DRUCKENTLASTUNG BEI STAUBEXPLOSIONEN IN SILOANLAGEN,
Dissertation, Institut für Massivbau und Baustofftechnologie, Universität
Karlsruhe, 2000
28. MORENO ALTAMIRANO PATRICIO, "Proyecto de un Sistema Mecánico
para la Recepción, Almacenamiento y Extracción de Carbón Mineral
usado como Combustible Industrial" (Tesis, Facultad de Ingeniería en
Mecánica y Ciencias de la Producción, 2005).
29. CURSO SUPERIOR DE RESISTENCIA DE MATERIALES, Fred B.
Seely y James O. Smith.
30. POPOV EGOR P., Mecánica de Sólidos, Segunda Edición, 2000.
31. HOLGER SCHROTH, Load State of Column Supported Steel Silos,
Alemania 2002.



32. KAI HERZIG, Carrying Capacity of Single Supported Steel Silos With Bracing Members.
33. COAL DUST EXPLOSIONS IN THE CEMENT INDUSTRY, Amin Alameddin and Steven Luzik.
34. CHEMETRON FIRE SYSTEMS, Issued 6/1996.
35. MINISTERIO DEL AMBIENTE, Texto Unificado de la Legislación Ambiental Secundaria, Quito – Ecuador, diciembre 2002.
36. GUÍA DE MEJORES TÉCNICAS DISPONIBLES EN ESPAÑA DE FABRICACIÓN DE CEMENTO, Ministerio del Medio Ambiente, España, 2001.
37. GUÍA PARA EL CONTROL Y PREVENCIÓN DE LA CONTAMINACIÓN INDUSTRIAL, Comisión Nacional del Medio Ambiente – Región Metropolitana, Santiago de Chile, Chile, Marzo 1998.
38. DEPARTAMENTO DE MEDIO AMBIENTE, Generalitat de Catalunya.

39. WALKER. LEWIS, MCADAMS AND GILILAND, Principles of Chemical Engineering, 3d ed., McGraw-Hill. New York, 1937.

40. METAL BELLOWS EXPANSION JOINT DESIGN MANUAL, EJMA 6th Edition.

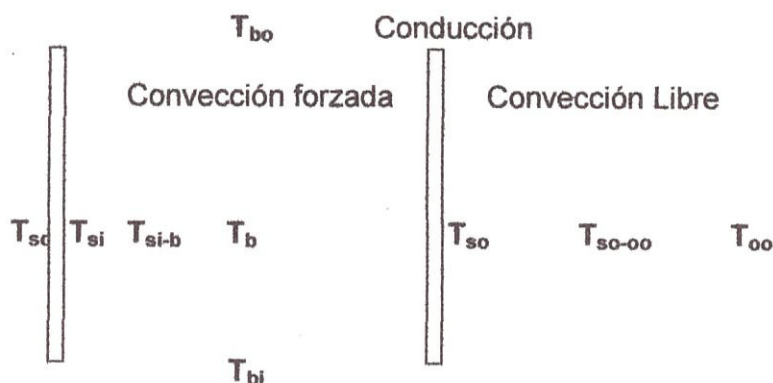
41. NEIRA SUAREZ BRYANT WILLIAM, "Proyecto de un Sistema Mecánico para el Transporte y Alimentación al Proceso de Molienda de Carbón Mineral usado como Combustible Industrial" (Tesis, Facultad de Ingeniería en Mecánica y Ciencias de la Producción, 2005).

42. SAP 2000 V10, Software de análisis estructural, 2005.



ANÁLISIS DE TRANSFERENCIA DE CALOR EN EL DUCTO DE TRANSPORTE NEUMÁTICO

La distribución de temperaturas en el ducto es como se muestra en la siguiente esquema:



De donde:

- T_b : Temperatura en el centro del ducto
- T_{bi} : Temperatura en el centro del ducto medida al ingreso
- T_{bo} : Temperatura en el centro del ducto medida a la salida
- T_{so} : Temperatura en el centro del ducto medida en la superficie exterior
- T_{si} : Temperatura en el centro del ducto medida en la superficie interior
- T_{oo} : Temperatura del entorno (ambiente)
- T_{si-b} : Temperatura media entre T_{si} y T_b
- T_{so-oo} : Temperatura media entre T_{so} y T_{oo}

En el interior del ducto la transferencia de calor es por convección forzada, debido a que además de calor hay transporte de masa, y la velocidad del flujo es provista por un agente externo (ventilador). Las correlaciones apropiadas para este modelo son:

$$q_i = h_{ci} \cdot A \cdot (T_{si} - T_{bm}) \quad Re = \frac{\rho \cdot v \cdot D}{\mu}$$

$$Nu_D = \frac{h_c \cdot D}{k} \quad Nu = 0.023 \cdot Re_D^{0.8} \cdot Pr^{0.3}$$

Para las correlaciones anteriormente descritas se evalúan las propiedades y se tiene:

$T_{si-b} (^{\circ}C)$	$\rho \text{ (kg/m}^3\text{)}$	$\mu \text{ (N/s.m}^2\text{)}$	$k \text{ (W/mK)}$	Pr
130,08	0,8579	$22,88 \times 10^{-6}$	0,0325	0,71

$$Re = \frac{\rho \cdot v \cdot D}{\mu} = \frac{0,8579 \cdot 16 \cdot 1,3}{22,88 \times 10^{-6}} = 779909,1$$

$$Nu = 0,023 \cdot Re_D^{0.8} \cdot Pr^{0.3} = 0,023 \cdot (779909,1)^{0.8} \cdot (0,71)^{0.3} = 1073,35$$

$$h_c = \frac{Nu_D \cdot k}{D} = \frac{1073,35 \cdot 0,0325}{1,3} = 26,831073,35 \frac{W}{m^2 K}$$

$$q_i = h_{ci} \cdot A \cdot (T_{si} - T_{bm}) = 26,83 \cdot \pi \cdot 1,3 \cdot 45 \cdot (149,37 - 110,78) = 190307,46 W$$

En el exterior del ducto, las correlaciones apropiadas de transferencia de calor por convección libre son las siguientes:

$$Nu_D = 0.53 \cdot (Gr_D \cdot Pr)^{1/4} \quad Gr_D = \frac{g \cdot \beta \cdot (T_{so} - T_{\infty}) \cdot D^3}{\nu^2}$$

Para las correlaciones anteriormente descritas se evalúan las propiedades y se tiene:

$T_{so-\infty} (^{\circ}C)$	$g\beta/\gamma^2 \text{ (1/m}^3\text{.K)}$	$k \text{ (W/mK)}$	Pr
68,83	$0,7016 \times 10^{10}$	0,0285	0,71

$$Gr_D = \frac{g \cdot \beta \cdot (T_{so} - T_{\infty}) \cdot D^3}{\gamma^2} = 0,7016 \times 10^{10} \cdot (110,66 - 27) \cdot 1,3^3 = 1,29 \times 10^{12}$$

$$Nu_D = 0.53 \cdot (Gr_D \cdot Pr)^{1/4} = 0.53 \cdot (1,29 \times 10^{12} \cdot 0,71)^{1/4} = 519,2$$

$$h_c = \frac{Nu_D \cdot k}{D} = \frac{519,2 \cdot 0,0285}{1,3} = 12,2 \frac{W}{m^2 K}$$

$$q_o = h_{co} \cdot A \cdot (T_{si} - T_{bm}) = 12,2 \cdot \pi \cdot 1,3 \cdot 45 \cdot (110,66 - 27) = 186702 W$$

Finalmente el calor que fluye globalmente en el ducto está dado por:

$$q_{gas} = \dot{m} c_p \Delta T = 16,66 \cdot 1028,4 \cdot (154,76 - 143,98) = 184695,29 W$$

Comprobadas las condiciones y propiedades del ducto, las temperaturas en el interior del ducto son:

$T_{bi} (^{\circ}C)$	$T_{bm} (^{\circ}C)$	$T_{bo} (^{\circ}C)$	$T_{si} (^{\circ}C)$	$T_{so} (^{\circ}C)$	$T_{b-si} (^{\circ}C)$	$T_{so-oo} (^{\circ}C)$
154,76	149,37	143,98	110,78	110,66	130,075	68,83

Para el aislamiento del ducto se considera el flujo de calor del vapor, ya que la tasa de transferencia es diferente, y está dado por:

$$q_{vapor} = \dot{m} c_p \Delta T = 0,75 \cdot 1983 \cdot (10,78) = 16032,55 W$$

$$16032,55 = \frac{2 \cdot \pi \cdot (100 - 27) \cdot 45 \cdot 0,037}{\ln\left(\frac{r_o}{0,655}\right)}$$

$$e = r_o - r_i = r_o - 0,655 = 32 mm$$



PRESION INTERNA

1. PRESION DE OPERACION

La presión que se requiere en el proceso del que forma parte el recipiente, a la cual trabaja normalmente éste.

2. PRESION DE DISEÑO

La presión que se emplea para diseñar el recipiente. Se recomienda diseñar un recipiente y sus componentes para una presión mayor que la de operación. Este requisito se satisface utilizando una presión de diseño de 30 lb/pulg² o 10% más que la presión de trabajo, la que sea mayor. También debe tomarse en consideración la presión del fluido y de cualquier otra sustancia contenida en el recipiente. Ver las tablas de la página 29 para la presión de los fluidos.

3. MAXIMA PRESION PERMITIDA DE OPERACION

La presión interna a la que está sujeto el elemento más débil del recipiente correspondiente al esfuerzo máximo admisible, cuando se supone que el recipiente está:

- a) en estado de desgaste por corrosión
- b) a una temperatura determinada
- c) en posición normal de trabajo
- d) bajo el efecto de otras cargas (carga de viento, presión externa, presión hidrostática, etc.) que son aditivas a la presión interna

Una práctica común que siguen muchos usuarios y fabricantes de recipientes sujetos a presión es considerar la presión máxima de trabajo permitida de la cabeza o del casco, y no la de elementos pequeños como bridas, aberturas, etc.

Véanse las tablas de la página 28 para la máxima presión permitida para bridas.

Véanse las tablas de la página 118 para la máxima presión permitida para tubos.

Se emplea muy a menudo la expresión máxima presión permitida "nuevo" y "frío". Esta es la presión a la cual está sujeto el elemento más débil del recipiente al punto máximo admisible, cuando el recipiente:

- a) no está corroido (es nuevo)
- b) la temperatura no afecta su resistencia (temperatura ambiente) (frío)

y las otras dos condiciones anteriores (c y d) tampoco necesitan ser tomadas en consideración.

4. PRESION DE LA PRUEBA HIDROSTATICA

Una y media veces la máxima presión permitida de operación o la presión de diseño cuando no se hacen los cálculos para determinar la presión máxima permitida de trabajo.

Si el valor del esfuerzo del material del recipiente a la temperatura de diseño es menor que a la temperatura de prueba, la presión de prueba hidrostática debe incrementarse proporcionalmente.

En este caso, la presión de prueba será:

$$1.5 \times \text{Pres. máx. perm. de T} \times \frac{\text{Valor del esf. a la temp. de prueba}}{\text{Valor del esf. a la temp. de diseño}} \\ (\text{o pres. de diseño})$$

Los recipientes para los que la presión máxima permitida de trabajo esté limitada por las bridas, deberán probarse a la presión indicada en la tabla siguiente:

Presión nominal en servicio primario	150 lb	300 lb	400 lb	600 lb	900 lb	1500 lb	2500 lb
Presión de prueba hidrostática del casco	425	1100	1450	2175	3250	5400	9000

Prueba hidrostática de los recipientes multicámaras: norma UG-99 (e)

Puede efectuarse una prueba neumática en lugar de una prueba hidrostática, de acuerdo a la norma UG-100

- Las pruebas necesarias para establecer la presión máxima de trabajo permitida cuando la resistencia de alguna parte del recipiente no puede calcularse con un grado satisfactorio de seguridad, están prescritas en la norma UG-101.

5. VALORES DEL ESFUERZO MAXIMO PERMITIDO

Los valores del esfuerzo de tensión máximo permitido para diferentes materiales se presentan en la tabla de la página 159. El esfuerzo a compresión máximo permitido para usar en el diseño de recipientes cilíndricos sujetos a cargas que produzcan esfuerzo de compresión en el casco debe determinarse de acuerdo a la norma, párrafo UG-23(b), (c) y (d).

6. EFICIENCIA DE LAS JUNTAS

La eficiencia de los diferentes tipos de juntas soldadas aparece en la tabla de la página 142. La eficiencia de las cabezas o casquetes sin costura está tabulada en la página 144.

Las páginas que siguen contienen fórmulas que se emplean para calcular el espesor de pared requerido y la presión máxima de trabajo permitida para los tipos de casco y de cabeza de uso más frecuente. Las fórmulas para casco cilíndrico se dan para la costura longitudinal, ya que es la que rige generalmente.

El esfuerzo de la costura circunferencial rige solamente cuando la eficiencia de la junta circunferencial es menor que la mitad de la eficiencia de la junta longitudinal, o cuando además de la presión interna, hay cargas adicionales (carga de viento, reacción de las silletas), que producen flexión o tensión longitudinales. La razón de esto es que el esfuerzo que se origina en la costura circunferencial es igual a la mitad del que se origina en la costura longitudinal.

De acuerdo con lo anterior, las fórmulas para la costura circunferencial son:

$$t = \frac{PR}{2SE + 0.4P} \quad P = \frac{2SEt}{R - 0.4t}$$

Véase la notación en la página siguiente.

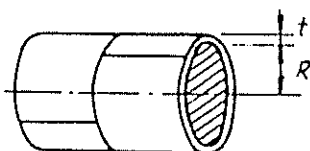


PRESION INTERNA

FORMULAS EXPRESADAS EN FUNCION DE LAS DIMENSIONES INTERIORES

P = Presión de diseño o presión máxima de trabajo permitida, lb/pulg²
S = Valor del esfuerzo del material, lb/pulg², página 159
E = Eficiencia de la junta, página 142
R = Radio interior, pulgadas
D = Diámetro interior, pulgadas
t = Espesor de pared, pulgadas
C.A. = Margen por corrosión, pulgadas

A



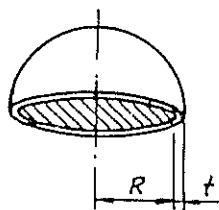
CASCO CILINDRICO (COSTURA LONGIT.)¹

$$t = \frac{PR}{SE - 0.6P}$$

$$P = \frac{SEt}{R + 0.6t}$$

1. Generalmente rige el esfuerzo en la costura longitudinal. Ver página anterior.
2. Cuando el espesor de pared exceda de la mitad del radio interior o P exceda de 0.385 SE, se aplicarán las fórmulas dadas en el Apéndice del Código, 1-2.

B



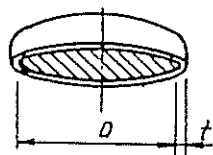
ESFERA Y CABEZA HEMISFERICO

$$t = \frac{PR}{2SE - 0.2P}$$

$$P = \frac{2SEt}{R + 0.2t}$$

1. Para las cabezas sin brida recta, úsese la eficiencia de la junta de la cabeza al casco si es menor que la eficiencia de las costuras de la cabeza.
2. Cuando el espesor de pared exceda de 0.356 R, o P exceda de 0.665 SE, se aplicarán las fórmulas dadas en el Apéndice 1-3 de las normas.

C



CABEZA ELIPSOIDAL 2:1

$$t = \frac{PD}{2SE - 0.2P}$$

$$P = \frac{2SEt}{D + 0.2t}$$

1. Para las cabezas elipsoidales cuya relación del eje mayor al eje menor sea diferente de 2:1, véase el Apéndice 1-4 (c) de las normas.