

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

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

“Diseño de un Sistema de Extracción de Humos y Polvos
secundarios para el Proceso de producción de acero mediante
Horno de Arco Eléctrico”

TESIS DE GRADO

Previo a la obtención del Título de:

INGENIERO MECÁNICO

Presentada por:

Leonardo Ernesto Chiquito Guamanquispe

GUAYAQUIL – ECUADOR

Año: 2006

AGRADECIMIENTO

A mis padres por su apoyo incondicional.

A la empresa ANDEC S.A. por las facilidades prestadas para el desarrollo de esta Tesis, al Ing. Ernesto Martínez por su acertada guía.

DEDICATORIA

A DIOS

A MIS PADRES

A MI FAMILIA

TRIBUNAL DE GRADUACIÓN

Ing. Eduardo Rivadeneira P.
DECANO DE LA FIMCP
PRESIDENTE

Ing. Ernesto Martínez L.
DIRECTOR DE TESIS

Ing. Francisco Andrade S.
VOCAL

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).

Leonardo E. Chiquito G.

RESUMEN

El presente trabajo de Tesis presenta el diseño de un sistema de ventilación industrial para la evacuación de los humos y polvos secundarios que se producen durante el proceso de producción de acero mediante horno de arco eléctrico (HAE).

Este proyecto se ha desarrollado con el objetivo de satisfacer la necesidad presentada en el complejo siderúrgico ANDEC S.A. en su planta de fundición de chatarra. Actualmente existe un sistema de extracción de humos primarios, este sistema está conectado directamente al hogar del horno y por lo tanto, no logra captar los gases que escapan durante las operaciones de recarga de chatarra, remoción de escoria y de descarga del metal fundido en los cuales se abre la tapa del horno. Estas emisiones se las conoce como humos secundarios del proceso, y su dispersión se produce principalmente dentro de la nave industrial de la acería produciendo problemas de salud del tipo respiratorio para el personal que labora en la planta, y además, parte de las emisiones son llevadas por el viento hacia los sectores habitados contiguos al complejo siderúrgico pudiendo causar problemas de salud a las

personas que habitan dichos sectores. Este problema puede causarle a la empresa sanciones por parte del Municipio de Guayaquil que es el principal ente de control para el sector industrial en nuestra ciudad.

Para solucionar este problema se estableció la necesidad de construir un sistema adicional de extracción para los humos y polvos secundarios producidos durante el proceso.

Se analizarán las alternativas propuestas de selección para escoger el sistema más apropiado y que mejor se adapte al requerimiento de la empresa, y lograr así reducir la contaminación del aire atmosférico. Como alternativa de solución se ha planteado la construcción de una campana extractora ubicada sobre el horno y de un sistema de extracción con filtros para la separación de las partículas contaminantes del aire. Además se estudiará la posibilidad de adaptar el nuevo sistema de extracción al ya existente o de hacerlo independiente. Se analizará la ubicación de la campana extractora tomando en cuenta las limitaciones de espacio físico en la nave industrial de la acería debidas a la presencia de otras estructuras y equipos utilizados en el proceso.

Durante la selección y diseño del sistema de ventilación se pone especial importancia en las regulaciones y normas ambientales que rigen el desarrollo del proceso, así como, la política ambiental establecida por la empresa. Para

esto se hace referencia a normas ambientales tanto nacionales como internacionales.

Adicionalmente se plantea la implementación de un sistema de control que accione los ventiladores de tiro inducido sólo cuando sea necesario, es decir, durante las aperturas de la puerta del horno y cuando el sistema de extracción de humos primarios se sature o no esté funcionando por mantenimiento y necesite ser auxiliado por el sistema de extracción de humos secundarios.

Finalmente se realiza el estudio de factibilidad de instalación del sistema propuesto, para lo cual se entregan planos y cronograma de instalación; quedando así a disposición y criterio de la empresa ANDEC S.A. la ejecución y construcción del presente proyecto.

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
RESUMEN.....	I
ÍNDICE GENERAL.....	IV
ABREVIATURAS.....	VII
SÍMBOLOGIA.....	IX
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XI
ÍNDICE DE TABLAS.....	XIII
ÍNDICE DE PLANOS.....	XIV
INTRODUCCIÓN.....	1

CAPÍTULO 1

1. PROCESO DE PRODUCCIÓN DE ACERO MEDIANTE HORNO

DE ARCO ELÉCTRICO.....	4
1.1 Métodos de obtención del acero.....	6
1.2 Proceso de horno de arco eléctrico.....	12
1.3 Normas y regulaciones ambientales que rigen el proceso.....	30

1.4 Métodos y equipos utilizados para el control de las emisiones generadas durante el proceso	36
---	----

CAPÍTULO 2

2. ANÁLISIS DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN REQUERIDO.....	42
2.1 Descripción del sistema de extracción de humos primarios.....	43
2.2 Selección del sistema de extracción de humos secundarios.....	46
2.3 Principio de funcionamiento del sistema.....	54
2.4 Características y requerimientos del sistema.....	57
2.5 Diseño de la campana y ductos recolectores.....	65
2.6 Selección y diseño de filtros	81
2.7 Selección del ventilador requerido	98
2.8 Estudio de adaptabilidad de ambos sistemas.....	102

CAPÍTULO 3

3. ANÁLISIS DE FACTIBILIDAD DE LA INSTALACIÓN.....	136
3.1 Limitaciones físicas de las instalaciones.....	137
3.2 Análisis estructural para el soporte de la campana y ductos.....	140
3.3 Trazado de líneas de ductos.....	153

3.4 Disposición final de las instalaciones.....	154
3.5 Implementación del sistema de control.....	160
3.6 Cronograma de implementación.....	175
3.7 Análisis económico del sistema.....	179

CAPÍTULO 4

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	180
---	------------

APÉNDICES

BIBLIOGRAFÍA

ABREVIATURAS

HAE	Horno de arco eléctrico
L.D.	Linz-Donawit
ANDEC S.A.	Acerías del Ecuador Sociedad Anónima
EPA	Environmental Protection Agency
PM ₁₀	Material particulado menor a 10 micras
PM _{2,5}	Material particulado menor a 2,5 micras
S.I.	Sistema internacional
ASME	American Society of Mechanical Engineer
L _T	Longitud total
h _e	Pérdidas de entrada
D	Diámetro
h _{90°}	Pérdidas debidas a codo de 90°
h _{45°}	Pérdidas debidas a codo de 45°
h _L	Pérdidas por longitud de tuberías
h _T	Pérdidas totales
A _U	Area unitaria
A _T	Area total
H	Altura efectiva de la chimenea
P _i	Presión interna
P _w	Presión del viento
D _i	Diámetro interno
W	Peso
e	espesor
D ₀	Diámetro externo
Q _s	Caudal requerido por el sistema
T _{máx.}	Temperatura máxima
SP _s	Presión estática del sistema
SP _D	Presión estática debida a ductos
SP _F	Presión estática debida a filtros
SP _{Ch}	Presión estática debido a la chimenea
T _{G1}	Temperatura de entrada del gas
T _{G2}	Temperatura de salida del gas
T _{A1}	Temperatura de entrada del agua
T _{A2}	Temperatura de salida del agua
T _m	Temperatura media
G _A	Caudal de agua
L	Longitud

$R_{t,cond}$	Resistencia térmica por conducción
$R_{t,conv}$	Resistencia térmica por convección
Q_T	Calor total transferido
DMLT	Diferencia media logarítmica de temperatura
INOCAR	Instituto Oceanográfico de la Armada
$T_{in.}$	Temperatura de entrada
LRFD	Load Resistance Factor Design
AISC	American Institute of Steel Construction
SAP	Structure Analysis Program
NPS	Nominal pipe size

SIMBOLOGÍA

°C	Grados centígrados
Mg	Magnesio
Si	Silicio
m	Metros
cm	Centímetros
mm	Milímetros
kg	Kilogramos
t	Toneladas métricas
MVA	Mega voltamperios
kwh	Kilovatio hora
$\frac{kwh}{t}$	Kilovatio hora por tonelada
Nm ³	Metro cúbico normalizado
FeMn	Ferromanganeso
MgO	Óxido de magnesio
μm	Micrómetro
NO ₂	Dióxido de nitrógeno
$\frac{g}{Nm^3}$	Gramos por metro cúbico de aire normalizado
$\frac{t}{h}$	Toneladas por hora
$\frac{g}{m^3}$	Gramos por metro cúbico
$\frac{mg}{m^3}$	Miligramos por metro cúbico
$\frac{g}{pie^3}$	Gramos por pié cúbico
$\frac{pie^3}{min}$	Pié cúbico por minuto
gal.	galón
CFM	Pies cúbicos por minuto
$\frac{Kg}{t}$	Kilogramos por tonelada
$\frac{m^3}{h}$	Metros cúbicos por hora
$\frac{m^3}{h}$ t	Metros cúbicos por hora por tonelada

ρ_s	Densidad del sólido
$\mu g / m^3$	Microgramos por metro cúbico
kg / m^3	Kilogramo por metro cúbico
m / s	Metros por segundo
$mmCol.H_2O$	Milímetros de columna de agua
atm	atmósferas
Pa	Pascales
FPM	Pies cúbicos por minuto
A	Área
V	Velocidad
Q	Caudal
m^3 / s	Metros cúbicos por segundo
SP	Presión estática
VP	Presión dinámica
kPa	Kilopascales
MPa	Megapascales
$lb / pulg^2$	Libras por pulgadas cuadradas
$mm / año$	Milímetro por año
$m^3 / m^2 h$	Metros cúbicos por metro cuadrado por hora
psi	Libras por pulgada cuadrada
ϕ	diámetro
ppm	Partes por millón
M	Momento
mpy	Milésimas de pulgada por año
Mw	Megavatios
ΔT	Diferencia de temperaturas
$J / kg^\circ C$	Joules por kilogramo por grado centígrado
k	Conductividad
h	Coeficiente de transferencia de calor por convección
$\sum R$	Sumatoria de resistencias
f	Factor de fricción
St	Número de stanton
$W / m^2 K$	Vatios por metro cuadrado por grados kelvin

ÍNDICE DE FIGURAS

		Pág.
Figura 1.1	Cesta de Chatarra.....	15
Figura 1.2	Horno trifásico de arco eléctrico.....	17
Figura 1.3	Cuchara de acero.....	26
Figura 1.4	Colada continua.....	28
Figura 1.5	Palanquillas.....	29
Figura 1.6	Diagrama de flujo del proceso de producción de acero mediante horno de arco eléctrico.....	29
Figura 1.7	Filtro de mangas.....	41
Figura 2.1	Codo cuarto agujero.....	45
Figura 2.2	Tipos de campanas.....	52
Figura 2.3	Filtro de manga.....	55
Figura 2.4	Dimensiones de la campana.....	66
Figura 2.5	Campana extractora.....	68
Figura 2.6	Estado de esfuerzos para la campana.....	70
Figura 2.7	Esfuerzo cortante máximo de la campana.....	71
Figura 2.8	Momentos máximos en la campana.....	71
Figura 2.9	Sistema de ductos desde la campana hasta la chimenea.....	74
Figura 2.10	Estado de esfuerzos para un tramo de ducto.....	81
Figura 2.11	Cargas que actúan sobre la chimenea.....	93
Figura 2.12	Ventilador centrífugo-Ventilador axial.....	100
Figura 2.13	Adaptación de los dos sistemas.....	103
Figura 2.14	Dimensiones del ciclón.....	104
Figura 2.15	Analogía eléctrica de las resistencias térmicas.....	112
Figura 2.16	Anulo de flujo.....	117
Figura 2.17	Esquema para el cálculo de pérdidas de presión.....	126
Figura 3.1	Vista transversal de la nave industrial.....	137
Figura 3.2	Influencia de las corrientes de aire sobre la nave industrial de la acería.....	139
Figura 3.3	Armaduras del tipo Hown-Pratt.....	141
Figura 3.4	Estructura del techo.....	142
Figura 3.5	Cargas que actúan sobre la estructura del techo.....	143
Figura 3.6	Deformación de la estructura del techo.....	144
Figura 3.7	Estado de esfuerzos de la estructura del techo.....	145
Figura 3.8	Deformación de la estructura del techo reforzada.....	146
Figura 3.9	Estado de esfuerzos de la estructura del techo reforzada.....	147

Figura 3.10	Estructura soporte para ductos.....	148
Figura 3.11	Parámetros de entrada para el soporte.....	149
Figura 3.12	Deformación de la estructura soporte para ductos.....	150
Figura 3.13	Estado de esfuerzos de los elementos estructurales del soporte de ductos.....	150
Figura 3.14	Reforzamiento de la cuerda superior del soporte de ductos.....	151
Figura 3.15	Reforzamiento de los elementos internos del soporte de ductos.....	152
Figura 3.16	Trazado de ruta de los ductos.....	153
Figura 3.17	Bridas empernadas.....	156
Figura 3.18	Compresibilidad de las juntas.....	159
Figura 3.19	Esquema simplificado de un sistema de control.....	162
Figura 3.20	Sistema de lazo abierto.....	163
Figura 3.21	Sistema físico y requerimientos.....	166
Figura 3.22	Diagrama de bloques funcional lazo abierto.....	166
Figura 3.23	Diagrama esquemático.....	167
Figura 3.24	Funciones de prueba empleadas en los sistemas de control.....	170
Figura 3.25	Sistema de control de lazo cerrado.....	171
Figura 3.26	Diagrama de bloques funcional lazo cerrado.....	172
Figura 3.27	Diagrama esquemático lazo cerrado.....	173

ÍNDICE DE TABLAS

		Pág.
Tabla 1	Procesos de aceración.....	11
Tabla 2	Fuentes de contaminación del aire y sus tasas típicas de pérdidas.....	33
Tabla 3	Máximas concentraciones de emisión de partículas para fuentes fijas (EPA).....	34
Tabla 4	Límites máximos permisibles de emisiones al aire para fundición de metales.....	35
Tabla 5	Ventajas y desventajas de los diferentes tipos de campana....	51
Tabla 6	Matriz de decisión para seleccionar el tipo de campana.....	53
Tabla 7	Resultados del análisis granulométrico del polvo.....	63
Tabla 8	Caída de presión en el filtro de mangas para diferentes tiempos de limpieza.....	87
Tabla 9	Parámetros del sistema de filtro de mangas.....	90
Tabla 10	Datos para el cálculo del ciclón.....	105
Tabla 11	Dirección y frecuencia de vientos predominantes.....	138
Tabla 12	Uso común de los materiales para juntas.....	160

ÍNDICE DE PLANOS

Plano 1	Layout de sistema primario de extracción de gases
Plano 2	Vista transversal de la nave industrial
Plano 3	Dimensiones de la campana extractora
Plano 4	Tramo de ducto
Plano 5	Sistema independiente
Plano 6	Adaptación de los dos sistemas
Plano 7	Dimensiones del ciclón
Plano 8	Estructura frontal del techo
Plano 9	Estructura lateral del techo
Plano 10	Ubicación de la campana
Plano 11	Estructura soporte de ductos
Plano 12	Trazado de líneas de ductos
Plano 13	Ubicación de las cámaras de filtros
Plano 14	Dimensiones de la nueva cámara de filtros

INTRODUCCIÓN

El complejo siderúrgico ANDEC S.A. se compone de dos instalaciones principales: FUNASA que se encarga de producir las palanquillas de acero mediante fundición de chatarra con horno de arco eléctrico (HAE) y ANDEC que es donde se produce la laminación de las palanquillas para obtener los productos finales. A partir del año 2.003 como parte de estrategia empresarial, se decidió fusionar ambas empresas y llamarla complejo siderúrgico ANDEC S.A. pasando a ser FUNASA la parte de acería o fundición y ANDEC la parte de laminación.

La acería conocida antiguamente como FUNASA inicia sus operaciones en septiembre de 1978, su producción cubre el 30 % de las necesidades de laminación. Cuenta con un proceso de fusión con un horno de arco eléctrico (HAE) de capacidad 20 toneladas por colada, mediante proceso de colada continua de dos líneas.

La materia prima utilizada para la elaboración de la palanquilla es la chatarra, material procedente de los diferentes procesos de fabricación de metales o aleaciones. En la acería se utiliza chatarra de acero proveniente de desperdicios de laminación, de desguace (de barcos), de latas de envases y retornos de acería. La producción anual de la acería es de 80.000 t de acero,

proyectándose para los próximos dos años llegar a producir 150.000 t anuales, lo cual la convierte en la principal y más importante empresa de producción de acero del país.

Durante el proceso de fundición de la chatarra se producen flujos de humos y polvos originados por la evaporación de ciertos elementos presentes en la materia prima y por la presencia de material particulado proveniente de la chatarra y de algunos insumos que se agregan durante el proceso. Algunos de estos elementos son contaminantes del aire atmosférico, y perjudiciales para la salud humana. De acuerdo a la política ambiental llevada por la empresa y con las normas ambientales vigentes, éstas emisiones son controladas mediante sistemas de extracción de humos. El sistema que existe actualmente instalado para captar éstas emisiones se conecta directamente al interior del horno, durante el proceso se producen escapes de grandes cantidades de humo y polvo en las etapas de recarga de chatarra e insumos y descarga del metal fundido. No existe un sistema instalado para captar estas emisiones por lo que se ha planteado la necesidad de implementar algún sistema para la extracción de estos contaminantes y mejorar el proceso haciéndolo más ecológico.

Es así como se llega a plantear el diseño de un sistema de ventilación para extraer los humos y polvos secundarios producidos durante el proceso. El

cumplimiento de ésta necesidad es el principal objetivo del presente proyecto de tesis, logrando establecer además, un mayor vínculo entre la ESPOL y la industria ecuatoriana, aportando para el desarrollo del país.

Se desarrolla el análisis del sistema propuesto, proponiendo la instalación de una campana extractora suspendida sobre el horno. Los métodos y procedimientos de diseño mas adecuados para el sistema, se determinan a partir del estudio de las necesidades y características de los gases y partículas que se requieren extraer del aire atmosférico. Además, se realizó un estudio de adaptabilidad de los sistemas primario y secundario, para determinar si es conveniente la instalación del sistema secundario independiente.

Finalmente se presenta un análisis de factibilidad de la instalación del sistema propuesto, para esto, se determinaron las principales limitaciones y sus respectivas soluciones. Se ha incluido, además, un cronograma de instalación tentativo y un análisis económico de la instalación del proyecto, de esta forma, queda a disposición y criterio de la empresa ANDEC S.A. la implementación del mismo.

CAPÍTULO 1

1. PROCESO DE PRODUCCIÓN DEL ACERO MEDIANTE HORNO DE ARCO ELÉCTRICO

El hierro se descubrió en algún momento de la edad del bronce. Probablemente se sacó de entre las cenizas de fuegos encendidos cerca de los depósitos de los minerales de hierro. La utilización del metal creció, sobrepasando finalmente al bronce en importancia. La edad del hierro se ubica generalmente alrededor del año 1.200 a.C., mediante hallazgos de artefactos hechos de hierro en la gran pirámide de Gizeh en Egipto, que data del 2.900 a.C.

El hierro en estado puro no posee la resistencia y dureza necesarias para las aplicaciones de uso común. Sin embargo, cuando se combina con pequeñas cantidades de carbono se obtiene un metal denominado acero,

cuyas propiedades varían en función de su contenido en carbono y de otros elementos en aleación, tales como el magnesio, cromo, silicio o el aluminio entre otros.

El acero se obtiene a partir de dos materias primas fundamentales: el arrabio obtenido en alto horno y la chatarra. El arrabio es el primer proceso que se realiza para obtener Acero, los materiales básicos empleados son [mineral de Hierro](#), [Coque](#) y [Caliza](#). El coque se quema como combustible para calentar el horno, y al arder libera monóxido de carbono, que se combina con los óxidos de hierro del mineral y los reduce a hierro metálico.

La fabricación del acero en síntesis se realiza eliminando las impurezas del arrabio y añadiendo las cantidades convencionales de Mg, Si y de los distintos elementos de aleación.

Las reacciones químicas que se producen durante el proceso de fabricación del acero requieren temperaturas superiores a los 1.000 °C para poder eliminar las sustancias perjudiciales, bien en forma gaseosa o bien trasladándolas del baño a la escoria.

1.1 Métodos de obtención del Acero

Los métodos más importantes de fabricación de aceros son los siguientes:

- *Métodos antiguos:* Hornos de reverbero (Siemens-Martin); Convertidor Bessemer.
- *Métodos modernos:* Convertidor L.D.; Hornos de Arco Eléctrico HAE; Convertidor A.O.R.; Horno de Inducción.
- *Métodos actuales:* Metalurgia secundaria en cuchara.

La metalurgia secundaria se lleva a cabo en equipos diversos, tales como cucharas, convertidores u hornos especiales.

Proceso de Crisol Abierto

Cualquier proceso de producción de acero a partir de arrabio consiste en quemar el exceso de carbono y otras impurezas presentes en el hierro. Una de las dificultades para la fabricación del acero es su elevado punto de fusión, 1.539°C , que impide utilizar combustibles y hornos convencionales. Para superar la dificultad se desarrolló el horno a crisol abierto, que funciona a altas temperaturas gracias al precalentado regenerativo del combustible gaseoso y el aire empleados para la combustión. En el precalentamiento regenerativo los gases que escapan

del horno se hacen pasar por una serie de cámaras llenas de ladrillos, a los que ceden la mayor parte de su calor. A continuación se invierte el flujo a través del horno, y el combustible y el aire pasan a través de las cámaras y son calentados por los ladrillos, con este método, los hornos de crisol abierto alcanzan las temperaturas de hasta 1.650°C.

El horno propiamente dicho suele ser un crisol de ladrillo plano y rectangular de unos 6x10 m, con un techo de unos 2,5 m de altura. Una serie de puertas da a una planta de trabajo situada delante del crisol. Todo el crisol y la planta de trabajo están situados a una altura determinada por encima del suelo, y el espacio situado bajo el crisol lo ocupan las cámaras de regeneración de calor del horno. Un horno del tamaño indicado produce unas 100 toneladas de acero cada 11 horas.

El horno se carga con una mezcla de arrabio (fundido o frío), chatarra de acero y mineral de hierro, que proporciona oxígeno adicional. Se añade caliza como fundente y fluorita para hacer que la escoria sea mas fluida. Las proporciones de la carga varían mucho, pero una carga típica podría consistir en 60.000 Kg de chatarra de acero, 11.000 Kg de arrabio frío, 45.000 Kg de arrabio fundido, 12.000 Kg de caliza, 1.000 Kg de mineral de hierro y 200 Kg de fluorita. Una vez cargado el horno, se enciende, y las llamas oscilan de un lado a otro del crisol a medida que el operario invierte su dirección para regenerar el calor.

Desde el punto de vista químico la acción del horno de crisol abierto consiste en reducir por oxidación el contenido de carbono de la carga y eliminar impurezas como silicio, fósforo, manganeso y azufre, que se combinan con la caliza y forman la escoria. Estas reacciones tienen lugar mientras el metal del horno se encuentra a la temperatura de fusión, y el horno se mantiene entre 1.550 y 1.650 °C durante varias horas hasta que el metal fundido tenga el contenido de carbono deseado. Un operario experto puede juzgar el contenido de carbono del metal a partir de su aspecto, pero por lo general se prueba la fundición extrayendo una pequeña cantidad del metal del horno, enfriándola y sometiéndola a examen físico o análisis químico. Cuando el contenido en carbono de la fundición alcanza el nivel deseado, se sangra el horno a través de un orificio situado en la parte trasera. El acero fundido fluye por un canal corto hasta una gran cuchara situada a ras del suelo, por debajo del horno. Desde la cuchara se vierte el acero en moldes de hierro colado para formar lingotes, que suelen tener una sección cuadrada de unos 50 cm. de lado, y una longitud de 1,5 m. Estos lingotes, la materia prima para todas las formas de fabricación de acero, pesan algo menos de 3 toneladas. Recientemente se han puesto en práctica métodos para procesar el acero en forma continua sin tener que pasar por el proceso de fabricación de lingotes.

Proceso Básico de Oxígeno

El proceso más antiguo para fabricar acero en grandes cantidades es el proceso Bessemer, que empleaba un horno de gran altura en forma de pera, denominado convertidor de Bessemer, que podía inclinarse en sentido lateral para la carga y el vertido. Al hacer pasar grandes cantidades de aire a través del metal fundido, el oxígeno del aire se combinaba químicamente con las impurezas y las eliminaba.

En el proceso básico de oxígeno, el acero también se refina en un horno en forma de pera que se puede inclinar en sentido lateral. Sin embargo, el aire se sustituye por un chorro de oxígeno casi puro a alta presión. Cuando el horno se ha cargado y colocado en posición vertical, se hace descender en su interior una lanza de oxígeno. La punta de la lanza, refrigerada por agua, suele estar situada a unos 2 m por encima de la carga, aunque esta distancia se puede variar según interese. A continuación se inyectan en el horno miles de metros cúbicos de oxígeno a velocidades supersónicas. El oxígeno se combina con el carbono y otros elementos no deseados e inicia una reacción de agitación que quema con rapidez las impurezas del arrabio y lo transforma en acero. El proceso de refinado tarda 50 minutos o menos, y es posible fabricar unas 275 toneladas de acero en una hora.

Procedimiento Siemens-Martin

Consiste en producir acero mezclando a la fundición rezagos de hierro, de modo que el carbono de la primera fundición, difundándose en la masa líquida disminuye su porcentaje en relación a la cantidad de los dos metales mezclados. (Método de los rezagos de hierro llamado "Scrap process"). También se puede cargar el horno de fundición bruta, licuarla y quemarle el silicio y carbono añadiendo minerales de hierro.(óxido férrico).(Método del mineral llamado "Ores process"). Dos grandes ventajas tiene este procedimiento que son: el de poder ensayar la calidad de acero producida, pudiéndose modificar su composición, y también de poder utilizar los desperdicios de hierro y las virutas de las máquinas. El proceso se realiza en un horno (ideado por el ing. Francés Martín) llamado de reverbero. Cuya solera de carga es rectangular, algo cóncava con revestimientos, muy refractario, por que la temperatura llega aquí de 1800 °C a 2000 °C.

Horno de Inducción

Utilizan una corriente inducida que circula por una bobina que rodea a un crisol en el cual se funde la carga. La corriente es de alta frecuencia y la bobina es enfriada por agua, la corriente es de aproximadamente 1000Hz, la cual es suministrada por un sistema de motogenerador. Estos hornos

se cargan con piezas sólidas de metal, chatarra de alta calidad o virutas metálicas. El tiempo de fusión toma entre 50 y 90 min., fundiendo cargas de hasta 3,6 toneladas. Los productos son aceros de alta calidad o con aleaciones especiales.

Los primeros procesos de aceración desarrollados y los primeros hornos eléctricos se enumeran a continuación y la mayoría de ellos han operado durante todo el siglo XX.

TABLA 1
PROCESOS DE ACERACIÓN [5]

Horno de Pudelado	Utilizado en el siglo XVII
Horno de Crisol	Para convertir el arrabio en acero
Horno Bessemer	Inglaterra 1.850
Horno Thomas	Inglaterra 1.878
Horno Martin	Francia 1.870
Horno Siemens	Alemania 1.870
Horno L.D. (Linz-Donawit)	Austria 1.948
Horno Eléctrico	Para fundir la chatarra y producir acero
Horno Wilhelm Von Siemens	Alemania 1.890
Horno Heroult	Francia 1.890
Horno Stassano	Italia 1.895

1.2 Proceso de Horno de Arco Eléctrico (HAE)

El Horno de Arco Eléctrico (HAE) es el más versátil de todos los hornos para fabricar acero. No solamente puede proporcionar altas temperaturas, hasta 1.930 °C, sino que también puede controlarse eléctricamente con un alto grado de precisión.

Debido a que no se emplea combustible alguno, no se introduce ningún tipo de impurezas. El resultado es un acero más limpio.

Consecuentemente, puede producir todo tipo de aceros, desde aceros con regular contenido de carbono hasta aceros de alta aleación, tales como aceros para herramientas, aceros inoxidable y aceros especiales para los cuales se emplea principalmente.

El horno se carga por la parte superior con chatarra o hierro esponja. La fusión de la chatarra se logra mediante el arco eléctrico producido por los tres electrodos de grafito colocados en triángulo en el centro del horno. El tiempo de la fusión depende de la potencia del transformador que alimenta a los electrodos; la tendencia es hacer cada vez más alta esta potencia. Como el consumo de energía eléctrica para fundir la chatarra es alto, el costo de esta energía tiene gran importancia en el costo del acero.

En la acería del complejo siderúrgico ANDEC S.A. se funde la chatarra mediante un horno de 15 t de capacidad y de 12 MVA de capacidad nominal del transformador, operando a 7,5 MVA. La secuencia que se sigue durante el proceso de producción de palanquillas es la siguiente:

- ❖ Chatarra
- ❖ Cesta de chatarra
- ❖ Horno de arco eléctrico(HAE)
- ❖ Cuchara
- ❖ Máquina de colada continua
- ❖ Palanquilla

Proceso de chatarra

La secuencia del proceso de chatarra es la siguiente:

- Pesado
- Inspección visual
- Calificación
- Clasificación
- Corte compactación
- Cizallado almacenaje
- Organización

La chatarra, traída por los proveedores, es pesada previamente para luego llevarla hacia los patios de recepción ubicados dentro del complejo siderúrgico, en donde, se realiza una inspección visual y clasificación para poder separar los materiales no deseados, tales como plásticos, metales pesados, metales no ferrosos, pinturas, etc. Luego se clasifica la chatarra para separarla de acuerdo a su contenido, por ejemplo, la chatarra que contiene pinturas es separada y se la deja mayor tiempo a la intemperie para que la pintura se deteriore por efecto de la corrosión y así de esta forma se disminuye el ingreso de plomo al proceso. Una vez que está clasificada y separada, se la lleva hacia la máquina compactadora-cizalladora y se le da forma de bloques de chatarra, esto se lo realiza para facilitar su compactación dentro del horno.

Por último se organizan los bloques de chatarra y se los transporta mediante una grúa hacia la cesta de chatarra.

La calidad de la chatarra depende de tres factores:

- de su facilidad para ser cargada en el horno;
- de su comportamiento de fusión (densidad de la chatarra, tamaño, espesor, forma, etc.);
- de su composición, siendo fundamental la presencia de elementos residuales que sean difíciles de eliminar en el proceso del horno.

Cesta de chatarra

La chatarra es llevada hacia el horno por medio de un contenedor grande de acero operado con puente grúa, el cual deja caer la carga de chatarra mediante un mecanismo de compuertas ubicado en la parte inferior. En la figura 1.1 se puede apreciar una cesta de chatarra de las que se utilizan en el proceso.



FIGURA 1.1 CESTA DE CHATARRA

Horno de Arco Eléctrico (HAE)

Existen dos tipos comunes de horno de arco: 1) el horno trifásico y 2) el horno monofásico. El campo general del horno trifásico es la fundición y

refinación de los aceros al carbono y de aleación de acero; el del horno monofásico es la fusión de aleaciones no ferrosas. La capacidad de los hornos utilizados para la fusión y refinación de diferentes tipos de hierro va en aumento.

Hornos Trifásicos de Arco.- El diseño general de este tipo de horno se muestra en la figura 1.2. En operación, cada hornada se inicia al hacer girar el techo del horno hacia un lado y cargar el cuerpo de éste, revestido de refractario, con chatarra que se deja caer de la cesta de chatarra. A continuación se hacen saltar los arcos entre los extremos inferiores de los electrodos de grafito y la chatarra; la fusión sigue adelante controlada automáticamente hasta que el hogar contenga metal fundido. Esta etapa de fluidificación se efectúa con un 85 % de eficiencia térmica. Por lo general se requieren varias cargas para formar el baño, en particular en la fabricación de palanquillas. El horno se inclina hacia delante para realizar la colada o vaciado; la inclinación hacia atrás sirve para retirar la escoria y permite que el hogar del horno se mantenga en condición apropiada. La puerta de trabajo está en el lado opuesto a la piquera de colada.

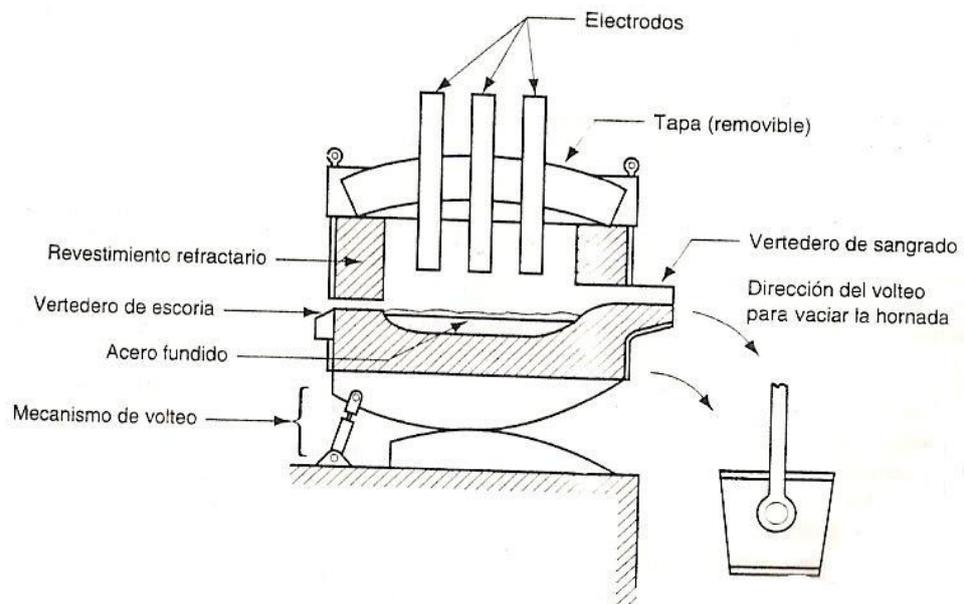


FIGURA 1.2 HORNO TRIFÁSICO DE ARCO ELÉCTRICO [3]

Fase de fusión y oxidación

El proceso metalúrgico para producir palanquillas de acero SAE 1026 se lo realiza con cinco cargas de chatarra por colada, a continuación se describe el proceso y los parámetros más importantes.

Primera carga de chatarra

Se carga 400 Kg de cal viva, 7.500 Kg de chatarra y 16 Kg de antracita.

Dependiendo del peso de la carga, se programa el consumo de Kwh teórico que debe de ser 290 Kwh/t de chatarra.

Se verifica el consumo real y se anota junto con el tiempo conectado en la hoja de informe.

Al tener consumido el total de energía programada, se debe tener la cesta alzada y frente al horno. Se elevan los electrodos, se desconecta el interruptor de potencia, sube la bóveda, se saca el seguro de torre y se abre el horno y se carga; si la carga queda voluminosa, ésta es aplastada con la cuba de aplastar la chatarra. Luego se cierra el horno, se pone el seguro de giro de torre, se baja la bóveda y conecta el interruptor de potencia para comenzar la fusión.

Fusión de la primera carga

A los 6 minutos de fusión, se introducen las dos lanzas de oxígeno, sin llegar al fondo, y se abre el flujo de oxígeno, manteniendo una presión de 6 bares, excepto cuando se evacua la escoria de la fosa con equipo pesado.

Comienza el corte de chatarra a los 10 minutos de iniciada la fusión y se mantiene una presión de entre 6 y 7 bares durante el corte, el consumo de oxígeno es de 166 Nm³.

El tiempo de fusión para una tonelada de chatarra es de 3,5 minutos. Dependiendo del peso de la carga, se calcula este tiempo conociendo que al tener el 75% de la chatarra fundida se debe cargar la siguiente cesta.

Al tener este tiempo de fusión se verifica si se puede cargar la siguiente cesta, si no se continúa fundiendo hasta completar el consumo de Kwh/t

programado. El registro de consumo de energía total se anota en una hoja de control.

Segunda carga de chatarra

Se carga 4000 Kg de chatarra.

Dependiendo del peso de la carga se programa el consumo de Kwh teórico; debe ser 290 Kwh/t, se verifica con el consumo real y se anota en la hoja de control.

Al tener consumido el total de energía programado, ya se debe tener la cesta alzada y frente al horno, se elevan los electrodos, se desconecta el interruptor de potencia, se sube la bóveda, se saca el seguro de giro de torre, se abre el horno y se carga; si la carga queda muy voluminosa se debe tener la cuba de aplastar chatarra alzada con la grúa, lista para aplastar la carga, se cierra el horno, se pone el seguro de giro de torre, se baja la bóveda y se conecta el interruptor de potencia para comenzar la fusión.

Fusión de la segunda carga

Al primer minuto de iniciada la fusión, se introducen las dos lanzas de oxígeno, se abre el flujo de oxígeno y se comienza a cortar la chatarra, al minuto de iniciada la fusión se mantiene una presión de corte entre 5 y 6 bares, el consumo de oxígeno es de 92 Nm³.

El tiempo de fusión para una tonelada de chatarra es de 3,5 minutos; dependiendo del peso de la carga, se calcula este tiempo conociendo que al tener el 75% de la chatarra fundida se debe cargar la siguiente cesta.

Al tener este tiempo de fusión se verifica si se puede cargar la siguiente cesta; de no poder cargar se continúa fundiendo hasta tener completo el consumo de Kwh/t.

Tercera carga de chatarra

Cargar 400 Kg de cal, 100 Kg de antracita y 4000 Kg de chatarra.

Dependiendo del peso de la carga se programa el consumo de Kwh teórico; debe ser 290 Kwh/t, se verifica con el consumo real y se anota en la hoja de control.

Al tener consumido el total de energía programado, ya se debe tener la cesta alzada y frente al horno, se elevan los electrodos, se desconecta el interruptor de potencia, se sube la bóveda, se saca el seguro de giro de torre, se abre el horno y se carga; si la carga queda muy voluminosa se debe tener la cuba de aplastar chatarra alzada con la grúa, lista para aplastar la carga, se cierra el horno, se pone el seguro de giro de torre, se baja la bóveda y se conecta el interruptor de potencia para comenzar la fusión.

Fusión de la tercera carga

Al primer minuto de iniciada la fusión, se introducen las dos lanzas de oxígeno y se comienza a cortar la chatarra, al minuto de iniciada la fusión

se mantiene una presión de corte entre 5 y 6 bares, el consumo de oxígeno es de 107 Nm³.

El tiempo de fusión para una tonelada de chatarra es de 3,5 minutos; dependiendo del peso de la carga, se calcula este tiempo conociendo que al tener el 75% de la chatarra fundida se debe cargar la siguiente cesta; de no poder cargar, se continúa fundiendo hasta tener completo el consumo de Kwh/t.

Cuarta carga de chatarra

Cargar 4000 Kg de chatarra.

Dependiendo del peso de la carga se programa el consumo de Kwh teórico; debe ser 290 Kwh/t, se verifica con el consumo real y se anota en la hoja de control.

Al tener consumido el total de energía programado, ya se debe tener la cesta alzada y frente al horno, se elevan los electrodos, se desconecta el interruptor de potencia, se sube la bóveda, se saca el seguro de giro de torre, se abre el horno y se carga; si la carga queda muy voluminosa se debe tener la cuba de aplastar chatarra alzada con la grúa, lista para aplastar la carga, se cierra el horno, se pone el seguro de giro de torre, se baja la bóveda y se conecta el interruptor de potencia para comenzar la fusión.

Fusión de la cuarta carga

Al primer minuto de iniciada la fusión, se introducen las dos lanzas de oxígeno, se abre el flujo de oxígeno y se comienza a cortar la chatarra, al minuto de iniciada la fusión se mantiene una presión de corte entre 5 y 6 bares, el consumo de oxígeno es de 103 Nm³.

El tiempo de fusión para una tonelada de chatarra es de 3,5 minutos; dependiendo del peso de la carga, se calcula este tiempo conociendo que al tener el 75% de la chatarra fundida se debe cargar la siguiente cesta; de no poder cargar, se continúa fundiendo hasta tener completo el consumo de Kwh/t.

Se saca una muestra de colada y se le hace una prueba de chispa para determinar su composición, además, se bascula un poco el horno para remover la escoria.

Quinta carga de chatarra

Cargar 2500 Kg de chatarra, 400 Kg de cal y 200 Kg de antracita.

Se saca una muestra y se hace una prueba con el espectrógrafo de masas (de chispa) para ajustar el contenido de carbono a la composición requerida, es de suma importancia estar 10 puntos arriba o 10 puntos por debajo de la composición requerida, antes de entrar al afino.

Dependiendo del peso de la carga se programa el consumo de Kwh teórico; debe ser 290 Kwh/t, se verifica con el consumo y el resultado son

los Kwh que se deberán consumir hasta tener la chatarra totalmente fundida.

Fusión de la quinta carga

El insuflado de oxígeno en esta carga se hace con ambas lanzas de corte al minuto de iniciada la fusión, a una presión de 6 bares excepto cuando se esté evacuando la cuba de escoria.

El tiempo de fusión para una tonelada de chatarra es de 3,5 minutos; dependiendo del peso de la carga, se calcula este tiempo. Ahora se hace el cálculo para el 100% de la fusión de la chatarra, es decir, 3,5 minutos por el tonelaje de la colada. Por lo tanto, se debe fundir hasta tener consumido el tiempo total para llegar a 1.550 °C, de no estar totalmente fundido, se verifica el consumo de energía y se sigue o no fundiendo hasta completarlo y dar por terminada la fusión. Una vez que se llega a 1.540 °C se envía una muestra al laboratorio.

Defosforación

Al tener baño plano se agregan 20 Kg de antracita mas cal y se inyecta oxígeno por espacio de 1 minuto a una presión de 6 bares; se bascula el horno para que la escoria fluya. Se escorifica un 70% para eliminar el fósforo. Tan pronto se termina de evacuar la escoria, se termina la defosforación. Luego se hace una nueva escoria y se empieza el afino. Bajo ninguna circunstancia ha de empezarse el afino si el porcentaje de fósforo no se encuentra dentro de las especificaciones.

Fase de afino

Toda la fase de afino se la realiza en el mismo horno de fundición.

Se comienza el afino al tener 1.550 °C. Se toma la temperatura al acero líquido y se envía una muestra al laboratorio. Mientras se esperan los resultados de los análisis, se bascula el horno para evacuar la escoria, manteniendo durante todo el afino la eliminación de la escoria.

Se le agrega 100 Kg de cal más 30 Kg de ferromanganeso (FeMn) para eliminar el azufre y se mantiene durante todo el tiempo la escoria espumosa utilizando para esto oxígeno a una presión de 3 bares y 120 Kg de antracita malla # 20, durante todo el afino ésta deberá ser inyectada con la máquina presurizada.

Recibidos los datos de la composición química, se toma lectura de la temperatura, ésta deberá estar entre 1.570 y 1.600 °C.

Si se necesita aumentar el contenido de carbono, se agrega antracita, conociendo que 3 Kg de antracita es igual a 1 punto de carbono.

Si se necesita eliminar hasta 10 puntos de carbono, se inyecta oxígeno, sabiendo que 1 minuto de inyección de oxígeno baja dos puntos de

carbono por cada lanza. Si se necesita eliminar mas de 10 puntos de carbono, se deberán subir los electrodos para oxidar sin tensión, los minutos que se requieran, para bajar los puntos necesarios de carbono permitiendo siempre que se produzca la reacción de oxidación cuidando que no se produzcan reacciones violentas que pongan en peligro la seguridad del personal y de las instalaciones.

Si todos los elementos residuales están dentro de las especificaciones, se agregan, 100 Kg de cal, se calienta el baño durante 5 minutos y se envía una muestra al laboratorio.

A partir de este instante, conociendo que el análisis químico demora 2 minutos durante los cuales se estará calentando el baño, el incremento de temperatura es de 12 °C por minuto. Al obtener los resultados, se evacua la escoria, se toma lectura de la temperatura que debe ser de 1.676 °C, se bascula el horno evacuando la colada. El consumo de energía en afino debe ser 70 Kwh por tonelada de acero líquido cuando se hace metalurgia en cuchara.

Finalmente en la cuchara se adiciona el ferromanganeso y el ferrosilicio para la desoxidación y ajuste químico del acero, además, se le agrega cascarilla de arroz que al quemarse forma una capa sobre la superficie que ayuda a mantener la temperatura de la colada y evita el choque térmico durante el transporte de la misma.

Cuchara

Es un contenedor de acero revestido de material refractario en el cual se vierte el metal fundido para transportarlo mediante puente grúa hacia la máquina de colada continua. En su parte inferior posee un orificio, el cual sirve para descargar el metal fundido.

En el momento que se realiza todo el colado del metal hacia la cuchara, antes de ser transportada por el puente grúa hacia la colada continua, se añade a la colada cascarilla de arroz, lo cual, forma una capa sobre el metal que ayuda a mantener la temperatura del metal fundido.

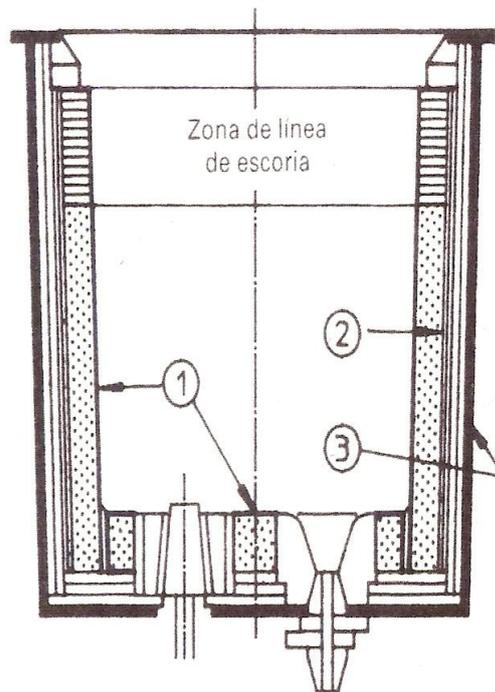


FIGURA 1.3 CUCHARA DE ACERO [9]

(1) Paneles en contacto con el metal con recubrimientos de alta alumina.

(2) Línea de escorias y se emplean ladrillos de magnesio carbono y dolomía con circón aglomerados e impregnados de la misma forma. Las reparaciones se hacen también por gunitado con masas de magnesia de 90% MgO.

(3) Estructura metálica.

Máquina de Colada Continua

El proceso de colada continua también llamado fundición, se ilustra en la figura 1.4. La fundición de acero se vacía de la cuchara de colada a un depósito temporal, el cuál suministra el metal a dos moldes de colada continua. El acero comienza a solidificarse en las regiones exteriores conforme desciende a través del molde enfriado por agua. Los aspersores de agua aceleran el proceso de enfriamiento. El metal se dobla de una orientación vertical a otra horizontal mientras se encuentra aún caliente y plástico. Por último se corta en secciones y es llevado a los patios de almacenaje donde se terminan de enfriar.

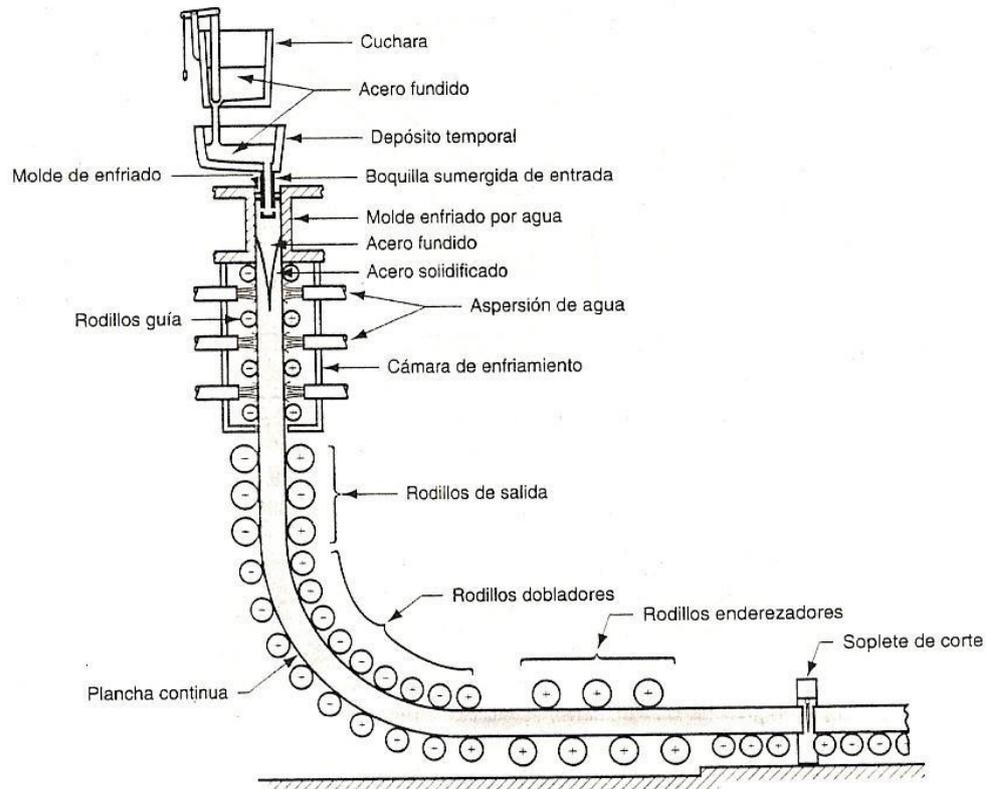


FIGURA 1.4 COLADA CONTINUA [3]

Palanquilla

Producto semielaborado de acero calidad SAE 1026 de dimensiones 130x130x4.000 mm. La palanquilla se utiliza, luego, en el proceso de laminación. La producción de palanquilla representa el 40 % de la demanda de la parte de laminación.



FIGURA 1.5 PALANQUILLAS

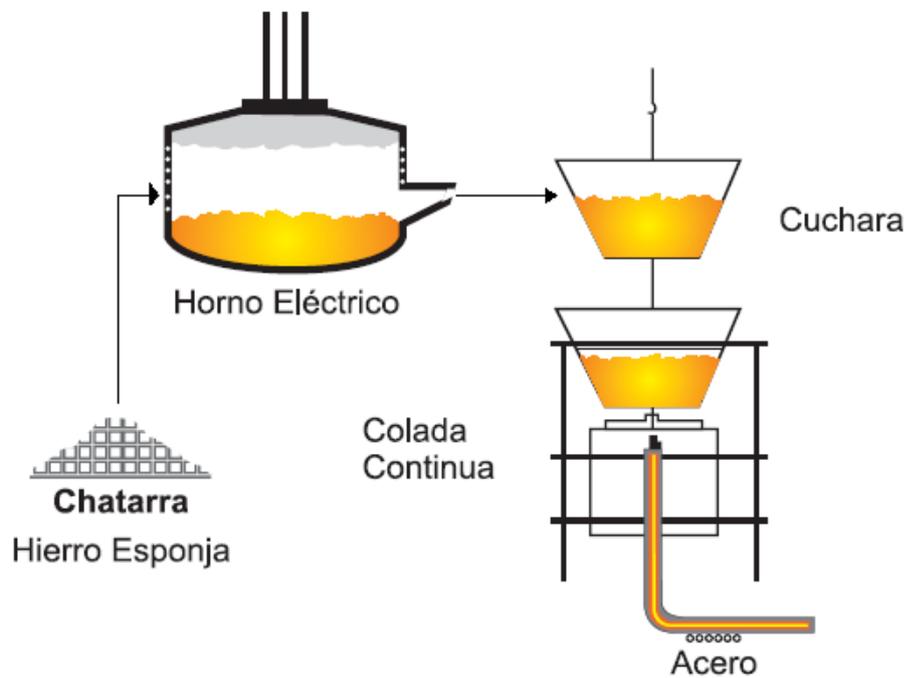


FIGURA 1.6 DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE PRODUCCIÓN DE ACERO MEDIANTE HORNO DE ARCO ELÉCTRICO [5]

1.3 Normas y regulaciones ambientales que rigen el proceso

La protección del medio ambiente es una de las temáticas que ha irrumpido con gran fuerza en este proceso de economía moderna en el cual hoy estamos viviendo, y, sobre todo, ha concientizado a la gente. Esto se comprueba a través de las acciones emprendidas por las empresas siderúrgicas en general.

Afortunadamente, las empresas siderúrgicas han tomado en el campo de la ecología una actitud muy activa. Se han movido en la vanguardia de la actividad industrial, en el sentido de generar procesos productivos que sean crecientemente amigables en relación al medio ambiente y que a la par sostengan el equilibrio económico de las empresas.

El acero en ese sentido nos da una gran ayuda, pues posee ventajas notables frente a otros materiales ya que por sus características lo hace fácilmente reciclable. Esto es fácil de comprobar en el mundo y en nuestro país la reciclabilidad del acero está en constante aumento.

Emisiones producidas durante el proceso

Durante el proceso de fundición de la chatarra, se producen emisiones de gases y humos que contienen varios componentes nocivos para la salud humana y para el medio ambiente.

Los principales contaminantes que se emiten son:

Dióxido de Azufre (SO₂).- Es un producto gaseoso de la combustión de compuestos que contienen azufre, de olor sofocante y fuerte. Se oxida en la atmósfera húmeda y se transforma en ácido sulfúrico.

Monóxido de Carbono (CO).- Gas producido por la combustión incompleta del carbono o de sustancias orgánicas. Es un gas tóxico que en concentraciones elevadas puede provocar incluso la muerte, por lo que se debe controlar al máximo.

Dióxido de Carbono (CO₂).- La combustión completa del carbono produce CO₂ que es el principal contribuyente al efecto invernadero. Este componente es una consecuencia inevitable de la combustión.

Material particulado.- La emisión de material particulado, o partículas, se desprende de la chatarra en el proceso de fusión y afino, y no es otra cosa mas que las impurezas que trae la chatarra, cómo óxidos de hierro, pigmentos de pinturas, incrustaciones no metálicas, etc. También se produce cuando se cargan los insumos en el horno como cal, antracita y cascarilla.

El control del material particulado cuyo tamaño de partícula es menor a $10\mu m(PM_{10})$ y menor a $2,5\mu m(PM_{2,5})$ es de vital importancia, ya que, por

su tamaño, ingresa fácilmente por las vías respiratorias de las personas produciendo enfermedades y molestias durante el trabajo.

Óxidos de Nitrógeno (NO_x).- Son gases producidos por oxidación a altas temperaturas del aire que ingresa al proceso durante las aperturas del horno y por los orificios de los electrodos.

Entre los diferentes efectos perniciosos de estos óxidos se pueden citar: colaboran en la destrucción de la capa de ozono de forma importante, en combinación con el agua de la atmósfera pueden dar lugar a condensaciones ácidas lo que produce lluvia ácida, el NO_2 es un gas venenoso.

En general, los contaminantes del aire producidos durante el proceso se clasifican como gases, vapores y materia en partículas. A continuación se presenta una tabla que nos muestra las fuentes de contaminación del aire y sus tasas típicas de pérdidas.

TABLA 2
FUENTES DE CONTAMINACIÓN DEL AIRE Y SUS TASAS TÍPICAS
DE PÉRDIDAS [2]

Clase	Aerosoles	Gases y vapores	Tasas típicas de pérdidas
Procesos de combustión	Polvo, vapor	NO ₂ , SO ₂ , CO, compuestos orgánicos, ácidos	0,05-1,5% en peso de combustible
Motores estacionarios	Vapor	NO ₂ , CO, compuestos orgánicos, ácidos	4-7% en peso del combustible(hidrocarburos)
Operaciones del petróleo	Polvo, neblina	SO ₂ , H ₂ S, NH ₃ , CO, hidrocarburos, mercaptanos	0,25-1,5% en peso del material procesado
Procesos químicos	Polvo, neblina, vapor, rocío	Depende del proceso (SO ₂ , CO, NH ₃ , ácidos, compuestos orgánicos, disolventes, olores, sulfuros)	0,5-2% en peso del material procesado
Procesos pirometalúrgicos y electrometalúrgicos	Polvo, vapor	SO₂, CO, fluoruros, compuestos orgánicos	0,5-2% en peso del material procesado
Procesamiento de minerales	Polvo, vapor	Depende del proceso (SO ₂ , CO, fluoruros, compuestos orgánicos)	1-3% en peso del material procesado
Procesos alimentos	Polvo, neblina	Materiales olorosos	0,25-1% en peso del material procesado

Normas y regulaciones

Para la industria siderúrgica se han establecido, a nivel internacional, diversas regulaciones ambientales que controlan y limitan la cantidad de emisiones; las de mayor reconocimiento y aplicación son las elaboradas por la agencia norteamericana de protección del medioambiente EPA (Environmental Protection Agency). A continuación presentamos una tabla de referencia para las emisiones en varios procesos siderúrgicos.

TABLA 3

MÁXIMAS CONCENTRACIONES DE EMISIÓN DE PARTÍCULAS PARA FUENTES FIJAS (EPA) [13]

Fuente	Fecha de aplicación	Límites de emisión (g/Nm³)
Horno básico de oxígeno	De o antes 6/11/73	0,05, excepto 0,01 para cualquier emisión de carga y colado conectadas a un sistema secundario para el control de las emisiones fugitivas
Horno básico de oxígeno	Después de 6/11/73	0,022, excepto 0,01 para cualquier emisión de carga y colado conectadas a un sistema secundario
Horno de arco eléctrico	En o antes de 7/1/73	0,15
	Después de 7/1/73 pero en o antes 10/21/74	0,05
	Después de 10/21/74	0,0052
Otros procesos	En o antes de 7/1/73	0,15

confinados	Después de 7/1/73	0,05
------------	----------------------	------

En nuestro país, la industria siderúrgica y en particular ANDEC S.A. se rige bajo las normas establecidas por el TEXTO UNIFICADO DE LA LEGISLACIÓN AMBIENTAL SECUNDARIA, que en el libro 6 anexo 3 presenta la **norma de emisiones al aire para fuentes fijas de combustión**. A continuación se muestra el cuadro de referencia de los límites máximos permisibles de emisiones al aire.

TABLA 4
LIMITES MÁXIMOS PERMISIBLES DE EMISIONES AL AIRE PARA
FUNDICIÓN DE METALES [7]

Contaminante emitido	Observaciones	Fuentes Existentes	Fuentes Nuevas	Unidades¹
Partículas Totales	Cubilotes: de 1 a 5 t/h	600	250	mg/Nm ³
	mayor a 5 t/h	300	150	mg/Nm ³
	Arco eléctrico: menor 5 t	350	250	mg/Nm ³
	mayor 5 t	150	120	mg/Nm ³

¹ mg/m³: miligramos por metro cúbico de gas, a condiciones normales de 1.013 milibares de presión y temperatura de 0 °C, en base seca y corregidos a 7% de oxígeno.

1.4 Métodos y equipos utilizados para el control de las emisiones

generadas durante el proceso.

La eliminación de la materia suspendida se realiza mediante los métodos que se describen a continuación. Tiene que estudiarse cada partícula para hallar el método más deseable.

Las consideraciones económicas exigen que la limpieza no se lleve más allá de lo necesario.

Separación por gravedad

Éste método sólo es aplicable a las partículas suspendidas de tamaño más grande (100 μm y más). Se construye una larga cámara horizontal en la que se hace perder velocidad a los gases hasta una que permita el asentamiento de las partículas hasta el piso de esta cámara. Debe mantenerse un flujo uniforme de gas en toda la cámara. Se utilizan tolvas o palas de arrastre para recolectar el material asentado. Puede calcularse la velocidad de sedimentación mediante la ecuación de Stokes, y determinarse el tamaño de la cámara de sedimentación para un tamaño dado de partícula.

Separación por inercia

En los separadores por inercia se realiza un esfuerzo por amplificar la tendencia a la sedimentación de las partículas sólidas o líquidas que se

encuentran en los gases, al incrementar la velocidad del gas y dar lugar a cambios rápidos en la dirección que, por inercia, provocan que esas partículas salgan de la corriente del gas. Con este fin se utilizan cámaras con deflectores, con un movimiento en zigzag del gas.

De todos los separadores por inercia, el tipo de **ciclón** constituye el colector de polvos industriales de uso más amplio. Se hace pasar el gas tangencialmente hacia un cilindro vertical con un fondo cónico. El gas sigue una trayectoria en espiral, y la mayor parte de la separación se lleva a efecto en las secciones más pequeñas del ciclón. Se pueden usar ciclones cuando se trata con partículas de más de 5 μm de diámetro. Los **multiciclones** tienen un gran número de unidades pequeñas de ciclón en paralelo. La caída de presión en el gas es poco más o menos cuatro veces la carga de velocidad a la entrada. El contenido de polvo del gas limpiado raras veces es menor que 1 g/pie^3 (2,29 g/m^3).

Lavadores estáticos de rocío

Suelen ser del tipo de torre, y el gas se hace pasar a contracorriente del líquido que desciende. Se colocan juegos de rociadores en la zona superior, y se utilizan materiales diversos para canalizar y mezclar el gas con el agua. Los materiales comunes de empaque son bloques cilíndricos de cerámica, colocados formando un panel, y bloques de este material o espirales metálicas empaquetados al azar. Es posible obtener una

limpieza de 0,1 a 0,3 g/pie³ en los gases de alto horno, hornos de coquización y de gasógeno, con un gasto en el gas de 350 pie³/min. por pie² de área de sección transversal y un consumo de agua de 25 gal por millón de pies cúbicos de gas. El proceso de lavado se aplica en las etapas de limpieza primaria y de enfriamiento, antes de limpiar los gases.

Lavadores dinámicos de rocío

Se mejora el contacto entre las gotas de agua y la materia suspendida en el gas, mediante la agitación mecánica del agua y el gas. Consta principalmente de una carcasa sustancial de hierro fundido que encierra dos canastas estacionarias y una rotatoria impulsada por un motor eléctrico. El agua se inyecta por gravedad en el centro de los conos perforados, y la fuerza centrífuga la distribuye sobre el sistema de barras. La rotación atomiza el agua, la cual se aglomera con el polvo, humedeciendo a éste para efectuar su remoción. Después del desintegrador siempre se coloca un eliminador de humedad en el que se extraen las partículas húmedas del gas.

Precipitación eléctrica

Este principio, aún cuando está relacionado con fenómenos fisioeléctricos muy técnicos, en general es muy conocido. Si las partículas suspendidas se colocan en un campo eléctrico de alto voltaje, reciben una carga

eléctrica y se desplazan hacia uno de los electrodos, o hacia el otro, entre los que se establece el campo eléctrico. Si uno de los electrodos es un tubo, o una placa plana, y el otro es un alambre suspendido axialmente en el centro del tubo, o entre dos placas, el campo es más intenso alrededor de ese alambre y más débil cerca de la superficie del tubo o de la placa. Las partículas de polvo cargadas se mueven de la parte intensa del campo hacia la débil.

Filtros de mangas

Los filtros de mangas son considerados como los equipos más representativos de la separación sólido-gas mediante un medio poroso. Su función consiste en recoger las partículas sólidas que arrastra una corriente gaseosa, esto se consigue haciendo pasar dicha corriente a través de un tejido.

El tamaño de las partículas a separar por los filtros de mangas será entre 2 y 30 μm . Sin embargo, no es usual disponer de medios filtrantes con poros tan pequeños como para retener las partículas que transporta el gas, debido a que los diámetros de éstas son extraordinariamente pequeños. Por tanto la filtración no comienza a efectuarse de manera efectiva hasta que no se han acumulado una cierta cantidad de partículas sobre la superficie de la bolsa en forma de torta filtrante.

Los filtros de mangas constan de una serie de bolsas con forma de mangas, normalmente de fibra sintética o natural, colocadas en unos soportes para darles consistencia y encerrados en una carcasa de forma y dimensiones muy similares a las de una casa. El gas sucio, al entrar al equipo, fluye por el espacio que está debajo de la placa a la que se encuentran sujetas las mangas y hacia arriba para introducirse en las mangas.

A continuación el gas fluye hacia afuera de las mangas dejando atrás los sólidos. El gas limpio fluye por el espacio exterior de los sacos y se lleva por una serie de conductos hacia la chimenea de escape.

Contienen además una serie de paneles para redireccionar el aire, dispositivos para la limpieza de las mangas y una tolva para recoger las partículas captadas.



FIGURA 1.7 FILTRO DE MANGAS [14]

CAPÍTULO 2

2. ANÁLISIS DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN

REQUERIDO

En éste capítulo se analizaran los parámetros necesarios para diseñar un sistema de ventilación que cumpla satisfactoriamente con el objetivo de extraer los gases y humos secundarios emitidos por el proceso, y de separar la mayor parte de material particulado que se encuentran presentes en dichas emisiones.

También se hace una breve descripción del sistema de extracción de humos primarios ya existente en las instalaciones de la acería, esto se lo realiza para posteriormente analizar si es factible adaptar ambos sistemas con el objetivo de disminuir costos de instalación.

Una vez que se determinen los parámetros necesarios, se procederá a la aplicación de la metodología de diseño y selección para establecer las características del sistema de extracción que será propuesto y posteriormente analizar la factibilidad de su instalación.

2.1 Descripción del sistema de extracción de humos primarios

El sistema de extracción de humos y gases primarios del proceso es el método conocido como “cuarto agujero”, cuyo principio de funcionamiento es el siguiente:

El control de las emisiones primeras por el método de cuarto agujero tiene como objetivo extraer los gases y polvos generados en el horno, captar la mayor cantidad de polvo posible y evacuar los gases y polvos residuales por una chimenea.

La tapa del horno eléctrico tiene tres agujeros que permiten el ingreso de los electrodos para la fusión de la chatarra. Para extraer los gases y polvos generados en el horno, se debe realizar un cuarto agujero en la bóveda para acoplar ahí el codo.

Este codo transporta los gases y polvos a una cámara inercial donde se colectan los polvos más gruesos. La conexión entre el codo y la

cámara inercial se realiza mediante un anillo deslizante de accionamiento neumático.

Luego los polvos y gases se dirigen a un intercambiador de calor. El objetivo de este intercambiador de calor es reducir la temperatura de los gases para que luego éstos se dirijan al filtro de mangas a una temperatura cercana a los $100^{\circ}C$ aproximadamente.

Los gases ingresan al filtro de mangas donde se colecta el polvo que existe en los gases. Este polvo queda adherido a la superficie de las mangas pero posteriormente es removido cuando se realiza la limpieza por pulsos de aire comprimido. El polvo luego de ser removido en las mangas se deposita en la tolva, pero para evitar que éste quede adherido a las paredes de la tolva se utiliza un motor vibrador para asegurar que el polvo se deposite en el fondo de la tolva.

Finalmente los gases son impulsados, por un ventilador, hacia la chimenea para que sean descargados a la atmósfera.

En resumen los principales elementos que constituyen el sistema son:

1. Codo cuarto agujero
2. Anillo deslizante
3. Cámara inercial
4. Ductos
5. Intercambiador de calor
6. Filtro de mangas
7. Estructura para el filtro de mangas
8. Ventilador
9. Chimenea



FIGURA 2.1 CODO CUARTO AGUJERO [6]

Además el sistema cuarto agujero cuenta con un sistema de protección que controla los valores de presión y temperatura en los distintos elementos y en puntos de especial cuidado como son las entradas y salidas al intercambiador de calor y al filtro de mangas.

En las secciones siguientes se presentarán los datos técnicos de funcionamiento del sistema, así como, su situación actual de funcionamiento.

En el apéndice F se muestra un plano esquemático del sistema primario de extracción de gases y humos.

2.2 Selección del sistema de extracción de humos secundarios

Para seleccionar el sistema de extracción más apropiado y que mejor se adapte al requerimiento establecido, se analizarán algunas alternativas propuestas de las principales características de los sistemas de ventilación.

A los sistemas de ventilación se los puede dividir en dos grandes grupos: ventilación diluidora y ventilación localizada.

La ventilación diluidora tiene cuatro factores limitantes: a) la cantidad de contaminante generado no debe ser muy grande o el volumen necesario para la dilución será impracticable; b) los obreros deben estar a relativa distancia de la generación de los contaminantes o éstos deben estar en bajas concentraciones de tal manera que la exposición de los trabajadores no sea en exceso de los valores máximos permisibles (TLV); c) la toxicidad de los contaminantes debe ser baja; d) la generación de contaminantes debe ser relativamente uniforme.

La ventilación diluidora es raramente utilizada para humos y polvos debido a que cuando la toxicidad es alta, el requerimiento de aire es extremadamente grande y porque la generación de estos elementos en procesos industriales es usualmente alta. Otro problema envuelto es la determinación de la razón de generación del contaminante, valor necesario para calcular el requerimiento de aire. El método más común para eliminar estos contaminantes es mediante ventilación localizada.

La ventilación localizada incluye necesariamente el uso de un sistema que atrape los contaminantes y los conduzca hacia otro lugar donde no constituyan un problema. Parte de este sistema son las campanas extractoras, y el diseño de estos elementos requiere del conocimiento

del proceso u operación, de tal manera que el sistema necesite de volúmenes mínimos para el control de los contaminantes.

Tipo de Campana

El tipo de campana está generalmente basado en la práctica, las especificaciones metalúrgicas, las características externas del horno, la condición del horno y las restricciones impuestas por las dimensiones del techo del horno. La siguiente información en cuanto a campanas contribuye al enfoque del sistema completo respecto a la evaluación del proceso de ventilación y su efecto en el funcionamiento del colector de polvo.

Hay seis tipos básicos de campanas de ventilación del horno (Figura 2.2). Cada diseño tiene ventajas y limitaciones. Algunas operaciones del horno pueden necesitar un diseño integrando, una mezcla de diferentes configuraciones de campanas.

Campanas pabellón.- Las campanas con forma de pabellón están ubicadas en la parte superior del horno y como tales, tienen que estar ubicadas en la parte superior de las grúas y equipos móviles en el área del taller de fundición. Debido a la ubicación de la campana, se requiere un mayor volumen de aire para mantener y recolectar el

humo. El diseño del pabellón no afecta o interfiere con la metalúrgica del horno.

Campanas de tiro lateral.- Las campanas de tiro lateral son diseñadas para capturar gases después que salen del horno. La corriente de aire lateral puede recolectar el humo emitido alrededor de los electrodos y de la puerta interior. El enfriamiento de los gases se alcanza por la penetración del aire que es utilizado para retener las emisiones alrededor de los electrodos.

Sistema del cuarto agujero o de evacuación directa.- La campana con diseño del cuarto agujero absorbe los gases del horno creando una atmósfera de presión negativa en el horno. La inyección de aire puede afectar el proceso de fusión del acero. El cuarto agujero emplea un codo (enfriado por agua) y una tubería (enfriada por agua) para controlar la combustión completa del monóxido de carbono. Las secciones de enfriamiento por agua son diseñadas para reducir la reacción exotérmica de la combustión para enfriar la corriente de gas que sale de las secciones de agua de enfriamiento a alrededor de $649^{\circ}C$ y para que los gases puedan ser manejados en tuberías de metal estándares.

Campana con respiradero.- La campana con un tubo de respiración es una variación del cuarto agujero y tiene un funcionamiento similar. Este diseño no afecta el horno metalúrgicamente y no requiere de controles precisos para el horno.

Campana combinada (tiro lateral/cuarto agujero).- La campana de combinación está diseñada para utilizar las ventajas de ambos sistemas, tiro lateral y cuarto agujero. La cantidad necesaria de aire de combustión secundario puede ser alcanzada sin someter el horno a una presión negativa severa. El enfriamiento inicial de gas puede ser alcanzado por la inserción de aire.

Techo completo modificado.- Este diseño incluye varios diseños descritos anteriormente e intenta proporcionar un control completo de la emisión en el horno utilizando las ventajas de cada diseño de la campana. El sistema emplea el cuarto agujero para el control negativo debido a los requisitos de composición de carga, la corriente de aire lateral para el control del humo sin afectar metalúrgicamente, un anillo del techo para controlar los humos durante la carga y vertido, una campana de chorreo y una campana de puerta para desechos. Este diseño mantiene el volumen de gas al mínimo y proporciona un control máximo.

TABLA 5

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LOS DIFERENTES TIPOS DE CAMPANA [16]

Tipo	Ventajas	Desventajas
Campana pabellón	No hay interferencia en el horno	Se necesita un gran volumen de aire
	No tiene efecto en la metalúrgica	Los humos entre el horno y la campana son influenciados por corrientes de aire
	Bajos costos de mantenimiento	Penachos de humos podrían interferir con la línea de visión del operador de la grúa
	Ventilación durante todas las fases de funcionamiento del horno	
Campanas de tiro lateral	El techo puede ser cambiado sin retirar la campana	La posición del electrodo en la fase B puede afectar la campana, necesitando algunas modificaciones en el diseño de la campana para cubrir esta área
	No se ve afectada por golpeo del electrodo	
	El control del humo se hace en el puerto del electrodo	
	Se necesita un menor volumen de aire para controlar el humo	
	Accesibilidad total para enfriar los casquillos y las tuberías de agua	
	El horno metalúrgicamente no es afectado	
Sistema del cuarto agujero	No se ve afectada por el golpe del electrodo	Este diseño puede afectar la metalurgia del proceso
	Se necesitan menos caudales de aire cuando se utilizan con enfriamiento por radiación	
	Es necesario un mínimo de espacio en el techo de la campana	Requiere un sistema de control exacto para regular la presión interna del horno
	Larga vida útil del techo	
Campana con respiradero	Menos caudales de aire cuando se utilizan con enfriamiento por radiación	Este diseño requiere caudales de aire superiores al del cuarto agujero
	Es necesario un mínimo de espacio en el techo de la campana	
Campana combinada	Bajos requisitos de volumen de aire	Requiere un sistema de control de la presión del horno muy preciso para regular la presión interna del horno y la corriente de aire a los electrodos
	Enfriamiento por radiación	

	No hay efecto en la metalúrgica ni por el golpe del electrodo	Este diseño puede también agregar peso adicional al techo del horno
Techo completo modificado	Una mejor utilización del aire de ventilación	El golpe de electrodo está restringido
	Recogida de humo de todas las aperturas del horno	Las secciones de líneas refractarias o de enfriamiento por agua son necesarias sobre las aperturas de los electrodos
	Control durante la carga	

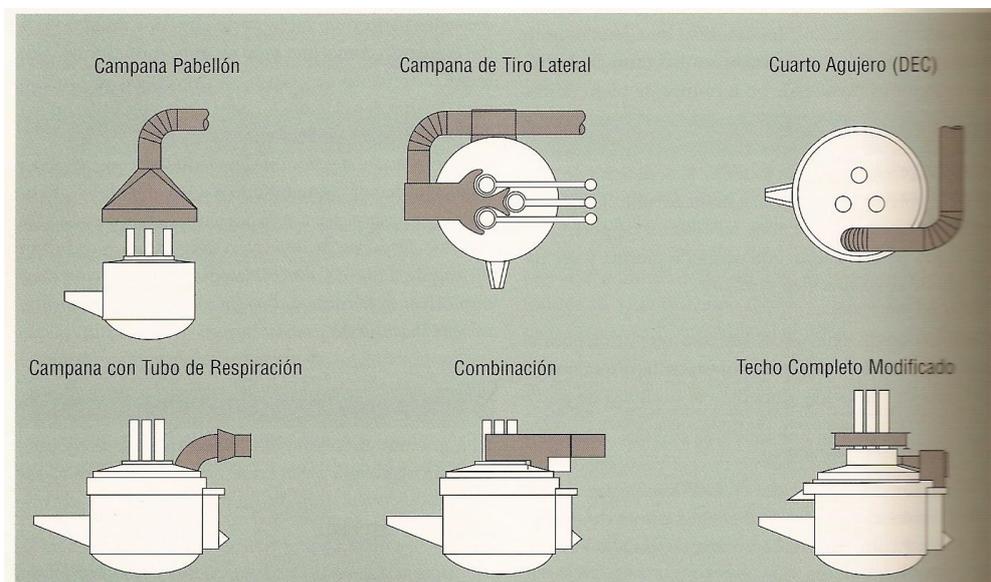


FIGURA 2.2 TIPOS DE CAMPANAS [16]

Para seleccionar el tipo de campana más adecuado para nuestro caso, se establece a continuación una matriz de decisión. En la matriz se ponderan los factores más importantes a ser evaluados, tales como, influencia en la metalúrgica del horno, interferencia con el proceso y volumen de aire a ser manejado.

TABLA 6

MATRIZ DE DECISIÓN PARA SELECCIONAR EL TIPO DE

CAMPANA

	INFLUYE EN LA METALÚRGICA DEL HORNO	INTERFIERE CON EL PROCESO	VOLUMEN DE AIRE A SER MANEJADO
CAMPANA PABELLÓN	NO	NO	ALTO
TIRO LATERAL	NO	SI	MEDIO
CAMPANA CON RESPIRADERO	SI	SI	MEDIO
CAMPANA COMBINADA	NO	SI	BAJO
TECHO COMPLETO MODIFICADO	SI	SI	BAJO

Como se puede observar la campana de tipo pabellón es la más indicada para nuestro sistema, considerando principalmente que es la única que no interfiere con los equipos e instalaciones que se utilizan durante el proceso.

Como desventaja se tiene que se necesita manejar gran cantidad de volumen de aire y que los humos y gases pueden ser desviados por corrientes de aire; estos inconvenientes se analizarán posteriormente y se establecerá una adecuada solución.

Temperatura de trabajo

La temperatura máxima a la que llegan los gases y humos a la campana extractora es de $147^{\circ}C$ (la temperatura promedio es de $37,2^{\circ}C$). A esta temperatura se puede transportar los gases y humos a través de los ductos hacia el sistema de filtración sin ningún tipo de problema, por lo tanto, no se necesita incluir un sistema para enfriar los gases captados.

Separador de partículas

Para seleccionar el sistema de separación de partículas mas conveniente para el sistema, se debe analizar principalmente el tamaño de partículas que se desea filtrar, el volumen de aire a manejarse, la velocidad de filtrado y la eficiencia de filtrado.

En vista de que se desea separar polvo muy fino de tamaño de partículas aproximadamente menor a 100 micras se ha optado por utilizar un sistema de filtros de mangas.

2.3 Principio de funcionamiento del sistema

Una vez que se ha seleccionado el sistema de ventilación y el tipo de campana que se van a diseñar, se presenta a continuación el principio de funcionamiento y sus principales componentes.

La campana tipo pabellón se la ubica sobre el horno, sobre los puentes grúas, para no interferir con las operaciones del proceso. Esta campana capta las emisiones secundarias del horno y las transporta a través de los ductos hacia el filtro de mangas. La captación de las emisiones se produce por la presión negativa ejercida a través de los ductos por el ventilador de tiro inducido.

La separación del sólido en el filtro de manga se efectúa haciendo pasar el aire con partículas en suspensión, a través de la tela que forma la bolsa, de esa forma las partículas quedan retenidas entre los intersticios de la tela formando una torta filtrante. De esta manera la torta va engrosando con lo que aumenta la pérdida de carga del sistema. Para evitar disminuciones en el caudal se procede a efectuar una limpieza periódica de las mangas.



FIGURA 2.3 FILTRO DE MANGA [17]

Operación de filtración

- ◆ Una corriente de gas cargado de polvo entra al equipo, choca contra una serie de paneles y se divide en varias corrientes.
- ◆ Las partículas más gruesas se depositan directamente en el fondo de la tolva cuando chocan contra dichos paneles.
- ◆ Las partículas finas se depositan en la superficie del tejido cuando el gas pasa a través de la bolsa.
- ◆ Una vez que el gas ha sido filtrado, éste fluye (ya limpio) a través de la salida y se descarga a la atmósfera por medio de un ventilador de tiro inducido.

Operación de limpieza

- ◆ Las partículas depositadas en la superficie de la bolsa se sacuden durante un breve periodo de tiempo por medio de aire comprimido inyectado desde una tobera hacia la bolsa, o bien de manera mecánica.
- ◆ El chorro de propulsión actúa periódicamente mediante un controlador automático de secuencia.
- ◆ El polvo recogido en el fondo de la tolva se descarga mediante un transportador de tornillo helicoidal y una válvula rotativa.

Por último los gases captados por la campana se descargan hacia la atmósfera por una chimenea, luego de haber separado el material particulado mediante los filtros de mangas. La ubicación y altura efectiva de la chimenea se analizarán más adelante para garantizar que la descarga de aire no regrese a la nave industrial de la acería y que no afecte a las personas que habitan las viviendas contiguas al complejo.

2.4 Características y requerimientos del sistema

Características

Las principales características de funcionamiento del sistema de extracción secundario son las siguientes:

- ❖ La ubicación de la campana extractora sobre los puentes grúas, facilitará el normal desarrollo del proceso sin interferir con las operaciones de recarga de chatarra, carga de insumos y transporte de la cuchara.
- ❖ La temperatura de los gases de entrada en la campana es menor a $147^{\circ}C$ (la temperatura promedio es de $37,2^{\circ}C$), esto implica que al transportarlos por los ductos, por transferencia de calor, disminuirá su temperatura, lo cual asegura un correcto

funcionamiento del sistema de filtros de mangas y del ventilador.

- ❖ Al utilizar un sistema de filtración por mangas, nos aseguramos de que el tamaño de partículas que se van a separar son del orden de 2 a $30\mu m$. Dentro de este rango de tamaño se mantiene una buena eficiencia de filtrado.
- ❖ Entre las ventajas de usar filtros de mangas se tienen: alta eficiencia de colección, extrema flexibilidad en el diseño, capacidades volumétricas considerables que van desde 100 hasta 5 millones de CFM, caídas de presión y potencias requeridas, flexibilidad para acomodar diversos tipos de sólidos.
- ❖ La ubicación del ventilador de tiro inducido es después del filtro de mangas, esto se debe a que el filtro de mangas es el elemento del sistema que produce la mayor caída de presión. Al ubicarlo de esta forma se facilita la correcta succión del ventilador.

Requerimientos

Para realizar el correcto diseño del sistema, se debe conocer los principales parámetros requeridos para el diseño y dimensionamiento de cada uno de los elementos. A continuación se determina cada uno de estos parámetros.

Cantidad de polvo a ser extraído

Para determinar la cantidad de polvo que se requiere extraer por el sistema de extracción secundario, lo calculamos por métodos estadísticos y basándonos en la información de producción de la acería y recolección de polvo del sistema primario.

Método de mínimos cuadrados [6]

$$\sum_{i=1}^n y_i = an + b \sum_{i=1}^n x_i$$
$$\sum_{i=1}^n x_i y_i = a \sum_{i=1}^n x_i + b \sum_{i=1}^n x_i^2$$
$$y = a + bx$$

Utilizando los datos de producción mensual de acero de la acería de los años 2003, 2004, y 2005 (estos datos se los presenta en el apéndice C) calculamos los valores de cada una de las fórmulas de los mínimos cuadrados para obtener una ecuación lineal que me relacione la producción con el tiempo en meses.

$$n = 36$$

$$\sum_{i=1}^n x_i = 666$$

$$\sum_{i=1}^n y_i = 234.085,63$$

$$\sum_{i=1}^n x_i^2 = 16.206$$

$$\sum_{i=1}^n x_i y_i = 4'367.400$$

Se obtiene el siguiente sistema de ecuaciones

$$234.085,63 = 36a + 666b$$

$$4'367.400 = 666a + 16.206b$$

Resolviendo el sistema se obtiene

$$a = 6.326,95$$

$$b = 9,48$$

$$y = \underline{\underline{6.326,95 + 9,48x}}$$

Proyección a 5 años

Con la ecuación obtenida se puede relacionar la producción mensual con el tiempo en meses

$$x = 60 + 36 = 96$$

$$y = \underline{\underline{7.237,03}}$$

En 5 años se tendrá una producción mensual promedio de 7.237,03 toneladas de acero, manteniendo las mismas condiciones de producción actuales.

Tomando en cuenta que en el año 2.006 se tiene pensado modificar las condiciones del proceso, implementando lanzas automáticas alimentadoras de oxígeno en el horno, esto producirá un aumento en la producción. Por lo tanto se tiene un estimado de 9.000 toneladas mensuales, además se considera que la empresa tiene proyectado producir hasta $150.000 \frac{t}{año}$ de acero, lo cual nos da un valor de 12.500 toneladas al mes como punto tope de la producción de la acería.

Cantidad de polvo a recoger por el sistema secundario

Con la producción mensual se puede obtener un valor del polvo que es recogido por el sistema primario y de la cantidad de polvo que deberá recoger el sistema secundario.

Conociendo que para una producción promedio de 6.886,59 toneladas de acero, se recoge con el sistema primario 73.448Kg de polvo; para una producción promedio de 12.500 toneladas de acero se recogerán 133.317,1Kg de polvo. Además se sabe que el sistema primario solo capta el 70% de las emisiones totales producidas durante el proceso, por lo tanto, la cantidad promedio mensual que se debe extraer es de

39.995,12Kg de polvo o 3,20Kg de polvo por tonelada de acero producido.

A partir de este valor obtenemos la cantidad de polvo que se necesita recoger por colada, conociendo que por colada se producen 20 toneladas de acero líquido.

$$3,20 \frac{Kg}{t} \times 20 \frac{t}{colada} = 63,99 \frac{Kg}{colada}$$

Caudal generado

Tomando como referencia los datos proporcionados por el fabricante del horno, se estima que se generan $1.000 \frac{m^3}{h}$ de gases por tonelada de acero líquido producido. Y en base a datos obtenidos en la acería, se producen un promedio de 20 toneladas de acero líquido por colada.

Por lo tanto, se obtiene el siguiente valor de generación de emisiones:

$$20t \times 1.000 \frac{m^3}{h} = 20.000 \frac{m^3}{h}$$

Este es el valor del flujo de las emisiones que se producen en el horno durante la fundición de una colada. Estimando las mejoras que se

realizarán al proceso se determina un aumento del caudal generado por lo que consideramos un valor de:

$$35.000 \frac{m^3}{h}$$

Tamaño de partícula presente en el aire

Para determinar el tamaño de partícula presente en los gases y humos emitidos durante el proceso, se realizó un análisis granulométrico de una muestra de polvo recogido en los filtros de mangas.

Los resultados de éste análisis se los presenta a continuación.

TABLA 7

RESULTADOS DEL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL POLVO

Tamaño del Polvo, x (micras)	Porcentaje (%)
x > 180	27,37
180 > x > 150	14,33
150 > x > 125	19,75
125 > x > 106	0,97
106 > x > 75	8,26
75 > x > 38	17,27
x < 38	12,05
Total:	100,00

$$\rho_s = 530 \frac{Kg}{m^3}$$

Concentración de partículas en el aire

La cantidad de concentración de partículas en aire dentro de la nave industrial, cerca del horno, se la obtuvo a partir de un monitoreo de material particulado PM_{10} y $PM_{2,5}$ realizado en la nave de la acería.

Las concentraciones medidas son las siguientes:

- ◆ $PM_{10} \ 46 \ \mu\text{g}/\text{m}^3$
- ◆ $PM_{2,5} \ 56 \ \mu\text{g}/\text{m}^3$

Velocidad de captación

Basándonos en el tamaño de partículas obtenido por medio del análisis granulométrico, calculamos la velocidad de captación aplicando las ecuaciones deducidas por Della Valle basado en resultados experimentales para partículas de menos de 8 mm y densidades menores a $2.643 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$.

Para ductos horizontales:

$$V_h = C_1 \left(\frac{\rho_s}{\rho_s + C_2} \right) D_s^{0,4} \quad [15]$$

V_h : mínima velocidad de captación en ductos horizontales

ρ_s : densidad de las partículas sólidas

D_s : diámetro de la partícula más grande a ser transportada

C_1 : constante adimensional igual a 132,4 en el SI

C_2 : constante adimensional igual a 998 en el SI

Para ductos verticales:

$$V_v = C_1 \left(\frac{\rho_s}{\rho_s + C_2} \right) D_s^{0,6} \quad [15]$$

C_1 : constante adimensional igual a 566 en el SI

C_2 : constante adimensional igual a 998 en el S.I.

Usando los siguientes valores calculamos las velocidades de captación para ductos horizontales y verticales:

$D_s = 30 \mu m = 30 \times 10^{-6} m$ (se utiliza este tamaño de partícula, debido a que las partículas mayores a $30 \mu m$ se sedimentan en la cámara inercial del sistema primario de extracción).

$$V_h = (132,4) \left(\frac{530}{530 + 998} \right) (30 \times 10^{-6})^{0,4}$$

$$V_h = 0,71 m/s$$

$$V_v = (566) \left(\frac{530}{530 + 998} \right) (30 \times 10^{-6})^{0,6}$$

$$V_v = 0,38 m/s$$

2.5 Diseño de la campana y ductos recolectores

Diseño de la campana

En la determinación de las dimensiones de la campana es necesario tener en cuenta la distancia de separación entre la campana y la fuente de emisión. Esta distancia se obtiene a partir del plano de la

nave industrial proporcionada por la empresa (este plano se lo muestra en el apéndice E).

De aquí obtenemos la distancia de $12.058,1mm$ separación entre la campana y la fuente de emisión (HAE). Además se conoce que el diámetro del horno es de $3.500mm$ y el ancho de la campana debe ser menor o igual a $7.000mm$.

Las dimensiones de la campana deben exceder a las dimensiones del lugar donde se generan los contaminantes, por cada lado en $0,4H$, para que sea eficiente.

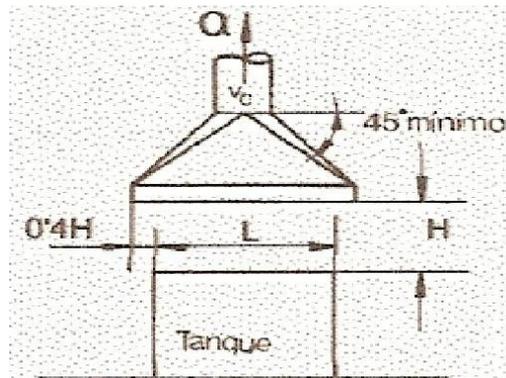


FIGURA 2.4 DIMENSIONES DE LA CAMPANA [17]

Las siguientes relaciones me permiten calcular el flujo que es necesario inducir en este tipo de campana.

Cuatro costados abiertos:

$$Q = 5.000PHV \quad [17]$$

Dos costados abiertos:

$$Q = 3.600(L + M)HV \quad [17]$$

Donde:

P: perímetro de la fuente de emisión (m)

V: velocidad de captura (m/s)

H: distancia entre la fuente de emisión y la campana (m)

L: longitud de la fuente (m)

M: ancho de la fuente (m)

Q: flujo de aire necesario (m^3/h)

Con los siguientes valores se calcula el caudal necesario con los cuatro costados abiertos:

$$P = 2\pi r = 10.995,6mm$$

$$H = 12.058,1mm$$

$$V = 0,38m/s$$

$$Q = 5.000 \times 11 \times 12,1 \times 0,38$$

$$Q = 251.913,48m^3/h$$

Con dos costados abiertos se obtiene el siguiente caudal requerido:

$$L = 3.500mm$$

$$M = 3.500mm$$

$$H = 12.058,1mm$$

$$V = 0,38m/s$$

$$Q = 3.600x(3,5 + 3,5)x12,1x0,38$$

$$Q = 115.468,37m^3/h$$

A partir de estos dos valores calculados se observa que es conveniente cerrar dos costados de la fuente, de esta forma, se obtiene una disminución del 46% del caudal requerido.

A continuación se presentan las dimensiones para la campana:

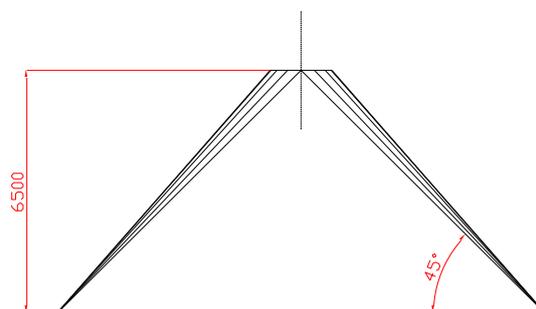
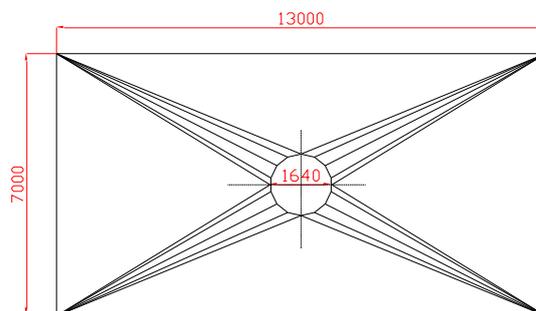


FIGURA 2.5 CAMPANA EXTRACTORA

Determinación del espesor requerido

Para determinar el espesor de plancha que se requiere para la fabricación de la campana, se deben tener en cuenta las cargas que actúan sobre ésta. Así tenemos, que las principales cargas que actúan sobre la campana son el peso propio y la presión dinámica generada por la velocidad de captura de los gases.

Utilizando la siguiente fórmula se calcula la presión generada por la velocidad de captura:

$$V = 4,033VP^{1/2} \quad [15]$$

Donde:

V: velocidad de captura $\left(\frac{m}{s}\right)$

VP: presión dinámica en mm columna de agua

$$VP = \left(\frac{V}{4,033}\right)^2$$

$$VP = \left(\frac{0,38}{4,033}\right)^2 = 0,0089 \text{mmCol.H}_2\text{O} \times \frac{1 \text{atm}}{10.332,7 \text{mmCol.H}_{20}} \times \frac{10^5 \text{Pa}}{1 \text{atm}} = 0,09 \text{Pa}$$

El peso propio de la campana se lo calcula de la siguiente forma:

$$A = 174,2 \text{m}^2$$

$$\forall = At$$

$$m = \rho \forall$$

$$W = mg$$

Con los valores de las cargas determinados, se realiza el análisis de la campana mediante el software SAP2000, para determinar el espesor más conveniente para la campana.

En el análisis de la campana se realizaron pruebas para espesores en un rango de 1 a 3,5mm de plancha. En base a los resultados obtenidos y considerando otros factores como la abrasión, corrosión y proceso de fabricación, se determinó que el espesor recomendable es de 3,2mm .

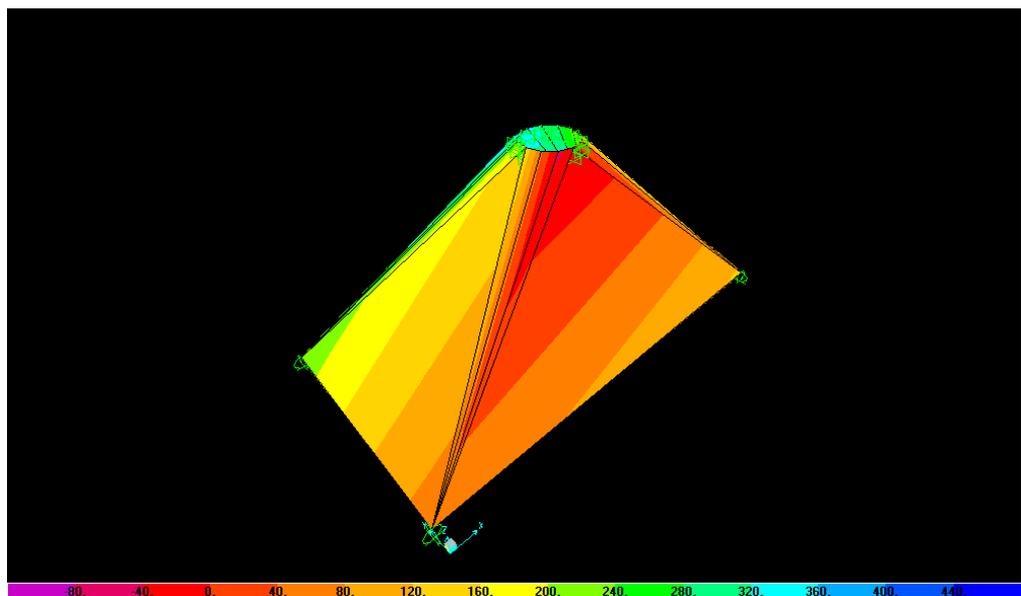


FIGURA 2.6 ESTADO DE ESFUERZOS PARA LA CAMPANA

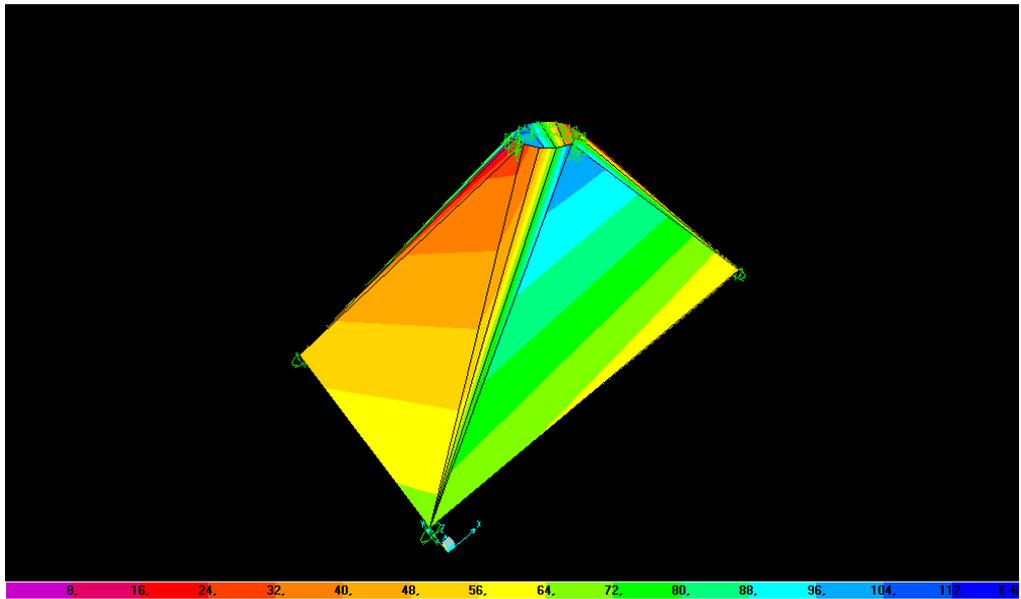


FIGURA 2.7 ESFUERZO CORTANTE MÁXIMO DE LA CAMPANA

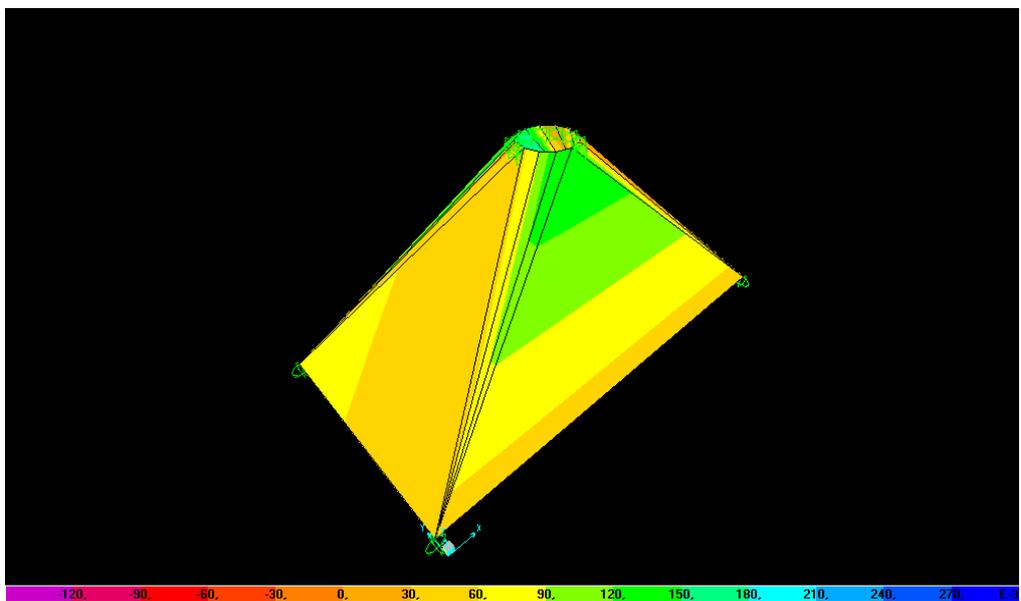


FIGURA 2.8 MOMENTOS MÁXIMOS EN LA CAMPANA

Diseño de ductos

Debido a que en los gases y humos que se requieren extraer existen partículas presentes, las cuales se pueden llegar a sedimentar a lo largo del sistema, el diseño de los ductos se lo realizará mediante el método de velocidad constante. Este método nos garantiza que a lo largo del sistema se mantendrá una velocidad mayor a la velocidad mínima de sustentación para las partículas que se desea transportar.

La velocidad de sustentación o acarreo tiene el objeto de mantener el contaminante suspendido en el aire, y en forma homogénea. Estas velocidades pueden ser obtenidas empíricamente o partiendo de los principios de dinámica de partículas. Mientras más se asegure la sustentación de los sólidos, menores probabilidades habrá para la precipitación de los mismos y por ende la posibilidad de taponamientos.

Para determinar una adecuada velocidad de sustentación del sistema, se ha tomado en cuenta el caudal que se requiere extraer y el tipo de contaminante que se va a transportar y se ha determinado un valor recomendable de $23 \frac{m}{s} \approx 4.500 FPM$ para la velocidad de transporte en los ductos.

Existen dos procedimientos para diseñar con el método de velocidad constante:

- a) Balanceando las presiones recalculando los flujos
- b) Realizando todo el procedimiento sin balancear presiones, construir e instalar el sistema y una vez funcionando se colocan dampers en las secciones donde hay que igualar presiones.

Procedimiento A:

- No se pueden cambiar los flujos fácilmente.
- Poca flexibilidad en ampliaciones futuras.
- No acumula polvos y hay poca erosión.
- Ideal para manejar explosivos y contaminantes altamente tóxicos.
- Procedimiento largo en cálculos.
- No hay taponamientos con velocidades correctamente escogidas.
- Si se escoge mal el ramal de mayor caída de presión, el procedimiento lo detecta fácilmente.

Por sus ventajas y conveniencia se escoge el primer procedimiento para realizar los cálculos.

A continuación se presenta un esquema del sistema de ductos desde la campana hasta el sistema de filtros para poder determinar las dimensiones de los ductos y las pérdidas de presión.

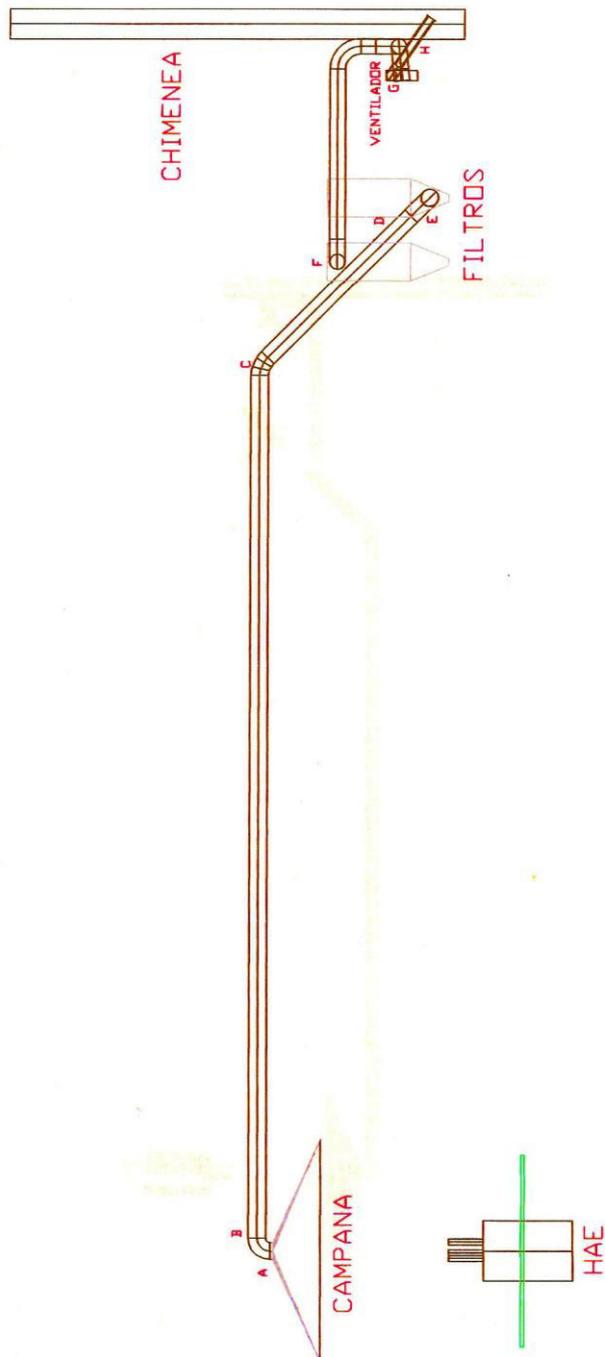


FIGURA 2.9 SISTEMA DE DUCTOS DESDE LA CAMPANA HASTA LA CHIMENEA

Las longitudes de los ductos son las siguientes:

Tramo A-E: 55.500mm

Tramo F-G: 10.100mm

Tramo G-H: 6.000mm

$$L_T = 71.100mm$$

Estos cuatro tramos forman un solo ramal, así procedemos a calcular el diámetro de los ductos.

$$Q = 251.913,48 \frac{m^3}{h} \approx 148.156,83CFM$$

$$V = 23 \frac{m}{s} \approx 4.500FPM$$

$$A = \frac{Q}{3.600V} = \frac{251.913,48}{(3.600)(23)} = 3,04m^2$$

$$A = \pi \frac{\phi^2}{4} \Rightarrow \phi = \sqrt{\frac{4A}{\pi}} = \sqrt{\frac{4(3,04)}{\pi}}$$

$$\phi = 1,97m$$

$$V = 4,033VP^{1/2}$$

$$VP = \left(\frac{V}{4,033} \right)^2 = \left(\frac{23}{4,033} \right)^2 = 32,52mmCol.H_2O$$

Pérdidas de energía

Pérdidas de entrada para una campana abierta:

$$h_e = 0,25VP \quad [15]$$

$$h_e = 0,25(32,52) = 8,13 \text{ mm Col. } H_2O$$

Pérdidas de fricción por longitud de ducto para un caudal de $251.913,48 \text{ m}^3/h \approx 69,98 \text{ m}^3/seg.$ con velocidad de 23 m/s en un conducto de 1.970 mm , a partir de la gráfica de factores de pérdidas en ductos (apéndice C) obtenemos el siguiente valor:

$$h_L = 0,2 \frac{\text{mm Col. } H_2O}{m} (71,1 \text{ m})$$

$$h_L = 14,22 \text{ mm Col. } H_2O$$

Pérdidas en el codo de 90° con radio de curvatura $1,25D$ (del punto A al B) se obtiene el siguiente valor a partir de las tablas (apéndice C):

$$h_{90^\circ-1} = 0,55VP$$

$$h_{90^\circ-1} = (0,55)(32,52)$$

$$h_{90^\circ-1} = 17,89 \text{ mm Col. } H_2O$$

Pérdidas en el codo de 90° con radio de curvatura $1,5D$ se obtiene el siguiente valor a partir de las tablas (apéndice C):

$$h_{90^\circ-2} = 0,39VP$$

$$h_{90^\circ-2} = (0,39)(32,52)$$

$$h_{90^\circ-2} = 12,68 \text{ mm Col. } H_2O$$

Como se tienen 5 codos de 90° con radio de 1,5D en todo el sistema, entonces este valor calculado se lo multiplica por 5:

$$h_{90^{\circ}-2} = 5 \times 12,68$$
$$h_{90^{\circ}-2} = 63,41 \text{mm Col. } H_2O$$

Pérdidas en el codo de 45° con radio de curvatura 1,5D se obtiene el siguiente valor a partir de las tablas (apéndice C):

$$h_{45^{\circ}} = 0,2VP$$
$$h_{45^{\circ}} = (0,2)(32,52)$$
$$h_{45^{\circ}} = 6,5 \text{mm Col. } H_2O$$

La pérdida total en éste tramo es la siguiente:

$$h_T = h_e + h_L + h_{90^{\circ}-1} + h_{90^{\circ}-2} + h_{45^{\circ}}$$
$$h_T = 8,13 + 14,22 + 17,89 + 63,41 + 6,5$$
$$h_T = 110,15 \text{mm Col. } H_2O$$

Sumando estas pérdidas a la presión dinámica o cabezal dinámico, se obtiene el valor de la presión estática o cabezal estático que se genera a lo largo de este tramo:

$$SP = VP + h_T$$
$$SP = 32,52 + 110,15$$
$$SP = -142,67 \text{mm Col. } H_2O$$

La presión es negativa debido a que el aire está siendo inducido en los ductos.

Espesor mínimo de pared requerido

Los ductos serán construidos de lámina de acero A36 por ser un material que tiene una buena resistencia mecánica, posee buena soldabilidad y se encuentra fácilmente en el mercado local.

Para tuberías metálicas rectas con presiones internas, la fórmula para calcular el espesor mínimo requerido se detalla a continuación y es

aplicable para razones de D_0/t superiores a seis.

$$t_m = \frac{PD_0}{2(SE + PY)} + C \quad [18]$$

Donde:

P: presión de diseño.

D_0 : diámetro externo de la tubería.

C: suma de tolerancias debidas a corrosión, erosión, etc.

S: esfuerzo permisible (ver apéndice C).

E: Factor de calidad.

Y: Coeficientes para materiales ferrosos dúctiles, materiales ferrosos no dúctiles y para materiales frágiles.

t_m : espesor mínimo requerido.

La presión de diseño no será menor que la presión a las condiciones más severas de presión y temperatura coincidentes, externa o internamente, que se espere en operación normal.

La condición más severa de presión y temperatura coincidente, es aquella condición que resulte en el mayor espesor requerido y en la clasificación ("rating") más alta de los componentes del sistema de tuberías.

Se debe excluir la pérdida involuntaria de presión, externa o interna, que cause máxima diferencia de presión.

Para determinar la presión de diseño se considera la presión interna a la cual está sometida la tubería más 10% como factor de seguridad.

Por lo tanto la presión de diseño será:

$$P = SP + 0,1SP = 1,1SP$$

$$P = 1,1 \left(142,67 \text{mm Col. } H_2O \times \frac{1 \text{atm}}{10.332,7 \text{mm Col. } H_2O} \times \frac{10^5 \text{ Pa}}{1 \text{atm}} \right)$$

$$P = 1,52 \text{KPa}$$

$$S = 58.000 \frac{\text{lb}}{\text{pu lg}^2} \times 6,895 \times 10^3 = 399,91 \text{MPa}$$

$$E = 0,85$$

$$D_0 = 1,97 \text{m}$$

$$Y = 0,4$$

Las normas ASME recomiendan que un desgaste por corrosión de 5 milésimas de pulgada por año generalmente es satisfactorio y si estimamos una vida útil de 10 años el factor C sería:

$$0,005 \frac{\text{pulg.}}{\text{año}} \times \frac{25,4\text{mm}}{1\text{pulg.}} = 0,127 \frac{\text{mm}}{\text{año}} = 0,127 \times 10^{-3} \frac{\text{m}}{\text{año}}$$

$$C = 0,127 \times 10^{-3} \frac{\text{m}}{\text{año}} \times 10\text{años} = 0,127 \times 10^{-2} \text{m}$$

Se procede a calcular el t_m :

$$t_m = \frac{(1,52\text{Pa})(1,97\text{m})}{2[399,91 \times 10^6 \text{Pa}(0,85) + 0,4(1,52\text{Pa})]} + 0,127 \times 10^{-2} \text{m}$$

$$t_m = 0,0013\text{mm}$$

Como se puede observar el espesor requerido para los ductos es muy pequeño, pero tomando en consideración el peso propio y el desgaste del mismo por efecto de la abrasión de los gases transportados se analiza el comportamiento del mismo dentro de un rango de espesores de 1 a 4mm, este análisis se lo realiza usando el software SAP 2000. Del análisis realizado se determina que el espesor recomendable de las planchas para la fabricación de los ductos es de 3,5mm, a continuación se muestra el estado de esfuerzos para un tramo de ducto con este espesor.

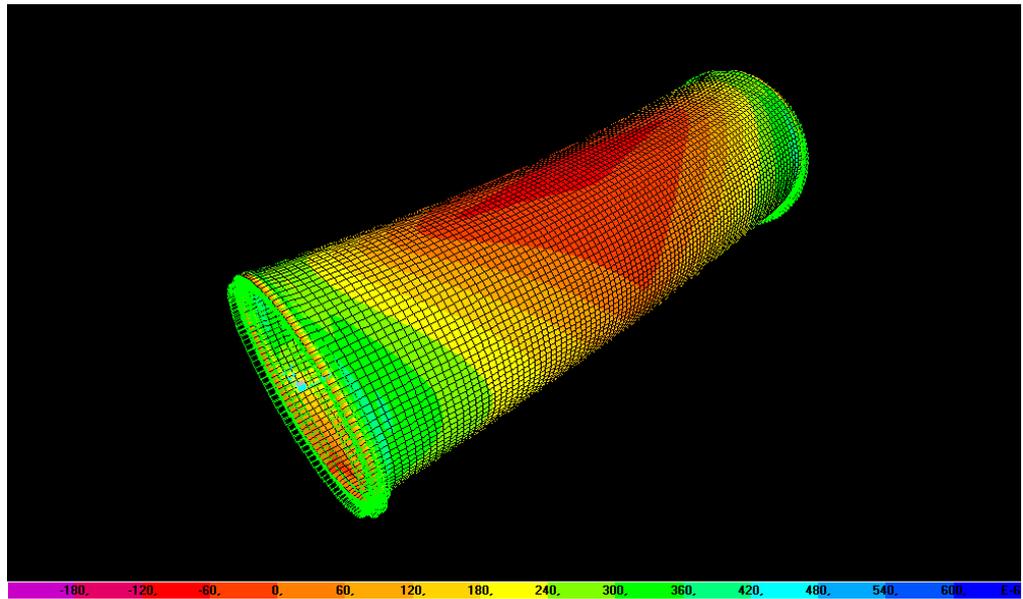


FIGURA 2.10 ESTADO DE ESFUERZOS PARA UN TRAMO DE DUCTO

2.6 Selección y diseño de filtros

Selección del sistema de filtros

Para la selección del sistema de filtros que se desea diseñar para nuestro sistema, me he basado en información y experiencias obtenidas del funcionamiento del sistema primario existente en la acería y en referencias técnicas obtenidas para este tipo de proceso.

Así de esta forma se determina que el sistema de filtros de mangas es el más recomendable para el sistema que se desea diseñar. Las ventajas y conveniencias de este sistema de filtrado fueron expuestas en la sección 2.4 y adicionalmente se presenta una tabla donde se

presentan las principales características y aplicaciones de los sistemas de limpieza del aire y de gases (apéndice C).

Diseño del sistema de filtro de mangas

Son varios los factores que se deben tener en cuenta en el diseño de este sistema. El modo de limpieza y la resistencia a las altas temperaturas son factores muy importantes de los cuales depende la vida útil de las mangas. Existen diversos modos de limpieza de las mangas como son: agitación vertical, agitación horizontal, chorro de aire, etc. Se ha comprobado que la limpieza por chorro de aire es muy efectiva y no deteriora las mangas ni el sistema por excesivos movimientos o vibraciones. En cuanto a las altas temperaturas se debe considerar que el material de las mangas es inflamable y muchas de ellas no resisten temperaturas que sobrepasen los $120^{\circ}C$ o $140^{\circ}C$.

Otro parámetro que se debe considerar es la admisión o velocidad de filtración en $\frac{m^3}{m^2h}$, es decir, la cantidad de gases que se filtran por la superficie de las mangas en una hora.

Se debe tener especial cuidado en la caída de presión de los gases en el filtro ya que un elevado valor aumentaría aún más el tamaño del ventilador o ventiladores que se utilizarán en el sistema de extracción.

Cálculo del área filtrante

Para calcular el área filtrante se considera que el caudal que se desea filtrar es $251.913,48 \frac{m^3}{h}$. En la referencia bibliográfica [20] se menciona que la velocidad de filtración aconsejada por la EPA es de 6 a 8 *FPM*.

Utilizando un valor de velocidad recomendada de $V = 8 \text{ FPM}$ procedemos a calcular el área de filtrado:

$$A = \frac{Q}{V}$$

$$Q = 251.913,48 \frac{m^3}{h} \times \frac{1h}{60 \text{ min.}} = 4.198,56 \frac{m^3}{\text{min.}}$$

$$V = 8 \frac{ft}{\text{min.}} \times \frac{1m}{3,28ft} = 2,44 \frac{m}{\text{min.}}$$

$$A = \frac{4.198,56 \frac{m^3}{\text{min.}}}{2,44 \frac{m}{\text{min.}}} = 1.720,72 m^2$$

Pérdida de presión en el filtro

Las pérdidas de presión en el filtro de mangas se producen por dos factores: el primero es la caída de presión cuando los gases circulan por los ductos de entrada y salida, y el segundo es la caída de presión que se produce cuando los gases son filtrados por las mangas. De acuerdo a los valores que se obtienen al evaluar estas dos pérdidas de presión, se debe considerar que la primera es despreciable con respecto a la segunda. Por esta razón se procede a evaluar la pérdida de presión que se produce cuando los gases son filtrados al atravesar las mangas.

Cuando las mangas están limpias se produce una caída de presión determinada, la misma que va aumentando a medida que pasan los gases, ya que, se va acumulando el polvo en la superficie filtrante. Se debe entonces inyectar un chorro de aire comprimido cada determinado tiempo para limpiar las mangas y evitar que la caída de presión sea demasiado elevada.

La pérdida de presión, cuando las mangas están limpias, se calcula con la siguiente fórmula:

$$(Pe)_{\Delta w} = 1.045xVxP_j^{-0,65} \quad [16]$$

Luego que transcurre cierto tiempo t , la caída de presión es:

$$\begin{aligned} \Delta P &= (Pe)_{\Delta w} + K_2xW_0xV \\ W_0 &= C_i x V x t \end{aligned} \quad [16]$$

Donde:

- C_i es la cantidad de polvo que circula por unidad de volumen de gas.

$$C_i = 0,015 \quad [9]$$

- La velocidad de filtración V para nuestro diseño es:

$$V = 2,44 \frac{m}{min.} x \frac{1 min.}{60s} = 0,041 \frac{m}{s}$$

- t es el tiempo en segundos que transcurre entre los pulsos de aire comprimido que se aplican a una manga para su limpieza.
- K_2 es la resistencia al flujo debido a la acumulación de polvo en la superficie de la manga, este valor se lo determina experimentalmente.

$$K_2 = 1,5x10^5 .$$

- P_j es la presión a la cual se inyectan los pulsos de aire comprimido para nuestro caso específico es.

$$P_j = 80 psi = 552 KPa .$$

- W_0 es la masa de polvo como una función del tiempo.

Por lo tanto, la caída de presión luego de inyectar el pulso de aire para la limpieza de las mangas es:

$$(Pe)_{\Delta w} = 1.045 \times 0,041 \times 552^{-0,65}$$

$$(Pe)_{\Delta w} = 0,7 \text{ KPa} = 72,26 \text{ mm Col. H}_2\text{O}$$

Si el tiempo entre pulsos es de tres minutos, es decir, 180 segundos, tenemos que la caída de presión luego de este tiempo será:

$$W_0 = 0,015 \times 0,041 \times 180 = 0,11 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^2}$$

$$\Delta P = 0,71 + 1,5 \times 10^5 \times 0,11 \times 0,041 / 1.000 = 1,37 \text{ KPa}$$

$$\Delta P = -141,6 \text{ mm Col. H}_2\text{O}$$

En la siguiente tabla se presentan valores de caída de presión en el filtro de mangas para diferentes tiempos de limpieza con una velocidad de filtración de 8 FPM :

TABLA 8
CAÍDA DE PRESIÓN EN EL FILTRO DE MANGAS PARA
DIFERENTES TIEMPOS DE LIMPIEZA

TIEMPO	CAÍDA DE PRESIÓN	
	min.	KPa mm Col. H₂O
2	0,92	96
3	1,37	142
4	1,59	165
5	1,82	188
6	2,04	211
7	2,26	234
8	2,49	257

Selección del material de las mangas filtrantes

El material de las mangas puede ser principalmente textil o de fibras sintéticas. Este material debe tener una capacidad de filtración de aproximadamente 10 micras, con este valor se puede recolectar la mayor parte del polvo generado en el horno.

Para la selección del material de las mangas me he basado en la información disponible por parte de la compañía BHA GROUP que es uno de los principales fabricantes de equipos y materiales de filtración.

Cada filtro de mangas tiene sus propias características y parámetros, por lo tanto, es necesario considerar cada una de las siguientes

variables antes de seleccionar el tipo de material que se adapta mejor al sistema.

- Temperatura
- Nivel de humedad
- Tamaño de las partículas
- Química del flujo de gas
- Relación aire-tela
- Abrasión de partículas
- Factores mecánicos como tipo de limpieza, instalación, etc.

Generalmente las bolsas o mangas de filtro se utilizan en colectores pulse-jet, mientras que las mangas de filtro tejido se utilizan en filtros de aire reverso o de sacudido.

En el apéndice C se muestran las tablas que se utilizaron en la evaluación de tipos de tela y acabados. Estas tablas incluyen aplicaciones y características de cada medio, temperatura, abrasión y su costo relativo.

La cantidad de mangas se puede calcular dividiendo el área de filtrado necesaria para el área unitaria de una manga. Conociendo la longitud y el diámetro de las mangas se calcula el área unitaria:

$$L = 2,7m$$

$$\phi = 0,165m$$

$$A_U = \pi\phi L$$

$$A_U = \pi(0,165)(2,7) = 1,4m^2$$

$$\#Mangas = \frac{A_T}{A_U} = \frac{1.720,72m^2}{1,74m^2} = 988,92$$

$$\#Mangas = 989$$

La longitud de las mangas puede ser mayor y de esta forma disminuir la cantidad necesaria para la filtración.

$$L = 5,87m$$

$$\phi = 0,165m$$

$$A_U = \pi\phi L$$

$$A_U = \pi(0,165)(5,87) = 3m^2$$

$$\#Mangas = \frac{A_T}{A_U} = \frac{1.720,72m^2}{3m^2} = 573,57$$

$$\#Mangas = 574$$

A continuación se presenta una tabla con los datos obtenidos para el sistema de filtros:

TABLA 9**PARÁMETROS DEL SISTEMA DE FILTRO DE MANGAS**

Sistema de limpieza	Pulse Jet
Presión de limpieza	6,5 bares.
Área de filtrado	1.720,72 m ²
Longitud de las mangas	5.870 mm
No. de cámaras	8
No. de mangas	574
Diámetro de las mangas	165 mm
Volumen del gas	251.913,48 m ³ /h
Temperatura del gas	< 120 °C
Temperatura pico	140 °C
Duración de los picos	2 min.
Frecuencia de los picos	5 por año
Tipo de fibra	PTFE
Vida útil	12 meses
Posibles problemas	Ataque hidrolítico

Chimenea

Las chimeneas pueden proporcionar una dispersión atmosférica eficaz de los contaminantes gaseosos y en partículas, con concentraciones aceptables a nivel del suelo. Se cuenta con fórmulas teóricas y empíricas para estimar la dispersión de los contaminantes transportados por el aire y que emiten las chimeneas en forma continua. La altura efectiva de una chimenea de un penacho se expresa por:

$$H = h_s + h_r \quad [2]$$

h_s : altura de la chimenea [m]

h_h : elevación del penacho [m]

La fórmula de Holland, recomendada para calcular h_r es:

$$h_r = \frac{1,5vd + 4,09 \times 10^{-5} Q_h}{u} \quad [2]$$

v : Velocidad a la salida de la chimenea $\left[\frac{m}{s}\right]$

d : Diámetro a la salida de la chimenea [m]

Q_h : Rapidez de emisión de calor $\left[\frac{cal}{s}\right]$

u : Velocidad media del viento $\left[\frac{m}{s}\right]$

Por lo común se usa una relación de la altura h_s , de la chimenea a la altura del edificio de 1,5 a 2, o más, para evitar que el penacho quede atrapado en el remolino producido por los edificios adyacentes con los altos valores asociados de la concentración al nivel del suelo, X_g . La velocidad de salida de la chimenea, v , debe ser de 14 a $28\frac{m}{s}$, para minimizar que el penacho sea atrapado en los vórtices de la propia chimenea.

X_g : Concentración al nivel del suelo del contaminante, a una distancia x de la base de la chimenea [ppm en vol.].

Considerando que la altura de la nave industrial es de 17.700mm y en base a la relación de alturas recomendada para la chimenea se calcula la altura efectiva de la chimenea para que los gases no desciendan rápidamente y retornen a la nave:

$$h_s = 17.700 \times 1,5$$
$$h_s = 26.550 \text{ mm} = 26,55 \text{ m}$$

Para calcular el diámetro de la chimenea se debe considerar el flujo máximo que evacuan los ventiladores:

$$Q = 251.913,48 \text{ m}^3/\text{h}$$
$$V = 28 \text{ m/s}$$
$$A = \frac{Q}{3.600 \times V} = \frac{251.913,48}{3.600 \times 28} = 2,49 \text{ m}^2$$
$$\phi = \sqrt{\frac{4A}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \times 2,49}{\pi}}$$
$$\phi = 1,78 \text{ m}$$

Espesor requerido para la chimenea

Para determinar el espesor requerido para la construcción de la chimenea se hace un análisis de las cargas que soporta la chimenea.

Las cargas a las que está sometida la chimenea son: el peso propio del material que la conforma, la presión interna de los gases y la presión externa del viento.

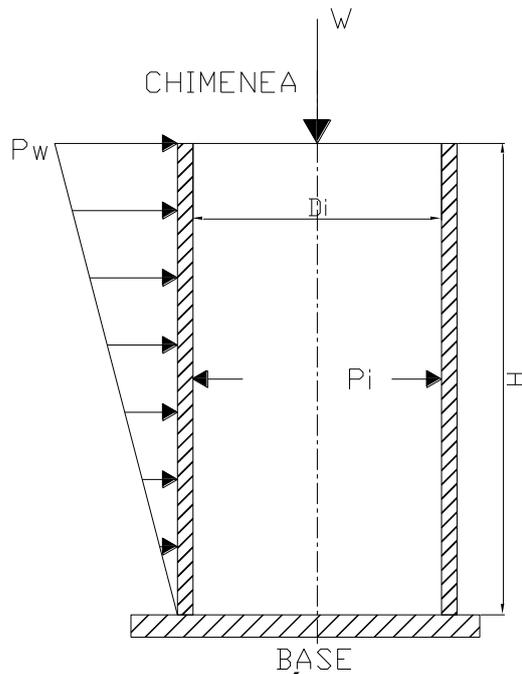


FIGURA 2.11 CARGAS QUE ACTÚAN SOBRE LA CHIMENEA

Primero se asume un espesor de $e = \frac{1}{8}'' = 3,175mm$. El peso W de la chimenea sería:

$$W = AH\rho$$

$$A = \pi \frac{(D_o^2 - D_i^2)}{4}$$

$$H = 26,55m$$

$$D_o = D_i + 2e = 1,78 + 2(3,175 \times 10^{-3}) = 1,78635m$$

$$\rho = 7.800 \frac{Kg}{m^3}$$

$$W = \pi \frac{(1,78635^2 - 1,78^2)}{4} \times 26,55 \times 7.800$$

$$W = 3.683,38Kgf = 36,1KN$$

La presión exterior del viento sobre la chimenea depende de la velocidad del viento en la zona donde se instala la chimenea. Los cálculos se los realiza considerando las normas ASME. Para calcular la presión del viento se utiliza la siguiente fórmula:

$$P_w = q_s \times C_e \times C_q \quad [22]$$

En base al valor de la velocidad promedio del viento en la zona de la acera (apéndice C) se obtiene el siguiente valor:

$$q_s = 13 \frac{lb}{ft^2} = 623,11Pa . \quad [22]$$

Además se obtienen los siguientes factores basados en las características de la chimenea como altura, ubicación geográfica y forma:

$$C_e = 1,5$$

$$C_q = 0,8 \quad [22]$$

Por lo tanto la presión debida al viento es:

$$P_w = 15,6 \frac{lb_f}{ft^2} = 747,61 Pa \quad [22]$$

La fuerza debida a la presión del viento es:

$$V = P_w \times \pi \times D_o \times H \quad [22]$$

$$V = 7.959,82 lb_f = 35,46 KN$$

El momento que se genera en la base de la chimenea sería:

$$M = V \times \frac{H}{2}$$

$$M = 346.586 lb_f \cdot ft = 470.696 N \cdot m$$

El espesor requerido por efecto de estas cargas se calcula con la siguiente ecuación:

$$t = \frac{12M}{R^2 \times \pi \times S \times E} + \frac{W}{D \times \pi \times S \times E} \quad [22]$$

$$R = \frac{D_i}{2} = 0,89 m \times \frac{3,28 ft}{1 m} \times \frac{12 pu \lg.}{1 ft} = 35,03 pu \lg.$$

$$S = 16.300 psi$$

$$E = 0,85$$

$$t = 0,081 pul. = 2,05 mm$$

El espesor requerido por efecto de la presión interna se debe evaluar considerando las resistencias de las costuras longitudinal y circunferencial. De los dos espesores calculados se considera el mayor.

Espesor requerido considerando la resistencia de la costura longitudinal:

$$t = \frac{P_i R}{SE - 0,6P_i} \quad [22]$$

La presión interna es $P_i = 14,7 \text{ psi}$

$$t = 0,037 \text{ pulg.} = 0,945 \text{ mm}$$

Espesor requerido considerando la resistencia de la costura circunferencial:

$$t = \frac{P_i R}{2SE + 0,4P_i} \quad [22]$$

$$t = 0,019 \text{ pulg.} = 0,472 \text{ mm}$$

También se debe tener en cuenta la pérdida de espesor debida a la corrosión. Por lo tanto, de acuerdo a las recomendaciones de las normas ASME, se considera un desgaste de 5 mpy (milésimas de pulgada por año) y si se establece una vida útil de 10 años se obtiene el siguiente valor:

$$t = 0,005 \frac{\text{pulg.}}{\text{año}} \cdot 10 \text{ años} = 0,05 \text{ pulg.} = 1,27 \text{ mm}$$

Por lo tanto el espesor de plancha requerido para la construcción de la chimenea será la suma de los espesores calculados para cada requerimiento de carga y de corrosión:

$$t = 0,081 + 0,037 + 0,05 = 0,168 \text{ pulg.} = 4,27 \text{ mm}$$

Caída de presión en la chimenea

Se producen pérdidas debido a la longitud de la chimenea y debido a la entrada a 90° del ducto hacia la chimenea. Con los siguientes valores procedemos a calcular ambas pérdidas:

$$H = 26,55 \text{ m}$$

$$\phi = 1,78 \text{ m}$$

$$V = 28 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

$$Q = 251.913,48 \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \approx 70 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}$$

$$VP = \left(\frac{V}{4,033} \right)^2$$

$$VP = \left(\frac{28}{4,033} \right)^2$$

$$VP = 48,2 \text{ mm Col. H}_2\text{O}$$

De la tabla de factores para pérdidas en ductos (apéndice C) tenemos el siguiente valor:

$$h_L = 0,34mmCol.H_2O \times 26,55$$

$$h_L = 9,03mmCol.H_2O$$

Las pérdidas por entrada de ducto a 90° se la obtienen a partir de tablas (apéndice C):

$$h_{90^\circ} = 1 * VP$$

$$h_{90^\circ} = 48,2mmCol.H_2O$$

Pérdidas totales en la chimenea:

$$h_T = h_L + h_{90^\circ}$$

$$h_T = 9,03 + 48,2 = 57,23mmCol.H_2O$$

Caída de presión debida a la chimenea:

$$SP = VP + h_T$$

$$SP = 48,2 + 57,23$$

$$SP = -105,43mmCol.H_2O$$

2.7 Selección del ventilador requerido

Para determinar el tipo de ventilador y (si el caso lo amerita) el tipo de arreglo de ventiladores que se necesita para cumplir con las necesidades del sistema, se debe hacer un análisis de las

características del sistema y de las características del ventilador y seleccionar a partir de catálogos técnicos el tipo o modelo que mejor cumpla con los requerimientos.

Las características del sistema anteriormente calculadas son las siguientes:

$$Q_s = 251.913,48 \frac{m^3}{h}$$

$$SP_s = SP_D + SP_F + SP_{Ch}$$

$$SP_s = 142,67 + 141,60 + 105,43$$

$$SP_s = 389,67 \text{ mmCol.H}_2\text{O}$$

$$T_{m\acute{a}x.} = 120^\circ C$$

A continuación se hace un breve análisis de los tipos de ventiladores y sus principales características.

Los ventiladores son considerados como máquinas hidráulicas y los compresores son considerados como máquinas termohidráulicas, y la diferencia consiste en la presión que es capaz de generar. La máxima presión que los ventiladores pueden generar está en el orden de los $1.500 \text{ mmCol.H}_2\text{O}$ ($2,1 \text{ psi}$), es decir, menos de la sexta parte de la presión atmosférica.

De acuerdo a la presión que generan los ventiladores pueden ser:

- ◆ Ventiladores de baja presión $0 - 300 \text{ mmCol.H}_2\text{O}$
- ◆ Ventiladores de mediana presión $300 - 900 \text{ mmCol.H}_2\text{O}$
- ◆ Ventiladores de alta presión $900 - 1.500 \text{ mmCol.H}_2\text{O}$

Otras de las características para clasificar un ventilador es la naturaleza del flujo por los conductos en las paletas del impulsor. Puede haber impulsores de flujo axial, de flujo radial, de flujo mixto y de flujo transversal. Los nombres de algunos ventiladores se derivan de esa clasificación y otros nombres se toman de otras características.

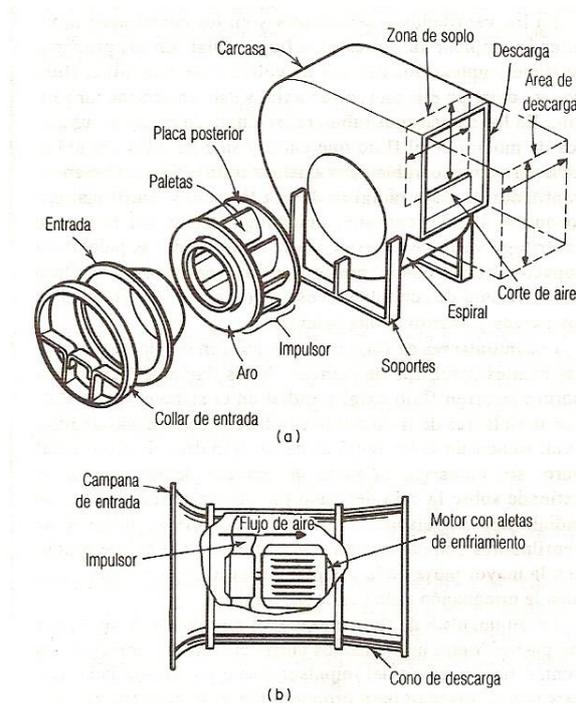


FIGURA 2.12 (a) VENTILADOR CENTRÍFUGO (b) VENTILADOR AXIAL

Los ventiladores axiales se caracterizan por generar grandes cantidades de flujo a baja presión. Estos ventiladores trabajan con requerimientos de carga de hasta $150\text{ mmCol.H}_2\text{O}$.

Los ventiladores centrífugos se caracterizan por generar grandes presiones, con flujos relativamente bajos.

En nuestra aplicación, donde se requiere gran cantidad de flujo con una caída de presión relativamente alta, condiciones que no pueden ser alcanzadas por los axiales ni por los ventiladores centrífugos. En estos casos la analogía eléctrica es aplicable, circuitos conectados en serie provocan que la presión total (potencial, que causa el flujo) del circuito, sea la suma de las presiones inducidas por cada componente del circuito. Sin embargo, el movimiento rotacional del aire que abandona una hélice reduce considerablemente el aumento de presión obtenido en la siguiente etapa, aún cuando éstas estén diseñadas para aceptar aire en rotación. El efecto de doblar la presión de una unidad con dos hélices conectadas en serie, no se logrará sin aletas directrices entre etapas, y se alcanzarán incrementos de presión del 50% solamente.

Una posibilidad de mejorar esta situación sin colocar alabes directrices, se obtiene usando una hélice en la segunda etapa que rote en sentido contrario a la primera, logrando de esta manera los efectos beneficiosos de una prerotación del aire a la entrada de la segunda etapa.

La presión desarrollada por esta unidad será del orden de tres veces la que daría una etapa simple sin aletas directrices, y dos veces la presión obtenida por el mejor conjunto similar con aletas directrices a la salida.

2.8 ESTUDIO DE ADAPTABILIDAD DE AMBOS SISTEMAS

Con el fin de disminuir costos de construcción e instalación y de mejorar la eficiencia del sistema de extracción de gases y humos primarios, se realiza un análisis de la factibilidad de integrar ambos sistemas. A partir de éste análisis se podrá conocer las ventajas y desventajas de realizar un solo sistema que cumpla con las necesidades ya establecidas.

Los parámetros más importantes que se deben analizar son los de:

- Separador de partículas gruesas.
- Temperatura en los diferentes componentes.

- Flujo de aire requerido.
- Sistema de filtros.
- Caída de presión.
- Equipos requeridos.

De la información obtenida de los sistemas de ventilación más utilizados y recomendados para este tipo de proceso se determina el siguiente esquema como posible solución para nuestro sistema:

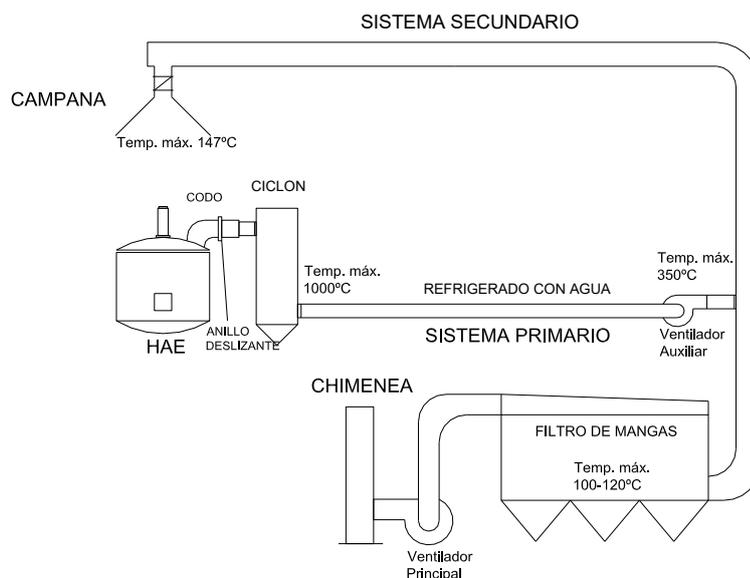


FIGURA 2.13 ADAPTACIÓN DE LOS DOS SISTEMAS

Análisis del ciclón

Estos dispositivos emplean la fuerza centrífuga generada por el paso del aire a través del mismo, para separar las partículas del aire. El separador puede estar constituido por una sola cámara, un número

pequeño de cámaras tubulares en paralelo o en serie ó una unidad dinámica similar a un soplador. Estos separadores tienen una buena eficiencia de separación para partículas desde $5\mu m$ en adelante.

El diseño de los ciclones es algo complejo y en la mayoría de las aplicaciones la eficiencia es optimizada a base de prueba y error. Las dimensiones del ciclón están indexadas al diámetro principal del mismo, y se utiliza este procedimiento para propósitos constructivos.

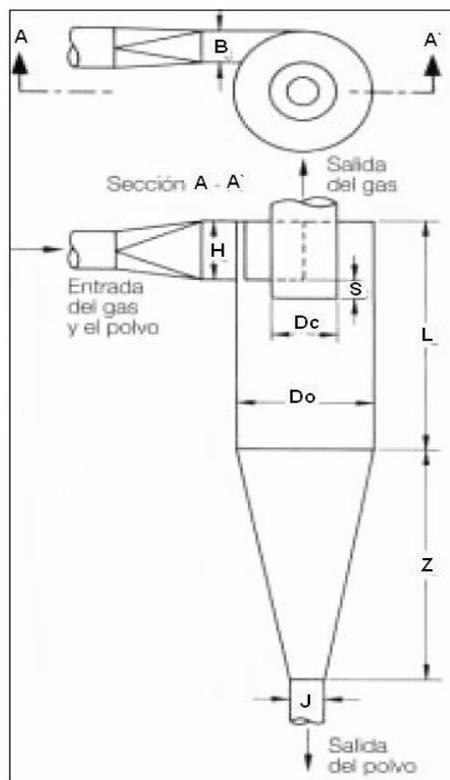


FIGURA 2.14 DIMENSIONES DEL CICLÓN

De los datos obtenidos del sistema de extracción primario tenemos los siguientes valores que nos permiten realizar el cálculo de las dimensiones del ciclón:

TABLA 10 DATOS PARA EL CÁLCULO DEL CICLÓN

Temperatura de salida del gas °C	882,8
Temperatura de salida del gas calculada °C	892,3
Velocidad promedio del gas m/s	6,8
Flujo de gases emitidos m^3/h	24.000

Estos datos son tomados a la salida del anillo deslizante que es donde se encuentra la entrada al ciclón.

$$A = \frac{Q}{V}$$

$$A = \frac{24.000 \frac{m^3}{h} \times \frac{1h}{3600s}}{6,8 \frac{m}{s}}$$

$$A = 0,98m^2$$

$$A = \pi \frac{\phi^2}{4}$$

$$\phi = 2\sqrt{\frac{A}{\pi}} = 2\sqrt{\frac{0,98}{\pi}}$$

$$\phi = 1,12m$$

Por lo tanto el diámetro principal del ciclón debe ser de $1,12m$, a partir de este valor se obtiene las otras dimensiones para el ciclón:

$$B = \frac{D_0}{4} = \frac{1,12}{4} = 0,28m$$

$$D_c = \frac{D_0}{2} = \frac{1,12}{2} = 0,56m$$

$$H = \frac{D_0}{2} = \frac{1,12}{2} = 0,56m$$

$$L = 2D_0 = 2(1,12) = 2,24m$$

$$S = \frac{D_0}{8} = \frac{1,12}{8} = 0,14m$$

$$Z = 2D_0 = 2,24m$$

$$J = \frac{D_0}{4} = 0,28m$$

Temperatura en los diferentes componentes del sistema

El análisis de la temperatura en los componentes se lo realiza, principalmente para proteger y garantizar el correcto funcionamiento del sistema de filtrado (mangas) y del ventilador.

Como se indicó en el análisis del sistema secundario independiente, éste no presenta mayores problemas en lo que a temperatura se refiere, los gases extraídos llegan al sistema a una temperatura máxima de $147^{\circ}C$. Donde si se debe tener especial cuidado es en el sistema primario, ya que, éste extrae los gases directamente del hogar

del horno y por ende se manejan elevadas temperaturas, las cuales de alguna forma deben disminuirse antes de llegar al ventilador auxiliar.

El análisis térmico del codo de cuarto agujero y del anillo deslizante del sistema de extracción primario ya se lo ha realizado y actualmente funciona correctamente, por lo que se realizará un análisis de las alternativas que se tienen para disminuir la temperatura a través del ducto de transporte de los gases desde el ciclón hasta el ventilador auxiliar, de tal forma que se garantice un enfriamiento de los gases hasta la temperatura recomendada.

La cantidad de calor que pierde el gas está dada por la siguiente ecuación:

$$Q_G = \dot{m}_G C_{p_G} \Delta T_G$$

\dot{m}_G : flujo másico de los gases $\left[\frac{Kg}{s} \right]$

C_{p_G} : calor específico del gas $\left[\frac{J}{KgK} \right]$

ΔT_G : diferencia de temperatura del gas $[K]$

Q_G : calor perdido por los gases $[W]$

El flujo másico se lo puede calcular a partir del caudal y de la densidad de los gases. El valor de la densidad se obtuvo a partir de la información de propiedades físicas de los gases generados proporcionados por la empresa (apéndice C).

$$\dot{m}_G = Q\rho_G$$

$$Q = 24.000 \frac{m^3}{h} \times \frac{1h}{3.600s} = 6,67 \frac{m^3}{s}$$

Para evaluar las propiedades físicas del gas se debe trabajar con la temperatura media del gas, conociendo que las temperaturas a la entrada y salida del ducto son respectivamente: $T_{G1} = 1.000^\circ C$ y $T_{G2} = 350^\circ C$.

$$Tm_G = \frac{T_{G1} + T_{G2}}{2} = \frac{1.000 + 350}{2} = 675^\circ C$$

Mediante interpolación de valores se obtiene la densidad del gas a esta temperatura:

$$\frac{700 - 600}{0,3692 - 0,4102} = \frac{700 - 675}{0,3692 - \rho_G}$$
$$\rho_G = 0,3795 \frac{Kg}{m^3}$$

El flujo másico del gas es:

$$\dot{m}_G = 6,67 \frac{m^3}{s} \times 0,3795 \frac{Kg}{m^3} = 2,5313 \frac{Kg}{s}$$

El calor específico del gas a $675^\circ C$ es el siguiente:

$$\frac{700 - 600}{1.169,87 - 1.147,83} = \frac{700 - 675}{1.169,87 - C_{pG}}$$

$$C_{pG} = 1.164,36 \frac{J}{KgK}$$

El calor perdido por el gas es:

$$Q_G = \left(2,5313 \frac{Kg}{s} \right) \left(1.164,36 \frac{J}{KgK} \right) (650K)$$

$$Q_G = 1'915.773,9042W \approx 1,92MW$$

Para ayudar al enfriamiento de los gases y para evitar el calentamiento excesivo de los ductos, se implementará un sistema de refrigeración mediante camisas de agua. Para esto se debe determinar el flujo de agua necesario para absorber el calor perdido por el gas. La cantidad de calor ganada por el agua está dada por:

$$Q_A = \dot{m}_A C_{pA} \Delta T_A$$

Igual que para los gases, las propiedades físicas del agua deben ser evaluadas a la temperatura media, para esto se determinan las temperaturas de entrada y de salida del agua con los siguientes valores: $T_{A1} = 35^\circ C$ y $T_{A2} = 41^\circ C$.

$$Tm_A = \frac{T_{A1} + T_{A2}}{2} = \frac{35 + 41}{2} = 38^\circ C$$

Mediante tablas (apéndice C) e interpolando se obtienen los valores de densidad y de calor específico para el agua a $38^\circ C$:

$$\frac{40 - 20}{992,3 - 998,2} = \frac{40 - 38}{992,3 - \rho_A}$$

$$\rho_A = 992,9 \frac{Kg}{m^3}$$

$$\frac{40 - 20}{4.178 - 4.182} = \frac{40 - 38}{4.178 - Cp_A}$$

$$Cp_A = 4.178,4 \frac{J}{Kg^\circ C}$$

La cantidad de calor que pierde el gas es la misma que gana el agua, por lo tanto, obtenemos la siguiente igualdad para determinar el flujo de agua necesario para enfriar los gases:

$$Q_G = Q_A$$

$$1,92 \times 10^6 W = \dot{m}_A \left(4.178,4 \frac{J}{Kg^\circ C} \right) (6^\circ C)$$

$$\dot{m}_A = 76,58 \frac{Kg}{s}$$

$$G_A = \frac{\dot{m}_A}{\rho_A} = \frac{76,58 \frac{Kg}{s}}{992,9 \frac{Kg}{m^3}}$$

$$G_A = 0,08 \frac{m^3}{s} \times \frac{3.600s}{1h}$$

$$G_A = 277,68 \frac{m^3}{h}$$

A continuación se calculará la longitud de ducto necesaria para lograr el enfriamiento de los gases de $1.000^{\circ}C$ a $350^{\circ}C$.

La cantidad de calor que se transfiere en los ductos entre el gas y el agua esta dada por la ecuación general de Fourier para estado estable:

$$Q_T = U_D A \Delta T \quad [25]$$

Q_T : calor transferido entre el gas y el agua.

U_D : coeficiente total de transferencia de calor.

A : área de transferencia.

ΔT : diferencia de temperaturas.

El coeficiente total de transferencia de calor se lo calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$\frac{1}{U_D} = \frac{1}{U_C} + R_G + R_A \quad [24]$$

U_C : coeficiente total limpio.

R_G : factor de incrustación o de obstrucción para los gases.

R_A : factor de incrustación o de obstrucción para el agua.

Para calcular el coeficiente total limpio se realiza una analogía eléctrica de las resistencias térmicas presentes en el proceso. En la

siguiente figura se muestra el esquema utilizado para obtener esta analogía.

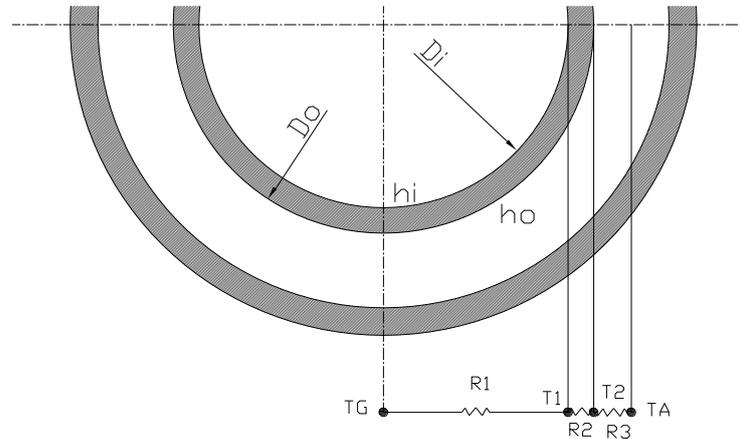


FIGURA 2.15 ANALOGÍA ELÉCTRICA DE LAS RESISTENCIAS TÉRMICAS

Para la conducción radial en una pared cilíndrica, la resistencia térmica es de la forma:

$$R_{t,cond.} = \frac{\ln(D_2/D_1)}{2\pi Lk} \quad [24]$$

De la Ley de enfriamiento de Newton se deduce que la resistencia térmica para convección es:

$$R_{t,conv.} = \frac{1}{hA} = \frac{1}{h\pi DL} \quad [24]$$

A partir de las ecuaciones anteriores tenemos que los valores de las resistencias para este sistema son los siguientes:

$$R_1 = \frac{1}{h_i \pi D_i L}$$

$$R_2 = \frac{\ln(D_o/D_i)}{2\pi k L}$$

$$R_3 = \frac{1}{h_o \pi D_o L}$$

$$\frac{1}{U_c} = \sum R = R_1 + R_2 + R_3$$

$$\frac{1}{U_c} = \frac{1}{h_i \pi D_i L} + \frac{\ln(D_o/D_i)}{2\pi k L} + \frac{1}{h_o \pi D_o L}$$

Para poder calcular los coeficientes de transferencia de calor por convección, se debe conocer la naturaleza del flujo, así, se procede a calcular el número de Reynolds.

$$\text{Re} = \frac{VD_H}{\nu} \quad [25]$$

Re: número de Reynolds.

V: velocidad promedio del fluido.

D_H : diámetro hidráulico, para un tubo es igual al diámetro del mismo.

ν : viscosidad cinemática.

Los valores del diámetro hidráulico y la velocidad promedio del gas se los obtiene a partir de los datos del sistema primario de extracción.

$$D_H = 550 \text{ mm}$$

$$V = 19,40 \text{ m/s}$$

La viscosidad cinemática se lo obtiene con el valor de temperatura media para el gas $Tm_G = 675^\circ C$.

$$\frac{700 - 600}{(110,56 - 93,11) \times 10^{-6}} = \frac{700 - 675}{(110,56 - \nu_G) \times 10^{-6}}$$
$$\nu_G = 106,20 \times 10^{-6} \frac{m^2}{s}$$

El valor del número de Reynolds para este fluido es:

$$Re_G = \frac{\left(19,40 \frac{m}{s}\right)(0,55m)}{106,20 \times 10^{-6} \frac{m^2}{s}}$$
$$Re_G = 100.470,81$$

El flujo de los gases es turbulento $Re_G > 10.000$.

Otro parámetro necesario para realizar el análisis del fluido es el número de Prandtl:

$$Pr = \frac{\mu C_p}{k} = \frac{\nu}{a} \quad [25]$$

Pr: número de Prandtl.

μ : viscosidad dinámica.

C_p : calor específico.

k : conductividad térmica.

ν : viscosidad cinemática.

a : difusividad térmica.

Evaluando las propiedades físicas del gas a su temperatura media

$T_{m_G} = 675^\circ C$, se obtienen los siguientes valores:

$$\frac{700 - 600}{(66,01 - 60,60) \times 10^{-3}} = \frac{700 - 675}{(66,01 - k_G) \times 10^{-3}}$$
$$k_G = 64,66 \times 10^{-3} \frac{W}{mK}$$

$$\frac{700 - 600}{(408,15 - 381,94) \times 10^{-7}} = \frac{700 - 675}{(408,15 - \mu_G) \times 10^{-7}}$$
$$\mu_G = 401,60 \times 10^{-7} \frac{Ns}{m^2}$$

$$Cp_G = 1.164,36 \frac{J}{KgK}$$

$$Pr_G = \frac{\left(401,60 \times 10^{-7} \frac{Ns}{m^2} \right) \left(1.164,36 \frac{J}{KgK} \right)}{64,66 \times 10^{-3} \frac{W}{mK}}$$

$$Pr_G = 0,72$$

Para fluidos en donde se cumple que: $0,5 < Pr < 100$; Colburn recomienda usar la siguiente expresión:

$$St Pr^{\frac{2}{3}} = J = 0,023 Re^{-0,2} = \frac{f}{8} \quad [25]$$

En donde J es el factor de Colburn.

Esta ecuación puede escribirse como:

$$St = \frac{h_c}{C_p G} = 0,023 \left(\frac{\mu}{D_H G} \right)^{0,2} Pr^{-\frac{2}{3}} \quad [25]$$

Expresión que se puede reordenar de la siguiente manera:

$$h_c = 0,023 \left(\frac{k}{D_H} \right) Re^{0,8} Pr^{0,33}$$
$$h_i = 0,023 \left(\frac{64,66 \times 10^{-3}}{0,55} \right) (100.470,81)^{0,8} (0,72)^{0,33}$$
$$h_i = 24,35 \frac{W}{m^2 K}$$

El número de Reynolds para el flujo de agua se lo calcula de igual forma que para los gases:

$$Re = \frac{VD_H}{\nu}$$

Para un anulo el diámetro hidráulico es igual a:

$$D_H = D_2 - D_1 \quad [25]$$

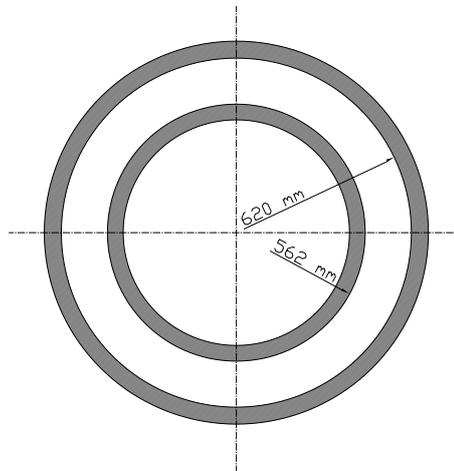


FIGURA 2.16 ANULO DE FLUJO

$$D_H = 0,620 - 0,562$$

$$D_H = 0,058m$$

La velocidad promedio del agua es $V = 2,24 \frac{m}{s}$; la viscosidad cinemática se la evalúa a la temperatura media del agua ($T_{m_A} = 38^\circ C$):

$$\frac{40 - 20}{(0,658 - 1,006) \times 10^{-6}} = \frac{40 - 38}{(0,658 - \nu_A) \times 10^{-6}}$$

$$\nu_A = 0,693 \times 10^{-6} \frac{m^2}{s}$$

$$Re_A = \frac{\left(2,24 \frac{m}{s}\right)(0,058m)}{0,693 \times 10^{-6} \frac{m^2}{s}}$$

$$Re_A = 187.474,75$$

El flujo de agua es turbulento $Re_A > 10.000$

Se calcula el número de Prandtl para el agua:

$$\text{Pr}_A = \frac{\mu_A C p_A}{k_A} = \frac{\nu_A}{a_A}$$

a_A : difusividad térmica del agua.

$$\frac{40 - 20}{(0,151 - 0,143) \times 10^{-6}} = \frac{40 - 38}{(0,151 - a_A) \times 10^{-6}}$$
$$a_A = 0,1502 \times 10^{-6} \frac{m^2}{s}$$

$$\nu_A = 0,6928 \times 10^{-6} \frac{m^2}{s}$$

$$\text{Pr}_A = \frac{0,6928 \times 10^{-6} \frac{m^2}{s}}{0,1502 \times 10^{-6} \frac{m^2}{s}}$$

$$\text{Pr}_A = 4,613$$

$$\frac{40 - 20}{0,633 - 0,597} = \frac{40 - 38}{0,633 - k_A}$$
$$k_A = 0,6294 \frac{W}{m^{\circ}C}$$

Aplicando nuevamente la expresión de Colburn, calculamos el coeficiente convectivo para el agua:

$$0,5 < \text{Pr} < 100$$

$$h_c = 0,023 \left(\frac{k}{D_H} \right) \text{Re}^{0,8} \text{Pr}^{0,33}$$

$$h_o = 0,023 \left(\frac{0,6294}{0,058} \right) (187.474,75)^{0,8} (4,613)^{0,33}$$

$$h_o = 6.833,47 \frac{W}{m^2 K}$$

Con los valores de h_i y h_o obtenidos, procedemos a calcular el coeficiente de transferencia limpio con la ecuación obtenida de la analogía eléctrica:

$$\frac{1}{U_c} = \sum R = R_1 + R_2 + R_3$$

$$\frac{1}{U_c} = \frac{1}{h_i \pi D_i L} + \frac{\ln(D_o/D_i)}{2\pi k_F L} + \frac{1}{h_o \pi D_o L}$$

El k_F es la conductividad térmica del material del ducto, para este caso es el acero A36. Este valor se lo obtiene a partir de las tablas de propiedades térmicas del acero (apéndice C):

$$k_F = 31 \frac{W}{m^\circ C}$$

$$\frac{1}{U_c} = \frac{1}{h_i \pi D_i L} + \frac{\ln(D_o/D_i)}{2\pi k_F L} + \frac{1}{h_o \pi D_o L}$$

$$\frac{1}{U_c} = \frac{1}{\pi(24,35)(0,55)L} + \frac{\ln\left(\frac{0,562}{0,55}\right)}{2\pi(31)L} + \frac{1}{\pi(6,833,47)(0,562)L}$$

$$\frac{1}{U_c} = \frac{1}{42,074L} + \frac{0,022}{194,78L} + \frac{1}{12,065L}$$

$$\frac{1}{U_c} = \frac{1}{L} (0,024 + 1,13 \times 10^{-4} + 8,29 \times 10^{-5}) = \frac{0,0242}{L}$$

Esta última expresión se reemplaza en la ecuación del coeficiente de transferencia total o de diseño:

$$\frac{1}{U_D} = \frac{1}{U_c} + R_G + R_A$$

Los valores de factor de obstrucción para el agua y para el gas se los obtiene a partir de tablas y datos obtenidos del sistema primario de extracción, respectivamente.

$$R_A = 1 \times 10^{-4} \frac{m^2 K}{W}$$

$$R_G = 1 \times 10^{-3} \frac{m^2 K}{W}$$

$$\frac{1}{U_D} = \frac{0,0242}{L} + 1 \times 10^{-4} + 1 \times 10^{-3} = \frac{0,0242}{L} + 0,0011$$

$$\frac{1}{U_D} = \frac{0,0242 + 0,0011L}{L} \Rightarrow U_D = \frac{L}{0,0242 + 0,0011L}$$

Reemplazando esta expresión en la ecuación de Fourier tenemos:

$$Q_T = U_D A \Delta T$$

$$Q_T = \left(\frac{L}{0,0242 + 0,0011L} \right) (\pi D_i L) \Delta T$$

Como la temperatura no se mantiene constante a lo largo de la tubería, la diferencia de temperaturas se la aproxima mediante la diferencia media logarítmica de temperatura (*DMLT*). Asumiendo un flujo contracorriente se obtiene la siguiente expresión para la *DMLT* [25]:

$$DMLT = \frac{(T_{G1} - T_{A2}) - (T_{G2} - T_{A1})}{\ln \left(\frac{T_{G1} - T_{A2}}{T_{G2} - T_{A1}} \right)}$$

$$DMLT = \frac{(1.000 - 35) - (350 - 41)}{\ln \left(\frac{1.000 - 35}{350 - 41} \right)}$$

$$DMLT = \frac{656}{1,14} = 575,44^\circ C$$

Reemplazando valores tenemos:

$$Q_T = \left(\frac{L}{0,0242 + 0,0011L} \right) (0,55\pi L) (575,44)$$

$$Q_T = \frac{994,29L^2}{0,0242 + 0,0011L} = 1,92 \times 10^6$$

$$994,29L^2 = 46.464 + 2.112L$$

$$994,29L^2 - 2.112L - 46.464 = 0$$

Resolviendo esta ecuación cuadrática obtenemos la longitud de ducto necesaria para enfriar los gases desde $1.000^{\circ}C$ a $350^{\circ}C$.

Para resolver esta ecuación se utilizó el software Matlab, a continuación se presenta los cálculos y resultados:

```
» a=[994.29, -2112, -46464]
```

```
a =
```

```
1.0e+004 *
```

```
0.0994 -0.2112 -4.6464
```

```
» x=roots(a)
```

```
x =
```

```
7.9801
```

```
-5.8559
```

De las dos raíces obtenidas se escoge la positiva, por lo tanto, tenemos que para lograr el enfriamiento deseado para los gases se necesita un ducto refrigerado por agua de $7,98m$ de longitud.

Flujo de aire requerido

En este sistema adaptado se requiere establecer los flujos necesarios que deberán ser inducidos por el ventilador auxiliar y por el ventilador principal. El ventilador auxiliar está ubicado después del ducto

refrigerado y antes de la unión de este con el ducto secundario. Este ventilador solo deberá inducir el flujo que se genera por las emisiones primarias del horno, por lo tanto el flujo requerido para esta etapa será de:

$$Q_1 = 35.000 \frac{m^3}{h}$$

Una vez que se conectan el ducto principal con el secundario, el caudal que se requiere inducir será la suma del caudal generado por las emisiones primarias y el generado por las emisiones secundarias, por lo que tendremos el siguiente valor requerido:

$$Q_r = Q_1 + Q_2$$

$$Q_r = (35.000 + 251.913,48) \frac{m^3}{h}$$

$$Q_r = 286.913,48 \frac{m^3}{h}$$

Sistema de filtros

El sistema de filtros será recalculado con el nuevo valor de flujo volumétrico de aire que se desea filtrar. De esta forma procedemos a calcular el sistema de filtración con el mismo procedimiento utilizado en el sistema secundario de extracción.

Para calcular el área filtrante se usará el valor de velocidad de filtración recomendado por la EPA; $V = 8FPM$

$$A = \frac{Q}{V}$$

$$Q = 286.913,48 \frac{m^3}{h} \times \frac{1h}{60 \text{ min.}} = 4.598,56 \frac{m^3}{\text{min.}}$$

$$V = 8 \frac{ft}{\text{min.}} \times \frac{1m}{3,28ft} = 2,44 \frac{m}{\text{min.}}$$

$$A = \frac{4.598,56 \frac{m^3}{\text{min.}}}{2,44 \frac{m}{\text{min.}}} = 1.884,56 m^2$$

El material que se recomienda utilizar para las mangas es el mismo propuesto anteriormente, ya que, la naturaleza y composición química del aire que se quiere limpiar es la misma. Por lo tanto se recomienda utilizar magas de fibra PTFE, las características de este material se las puede revisar en la información técnica suministrada por el fabricante (apéndice C).

La cantidad de mangas necesarias para filtrar el nuevo valor de caudal de aire se la calcula de la siguiente manera:

$$L = 2,7m$$

$$\phi = 0,165m$$

$$A_U = \pi\phi L$$

$$A_U = \pi(0,165)(2,7) = 1,4m^2$$

$$\#Mangas = \frac{A_T}{A_U} = \frac{1.884,56m^2}{1,74m^2} = 1.083,14$$

$$\#Mangas = 1.084$$

Si se utiliza una longitud de manga mayor se necesitaría la siguiente cantidad de mangas:

$$L = 5,87mmm$$

$$\phi = 0,165m$$

$$A_U = \pi\phi L$$

$$A_U = \pi(0,165)(5,87) = 3m^2$$

$$\#Mangas = \frac{A_T}{A_U} = \frac{1.884,56m^2}{3m^2} = 628,19$$

$$\#Mangas = 629$$

Caídas de presión

Las caídas de presión se calculan en dos etapas, la del ventilador auxiliar y la del ventilador principal.

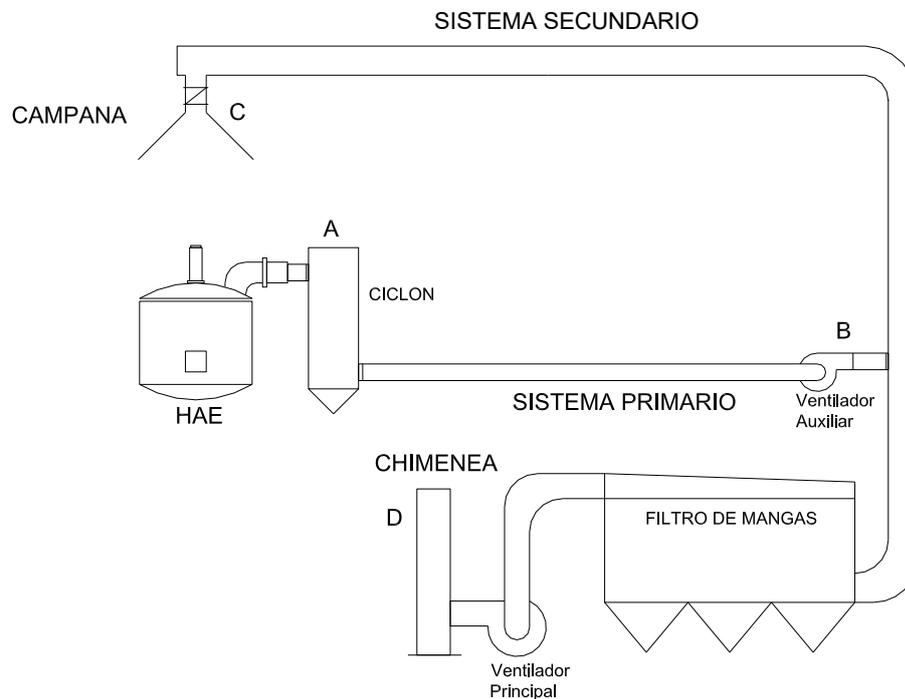


FIGURA 2.17 ESQUEMA PARA EL CÁLCULO DE PÉRDIDAS DE PRESIÓN

Caída de presión para el ventilador auxiliar

Caída de presión en el ciclón

La caída de presión de los ciclones es difícil de evaluar, principalmente por la naturaleza empírica del diseño, y por la variedad de alternativas que existen. Para ciclones comunes la caída de presión está en un rango entre 0,5 y 2 pulgadas de columna de H_2O y para ciclones de alta eficiencia, el rango está entre 2 y 6 pulgadas de columna de H_2O . Las relaciones que se encuentran en la literatura

para calcular la caída de presión, son aplicables solamente al diseño del ciclón propuesto por el autor, para el separador antes expuesto:

$$\Delta P = 39,7 K Q^2 P^2 / T^2$$

En donde Q es el flujo de aire en CFM, P la presión del aire en atmósferas y T la temperatura en °R. K es un factor empírico de diseño y depende del diámetro principal del ciclón D_o :

$$K = 21,334 D_o^{-3,6308}$$

$$K = 21,334 \left(1,12 m x \frac{3,28 pie}{1 m} x \frac{12 pulg.}{1 pie} \right)^{-3,6308}$$

$$K = 2,29 x 10^{-5}$$

$$\Delta P = 39,7 \left(\frac{\left(2,29 x 10^{-5} \right) \left(24.000 \frac{m^3}{h} x \frac{1 h}{60 min.} x \frac{(3,28 pie)^3}{1 m^3} \right)^2 (1 atm)^2}{(1,8(1.000 + 273)^\circ R)^2} \right)$$

$$\Delta P = 0,06 pulg.Col.H_2O x \frac{2,4884 x 10^2 Pa}{pulg.Col.H_2O} x \frac{10.332,7 mm Col.H_2O}{10^5 Pa}$$

$$SP_{Ciclón} = -0,65 mm Col.H_2O$$

Pérdida de presión por ducto

Las pérdidas de fricción por longitud de ducto para un caudal de $35.000 \frac{m^3}{h}$ con velocidad de $19,4 \frac{m}{s}$ en un conducto de 550mm de

diámetro y de 8m de longitud, a partir de la gráfica de factores de pérdidas en ductos (apéndice C) obtenemos el siguiente valor:

$$h_L = 0,75 \frac{mmCol.H_2O}{m} \times 51,8m$$

$$h_L = 38,85mmCol.H_2O$$

$$VP_{AB} = \left(\frac{V_{AB}}{4,033} \right)^2 = \left(\frac{19,4}{4,033} \right)^2 = 23,14mmCol.H_2O$$

$$SP_{AB} = VP_{A-B} + h_L$$

$$SP_{AB} = 23,14 + 38,85$$

$$SP_{AB} = 61,99mmCol.H_2O$$

La caída de presión total para el ventilador auxiliar será:

$$SP_{Aux.} = SP_{Ciclón} + SP_{AB}$$

$$SP_{Aux.} = 0,65 + 61,99$$

$$SP_{Aux.} = 62,64mmCol.H_2O$$

Caída de presión para el ventilador principal

Pérdida en la campana

$$h_e = 0,25VP$$

$$h_e = 0,25(32,52)$$

$$h_e = 8,13mmCol.H_2O$$

Pérdida en accesorios

Pérdidas en el codo de 90° con radio de curvatura 1,5D se obtiene el siguiente valor a partir de las tablas (apéndice C):

$$\begin{aligned}h_{90^{\circ}-1} &= 0,39VP \\h_{90^{\circ}-1} &= (0,39)(32,52) \\h_{90^{\circ}-1} &= 12,68mmCol.H_2O \\&x3Codos \\h_{90^{\circ}-1} &= 38,05mmCol.H_2O\end{aligned}$$

Pérdidas en el codo de 90° con radio de curvatura 1,25D se obtiene el siguiente valor a partir de las tablas (apéndice C):

$$\begin{aligned}h_{90^{\circ}-2} &= 0,55VP \\h_{90^{\circ}-2} &= (0,55)(32,52) \\h_{90^{\circ}-2} &= 17,89mmCol.H_2O\end{aligned}$$

Pérdidas en el codo de 45° con radio de curvatura 1,5D se obtiene el siguiente valor a partir de las tablas (apéndice C):

$$\begin{aligned}h_{45^{\circ}} &= 0,2VP \\h_{45^{\circ}} &= (0,2)(32,52) \\h_{45^{\circ}} &= 6,5mmCol.H_2O \\ \\h_{acc.} &= h_{90^{\circ}-1} + h_{90^{\circ}-2} + h_{45^{\circ}} \\h_{acc.} &= 38,05 + 17,89 + 6,5 \\h_{acc.} &= 62,44mmCol.H_2O\end{aligned}$$

Pérdidas en ductos

Las pérdidas de fricción por longitud de ducto para un caudal de $251.913,48 \frac{m^3}{h}$ con velocidad de $23 \frac{m}{s}$ en los ductos desde la campana hasta la descarga del ventilador auxiliar, con diámetro de $1.97mm$, a partir de la gráfica de factores de pérdidas en ductos (apéndice C) obtenemos el siguiente valor:

$$h_{L1} = 0,2 \frac{mmCol.H_2O}{m} (50,9m)$$

$$h_{L1} = 10,18mmCol.H_2O$$

Desde la descarga del ventilador auxiliar hasta el cuerpo de filtros, el diámetro de la tubería aumenta debido a que el flujo es mayor, este diámetro es de:

$$A = \frac{Q}{V}$$

$$A = \frac{275.913,48 \frac{m^3}{h} \times \frac{1h}{3.600s}}{23 \frac{m}{s}}$$

$$A = 3,33m^2 = \pi \frac{\phi^2}{4}$$

$$\phi = \sqrt{\frac{4(3,33)}{\pi}} = 2,10m$$

Las pérdidas por fricción para un ducto con diámetro de $2,10m$ y $41,2m$ de longitud:

$$h_{L2} = 0,14 \frac{mmCol.H_2O}{m} (41,2m)$$

$$h_{L2} = 5,77mmCol.H_2O$$

$$h_L = h_{L1} + h_{L2} = 10,18 + 5,77$$

$$h_L = 15,95mmCol.H_2O$$

$$h_T = h_e + h_{acc.} + h_L$$

$$h_T = 8,13 + 62,44 + 15,95$$

$$h_T = 86,52mmCol.H_2O$$

$$SP_{L-acc.} = 32,52 + 86,52$$

$$SP_{L-acc.} = -119,04mmCol.H_2O$$

Caída de presión en el cuerpo de filtros

Para el cálculo de la caída de presión en el cuerpo de filtros se utilizará el mismo método utilizado anteriormente. La velocidad de filtración recomendada es de $8FPM$.

La pérdida de presión, cuando las mangas están limpias, se calcula con la siguiente fórmula:

$$(Pe)_{\Delta w} = 1.045xVxP_j^{-0,65} \quad [16]$$

Luego que transcurre cierto tiempo t , la caída de presión es:

$$\Delta P = (Pe)_{\Delta w} + K_2xW_0xV \quad [16]$$

$$W_0 = C_i x V x t$$

$$C_i = 0,015 \quad [9]$$

$$V = 8FPM \approx 2,44 \frac{m}{min.} \times \frac{1 min.}{60s} = 0,041 \frac{m}{s}$$

$$K_2 = 1,5 \times 10^5 .$$

$$P_j = 80 psi = 552 KPa .$$

Por lo tanto, la caída de presión luego de inyectar el pulso de aire para la limpieza de las mangas es:

$$(Pe)_{\Delta w} = 1.045 \times 0,041 \times 552^{-0,65}$$

$$(Pe)_{\Delta w} = 0,7 KPa = 72,26 mm Col.H_2O$$

Si el tiempo entre pulsos es de tres minutos, es decir, 180 segundos, tenemos que la caída de presión luego de este tiempo será:

$$W_0 = 0,015 \times 0,041 \times 180 = 0,11 \frac{Kg}{m^2}$$

$$\Delta P = 0,71 + 1,5 \times 10^5 \times 0,11 \times 0,041 / 1.000 = 1,37 KPa$$

$$SP_{Filtros} = -141,6 mm Col.H_2O$$

Pérdida de presión en la chimenea

Se producen pérdidas debido a la longitud de la chimenea y debido a la entrada a 90° del ducto hacia la chimenea. Con los siguientes valores procedemos a calcular ambas pérdidas:

$$H = 26,55m$$

$$\phi = 1,78m$$

$$V = 28 \frac{m}{s}$$

$$Q = 275.913,48 \frac{m^3}{h} \approx 76,64 \frac{m^3}{s}$$

$$VP = \left(\frac{V}{4,033} \right)^2$$

$$VP = \left(\frac{28}{4,033} \right)^2$$

$$VP = 48,2mmCol.H_2O$$

De la tabla de factores para pérdidas en ductos (apéndice C) tenemos el siguiente valor:

$$h_L = 0,34 \frac{mmCol.H_2O}{m} \times 26,55m$$

$$h_L = 9,03mmCol.H_2O$$

Las pérdidas por entrada de ducto a 90° se la obtienen a partir de tablas (apéndice C):

$$h_{90^\circ} = 1 * VP$$

$$h_{90^\circ} = 48,2 \text{mmCol.H}_2\text{O}$$

Pérdidas totales en la chimenea:

$$h_{TCh} = h_L + h_{90^\circ}$$

$$h_{TCh} = 9,03 + 48,2 = 57,23 \text{mmCol.H}_2\text{O}$$

$$SP_{Ch} = VP_{Ch} + h_{TCh}$$

$$SP_{Ch} = 48,2 + 57,23$$

$$SP_{Ch} = -105,43 \text{mmCol.H}_2\text{O}$$

La caída total de presión para el ventilador principal será:

$$SP_{Prin.} = SP_{L-acc.} + SP_{Filtros} + SP_{Ch}$$

$$SP_{Prin.} = 119,04 + 141,6 + 105,43$$

$$SP_{Prin.} = 366,07 \text{mmCol.H}_2\text{O}$$

Equipos requeridos

Para el sistema propuesto se requiere de un ventilador auxiliar que cumpla con el caudal, caída de presión y temperatura máxima necesarios para la primera etapa:

$$Q_{Aux.} = 35.000 \frac{\text{m}^3}{\text{h}}$$

$$SP_{Aux.} = 62,64 \text{mmCol.H}_2\text{O}$$

$$T_{Aux.} = 350^\circ \text{C}$$

Para cumplir con los requerimientos de la segunda etapa se necesitará la instalación de un arreglo de ventiladores que cubran los siguientes valores de caudal, presión y temperatura:

$$Q_{Prin.} = 275.913,48 \frac{m^3}{h}$$
$$SP_{Prin.} = 366,07 mm Col.H_2O$$
$$T_{Prin.} = 100 - 120^\circ C$$

Para el sistema de filtración se debe aumentar el número de cámaras para contener la cantidad de mangas necesarias para la limpieza del aire, además se debería aumentar la altura de la chimenea para que la dispersión de los gases sea efectiva.

CAPÍTULO 3

3. ANÁLISIS DE FACTIBILIDAD DE LA INSTALACIÓN

Una vez que se tiene diseñado el sistema de extracción de humos secundarios y habiendo planteado un sistema que integre el sistema primario con el secundario, procedemos a analizar si es factible la instalación del diseño.

El análisis que se desarrolla en este capítulo es tanto físico como económico. Se establecerán cuales son las limitaciones físicas de la nave industrial para la instalación del sistema y se determinarán que tipo de adecuaciones se deben hacer para tener un funcionamiento satisfactorio del diseño.

Adicionalmente se implementará un sistema de control, de tal forma que se accione el sistema de extracción durante el tiempo que sea necesario y, para

Otro limitante que se presenta en la nave industrial es la influencia de las corrientes de aire. De la información obtenida del INOCAR, se conoce que las direcciones más frecuentes de las corrientes de aire en el sector donde se encuentra ubicado el complejo siderúrgico son las siguientes:

TABLA 11
DIRECCIÓN Y FRECUENCIA DE VIENTOS PREDOMINANTES

Dirección	% de frecuencia
SW (Sur- Oeste)	50
S (Sur)	18
SE (Sur-Este)	10
W (Oeste)	8%

La velocidad máxima de los vientos predominantes en este sector es de $3\frac{m}{s}$. Como consecuencia de las corrientes de aire se produce una desviación de la columna de humo que se emite desde el horno, esta desviación perjudica a la efectividad de extracción de la campana suspendida.

Para solucionar este problema se plantea la instalación de paneles de aluminio o de planchas preformadas, en los puntos críticos de la nave,

para desviar las corrientes de aire y disminuir su influencia en la dirección de la columna de humo.

A continuación se presenta un diagrama que muestra la influencia de las corrientes de aire sobre la nave de la acería.

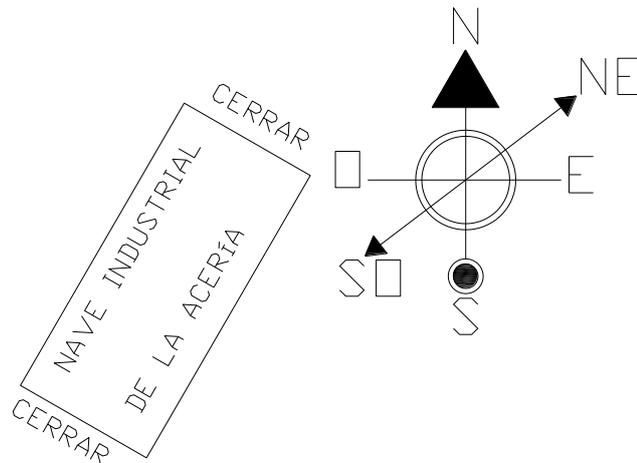


FIGURA 3.2 INFLUENCIA DE LAS CORRIENTES DE AIRE SOBRE LA NAVE INDUSTRIAL DE LA ACERÍA

A partir del diagrama se observa las direcciones de viento que tienen mayor influencia sobre la nave, de aquí se determina cuales son las secciones de la nave que deben cerrarse.

Otro punto que presenta limitaciones es el de las cámaras de filtración, estas cámaras son las que contienen a las mangas filtrantes. Actualmente existen cuatro cámaras que contienen 80 mangas cada una, con mangas de 2.700mm de longitud, en total se tiene 320 mangas funcionando

actualmente. Para el nuevo sistema, si se utilizan la misma longitud de manga actual, se necesitarían 989 mangas. Si se aumenta la longitud de las mangas a $5.870mm$, se ha calculado que se necesitarían 574 mangas para el sistema de extracción independiente, para esta cantidad de mangas se requiere construir 4 cámaras mas. Aquí el factor limitante es el espacio físico existente para construir las cámaras adicionales, se las puede ubicar adyacentes a las cámaras ya existentes pero previamente se debe consultar si no existen tuberías subterráneas por donde se colocarán los cimientos para las nuevas cámaras.

En el apéndice F se presenta un plano donde se indican las nuevas dimensiones de las cámaras.

3.2 Análisis estructural para el soporte de la campana y ductos.

Análisis estructural para el soporte de la campana.

La campana estará soportada por la estructura del techo existente en la nave industrial, por lo que, se realiza un análisis de la estructura para determinar las cargas máximas que se aplican y si la estructura está en condiciones de soportar estas cargas adicionales.

El análisis se lo desarrolla con el software SAP2000 V10, mediante el cual se determinan los esfuerzos y deformaciones máximos que soportan los

elementos estructurales. Se utilizará el método de diseño AISC-LRFD para el análisis estructural.

La estructura de soporte del techo está formada por una armadura frontal tipo Hown y por una armadura lateral del tipo Pratt. A continuación se muestran estos dos tipos de armaduras.

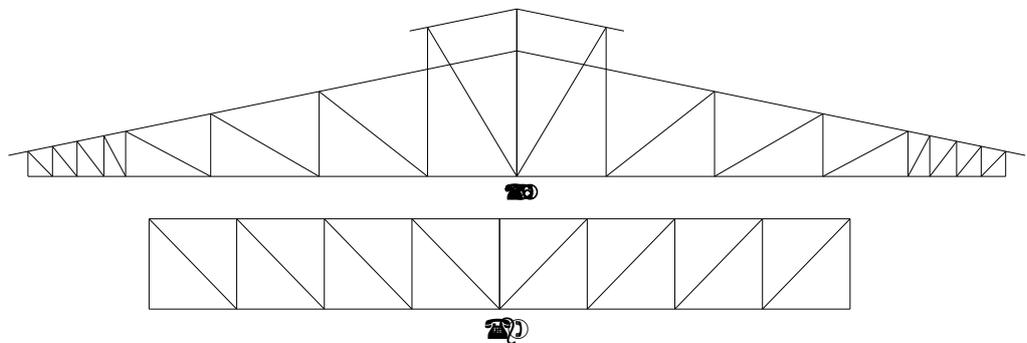


FIGURA 3.3 ARMADURAS DEL TIPO (a) HOWN (b) PRATT [27]

En la siguiente figura se muestra la estructura que se desea analizar.

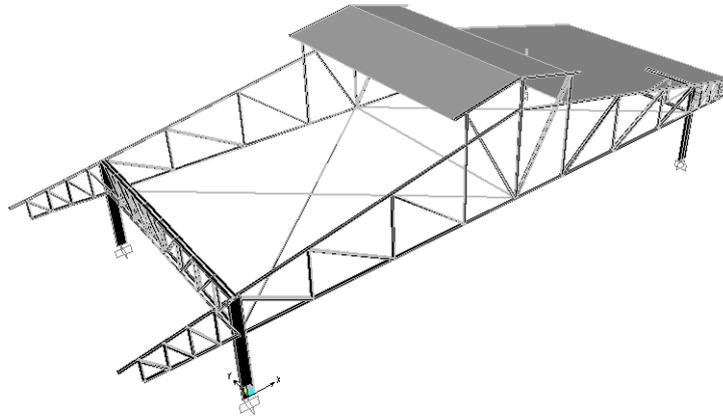


FIGURA 3.4 ESTRUCTURA DEL TECHO

Las secciones de los elementos que conforman las estructuras frontal y lateral son las siguientes:

Estructura lateral

- ◆ 2L60x6/40 para los elementos de las cuerdas superior e inferior.
- ◆ 2L40x5/40 para los elementos internos.

Estructura frontal

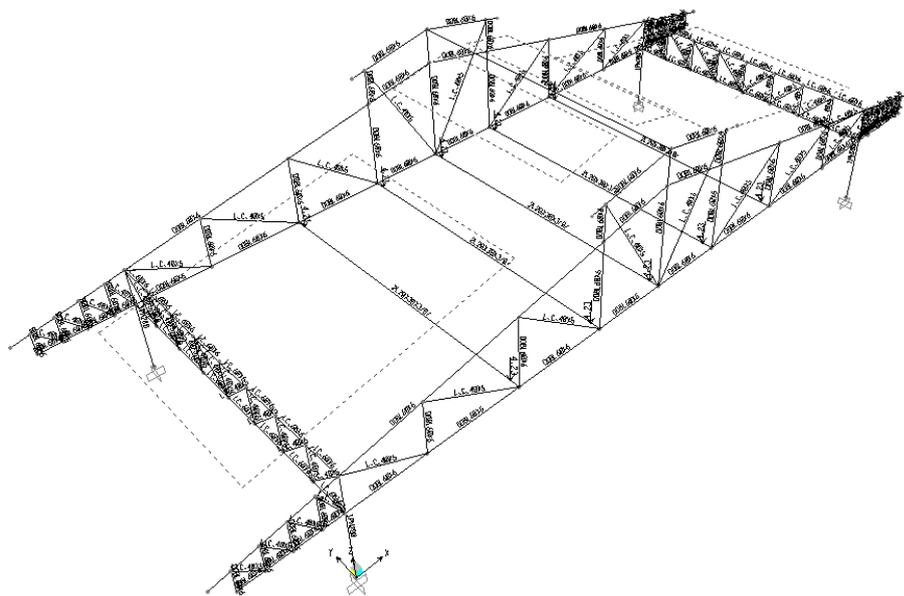
- ◆ 2L60x6/40 para los elementos de las cuerdas superior e inferior y para los elementos internos verticales.
- ◆ 2L40x5/40 para los elementos internos inclinados.

Las cuatro columnas son IPN 280.

La carga adicional que debe soportar la estructura es el peso de la campana, la cual se la calcula de la siguiente forma:

$$\begin{aligned}A &= 174,2m^2 \\ \nabla &= At = (174,2)(0,0032) = 0,55m^3 \\ m &= \rho\nabla = (7.800)(0,55) = 4.314,1kg \\ W &= (4.314,1)(9,8) \\ W &= 42,28KN\end{aligned}$$

Para el soporte de la campana se plantea colocar vigas en el claro entre las dos estructuras frontales, el peso de la campana se distribuye sobre 5 vigas, por lo tanto, sobre cada viga se aplican dos cargas puntuales de 4,228KN . Se asignan los valores de las cargas del techo y de la campana, las secciones de cada elemento, el material y el tipo de apoyo de las columnas:



**FIGURA 3.5 CARGAS QUE ACTUAN SOBRE LA ESTRUCTURA DEL
TECHO**

Con el ingreso de estos datos se completa la parte de pre-procesamiento del análisis, a continuación se define el método que se utilizará para el análisis (LRFD) y las combinaciones de cargas que se desea analizar, además, se debe determinar los grados de libertad de cada elemento en las opciones de análisis. Con todos estos parámetros establecidos se corre el programa y se obtienen los siguientes resultados:

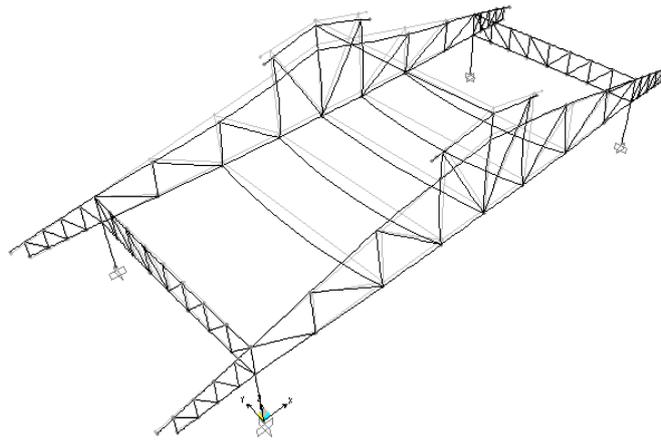
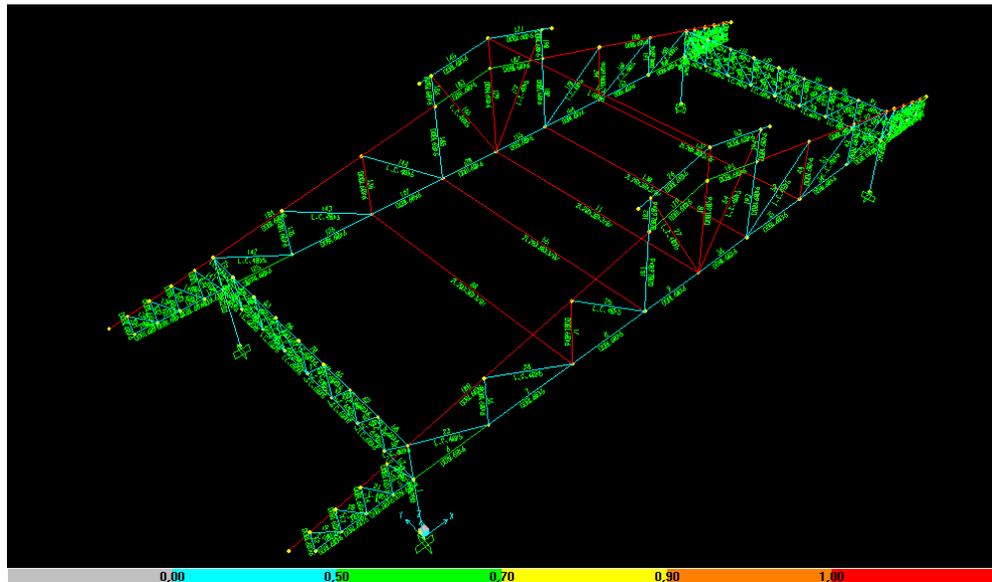


FIGURA 3.6 DEFORMACIÓN DE LA ESTRUCTURA DEL TECHO

Mediante codificación de colores SAP2000 muestra los elementos que fallan y que deben ser rediseñados. En la siguiente figura se muestra el estado de esfuerzos de la estructura de techo y se observa los elementos que aparecen en rojo son los que deben ser rediseñados.

Cada elemento de la estructura se lo identifica por medio de un número asignado por el programa. Así de esta forma, el programa nos muestra los elementos que fallan.



**FIGURA 3.7 ESTADO DE ESFUERZOS DE LA ESTRUCTURA DEL
TECHO**

Los elementos que se necesita rediseñar se los enlista a continuación:

- 10,17, 44, 129, 136, 162, 180, 184, 188, 192 2L60x6/40
- 11, 55, 88, 130, 137 2L20x30x3
- 27, 54, 146, 172 2L40x5/40
- 173 L60x6/40

Para el rediseño de los diferentes elementos se probaron con secciones más robustas y se procedió al proceso de análisis del SAP2000 antes descrito, los resultados del rediseño son los siguientes:

- 10,17, 44, 129, 136, 162, 180, 184, 188, 192 2L100x50x8/15
- 11, 55, 88, 130, 137 TUBO 70X70X3,6
- 27, 54, 146, 172 2L100X50X8/15
- 173 L100X65X9

En las siguientes figuras se presentan las gráficas de deformación y el estado de esfuerzos para la estructura de techo reforzada.

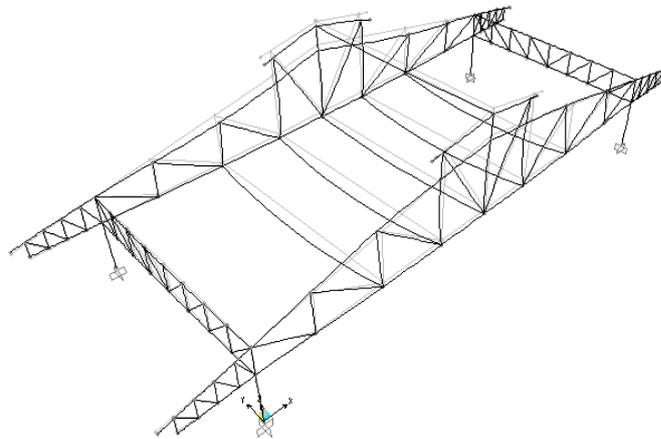
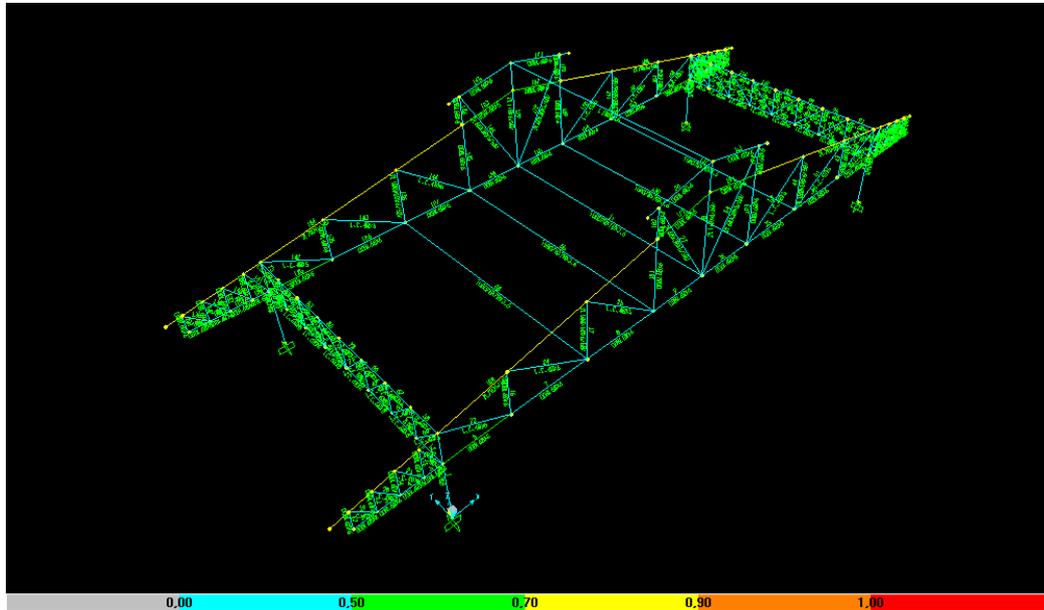


FIGURA 3.8 DEFORMACIÓN DE LA ESTRUCTURA DEL TECHO REFORZADA



**FIGURA 3.9 ESTADO DE ESFUERZOS DE LA ESTRUCTURA DEL
TECHO REFORZADA**

Análisis estructural para el soporte de los ductos.

Para el soporte de los ductos se analizarán las columnas que se usan actualmente como soporte para los ductos del sistema primario. En la siguiente figura se muestra la estructura de soporte que se analizará, en el apéndice F se presenta un plano descriptivo de la estructura.

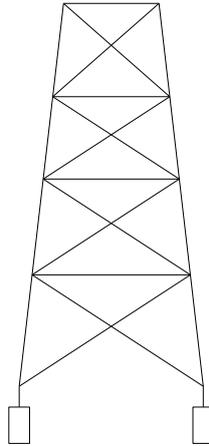


FIGURA 3.10 ESTRUCTURA SOPORTE PARA DUCTOS

Esta estructura está formada por los siguientes perfiles:

- ◆ UPN 180* para la cuerda superior y las vigas.
- ◆ L50x4 para los elementos internos.

La carga que se aplica a cada uno de estos soportes, es la correspondiente a un tramo de ducto y se la ha calculado de la siguiente manera:

$$A = \pi \phi l$$

$$A = \pi(1,97)(4,88) = 30,2m^2$$

$$\forall = tA = (0,003)(30,2) = 0,09m^3$$

$$m = \rho \forall = \left(7.800 \frac{Kg}{m^3}\right)(0,09m^3) = 706,7Kg$$

$$W = mg = (706,7Kg) \left(9,8 \frac{m}{s^2}\right)$$

$$W = 6,9KN$$

Con estos datos procedemos a realizar la etapa de pre-procesamiento del sistema, definimos el material, el tipo de soporte de las juntas, el tipo de secciones de cada elemento, los sistemas de carga y los asignamos a cada uno de los elementos de la estructura. El programa me presenta la siguiente pantalla.

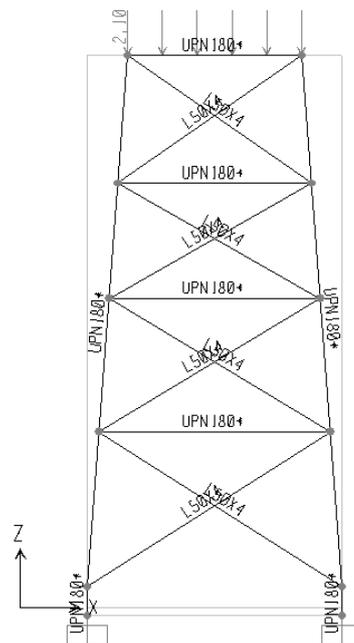


FIGURA 3.11 PARÁMETROS DE ENTRADA PARA EL SOPORTE

A continuación se procede a realizar el análisis estructural y se determina si la estructura soporta las cargas aplicadas, caso contrario se debe reforzar la estructura. En las siguientes figuras se observa la estructura deformada y la distribución de esfuerzos en los elementos estructurales.

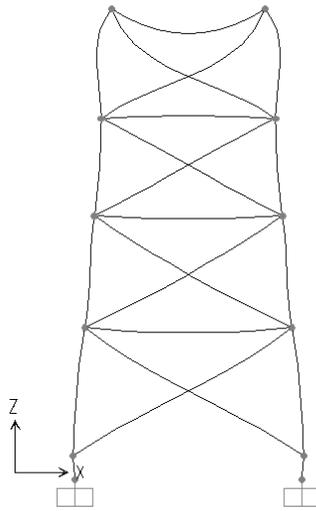


FIGURA 3.12 DEFORMACIÓN DE LA ESTRUCTURA SOPORTE PARA DUCTOS

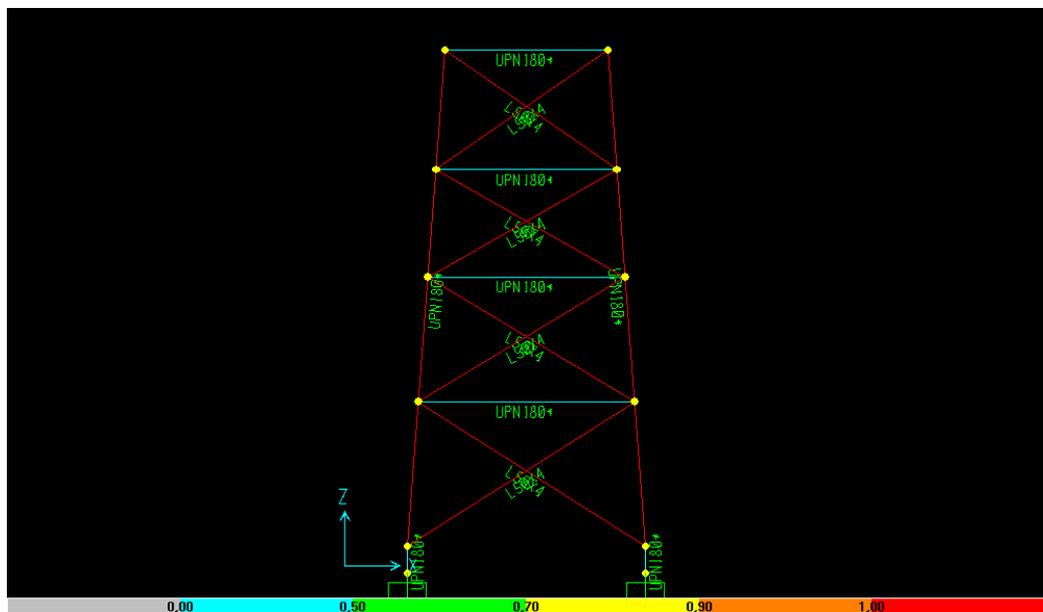


FIGURA 3.13 ESTADO DE ESFUERZOS DE LOS ELEMENTOS ESTRUCTURALES DEL SOPORTE DE DUCTOS

De acuerdo a los resultados del análisis, se puede observar que para la carga aplicada, los elementos estructurales que deben ser modificados son los que forman la cuerda superior y los elementos internos.

Para los elementos de la cuerda superior se realizaron varias pruebas con perfiles (UPN) más robustos y no se obtuvieron resultados satisfactorios, por lo que se probó con tubos cuadrados y se obtuvieron los siguientes resultados:

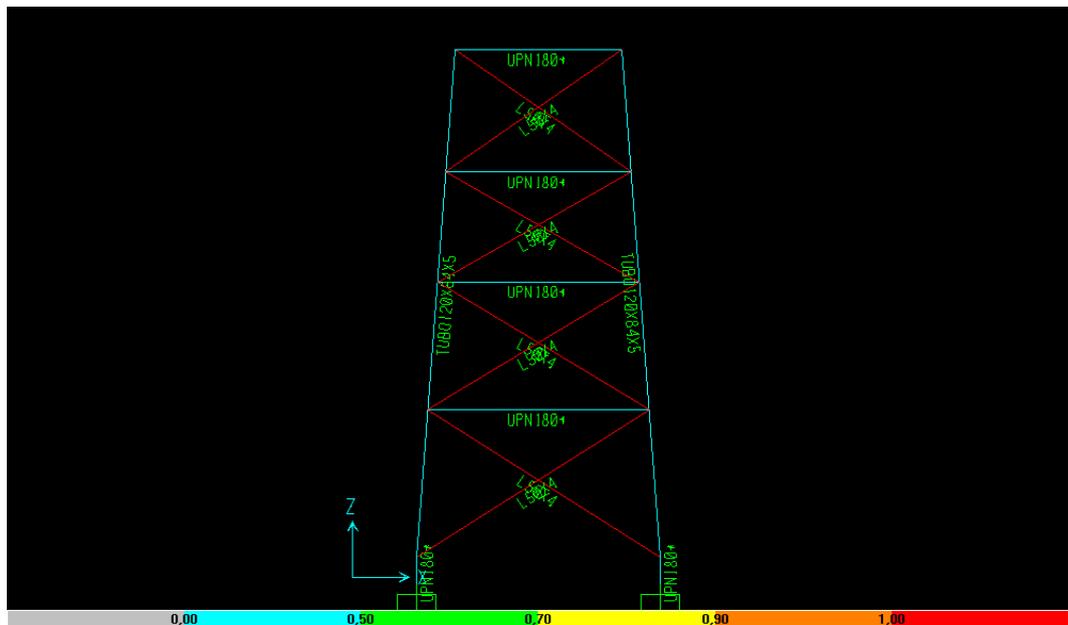


FIGURA 3.14 REFORZAMIENTO DE LA CUERDA SUPERIOR DEL SOPORTE DE DUCTOS

De igual forma para reforzar los elementos internos se realizaron pruebas con ángulos más robustos y se obtuvieron los siguientes resultados:

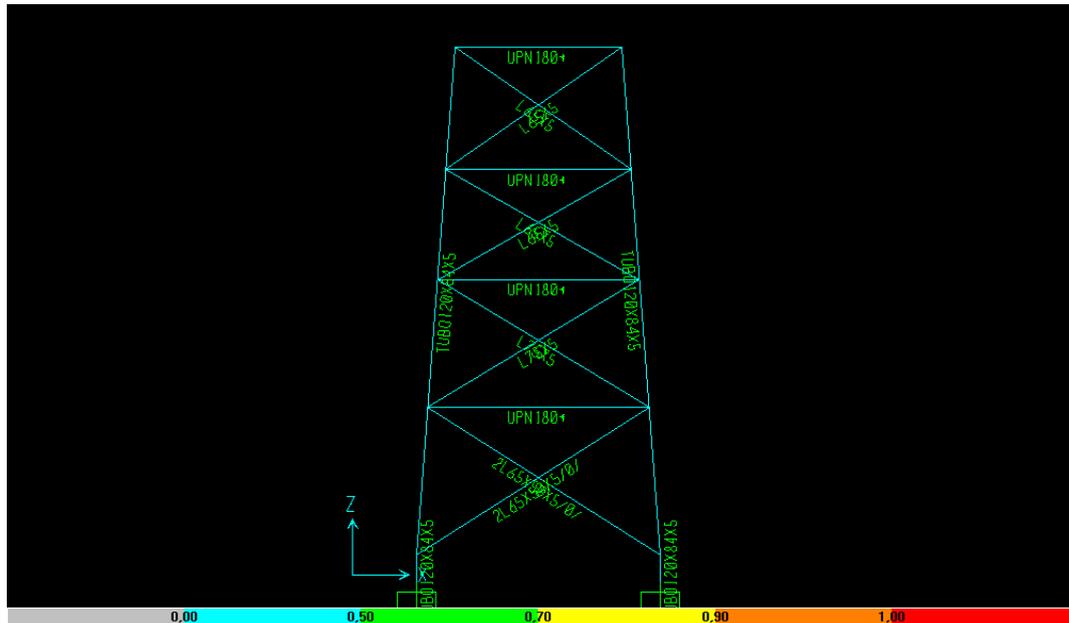


FIGURA 3.15 REFORZAMIENTO DE LOS ELEMENTOS INTERNOS DEL SOPORTE DE DUCTOS

Finalmente los elementos constitutivos del soporte de tubería, que me garantizan estabilidad estática bajo las cargas aplicadas, serían los siguientes:

- TUBO 120x84x5 para los elementos laterales de la cuerda superior.
- UPN 180* para las vigas.
- L 65x6 para los elementos internos de las dos secciones superiores.
- L 75x6 para los elementos internos de la primera sección inferior.
- 2L 65x6 para los elementos internos de la segunda sección inferior.

Los diagramas de fuerza cortante, momento flector, así como las tablas de resultados de los análisis realizados se presentan en el apéndice E.

3.3 Trazado de líneas de ductos.

Para realizar el correcto trazado de la ruta por donde se instalarán los ductos, hacemos referencia a las normas y recomendaciones que existen para instalación de tuberías. Además, se determina cual es la ruta más conveniente para evitar interferencias con los demás procesos.

A partir de la vista de planta de la nave industrial de la acería se realiza el trazado de la ruta de los ductos que transportan los gases captados por la chimenea hasta el sistema de filtros y, posteriormente, son evacuados por la chimenea. A continuación se presenta la vista de planta donde se puede apreciar la ruta de los ductos, en el apéndice E se muestra tanto la vista de planta como el isométrico.

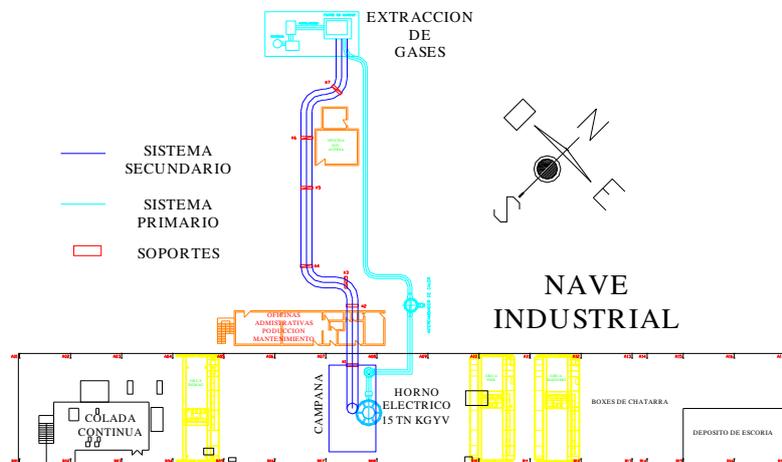


FIGURA 3.16 TRAZADO DE RUTA DE LOS DUCTOS

3.4 Disposición final de las instalaciones.

Una vez que se ha determinado las dimensiones necesarias, los equipos que se van a utilizar y el espacio físico que se ocupará, la disposición final es la siguiente:

- ❖ La campana tipo pabellón estará suspendida sobre el horno de arco eléctrico, a una distancia de $12,058m$. Esta campana estará soportada por las armaduras de soporte del techo de la nave industrial y será ubicada entre las columnas 7 y 8; el tipo de apoyo para la campana se muestra en el plano del apéndice F.
- ❖ El ducto de diámetro $1,97m$ que se conecta con la campana, saldrá perpendicular por el techo de la nave y luego sigue la ruta

establecida para llegar al sistema de filtros, ventilador y finalmente conectarse con la chimenea.

- ❖ Cada cuerpo de filtros contiene dos cámaras de filtración, dentro de las cuales se instalan las mangas. Actualmente existen dos cuerpos de filtros, es decir, 4 cámaras de filtración por lo que se necesitan construir dos cuerpos más. Los dos nuevos cuerpos de filtros estarán ubicados adyacentes a los ya existentes, junto al patio de clasificación de chatarra. En el apéndice F se muestra un plano de la ubicación de los nuevos cuerpos.
- ❖ Después del sistema de filtración se ubican los ventiladores que serán instalados de acuerdo a las especificaciones establecidas en el capítulo 2, y de esta manera obtener el mejor rendimiento para el arreglo y poder cubrir con los requerimientos del sistema.
- ❖ Por último se tiene la chimenea la cual estará soportada por un plinto de concreto que evitará el hundimiento de la misma. A la chimenea se le harán orificios a diferentes alturas desde el piso, para poder realizar las mediciones necesarias para el monitoreo de las emisiones producidas. La ubicación de estos orificios están determinados por la normativa ambiental.

Para la unión de los tramos de ductos se debe tener en consideración los elementos con los que se realizará la junta. Entre los principales elementos que forman una junta tenemos: las bridas, empaques y pernos.

Juntas bridadas.

Bridas y accesorios con bridas, norma American National Standard, para tubo de acero.

Estas normas se conocen como “American Class 150, 300, 400, 600, 900, 1500 y 2500 lb Steel Flange Standards” (ANSI B16.5-1981), siendo la designación de presión nominal recomendada a las temperaturas dadas en la tabla que se presenta en el apéndice C. Esta tabla indica las nominales recomendadas para diferentes temperaturas. Para otras tablas consúltese la ANSI B16.5-1981.

El tamaño de los accesorios y de las bridas de acoplamiento que figuran en las tablas se identifica por el tamaño nominal correspondiente del tubo. Para el tubo NPS 14 (35,6 cm) (NPS = nominal pipe size, tamaño nominal del tubo) en adelante, se da el diámetro exterior correspondiente del tubo.

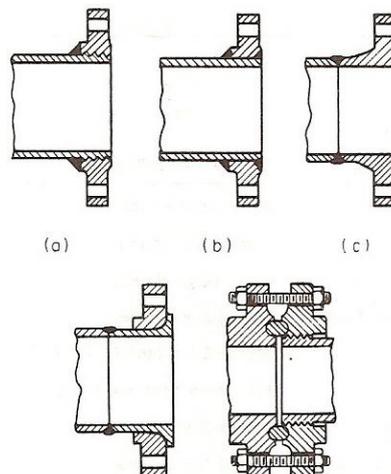


FIGURA 3.17 BRIDAS EMPERNADAS

Empernado

En el código ANSI se especifican los requisitos relativos a los pernos para las juntas bridadas. Para unir dos bridas de acero, se llevará a cabo como se indica en el Código de Bidas para tuberías de acero y accesorios bridados, ANSI B16.5; las normas requieren pernos de acero de aleación, con la excepción del empernado de bridas de 150 y 300**lb** a temperaturas de 204°C e inferiores, donde se pueden emplear abrazaderas de acero con bajo contenido en carbono, de grado B, ASTM A307, con empernado externo. El código limita esta excepción a -29°C mínimo.

Las plantillas para taladrar vienen en múltiplos de cuatro, de manera que es posible hacer que los accesorios asienten en cualquier cuarto. Los agujeros para los pernos quedan a uno y otro lado de las líneas centrales. Los agujeros para los pernos se taladran con un diámetro 0,32 cm. mayor que el tamaño nominal del perno. Se pueden utilizar pernos con cabeza o espárragos roscados en ambos extremos y deben ser dotados con tuercas semiacabadas punzonadas en frío o troqueladas en frío, con dimensiones aproximadas a las de norma American National, biseladas y recortadas.

Los espárragos con una tuerca en cada extremo se recomiendan para servicio a temperatura elevada.

Empaques.

Los empaques tienen que resistir la posible corrosión provocada por el fluido que se maneja. Las caras de macho y hembra o lengüeta y ranura, más costosas, pueden ser necesarias para asentar adecuadamente los empaques duros. Con estas caras, el empaque no puede soltarse. Las juntas bridadas, al situar el material de empaque bajo una fuerte compresión y permitir que sólo ataque sus bordes el fluido manejado, permiten utilizar materiales de empaque que, en otras juntas, no podrían resistir satisfactoriamente el fluido que circula.

La compresibilidad de varios materiales para juntas se dan en la figura 3.18, y su uso común se lista en la tabla 12. Después del hule están muchos materiales elastómeros, por lo general similares en el comportamiento mecánico, pero que varían en los límites de temperatura y compatibilidad con los fluidos.

El diseño apropiado de una junta requiere la rigidez de la brida para evitar su alabeo, el acabado de la superficie compatible con el tipo de junta y la presión del fluido, y la carga adecuada de los pernos. La carga debe

hacer que la junta se asiente, o sea, haga que el material fluya hacia adentro y llene las irregularidades de la brida. También debe soportar la carga del fluido con exceso suficiente, de manera que la presión residual sobre la junta sea mayor que la presión del fluido. Estos valores, conocidos respectivamente como carga de asentamiento y , en $\frac{lb}{pulg^2}$, y factor de empaque m , varían con el material y el espesor de la junta. En la sección VIII del ASME Code for Unfire Pressure Vessels (código ASME para recipientes a presión sin calentamiento), se dan suficientes de talles para el diseño de juntas típicas, así como valores tabulados de y y m para diversos materiales para juntas.

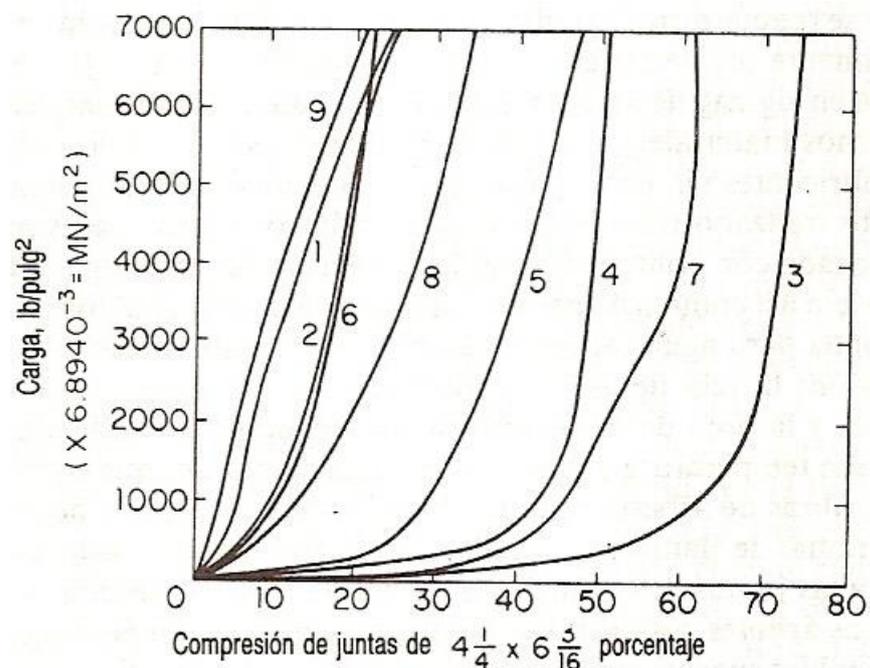


FIGURA 3.18 COMPRESIBILIDAD DE LAS JUNTAS [2]

TABLA 12**USO COMÚN DE LOS MATERIALES PARA JUNTAS [2]**

No.	Tipo	Principal aplicación	Espesor ensayado (mm)
1	Caucho en lámina	agua	1,59
2	Caucho con inserción de tela	agua	1,59
3	Composición de corcho	Aceite, baja presión	3,18
4	Papel para juntas	Aceite, baja presión	1,59
5	Tela de asbesto encauchada	Agua caliente	6,35
6	Tela de asbesto comprimida	Todos los servicio hasta 400°C	1,59
7	Lámina metálica corrugada con relleno	Vapor de agua, aceite a altas temperaturas	6,35
8	Camisa metálica con asbesto dentro	Vapor de agua, aceite a altas temperaturas	3,18
9	Tiras de acero en espiral con capas de asbesto intercaladas	Vapor de agua, aceite a altas temperaturas	3,18

3.5 Implementación del sistema de control.

Para garantizar el correcto funcionamiento de cada componente del sistema de extracción, se plantea la implementación de un sistema de control, de tal forma, que se pueda monitorear y controlar cada uno de los parámetros del sistema.

Como se especifico al inicio de éste proyecto, se desea que el sistema de extracción de humos y polvos secundarios funcione solo durante el tiempo que sea necesario, es decir, durante las aperturas de la tapa del horno y cuando el sistema primario se sature o esté fuera de servicio por mantenimiento. Para determinar si el sistema primario está saturado, controlamos la caída de presión a través del sistema de filtros, si esta diferencia es mayor a un determinado valor, me indica que por el sistema primario está pasando una cantidad de flujo mayor a la capacidad de las cámaras filtrantes y como consecuencia de esto la capa de polvo que se forma en las mangas no permite seguir filtrando y se debe evacuar parte de los humos y polvos primarios hacia el sistema secundario. También se debe llevar un control de la temperatura de trabajo de las mangas del sistema de filtros, ya que, esta temperatura se debe mantener por debajo del valor máximo que soporta el material de las mangas (140 °C). De esta forma se evita el consumo de energía innecesario de los ventiladores durante períodos en los que el proceso no produce emisiones secundarias, y se asegura el funcionamiento de las mangas.

A continuación se desarrolla un análisis de lo que es un sistema de control y su proceso de diseño.

Un sistema de control está formado por subsistemas y procesos unidos con el fin de controlar las salidas de los procesos. En su forma más sencilla, un sistema de control produce una salida o respuesta para una entrada o estímulo dado.

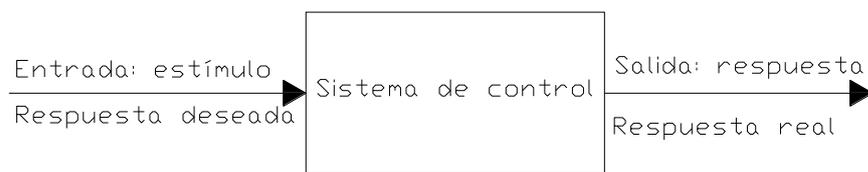


FIGURA 3.19 ESQUEMA SIMPLIFICADO DE UN SISTEMA DE CONTROL [26]

Una de las mayores ventajas de utilizar sistemas de control es su capacidad de compensación debido a perturbaciones. El sistema debe ser capaz de dar la salida correcta, incluso con una perturbación.

La entrada representa una respuesta deseada; la salida es la respuesta real. El estado cambia en una forma que está relacionada con el dispositivo físico y con la manera en que adquiere o disipa energía. Así, el sistema experimenta un cambio gradual a medida que se desarrolla el proceso. A esta parte de la respuesta se la conoce como respuesta transitoria.

Después de la respuesta transitoria, un sistema físico aproxima su respuesta en estado estable, que es su aproximación a la respuesta comandada o deseada. A la diferencia entre la respuesta deseada y la respuesta de estado estable o real se la conoce como error en estado estable. Un error en estado estable no sólo existe en un sistema de control defectuoso, ya que con frecuencia un error en estado estable está inherente en el sistema diseñado.

Los sistemas de control pueden ser de lazo cerrado o de lazo abierto. Los sistemas en lazo abierto no vigilan ni corrigen perturbaciones en la salida, pero son más sencillos y menos costosos que los sistemas en lazo cerrado. Los sistemas en lazo cerrado vigilan la salida y la comparan con la entrada. Si detectan un error, el sistema corrige la salida y, por lo tanto, corrige los defectos de perturbaciones.

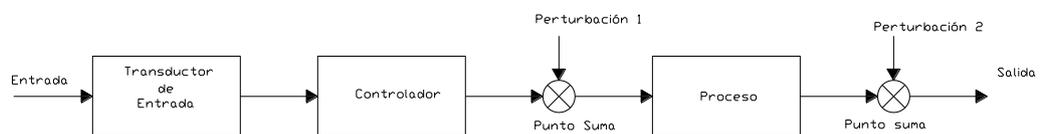


FIGURA 3.20 SISTEMA DE LAZO ABIERTO [26]

El transductor de entrada convierte la forma de entrada a la forma empleada por el controlador. Para nuestro caso se desea controlar el accionamiento de los ventiladores dependiendo de la posición de la tapa del horno y de la diferencia de presión a través de los filtros. Se establece que existen dos posibles entradas para el sistema.

La posición de entrada de la tapa del horno puede convertirse en voltaje por medio de un potenciómetro, o resistor variable, y la diferencia de presión se mide por medio de dos sensores de presión electrónicos ubicados a la entrada y salida del cuerpo de filtros respectivamente.

El primer punto suma entrega la suma algebraica de la señal proveniente de la entrada y las posibles perturbaciones que puedan incidir sobre el sistema. El segundo punto suma incluye las perturbaciones debidas al proceso, el resultado de este punto suma será la señal de salida que se obtiene.

El diseño de un sistema de control sigue los siguientes pasos:

- **Paso 1:** determinación de un sistema físico y especificaciones a partir de los requerimientos.
- **Paso 2:** Trazo de un diagrama de bloques funcional.

- **Paso 3:** Representación del sistema físico mediante un diagrama esquemático.
- **Paso 4:** Uso del diagrama esquemático para obtener un modelo matemático como lo es un diagrama de bloques.
- **Paso 5:** Reducción del diagrama de bloques.
- **Paso 6:** Análisis y diseño del sistema para satisfacer los requerimientos y las especificaciones especiales, que incluyen estabilidad, respuesta transitoria y desempeño en estado estable.

Paso 1

El sistema físico para el cual se desea diseñar el sistema de control está compuesto por el horno, los ductos que transportan los gases, el ventilador y el sistema de filtros. Se debe tener claro que el ventilador que es parte de este sistema es el ventilador del sistema secundario.

Se comienza por transformar los requerimientos del sistema físico. En este caso el requerimiento de apertura de la tapa del horno expresaría el deseo de encender el ventilador del sistema secundario para extraer los humos que salen desde el horno. Con el uso de los requerimientos, se determinan las especificaciones de diseño como la respuesta transitoria deseada y la precisión en estado estable.

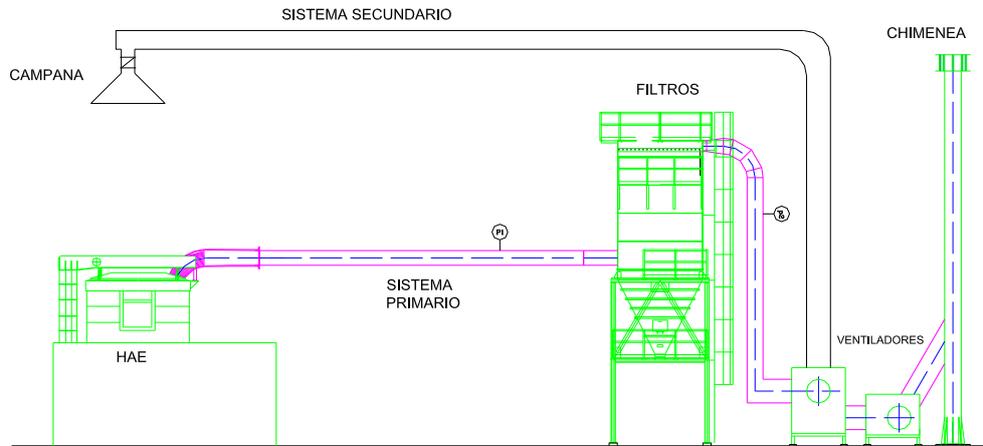


FIGURA 3.21 SISTEMA FÍSICO Y REQUERIMIENTOS

Paso 2

Trazo de un diagrama de bloques funcional: ahora se traduce una descripción cualitativa del sistema en un diagrama de bloques funcional que describe los componentes del sistema (función o hardware) y muestra sus interconexiones.



FIGURA 3.22 DIAGRAMA DE BLOQUES FUNCIONAL LAZO ABIERTO

Paso 3

Representación del sistema físico mediante un diagrama esquemático: se comienza con una representación sencilla del diagrama esquemático y, en fases subsiguientes de la secuencia de análisis y diseño, se verifica las suposiciones hechas acerca del sistema físico por medio de análisis y simulación por computadora. Si el diagrama esquemático es demasiado sencillo y no toma en cuenta de manera adecuada el comportamiento observado, posteriormente se agregan fenómenos al diagrama esquemático que antes se consideraron insignificantes.

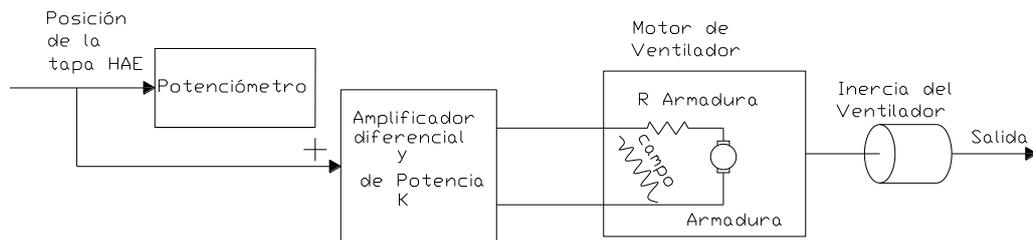


FIGURA 3.23 DIAGRAMA ESQUEMÁTICO

Paso 4

Crear un modelo matemático: una vez trazado el diagrama esquemático, se utilizan las leyes físicas (por ejemplo, las leyes de Kirchoff para redes eléctricas y la ley de Newton para sistemas mecánicos), junto con suposiciones de simplificación, para hacer un modelo matemático del sistema. Estas leyes llevan a modelos matemáticos que describen la

relación entre la entrada y salida de sistema dinámicos. Uno de estos modelos es la ecuación diferencial lineal e invariante con el tiempo:

$$\frac{d^n c(t)}{dt^n} + a_{n-1} \frac{d^{n-1} c(t)}{dt^{n-1}} + \dots + a_0 c(t) = b_m \frac{d^m r(t)}{dt^m} + b_{m-1} \frac{d^{m-1} r(t)}{dt^{m-1}} + \dots + b_0 r(t) \quad [26]$$

Con esta ecuación es posible describir matemáticamente muchos sistemas, ya que relaciona la salida, $c(t)$, con la entrada $r(t)$, por medio de los parámetros del sistema, a_i y b_j .

Además de la ecuación diferencial, la función de transferencia es otra forma de hacer un modelo matemático de un sistema. El modelo se deduce de la ecuación diferencial lineal e invariante en el tiempo mediante la aplicación de la transformada de Laplace. Aun cuando la función de transferencia se puede emplear sólo para sistemas lineales, produce una información más intuitiva que la ecuación diferencial. Estaremos en capacidad de cambiar parámetros del sistema y rápidamente captar el efecto de estos cambios en la respuesta del sistema. La función de transferencia también es útil para hacer un modelo de la interconexión de subsistemas, al formar un diagrama de bloques, pero con una función matemática dentro de cada bloque.

Paso 5

Cuando ya se ha formado el diagrama de bloques, donde cada bloque tiene una descripción matemática, se necesita simplificar en lo posible estos diagramas para poder evaluar la respuesta del sistema.

Paso 6

La siguiente fase del proceso, a continuación de la reducción del diagrama de bloques, es el análisis y diseño. En esta fase, se analiza el sistema para ver si las especificaciones de respuesta y requerimientos de desempeño pueden ser satisfechos por simples ajustes de los parámetros del sistema.

Se utilizan señales de entrada, analíticamente y durante la prueba, para verificar el diseño. No es necesariamente práctico escoger señales de entrada complicadas para analizar la operación de un sistema. Por lo tanto, se suele seleccionar señales de prueba estándar. Estas entradas son pulsos, escalones, rampas, parábolas y senoides, como se muestra en la figura 3.24.

Entrada	Función	Descripción	Dibujo	Uso
Impulso	$\delta(t)$	$\delta(t) = \infty$ para $0^- < t < 0^+$ $= 0$ en otras partes $\int_{0^-}^{0^+} \delta(t) dt = 1$		Respuesta transitoria Modelos
Escalón	$u(t)$	$u(t) = 1$ para $t > 0$ $= 0$ para $t < 0$		Respuesta transitoria Error en estado estable
Rampa	$tu(t)$	$tu(t) = t$ para $t \geq 0$ $= 0$ en otras partes		Error en estado estable
Parábola	$\frac{1}{2}t^2u(t)$	$\frac{1}{2}t^2u(t) = \frac{1}{2}t^2$ para $t \geq 0$ $= 0$ en otras partes		Error en estado estable
Senoide	$\text{sen } \omega t$			Respuesta transitoria Modelos Error en estado estable

FIGURA 3.24 FUNCIONES DE PRUEBA EMPLEADAS EN LOS SISTEMAS DE CONTROL [26]

Además de controlar el accionamiento de los ventiladores, se plantea el diseño de un sistema para controlar la temperatura de trabajo de las mangas del sistema de filtros.

Para el control de temperatura es conveniente implementar un sistema de control de lazo cerrado, la principal fuente de variación de temperatura son los gases que extrae el sistema primario. Este sistema posee un

método de enfriamiento por medio de camisas de agua, pero, debido a las variaciones que se producen durante el proceso, la temperatura puede alcanzar valores picos que afecten a la tela de las mangas. Para ayudar al enfriamiento de las emisiones primarias se acciona el sistema secundario, ingresando por medio de éste, aire fresco de dilución que ayudará al enfriamiento de los gases.

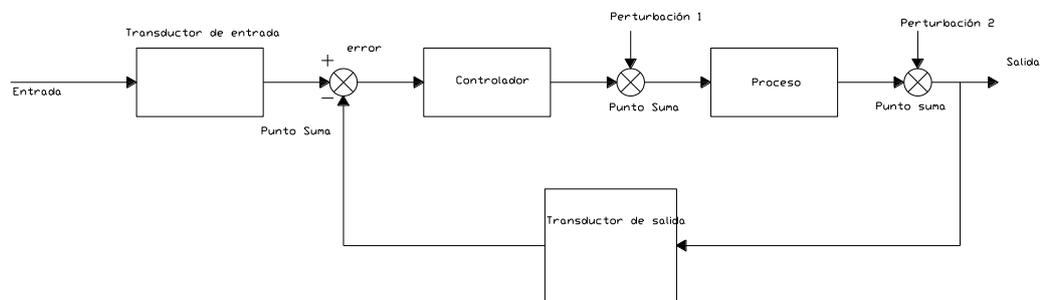


FIGURA 3.25 SISTEMA DE CONTROL DE LAZO CERRADO

El transductor de entrada convierte la forma de entrada a la forma empleada por el controlador. Un transductor de salida, o detector, mide la respuesta de salida y la convierte en la forma empleada por el controlador.

El primer punto suma entrega la suma algebraica de la señal proveniente de la entrada y la señal de la salida, que lleva por medio de la trayectoria de realimentación, que es la trayectoria de retorno desde la salida hasta

el punto suma. El resultado, generalmente, recibe el nombre de señal de actuación; pero, en sistemas donde los transductores de entrada y salida tienen ganancia unitaria (es decir, el transductor amplifica por 1 su entrada), el valor de la señal de actuación es igual a la diferencia real entre la entrada y la salida. Bajo esta condición, la señal de actuación se llama error.

El sistema en lazo cerrado compensa perturbaciones al medir la respuesta de salida, alimentando esa medida a una trayectoria de realimentación y comparando esa respuesta con la entrada en el punto suma. Si hay alguna diferencia entre las dos respuestas, el sistema acciona el proceso, por medio de una señal de actuación, para hacer la corrección. Si no existe diferencia, el sistema no acciona el proceso, puesto que la respuesta del proceso ya es la respuesta deseada.

La respuesta transitoria y el error en estado estable se pueden controlar en forma más cómoda y con mayor flexibilidad en los sistemas en lazo cerrado, con frecuencia mediante un sencillo ajuste de la ganancia (amplificación) en el lazo, y a veces con un rediseño del controlador. Al rediseño se le llama compensación del sistema y al hardware resultante, compensador.

Paso 1

El sistema físico para el cual se desea diseñar el sistema de control está compuesto por el sistema primario de extracción y por el sistema secundario, el cual se accionará permitiendo la entrada de aire fresco.

El principal requerimiento para que el sistema de extracción funcione correctamente es el de control de temperatura. La temperatura de los gases que llegan al sistema de filtración no debe ser mayor a $140^{\circ}C$, caso contrario las mangas pueden quemarse y como consecuencia de esto se perdería eficiencia en la filtración y limpieza de los gases.

Se comienza por transformar los requerimientos del sistema físico. En este caso el requerimiento de temperatura expresaría el deseo de mantener la temperatura de trabajo de las mangas dentro del valor permisible. Con el uso de los requerimientos, se determinan las especificaciones de diseño como la respuesta transitoria deseada y la precisión en estado estable.

Paso 2

Trazo de un diagrama de bloques funcional

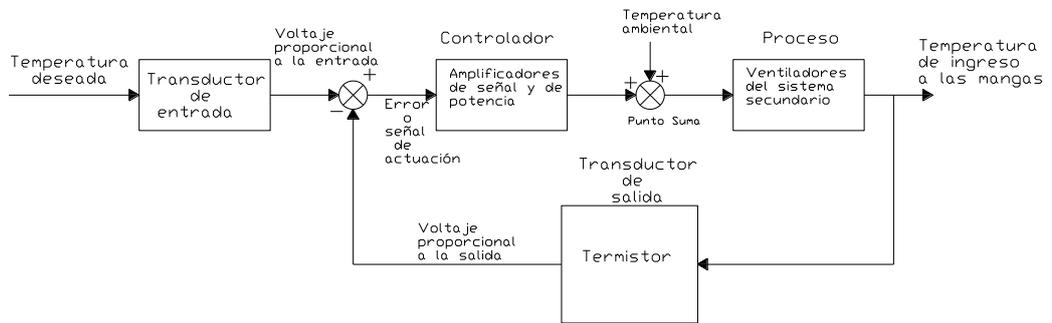


FIGURA 3.26 DIAGRAMA DE BLOQUES FUNCIONAL LAZO CERRADO

Paso 3

Representación del sistema físico mediante un diagrama esquemático:

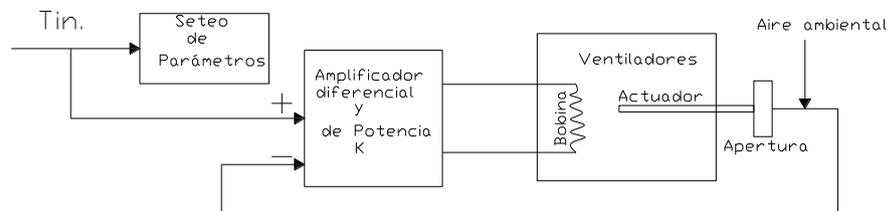


FIGURA 3.27 DIAGRAMA ESQUEMÁTICO LAZO CERRADO

Paso 4

Crear un modelo matemático a partir de las ecuaciones fundamentales y funciones de transferencia.

$$\frac{d^n c(t)}{dt^n} + a_{n-1} \frac{d^{n-1} c(t)}{dt^{n-1}} + \dots + a_0 c(t) = b_m \frac{d^m r(t)}{dt^m} + b_{m-1} \frac{d^{m-1} r(t)}{dt^{m-1}} + \dots + b_0 r(t) \quad [26]$$

Paso 5

Reducción del diagrama de bloque a su representación más simplificada.

Paso 6

Análisis y diseño del sistema de control, se utilizan las señales de entrada que mejor se adapte al sistema y que me muestre el posible comportamiento del mismo.

De esta manera podemos implementar un control automático para el correcto funcionamiento del sistema y garantizar su operabilidad.

3.6 Cronograma de implementación.

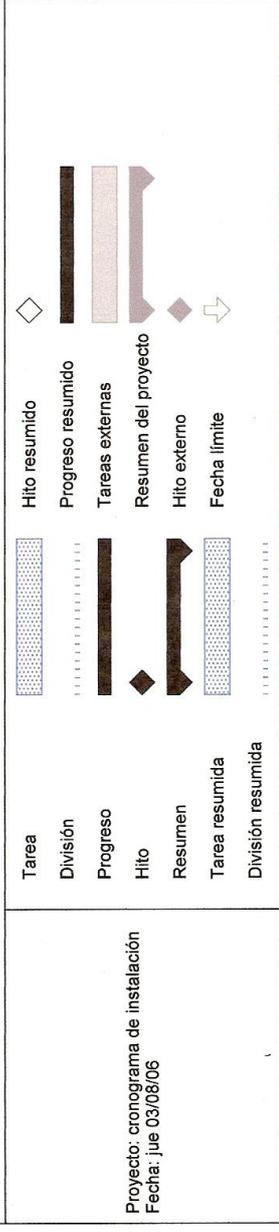
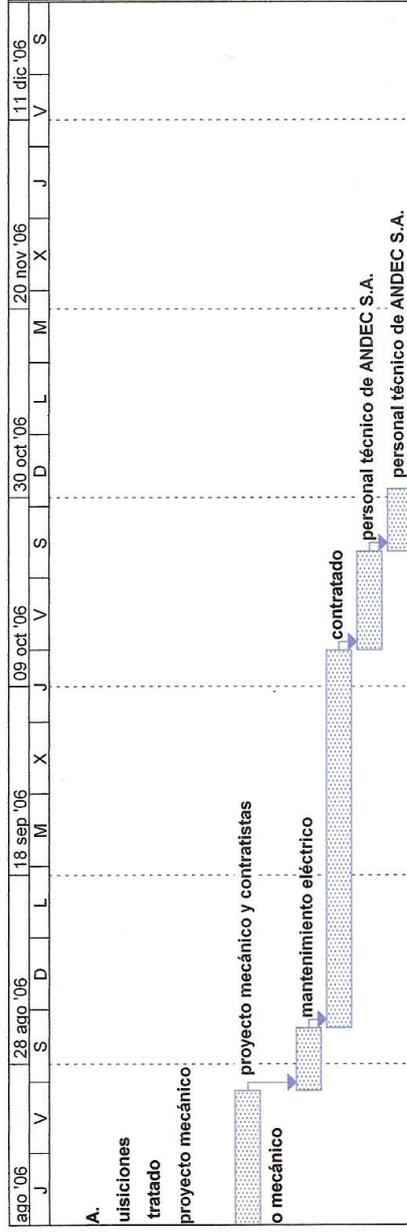
A continuación se presenta un cronograma tentativo para la implementación e instalación del sistema de extracción de humos y polvos secundarios.

Id	Nombre de tarea	Duración	Comienzo	Fin	20 feb '06							13 mar '06								
					X	J	V	S	D	X	J	V	S	D						
1	presentación del diseño	1 día	vie 30/06/06	vie 30/06/06																
2	revisión y aprobación del proyecto	5 días	lun 03/07/06	vie 07/07/06																
3	adquisición de materiales	7 días	lun 10/07/06	mar 18/07/06																
4	construcción de campana y ductos	20 días	lun 10/07/06	vie 04/08/06																
5	construcción de estructuras de soporte	15 días	mié 19/07/06	mar 08/08/06																
6	reforzamiento de estructura de la nave	10 días	lun 10/07/06	vie 21/07/06																
7	montaje de estructuras, campana y ductos	12 días	mié 09/08/06	jue 24/08/06																
8	montaje de steel panels	5 días	mié 19/07/06	mar 25/07/06																
9	instalaciones eléctricas	5 días	vie 25/08/06	jue 31/08/06																
10	automatización y programación	30 días	vie 01/09/06	jue 12/10/06																
11	pruebas	7 días	vie 13/10/06	lun 23/10/06																
12	puesta en marcha	5 días	mar 24/10/06	lun 30/10/06																

Proyecto: cronograma de instalación
Fecha: jue 03/08/06

Tarea: [dotted box]
 División: [dashed line]
 Progreso: [solid bar]
 Hito: [diamond]
 Resumen: [thick bar]
 Tarea resumida: [dotted box with thick bar]
 División resumida: [dashed line with thick bar]

Hito resumido: [diamond]
 Progreso resumido: [solid bar]
 Tareas externas: [solid bar with arrow]
 Resumen del proyecto: [thick bar with arrow]
 Hito externo: [diamond with arrow]
 Fecha límite: [dashed line with arrow]



3.7 Análisis económico del sistema.

CAMPANA EXTRACTORA					
	Masa Un. (Kg)	Cantidad	Precio un./Kg (\$)	Precio Un. (\$)	Costo (\$)
Plancha 1220x2440x 3 mm	70,10	94	1,00	70,10	6589,40
Construcción	6589,40		1,50		9884,10
Montaje	6589,40		0,80		5271,52
TOTAL A					21745,02

DUCTOS Y ACCESORIOS					
	Masa Un. (Kg)	Cantidad	Precio un./Kg (\$)	Precio Un. (\$)	Costo (\$)
Plancha 1220x2440x4 mm	93,47	234	1,00	93,47	21871,98
Construcción	21871,98		1,50		32807,97
Montaje	21871,98		0,80		17497,58
TOTAL B					72177,53

ESTRUCTURAS DE SOPORTE					
	Masa Un. (Kg)	Cantidad	Precio un./Kg (\$)	Precio Un. (\$)	Costo (\$)
TUBO 150X50X3	56,52	14	0,94	53,13	743,82
UPN 180	132,00	10	0,89	118,00	1180,00
L 65X6	36,74	26	0,83	30,49	792,74
L 75X6	40,65	7	0,83	33,74	236,18
L 150X6	104,4	29	0,82	85,61	2482,69
TUBO 80X3	45,21	7	0,81	36,62	256,34
Construcción	6695,14		1,50		10042,71
Montaje	6695,14		0,80		5356,11
TOTAL C					21090,59

CHIMENEA					
	Masa Un. (Kg)	Cantidad	Precio un./Kg (\$)	Precio Un. (\$)	Costo (\$)
Plancha 1220x2440x4 mm	93,47	55	1,00	93,47	5140,85
Construcción	5140,85		1,50		7711,28
Montaje	5140,85		0,80		4112,68
TOTAL D					16964,81

EQUIPOS			
EQUIPO	CANTIDAD	COSTO Un.(\$)	COSTO TOTAL(\$)
VENTILADOR	2	16500	33000
TOTAL E			33000
COSTO TOTAL(A+B+C+D+E)\$		164977,95	

CAPÍTULO 4

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones:

- ◆ Se decidió por el diseño de un sistema de ventilación localizada, debido a que la generación de humos y polvos del HAE, no es uniforme y se produce en grandes volúmenes, un sistema de ventilación diluidora resultaría impracticable.
- ◆ Se determina que el método de diseño para los ductos, más adecuado, para nuestra aplicación es el de velocidad constante. Para esto se realizó un análisis del tamaño de partícula que se quiere transportar a lo largo de los ductos.
- ◆ La estimación de la cantidad de polvo que se genera durante el proceso se la ha realizado tomando datos de los tres últimos años, es decir, que el valor obtenido es el que se tendría si se mantienen las condiciones actuales de producción. Pero, se debe considerar las

proyecciones que tiene la empresa de mejorar el proceso y aumentar la producción de acero, este aumento de producción conlleva a un aumento en las emisiones que se generan por tonelada. Por lo tanto, se ha considerado un valor tope de producción de $150.000 \frac{t}{año}$ de acero.

- ◆ El valor del caudal de emisiones generadas durante el proceso es mucho menor al valor del caudal requerido por la campana suspendida, por lo que se concluye que la campana diseñada, tiene la suficiente capacidad para extraer todas las emisiones producidas (siempre que se eviten las corrientes de aire externas).
- ◆ Para calcular la velocidad de captura se tomo en consideración el valor de la densidad de las partículas sólidas que se desean extraer, y como este valor es mayor que la densidad de los gases, se garantiza la extracción del material particulado y de los gases. Esta consideración implica un aumento en las dimensiones de los equipos e instalaciones requeridos para el sistema, pero, garantizan una mayor eficiencia en la limpieza de la atmósfera.
- ◆ Del estudio de adaptabilidad de ambos sistemas, se llegó a la conclusión de que es más conveniente, por costos y por instalación, la implementación del sistema secundario independiente.
- ◆ La implementación del sistema independiente requiere de instalaciones de grandes dimensiones, esto se debe a la gran cantidad

de flujo de gases que se maneja y como consecuencia de tener ductos de mayor diámetro, se genera mayor cantidad de pérdida de presión.

Recomendaciones:

- Para disminuir la generación de material particulado presente en la atmósfera de la nave, es importante evitar el ingreso de polvo junto con la materia prima (chatarra). Esto se lo puede lograr implementando mecanismos de sacudido para el transporte de la chatarra (zaranda), y también, sería muy útil el uso de una trituradora para el corte de la chatarra. De esta forma se disminuye en gran parte el contenido de polvo en la chatarra.
- Se debe evitar el ingreso de oxígeno al horno durante el proceso de fundición, para disminuir la formación de óxidos gaseosos, principalmente los óxidos de nitrógeno (NO_x), que son muy perjudiciales para la salud y para la capa de ozono. Una de las formas de lograr esto es manteniendo la escotilla del horno la mayor parte del tiempo cerrada.
- También se puede disminuir la formación de monóxido de carbono (CO) y dióxido de carbono (CO₂), teniendo un mayor control en la inspección de la chatarra, para evitar el ingreso de materiales orgánicos al horno.

- Se recomienda cerrar la mayor cantidad de lados entre la fuente y la campana, de esta manera se logra disminuir considerablemente el caudal requerido para la campana. Como se menciona en el capítulo 2 si se cierran dos lados se obtiene una disminución del 46% de caudal.
- Con el aumento de la producción de acero, se aumenta la frecuencia de trabajo de los filtros de mangas, por tal razón, se recomienda disminuir el tiempo entre cada limpieza (chorros de aire) de las mangas para evitar que se acumule gran cantidad de polvo sobre la superficie de la tela y que aumente la caída de presión en el sistema de filtros.
- Es preferible utilizar mangas de mayor longitud (5870 *mm*) que las que se utilizan actualmente (2700 *mm*), de esta forma se disminuyen costos y el espacio físico requerido para las cámaras de mangas es mucho menor.
- Es conveniente la instalación de planchas de aluminio o de acero preformado en los lugares determinados para evitar la influencia de las corrientes de aire en la dirección de la columna de los gases de salida del horno. De esta forma se aumenta la eficiencia de captación de la campana.
- Se debe realizar una correcta instalación de los ventiladores, evitando que existan desalineamientos y que se produzcan vibraciones de los equipos, así se evitara la generación de altos decibeles de ruido.

APÉNDICE A: Fotografías

PRODUCCIÓN DE ACERO MEDIANTE HAE



PATIOS DE CHATARRA



CESTA DE CHATARRA



ELECTROIMAN PARA EL TRANSPORTE DE CHATARRA



CARGA DEL HORNO CON CHATARRA



ESCORIADO



ESCORIA



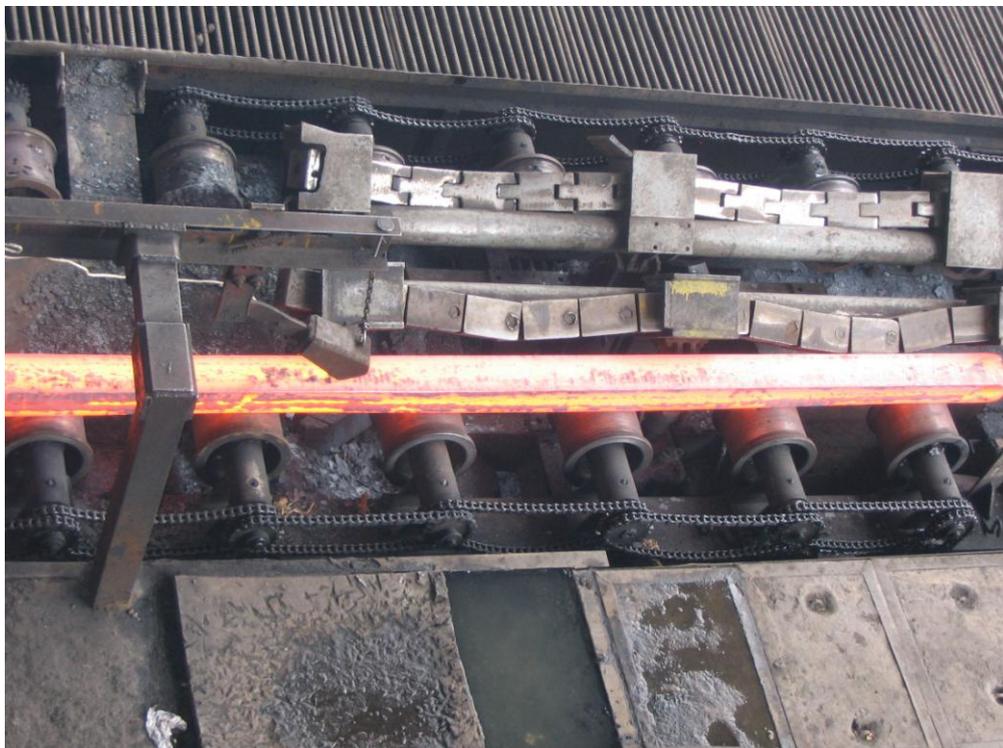
COLADO DEL ACERO FUNDIDO



CUCHARA DE ACERO



COLADA CONTINUA



SALIDA DE LA PALANQUILLA



ENFRIAMIENTO DE PALANQUILLAS



PALANQUILLAS

SISTEMA DE EXTRACCIÓN PRIMARIO



ANILLO DESLIZANTE DEL CODO



INTERCAMBIADOR DE CALOR



CAMARAS DE FILTROS



CHIMENEA

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL POLVO GENERADO



MUESTRA DE POLVO



SECADO DE LA MUESTRA



PESAJE DE LA MUESTRA



TAMICES UTILIZADOS



ZARANDA

ESTRUCTURA DE LA NAVE INDUSTRIAL







APÉNDICE B: Reglamentación Ambiental



PRESIDENCIA DE LA REPUBLICA

NORMA DE EMISIONESAL AIRE DESDE FUENTES FIJAS DE COMBUSTION

0 INTRODUCCIÓN

La presente norma técnica es dictada bajo el amparo de la Ley de Gestión Ambiental y del Reglamento a la Ley de Gestión Ambiental para la Prevención y Control de la Contaminación Ambiental y se somete a las disposiciones de éstos, es de aplicación obligatoria y rige en todo el territorio nacional.

La presente norma técnica determina o establece:

- Los límites permisibles, disposiciones y prohibiciones para emisiones de contaminantes del aire hacia la atmósfera desde fuentes fijas de combustión.
- Los métodos y procedimientos destinados a la determinación de las cantidades emitidas de contaminantes del aire desde fuentes fijas de combustión.

1 OBJETO

La presente norma tiene como objetivo principal el preservar o conservar la salud de las personas, la calidad del aire ambiente, el bienestar de los ecosistemas y del ambiente en general. Para cumplir con este objetivo, esta norma establece los límites permisibles de emisiones al aire desde diferentes actividades. La norma provee los métodos y procedimientos destinados a la determinación de las emisiones al aire que se verifiquen desde procesos de combustión en fuentes fijas. Se provee también de herramientas de gestión destinadas a promover el cumplimiento con los valores de calidad de aire ambiente establecidos en la normativa pertinente.

3 CLASIFICACIÓN

Esta norma establece los límites máximos permisibles, tanto de concentraciones de contaminantes comunes, a nivel del suelo, en el aire ambiente, como de contaminantes emitidos desde fuentes fijas de combustión. La norma establece la presente clasificación:

1. Límites permisibles de emisión de contaminantes al aire desde combustión en fuentes fijas.
2. Métodos y equipos de medición de emisiones desde fuentes fijas de combustión.
3. Límites permisibles de emisión de contaminantes al aire para procesos productivos:
 - a. Límites permisibles de emisión desde procesos de elaboración de cemento.
 - b. Límites permisibles de emisión desde procesos de elaboración de envases de vidrio.
 - c. Límites permisibles de emisión desde procesos de elaboración de pulpa de papel.

d. Límites permisibles de emisión desde procesos de fundición de metales ferrosos.

e. Normas de emisión desde combustión de bagazo en equipos de combustión de instalaciones de elaboración de azúcar.

f. Límites permisibles de emisión desde motores de combustión interna.

4 REQUISITOS

4.3 De los límites máximos permisibles de emisiones al aire para procesos específicos

4.3.4 Fundición de metales

Tabla 9. Límites máximos permisibles de emisiones al aire para fundición de metales

CONTAMINANTE EMITIDO	OBSERVACIONES	FUENTES EXISTENTES	FUENTES NUEVAS	UNIDADES ^[1]
Partículas Totales			Cubilotes:	
de 1 a 5 t/h	600	250		mg/Nm ³
mayor a 5 t/h	300	150		mg/Nm ³
Arco eléctrico:				
menor 5 t	350	250		mg/Nm ³
mayor 5 t	150	120		mg/Nm ³

Notas:

^[1] mg/m³

: miligramos por metro cúbico de gas, a condiciones normales de 1 013 milibares de presión y temperatura de 0 °C, en base seca y corregidos a 7% de oxígeno.

APÉNDICE C: Información Técnica

ACERIAS NACIONALES DEL ECUADOR S.A.
DEPOSICIÓN DE DESECHOS SÓLIDOS INDUSTRIALES
GESTIÓN ENERGÉTICA Y MEDIO AMBIENTE

AÑO 2004

DESECHO: POLVO DE ACERIA

DISPOSICIÓN: TEMPORAL

LUGAR: EMPRESA ANDEC S.A.

Meses	Producción de Acero	Coladas de Acero	Polvo	Kg polvo/Ton de acero producción
Ene.	5.895,10	319	36,24	6,1
Feb.	6.052,26	330	44,92	7,4
Mar.	6.762,17	358	55,93	8,3
Abr.	6.414,99	346	58,31	9,1
May	6.486,57	347	60,81	9,4
Jun	6.660,27	352	24,93	3,7
Jul	6.648,30	366	23,73	3,6
Ago	6.494,58	353	55,72	8,6
Sep	1.698,00	96	15,15	8,9
Oct	6.674,41	357	39,17	5,9
Nov	5.441,48	297	34,83	6,4
Dic	6.386,88	340	50,05	7,8
Total anual	71.614,99	3.861	499,79	85,2
Unidad	toneladas		toneladas	
Prom. Mensual	5.967,92	322	41,65	7,1

CIB-ESPOL



ACERIAS NACIONALES DEL ECUADOR S.A.
DEPOSICIÓN DE DESECHOS SÓLIDOS INDUSTRIALES

GESTIÓN ENERGÉTICA Y MEDIO AMBIENTE

AÑO 2003

DESECHO: POLVO DE ACERIA

DISPOSICIÓN: TEMPORAL

LUGAR: EMPRESA ANDEC S.A.

Meses	Producción de Acero	Coladas de Acero	Polvo	Kg polvo/Ton de acero producción
Ene.	6.198,92	334	51,36	8,3
Feb.	6.056,40	336	42,57	7
Mar.	6.905,89	337	38,79	5,6
Abr.	6.475,97	357	43,15	6,7
May	6.714,36	359	62,92	9,4
Jun	6.790,49	363	52,39	7,7
Jul	6.780,03	367	64,02	9,4
Ago	7.122,90	378	63,32	8,9
Sep	6.979,37	371	70,63	10,1
Oct	6.876,17	367	68,06	9,9
Nov	6.647,33	347	29,23	4,4
Dic	6.283,76	338	32,57	5,2
Total anual	79.831,56	4.254	619,01	92,6
Unidad	toneladas		toneladas	
Prom. Mensual	6.652,63	355	63,12	7,7

ACERIAS NACIONALES DEL ECUADOR S.A.
DEPOSICIÓN DE DESECHOS SÓLIDOS INDUSTRIALES
GESTIÓN ENERGÉTICA Y MEDIO AMBIENTE

AÑO 2005

DESECHO: POLVO DE ACERIA

DISPOSICIÓN: TEMPORAL

LUGAR: EMPRESA ANDEC S.A.

Meses	Producción de Acero	Coladas de Acero	Polvo	Kg polvo/Ton de acero producción
Ene.	7.009,02	367	71.980	10,27
Feb.	4.683,96	257	50.420	10,76
Mar.	6.791,75	365	71.670	10,55
Abr.	7.477,55	398	78.920	10,55
May	7.112,79	382	76.480	10,75
Jun	7.074,68	381	76.930	10,87
Jul	7.081,71	383	77.580	10,95
Ago	7.835,60	431	81.120	10,35
Sep	6.689,74	366	71.540	10,69
Oct	6.605,27	364	71.220	10,78
Nov	6.960,09	370	76.330	10,97
Dic	7.316,87	394	77.180	10,55
Total anual	82.639,03	4.458	881.370	128,07
Unidad	toneladas		Kg	
Prom. Mensual	6.886,59	371,5	73.448	10,67



FACTORES DE CÁLCULO PARA CAMPANAS [15]



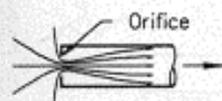
$h_e = 0.93 VP_d$
PLAIN DUCT END



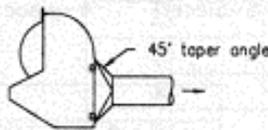
$h_e = 0.49 VP_d$
FLANGED DUCT END



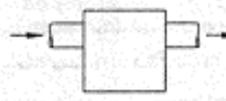
$h_e = 0.04 VP_d$
BELLMOUTH ENTRY



$h_e = 1.78 VP_{Orifice}$
SHARP-EDGED
ORIFICE



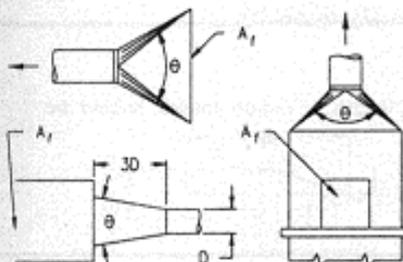
$h_e = 0.4 VP_d$ (tapered t.o.)
 $h_e = 0.65 VP_d$ (no taper)
STANDARD GRINDER HOOD



$h_e = 1.5 VP_d$
TRAP OR SETTLING CHAMBER

TAPERED HOODS

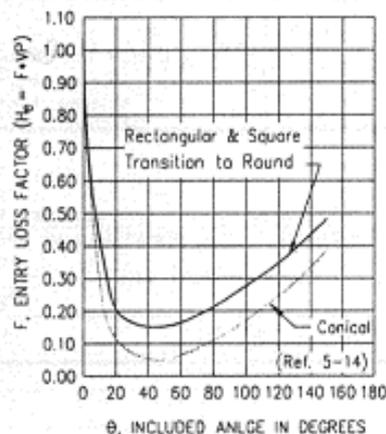
Flanged or unflanged; round, square or rectangular. θ is the major angle on rectangular hoods.



Face area (A_f) at least 2 times the duct area.

θ	ENTRY LOSS (h_e)	
	ROUND	RECTANGULAR
15°	0.15 VP	0.25 VP
30°	0.08 VP	0.16 VP
45°	0.05 VP	0.15 VP
60°	0.08 VP	0.17 VP
90°	0.15 VP	0.25 VP
120°	0.26 VP	0.35 VP
150°	0.40 VP	0.48 VP
180°	0.50 VP	0.50 VP

VP = Duct VP = VP_d
Note: 180° values represent round ducts butted into back of booth or hood without a rectangular to round transition.

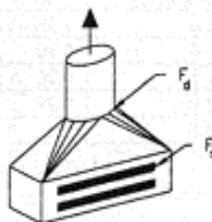


COMPOUND HOODS

A compound hood, such as the slot/plenum shown to the right, would have 2 losses, one through the slot and the other through the transition into the duct.

The slot entry loss coefficient, F_s , would have a value typically in the range of 1.00 to 1.78 (see Chapters 3 and 10).

The duct entry loss factor is given by the above data for tapered hoods.



$$h_e = F_s VP_s + F_d VP_d$$

MISCELLANEOUS VALUES

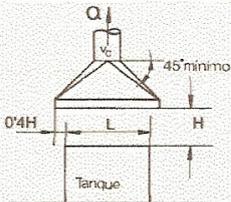
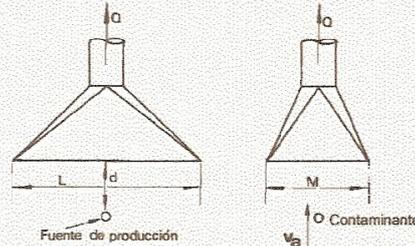
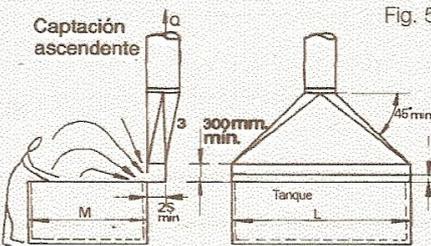
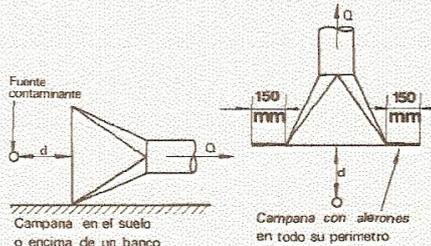
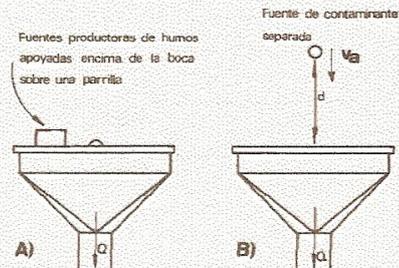
HOOD	ENTRY LOSS, F
Abrasive blast chamber	1.0
Abrasive blast elevator	2.3
Abrasive separator	2.3
Elevators (enclosures)	0.69
Flanged pipe plus close elbow	0.8
Plain pipe plus close elbow	1.50

AMERICAN CONFERENCE
OF GOVERNMENTAL
INDUSTRIAL HYGIENISTS

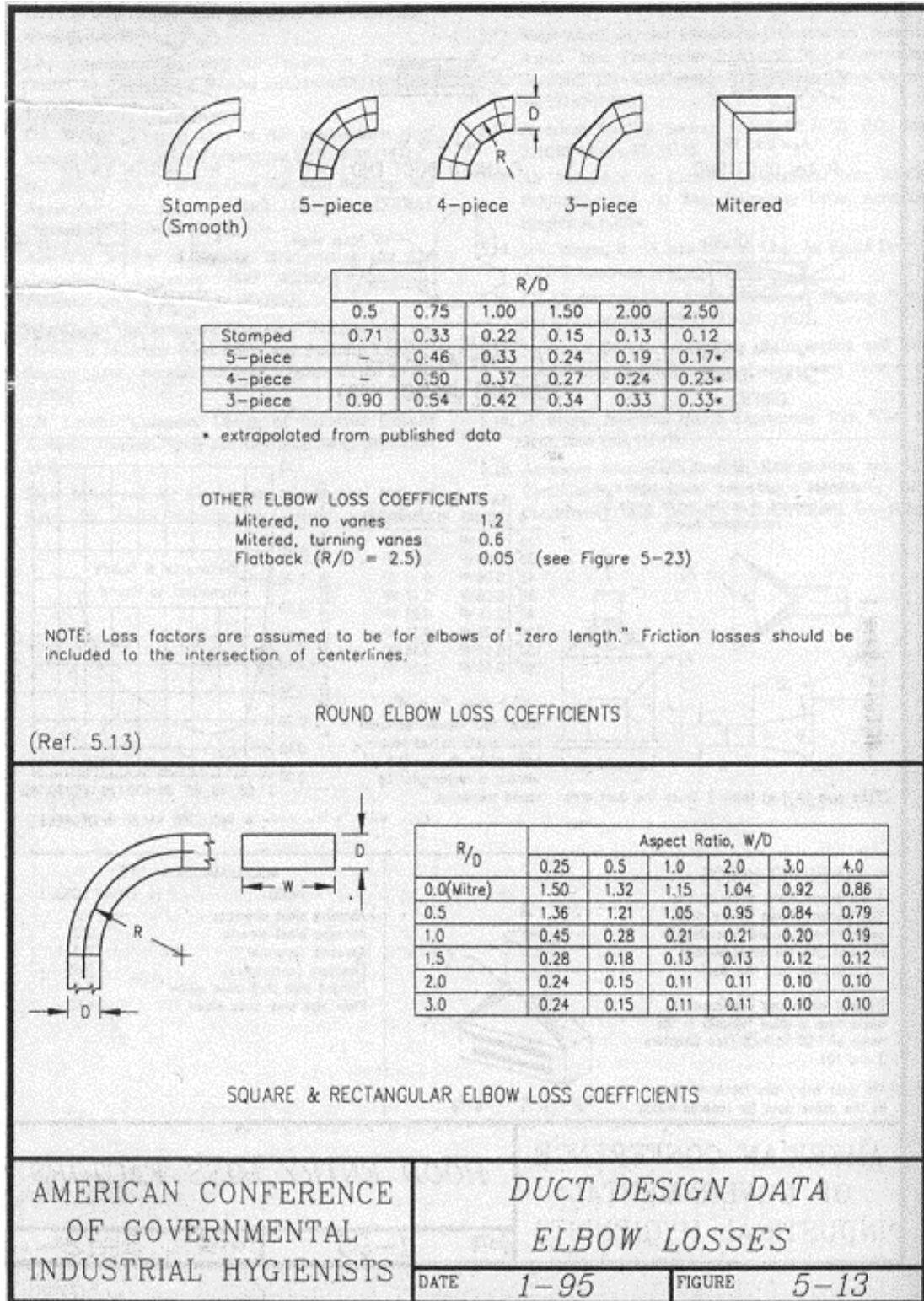
HOOD ENTRY LOSS FACTORS

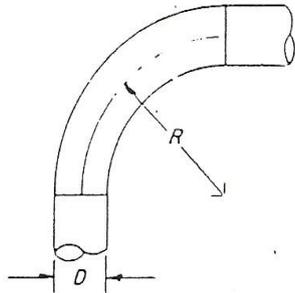
DATE 1-95

FIGURE 5-12

<p style="text-align: center;">CAMPANA SOBRE UN TANQUE</p>  <p style="text-align: center;">Este tipo de captación no es recomendable para desprendimientos tóxicos; sólo debe aplicarse para vapor de agua o vapores inocuos.</p> <p style="text-align: right;">Fig. 3</p>	<p>Caudal necesario:</p> <p>CUATRO COSTADOS ABIERTOS $Q [m^3/h] = 5.000 PHv$ P = perímetro [m] v_a = velocidad de captación, de 0,25 a 2,5 m/s</p> <p>DOS COSTADOS (L y M) ABIERTOS (M anchura tanque) $Q = 3.600 (L + M) H v_a$</p> <p>UN COSTADO (L) ABIERTO $Q = 3.600 L H v_a$</p> <p>En todos: Velocidad en el conducto: $v_c = 10$ a 15 m/s Pérdidas entrada $n = 0,25$</p>
<p style="text-align: center;">CAMPANA LIBREMENTE SUSPENDIDA</p>  <p style="text-align: right;">Fig. 4</p>	<p>$Q [m^3/h] = 3.600 (10 d^2 + S) V$ d [m] = distancia de la campana a la fuente de contaminante $S [m^2] = L \times M$ [m] v_a = velocidad [m/s] de captura</p>
<p style="text-align: center;">TANQUES PARA RECUBRIMIENTOS ELECTROLÍTICOS</p>  <p style="text-align: right;">Fig. 5</p>	<p>El caudal necesario:</p> <p>$Q [m^3/h] = KLM$ K = de 1.000 a 10.000 (usualmente de 3.000 a 5.000)</p> <p>L, M en metros [m] La velocidad aire en la ranura: $v_r \geq 10$ m/s</p> <p>Con esta captación se mantiene alejado el contaminante de la zona de respiración del operario.</p>
<p style="text-align: center;">CAMPANAS EN CASOS ESPECIALES</p>  <p style="text-align: right;">Fig. 6</p>	<p>El caudal necesario:</p> <p>$Q [m^3/h] = 2.750 (10 d^2 + S) v_a$ $S = L \times M [m^2]$</p>
<p style="text-align: center;">CAMPANAS INVERTIDAS</p>  <p style="text-align: right;">Fig. 7</p>	<p>$S = [m^2]$ superficie de la boca de la campana = $L \times M$ [m]</p> <p>v_a = velocidad de captura del contaminante [m/s]</p> <p>Caudal necesario A) $Q [m^3/h] = 3.600 v_a S$ B) $Q = 3.600 (10 d^2 + S) v_a$</p>

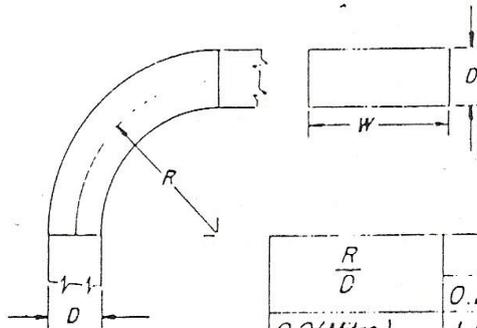
FACTORES DE PÉRDIDAS PARA CODOS [15]





R , No. of Diameters	Loss Fraction of VP
2.75 D	0.26
2.50 D	0.22
2.25 D	0.26
2.00 D	0.27
1.75 D	0.32
1.50 D	0.39
1.25 D	0.55

ROUND ELBOWS



Loss, Fraction of VP

$\frac{R}{D}$	Aspect Ratio, W/D					
	0.25	0.5	1.0	2.0	3.0	4.0
0.0 (Mitre)	1.50	1.32	1.15	1.04	0.92	0.86
0.5	1.36	1.21	1.05	0.95	0.84	0.79
1.0	0.45	0.28	0.21	0.21	0.20	0.19
1.5	0.28	0.18	0.13	0.13	0.12	0.12
2.0	0.24	0.15	0.11	0.11	0.10	0.10
3.0	0.24	0.15	0.11	0.11	0.10	0.10

SQUARE & RECTANGULAR ELBOWS

ELBOW LOSSES

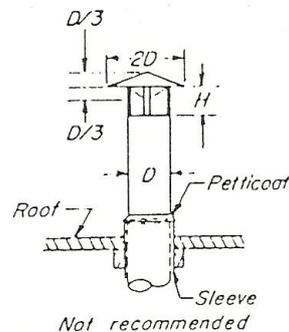
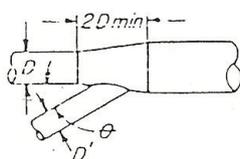
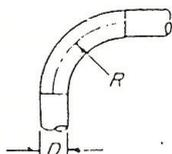
AMERICAN CONFERENCE OF
GOVERNMENTAL INDUSTRIAL HYGIENISTS

DUCTWORK DESIGN DATA

DATE 1-66

Fig. 6-12

EQUIVALENT RESISTANCE IN METERS OF STRAIGHT PIPE



Pipe in mm	90° Elbow * Centerline Radius			Angle of Entry		H, No of Diameters		
	1.5D	2.0D	2.5D	30°	45°	1.0H	0.75H	0.5H
75	1.4	0.9	0.7	0.5	0.9	0.3	0.5	2.0
100	2.0	1.3	1.1	0.8	1.3	0.5	0.8	3.4
125	2.6	1.7	1.4	1.1	1.7	0.6	1.1	4.4
150	3.2	2.2	1.8	1.4	2.2	0.8	1.4	5.5
175	3.9	2.6	2.2	1.7	2.6	0.9	1.7	6.6
200	4.6	3.1	2.5	2.0	3.1	1.1	2.0	7.8
250	6.0	4.0	3.3	2.6	4.0	1.4	2.6	10
300	7.4	5.0	4.1	3.2	5.0	1.8	3.2	13
350	8.9	6.0	5.0	3.8	6.0	2.1	3.8	15
400	10	7.0	5.8	4.5	7.0	2.5	4.5	18
450	12	8.1	6.7	5.2	8.1	2.8	5.2	21
500	14	9.2	7.6	5.9	9.2	3.2	5.9	23
600	17	11	9.5	7.3	11	4.0	7.3	29
700	21	14	11	8.8	14	4.8	8.8	35
800	24	16	13	10	16	5.7	10	41
900	28	19	15					
1000	32	21	18					
1200	39	26	22					
1400	47	32	26					
1600	55	37	31					
1800	64	43	36					
2000	72	49	40					

*For 60° elbows — x.67
For 45° elbows — x.5

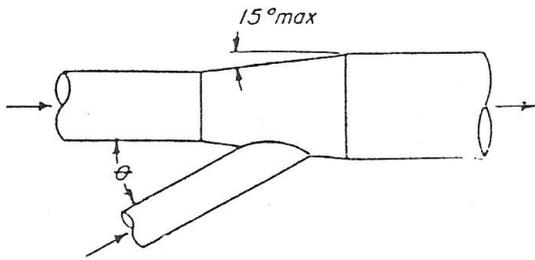
AMERICAN CONFERENCE OF
GOVERNMENTAL INDUSTRIAL HYGIENISTS

DUCT DESIGN DATA

DATE 1-70

Fig. MS 8

FACTORES DE PÉRDIDAS POR ENTRADAS [15]

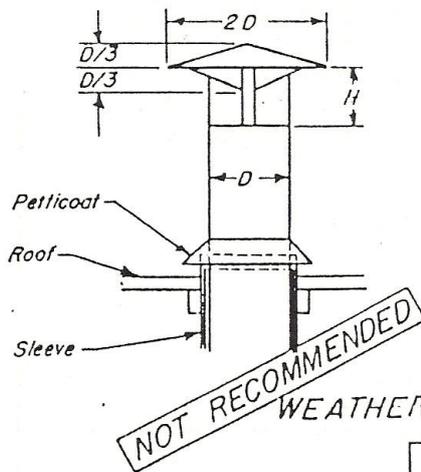


Note: Branch entry loss assumed to occur in branch and is so calculated.

Do not include an enlargement regain calculation for branch entry enlargements.

Angle θ Degrees	Loss Fraction of VP in Branch
10	0.06
15	0.09
20	0.12
25	0.15
30	0.18
35	0.21
40	0.25
45	0.28
50	0.32
60	0.44
90	1.00

BRANCH ENTRY LOSSES



See Fig. 6-24

H, No. of Diameters	Loss Fraction of VP
1.0 D	0.10
0.75 D	0.18
0.70 D	0.22
0.65 D	0.30
0.60 D	0.41
0.55 D	0.56
0.50 D	0.73
0.45 D	1.0

WEATHER CAP LOSSES

AMERICAN CONFERENCE OF
GOVERNMENTAL INDUSTRIAL HYGIENISTS

DUCTWORK DESIGN DATA

DATE 1-76

Fig. 6-13

CALCULO DEL ESPESOR MÍNIMO REQUERIDO [18]

ASME B31.3-1999 Edition

302.3.6-304.1.1

wind and earthquake, as occurring concurrently with test loads.

302.4 Allowances

In determining the minimum required thickness of a piping component, allowances shall be included for corrosion, erosion, and thread depth or groove depth. See definition for c in para. 304.1.1(b).

302.4.1 Mechanical Strength. When necessary, the wall thickness shall be increased to prevent overstress, damage, collapse, or buckling due to superimposed loads from supports, ice formation, backfill, or other causes. Where increasing the thickness would excessively increase local stresses or the risk of brittle fracture, or is otherwise impracticable, the required strength may be obtained through additional supports, braces, or other means without an increased wall thickness. Particular consideration should be given to the mechanical strength of small pipe connections to piping or equipment.

PART 2 PRESSURE DESIGN OF PIPING COMPONENTS

303 GENERAL

Components manufactured in accordance with standards listed in Table 326.1 shall be considered suitable for use at pressure-temperature ratings in accordance with para. 302.2.1. The rules in para. 304 are intended for pressure design of components not covered in Table 326.1, but may be used for a special or more rigorous design of such components. Designs shall be checked for adequacy of mechanical strength under applicable loadings enumerated in para. 301.

304 PRESSURE DESIGN OF COMPONENTS

304.1 Straight Pipe

304.1.1 General

(a) The required thickness of straight sections of pipe shall be determined in accordance with Eq. (2):

$$t_m = t + c \quad (2)$$

The minimum thickness T for the pipe selected,

**TABLE 304.1.1
VALUES OF COEFFICIENT Y
FOR $t < D/6$**

Materials	Temperature, °C (°F)					
	≤ 482 (900 & Lower)	510 (950)	538 (1000)	566 (1050)	593 (1100)	≥ 621 (1150 & Up)
Ferritic steels	0.4	0.5	0.7	0.7	0.7	0.7
Austenitic steels	0.4	0.4	0.4	0.4	0.5	0.7
Other ductile metals	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4
Cast iron	0.0

considering manufacturer's minus tolerance, shall be not less than t_m .

(b) The following nomenclature is used in the equations for pressure design of straight pipe.

t_m = minimum required thickness, including mechanical, corrosion, and erosion allowances

t = pressure design thickness, as calculated in accordance with para. 304.1.2 for internal pressure or as determined in accordance with para. 304.1.3 for external pressure

c = the sum of the mechanical allowances (thread or groove depth) plus corrosion and erosion allowances. For threaded components, the nominal thread depth (dimension h of ASME B1.20.1, or equivalent) shall apply. For machined surfaces or grooves where the tolerance is not specified, the tolerance shall be assumed to be 0.5 mm (0.02 in.) in addition to the specified depth of the cut.

T = pipe wall thickness (measured or minimum per purchase specification)

d = inside diameter of pipe. For pressure design calculation, the inside diameter of the pipe is the maximum value allowable under the purchase specification.

P = internal design gage pressure

D = outside diameter of pipe as listed in tables of standards or specifications or as measured

E = quality factor from Table A-1A or A-1B

S = stress value for material from Table A-1

Y = coefficient from Table 304.1.1, valid for $t < D/6$ and for materials shown. The value of

Y may be interpolated for intermediate temperatures.

For $t \geq D/6$,

$$Y = \frac{d + 2c}{D + d + 2c}$$

304.1.2 Straight Pipe Under Internal Pressure

(a) For $t < D/6$, the internal pressure design thickness for straight pipe shall be not less than that calculated in accordance with Eq. (3a):

$$t = \frac{PD}{2(SE + PY)} \quad (3a)$$

Equation (3b), (3c), or (3d) may be used instead of Eq. (3a):

$$t = \frac{PD}{2SE} \quad (3b)$$

$$t = \frac{D}{2} \left(1 - \sqrt{\frac{SE - P}{SE + P}} \right) \quad (\text{Lamé Equation}) \quad (3c)$$

$$t = \frac{P(d + 2c)}{2[SE - P(1 - Y)]} \quad (3d)$$

(b) For $t \geq D/6$ or for $P/SE > 0.385$, calculation of pressure design thickness for straight pipe requires special consideration of factors such as theory of failure, effects of fatigue, and thermal stress.

304.1.3 Straight Pipe Under External Pressure.

To determine wall thickness and stiffening requirements for straight pipe under external pressure, the procedure outlined in the BPV Code, Section VIII, Division 1, UG-28 through UG-30 shall be followed, using as the design length L the running center line length between any two sections stiffened in accordance with UG-29. As an exception, for pipe with $D_o/t < 10$, the value of S to be used in determining P_{a2} shall be the lesser of the following values for pipe material at design temperature:

(a) 1.5 times the stress value from Table A-1 of this Code; or

(b) 0.9 times the yield strength tabulated in Section II, Part D, Table Y-1 for materials listed therein.

(The symbol D_o in Section VIII is equivalent to D in this Code.)

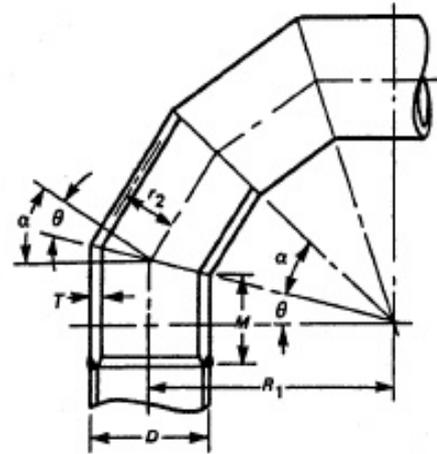


FIG. 304.2.3 NOMENCLATURE FOR MITER BENDS

304.2 Curved and Mitered Segments of Pipe

304.2.1 Pipe Bends. The minimum required thickness t_m of a bend, after bending, shall be determined as for straight pipe in accordance with para. 304.1.

304.2.2 Elbows. Manufactured elbows not in accordance with para. 303 shall be qualified as required by para. 304.7.2.

304.2.3 Miter Bends. An angular offset of 3 deg or less (angle α in Fig. 304.2.3) does not require design consideration as a miter bend. Acceptable methods for pressure design of multiple and single miter bends are given in (a) and (b) below.

(a) **Multiple Miter Bends.** The maximum allowable internal pressure shall be the lesser value calculated from Eqs. (4a) and (4b). These equations are not applicable when θ exceeds 22.5 deg.

$$P_m = \frac{SE(T - c)}{r_2} \left(\frac{T - c}{(T - c) + 0.643 \tan \theta \sqrt{r_2(T - c)}} \right) \quad (4a)$$

$$P_m = \frac{SE(T - c)}{r_2} \left(\frac{R_1 - r_2}{R_1 - 0.5r_2} \right) \quad (4b)$$

(b) **Single Miter Bends**

(1) The maximum allowable internal pressure for a single miter bend with angle θ not greater than 22.5 deg shall be calculated by Eq. (4a).

(2) The maximum allowable internal pressure for

TABLE A-1 (CONT'D)
BASIC ALLOWABLE STRESSES IN TENSION FOR METALS¹

Numbers in Parentheses Refer to Notes for Appendix A Tables; Specifications Are ASTM Unless Otherwise Indicated

Material	Spec. No.	P-No. or S-No. (5)	Grade	Notes	Min. Temp., °F (6)	Specified Min. Strength, ksi		Min. Temp.		
						Tensile	Yield	to 100	200	300
Carbon Steel (Cont'd) Plates and Sheets										
...	A 285	1	A	(57)(59)	B	45	24	15.0	14.6	14.2
...	A 285	1	B	(57)(59)	B	50	27	16.7	16.4	16.0
...	A 516	1	55	(57)	C	55	30	18.3	18.3	17.7
...	A 285	1	C	(57)(59)	A	55	30	18.3	18.3	17.7
...	A 516	1	60	(57)	C	60	32	20.0	19.5	18.9
...	A 515	1	60	(57)	B	60	32	20.0	19.5	18.9
...	A 516	1	65	(57)	B	65	35	21.7	21.3	20.7
...	A 515	1	65	(57)	A	65	35	21.7	21.3	20.7
...	A 516	1	70	(57)	B	70	38	23.3	23.1	22.5
...	A 515	1	70	(57)	A	70	38	23.3	23.1	22.5
(≤ 2 1/8 in. thick)	A 537	1	Cl. 1	...	D	70	50	23.3	23.3	22.9
(> 1 in. thick)	A 299	1	...	(57)	A	75	40	25.0	24.4	23.7
(≤ 1 in. thick)	A 299	1	...	(57)	A	75	42	25.0	25.0	24.8
Plates and Sheets (Structural)										
...	A 283	1	A	(8c)(57)	A	45	24	13.8	13.2	12.5
...	A 570	S-1	30	(8c)(57)	A	49	30	15.0	15.0	15.0
...	A 283	1	B	(8c)(57)	A	50	27	15.3	14.6	14.0
...	A 570	S-1	33	(8c)(57)	A	52	33	15.9	15.9	15.9
...	A 570	S-1	36	(8c)(57)	A	53	36	16.3	16.3	16.3
...	A 283	1	C	(8c)(57)	A	55	30	16.9	16.1	15.3
...	A 570	S-1	40	(8c)(57)	A	55	40	16.9	16.9	16.9
...	A 36	1	...	(8c)	A	58	36	17.8	16.9	16.9
...	A 283	1	D	(8c)(57)	A	60	33	18.4	17.5	16.7
...	A 570	S-1	45	(8c)(57)	A	60	45	18.4	18.4	18.4
...	A 570	S-1	50	(8c)(57)	A	65	50	19.9	19.9	19.9

TABLE A-1A
BASIC CASTING QUALITY FACTORS E_c

These quality factors are determined in accordance with para. 302.3.3(b). See also para. 302.3.3(c) and Table 302.3.3C for increased quality factors applicable in special cases. Specifications are ASTM.

Spec. No.	Description	E_c (2)	Appendix A Notes
Iron			
A 47	Malleable iron castings	1.00	(9)
A 48	Gray iron castings	1.00	(9)
A 126	Gray iron castings	1.00	(9)
A 197	Cupola malleable iron castings	1.00	(9)
A 278	Gray iron castings	1.00	(9)
A 395	Ductile and ferritic ductile iron castings	0.80	(9)(40)
A 571	Austenitic ductile iron castings	0.80	(9)(40)
Carbon Steel			
A 216	Carbon steel castings	0.80	(9)(40)
A 352	Ferritic steel castings	0.80	(9)(40)
Low and Intermediate Alloy Steel			
A 217	Martensitic stainless and alloy castings	0.80	(9)(40)
A 352	Ferritic steel castings	0.80	(9)(40)
A 426	Centrifugally cast pipe	1.00	(10)
Stainless Steel			
A 351	Austenitic steel castings	0.80	(9)(40)
A 451	Centrifugally cast pipe	0.90	(10)(40)
A 452	Centrifugally cast pipe	0.85	(40)
A 487	Steel castings	0.80	(9)(40)
Copper and Copper Alloy			
B 61	Steam bronze castings	0.80	(9)(40)
B 62	Composition bronze castings	0.80	(9)(40)
B 148	Al-Bronze and Si-Al-Bronze castings	0.80	(9)(40)
B 584	Copper alloy castings	0.80	(9)(40)
Nickel and Nickel Alloy			
A 494	Nickel and nickel alloy castings	0.80	(9)(40)
Aluminum Alloy			
B 26, Temper F	Aluminum alloy castings	1.00	(9)(10)
B 26, Temper T6, T71	Aluminum alloy castings	0.80	(9)(40)

TABLE A-1B
BASIC QUALITY FACTORS FOR LONGITUDINAL WELD JOINTS IN PIPES, TUBES, AND FITTINGS E_j
 These quality factors are determined in accordance with para. 302.3.4(a). See also para. 302.3.4(b) and Table 302.3.4 for increased quality factors applicable in special cases. Specifications, except API, are ASTM.

Spec. No.	Class (or Type)	Description	E_j (2)	Appendix A Notes
Carbon Steel				
API 5L	...	Seamless pipe	1.00	...
	...	Electric resistance welded pipe	0.85	...
	...	Electric fusion welded pipe, double butt, straight or spiral seam	0.95	...
	...	Furnace butt welded	0.60	...
A 53	Type S	Seamless pipe	1.00	...
	Type E	Electric resistance welded pipe	0.85	...
	Type F	Furnace butt welded pipe	0.60	...
A 105	...	Forgings and fittings	1.00	(9)
A 106	...	Seamless pipe	1.00	...
A 134	...	Electric fusion welded pipe, single butt, straight or spiral seam	0.80	...
A 135	...	Electric resistance welded pipe	0.85	...
A 139	...	Electric fusion welded pipe, straight or spiral seam	0.80	...
A 179	...	Seamless tube	1.00	...
A 181	...	Forgings and fittings	1.00	(9)
A 234	...	Seamless and welded fittings	1.00	(16)
A 333	...	Seamless pipe	1.00	...
	...	Electric resistance welded pipe	0.85	...
A 334	...	Seamless tube	1.00	...
A 350	...	Forgings and fittings	1.00	(9)
A 369	...	Seamless pipe	1.00	...
A 381	...	Electric fusion welded pipe, 100% radiographed	1.00	(18)
	...	Electric fusion welded pipe, spot radiographed	0.90	(19)
	...	Electric fusion welded pipe, as manufactured	0.85	...
A 420	...	Welded fittings, 100% radiographed	1.00	(16)
A 524	...	Seamless pipe	1.00	...
A 587	...	Electric resistance welded pipe	0.85	...
A 671	12, 22	Electric fusion welded pipe, 100% radiographed	1.00	...
	13, 23	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
A 672	12, 22	Electric fusion welded pipe, 100% radiographed	1.00	...
	13, 23	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
A 691	12, 22	Electric fusion welded pipe, 100% radiographed	1.00	...
	13, 23	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...

TABLE A-1B (CONT'D)

BASIC QUALITY FACTORS FOR LONGITUDINAL WELD JOINTS IN PIPES, TUBES, AND FITTINGS E_j
 These quality factors are determined in accordance with para. 302.3.4(a). See also para. 302.3.4(b) and Table 302.3.4 for increased quality factors applicable in special cases. Specifications, except API, are ASTM.

Spec. No.	Class (or Type)	Description	E_j (2)	Appendix A Notes
Low and Intermediate Alloy Steel				
A 182	...	Forgings and fittings	1.00	(9)
A 234	...	Seamless and welded fittings	1.00	(16)
A 333	...	Seamless pipe	1.00	...
	...	Electric resistance welded pipe	0.85	...
A 334	...	Seamless tube	1.00	...
A 335	...	Seamless pipe	1.00	...
A 350	...	Forgings and fittings	1.00	...
A 369	...	Seamless pipe	1.00	...
A 420	...	Welded fittings, 100% radiographed	1.00	(16)
A 671	12, 22	Electric fusion welded pipe, 100% radiographed	1.00	...
	13, 23	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
A 672	12, 22	Electric fusion welded pipe, 100% radiographed	1.00	...
	13, 23	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
A 691	12, 22	Electric fusion welded pipe, 100% radiographed	1.00	...
	13, 23	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
Stainless Steel				
A 182	...	Forgings and fittings	1.00	...
A 268	...	Seamless tube	1.00	...
	...	Electric fusion welded tube, double butt seam	0.85	...
	...	Electric fusion welded tube, single butt seam	0.80	...
A 269	...	Seamless tube	1.00	...
	...	Electric fusion welded tube, double butt seam	0.85	...
	...	Electric fusion welded tube, single butt seam	0.80	...
A 312	...	Seamless tube	1.00	...
	...	Electric fusion welded tube, double butt seam	0.85	...
	...	Electric fusion welded tube, single butt seam	0.80	...
A 358	1, 3, 4	Electric fusion welded pipe, 100% radiographed	1.00	...
	5	Electric fusion welded pipe, spot radiographed	0.90	...
	2	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
A 376	...	Seamless pipe	1.00	...
A 403	...	Seamless fittings	1.00	...
	...	Welded fitting, 100% radiographed	1.00	(16)
	...	Welded fitting, double butt seam	0.85	...
	...	Welded fitting, single butt seam	0.80	...

TABLE A-1B (CONT'D)
BASIC QUALITY FACTORS FOR LONGITUDINAL WELD JOINTS IN PIPES, TUBES, AND FITTINGS E_j
 These quality factors are determined in accordance with para. 302.3.4(a). See also para. 302.3.4(b) and Table 302.3.4 for increased quality factors applicable in special cases. Specifications, except API, are ASTM.

Spec. No.	Class (or Type)	Description	E_j (2)	Appendix A Notes
Stainless Steel (Cont'd)				
A 409	...	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
	...	Electric fusion welded pipe, single butt seam	0.80	...
A 430	...	Seamless pipe	1.00	...
A 487	...	Steel castings	0.80	(9)(40)
A 789	...	Seamless tube	1.00	...
	...	Electric fusion welded, 100% radiographed	1.00	...
	...	Electric fusion welded, double butt	0.85	...
	...	Electric fusion welded, single butt	0.80	...
A 790	...	Seamless pipe	1.00	...
	...	Electric fusion welded, 100% radiographed	1.00	...
	...	Electric fusion welded, double butt	0.85	...
	...	Electric fusion welded, single butt	0.80	...
A 815	...	Seamless fittings	1.00	...
	...	Welded fittings, 100% radiographed	1.00	(16)
	...	Welded fittings, double butt seam	0.85	...
	...	Welded fittings, single butt seam	0.80	...
Copper and Copper Alloy				
B 42	...	Seamless pipe	1.00	...
B 43	...	Seamless pipe	1.00	...
B 68	...	Seamless tube	1.00	...
B 75	...	Seamless tube	1.00	...
B 88	...	Seamless water tube	1.00	...
B 280	...	Seamless tube	1.00	...
B 466	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 467	...	Electric resistance welded pipe	0.85	...
	...	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
	...	Electric fusion welded pipe, single butt seam	0.80	...
Nickel and Nickel Alloy				
B 160	...	Forgings and fittings	1.00	(9)
B 161	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 164	...	Forgings and fittings	1.00	(9)
B 165	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 167	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 366	...	Seamless and welded fittings	1.00	(16)
B 407	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 444	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 464	...	Welded pipe	0.80	...
B 514	...	Welded pipe	0.80	...
B 517	...	Welded pipe	0.80	...
B 564	...	Nickel alloy forgings	1.00	(9)

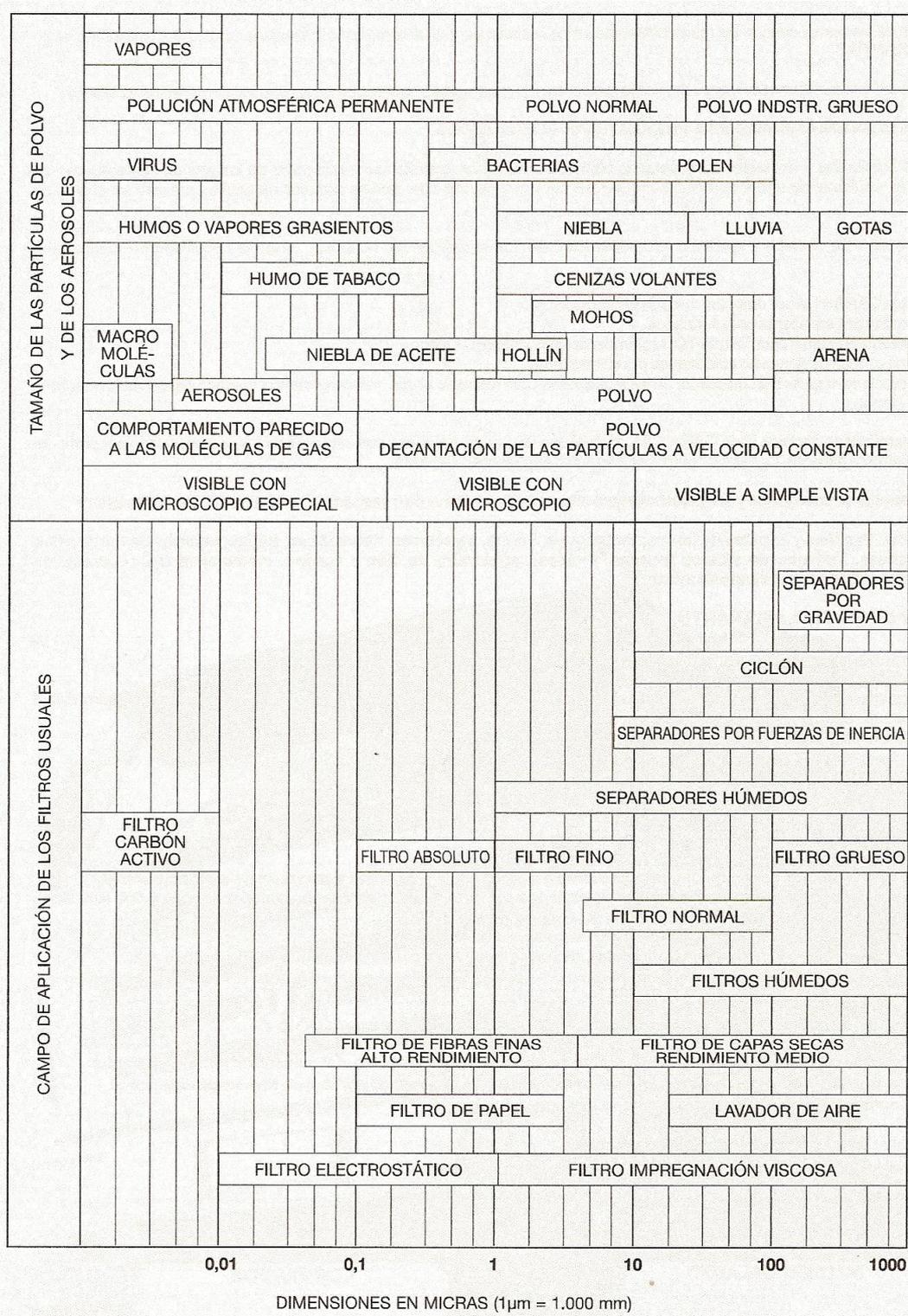
TABLE A-1B (CONT'D)

BASIC QUALITY FACTORS FOR LONGITUDINAL WELD JOINTS IN PIPES, TUBES, AND FITTINGS E_j
 These quality factors are determined in accordance with para. 302.3.4(a). See also para. 302.3.4(b) and Table 302.3.4 for
 increased quality factors applicable in special cases. Specifications, except API, are ASTM.

Spec. No.	Class (or Type)	Description	E_j (2)	Appendix A Notes
Nickel and Nickel Alloy (Cont'd)				
B 619	...	Electric resistance welded pipe	0.85	...
	...	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
	...	Electric fusion welded pipe, single butt seam	0.80	...
B 622	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 675	All	Welded pipe	0.80	...
B 690	...	Seamless pipe	1.00	...
B 705	...	Welded pipe	0.80	...
B 725	...	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
	...	Electric fusion welded pipe, single butt seam	0.80	...
B 729	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 804	1, 3, 5	Welded pipe, 100% radiographed	1.00	...
	2, 4	Welded pipe, double fusion welded	0.85	...
	6	Welded pipe, single fusion welded	0.80	...
Titanium and Titanium Alloy				
B 337	...	Seamless pipe	1.00	...
	...	Electric fusion welded pipe, double butt seam	0.85	...
Zirconium and Zirconium Alloy				
B 523	...	Seamless tube	1.00	...
	...	Electric fusion welded tube	0.80	...
B 658	...	Seamless pipe	1.00	...
	...	Electric fusion welded pipe	0.80	...
Aluminum Alloy				
B 210	...	Seamless tube	1.00	...
B 241	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 247	...	Forgings and fittings	1.00	(9)
B 345	...	Seamless pipe and tube	1.00	...
B 361	...	Seamless fittings	1.00	...
	...	Welded fittings, 100% radiograph	1.00	(18)(23)
	...	Welded fittings, double butt	0.85	(23)
	...	Welded fittings, single butt	0.80	(23)

CARACTERÍSTICAS DE LOS APARATOS DE LIMPIEZA DEL AIRE Y DE GASES [2]

Nombre del aparato		Aparato más apropiado para	Contaminantes removibles	Partícula de tamaño óptimo, μm	Límites de la temperatura del gas °F	Conc. opt., ppm en peso	Lím. de temp. del gas, K
Clase general	Tipo específico						
Adsorbedores de olores	Lecho poco profundo	↑	Malos olores, gases	(Molecular)	0-100	<1.9	256-311
Lavadores de aire	Cámara de rocío Celda húmeda			> 20 >5	40-700 40-700	<9.5	278-644
Precip. electrost. bajo voltaje	Dos etapas, placa Dos etapas, filtro	Limpieza de aire atmosférico	Hilachas, polvos, pólenes, humo de tabaco	<1 <1	0-250 0-180	<1.9	256-394
Filtros de aire con revestimiento viscoso	Desechable			>5 >5	0-180 0-250	<3.81 <3.81	256-356 256-394
Filtros de aire, fibra seca	5-10 μm 2-5 μm	↓	Especiales	>3 >0.5	0-180 0-180	<1.9 <1.9	256-356 256-356
Filtros absolutos	Papel			<1	0-180	<1.9	256-1256
Filtros industriales	Saco de paño	↑	Especiales	> 0.3	0-180	>190	256-356
	Envolvente de paño			> 0.3	0-180	>190	256-356
Precip. electrost., alto voltaje	Una etapa, placa	↑	Especiales	<2	0-700	>190	256-644
	Una etapa, tubo			<2	0-700	>190	256-644
Colectores inerciales secos	Cámara de sedimentación	Limpieza del gas de chimeneas	Polvos, vapores, humos, neblinas	> 50	0-700	>9520	256-644
	Cámara de deflectores			> 50	0-700	>9520	256-644
	Cámara despumadora			> 20	0-700	>1905	256-644
	Ciclón			> 10	0-700	>1905	256-644
	Ciclones múltiples			> 5	0-700	>1905	256-644
	De choque			> 10	0-700	>1905	256-644
	Dinámico			> 10	0-700	>1905	256-644
Lavadores	Ciclón	↓	Especiales	> 10	40-700	>1905	256-644
	De choque			>5	40-700	>1905	256-644
	Dinámico			> 10	40-700	>1905	256-644
	De niebla			<2	40-700	>190	256-644
	De lecho de piedras			>5	40-700	>190	256-644
	Multidinámico			<1	40-700	>190	256-644
	De Venturi			<2	40-700	>190	256-644
	De boquilla sumergida			>2	40-700	>190	256-644
	De chorro			<5	40-700	>190	256-644
Incineradores	Directo	↓	Gases, vapores, malos olores	Cualquiera (Molecular)	2000	Combustible	1367
Posquemadores	Catalítico			Cualquiera (Molecular)	1000	Cualquiera	811
Absorbedores de gases	Torre de rocío	↓	Especiales	(Molecular)	40-100	>1.9	278-311
	Columna empacada			(Molecular)	40-100	>1.9	278-311
	Celda de fibra			(Molecular)	40-100	>1.9	278-311
Adsorbedores de gases	Lecho profundo	↓	↓	(Molecular)	0-100	>1.9	256-311



TIPOS DE FILTROS Y DIÁMETROS DE LAS PARTÍCULAS

Fig. 1

PROPIEDADES DE ACEROS ESTRUCTURALES [19]

TABLE 1
Availability of Shapes, Plates and Bars According to
ASTM Structural Steel Specifications

Steel Type	ASTM Designation	F _y Minimum Yield Stress (ksi)	F _u Tensile Stress ^a (ksi)	Shapes					Plates and Bars										
				Group per ASTM A6					To 1/2" Incl.	Over 1/2" to 3/4" Incl.	Over 3/4" to 1 1/4" Incl.	Over 1 1/4" to 1 1/2" Incl.	Over 1 1/2" to 2" Incl.	Over 2" to 2 1/2" Incl.	Over 2 1/2" to 4" Incl.	Over 4" to 5" Incl.	Over 5" to 6" Incl.	Over 6" to 8" Incl.	Over 8"
				1	2	3	4	5											
Carbon	A36	32	58-80																
		36	58-80 ^c																
	A529	42	60-85																
High-Strength Low-Alloy	A441	40	60																
		42	63																
		46	67																
		50	70																
	A572 Grade	42	42	60															
		50	50	65															
		60	60	75															
Corrosion-Resistant High-Strength Low-Alloy	A242	42	63																
		46	67																
		50	70																
	A588	42	63																
		46	67																
		50	70																
Quenched & Tempered Alloy	A514 ^d	90	100-130																
		100	110-130																

^aMinimum unless a range is shown.
^bIncludes bar-size shapes.
^cFor shapes over 426 lbs./ft, minimum of 58 ksi only applies.
^dPlates only
 Available.
 Not available.

Material	Espec. no.	No. P (5)†	Grado	Notas	Temp. mín. (6)
Hierro					
Tubo común fundido centrífugamente					
	A 377			(8) (9) (48)	-20
Fundiciones					
Gris	A 48		20	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 48		25	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 48		30	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 48		35	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 48		40	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 48		45	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 48		50	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 48		55	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 48		60	(8) (9) (48)	-20
Gris	A 278		70	(8) (9) (53)	-20
Gris	A 278		80	(8) (9) (53)	-20
Maleable de cubilote	A 197			(8) (9)	-20
Maleable	A 47		32510	(8) (9)	-20
Maleable	A 47		35018	(8) (9)	-20
Dúctil	A 395			(8) (9)	-20
Dúctil ferrítico	A 395			(8) (9)	-20
Dúctil austenítico	A 571		Tipo D-2M	(9)	-20

Materiales	Espec. no.	No. P (5)	Grado	Notas	Temp. mín. (6)	EMET, 1000 lb/pulg ²	EMEF, 1000 lb/pulg ²
Acero al carbono							
Tubos comunes y especiales							
	A 120	1		(8)	-20		
A 285 Gr. A	A 672	1	A45	(57) (59) (67)	-20	45	24
	A53	1	Tipo F	(8)	-20	45	25
Soldadura a tope	API 5L	1	A25				
Sin costura y SRE	API 5L	1	A25	(57) (59)	-20	45	25
	A 179	1		(57) (59)	-20	47	26
	A 135	1	A	(57) (59)	-20	48	30
A 285 Gr. B	A 672	1	A50	(57) (59) (67)	-20	50	27
A 285 Gr. C	A 134	1		(8) (57)	-20	55	30
A 285 Gr. C	A 671	1	CA55	(59) (67)	-20	55	30
A 516 Gr. 60	A 671	1	CC60	(57) (67)	-20	60	32
A 515 Gr. 60	A 672	1	B60	(57) (67)	-20	60	32
	A 135	1	B	(57) (59)	-20	60	35
	A 53	1	B	(57) (59)	-20		
	A 106	1	B	(57)	-20	60	35
	A 139	1	D	(8)	-20	60	46
(> 3/8 pulg de espesor)	A 381	SP3	Y48	(51)	-20	62	48
(> 3/8 pulg de espesor)	A 381	SP3	Y50	(51)	-20	64	50
A 515 Gr. 65	A 672	1	B65	(57) (67)	-20	65	35
(> 3/8 pulg de espesor)	A 381	SP3	Y52	(51)	-20	66	52
(≤ 3/8 pulg de espesor)	A 381	SP3	Y48	(51)	-20	67	48
A 516 Gr. 70	A 671	1	CC70	(57) (67)	-20	70	38
	A 106	1	C	(57)	-20	70	40
(≤ 3/8 pulg de espesor)	A 381	SP3	Y52	(51)	-20	72	52
A 299 (> 1 pulg de espesor)	A 672	1	N75	(57) (67)	-20	75	40
A 299 (≤ 1 pulg de espesor)	A 672	1	N75	(57) (67)	-20	75	42

NOTA: Las notas al pie aparecen al final de la tabla.

CAÍDA DE PRESIÓN EN EL SISTEMA DE FILTROS DE MANGAS

Example 10.4 Tubeshheet Pressure Drop in Pulse-Jet Baghouse

A pulse-jet baghouse uses Dacron felt bags for the control of fly-ash emissions. The gas-to-clean ratio is 0.024 m³ and the inlet dust loading is 0.01 kg/m³. The bags are cleaned at 10-min intervals with pulses of air at 650 kPa gauge. If $K_2 = 1.5 \times 10^5 \text{ s}^{-1}$, estimate the maximum tubeshheet pressure drop.

Solution

The conditions are similar to those for which Eq. (10.9) was developed. Then, $(PE)_{\Delta w} = (1.045 \times 0.024 \times 650)^{0.65} = 0.572 \text{ kPa}$. At the end of the π -min cycle, $W_0 = (6.01 \times 0.024 \times 600) = 0.144 \text{ kg/m}^2$. Equation (10.7) gives the tubeshheet pressure drop, $\Delta P = 0.572 + (1.5 \times 10^5 \times 0.144 \times 0.024 \times 60) = 0.89 \text{ kPa}$.

Example 10.5 Effect of Filter Inhomogeneities on Filter Drag Model (Cooper and Ritt 1983)

Knowing the mean of a property, such as dust areal density, may be misleading for predicting the effect of that property. When estimating the specific dust resistance for a filter cake (K_2) from pressure drop data, Eq. (10.7) predicts that $K_2 \propto W^{-1}$. However, in a typical baghouse the areal density is not homogeneous, but changes from bag to bag. For example, Ellenbecker (1979) measured areal densities in a pulse-jet baghouse and found that the data could be fitted by a log-normal distribution with a median of 0.64 kg/m² and a geometric standard deviation, σ_g of 1.15.

In the presence of inhomogeneities, the average value of W should be used for estimating K_2 . The proper average to use is the harmonic mean, not the arithmetic mean. For a log-normal distribution, the ratio of the harmonic to the reciprocal of the arithmetic mean is

$$\frac{W^{-1}}{W} = \exp(\ln^2 \sigma_g^2) \quad (10.10)$$

where the harmonic average for a log-normal distribution is:

$$W^{-1} = \left(W; \sigma \exp(-0.5 \ln^2 \sigma_g^2) \right)^{-1} \quad (10.11)$$

Pulse-jet baghouses have been designed to operate in a variety of modes. Some remain on line at all times and are cleaned frequently. Others are taken off line for cleaning at relatively long intervals. A complete model of pulse-jet filtration therefore must account for the composite dust-fabric filtration occurring on a relatively clean bag, the cake filtration that result from prolonged periods on line, and the transition period between the two regimes.

If a compartment is taken off line for cleaning, the dust that is removed from the bags falls into the hopper before forward gas flow resumes. If a compartment is cleaned while on line, only a small fraction of the dust removed from the bag falls to the hopper. The remainder of the dislodged dust will be redeposited (i.e., "recycled") on the bag by the forward gas flow. The redeposited dust layer has different pressure drop characteristics than the freshly deposited dust. Dennis and Klemm (1979) proposed the following model of drag across a pulse-jet filter:

$$S = S_r + (K_2)_r W_r + K_2 W_0 \quad (10.6)$$

- $(K_2)_r$ = specific dust resistance of the recycling dust
- W_r = areal density of the recycling dust
- K_2 = specific dust resistance of the freshly deposited dust
- W_0 = areal density of the freshly deposited dust

This model can easily account for all three regimes of filtration in a pulse-jet baghouse. The pressure drop can thus be expressed as the sum of a relatively constant term and a term that increases with dust buildup.

$$\Delta P = (PE)_{\Delta w} + K_2 W_0 V \quad (10.7)$$

$$(PE)_{\Delta w} = S_r + (K_2)_r W_r V \quad (10.8)$$

The disadvantage of the model represented by Eqs. (10.7) and (10.8) is that the constants S_r , K_2 , and W_r cannot be predicted at this time. Consequently, correlations of laboratory data must be used to determine the value of $(PE)_{\Delta w}$. For one fabric-dust combination of Dacron felt and coal fly ash, Dennis and Klemm (1980) developed the following correlation:

$$(PE)_{\Delta w} = 1.045 V P^{-0.65} \quad (10.9)$$

- $(PE)_{\Delta w}$ is in kPa
- P = gauge pressure of the cleaning pulse, in kPa
- V = gas-to-clean ratio, in m³

where \bar{W}_{50} is the median.

- (a) For Ellenbecker's data, estimate the error introduced in the estimation of K_1 if the arithmetic average of W is used instead of the harmonic average.
 (b) Repeat part (a) for a geometric standard deviation of 2.0.

Solution

(a) Substituting $\sigma_f = 1.15$ in Eq. (10.10), $\bar{W}^{-1} / W^{-1} = 1.02$. Therefore, using the arithmetic mean introduces an error of 2% in the estimation of K_1 .

(b) For $\sigma_f = 2.0$, $\bar{W}^{-1} / W^{-1} = 1.62$, therefore the error is 62%.

10.4 PRACTICAL DESIGN CONSIDERATIONS

Your objectives in studying this section are to

1. Choose a proper filter material for a given baghouse application.
2. Estimate a design gas-to-cloth ratio based on published data.
3. Estimate the net and gross cloth area required.
4. Appraise the potential of a waste heat boiler as a pre-cooler.

10.4.1 Design gas-to-cloth ratio

The design gas-to-cloth ratio is difficult to estimate from theoretical principles. However, shortcut methods of varying complexity allow rapid estimation. One such method is to use gas-to-cloth ratio data available in the literature for similar applications. After a cleaning method and fabric type has been selected, the gas-to-cloth ratio can be estimated from Table 10.1.

Example 10.6 Net Cloth Area of Pulse-Jet Baghouse

A baghouse is required for collecting fly-ash emissions from a coal-fired boiler. The flue gas stream is 23.6 m³/s at 435 K. Estimate the net cloth area of a pulse-jet/Teflon felt baghouse for this application.

Table 10.1 Gas-to-Cloth Ratios* (cm/s)

Dust	Shaker/Woven		Pulse-Jet/Felt
	Reverse-Air	Woven	
Alumina	1.27		4.07
Asbestos	1.52		5.08
Cocoa, chocolate	1.42		6.10
Cement	1.02		4.07
Coal	1.27		4.07
Enamel frit	1.27		7.11
Ferrous grit†	1.78		4.07
Fertilizer	1.52		6.10
Flour	1.52		2.54
Fly ash	1.02		2.54
Graphite	1.02		5.08
Gypsum	1.02		5.59
Iron ore	1.52		3.56
Iron oxide	1.27		3.05
Iron sulfate	1.02		6.10
Leather dust	1.78		5.08
Lime	1.27		4.07
Limestone	1.57		3.56
Paint pigments	1.27		5.08
Paper	1.78		4.57
Rock dust	1.52		5.08
Sand	1.27		6.10
Saw dust	1.78		3.56
Silica	1.27		2.54
Soap, detergents	1.02		4.07
Starch	1.52		3.56
Sugar	1.02		5.08
Talc	1.27		6.61
Tobacco	1.78		2.54
Zinc oxide	1.02		

* Generally safe design values. Source: From Turner J. H. et al. JAPCA, 37:749 (1987). Reprinted with permission from JAPCA.

Solution

Table 10.1 gives $V = Q/A_c = 2.54$ cm/s for filtration of fly-ash in pulse-jet filters. Then, the net cloth area is $A_c = (23.6)(0.0254) = 930$ m².

For continuously operated shaker and reverse-gas cleaned filters, the area must be increased to allow for shutting down of one or more compartments for cleaning and maintenance. A typical compartment uses bags 0.3 m in diameter and 10.7 m long, with the number of bags per compartment ranging from 40 to 648. Table 10.2 provides a guide for adjusting the net area to the gross area for these two types of baghouses. Because pulse-jet filters are cleaned on line, no additional filtration area is required, and the net and gross cloth areas are equal.

Table 10.2 Guide to Estimate Shaker And Reverse-Air Baghouse Gross Cloth Area

Net Cloth Area (m ²)	Multiply Net Area by
1-370	2
371-1,115	1.5
1,116-2,230	1.25
2,231-3,350	1.17
3,351-4,465	1.125
4,461-5,580	1.11
5,581-6,690	1.10
6,691-7,810	1.09
7,811-8,920	1.08
8,921-10,040	1.07
10,041-11,170	1.06
11,171-12,300	1.05
12,301-13,430	1.04
> 13,430	1.04

Source: From Turner J. H. et al. *JAPCA*, 37:749 (1987). Reprinted with permission from JAPCA.

Example 10.7 Gross Cloth Area of Reverse-Air Baghouse

Estimate the gross cloth area required for the conditions of Example 10.6 if a reverse-air baghouse is specified.

Sec. 10.4 Practical Design Considerations

Solution

Table 10.1 gives $V = 1.02$ cm/s for fly-ash filtration in reverse-air baghouses. Then, the net cloth area required is $A_c = (23.6)(0.102) = 2,314$ m². From Table 10.2, the gross cloth area is $(2,314)(1.17) = 2,710$ m².

Comment

Notice that the reverse-air baghouse requires almost three times as much area as the pulse-jet to process the same flue gas flow rate.

10.4.2 Filter media

The type of filter material used in baghouses depends on the specific application in terms of chemical composition of the gas, operating temperature, dust loading, and the physical and chemical characteristics of the particulate. A variety of fabrics, either felted or woven (wovens are knit), is available. The selection of a specific material, weave, finish, or weight is based primarily on past experience. For some difficult applications, Gore-Tex, a polytetrafluoroethylene (PTFE) membrane laminated to a substrate fabric (felt or woven) may be used. Because of the violent action of mechanical shakers, spun or heavy weight staple yarn fabrics are commonly used in this type of cleaning. Lighter-weight filament yarn fabrics are used with reverse-air cleaning.

Cotton fabric is among the least resistant to high temperatures (about 355 K) while fiberglass is the most resistant (about 530 K). Table 10.3 gives the maximum temperature limits of the leading fabric materials.

Example 10.8 Fabric Filter for Open-Hearth Steel Plant (Licht 1980).

The flue gases from an open-hearth steel plant flow at the rate of 110 m³/s at 1,000 K and 101.3 kPa with an iron oxides particulate loading of 0.0026 kg/m³. The water content of the gases is 8%. Design a fabric filter system to reduce the particulate loading of the flue gas to the corresponding NSPS.

Solution

The NSPS for particulate emissions from steel plants is 50 mg/dscm (see Table 1.3). To calculate the overall removal efficiency required, correct the actual particulate loading to design standard conditions: $(2,600)(1,000)/(0.92)(273) = 10,352$ mg/dscm. The overall efficiency

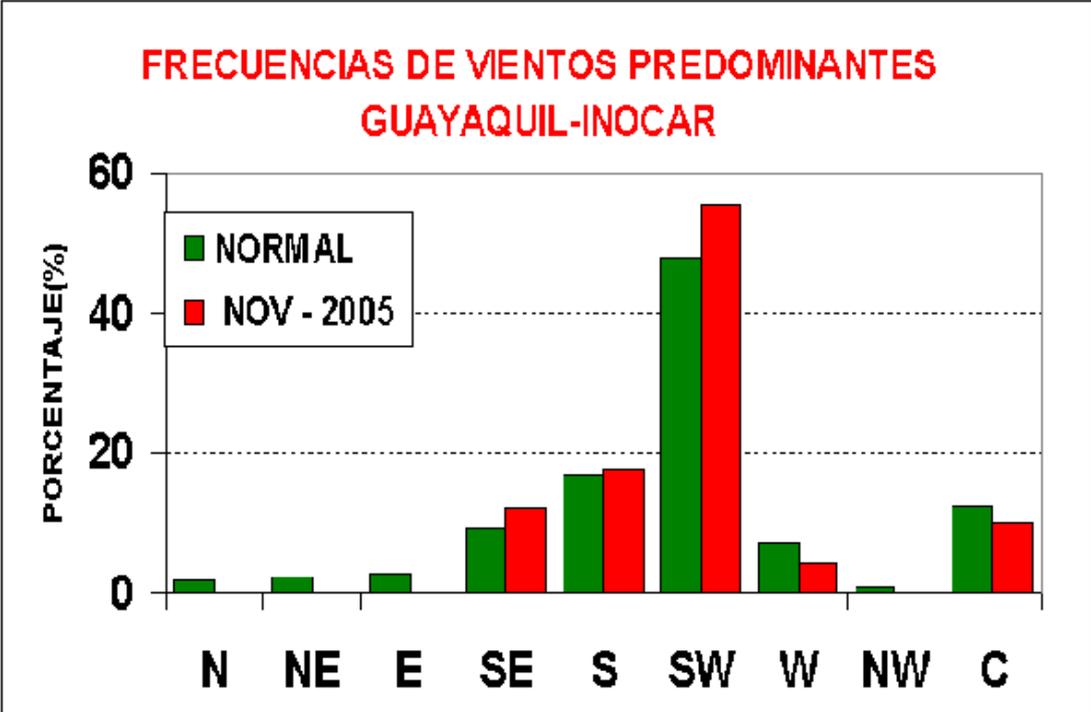
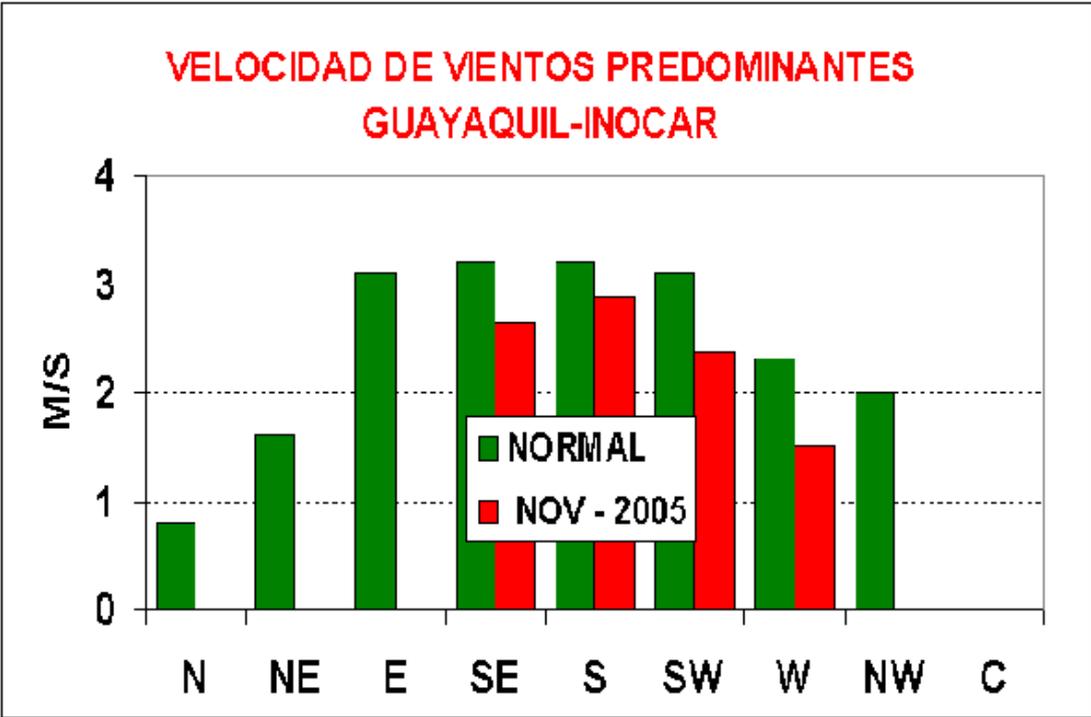
CARACTERÍSTICAS DE TELA [16]

	Polipropileno	Poliéster	Acrílico	Fibra de vidrio	Nomex	Rylon	P84	Teflón
Temperatura de Función. Continuo Máx.	77°C	135°C	130°C	260°C	204°C	190°C	260°C	260°C
Abrasión	Excelente	Excelente	Bueno	Regular	Excelente	Bueno	Bueno	Bueno
Absorción de energía	Bueno	Excelente	Bueno	Regular	Bueno	Bueno	Bueno	Bueno
Propiedades filtrantes	Bueno	Excelente	Bueno	Regular	Excelente	Excelente	Excelente	Regular
Calor húmedo	Excelnt.	Pobre	Excelnt	Excelnt	Bueno	Bueno	Bueno	Excelnt
Alcalinos	Excelnt	Regular	Regular	Bueno	Bueno	Excelnt	Regular	Excelnt
Ácidos minerales	Excelnt	Regular	Bueno	Pobre	Regular	Excelnt	Bueno	Excelnt
Oxígeno (15%+)	Excelnt	Excelnt	Excelnt	Excelnt	Excelnt	Pobre	Excelnt	Excelnt
Costo relativo	\$	\$	\$\$	\$\$\$	\$\$\$\$	\$\$\$\$\$\$	\$\$\$\$\$\$	\$\$\$\$\$\$

Excepto fibra de vidrio	Propósito del acabado	Disponible para los siguientes materiales
Chamuscado	Recomendado para un mejor desprendimiento de la capa de polvo	Poliéster, polipropileno, acrílico, Nomex, procon, rylon, P84.
Glaceado/eggshell	Ofrece mejoras a corto plazo del desprendimiento de la capa de polvo (puede impedir el flujo de aire)	Poliéster, polipropileno
Siliconas	Contribuye al desarrollo de una pre-capa de polvo inicial	Poliéster
Retardador de llama	Proporciona resistencia limitada al agua	
Retardador de llama	Retarda la combustibilidad (no es a prueba de llamas)	Poliéster, polipropileno
Cubiertas acrílicas (Base de látex)	Mejora la eficiencia de filtración y el desprendimiento de la capa de polvo (en algunas aplicaciones puede impedir el flujo de aire)	Poliéster y acrílicos
Acabados con Penetración PTFE	Mejora la resistencia al agua y aceite; limita el desalojo de la capa de polvo	Nomex
Membrana PTFE BHA-TEX	Para recolectar las partículas finas, mejorar la eficiencia de filtración, el desalojo del polvo y la capacidad del caudal de aire	Nomex, poliéster, acrílico

Fibra de vidrio	Objetivo del acabado	Aplicaciones
Silicona, grafito, teflón	Protege las fibras de vidrio de abrasión es lubricante	Para condiciones no ácidas, primariamente para aplicaciones de cemento y fundición de metales
Resistente a ácidos	Protege a las fibras de vidrio del ataque de ácidos	Aplicaciones de calderas de carbón, negro de humo, incineradoras, cemento y calderas industriales
Teflón B	Mejora la resistencia de fibra a fibra y proporciona Energía química limitada	Calderas de carga base industriales y eléctricas
	Proporciona mejor resistencia a los ácidos	Con condiciones de pH moderadas
Blue Max CRF-70	Reduce la abrasión entre las fibras, resistente al ataque de Alcalinos, mejor cobertura de las fibras	Calderas de carbón (sulfuro alto y bajo), negro de humo, incineradoras, calderas de lechos fluidificados
BHA-TEX Membrana de PTFE	Para atrapar partículas finas, mejor eficiencia De filtración, desprendimiento de polvo	Hornos de cemento/cal, incineradoras, calderas de carbón, hierro sílice/aleaciones, hornos

VELOCIDAD Y FRECUENCIA DE VIENTOS



PROPIEDADES TERMICAS

AGUA

Temperatura °C	Densidad ρ (Kg/m ³)	Calor específico c_p J/Kg°C	Conductiv. térmica "k" W/m°C	Dif. térmica $\alpha \cdot 10^6$ (m ² /seg)	Visc. dinám. $\eta \cdot 10^6$ N.seg/m ²	Visc. cinem. $\nu \cdot 10^6$ (m ² /seg)	Nº de Prandtl Pr	$\frac{g \beta}{\nu^2} \cdot 10^{-9}$
0	999,9	4226	0,558	0,131	1794	1,789	13,7	
20	998,2	4182	0,597	0,143	1004	1,006	7,02	2,035
40	992,3	4178	0,633	0,151	653,0	0,658	4,34	8,833
60	983,2	4181	0,658	0,155	470,0	0,478	3,02	22,75
80	971,8	4194	0,673	0,165	353,7	0,364	2,22	46,68
100	958,4	4211	0,682	0,169	281,0	0,294	1,75	85,09
120	943,1	4245	0,685	0,171	233,0	0,247	1,45	
140	926,1	4279	0,687	0,172	198,2	0,214	1,24	
160	907,6	4338	0,682	0,173	171,5	0,189	1,10	
180	887,0	4413	0,678	0,172	153,5	0,173	1,00	
200	864,8	4501	0,665	0,170	129,0	0,160	0,94	517,2
220	840,5	4606	0,656	0,168	126,0	0,150	0,89	
240	812,2	4752	0,639	0,164	116,0	0,143	0,87	
260	784,0	4944	0,614	0,157	107,5	0,137	0,87	
280	750,8	5204	0,583	0,150	101,4	0,135	0,92	
300	712,5	6594	0,543	0,132	94,1	0,132	1,02	1766

GASES EMITIDOS POR EL HAE

T (°C)	Calor Específico (J/KgK)	Conductividad (W/mK)x10 ⁻³	Viscosidad Dinámica (Ns/m ²)x10 ⁻⁷	Densidad (Kg/m ³)	Viscosidad Cinemática (m ² /s)x10 ⁻⁶
50	995,08	24,72	176,95	1,2306	14,38
100	1016,16	31,59	219,89	0,9229	23,82
200	1040,86	38,26	258,53	0,7383	35,01
300	1068,28	44,34	293,24	0,6153	47,66
400	1096,52	49,95	324,84	0,5274	61,59
500	1193,76	55,26	354,16	0,4615	76,75
600	1147,83	60,60	381,94	0,4102	93,11
700	1169,87	66,01	408,15	0,3692	110,56
800	1189,13	71,30	433,25	0,3356	129,09
900	1206,13	77,20	457,14	0,3076	148,60
1.000	1219,73	82,34	482,97	0,2840	170,07

PROPIEDADES TÉRMICAS DE ALGUNAS ALEACIONES

Propiedades a 20°C		Densidad ρ Kg/m ³	Calor especif J/kg°K	Conduct. k W/m°K	Difusividad $\alpha \times 10^5$ m ² /seg	Conductividad térmica en (W/m°C) a la temperatura en °C:														
Aleaciones	Composición					-100	0°C	100	200	300	400	600	800	1000						
Duraluminio	94-96% Al; 3-5% Cu	2787	833	164	6,680	126	159	182	194											
Siluminio	87% Al; 1,33% Si	2659	871	164	7,100	119	137	144	152	161										
Alusil	80% Al; 20% Si	2627	854	161	7,172	144	157	168	175	178										
Al-Mg-Si	97% Al; 1% Mg; 1% Si	2707	8922	177	7,311		175	189	204											
Bronce de aluminio	95% Cu; 5% Al	8666	410	83	2,330															
Bronce	75% Cu; 25% Sn	8666	343	26	0,860															
Latón rojo	85% Cu; 9% Sn; 6% Zn	8714	385	61	1,804		59	71												
Latón	70% Cu; 30% Zn	8522	385	111	3,412	88		128	144	147	147									
Plata alemana	62% Cu; 15% Ni; 22% Zn	8618	394	24,9	0,733	19,2		31	40	45	48									
Constantán	60% Cu; 40% Ni	8922	410	22,7	0,612	21		22	26											
Fundición	4% C	7272	420	52	1,702															
Acero al carbono	0,5% C	7833	465	54	1,474		55	52	48	45	42	35	31	29						
	1% C	7801	473	43	1,172		43	43	42	40	36	33	29	28						
	1,5% C	7753	486	36	0,970		36	36	36	35	33	31	28	28						
Acero al cromo	1% Cr	7865	460	61	1,665		62	55	52	47	42	36	33	33						
	5% Cr	7833	460	40	1,110		40	38	36	36	33	29	29	29						
	20% Cr	7689	460	40	1,11		22	22	22	22	24	24	26	29						
Acero al níquel	10% Ni	7945	460	26	0,720															
	20% Ni	7993	460	19	0,526															
	40% Ni	8169	460	10	0,279															
	60% Ni	8378	460	19	0,493															
	80% Ni	8618	0,46	35	0,872															
	Invar 36% Ni	8,137	460	10,7	0,286															
Acero al Cr-Ni	15% Cr; 10% Ni	7865	460	19	0,526															
	15% Cr; 40% Ni	8073	460	11,6	0,305															
	18% Cr; 8% Ni	7817	460	16,3	0,444		16	17	17	19	19	22	27	31						
	20% Cr; 15% Ni	7833	460	15,1	0,415															
	25% Cr; 20% Ni	7865	460	12,8	0,361															
	80% Cr; 15% Ni	8522	460	17	0,444															
Acero al manganes	1% Mn	7865	460	50	1,388															
	5% Mn	7849	460	22	0,637															
Acero al silicio	1% Si	7769	460	42	1,164															
	5% Si	7417	460	19	0,555															
Acero al tungsteno	1% W	7913	448	66	1,858															
	5% W	8073	435	54	1,525															
	10% W	8314	419	48	1,391															
Ni-Cr	90% Ni; 10% Cr	8666	444	17	0,444		17	19	21	23	25									
	80% Ni; 20% Cr	8314	444	12,6	0,343		12	14	16	17	18	23								
Mg-Al; electrol.	Mg; 7 % Al; 1,5% Zn;	1810	1000	66	3,605		52	62	74	83										

PRESIONES Y TEMPERATURAS NOMINALES PARA TUBERIAS

Tabla 8.7.36 Presión-temperatura nominales para las bridas y accesorios con bridas de acero al carbono, presión de trabajo en lb/pulg² manométricas

Temperatura, °F	Clase 150			Clase 300			Clase 1500		
	Grupo de materiales*			Grupo de materiales*			Grupo de materiales*		
	1.1	1.2	1.4	1.1	1.2	1.4	1.1	1.2	1.4
	Acero al carbono			Acero al carbono			Acero al carbono		
	Norm.	Alto	Bajo	Norm.	Alto	Bajo	Norm.	Alto	Bajo
-20 a 100	285	290	235	740	750	620	3705	3750	3085
200	260	260	215	675	750	560	3375	3750	2810
300	230	230	210	655	730	550	3280	3640	2735
400				635	705	530	3170	3530	2645
500				600	665	500	2995	3325	2490
600				550	605	455	2735	3025	2285
650				535	590	450	2685	2940	2245
700				535	570	450	2665	2840	2245
750				505	505	445	2520	2520	2210
800				410	410	370	2060	2060	1850
850					270			1340	
900					170			860	
950					105			515	
1000					50			260	

Grupo de materiales	Materiales (grado espec.)	Véanse notas
1.1	A105, A181-II, A216-WCB, A515-70 A516-70 A350-LF2, A537-C1.1	†, ¶ ‡, § ‡
1.2	A203-B, A203-E, A216-WCC A350-LF3, A352-LC2, A352-LC3	†, ¶ ‡
1.4	A181-I, A515-60 A516-60 A350-LF1	†, ¶ ‡, § ‡

*Los valores nominales que se indican son aplicables a los demás grupos de materiales en los que se omiten las líneas divisorias.

† Permisible pero no se recomienda para un uso prolongado por arriba de 800°F aproximadamente.

‡ No debe utilizarse por arriba de 650°F.

§ No debe utilizarse por arriba de 850°F.

¶ No debe utilizarse por arriba de 1000°F.

FUENTE: Resumido con autorización de la ASME B16.5-81.

PLANTILLAS PARA TALADRAR

Tabla 8.7.38 Plantillas para taladrar bridas y accesorios con tubo de acero norma American National (ANSI B16.5-1981)
 (Todas las dimensiones están en pulgadas.)

Tamaño nominal del tubo	Norma Clase 400						Norma Clase 600						Norma Clase 900						Norma Clase 1500						
	Díametro exterior de la brida	Espesor mínimo de la brida	Díametro del círculo de tornillos	Número de tornillos	Tamaño de los tornillos	Díametro exterior de la brida	Espesor mínimo de la brida	Díametro del círculo de tornillos	Número de tornillos	Tamaño de los tornillos	Díametro exterior de la brida	Espesor mínimo de la brida	Díametro del círculo de tornillos	Número de tornillos	Tamaño de los tornillos	Díametro exterior de la brida	Espesor mínimo de la brida	Díametro del círculo de tornillos	Número de tornillos	Tamaño de los tornillos	Díametro exterior de la brida	Espesor mínimo de la brida	Díametro del círculo de tornillos	Número de tornillos	Tamaño de los tornillos
1/2	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	3/4	2 5/8	4	1/2	3 1/4	9/16	2 5/8	4	1/2	3 1/4	9/16	2 5/8	4	1/2	3 1/4	9/16	2 5/8	4	1/2	3 1/4	9/16	2 5/8	4	1/2
3/4	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	4 5/8	3 1/2	4	5/8	4 1/2	5/8	3 1/2	4	5/8	4 1/2	5/8	3 1/2	4	5/8	4 1/2	5/8	3 1/2	4	5/8	4 1/2	5/8	3 1/2	4	5/8
1	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	5 1/4	3 7/8	4	3/4	5 1/4	1 1/4	3 7/8	4	3/4	5 1/4	1 1/4	3 7/8	4	3/4	5 1/4	1 1/4	3 7/8	4	3/4	5 1/4	1 1/4	3 7/8	4	3/4
1 1/2	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	6 1/8	4 1/2	4	7/8	6 1/8	1 1/4	4 1/2	4	7/8	6 1/8	1 1/4	4 1/2	4	7/8	6 1/8	1 1/4	4 1/2	4	7/8	6 1/8	1 1/4	4 1/2	4	7/8
2	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	7 1/4	5	8	1	7 1/4	1 1/2	5	8	1	7 1/4	1 1/2	5	8	1	7 1/4	1 1/2	5	8	1	7 1/4	1 1/2	5	8	1
2 1/2	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	8 1/4	5 7/8	8	1 1/8	8 1/4	1 1/2	5 7/8	8	1 1/8	8 1/4	1 1/2	5 7/8	8	1 1/8	8 1/4	1 1/2	5 7/8	8	1 1/8	8 1/4	1 1/2	5 7/8	8	1 1/8
3	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	9	6 3/8	8	1 1/4	9	1 1/2	6 3/8	8	1 1/4	9	1 1/2	6 3/8	8	1 1/4	9	1 1/2	6 3/8	8	1 1/4	9	1 1/2	6 3/8	8	1 1/4
3 1/2	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	10	6 7/8	8	1 1/2	10	1 1/2	6 7/8	8	1 1/2	10	1 1/2	6 7/8	8	1 1/2	10	1 1/2	6 7/8	8	1 1/2	10	1 1/2	6 7/8	8	1 1/2
4	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	11	7 1/8	8	1 1/4	11	1 1/2	7 1/8	8	1 1/4	11	1 1/2	7 1/8	8	1 1/4	11	1 1/2	7 1/8	8	1 1/4	11	1 1/2	7 1/8	8	1 1/4
5	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	12 1/2	7 7/8	12	1 1/2	12 1/2	1 1/2	7 7/8	12	1 1/2	12 1/2	1 1/2	7 7/8	12	1 1/2	12 1/2	1 1/2	7 7/8	12	1 1/2	12 1/2	1 1/2	7 7/8	12	1 1/2
6	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	13	8 1/8	12	1 3/4	13	1 1/2	8 1/8	12	1 3/4	13	1 1/2	8 1/8	12	1 3/4	13	1 1/2	8 1/8	12	1 3/4	13	1 1/2	8 1/8	12	1 3/4
8	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	15	9 1/4	16	1 7/8	15	1 1/2	9 1/4	16	1 7/8	15	1 1/2	9 1/4	16	1 7/8	15	1 1/2	9 1/4	16	1 7/8	15	1 1/2	9 1/4	16	1 7/8
10	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	17 1/2	10 3/8	16	2	17 1/2	1 1/2	10 3/8	16	2	17 1/2	1 1/2	10 3/8	16	2	17 1/2	1 1/2	10 3/8	16	2	17 1/2	1 1/2	10 3/8	16	2
12	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	20 1/2	11 1/4	16	2 1/8	20 1/2	1 1/2	11 1/4	16	2 1/8	20 1/2	1 1/2	11 1/4	16	2 1/8	20 1/2	1 1/2	11 1/4	16	2 1/8	20 1/2	1 1/2	11 1/4	16	2 1/8
14 DE	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	23	12 1/4	20	2 1/4	23	1 1/2	12 1/4	20	2 1/4	23	1 1/2	12 1/4	20	2 1/4	23	1 1/2	12 1/4	20	2 1/4	23	1 1/2	12 1/4	20	2 1/4
16 DE	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	25 1/2	13 1/4	20	2 3/8	25 1/2	1 1/2	13 1/4	20	2 3/8	25 1/2	1 1/2	13 1/4	20	2 3/8	25 1/2	1 1/2	13 1/4	20	2 3/8	25 1/2	1 1/2	13 1/4	20	2 3/8
18 DE	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	28	14 1/4	24	2 1/2	28	1 1/2	14 1/4	24	2 1/2	28	1 1/2	14 1/4	24	2 1/2	28	1 1/2	14 1/4	24	2 1/2	28	1 1/2	14 1/4	24	2 1/2
20 DE	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	30 1/2	15 1/4	24	2 3/4	30 1/2	1 1/2	15 1/4	24	2 3/4	30 1/2	1 1/2	15 1/4	24	2 3/4	30 1/2	1 1/2	15 1/4	24	2 3/4	30 1/2	1 1/2	15 1/4	24	2 3/4
24 DE	Para los tamaños menores de 4 pulg úsense las dimensiones de los accesorios de 600 lb	36	17 1/4	24	3	36	1 1/2	17 1/4	24	3	36	1 1/2	17 1/4	24	3	36	1 1/2	17 1/4	24	3	36	1 1/2	17 1/4	24	3

VELOCIDADES DE TRANSPORTE RECOMENDADAS (15)

CONTAMINANTE	VELOCIDADES RECOMENDADAS (FPM)
Vapores y humos	1400-2000
Polvos finos y livianos	2000-2500
Polvos secos y taksos	2500-3500
Polvo industrial (aserrín, granito, arcillas, etc.)	3500-4000
Polvos pesados (metálicos, limpieza por impacto, etc.)	4000-4500
Polvos húmedos (cemento, trozos de asbestos, etc.)	4500- en adelante.

APÉNDICE D: Mediciones Realizadas

MONITOREO DE GASES DE COMBUSTIÓN Y MATERIAL PARTICULADO

**REALIZADO EN LA NAVE INDUSTRIAL DE ANDEC S.A. A 11 METROS
DEL PISO EN EL HAE**

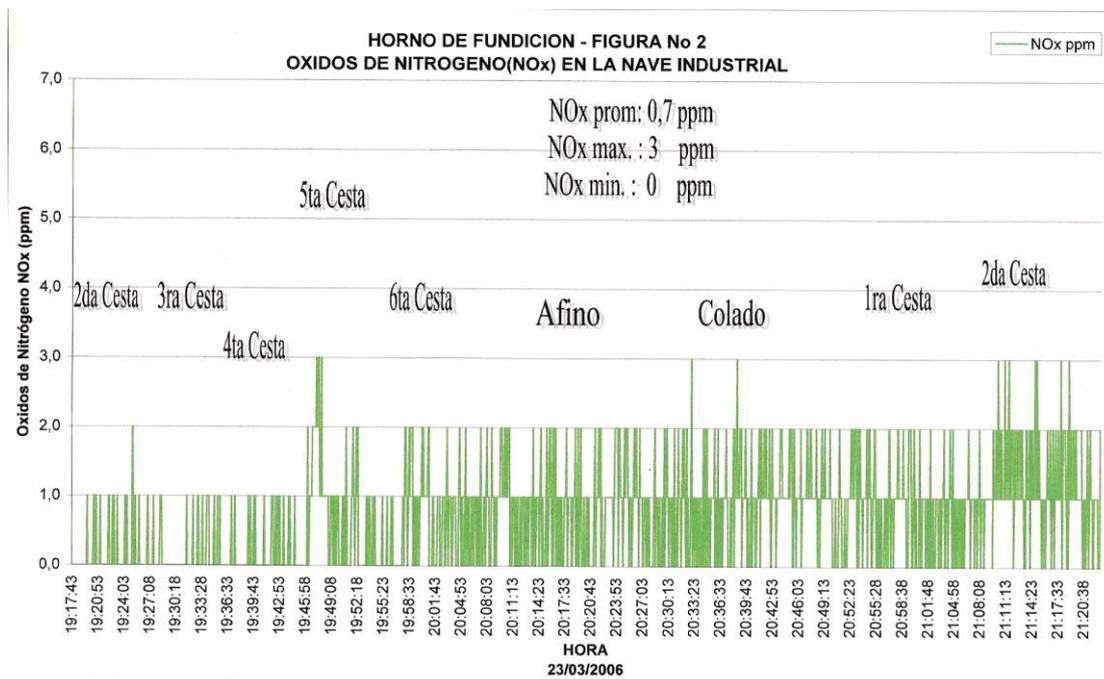
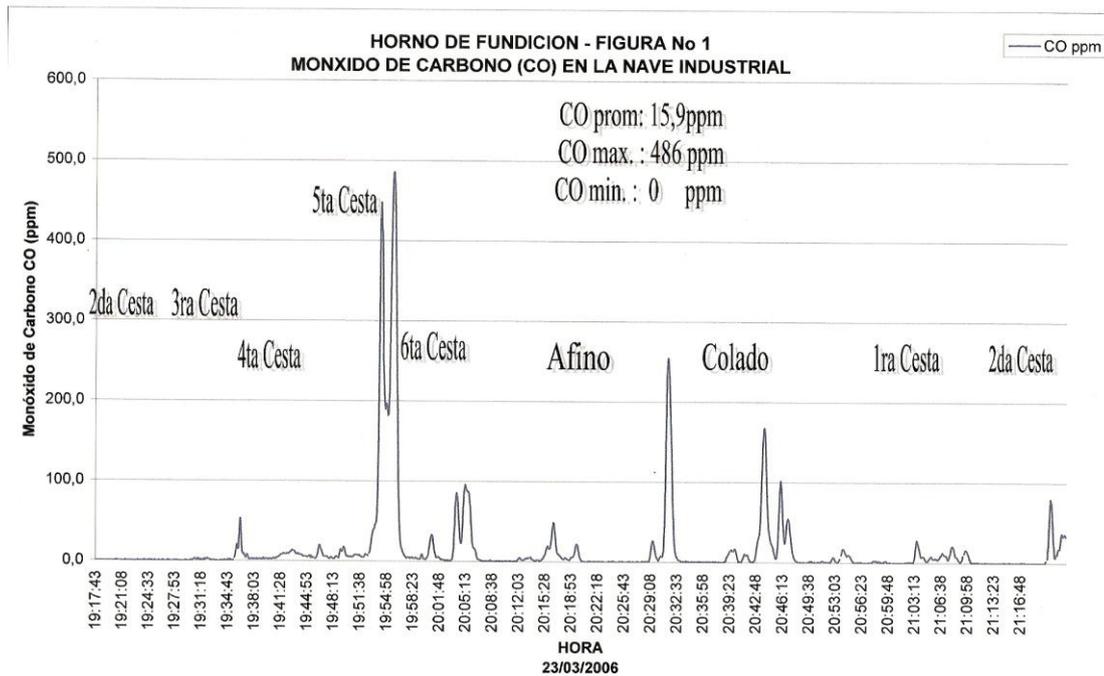
Empresa contratada para las mediciones: Deproinsa

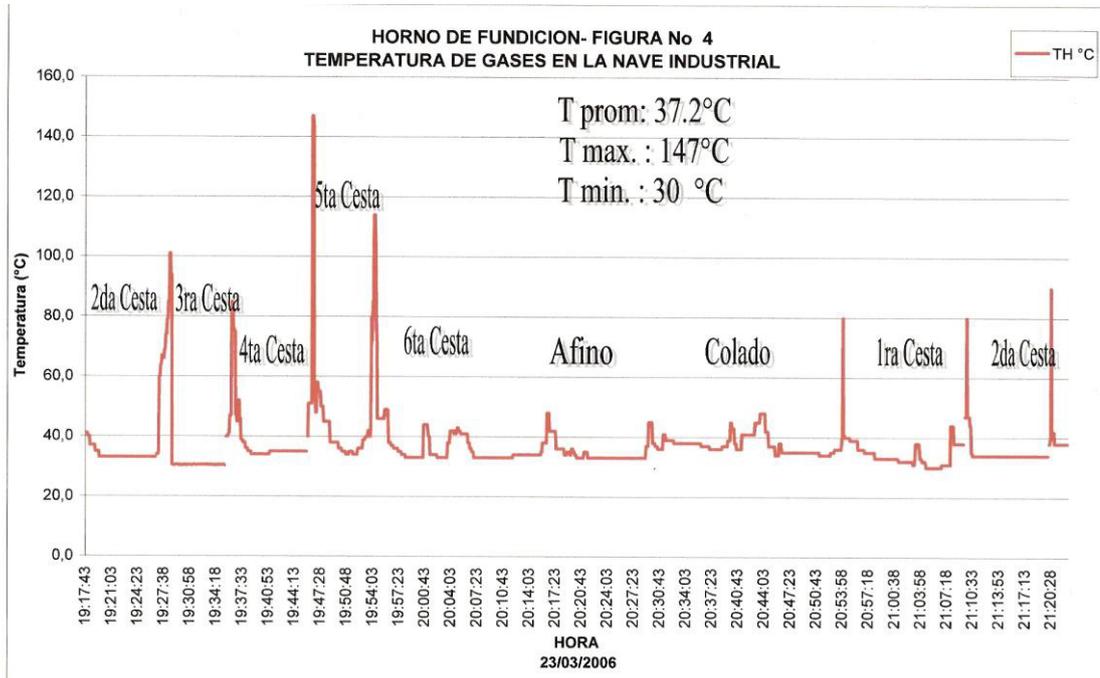
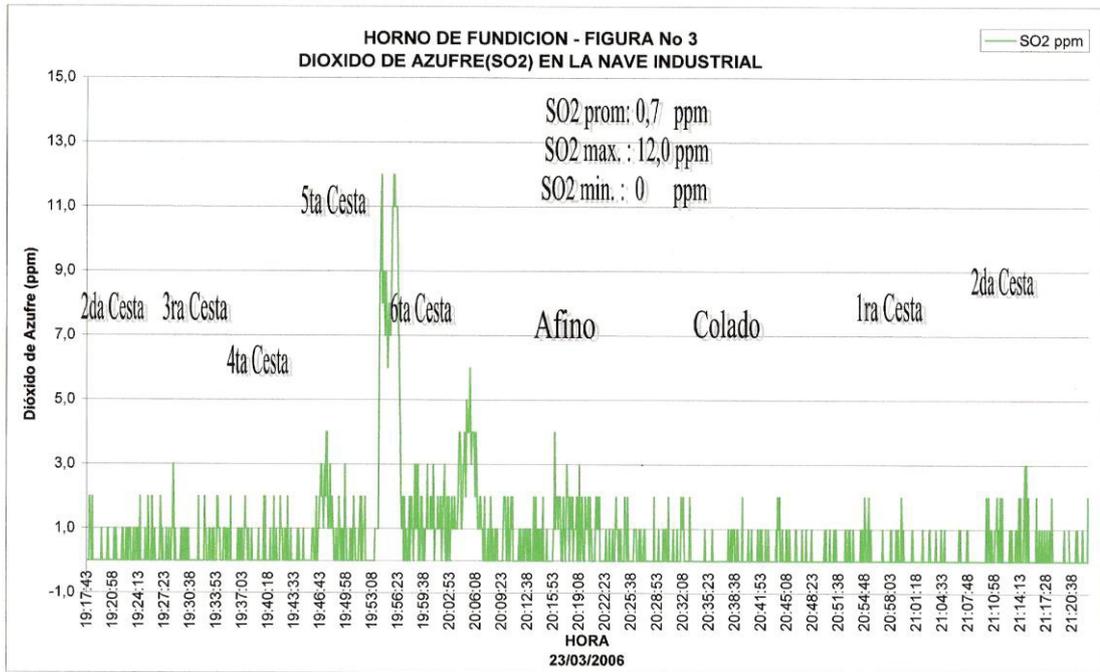
Fecha de medición: Marzo del 2.006

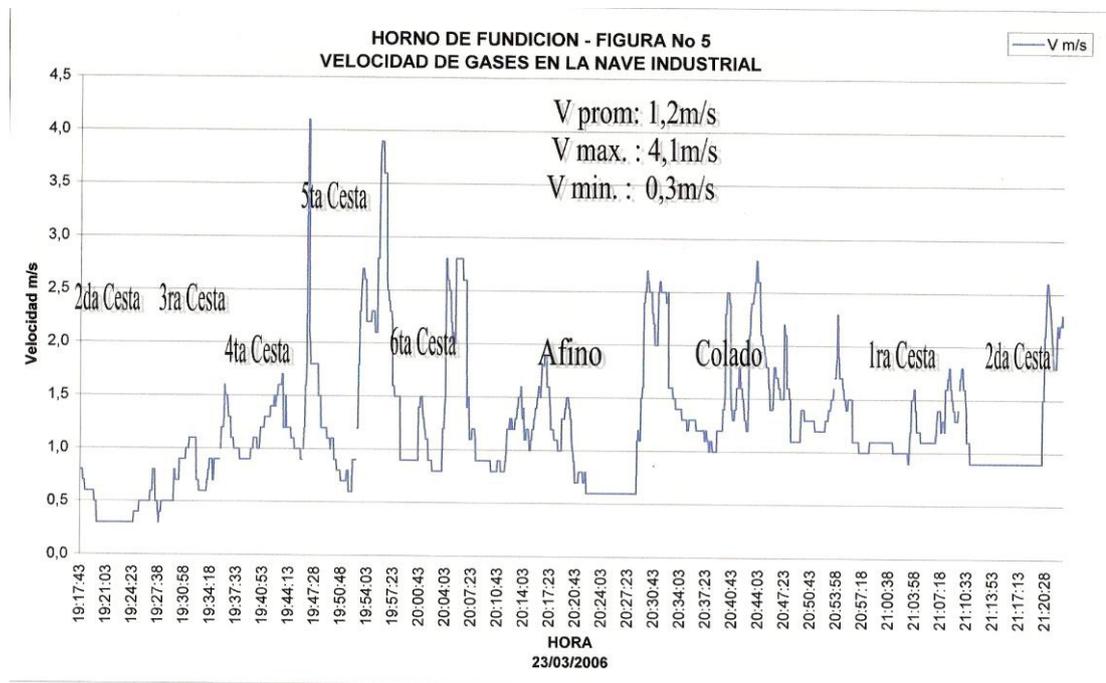
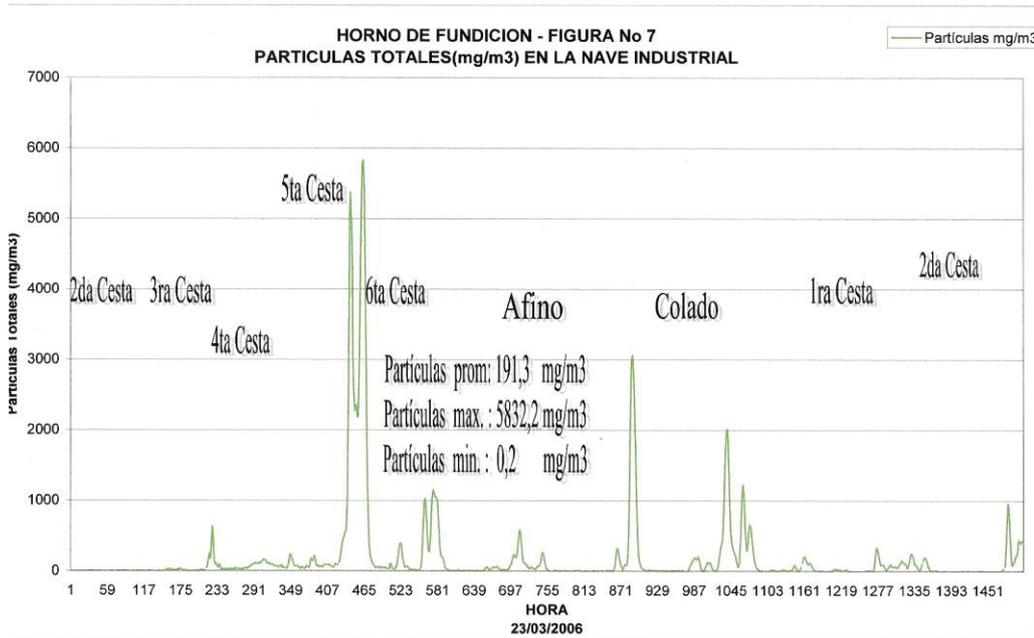
Instrumentos utilizados:

- ◆ Analizador de gases.
- ◆ Tren isocinético.
- ◆ Medidor de material particulado.
- ◆ Anemómetro.

Parámetros	Unidad	Resumen de las Mediciones Proceso de fundición y afino			Límites Máximos Permisibles
		Promedio	Valor máximo	Valor mínimo	
O ₂	%	20,84	20,94	20,69	N/A
CO	ppm	15,9	486,0	0,0	N/A
Nox	ppm	0,7	3,0	0,0	N/A
SO ₂	ppm	0,7	12,0	0,0	N/A
Temperatura de Gases	°C	37,2	147,0	30,0	N/A
Velocidad del gas	m/s	1,2	4,1	0,3	N/A
CO	mg/Nm ³	1.997,9	63.750,0	0,0	N/A
NOx: óxidos de Nitrógeno	mg/Nm ³	174,9	1.230,0	0,0	N/A
SO ₂ :Dióxido de azufre	mg/Nm ³	233,2	4671,3	0,0	N/A



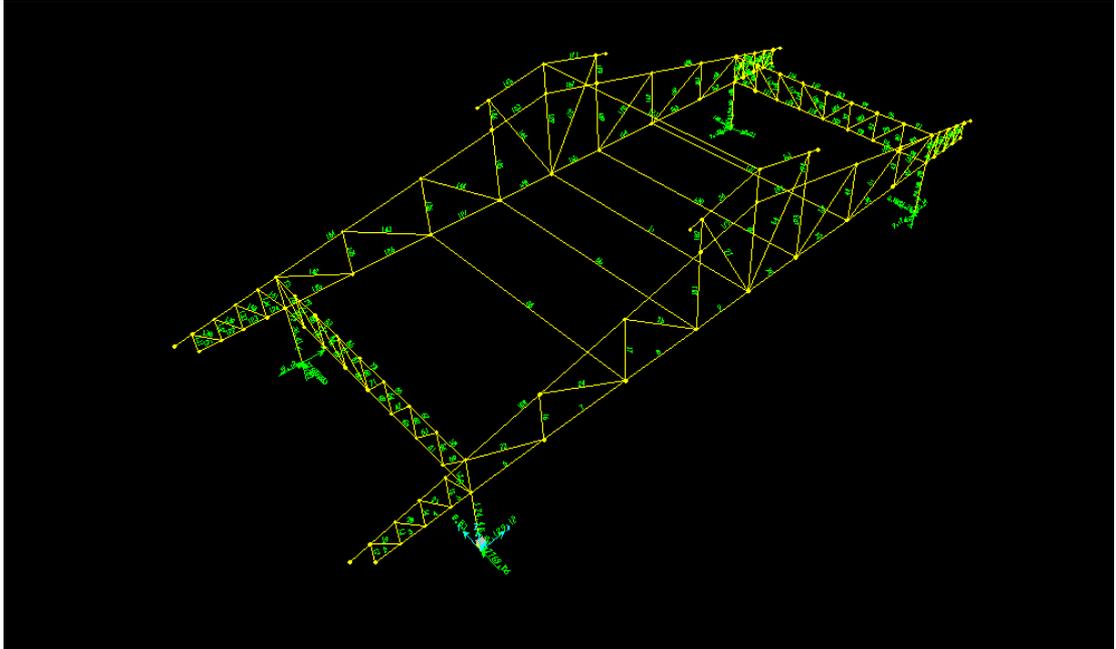




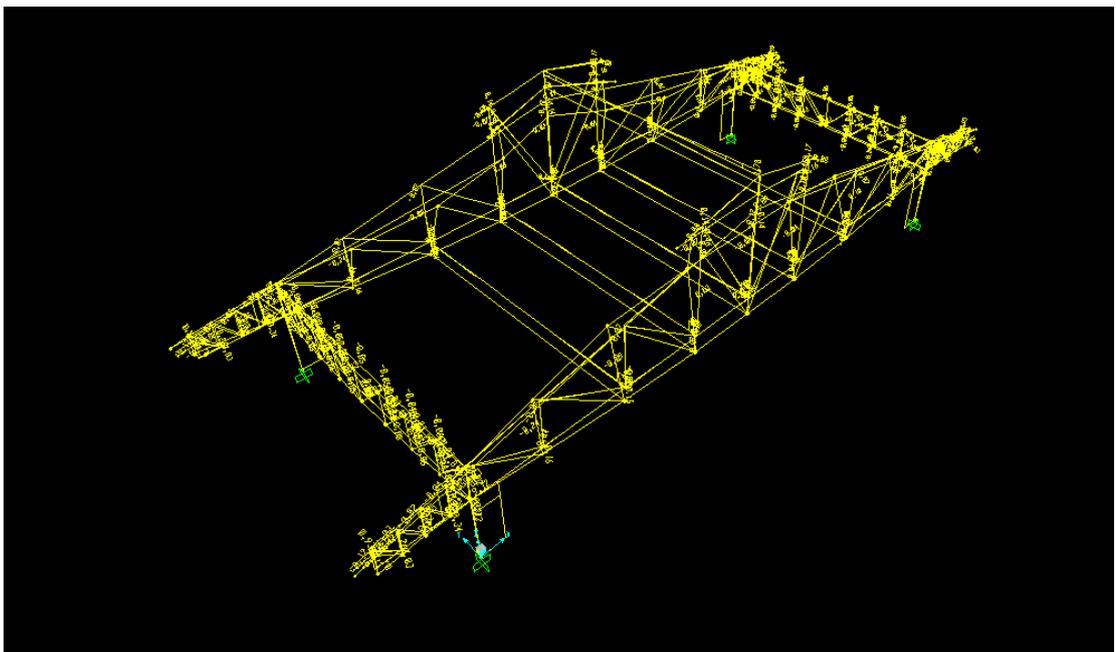
APÉNDICE E: Resultados del Análisis con SAP 2000

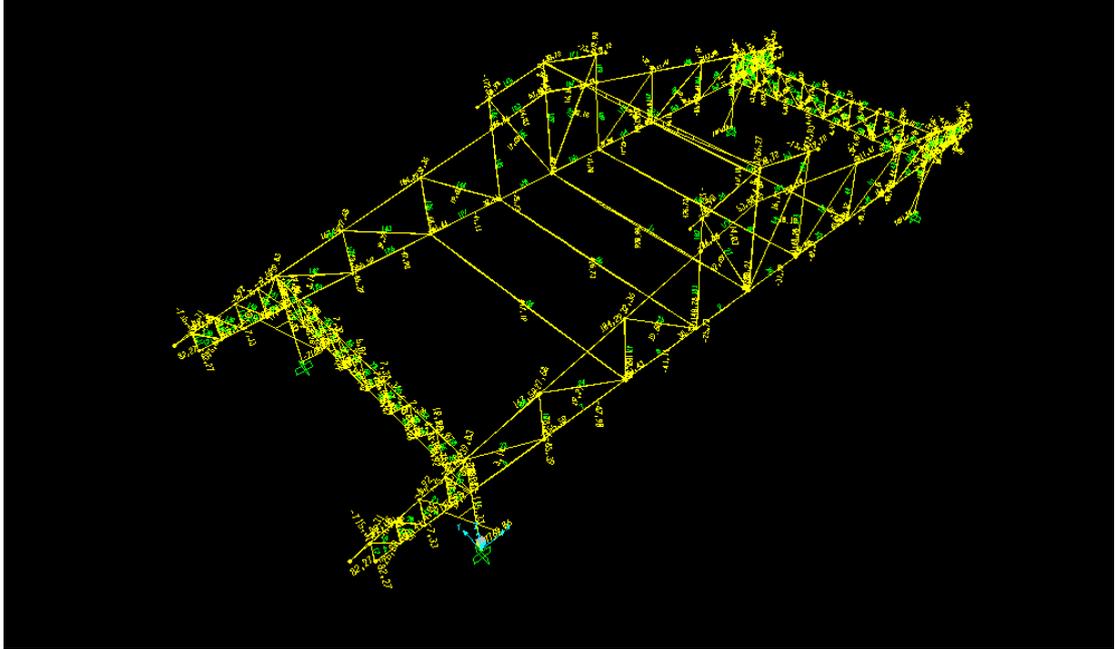
ANÁLISIS DE LA ESTRUCTURA DEL TECHO

REACCIONES EN LOS APOYOS

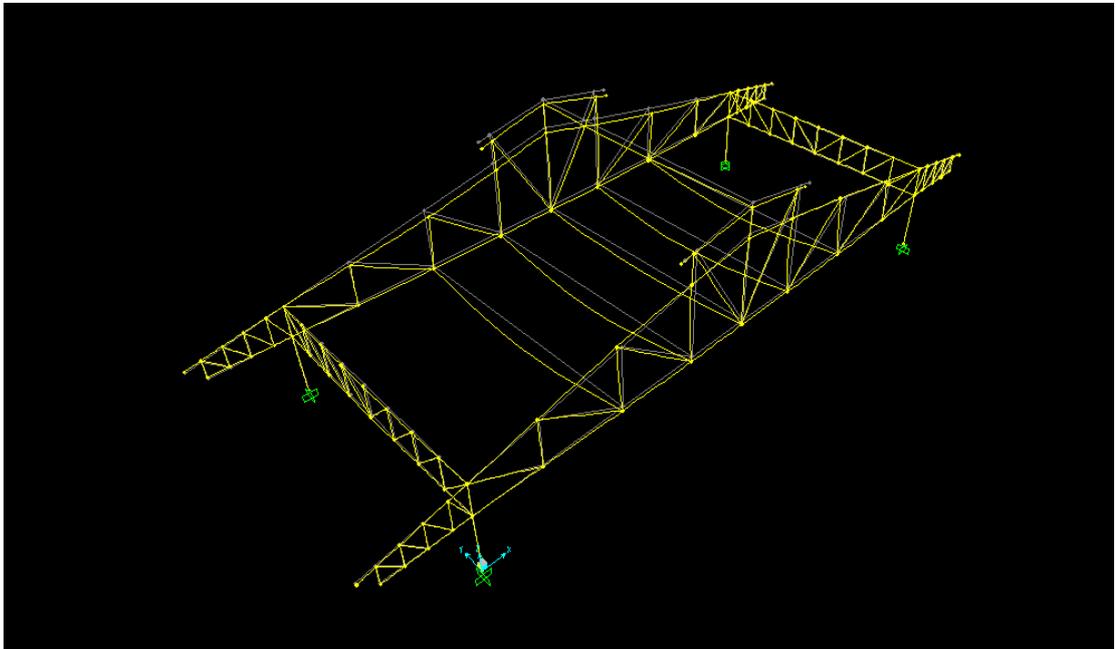


DIAGRAMAS DE CORTANTE Y MOMENTO FLECTOR





ESTRUCTURA DEFORMADA



TABLAS DE RESULTADOS

TABLE: Base Reactions					
OutputCase	GlobalFX	GlobalFY	GlobalFZ	GlobalMX	GlobalMY
Text	KN	KN	KN	KN-mm	KN-mm
DEAD	-1,457E-13	-1,264E-14	97,812	366794,42	-820061
GlobalMZ	GlobalX	GlobalY	GlobalZ	XCentroidFX	YCentroidFX
KN-mm	mm	mm	mm	mm	mm
2,703E-10	0	0	0	2,096E+18	4495,61
XCentroidFY	YCentroidFY	ZCentroidFY	XCentroidFZ	YCentroidFZ	ZCentroidFZ
mm	mm	mm	mm	mm	mm
30149,8	3,91E+16	0	8385,65	3750	0
ZCentroidFX					
mm					
0					

TABLE: Element Forces - Area Shells					
Area	Joint	OutputCase	F11	F22	F12
Text	Text	Text	KN/mm	KN/mm	KN/mm
1	14	DEAD	3,614E-12	5,982E-13	-2,753E-12
1	113	DEAD	-7,932E-12	-2,865E-12	-2,753E-12
1	114	DEAD	-7,932E-12	-2,865E-12	2,753E-12
1	88	DEAD	3,614E-12	5,982E-13	2,753E-12
3	116	DEAD	-7,932E-12	-2,868E-12	2,753E-12
3	33	DEAD	3,613E-12	5,954E-13	2,753E-12
3	104	DEAD	3,613E-12	5,954E-13	-2,753E-12
3	115	DEAD	-7,932E-12	-2,868E-12	-2,753E-12
4	22	DEAD	-7,508E-12	-2,217E-12	1,462E-12
4	12	DEAD	2,523E-15	3,634E-14	1,462E-12
4	86	DEAD	2,523E-15	3,634E-14	-1,462E-12
4	96	DEAD	-7,508E-12	-2,217E-12	-1,462E-12
5	12	DEAD	5,445E-15	4,608E-14	-1,124E-12
5	40	DEAD	-5,751E-12	-1,681E-12	-1,124E-12
5	111	DEAD	-5,751E-12	-1,681E-12	1,124E-12
5	86	DEAD	5,445E-15	4,608E-14	1,124E-12
7	112	DEAD	-7,507E-12	-2,215E-12	1,462E-12
7	86	DEAD	3,126E-15	3,835E-14	1,462E-12

7	12	DEAD	3,126E-15	3,835E-14	-1,462E-12
7	41	DEAD	-7,507E-12	-2,215E-12	-1,462E-12
FMax	FMin	FAngle	FVM	M11	M22
KN/mm	KN/mm	Degrees	KN/mm	KN-mm/mm	KN-mm/mm
5,25E-12	-1E-12	-30,645	5,83E-12	-9,64E-15	-2,489E-14
-1,7E-12	-9,1E-12	-66,31	8,434E-12	1,208E-15	1,587E-14
-1,7E-12	-9,1E-12	66,31	8,434E-12	1,208E-15	1,587E-14
5,25E-12	-1E-12	30,645	5,83E-12	-9,64E-15	-2,489E-14
-1,7E-12	-9,1E-12	66,304	8,434E-12	1,511E-15	1,689E-14
5,24E-12	-1E-12	30,637	5,83E-12	-9,795E-15	-2,541E-14
5,24E-12	-1E-12	-30,637	5,83E-12	-9,795E-15	-2,541E-14
-1,7E-12	-9,1E-12	-66,304	8,434E-12	1,511E-15	1,689E-14
-1,8E-12	-7,9E-12	75,537	7,145E-12	-1,346E-14	-2,575E-14
1,48E-12	-1,4E-12	45,331	2,533E-12	6,648E-15	5,324E-15
1,48E-12	-1,4E-12	-45,331	2,533E-12	6,648E-15	5,324E-15
-1,8E-12	-7,9E-12	-75,537	7,145E-12	-1,346E-14	-2,575E-14
1,15E-12	-1,1E-12	-45,518	1,947E-12	9,201E-15	1,383E-14
-1,4E-12	-6E-12	-75,544	5,479E-12	-1,4E-14	-2,756E-14
-1,4E-12	-6E-12	75,544	5,479E-12	-1,4E-14	-2,756E-14
1,15E-12	-1,1E-12	45,518	1,947E-12	9,201E-15	1,383E-14
-1,8E-12	-7,9E-12	75,54	7,145E-12	-1,524E-14	-3,17E-14
1,48E-12	-1,4E-12	45,345	2,533E-12	8,605E-15	1,185E-14
1,48E-12	-1,4E-12	-45,345	2,533E-12	8,605E-15	1,185E-14
-1,8E-12	-7,9E-12	-75,54	7,145E-12	-1,524E-14	-3,17E-14
M12	MMax	MMin	MAngle	V13	V23
KN-mm/mm	KN-mm/mm	KN-mm/mm	Degrees	KN/mm	KN/mm
-2,2E-16	-9,6E-15	-2,489E-14	-0,818	0	-4,394E-18
-2,2E-16	1,59E-14	1,204E-15	-89,15	0	-4,394E-18
2,18E-16	1,59E-14	1,204E-15	89,15	0	-4,394E-18
2,18E-16	-9,6E-15	-2,489E-14	0,818	0	-4,394E-18
2,18E-16	1,69E-14	1,508E-15	89,189	0	-4,561E-18
2,18E-16	-9,8E-15	-2,541E-14	0,799	0	-4,561E-18
-2,2E-16	-9,8E-15	-2,541E-14	-0,799	0	-4,561E-18
-2,2E-16	1,69E-14	1,508E-15	-89,189	0	-4,561E-18
6,64E-15	-1,1E-14	-2,866E-14	23,609	0	-1,505E-17
6,64E-15	1,27E-14	-6,908E-16	42,156	0	-1,505E-17
-6,6E-15	1,27E-14	-6,908E-16	-42,156	0	-1,505E-17
-6,6E-15	-1,1E-14	-2,866E-14	-23,609	0	-1,505E-17
-8E-15	1,98E-14	3,215E-15	-53,1	0	-2,335E-17
-8E-15	-1E-14	-3,124E-14	-24,812	0	-2,335E-17
7,97E-15	-1E-14	-3,124E-14	24,812	0	-2,335E-17
7,97E-15	1,98E-14	3,215E-15	53,1	0	-2,335E-17

192	-0,266	-1,01	920,01	-75,78
192	0,398	-0,03365	919,78	3,29
192	0,398	-0,03365	41,18	-27,58
192	0,398	-0,03365	-22,35	-50,8
192	0,505	1,07	112,27	89,44
192	0,505	1,07	-826,22	-258,21
192	-0,117	0,32	-123,39	-51,13
192	-0,117	0,32	-67,74	-7
192	-0,045	0,15	-57,75	-22,25
192	-0,045	0,15	-31,15	-5,71
192	-0,017	0,07207	-20,25	-31,98
192	-0,017	0,07207	-11,38	68,91
192	-0,00688	0,02737	-6,74	91,36
192	-0,00688	0,02737	-3,05	-389,55
192	9,58E-10	-2,696E-11	7,936E-06	-715,37
192	9,58E-10	-2,696E-11	7,529E-06	9,58E-11
193	-0,302	1	-852,01	-39,8
193	-0,302	1	-504,46	8,17
193	-0,302	1	-156,91	56,14
194	-0,152	0,83	-157,32	122,79
194	-0,152	0,83	-89	51,54
194	-0,152	0,83	-20,69	-19,72

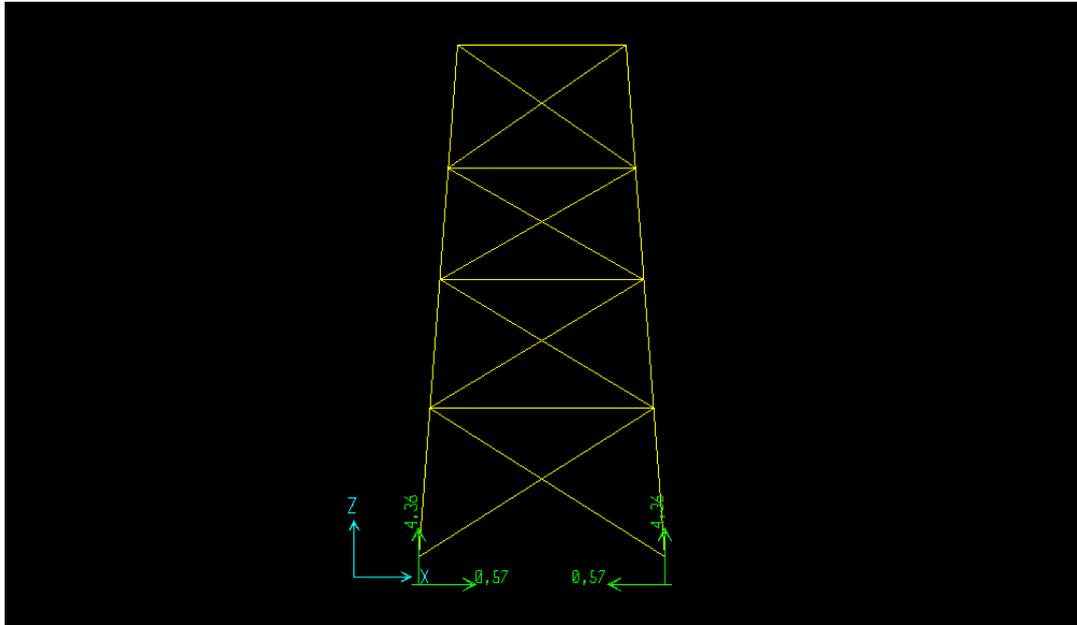
TABLE: Element Joint Forces - Areas					
Area	AreaElem	Joint	OutputCase	F1	F2
Text	Text	Text	Text	KN	KN
1	1	14	DEAD	4,163E-09	9,533E-10
1	1	113	DEAD	-4,163E-09	1,882E-08
1	1	114	DEAD	-4,163E-09	-1,882E-08
1	1	88	DEAD	4,163E-09	-9,533E-10
3	2	116	DEAD	4,173E-09	1,882E-08
3	2	33	DEAD	-4,173E-09	9,575E-10
3	2	104	DEAD	-4,173E-09	-9,575E-10
3	2	115	DEAD	4,173E-09	-1,882E-08
4	3	22	DEAD	4,004E-09	7,296E-09
4	3	12	DEAD	-4,004E-09	1,487E-09
4	3	86	DEAD	-4,004E-09	-1,487E-09
4	3	96	DEAD	4,004E-09	-7,296E-09
5	4	12	DEAD	3,002E-09	6,995E-10
5	4	40	DEAD	-3,002E-09	4,904E-09

5	4	111	DEAD	-3,002E-09	-4,904E-09
5	4	86	DEAD	3,002E-09	-6,995E-10
7	5	112	DEAD	-3,996E-09	-7,295E-09
7	5	86	DEAD	3,996E-09	-1,486E-09
7	5	12	DEAD	3,996E-09	1,486E-09
7	5	41	DEAD	-3,996E-09	7,295E-09
F3	M1	M2	M3		
KN	KN-mm	KN-mm	KN-mm		
1,691	1,524E-06	-9,3E-11	-7,373E-06		
1,691	1,541E-06	-6E-11	-7,454E-06		
1,691	-1,54E-06	-6E-11	7,454E-06		
1,691	-1,52E-06	-9,3E-11	7,373E-06		
1,691	1,541E-06	6,33E-11	7,454E-06		
1,691	1,524E-06	9,53E-11	7,373E-06		
1,691	-1,52E-06	9,53E-11	-7,373E-06		
1,691	-1,54E-06	6,33E-11	-7,454E-06		
0,432	-3,81E-07	-9,7E-11	1,844E-06		
0,432	-3,86E-07	-2E-11	1,866E-06		
0,432	3,856E-07	-2E-11	-1,866E-06		
0,432	3,811E-07	-9,7E-11	-1,844E-06		
0,36	-2,54E-07	5,19E-11	-1,228E-06		
0,36	-2,5E-07	1,03E-10	-0,00000121		
0,36	2,501E-07	1,03E-10	0,00000121		
0,36	2,539E-07	5,19E-11	1,228E-06		
0,432	3,811E-07	1,19E-10	1,844E-06		
0,432	3,856E-07	4,44E-11	1,866E-06		
0,432	-3,86E-07	4,44E-11	-1,866E-06		
0,432	-3,81E-07	1,19E-10	-1,844E-06		

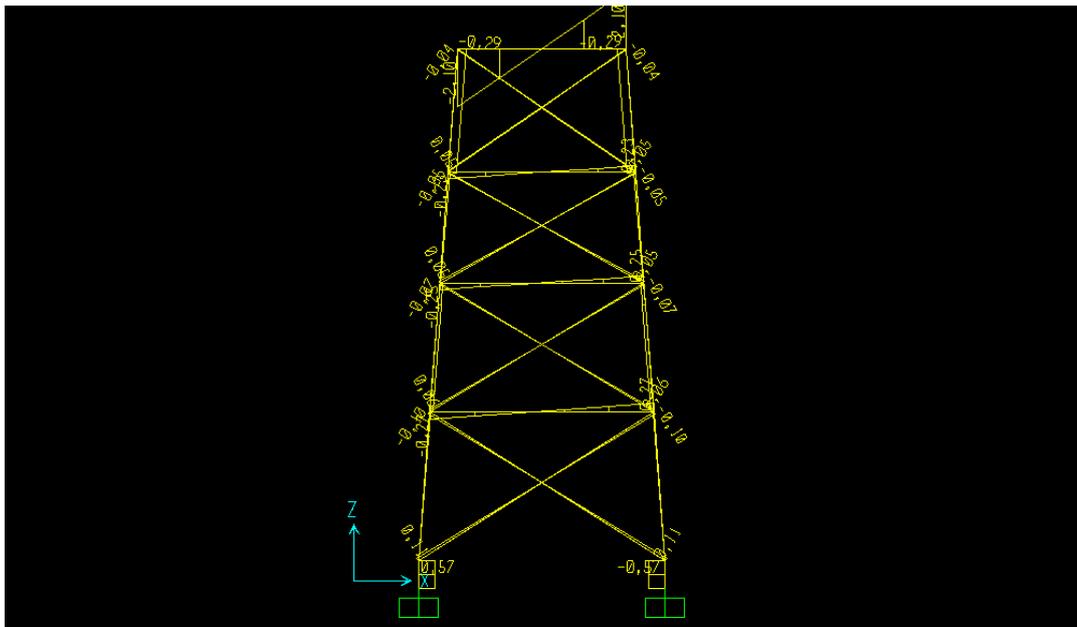
TABLE: Joint Reactions						
Joint	F1	F2	F3	M1	M2	M3
Text	KN	KN	KN	KN-mm	KN-mm	KN-mm
2	9,121	0,033	24,407	-32,12	7769,06	-6,81
24	-9,121	0,033	24,499	-32,14	-7691,76	6,81
53	9,121	-0,033	24,407	32,12	7769,06	6,81
70	-9,121	-0,033	24,499	32,14	-7691,76	-6,81

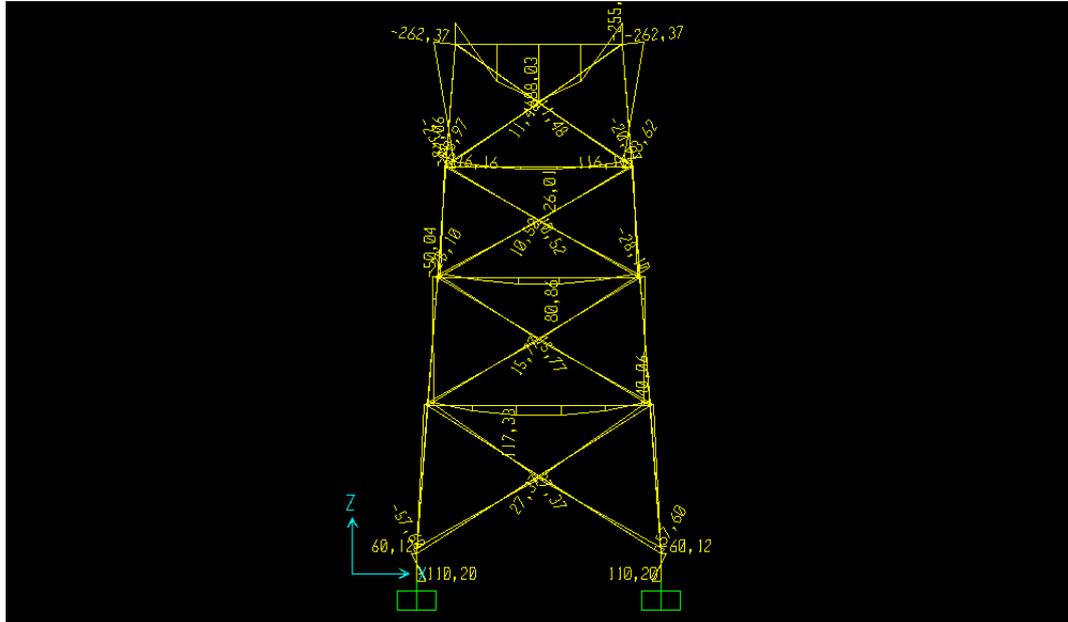
ANÁLISIS DEL SOPORTE DE TUBERÍA

REACCIONES EN LOS APOYOS

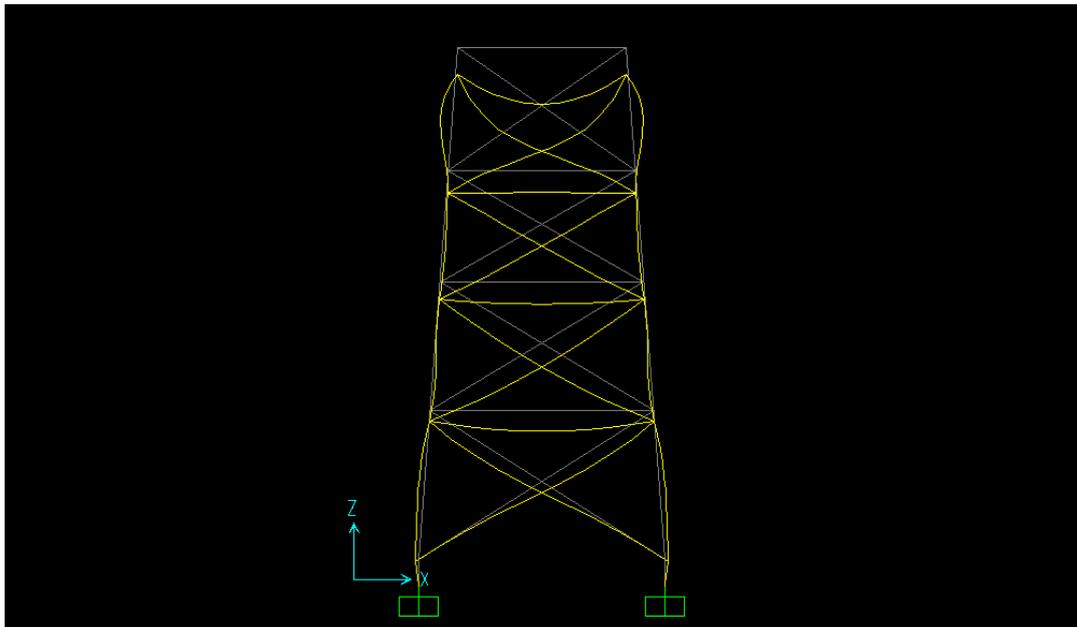


DIAGRAMAS DE CORTANTE Y MOMENTO FLECTOR





ESTRUCTURA DEFORMADA



TABLAS DE RESULTADOS

TABLE: Base Reactions						
OutputCase	CaseType	GlobalFX	GlobalFZ	GlobalMY	XCentroidFX	ZCentroidFX
Text	Text	KN	KN	KN-mm	mm	mm
DEAD	LinStatic	1,11E-16	8,718	-17499,79	-1,35E+19	-128

TABLE: Element Forces - Frames							
Frame	Station	OutputCase	CaseType	P	V2	M3	ElemStation
Text	mm	Text	Text	KN	KN	KN-mm	mm
1	0	DEAD	LinStatic	0,499	-0,274	-40,06	0
1	478,96	DEAD	LinStatic	0,499	-0,164	64,87	478,96
1	957,93	DEAD	LinStatic	0,499	-0,055	117,33	957,93
1	1436,89	DEAD	LinStatic	0,499	0,055	117,33	1436,89
1	1915,85	DEAD	LinStatic	0,499	0,164	64,87	1915,85
1	2394,81	DEAD	LinStatic	0,499	0,274	-40,06	2394,81
2	0	DEAD	LinStatic	-4,314	0,568	60,12	0
2	150	DEAD	LinStatic	-4,336	0,568	-25,04	150
2	300	DEAD	LinStatic	-4,359	0,568	-110,2	300
3	0	DEAD	LinStatic	-4,314	-0,568	-60,12	0
3	150	DEAD	LinStatic	-4,336	-0,568	25,04	150
3	300	DEAD	LinStatic	-4,359	-0,568	110,2	300
4	0	DEAD	LinStatic	0,262	-0,25	-50,04	0
4	436,8	DEAD	LinStatic	0,262	-0,15	37,23	436,8
4	873,6	DEAD	LinStatic	0,262	-0,05	80,86	873,6
4	1310,39	DEAD	LinStatic	0,262	0,05	80,86	1310,39
4	1747,19	DEAD	LinStatic	0,262	0,15	37,23	1747,19
4	2183,99	DEAD	LinStatic	0,262	0,25	-50,04	2183,99
5	0	DEAD	LinStatic	0,51	-0,229	-84,06	0
5	400,54	DEAD	LinStatic	0,51	-0,137	-10,68	400,54
5	801,09	DEAD	LinStatic	0,51	-0,046	26,01	801,09
5	1201,63	DEAD	LinStatic	0,51	0,046	26,01	1201,63
5	1602,17	DEAD	LinStatic	0,51	0,137	-10,68	1602,17
5	2002,72	DEAD	LinStatic	0,51	0,229	-84,06	2002,72
6	0	DEAD	LinStatic	-2,05	-0,29	262,37	0
6	1338,39	DEAD	LinStatic	-2,25	-0,275	116,16	1338,39
6	1338,39	DEAD	LinStatic	-2,63	-0,046	-12,5	0
6	2535,23	DEAD	LinStatic	-2,809	-0,032	34,07	1196,83
6	2535,23	DEAD	LinStatic	-3,141	-0,108	-63,56	0
6	2772,96	DEAD	LinStatic	-3,176	-0,105	-38,31	237,74
6	3927,14	DEAD	LinStatic	-3,348	-0,092	75,19	1391,91
6	3927,14	DEAD	LinStatic	-3,795	-0,032	-40,17	0

6	5545,93	DEAD	LinStatic	-4,036	-0,014	-2,52	1618,79
7	0	DEAD	LinStatic	-2,05	-0,29	262,37	0
7	1338,39	DEAD	LinStatic	-2,25	-0,275	116,16	1338,39
7	1338,39	DEAD	LinStatic	-2,63	-0,046	-12,5	0
7	2535,23	DEAD	LinStatic	-2,809	-0,032	34,07	1196,83
7	2535,23	DEAD	LinStatic	-3,141	-0,108	-63,56	0
7	2772,96	DEAD	LinStatic	-3,176	-0,105	-38,31	237,74
7	3927,14	DEAD	LinStatic	-3,348	-0,092	75,19	1391,91
7	3927,14	DEAD	LinStatic	-3,795	-0,032	-40,17	0
7	5545,93	DEAD	LinStatic	-4,036	-0,014	-2,52	1618,79
8	0	DEAD	LinStatic	-0,184	-0,039	-7,28	0
8	1161,48	DEAD	LinStatic	-0,216	0,007036	11,48	1161,48
8	2322,97	DEAD	LinStatic	-0,249	0,053	-23,62	2322,97
8	0	DSTL1	Combination	-0,257	-0,055	-10,19	0
8	1161,48	DSTL1	Combination	-0,303	0,00985	16,07	1161,48
8	2322,97	DSTL1	Combination	-0,348	0,075	-33,07	2322,97
8	0	DSTL2	Combination	-0,22	-0,047	-8,74	0
8	1161,48	DSTL2	Combination	-0,259	0,008443	13,77	1161,48
8	2322,97	DSTL2	Combination	-0,298	0,064	-28,35	2322,97
9	0	DEAD	LinStatic	-0,184	-0,039	-7,28	0
9	1161,48	DEAD	LinStatic	-0,216	0,007036	11,48	1161,48
9	2322,97	DEAD	LinStatic	-0,249	0,053	-23,62	2322,97
10	0	DEAD	LinStatic	-0,128	-0,052	-20,97	0
10	1204,82	DEAD	LinStatic	-0,157	0,0006152	10,52	1204,82
10	2409,63	DEAD	LinStatic	-0,186	0,05	-19,49	2409,63
11	0	DEAD	LinStatic	-0,128	-0,052	-20,97	0
11	1204,82	DEAD	LinStatic	-0,157	0,0006152	10,52	1204,82
11	2409,63	DEAD	LinStatic	-0,186	0,05	-19,49	2409,63
12	0	DEAD	LinStatic	-0,224	-0,065	-28,1	0
12	1338,63	DEAD	LinStatic	-0,264	-0,000361	15,77	1338,63
12	2677,25	DEAD	LinStatic	-0,303	0,064	-27,13	2677,25
13	0	DEAD	LinStatic	-0,224	-0,065	-28,1	0
13	1338,63	DEAD	LinStatic	-0,264	-0,000361	15,77	1338,63
13	2677,25	DEAD	LinStatic	-0,303	0,064	-27,13	2677,25
14	0	DEAD	LinStatic	-0,228	-0,104	-48,17	0
14	1495,22	DEAD	LinStatic	-0,297	0,003153	27,37	1495,22
14	2990,45	DEAD	LinStatic	-0,365	0,111	-57,6	2990,45
15	0	DEAD	LinStatic	-0,228	-0,104	-48,17	0
15	1495,22	DEAD	LinStatic	-0,297	0,003153	27,37	1495,22
15	2990,45	DEAD	LinStatic	-0,365	0,111	-57,6	2990,45
16	0	DEAD	LinStatic	-0,272	-2,096	255,09	0
16	450	DEAD	LinStatic	-0,272	-1,048	452,25	450
16	900	DEAD	LinStatic	-0,272	1,432E-16	688,03	900
16	1350	DEAD	LinStatic	-0,272	1,048	452,25	1350
16	1800	DEAD	LinStatic	-0,272	2,096	255,09	1800

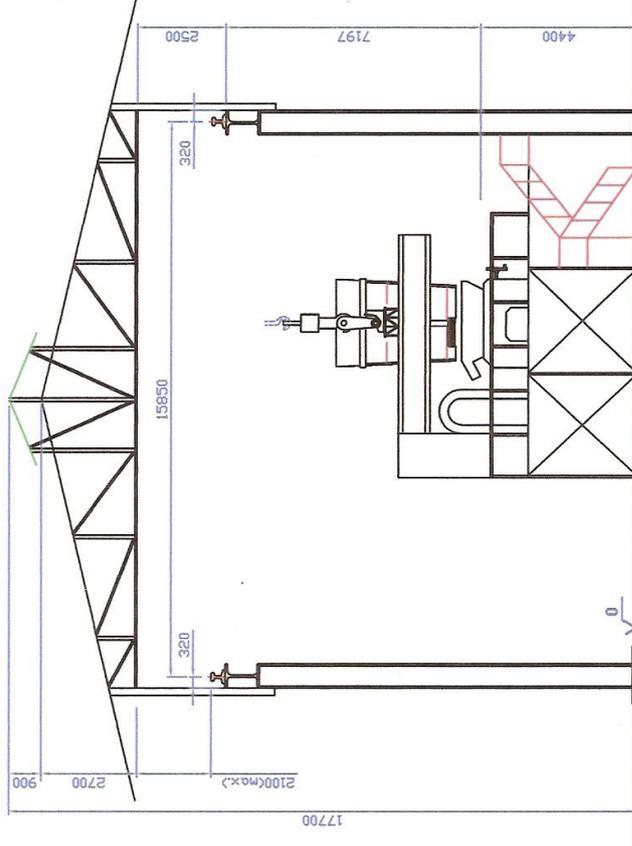
TABLE: Element Joint Forces - Frames						
Frame	Joint	OutputCase	CaseType	F1	F3	M2
Text	Text	Text	Text	KN	KN	KN-mm
1	1	DEAD	LinStatic	-0,499	0,274	-40,06
1	2	DEAD	LinStatic	0,499	0,274	40,06
2	3	DEAD	LinStatic	-0,568	-4,314	60,12
2	4	DEAD	LinStatic	0,568	4,359	110,2
3	5	DEAD	LinStatic	0,568	-4,314	-60,12
3	6	DEAD	LinStatic	-0,568	4,359	-110,2
4	7	DEAD	LinStatic	-0,262	0,25	-50,04
4	8	DEAD	LinStatic	0,262	0,25	50,04
5	9	DEAD	LinStatic	-0,51	0,229	-84,06
5	10	DEAD	LinStatic	0,51	0,229	84,06
6	11	DEAD	LinStatic	-0,445	-2,023	262,37
6	9	DEAD	LinStatic	0,445	2,222	116,16
6	9	DEAD	LinStatic	-0,245	-2,619	12,5
6	7	DEAD	LinStatic	0,245	2,798	34,07
6	7	DEAD	LinStatic	-0,345	-3,123	63,56
6	1	DEAD	LinStatic	0,345	3,331	75,19
6	1	DEAD	LinStatic	-0,32	-3,782	40,17
6	3	DEAD	LinStatic	0,32	4,024	-2,52
7	12	DEAD	LinStatic	0,445	-2,023	-262,37
7	10	DEAD	LinStatic	-0,445	2,222	-116,16
7	10	DEAD	LinStatic	0,245	-2,619	-12,5
7	8	DEAD	LinStatic	-0,245	2,798	-34,07
7	8	DEAD	LinStatic	0,345	-3,123	-63,56
7	2	DEAD	LinStatic	-0,345	3,331	-75,19
7	2	DEAD	LinStatic	0,32	-3,782	-40,17
7	5	DEAD	LinStatic	-0,32	4,024	2,52
8	11	DEAD	LinStatic	0,173	-0,073	-7,28
8	10	DEAD	LinStatic	-0,173	0,187	23,62
9	12	DEAD	LinStatic	-0,173	-0,073	7,28
9	9	DEAD	LinStatic	0,173	0,187	-23,62
10	9	DEAD	LinStatic	0,137	-0,019	-20,97
10	8	DEAD	LinStatic	-0,137	0,136	19,49
11	10	DEAD	LinStatic	-0,137	-0,019	20,97
11	7	DEAD	LinStatic	0,137	0,136	-19,49
12	7	DEAD	LinStatic	0,226	-0,061	-28,1
12	2	DEAD	LinStatic	-0,226	0,212	27,13
13	8	DEAD	LinStatic	-0,226	-0,061	28,1
13	1	DEAD	LinStatic	0,226	0,212	-27,13
14	1	DEAD	LinStatic	0,248	-0,035	-48,17
14	5	DEAD	LinStatic	-0,248	0,29	57,6

15	2	DEAD	LinStatic	-0,248	-0,035	48,17
15	3	DEAD	LinStatic	0,248	0,29	-57,6
16	11	DEAD	LinStatic	0,272	2,096	-255,09
16	12	DEAD	LinStatic	-0,272	2,096	255,09

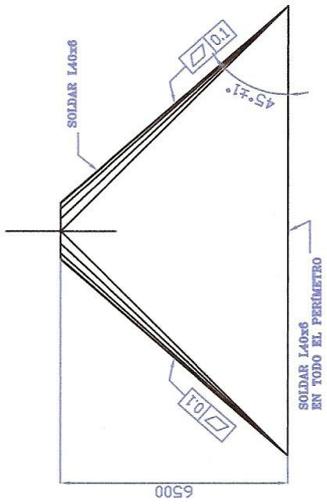
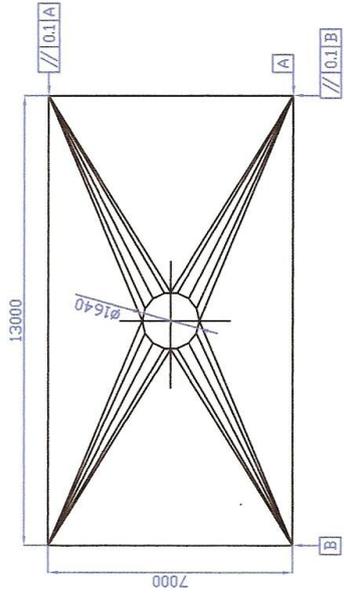
TABLE: Joint Displacements					
Joint	OutputCase	CaseType	U1	U3	R2
Text	Text	Text	mm	mm	Radians
1	DEAD	LinStatic	0,001006	0,020041	0,00003
2	DEAD	LinStatic	0,001006	0,020041	-0,00003
3	DEAD	LinStatic	0,004938	0,003354	0,000009663
4	DEAD	LinStatic	0	0	0
5	DEAD	LinStatic	0,004938	0,003354	0,000009663
6	DEAD	LinStatic	0	0	0
7	DEAD	LinStatic	0,000482	0,031756	0,000016
8	DEAD	LinStatic	0,000482	0,031756	-0,000016
9	DEAD	LinStatic	0,000859	0,040142	-0,00000273
10	DEAD	LinStatic	0,000859	0,040142	0,00000273
11	DEAD	LinStatic	0,000412	0,047679	0,00012
12	DEAD	LinStatic	0,000412	0,047679	-0,00012

TABLE: Joint Reactions					
Joint	OutputCase	CaseType	F1	F3	M2
Text	Text	Text	KN	KN	KN-mm
4	DEAD	LinStatic	0,568	4,359	110,2
6	DEAD	LinStatic	-0,568	4,359	-110,2

APÉNDICE F: PLANOS

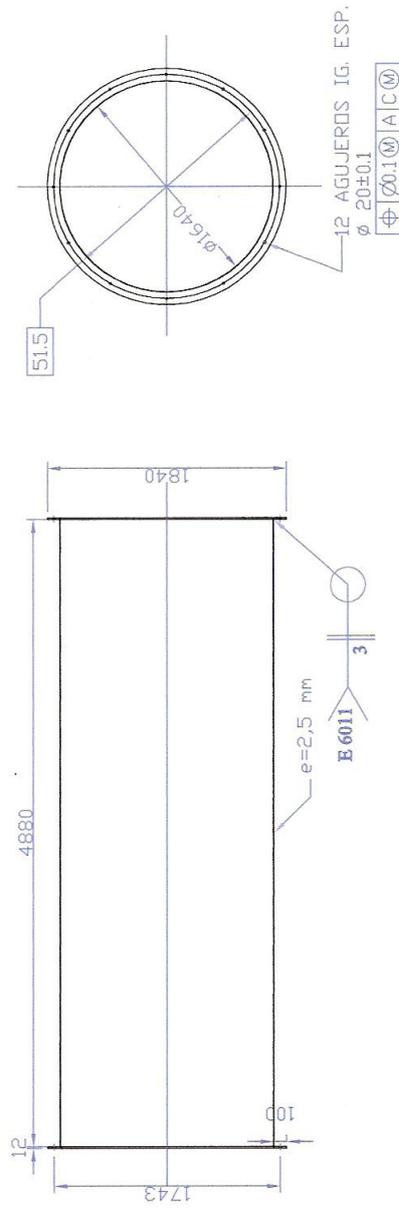


FECHA NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:
Dib. 15-05-2006	DAVIDA CUNDO	VISTA TRANSVERSAL		1:175
Rev. 19-05-2006	DE JIMMY OCHOA	PLANO No: 2		
Apr. 15-05-2006	DE DAVIDA CUNDO	NAVE INDUSTRIAL		
ESPOL				
MODIFICACION	FECHA	NOMBRE		



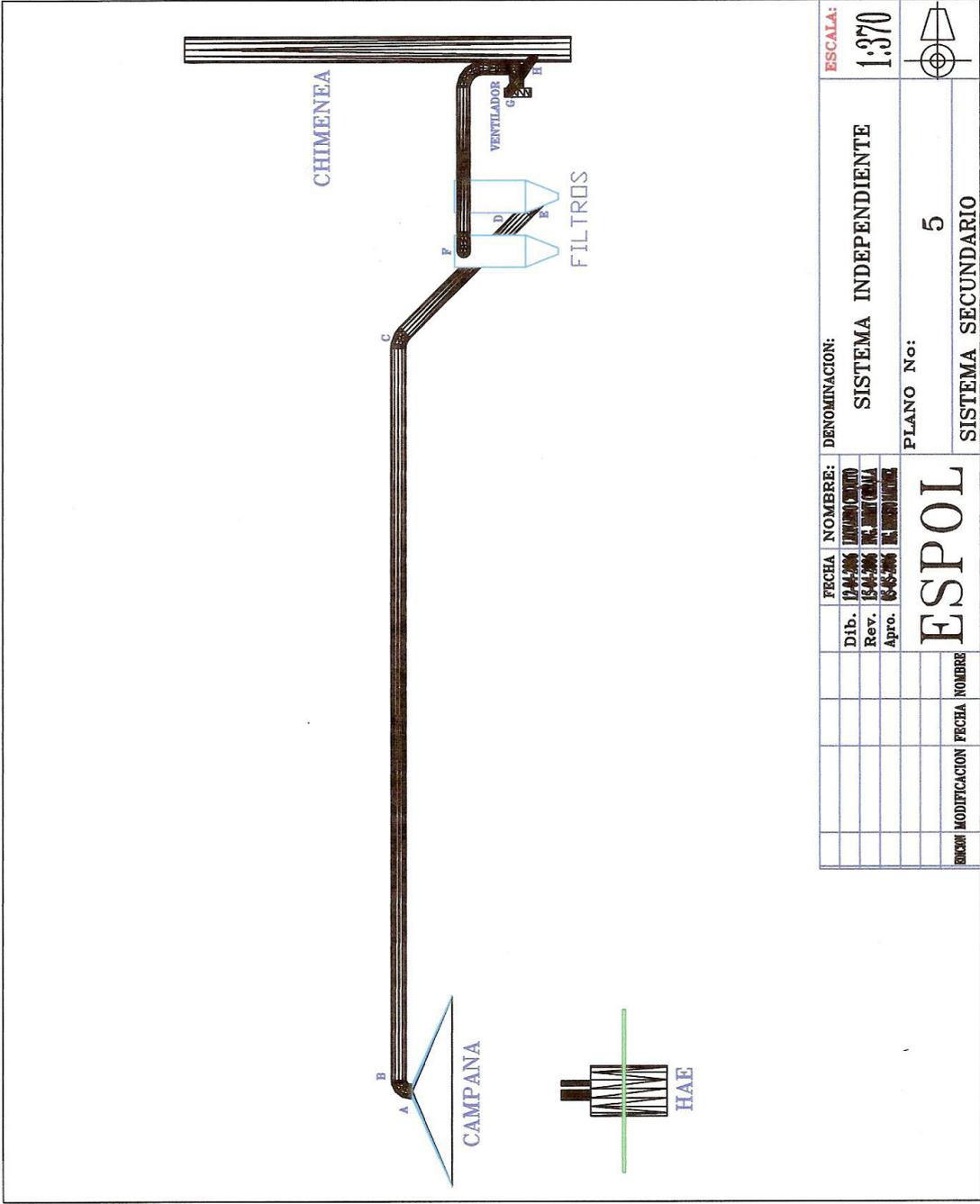
FECHA		NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
Dib.	15/07/2006	LIVIANO CORTIJO		DIMENSIONES DE LA CAMPANA		1:175	
Rev.							
Apro.							
ESPOL				PLANO No:		3	
				CAMPANA EXTRACTORA			
MODIFICACION	FECHA	NOMBRE					



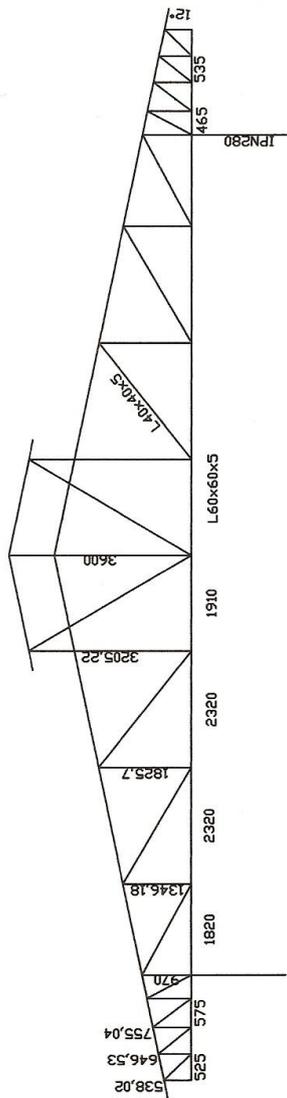


FECHA		NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
Dib.	18-05-2006	LEONARDO CENITO		DUCTO CON BRIDA		1:50	
Rev.	21-05-2006	ING. JAVIER ORTALA		PLANO No: 4			
Apro.	22-05-2006	ING. ENRIQUE MARTINEZ		TRAMO DE DUCTO			
MODIFICACION		FECHA		NOMBRE			

ESPOL

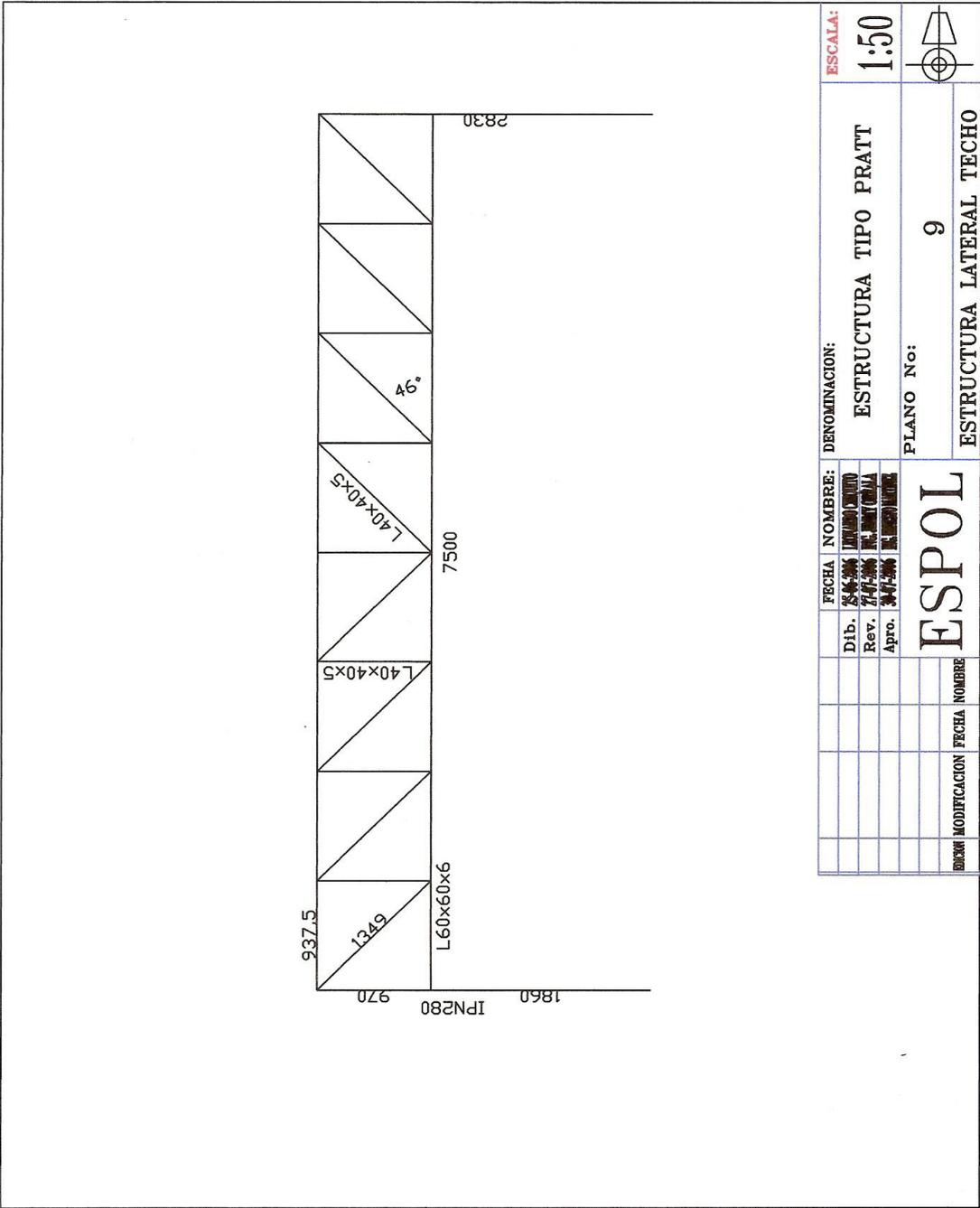


FECHA NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
Dib.	19-04-2006	UNIVERSIDAD	SISTEMA INDEPENDIENTE		1:370
Rev.	15-04-2006	ING. ENERGETICA	PLANO No:		5
Apro.	16-05-2006	ING. ENERGETICA	SISTEMA SECUNDARIO		
MODIFICACION		FECHA	NOMBRE	ESPOL	

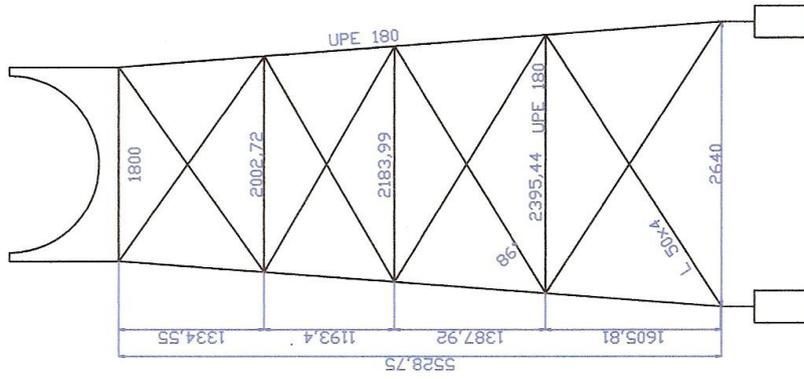


FECHA		NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
Dib.	24/06/2010	ESPOL	ESPOL	ESTRUCTURA TIPO HOWN		1:125	
Rev.	24/06/2010	ESPOL	ESPOL	ESTRUCTURA TIPO HOWN		1:125	
Apr.	24/06/2010	ESPOL	ESPOL	ESTRUCTURA TIPO HOWN		1:125	
				PLANO No: 8			
				ESTRUCTURA DE TECHO			
DIBO		MODIFICACION		FECHA		NOMBRE	

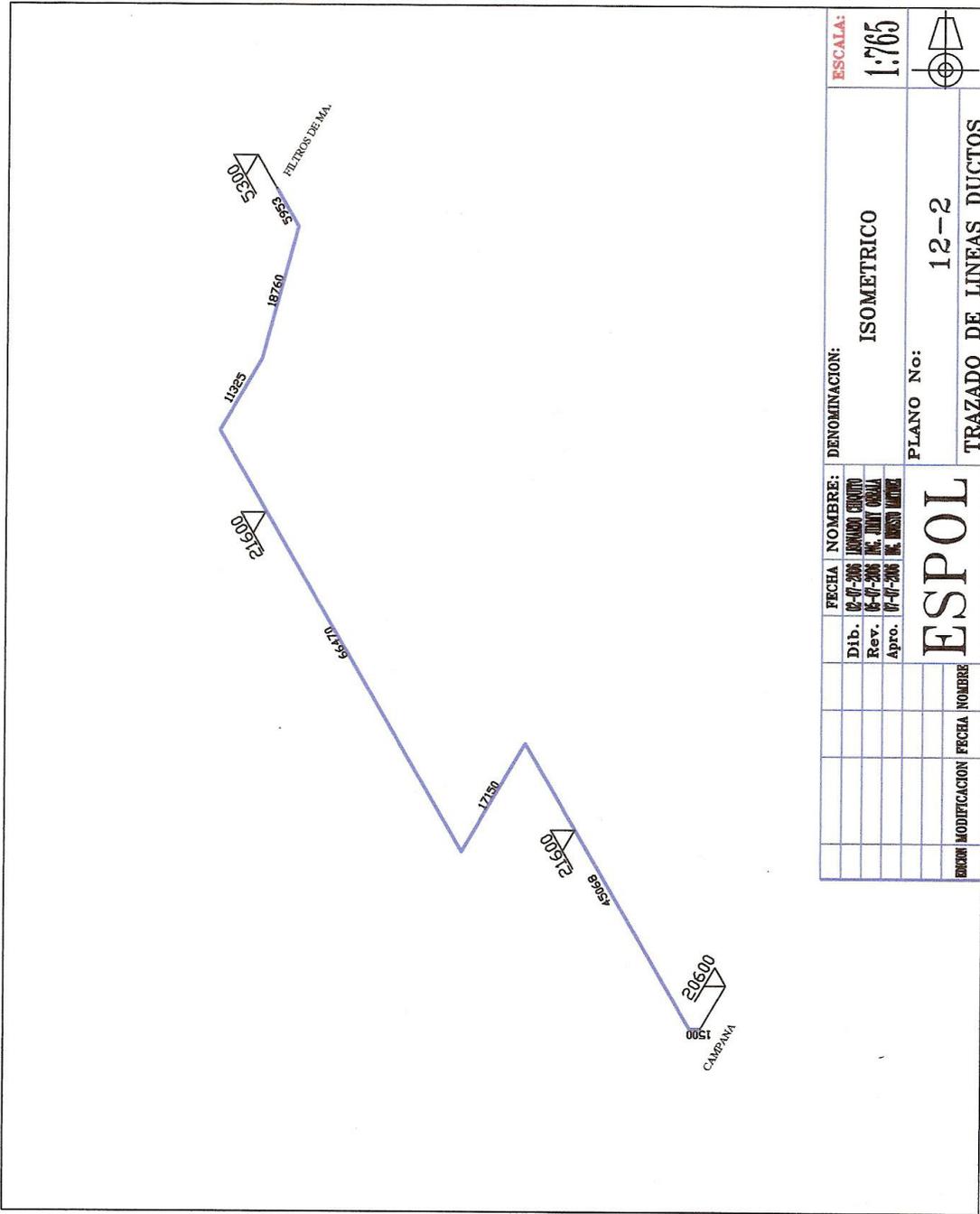




FECHA		NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
Dib.	28/03/2000	INGENIERO	ESPOL	ESTRUCTURA TIPO PRATT		1:50	
Rev.	27/03/2000	INGENIERO	ESPOL	PLANO No: 9			
Apro.	30/03/2000	INGENIERO	ESPOL	ESTRUCTURA LATERAL TECHO			
		ESPOL					
MODIFICACION	FECHA	NOMBRE					

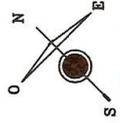


FECHA		NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
Dib.	10/05/2000	10/05/2000	10/05/2000	ESTRUCTURA SOPORTE		1:55	
Rev.	10/05/2000	10/05/2000	10/05/2000	SOPORTE DE DUCTOS			
Apr.	21/05/2000	21/05/2000	21/05/2000	PLANO No: 11			
ESPOL				MODIFICACION		FECHA	



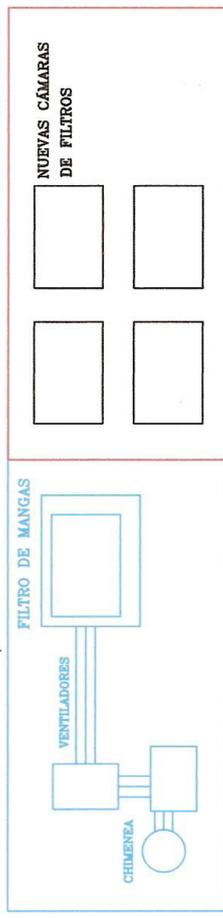
FECHA		NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
Dib.	02-07-2006	RAMON GONZALEZ	ISOMETRICO			1:765	
Rev.	06-07-2006	MC. JIMMY ORRALA	PLANO No:				
Apro.	07-07-2006	MC. JIMMY ORRALA	12-2			TRAZADO DE LINEAS DUCTOS	
ENCEN		MODIFICACION		FECHA		NOMBRE	

ESPOL



PATIOS DE CHATARRA

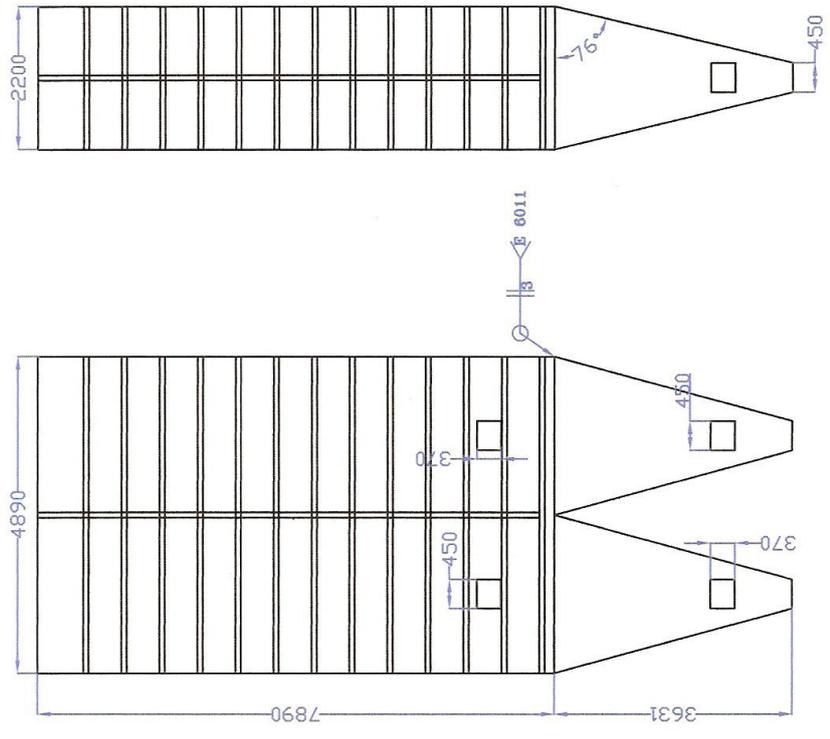
PATIOS DE CHATARRA



EXTRACCION DE GASES PRIMARIOS

EXTRACCION DE GASES SECUNDARIOS

FECHA		NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
Dib.	10-06-2006	LEONARDO CORTIJO	UBICACIÓN DE LAS CÁMARAS			1:300	
Rev.	11-06-2006	DR. JIMMY ORSOLA					
Apr.	15-06-2006	DR. ENRIQUE MARTIN					
		ESPOL		PLANO No: 13			
EDICION	MODIFICACION	FECHA	NOMBRE	NUEVAS CÁMARAS DE FILTROS			



FECHA		NOMBRE:		DENOMINACION:		ESCALA:	
07/06/06		LONNOCORRO		DIMENSIONES DE CÁMARA		1:95	
Dib.	Rev.	Apro.		PLANO No:			
				14			
ESPOL		MODIFICACION		FECHA		NOMBRE	
				NUEVA CÁMARA DE FILTROS			

BIBLIOGRAFÍA

1. Lértora Luigi, “Memoria de Selección y Montaje de un precipitador electrostatico para clinker en una fábrica de cemento de vía seca” (Informe Técnico, Facultad de Ingeniería en Mecánica y Ciencias de la Producción, Escuela Superior Politécnica del Litoral, 1989).
2. Avallone Eugene A., Baumeister III Theodore, MARKS, Manual del Ingeniero Mecánico, Novena Edición, Tomos I y II, Mc Graw Hill.
3. Groover P. Mikell, Fundamentos de Manufactura Moderna, Prentice Hall.
4. Kalpakjian Serope, Manufacturing Processes for Engineering Materials, Addison-Wesley.
5. Corporación Aceros Arequipa S.A., El Acero lo que hay que saber, Grupo S.R.L., Primera Edición.

6. Bascotecnia Empresas Agrupadas; Ingeniería, diseño y construcción de equipos siderúrgicos.
7. Texto Unificado de la Legislación Ambiental Secundaria, Normas de emisiones al aire desde fuentes fijas de combustión, Libro VI Anexo 3, Ecuador, 2.003.
8. Johnson Richard A., Probabilidad y estadística para ingenieros de Miller y Freund, Quinta Edición, Prentice-Hall.
9. Jumbo Euder, Balance de masas y estequiométrico, y modelación de la dispersión de gases y polvos, ANDEC S.A.
10. www.mem.gob.pe/nuevo/pub/dgm/hierro1.htm.
11. <http://www.ipac.es/acero/fabricacion.asp>
12. <http://www.jmarcano.com/recursos/contamin/catmosf7.html>
13. <http://www.epa.gov/fedrgstr/EPA-AIR>
14. <http://www.diquima.upm.es>

15. Andrade Francisco Ing., Ventilación Industrial, Diplomado en Manejo Ambiental, ESPOL, julio 2001.
16. Guía de referencia y soluciones de problemas, BHA, BHA Group, 1.998.
17. Manual Práctico de Ventilación, Catalogo Técnico, Salvador Escoda S.A.
18. Perry Robert-Green Don, PERRY, Manual del Ingeniero Químico, Séptima Edición, Volumen II, Mc Graw Hill.
19. Load & Resistance Factor Design, Manual of Steel Construction, AISC, First Edition.
20. ESPOL, ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL, Curso de Control de Emisiones de Partículas, 1.993.
21. Boletín Técnico, RENNERT, Produtos Têxteis S.A.
22. Megyesy Eugene F., Manual de Recipientes a presión, LIMUSA.
23. Kern Donald, Procesos de Transferencia de Calor, 23^{va} Edición, México 1.991.

24. Incropera P. Frank-De Witt P. David, Fundamentos de Transferencia de Calor, Cuarta Edición, Prentice Hall.

25. Pedro Fernández Díez, Ingeniería Térmica y de Fluidos, Capítulo 13, Departamento de Ingeniería Eléctrica y Energética, Universidad de Cantabria.

26. Norman S. Nise, Sistemas de Control para Ingeniería, California State Polytechnic University, Primera edición en español, Continental.

27. McCormac Nelson, Análisis de Estructuras Métodos clásico y matricial, Clemson University, Segunda Edición, Alfaomega.

28. Suárez E. Luis Dr.-Vásquez Driánfel, Introducción Visual a SAP2000, Seminario Internacional de Computers and Structures, Inc. (CSI), México 2.004.