

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Mecánica



**INGENIERIA DEL PROYECTO "PLANTA PILOTO
PARA FABRICACION DE POLVOS METALICOS
DE BRONCE DE 5 TN./MES DE CAPACIDAD"**

TESIS

Para Optar El Título Profesional de:

INGENIERO MECANICO

Jorge F. Sifuentes Sancho

Promoción 1979 - 1

LIMA • PERU • 1987

CONTENIDO

	Página
PROLOGO	
1. INTRODUCCION	
2. <u>GENERALIDADES</u>	
2.1. Introducción	5
2.2. Evolución histórica de la Pulvimetalúrgia	6
2.3. Ventajas y desventajas de los procesos de pulvimetalúrgicos	10
2.4. Comparación de las propiedades mecánicas de piezas pulvimetalúrgicas con sus similares, obtenidas por técnicas metalúrgicas más convencionales	12
2.5. Características de los polvos metálicos	15
2.6. Posibles causas de que hasta el presente, el consumo de piezas sinterizadas no hayan tenido un incremento sustancial	23
2.7. Consumos anuales de polvos metálicos en el país	24
3. <u>DESCRIPCION DEL PRODUCTO QUE SE DESEA OBTENER</u>	
3.1. Introducción	31
3.2. Características de los polvos metálicos de bronce	31
3.2.1. Grado PMB 3	31
3.2.2. Grado PMB 8	33
3.2.3. Grado PMB 23	36
3.3. Control de sinterización del bronce ...	37
3.3.1. Efecto de la densidad en verde	37
3.3.2. Efecto del tiempo de sinterización	38

3.3.3.	Efecto del grado de calentamiento	39
3.3.4.	Efecto de la temperatura de sinte rización	40
3.4.	Polvos de bronce producido por Metalpó .	41
4.	<u>DISEÑO DEL PROCESO DE OBTENCION DE POLVOS METALICOS</u>	
4.1.	Introducción	50
4.2.	Proceso de obtención de polvos metálicos	50
4.2.1.	Atomización	51
4.2.2.	Electrolítico	51
4.2.3.	Reducción de óxidos	52
4.2.4.	Pulverizado mecánico	53
4.2.5.	Hidrometalurgia	53
4.2.6.	Pirólisis gaseosa	54
4.3.	Método de atomización	55
4.3.1.	Atomización con gas	61
4.3.2.	Atomización con agua	65
4.3.3.	Mecanismos de la atomización	72
4.3.4.	Tamaño de la gota y distribución de la gota	79
4.3.5.	Forma de la partícula de polvo ..	85
4.4.	Boquillas pulverizadoras	86
4.4.1.	Tipos de boquillas y fluídos	86
4.4.2.	Posibles mecanismos de formación de la partícula	89
4.4.3.	Influencia sobre el tamaño de la partícula	90
4.4.4.	Influencia sobre la forma de la partícula	91

4.5. Propiedades del metal líquido	92
4.5.1. El Tundish	93
4.5.2. Influencia sobre el tamaño de la partícula	94
4.6. Diagrama de flujo del proceso	94
5. <u>INGENIERIA DE DETALLE</u>	
5.1. Introducción	108
5.2. Horno de fundición	108
5.2.1. Combustibles	108
5.2.1.1. Combustibles gaseosos .	109
5.2.1.2. Combustibles líquidos .	112
5.2.1.3. Combustibles sólidos ..	119
5.2.1.4. Combustibles fabricados por PETROPERU	119
5.2.2. Temperatura de llama adiabática	120
5.2.3. Calor requerido para llevar a un material a temperatura de colada	131
5.2.4. Transferencia de calor	131
5.2.5. Materiales refractarios	143
5.2.6. Crisol	153
5.2.7. Pérdidas de calor a través de las paredes refractarias	153
5.2.8. Pérdidas de calor por radiación a través de aberturas	163
5.2.9. Cálculo del calor útil	163
5.2.10. Cálculo del consumo de combusti- ble	166
5.2.11. Selección del quemador y ventila- dor	173

5.2.12. Selección del reductor	179
5.3. Control del flujo de metal líquido. dish	204
5.3.1. Tiempo de atomización	204
5.3.2. Espesor de material refractario	206
5.4. Sistema de suministro de aire	211
5.4.1. Distribuidor o portaboquilla ...	211
5.4.2. Selección del compresor	211
5.4.3. Tubería y depósito de aire	216
5.5. Cámara de atomización	217
5.6. Estructuras	217
5.6.1. Estructura para la cámara de ato mización	217
5.6.2. Estructura para el horno	217
5.7. Distribución de equipos	227
5.8. Herramientas y materiales complementa - rios	227
5.8.1. Herramientas	227
5.8.2. Materiales	227
5.8.3. Equipo de seguridad	228
6. <u>ANÁLISIS DE COSTOS</u>	
6.1. Introducción	254
6.2. Costo total de la inversión física	254
6.2.1. Local de funcionamiento de la - planta	254
6.2.2. Gastos de adquisición de equipo y maquinaria	255
6.2.3. Costo de transporte	255

6.2.4. Costo de mano de obra directa ..	255
6.2.5. Costo de instalación	256
6.2.6. Imprevistos	256
6.3. Costo total de operación	256
6.3.1. Personal	256
6.3.2. Costo de materiales	257
6.3.3. Insumos generales	257
6.3.4. Costo de la puesta en marcha	258
6.4. Cuadro resultado de costos	258
6.5. Clasificación de los rubros de costos en costos fijos y costos variables	260
6.6. Costos unitarios	261
PLANOS Y ESPECIFICACIONES DE FABRICACION Y MONTAJE	264
OBSERVACIONES Y CONCLUSIONES	
BIBLIOGRAFIA	
APENDICES.	

P R O L O G O

El presente trabajo titulado: INGENIERIA DEL PROYECTO - "PLANTA PILOTO PARA FABRICACION DE POLVOS METALICOS DE BRONCE DE 5 TN/MES DE CAPACIDAD", se inicia con una descripción de características de los polvos metálicos, sus parámetros, ventajas y desventajas de las piezas elaboradas con polvos metálicos frente a las piezas elaboradas por otros procedimientos, como la fundición y los productos mecanizados; luego se continua con una descripción de tallada del producto en sí que se pretende producir.

Un aspecto importante es el estudio de los diferentes procesos de obtención de los polvos metálicos y la selección del método o proceso adecuado para la obtención de polvos metálicos de bronce: Método de Atomización.

Se hace también un estudio del metal líquido, así como de las boquillas pulverizadoras, las cuales van a dividir en partículas muy finas al chorro de metal líquido.

Se presentan resultados de trabajos realizados por investigadores en el campo industrial y de laboratorio, así como un enfoque analítico de los resultados y conclusiones que se obtienen en lo relacionado con la forma y el tamaño medio de las partículas o polvos metálicos.

A partir del diagrama de flujo del proceso se empieza con el diseño de la planta piloto en sí. Se diseña el horno

basculante, el tundish, la cámara de atomización y el recipiente para recoger los polvos. Se selecciona el compresor y se dimensiona el sistema de tubería a presión, distribuidor de aire y boquillas pulverizadoras.

En el análisis de costos se plantean consideraciones preliminares, sobre las cuales se basa el análisis a fin de determinar los costos de la inversión física y los costos de operación; en términos totales y unitarios.

C A P Í T U L O 1

INTRODUCCION

Teniendo en cuenta que el Perú es un país exportador de materias primas, entre las cuales se encuentran el cobre, zinc, plomo, etc., los que son procesados y retornan al país bajo formas diversas, como es el caso de polvos metálicos de cobre, plomo, zinc, bronce, aluminio, etc. es conveniente iniciar los estudios para la implementación de industrias que pueden producir estos polvos metálicos para el consumo nacional y para exportación, de manera que se creen fuentes de trabajo, así como también el ahorro e incremento de divisas para el país.

El presente trabajo está orientado hacia la puesta en marcha y funcionamiento de una fábrica de polvos metálicos, con la finalidad de poder suministrar la materia prima a industrias como las pulvimetalúrgicas y fábricas de pinturas, entre otras, para ésto se ha escogido la producción de polvos metálicos de bronce, sin embargo el método de trabajo aquí descrito, salvando las distancias, bien puede servir para la producción de otros polvos metálicos, por ejemplo: los polvos metálicos de cobre y a cero.

Se ha procurado dar una información detallada de los fun damentos básicos y teóricos de la atomización de polvos

metálicos; así como la información referente a estudios - de laboratorio y experiencias a nivel industrial en el - convencimiento de un conocimiento detallado ha de permiti- - tir un mejor diseño, evaluación y selección de los equi - - pos y accesorios para la planta.

El trabajo presentado aquí, tiene justificación económica y social. En lo económico, porque aprovechando la mate- - ria prima nacional, los polvos metálicos de bronce resul- - tan a un bajo costo, comparados con los polvos metálicos - - importados.

En lo social, porque la implementación, funcionamiento re - quiere la contratación de personal calificado, no califi- - cado; es decir se estaría gestando un polo de desarrollo.

C A P I T U L O 2

GENERALIDADES

2.1. INTRODUCCION

Como se sabe la Pulvimetalurgia es la técnica o si se quiere, la ciencia orientada a la producción de polvos metálicos y no metálicos y a su utilización posterior en la obtención de formas útiles. Dichas piezas se obtienen por lo general, mediante la compactación de los polvos en matrices o por medio de dispositivos especiales, las cuales una vez obtenidas, son calentadas en un horno especial para ligar las partículas en una configuración fuerte.

Es de recordar que los polvos pueden tener una serie de aplicaciones directas, como en el caso de explosivos, combustibles, soldaduras, pinturas, desoxidantes, aluminotermia, etc.

Todos los metales pueden obtenerse en forma de polvo, pero los más comunes son: el hierro, estaño, níquel, cobre, aluminio, titanio; metales refractarios, tales como el tugsteno y molibdeno. Se producen también polvos prealeados, tales como los aceros hipoaleados, el bronce y acero inoxidable, en los que cada partícula es de por sí una lección.

La densidad puede ser controlada y producir piezas con po

rosidad tan altas como 60%, estas piezas así producidas - tienen los poros interconectados y pueden ser impregnados con aceites, plásticos o metales de bajo punto de fusión; tal es el caso de los cojinetes autolubricados y filtros metálicos.

Los metales y aleaciones finamente divididos, teniendo como máxima dimensión, en cualquier dirección, de un milímetro, se denominan polvos metálicos.

2.2. EVOLUCION HISTORICA DE LA PULVIMETALURGIA

Muchos de los metales fueron obtenidos por primera vez, mediante el empleo de técnicas pulvimetalúrgicas; - tal se supone en los casos de Cu, Fe, Pt, Mn, Ni, V, Mo, W, Co, Ti, Zn, Os, etc. Un testimonio espectacular lo constituye la columna de Nueva Delhi, India, con un peso de 17 toneladas y una altura de 16 metros, construída en el Siglo IX a.c., utilizándose hierro reducido. El proceso de elaboración empleado, aún constituye un enigma no descifrado en su totalidad. Se presume que se redujeron minerales de hierro esponja, el cual se forjó hasta lograr se dar forma a la columna. Queda obviamente sin explicación el método empleado para manipular un tocho de acero de 16 toneladas que debió hallarse al rojo vivo, por lo menos parcialmente.

Es muy posible que fueran los hititas, pueblo que vivió - en el centro del territorio actual de Turquía, quienes ha

ce 5,000 años iniciaron la edad del hierro, cuando los egipcios y otros pueblos vivían aún en plena edad de bronce. Es también muy probable que los hititas utilizaron técnicas pulvimetalúrgicas, similares a la descrita para la construcción de la columna de Nueva Delhi.

En razón de que al comienzo del Siglo XIX se construyeron los primeros hornos capaces de fundir hierro puro, - forzosamente es de presumir que las muestras de metales con alto punto de fusión, encontradas en diversas regiones y que datan de épocas anteriores al Siglo XIX no fueron obtenidas mediante técnicas de fusión.

Existen bases que los Chibchas y los Incas conocieron algunas técnicas pulvimetalúrgicas. Utilizaron por ejem-plo aleaciones Pt-Ag, con adiciones de polvo de oro nativo; hoy en día, esta técnica puede definirse como una variante de la sinterización con fase líquida.

Para la pulvimetalurgia, la metamorfosis: Técnica artesanal a especialidad tecnológica con base científica se inicia en el Siglo XIX.

Casi simultáneamente, Wallaston en Inglaterra (1,826) y Sobolevskii en Rusia (1,829), logran obtener platino en forma de tochos laminables a partir del polvo.

Al mismo Wallaston cabe el mérito de inventar la prensa de rodillera y de estudiar la influencia del tamaño de - las partículas y otros parámetros que intervienen en la

pulvimetalurgia. En 1,890 Auer Von Welsbach, en Austria logra producir filamentos de osmio a partir de polvos.

En 1,910, Coolidge descubre que el wolframio presenta - comportamiento dúctil, al ser deformado por forja rotativa, permitiendo así transformar tochos de wolframio, obtenidos por técnicas pulvimetalúrgicas en barras trefilables. En 1,914 la firma Krupp de Essen, fabrica el metal duro que evoluciona para transformarse en el conocido widia (wuidiamant: como diamante) lanzado al mercado mundial en 1,927, así por primera vez, se tiene un material pulvimetalúrgico compuesto en el que se logra reunir propiedades aportadas individualmente por un compuesto y por un elemento agregado. De esta manera, el duro aunque frágil Wc aporta su dureza y resistencia al desgaste y el cobalto, menos duro y resistente que éste, contribuye con su tenacidad. Nos hallamos ante un logro tecnológico obtenido por medio de la pulvimetalurgia.

En 1,930, como consecuencia del auge alcanzado por la industria automotriz en Estados Unidos, se inicia la producción en masa de cojinetes autolubricados. Estos cojinetes porosos impregnados en aceite, constituyen un ejemplo claro de un producto de características únicas que no puede ser fabricado con técnicas convencionales. Los bujes sinterizados pasan a constituir las primeras piezas de máquinas fabricadas en masa, utilizando técnicas pulvimetalúrgicas.

En el período que media entre 1,939 y 1,945, el tercer Reich se halla en una etapa crítica debido a la falta de materia prima; aunque disponía de los recursos de los países ocupados, Alemania contaba con cien veces menos fuentes de materia prima que las naciones aliadas; sin embargo su maquinaria bélica logra mantenerse en funcionamiento hasta el fin del conflicto, y esto lo consigue, en parte, gracias a los logros alcanzados en el área de la pulvimetalurgia. En la Alemania nazi, la producción de piezas sinterizadas, incluyendo anillos guías para proyectiles, fabricados con hierro poroso impregnados con cera y toberas de molibdeno para cohetes, alcanzaba ya en 1,944, 36 mil toneladas anuales. Para apreciar la importancia del nivel de producción logrado en Alemania, basta señalar que fué apenas en 1,956 que el resto del mundo alcanzó en forma global esa cifra.

Puede afirmarse que, en general, después de 1,945 se produjo un fuerte incremento en el uso de la pulvimetalurgia por parte de las naciones más industrializadas del mundo, especialmente en la industria espacial, donde se requieren "cabezales" y toberas para cohetes, así como aleaciones refractarias. El incremento en el uso de técnicas pulvimetalúrgicas, también afecta a la industria nuclear (vainas para elementos de combustión como el UO_2 -Al y otros).

En 1,961 el consumo mundial de bujes autolubricados alcan

za la extraordinaria cifra de 10 millones de unidades diarias. La introducción masiva de la forja de polvos, técnica consistente en sinterizar una preforma y compactarla en caliente para darle forma y densidad final, unida a la fabricación de chapas por "laminación" de polvos metálicos, al igual que la utilización masiva de polvos han aumentado ampliamente el consumo de polvos metálicos.

El uso de prensas cada vez más grandes, junto a la utilización de medios isostáticos y explosivos para la compactación, ha permitido a la pulvimetalurgia pasar en la actualidad de piezas de algunos gramos a piezas de 50 o mas kilos. En el futuro se prevee piezas aún mayores.

2.3. VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LOS PROCEDIMIENTOS PULVIMETALURGICOS

Existe toda una serie de campos de aplicación en que las técnicas pulvimetalúrgicas resultan mucho más económicas que las convencionales; también hay veces en que sustituirlas es difícil o imposible.

- a) Materiales combinables sólo mediante técnicas pulvimetalúrgicas, sistemas con rango de inmiscibilidad en estado líquido, formado por elementos con diferencias notorias de peso específico, tales como Cu-Pb y W-Ag que de otra manera formarían capas.
- b) Materiales con buenas propiedades solo fuera de condiciones de equilibrio termodinámico, tales como:

- Metales duros, usados como herramientas de corte y trefilación.
- Contactos deslizantes para dínamos y motores (Cu-C)
- Combinaciones metal-diamante, de gran resistencia al desgaste, usados para brocas y discos de corte.
- Ruedas de fricción (Fe-Cu- Al_2O_3).
- Cermets (Al_2O_3 -Ni, UO_2 -Mo, etc.)
- Metales endurecidos por dispersión.

c) Materiales de estructura especial:

- Bujes autolubrificantes, altamente porosos infiltrados con aceites.
- Filtros metálicos (muy resistentes a golpes de ariete o a choques térmicos).
- Metales esponja
- Materiales compuestos (contactos eléctricos, cermets)

d) Extensas series de piezas de formas complicadas. A partir de 10 a 50 mil piezas, según forma y tamaño, la técnica de compactación en matriz, seguido por sinterización resulta normalmente más económica que otros procesos metalúrgicos más convencionales.

e) Polvos a granel:

- Pinturas (Al, Zn y bronce) para mejorar el aspecto y la resistencia a la corrosión y la capacidad de radiación calórica.
- Desoxidantes
- Soldadura eléctrica (electrodos, aluminotermia).
- Explosivos, en los trabajos mineros se puede alcan-

zar grandes economías, reemplazando parte de la dinamita por polvos de aluminio, por ejemplo.

- Combustibles (cohetes)
- Fuegos artificiales (Fe, Al, Mg, etc.).
- Usos en la industria química (catalizadores, reductores).

f) Metales difíciles de maquinar: W, Mo, Ta y en especial Be (tóxico y frágil), aceros sometidos a procesos de aleación con Cu (frágiles al rojo).

g) Metales en los que el proceso de obtención resulta - mas económico, como Zr, Ti, Ni.

2.4. COMPARACION DE LAS PROPIEDADES MECANICAS DE PIEZAS PULVIMETALURGICAS CON SUS SIMILARES OBTENIDAS POR TECNICAS METALURGICAS MAS CONVENCIONALES

Son muy pocos los materiales pulvimetalúrgicos que se pueden lograr exentos de algunas porosidades residuales después de su sinterización, resultando generalmente antieconómico eliminar toda la porosidad de un material pulvimetalúrgico. De ahí que no resulta válida una comparación entre dos materiales de igual composición, pero de distinta densidad. Al comparar valores en esas condiciones, se podrá observar una resistencia mecánica algo mas baja por parte de los materiales pulvimetalúrgicos, pero una tenacidad sustancialmente menor.

Si comparamos, por ejemplo, una pieza pulvimetalúrgica obtenida con hierro electrolítico de densidad 6.9 g/cm^3 con

otra cuya densidad es 7.5 g/cm^3 (reprensada), notaremos - un aumento en la resistencia de $2,000$ a $2,800 \text{ Kg/cm}^2$, mientras que el alargamiento de rotura pasa de un 10% para la primera a un 30% para la segunda. Los valores para un trozo equivalente de acero dulce, son: $3,000 \text{ Kg/cm}^2$ y 45% respectivamente.

Si bien la resistencia mecánica menor puede suplirse recurriendo a elementos de aleación, no sucede lo mismo con la baja tenacidad que, como se vió en el ejemplo, pudo ser mejorado recurriendo a una compactación doble. Un proceso de esta naturaleza puede, en algunos casos resultar antieconómico; por ello se suelen utilizar otras técnicas como la forja de polvos, Fig. 1. Mediante la forja de polvos se obtiene una serie de ventajas en relación a la forja tradicional, tales como:

- Menos despuntes. La preforma se obtiene al compactar una cantidad perfectamente dosificada de polvos, produciéndose además, menos rebabas en la(s) etapa(s) de forja a que es sometida la preforma.
- Menor cantidad de etapas de forja. La preforma presinterizada, elimina varias de ellas.
- Menor consumo de energía. Resulta más fácil dar forma a un cuerpo poroso que a un denso, además, esto es consecuencia obvia del punto anterior.
- No existen problemas de segregación derivados de la colada, como en el caso de la forja convencional.

- Estructura metalográfica más fina. Puesto que el tamaño del grano está directamente relacionado con el de la partícula original.
- Mayor duración del herramental. No hay agarre entre la pieza compactada y la estampa.
- Se pueden utilizar metales cuya combinación es difícil o imposible de lograr por otros métodos, con la consiguiente posibilidad de mejorar sus propiedades.

Como ya se señaló, al adicionarse elementos de aleación y recurrirse a tratamientos térmicos especialmente adecuados, es posible mejorar en forma notoria la resistencia y el alargamiento a la rotura de los materiales pulvimetálicos. Un caso típico lo constituye el tratamiento "Maraging", aplicable a productos obtenidos mediante forja de polvos, como se muestra en el esquema de la Figura 2.

La compactación isostática en caliente, Figura 3, recurriendo o no a la vibración adicional, puede ser una buena solución para lograr piezas con densidades prácticamente iguales a la teórica. Otra solución suele ser el uso del HERF o compactación con explosivos que permite que un equipo relativamente sencillo, alcance altas densidades, Figura 4.

Sin embargo, tanto el prensado isostático, como la compactación con explosivos, tiene la inconveniencia de ser lenta, lo que determina que no puede competir con los méto -

dos tradicionales cuando se trata de producir piezas de - alta densidad hechas con metales comunes (Fe, Cu, Ni, etc) No se puede decir lo mismo respecto a los metales pesados, como el W, Mo, y el Re, en los que ambos procesos compiten con ventaja.

Para aumentar la tenacidad conviene recurrir a los medios citados; sin embargo, la resiliencia elástica, y con ella la capacidad de amortiguamiento de una pieza pulvimetalúrgica convencional, presentará una ventaja notable sobre la pieza de igual composición, pero confeccionada con técnicas distintas. Esto tiene su explicación en el módulo elástico menor, con el que suelen estar dotadas las piezas compactadas en matriz que luego son sinterizadas, Figura 5.

2.5. CARACTERISTICAS DE LOS POLVOS METALICOS

Una pieza de metal es caracterizada por las propiedades de su masa y de su superficie. Antes que las características de superficie, es la determinación de algunos factores de las propiedades del material de la pieza.

En un cuerpo cristalino, cada átomo en la red cristalina, tiene bien definido un número de átomos colindantes, los cuales lo limitan; en la capa superficial del cristal, sin embargo, el número de átomos colindantes es considerablemente más pequeño que para los átomos interiores del cristal. La red cristalina en la pieza contiene una cierta -

cantidad de defectos en su estructura y es bien conocido que en la superficie del cristal hay mayor cantidad de defectos que en la red.

Las partículas de polvos metálicos representan muy bien una pieza única de metal. Esta es caracterizada por un tamaño pequeño y un área superficial relativamente grande, por otro lado, además es comprensible que las propiedades de la pieza formada por partículas de polvo metálico, deberán ser diferentes a las de las piezas obtenidas por otros medios.

A fin de discutir, los polvos metálicos en general, y especialmente en sus aplicaciones para los procesos de metalurgia de polvos, i.e., compactación y sinterización, usualmente se distinguen entre sus características: Las características individuales de las partículas de polvos metálicos y sus características de la masa de polvos, aunque ciertamente la partícula es responsable por las características del polvo.

El cuadro 1 muestra características de las partículas de polvos, las que pueden ser divididas dentro de dos grupos de variables: Variables del material y variables relacionadas con los procesos de fabricación de los polvos.

CUADRO N° 1 - Características de la partícula de polvo

A. Características del material:

1. Estructura

2. Densidad teórica
 3. Punto de fusión
 4. Elasticidad
 5. Plasticidad
 6. Pureza
- B. Características relacionadas con el proceso de fabricación:
1. Tamaño de la partícula - Diámetro de la partícula
 2. Forma de la partícula
 3. Densidad - Porosidad
 4. Condiciones superficiales
 5. Microestructura - Grano en la estructura cristalina
 6. Tipos y total de defectos en la red
 7. Contenido de gas dentro de la partícula
 8. Capa absorbedora de gas
 9. Cantidad de óxido superficial
 10. Reactivación - Sinterización.

El cuadro N° 2 muestra las características de la masa de polvos, de las cuales, la primera es la característica de la partícula de polvo.

CUADRO N° 2 - Características de la masa de polvos

1. Características de la partícula
2. Tamaño promedio de las partículas
3. Distribución del tamaño de las partículas
4. Superficie específica - Area superficial por gramo
5. Densidad aparente

6. Flujo de los polvos
7. Condiciones de fricción entre las partículas
8. Compresibilidad - Compactación.

Para comprender el comportamiento de la masa de polvos en los procesos de metalurgia de polvos, se tiene que considerar los efectos de todos y cada uno de las variables - de los cuadros Nros. 1 y 2, sin embargo ésto no es suficiente, porque una masa de polvos no está completamente - caracterizada por las variables anteriormente mencionadas, sino que es necesario tener en consideración la segunda - componente de la masa de polvos: La porosidad, las principales características de la porosidad en polvo suelto son mostradas en el Cuadro N° 3.

CUADRO N° 3 - Características de porosidad en una masa de pólvos sueltos

1. Volumen de poros, P
2. Volumen de poros entre partículas de polvo, P_1
3. Volumen de poros dentro de las partículas, $P_2 = P - P_1$.
4. Número de poros entre partículas de polvo, n
5. Tamaño promedio de poros, P_1/n
6. Distribución del tamaño de poros
7. Forma de los poros.

Uno tiene que pensar que en cualquier proceso de metalurgia de polvos, i.e., compactación y sinterización, usualmente los poros sufren considerablemente más cambios que -

las partículas de polvos existentes y que la estructura fi
nal del producto depende grandemente de la porosidad origin
nal y de los cambios que los poros hayan sufrido durante -
el procesamiento.

Determinación del tamaño de la partícula

En la partícula de forma esférica no hay dificultad para -
determinar el diámetro; sin embargo, si las partículas son
un tanto de forma irregular, como las mostradas en la Figur
ra 6, ellas no tienen una longitud fácil de determinar.

El diámetro de la partícula deberá referirse al círculo de
idéntica área a la sección cortada de la partícula o refer
rida a la línea que separa a la sección cortada de la par
tícula en dos áreas iguales o referida a la longitud justa
entre dos puntos finales de la partícula. Estas formas de
partículas no ofrecen complicaciones, como la gran varie-
dad de formas que actualmente se obtienen, como las mostra
das en la Figura 7.

Para ello actualmente se usan muchos métodos para medir el
tamaño de la partícula y distribución del tamaño de la mism
a, sin embargo, se han hecho dos mediciones con diferen-
tes métodos y con idénticos resultados. Por consiguiente,
es absolutamente necesario para la presentación del tamaño
de la partícula, datos que indiquen cuál método se ha usad
o en su determinación.

Las diferentes formas de las partículas según los métodos

de fabricación y su área superficial son los más complicados de evaluar.

CUADRO N° 4 - Area superficial aproximada de las partículas de polvos fabricados por varios métodos

PROCESO DE PRODUCCION DE POLVOS	FORMA DE LA PARTICULA	AREA SUPERFICIAL APROXIMADA
Proceso carbónico	Uniformemente esféricas	$D^2 \pi$
Atomización	redondeadas irregulares esferoides	1.5 a 2 $D^2 \pi$
Reducción de óxidos	irregular esponjoso	7 a 12 $D^2 \pi$
Proceso electrolítico	dentrítico	7 a 12 $D^2 \pi$
Pulverizado mecánico: Trituración	angular	3 a 12 $D^2 \pi$
Pulverizado mecánico: Molienda	escamas u hojas	amplio rango

Las partículas usualmente consisten de diferentes granos - cristalinos y la cantidad total de granos más limitantes - en las partículas, representan un factor significativo en - el proceso de sinterización de los polvos. El número de - granos dentro de la partícula, depende del método de fabri - cación de los polvos y tienen ciertamente influencia so - bre el tamaño de la partícula, como se podrá apreciar en -

el ejemplo del Cuadro N° 5 para polvo de hierro electrolítico.

CUADRO N° 5 - Tamaño mínimo y máximo del grano cristalino en varios tamaños de partículas de polvo de hierro electrolítico

TAMAÑO DE LA PARTICULA EN POLVO		TAMAÑO DEL GRANO EN MICRONES			
Tamaño en malla		en micrones		Mínimo	Máximo
-40	60	250	450	7	70
-60	100	149	250	5	60
100	140	105	149	5	50
140	200	74	105	5	45
200	230	62	74	5	32
230	325	44	62	5	28
-325		44		2	23

No siempre es fácil la determinación del tamaño de la partícula, especialmente porque las partículas finas frecuentemente se aglomeran, algunas de ellas a veces no están - solas y se tienen varios valores para la partícula primaria o conglomerado, como es muestra en la Figura N° 8.

El aglomerado de partículas, en la compactación posee las características de partículas gruesas, pero durante el - sinterizado usualmente se comportan como granos finos aunque estén aglomerados.

El término "tamaño medio de la partícula" es también aplicado con gran cuidado. En el Cuadro N° 6 se muestra varios métodos para determinar el diámetro estático. Uno deberá usar el término tamaño medio de la partícula exponiendo a cual de los diámetros medios se está aludiendo.

CUADRO N° 6 - Diámetro estático de las partículas de polvo

Diámetro medio	Fórmula
Media aritmética	$d_{av} = \sum n d / \sum n \quad \dots (1)$
Diámetro medio (longitud)	$d_l = \sum n d^2 / \sum n d \quad \dots (2)$
Diámetro medio (volumétrico)	$d_v = (\sum n d^3 / \sum n)^{1/3} \quad \dots (3)$
Diámetro medio superficial	$d_s = (\sum d^2 / \sum n)^{1/2} \quad \dots (4)$
Paso medio diametral	$d_w = \sum n d^4 / \sum n d^3 \quad \dots (5)$

Donde: n = Número de partículas en la masa de polvos

d = El diámetro de las n partículas

Con respecto a la distribución del tamaño de la partícula pueden distinguirse básicamente cuatro tipos diferentes: Distribución irregular, distribución uniforme, distribución con un valor máximo y distribución con más de un valor máximo. El valor máximo puede ocurrir en cualquier tamaño, ya sea con el fino, el medio o en el tamaño grueso de la partícula, como se muestra en la Figura N° 9.

2.6. POSIBLES CAUSAS QUE HASTA EL PRESENTE EL CONSUMO DE
PIEZAS SINTERIZADAS NO HAYA TENIDO UN INCREMENTO -
MAS SUSTANCIAL

Sin duda, una de las causas más importantes para - que el uso de las técnicas pulvimetalúrgicas no se haya extendido aún más, es que muchos ingenieros y diseñadores parecen olvidar o ignorar que para fabricar piezas pulvi- metalúrgicas comparables a otras obtenidas por métodos - más convencionales, como el de la colada, forja o el ma- quinado, es necesario recurrir a un cambio de composición y probablemente a tratamientos térmicos secundarias de - las piezas pulvimetalúrgicas.

La costumbre de utilizar técnicas más convencionales y la existencia en las industrias del equipo adecuado para ope- rar con dichas técnicas, es otra de las causas que con - viene tener en cuenta. Los diseñadores muchas veces tra- bajan en base a procesos convencionales, imposibles de lo- gar con técnicas pulvimetalúrgicas; o no suelen tener en cuenta que hay piezas que sólo se pueden obtener con téc- nicas pulvimetalúrgicas; filtros, bujes, formas complica- das, etc.

Para el futuro puede vaticinarse una aplicación masiva de la forja de polvos que implicaría un aumento considerable en el consumo de polvos de hierro.

El comportamiento de los polvos en los procesamientos me- talúrgicos, depende en gran extensión sobre la distribu- ción del tamaño de la partícula; es muy poco conocido, -

por ejemplo: qué tipos de distribución de tamaño de partícula es el mejor para los distintos métodos de compactación. Investigar en éstas direcciones es de suma importancia.

2.7. CONSUMOS ANUALES DE POLVOS METALICOS EN EL PAIS

Los datos consignados en el Cuadro N° 7 han sido obtenidos de la Dirección de Estadística del Ministerio de Industria, Comercio e Integración.

CUADRO N° 7 - Consumo anual de polvos metálicos

Año Kg Producto	1,977	1,978	1,979	1,980	1,981	1,982	1,983	1,984	1,985	1,986
Polvo de hierro y acero	95,875	58,449	83,705	16,120	216,090	142,586	39,305	15,198	101,512	61,650
Polvo de hierro esponja	123,442	91,701	105,355	224,198	243,376	198,097	146,432	111,423	55,406	19,659
Polvo y partículas de cobre	11,211	9,450	8,952	21,827	12,970	9,369	15,015	7,858	2,851	6,400
Polvo y partículas de níquel	3,112	1,543	3,933	1,927	2,925	1,852	--	1,062	3,107	1,370
Polvo y partículas de aluminio	558,076	378,232	356,202	22,887	14,933	26,959	196,513	112,686	105,291	52,556
Polvo y partículas de plomo	16,981	7,125	6,149	103	2,087	2,401	10,781	5,699	3,060	--
Polvo y partículas de zinc	84,229	41	291	18,475	17,774	31,836	1,014	3,851	570	68
Polvo y partículas de estaño	319	325	1,170	83	7	585	3	16	55	20

Fuente: Ministerio de Industria, Comercio e Integración. Estadística de Comercio Exterior.

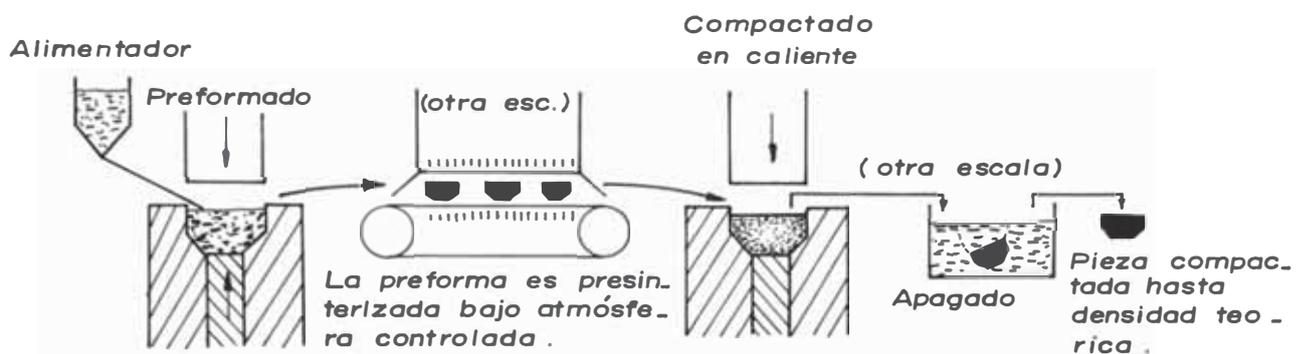


Fig. 1. Forja de polvos metálicos.

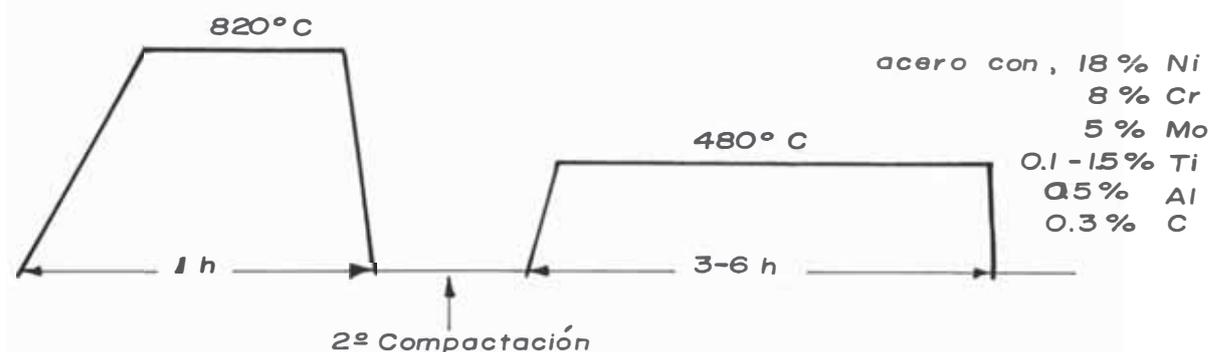
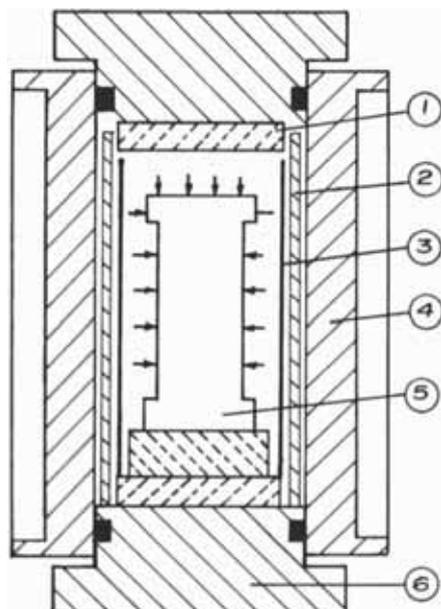


Fig. 2 Esquematzación del Maraging, temple estructural o envejecimiento natural.



- 1. Tapa aisladora.
- 2. Manto aislador.
- 3. Horno
- 4. Cámara de presión zunchada.
- 5. Pieza compactada.
- 6. Tapa de la cámara.

Fig. 3. Compactación isostática en caliente.

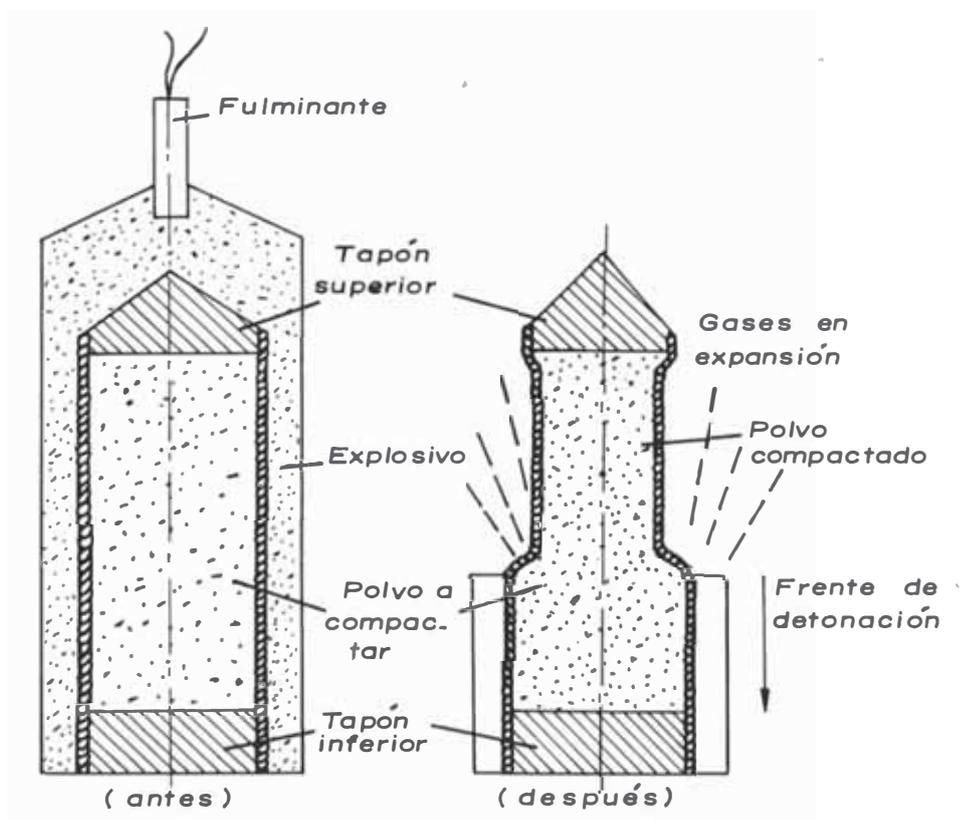


Fig. 4. Uso de explosivos para la compactacion.

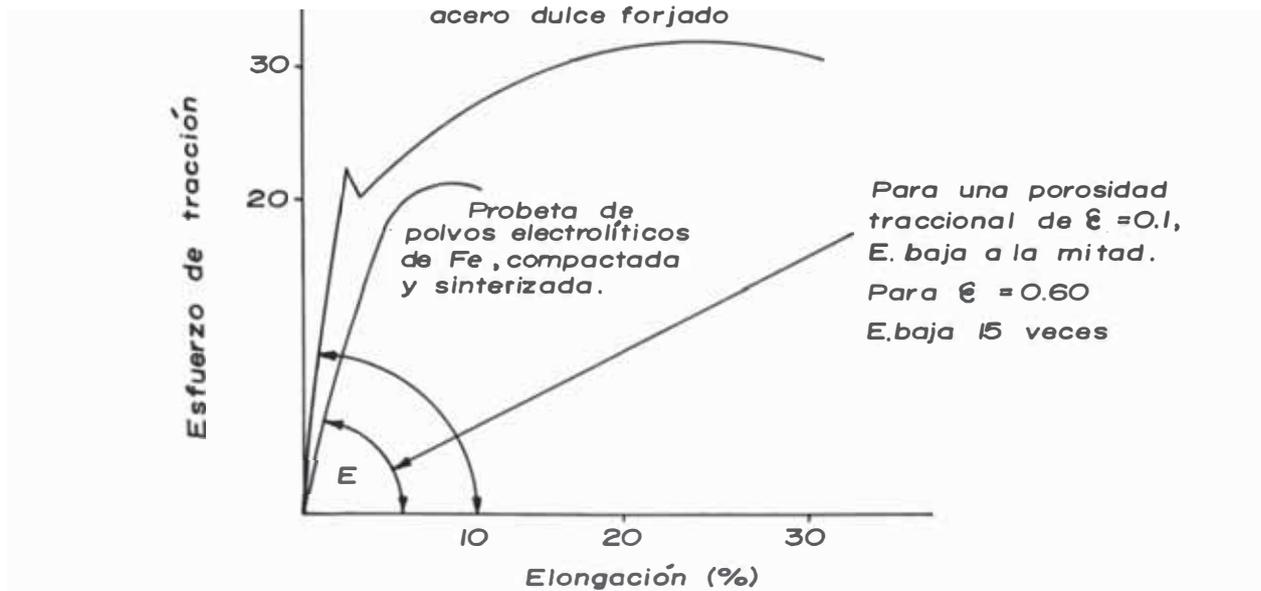


Fig. 5. Disminución del módulo elástico en piezas sinterizadas .

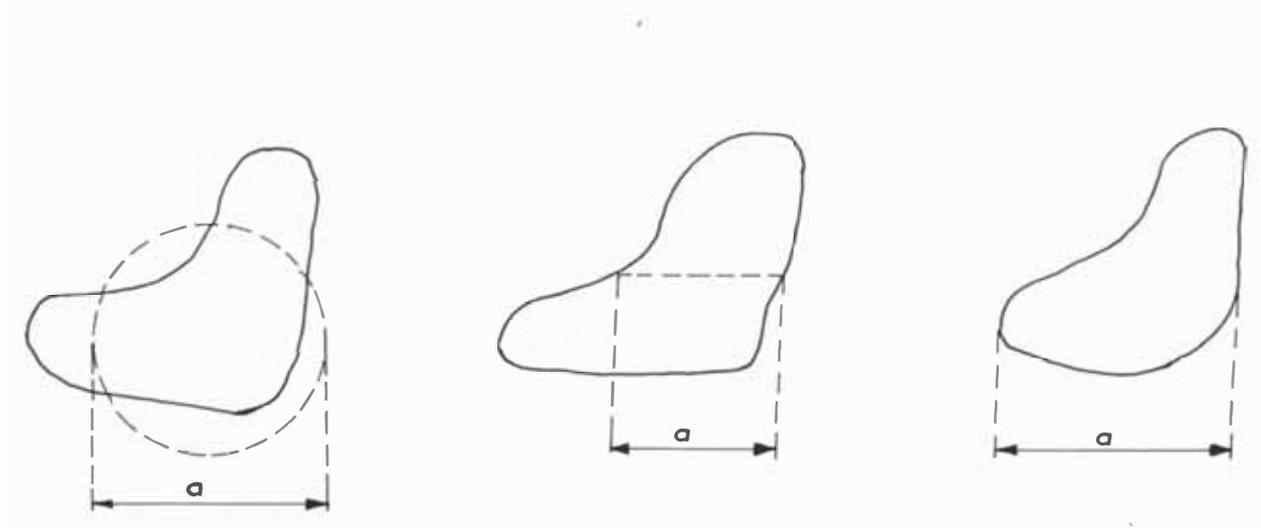
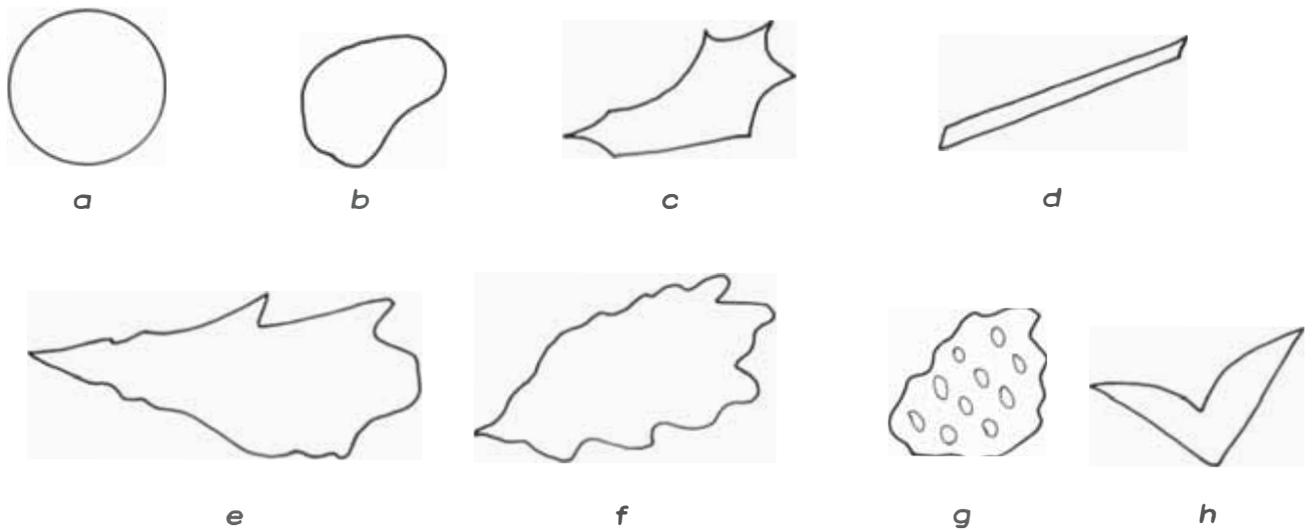
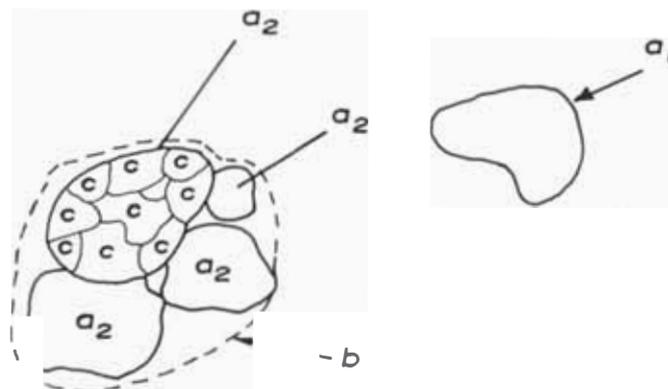


Fig. 6. Diámetro de la partícula



a) esféricas , b) redondeadas , c) angular , d) acicular, e) dendríticas ,
f) irregular , g) poroso , h) segmentadas .

Fig.7. Diversas formas de partícula



a_1 = Partícula primaria libre
 a_2 = Partícula primaria en el aglomerado
 b = Aglomerado .
 c Grano cristalino .

Fig.8. Partícula conglomerada .

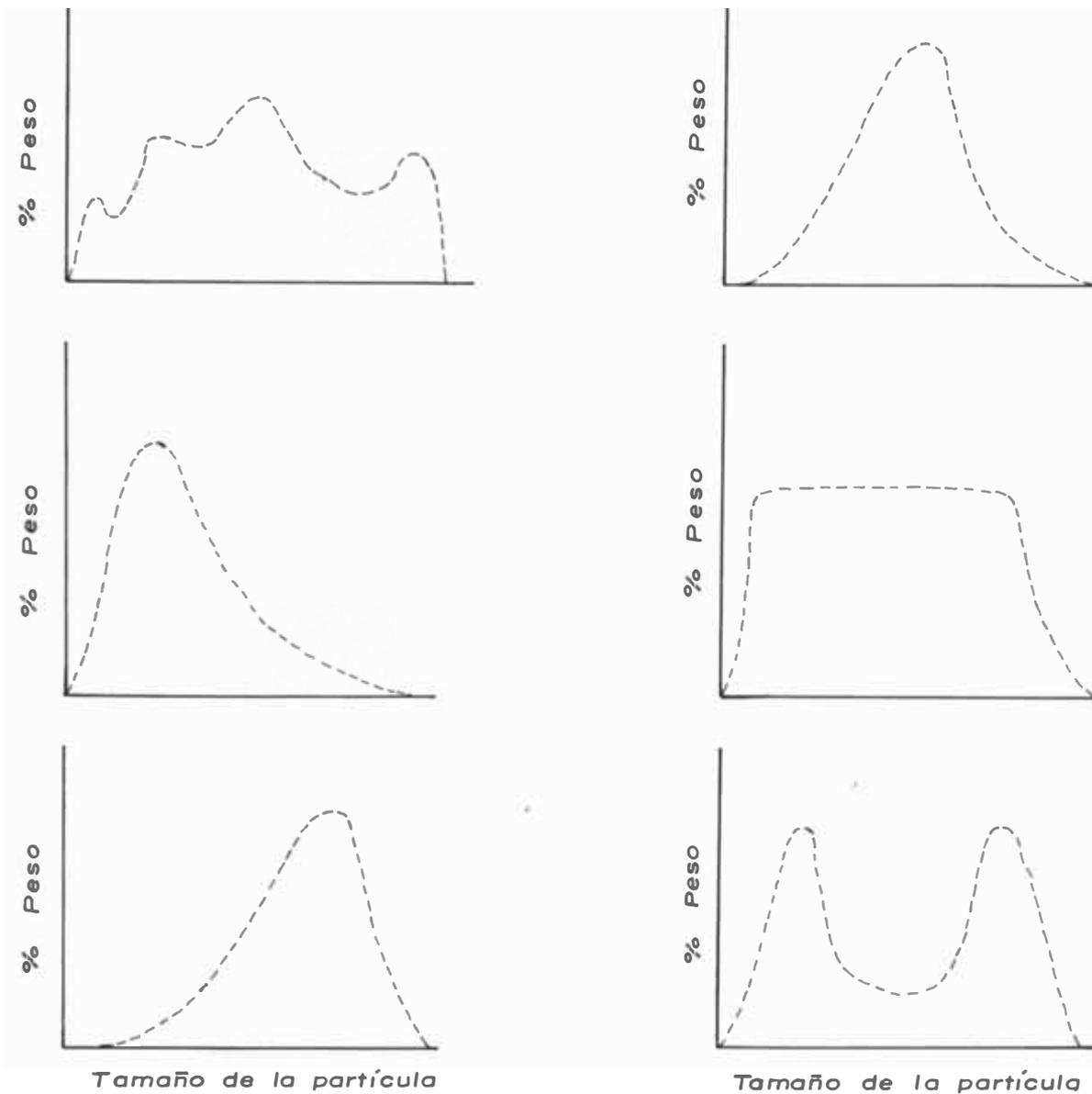


Fig. 9. Distribución del tamaño de la partícula .

C A P I T U L O 3

DESCRIPCION DEL PRODUCTO QUE SE DESEA OBTENER

3.1. INTRODUCCION

El polvo metálico a obtener, es el polvo metálico de bronce que se emplea en la producción de bujes autolubricados, estos polvos metálicos tienen un comportamiento determinado en los procesos de compactación y sinterización que depende mayormente de su aleación y distribución del tamaño de las partículas, características que determinan su aplicación específica en los bujes o cojinetes.

3.2. CARACTERISTICAS DE LOS POLVOS METALICOS DE BRONCE

El polvo metálico de bronce que se desea obtener es el importado de la casa Glidden de los Estados Unidos y son los denominados grados PMB-3, PMB-8, y PMB-23 obtenidos a partir de una aleación cuyas características de un lote determinado son los siguientes:

3.2.1. Grado PMB-3

Porcentaje en peso: 90% cobre
10% estaño

Análisis químico

1. 10.12% de estaño

Propiedades físicas

2. Densidad aparente: 3.16 g/cm³

- 3. Velocidad de flujo 34 s/ 50 g.
- 4. Análisis de malla:
 - + 60 (> 250 μm)
 - 60 + 100 (149 a 250 μm) vestigios
 - 100 + 150 (105 a 250 μm) 0.5%
 - 150 + 200 (74 a 105 μm) 0.6%
 - 200 + 325 (44 a 74 μm) 34.3%
 - 325 (< 44 μm) 58.6%

Compactación: determinado sobre la ruptura - transversal de una barra sometida a una presión de 165 N/mm² (12 tsi), 15 g de polvo.

- 5. Densidad en verde: 6.21 g/cm³
 Resistencia en verde: determinado sobre una barra de 6.3 mm de espesor transversal de densidad en verde de 6.3 g/cm³.
- 6. Resistencia en verde: 620 Psi.

Propiedades del sinterizado: Espesor de la barra 6.3 mm, densidad en verde 6.3 g/cc, tiempo de sinterización 15 minutos en atmósfera - de amoniaco disociado.

	Temperatura °F 1,500	1,530	1,560
7. Cambio dimensional,%	+ 0.45	+ 1.00	+ 0.21
8. Densidad del sinterizado: g/cm ³	6.18	6.08	6.22
9. Esfuerzo de ruptura transversal, KPsi	42.6	40.1	41.40

Normas usadas en las pruebas:

MPIF Standars

- (2) 4-72 (3) 3-72, (5) 45-75, (6) 15-75
- (7) 44-73, (8) 13-62, (9) 41-73

ASTM standars

- (1) E54, (2) B212, (3) B213, (4) 214,
(5) B331, (6) B312, (7)

Aplicaciones: El polvo PMB-3 está proyectado para aplicaciones que requieren crecimiento mínimo durante el sinterizado; se recomienda para la fabricación de bujes pequeños, aproximadamente de 5 a 10 gramos, dentro de un rango de densidad de 6.4 a 6.8 g/cm^3 .

En caso de baja densidad y cuando se usa para fabricar partes largas, el PMB-3 da un mínimo crecimiento. Cuando se usa para densidad alta, 6.8 a 7.2 g/cm^3 , bujes y partes estructurales ocurre un moderado crecimiento.

Los bujes producidos con este grado muestran después del sinterizado una superficie lisa y poseen una porosidad fina interconectada.

La Figura N° 10 muestra la variación de la resistencia y densidad en verde en función de la presión de compactación.

La Figura N° 11 muestra la variación del crecimiento en función de la temperatura de sinterizado.

3.2.2. Grado PMB-8

Porcentaje en peso: 90% cobre
10% estaño

Análisis químico:

1. 9.84% de estaño

Propiedades físicas

2. Densidad aparente : 3.11 g/cm^3
3. Velocidad de flujo: 30 s/50 g.
4. Análisis de malla :

+ 60	(> 250 μm)	
- 60	+ 100	(149 a 250 μm)	vestigios
- 100	+ 150	(105 a 250 μm)	0.3%
- 150	+ 200	(74 a 105 μm)	6.8%
- 200	+ 325	(44 a 74 μm)	41.5%
- 325	(< 44 μm)	51.4%

Compactación: Determinado sobre la ruptura de una barra sometida a una presión de 165 N/mm^2 (12 tsi). 15 g. de polvo.

5. Densidad en verde: 6.21 g/cm^3
Resistencia en verde: Determinado sobre una barra de 6.3 mm de espesor transversal.
6. Resistencia en verde: 560 Psi
Propiedades del sinterizado: Determinado sobre la barra de 6.3 mm de espesor, densidad en verde de 6.3 g/cm^3 ; sinterizado durante 15 minutos en una atmósfera de amoníaco disociado.

Temperatura, °F :	1,500	1,530	1,560
-------------------	-------	-------	-------
7. Cambio dimensional, %: + 0.78 + 1.31 + 0.93
8. Densidad del sinterizado, g/cm^3 : 6.12 6.03 6.10
9. Esfuerzo de ruptura transversal, KPsi : 34.3 32.8 33.1

Normas usadas en las pruebas: igual que para el grado PMB-3.

Aplicaciones: El PMB-8 está proyectada para la fabricación de bujes donde se desea un crecimiento definitivo pequeño en el sinterizado. Muestra un crecimiento aproximadamente de 1/2% más que el crecimiento del PMB-3 bajo las mismas condiciones de sinterizado.

Es recomendable para bujes en el rango de 6.4 a 6.8 g/cm³ de densidad con un peso entre 10 a 20 gramos.

En caso de baja densidad y cuando se usa para partes largas, el PMB-8 muestra un bajo crecimiento. En densidades altas 6.8 a 7.2 g/cm³, ocurre un crecimiento medio.

La Figura N° 12 muestra la variación de la densidad en verde y la resistencia en verde en función de la presión de compactación. La Figura N° 13 muestra la variación dimensional en función de la temperatura de sinterización.

3.2.3. Grado PMB-23

Porcentaje en peso: 90% cobre
10% estaño

Análisis químico

1. 9.89% de estaño

Propiedades físicas

2. Densidad aparente : 3,17 g/cm³

3. Velocidad de flujo: 40 s/50 g.

4. Análisis de malla :

- + 60 (> 250 μm)
- 60 + 100 (149 a 250 μm) vestigios
- 100 + 150 (105 a 250 μm) 1.7%
- 150 + 200 (74 a 105 μm) 13.3%
- 200 + 325 (44 a 74 μm) 39.7%
- 325 (< 44 μm) 45.3%

Compactación: Determinado sobre la ruptura transversal de una barra sometida a una presión de 165 N/mm² (12 tsi). 15 gramos de polvo.

5. Densidad en verde: 6.29 g/cm³

Resistencia en verde: Determinado sobre una barra de 6.3 mm de espesor transversal de densidad en verde de 6.3 g/cm³.

6. Resistencia en verde: 580 Psi

Propiedades del sinterizado: Determinado sobre la barra de 6.3 mm de espesor, densidad en verde de 6.3 g/cm³, sinterizado durante 15 minutos en una atmósfera de amoniaco disociado.

	Temperatura, °F :	1,500	1,530	1,560
7.	Cambio dimensional, % :	+ 2.37	+ 3.22	+ 2.97
8.	Densidad del sinterizado, g/cm ³	5.84	5.69	5.73
9.	Esfuerzo de ruptura transversal, KPsi	25.5	23.3	25.8

Normas usadas en las pruebas: Igual que para el grado PMB-3.

Aplicaciones: Este grado está proyectado para bujes que requieren gran crecimiento o máximo cambio de tamaño durante la sinterización. Posee aproximadamente 1/2% de crecimiento más que el PMB-18.

El PMB-23 es recomendable para la fabricación de bujes - largos y pesados por sobre 110 gramos de peso; su densidad dentro del rango de 6.4 a 6.8 g/cm³ y otras aplicaciones donde se desee un máximo crecimiento. Es el que más - alta densidad aparente tiene y la mayor velocidad de flujo de la serie PMB.

3.3. CONTROL DE SINTERIZACION DEL BRONCE

La fabricación para sinterización involucra el control de muchas variables a fin de realizar con éxito las - piezas fabricadas por este procedimiento. En el inicio, - la prealeación elimina la mezcla y que la composición sea variable, de tal modo que el fabricante pueda trabajar con el nuevo material consistente; sin embargo la conversión - del polvo en una pieza terminada todavía implica un estrecho control.

3.3.1. Efecto de la densidad en verde

La densidad en verde es la primera variable con la cual los fabricantes que usan polvos prealeados necesitan estar enterados. Ello juega un papel importante en el rol de control de la producción de piezas consistentes.

Datos de la resistencia y densidad en verde son mostrados

en las Figuras Nros. 10, 11, 12, 13, 14 y 15 como una función de la presión de compactación. La Figura N° 16 muestra los efectos de la variación de la densidad en verde, sobre el cambio dimensional durante el sinterizado. Nótese que entre las densidades de 6.0 a 6.4 g/cm³ del rango comercial importante, las curvas son relativamente planas. Esta pequeña variación de la densidad, en dicho rango, no tiene efectos notorios sobre las dimensiones. En la alta y baja densidad, extremos de la curva, la inclinación es más grande y los efectos más pronunciados. Los valores - para otros grados de PMB pueden ser evaluados con aproximación, interpolando las curvas mostradas en la Figura N° 16

La influencia de la densidad en verde sobre la resistencia del sinterizado es más pronunciada y están directamente relacionadas, como se aprecia en la Figura N° 17.

3.3.2. Efecto del tiempo de sinterización

El tiempo de sinterización es la variable que establece un control preciso del dimensionamiento. A medida que el sinterizado procede, las dimensiones de la pieza - van primero a través de una rápida expansión hasta alcanzar un punto de máxima expansión, luego gradualmente las dimensiones se reducen, teniendo lugar una homogenización.

Las condiciones de sinterización no son establecidas para la primera porción de la curva que asciende. A medida que el tiempo se incrementa, gradual y predecible, ocurre una disminución. Datos típicos son mostrados en la Figura 18.

El efecto del tiempo de sinterización para los grados intermedios pueden ser estimados a partir de estos datos.

El tiempo de sinterización tiene también un fuerte efecto sobre la resistencia de la pieza sinterizada; en el extremo izquierdo de la Figura N° 19 se observa una líneas punteadas, esto es debido a que el tiempo de sinterización - resultó insuficiente para obtener resultados. El grado - PMBG tiene adicionado grafito.

3.3.3. Efecto del grado de calentamiento

La clave del control del crecimiento del bronce - en el sinterizado es el procedimiento o grado de calentamiento, es la variable al parecer que más influye en el crecimiento.

El Cuadro N° 8 muestra los efectos de varios tiempos de calentamiento sobre el cambio de dimensión. Estos datos están basados sobre una densidad en verde de 6.3 g/cm^3 y la temperatura de sinterización de $1,530 \text{ }^\circ\text{F}$. Nótese que se refiere a la magnitud de la diferencia en el cambio de dimensión, el que puede ocurrir por falla del control del grado de calentamiento; horno no apropiado, flujo de la atmósfera, tamaño de la pieza, velocidad de la cinta y cargado de la cinta, todos estos factores afectan el grado de calentamiento de la pieza,

Un rápido grado de calentamiento tiende a maximizar el cambio dimensional, mientras que un grado de calentamien-

to lento tiende a minimizar el cambio dimensional.

Para entender el control del crecimiento es importante considerar la influencia del aumento del grado de calentamiento sobre cualquier cambio que pueda hacerse en el ciclo de sinterización.

CUADRO N° 8 - Efecto del grado de calentamiento sobre el cambio dimensional

Tiempo al alcanzar la temperatura de sinterización	2 Min	7 Min	15 Min	45 Min
Cambio dimensional %	-2.4	-0.3	-1.9	-4.7
Resistencia a la - ruptura transver - sal KPsi	30.5	31.4	33.9	36.1

3.3.4. Efecto de la temperatura de sinterización

La temperatura de sinterización es el control co -
mún del proceso para obtener determinadas dimensiones.

Un cambio en la temperatura de sinterización dará como re -
sultado un gran cambio de dimensiones. Nótese que cada -
grado PMB posee una curva del cambio dimensional. Para un
control máximo del dimensionamiento, la sinterización debeer
rá ser hecha en la parte plana a esta curva.

La temperatura de sinterización también afecta a la resis -
tencia y a la dureza. La Figura N° 20 muestra la dureza a
parente del bronce sinterizado ploteado sobre un amplio -

rango de temperaturas de sinterización.

El valor mínimo de la dureza ocurre entre 1,520 °F y 1,540 °F, este valor mínimo, el material tendrá una microestructura óptima. El uso de esta prueba simple de dureza es una buena herramienta del control de calidad.

3.4. POLVO DE BRONCE PRODUCIDO POR METALPO

Recientemente en Brasil se ha instalado una Planta de polvos metálicos de bronce, obtenidos por atomización, cuyos datos son los siguientes:

Grafito	:	1	%
Estearato de zinc:		0.5	%
Estaño, tipo A	:	10	%
Cobre, tipo PAM-2:		88.5	%

Las propiedades de este polvo metálico de bronce se muestran en las Figuras Nros. 21, 22, 23 y 24.

Resumiendo: El polvo de bronce será obtenido a partir del bronce prealeado 90-10 (90% Cu y 10% Sn) con las características correspondientes a las especificaciones denominadas Grado PMB-3, PMB-8 y PMB-23.

La forma de llevar a cabo los ensayos para controlar las especificaciones de las propiedades se encuentran en las normas dadas por MPIF (Metal Powder Industries Federation; P.O. Box 2054, Princeton, N Y. 08540) como también en las Normas dadas por ASTM (American Society for Testing Materials)

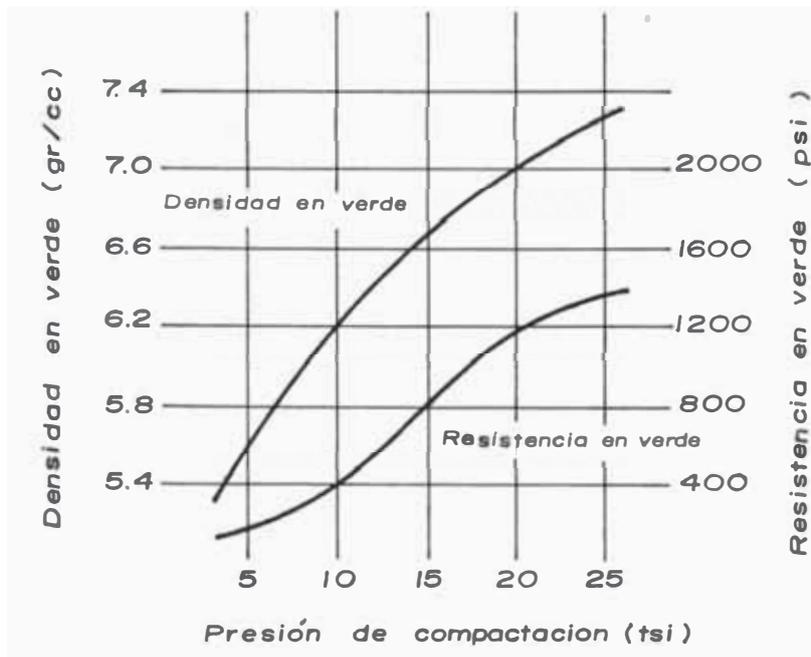


Fig. 10 . Variación de la densidad en verde y la resistencia en verde en función de la presión de compactación.

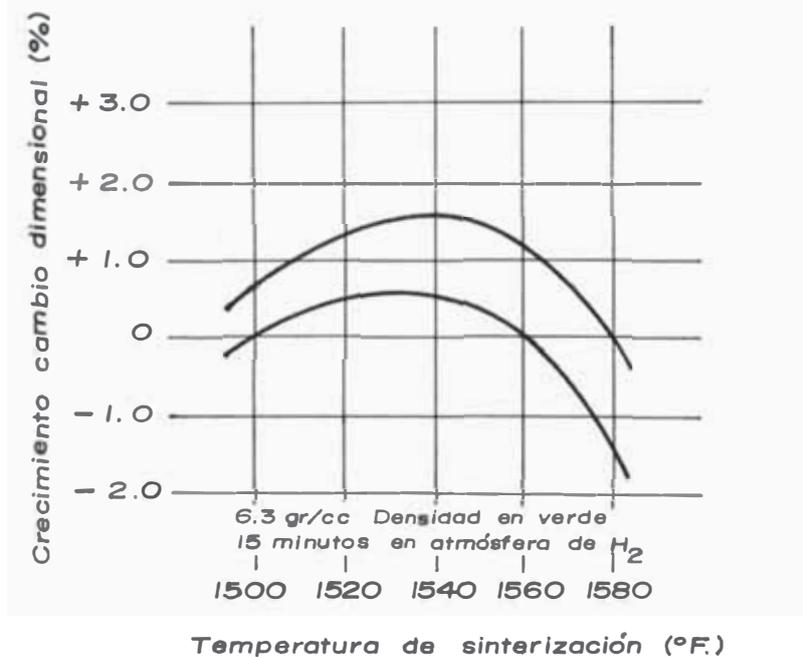


Fig. 11 . Variación dimensional en función de la temperatura de sinterización.

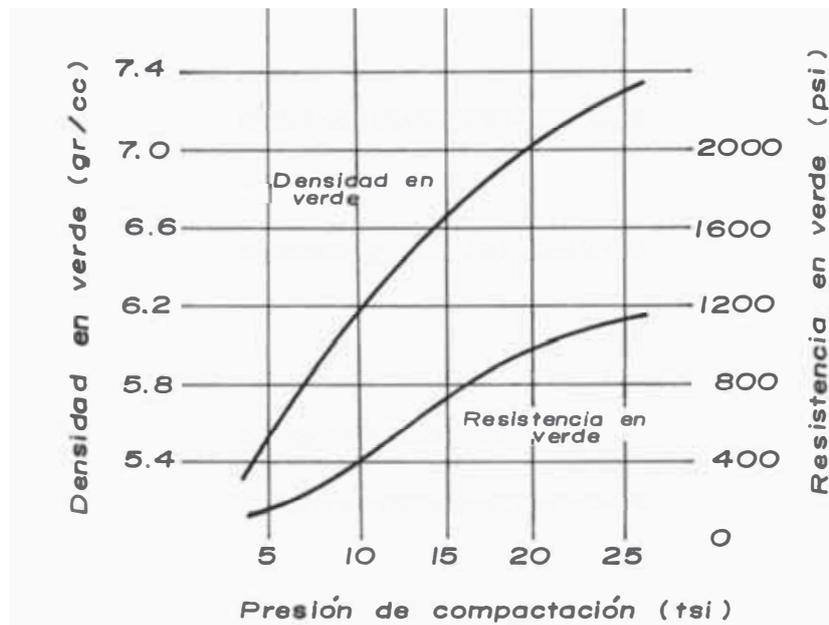


Fig. 12. Variación de la densidad en verde y la resistencia en verde en función de la presión de compactación.

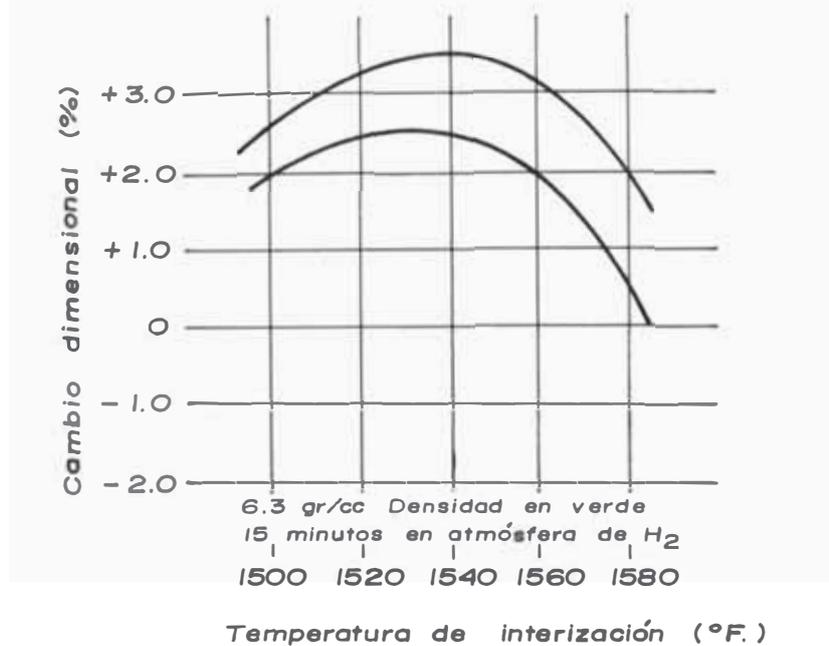


Fig. 13. Variación dimensional en función de la temperatura de sinterización.

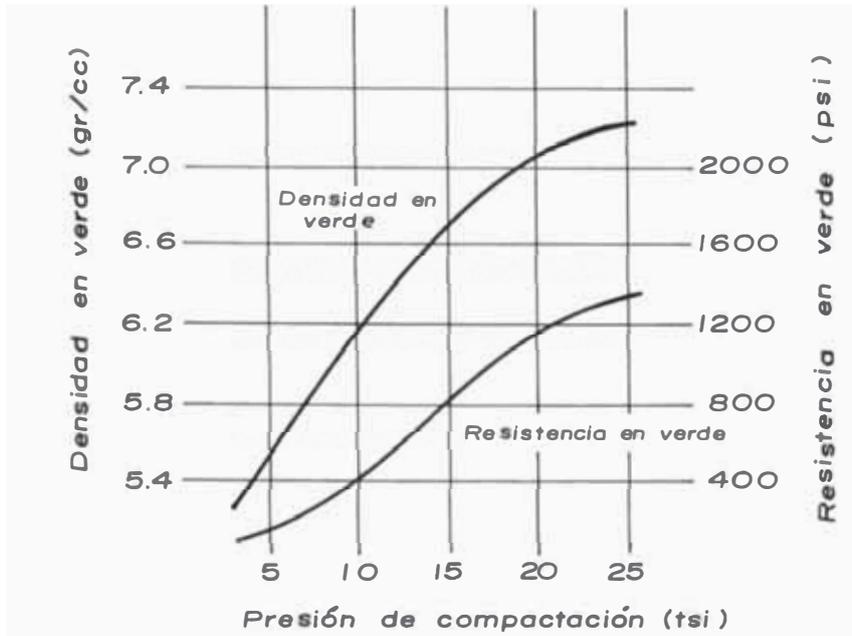


Fig. 14. Variación de la densidad en verde y la resistencia en verde en función de la presión de compactación . PMB - 23 .

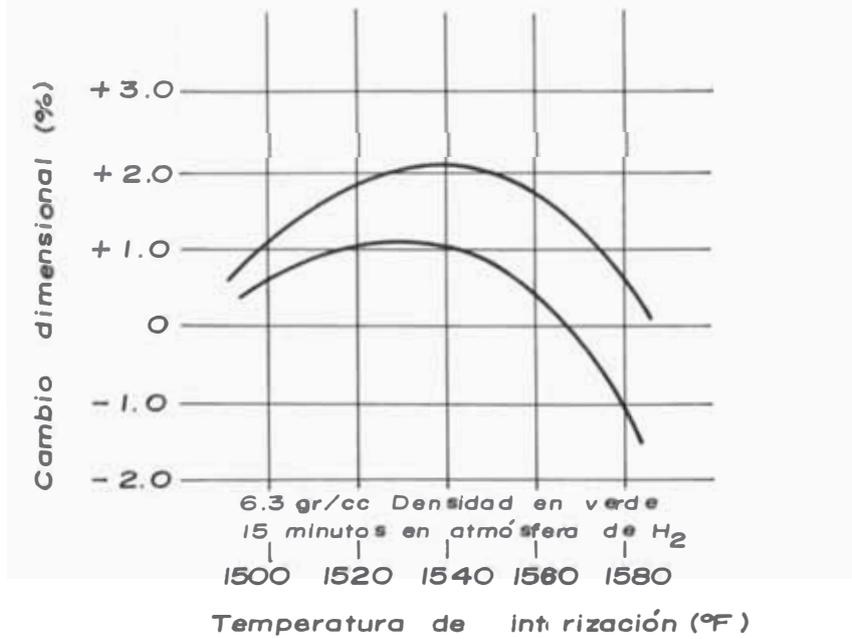


Fig. 15. Variación dimensional en función de la temperatura de sinterización . PMB-23 .

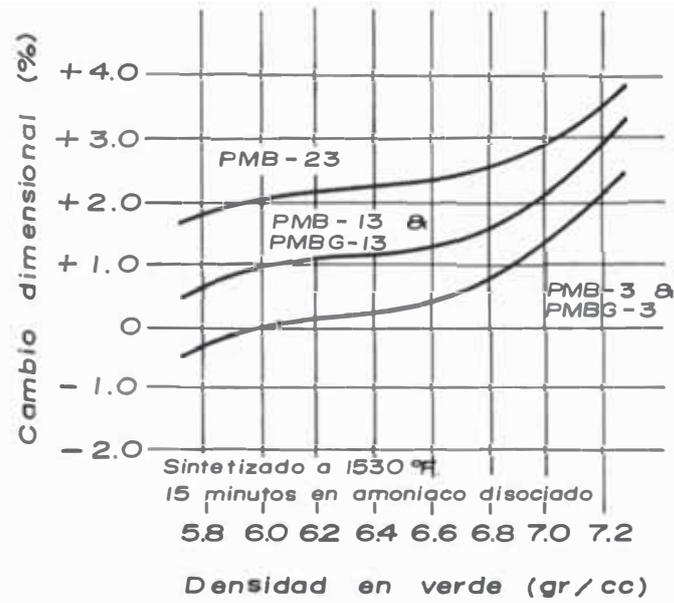


Fig. 16. Efectos de la variación de la densidad en verde sobre el cambio dimensional durante el sinterizado.

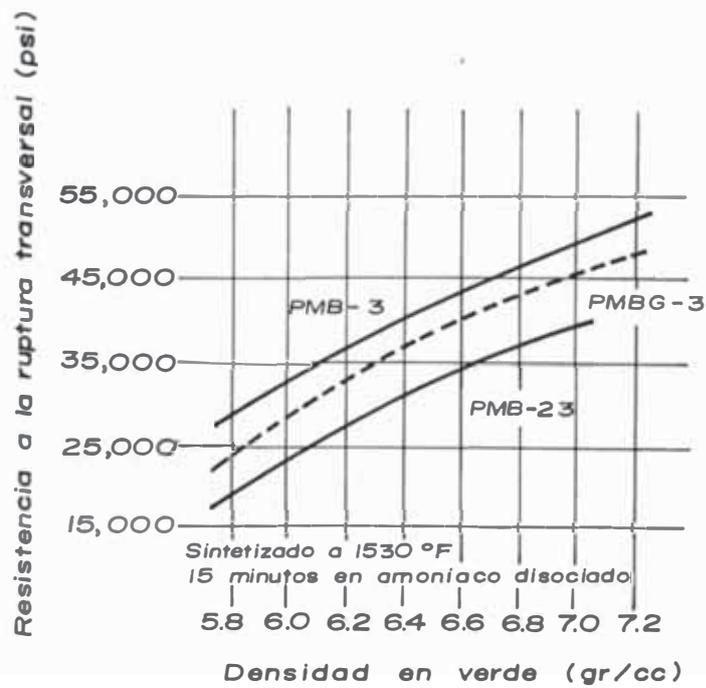


Fig. 17. Efectos de la variación de la densidad en verde sobre la resistencia del sinterizado.

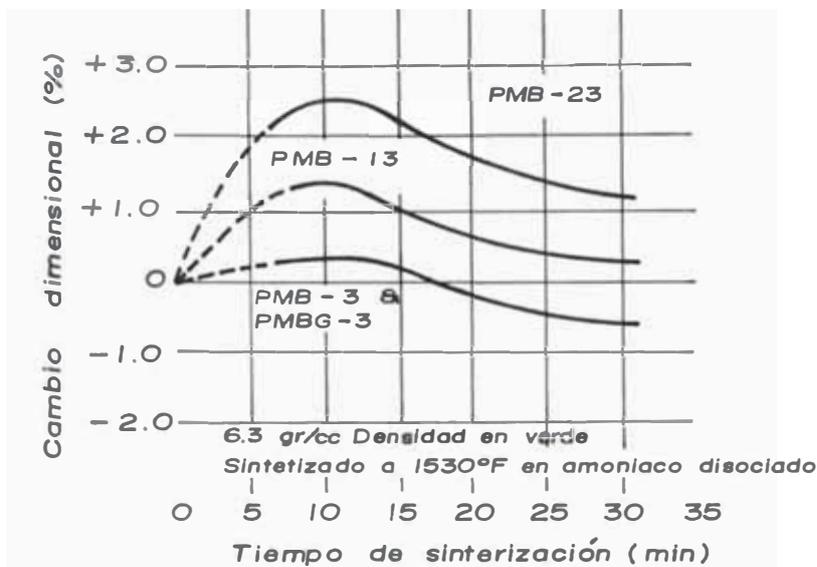


Fig. 18. Efecto del tiempo de sinterización sobre el cambio dimensional.

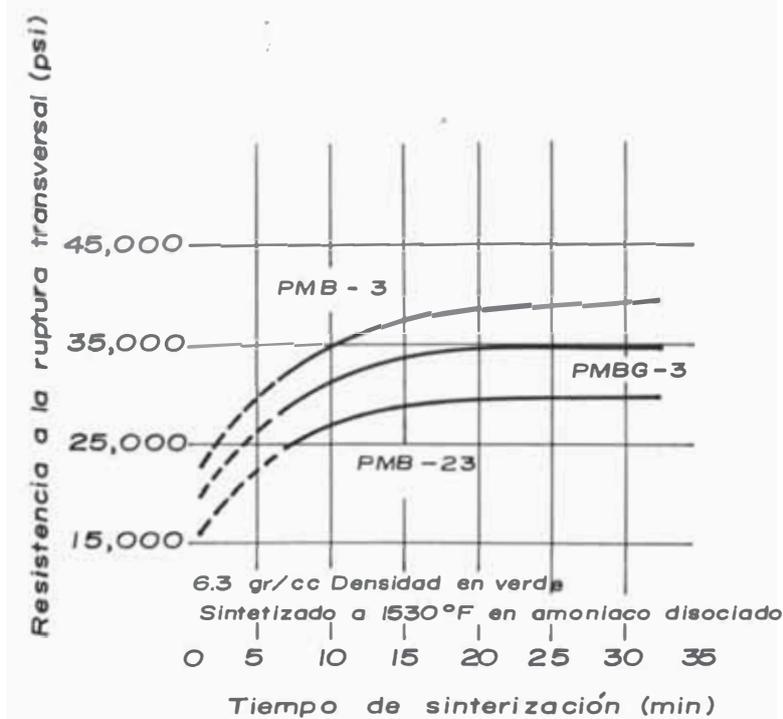


Fig. 19. Efecto del tiempo de sinterización sobre la resistencia a la ruptura de la pieza sinterizada.

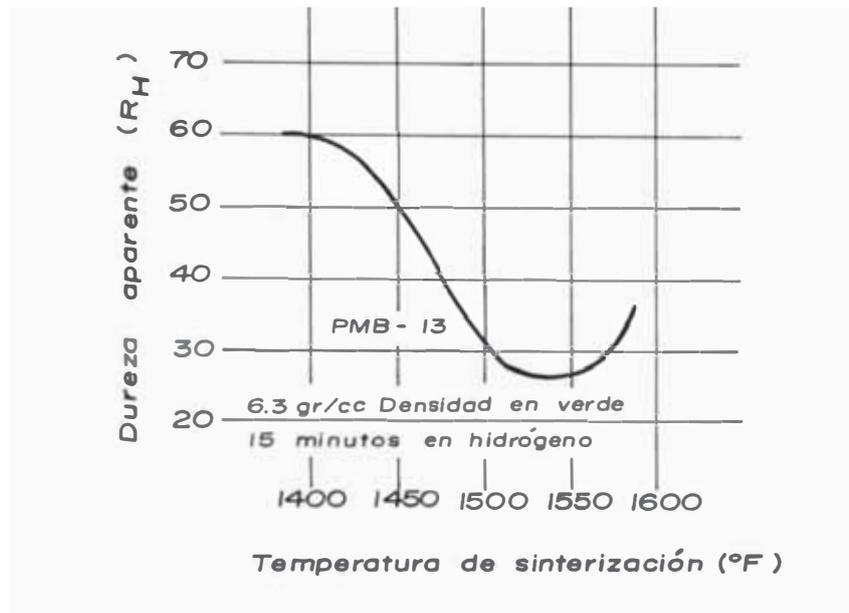


Fig. 20. Efecto de la temperatura de sinterización sobre la dureza aparente .

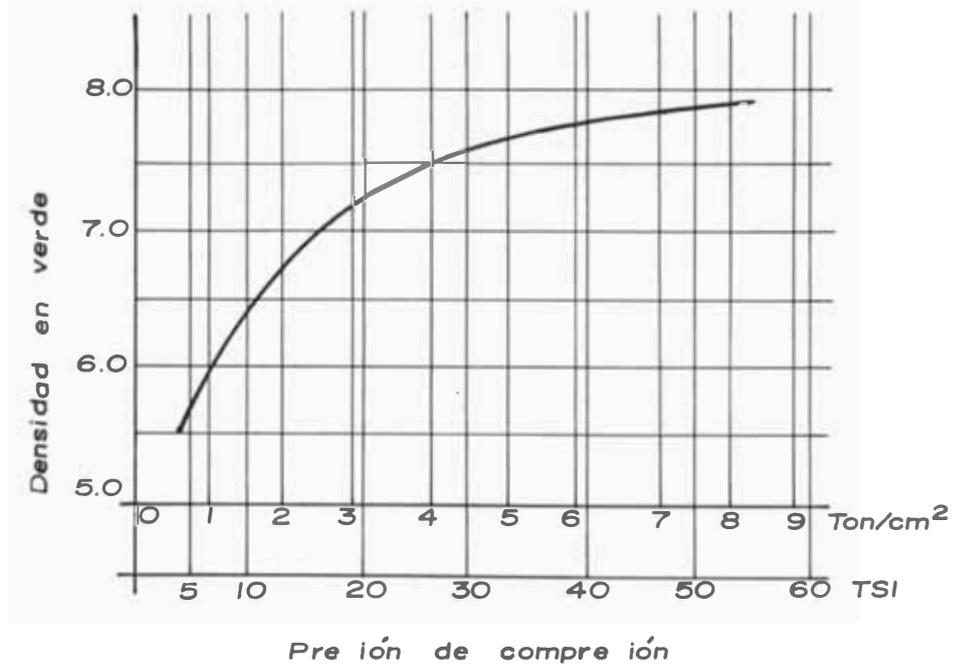


Fig. 21. Efecto de la presión de compactación sobre la densidad en verde .

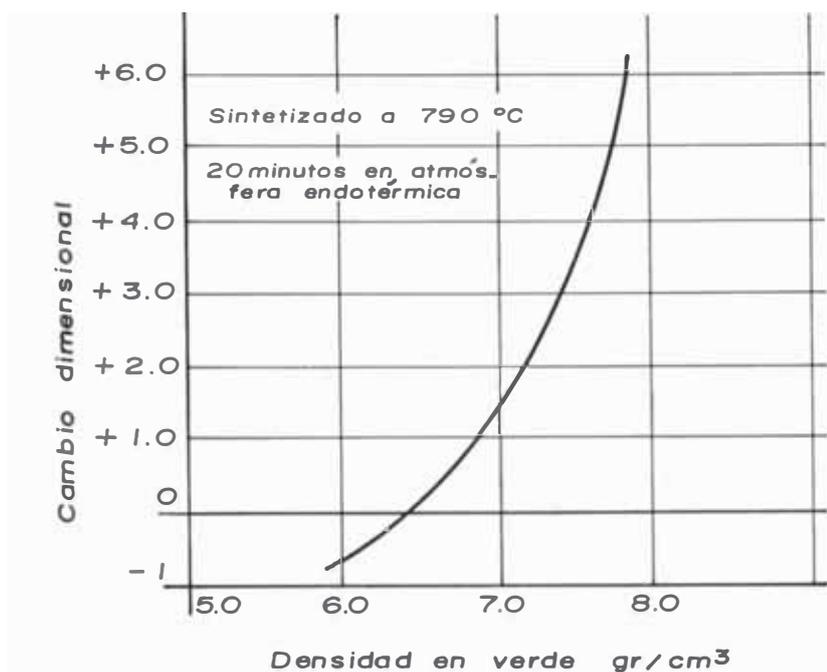


Fig. 22. Efecto de la densidad en verde sobre el cambio dimensional durante el sinterizado.

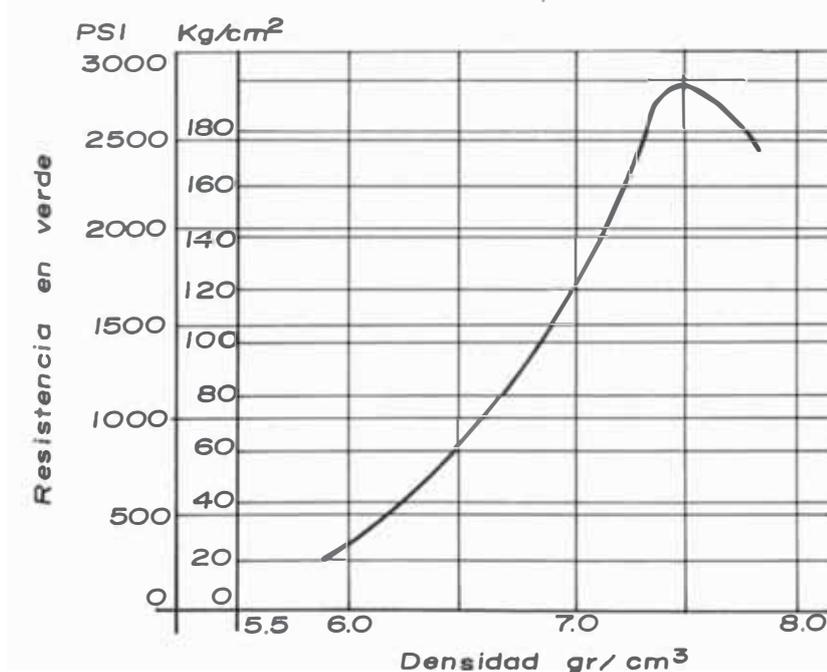


Fig. 23. Efecto de la densidad en verde sobre la resistencia en verde.

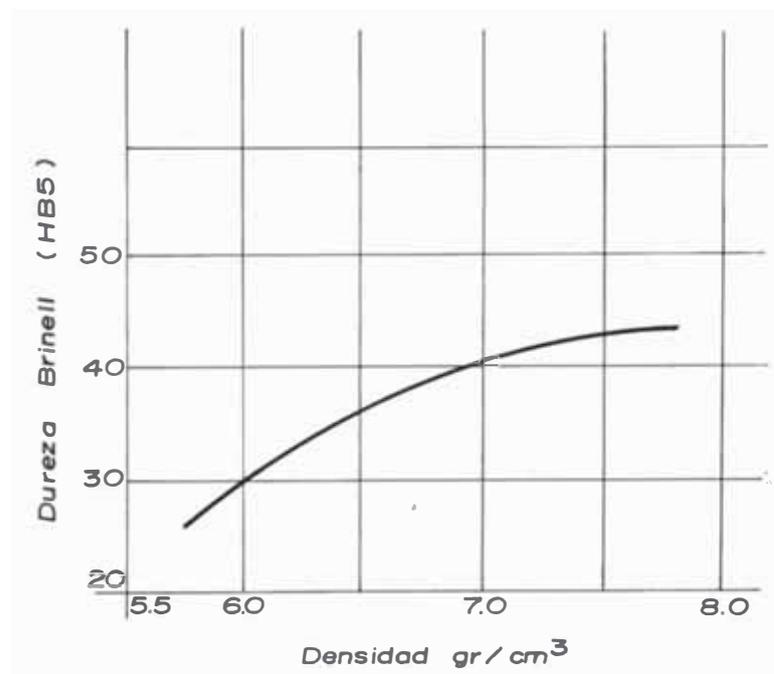


Fig. 24. Efecto de la densidad en verde sobre la dureza .

C A P I T U L O 4

DISEÑO DEL PROCESO DE OBTENCION DE POLVOS METALICOS

4.1. INTRODUCCION

Existen muchos procesos para la obtención de polvos metálicos, cada uno de los cuales es más apropiado para ciertos metales o aleaciones con el propósito de obtener el producto a un costo menor y que satisfagan los requerimientos para la fabricación de piezas pulvimetalúrgicas específicas.

El presente capítulo está orientado a la determinación del proceso más adecuado para obtener polvo metálico de bronce, haciendo énfasis en las características de forma, tamaño y distribución del tamaño de las partículas que son las características que más influyen en los procesos pulvimetalúrgicos en la fabricación de bocinas, cojinetes y partes estructurales.

Asimismo se determina el equipo necesario en la producción de los polvos metálicos de bronce.

4.2. PROCESOS DE OBTENCION DE POLVOS METALICOS

Los polvos metálicos son productos usualmente puros, su grado de pureza, tamaño y forma de la partícula dependen del método de fabricación. Los métodos más comunes son: Atomización, técnicas electrolíticas, reducción de ó

xidos, pulverizado mecánico, hidrometalurgia y pirólisis - gaseosa.

4.2.1. Atomización

Este proceso es para obtener polvos puros y polvos prealeados, es el más usado en la obtención de los polvos metálicos a partir de metales puros o aleaciones.

El metal o aleación primeramente es fundido en un horno, - alimentado y controlado el flujo a través de una boquilla de dimensiones precisas y es atomizado con un chorro líquido o gaseoso. La acción del chorro es romper la vena líquida del metal en diminutas gotas, las que caen libremente dentro de un recipiente que las contiene. Este proceso requiere un cuidadoso control a fin de obtener los mejores resultados, sin embargo, con experiencia sobre el tamaño - de las boquillas, control de la temperatura del metal líquido y chorros bien dispuestos, hacen posible fabricar - polvos de alta calidad.

Este proceso puede ser usado para obtener un amplio rango de tamaño de la partícula. La forma de la partícula puede ser también muy variada, proveniente de las formas esféricas y altamente irregulares.

Este proceso en la actualidad es ampliamente usado para la fabricación de polvos de Fe, Cu, Al, Sn, Ni y entre las aleaciones el bronce.

4.2.2. Proceso electrolítico

Este proceso es ampliamente usado para la fabricación de hierro, cobre, níquel y polvos de plomo. Otros polvos - son hechos con esta técnica, pero el monto de su producción es bajo.

Según el cuidado que se tenga en la composición química y condiciones físicas durante la electrodeposición se rigina la forma en que se obtienen los polvos en el cátodo, algunas veces formando una masa compacta o escamas - de polvos que se descascaran; éstos son fácilmente triturados y convertidos a polvo. En general las condiciones que favorecen una buena producción de polvos son aquellas que tienen por objeto producir un precipitado adherente. Los polvos producidos por este método usualmente son puros y según las condiciones en el baño, pueden producirse polvos con amplio rango de cualidades, los cuales tienen buenas propiedades de compactación y sinterización.

4.2.3. Reducción de óxidos

Grandes cantidades de polvo de hierro son producidos por reducción del óxido metálico apropiado. El origen de los óxidos pueden ser hierro o concentrados, escamas de hierro o fragmento de acero. La técnica usual de reducción de óxidos a polvos metálicos, usa entre o-tros, medios sólidos o gaseosos. Por ejemplo, la técnica de hoganas para la manufactura de polvos de hierro, involucra la reducción de gran cantidad de magnetita concentrada con agregados de coke, carbón y cal. La mezcla es

depositada en un recipiente, el cual es calentado hasta - cerca de 1,200 c. El producto obtenido mediante este procedimiento es el hierro esponja, el cual es seguidamente pulverizado mecánicamente a la forma de polvo de hierro, el que es ampliamente utilizado en la pulvimetalurgia de partes.

La forma de la partícula obtenida es usualmente irregular el tamaño de la partícula es controlado por una combinación de la pulverización y mezclado.

4.2.4. Pulverizado mecánico

La pulverización mecánica fué usada años atrás en la preparación de polvos metálicos escamosos. Primeramente el metal deberá ser fragilizado; por ejemplo: las placas de acero inoxidable de adecuada composición, podrán ser fragilizadas por la aplicación de un tratamiento térmico y así obtenerse polvos finos prealeados.

El proceso de pulverización mecánica es ampliamente usado en la manufactura de polvos escamosos, tal como el oro plata, cobre y aluminio.

Durante la preparación de estos polvos es necesario adicionar un lubricante a fin de evitar que las partículas se suelden durante la trituración del metal o aleación establecida. Estos polvos escamosos usualmente son usados en la fabricación de tintes y pinturas.

4.2.5. Hidrometalurgia

Los polvos metálicos también son producidos por técnicas - hidrometalúrgicas, por este método son hechos después del níquel, el cobre y el cobalto. Este proceso depende del - hecho de que bajo ciertas condiciones particulares, partículas de metal puro son precipitados por acción del hidrógeno, cuando se somete a una correcta combinación de alta presión y temperatura. Por ejemplo un proceso que involucra el tratamiento de níquel amina-sulfato a 250 °C con hidrógeno a la presión de 350 Psi; el níquel es precipitado directamente como polvo. La forma de la partícula es variada, esférica y altamente irregular.

4.2.6. Pirólisis gaseosa

Son técnicas usadas en gran escala para producir polvos de níquel y hierro. Las bases de este método está en que, tanto el níquel como el hierro forman carbonilos metálicos, los cuales, cuando son enfriados bajo condiciones cuidadosamente controladas, pueden ser inducidos a quebrarse, los polvos metálicos elementales producidos pueden ser variados por un control cuidadoso de las condiciones de producción y la forma de la partícula obtenida varía desde la forma cercana a la esférica a la forma de fibras.

Los polvos metálicos producidos por cada uno de los procesos anteriores, tienen su propia combinación particular de propiedades, las cuales determinan sus usos adecuados en la manufactura de piezas pulvimetalúrgicas, además cada uno de los procesos es adecuado para la producción de

determinados polvos metálicos; de esta manera se observa que el método adecuado para la producción de los polvos metálicos de bronce 90-10 prealeado es el de atomización. En el Cuadro N° 9 se observa que el método comercial para la producción de polvos de bronce es el método de atomización.

4.3. METODO DE ATOMIZACION

La masa de polvos metálicos atomizados son obtenidos a través de dos métodos, de acuerdo al fluido que se utilice: gas o agua.

En este método la vena líquida de metal es atomizada por el impacto de la corriente de un fluido a alta presión, proveniente de una boquilla. El metal líquido y el fluido que atomiza son controlados separadamente. En la mayoría de las versiones del proceso de atomización, el flujo de metal líquido sale de un recipiente por gravedad a través de un orificio situado en el fondo de dicho recipiente o tundish y es impactado por uno o más chorros de fluido. Chorros múltiples pueden ser montados en un distribuidor o si es el caso de un solo chorro, usualmente se diseña una boquilla anular, tanto para gas como para líquido.

La atomización empieza a ocurrir en el vértice o la cima de la intersección de los chorros de fluido, donde el metal fundido es acelerado y enfriado por el fluido de atomización; de esta manera la vena líquida es separada en -

CUADRO N° 9 - COMPARACION DE LOS PRINCIPALES METODOS COMERCIALES DE PRODUCCION DE POLVOS METALICOS

METODO	MATERIA PRIMA	POLVOS PRODUCIDOS	VENTAJAS	DESVENTAJAS	COSTO RELATIVO
Atomización	Recortes o fundición pura. Metales. Aleaciones.	Aceros inoxidable latón, bronce, otras aleaciones de polvos. Aluminio, estaño plomo, hierro, - zinc.	El mejor método para obtener polvos prealeados. Aplicable a cualquier metal o aleación cuyo punto de fusión < 3,000 °F	Amplio rango de tamaños de partículas, no todo es utilizabile, se obtienen también partículas esféricas	Bajo a medio
Reducción gaseosa de óxidos.	Oxidos de metales Cu_2O , NiO , Fe_3O_4 .	Hierro, cobre, - níquel, cobalto, Tungsteno, molibdeno.	Fácil control del tamaño de las partículas de polvos.	Requiere alta calidad de los óxidos. Restringidos a los óxidos reducibles.	Bajo
Reducción gaseosa de solución - nes.	Mineral para lixiviar u otros metales en solución salina.	Níquel, cobalto y cobre.	Puede usarse minerales. Purificación durante la lixiviación. Partículas finas.	Aplicable a pocos metales, tal como níquel, cobalto y cobre.	Medio
Reducción con carbón	Mineral o molido a escamas.	Hierro.	Bajo costo. Control del tamaño de las partículas, controlando la variación en las propiedades.	Requiere alta calidad del mineral o de las escamas. Aplicable principalmente al hierro.	Bajo

Continuación del Cuadro N° 9

METODO	MATERIA PRIMA	POLVOS PRODUCIDOS	VENTAJAS	DESVENTAJAS	COSTO RELATIVO
Electrolítico	Generalmente ácidos solubles de hierro y cobre.	Hierro, cobre, níquel y plata	Alta pureza de los productos. Fácil control.	Limitado a unos cuantos metales por su costo.	Medio
Descomposición de carbonilos.	Recortes seleccionados, esponja y matas.	Hierro, níquel y cobalto.	Produce polvos finos.	Limitado a unos pocos polvos.	Alto
Molienda	Materiales que - bradizos, tal como berilio, níquel con gran cantidad de sulfuros, alto carbón en el hierro antimonio, bismuto, hierro y manganeso.	Hierro, berilio, manganeso, níquel, antimonio y bismuto.	Control del tamaño de los polvos.	Limitado a materiales frágiles La calidad de los polvos limita su uso.	Medio

gotas, las cuales se solidifican en forma de pequeñas piezas de granos o polvos metálicos.

El aire es usado con frecuencia en atomización con gas - aunque ello favorece la oxidación del material de los polvos metálicos producidos. Si el fluido es gas, el impacto y las condiciones de enfriamiento son tales que se obtienen polvos en forma esférica, redondeadas; si el fluido de atomización es agua, los polvos obtenidos normalmente son de forma irregular.

Es opinión general que una alta irregularidad en la forma de los polvos favorece una mejor compactación y es por esto que es más deseable una atomización con agua. Esto tiene que entrar en consideración con la advertencia que los polvos metálicos atomizados con gas, por ejemplo: nitrógeno, usualmente son menos oxidados que los polvos atomizados con agua; sin embargo es posible dar un tratamiento adicional a los polvos a fin de disminuir el contenido de óxido, estas operaciones son practicadas.

En sí mismo la atomización no presenta dificultad y puede darse arreglos muy simples, pero el proceso de atomización es muy complejo.

La Figura N° 25 muestra las principales variables del proceso.

Atmósfera: Durante la fundición (A_M)
En el tanque de atomización (A_T)
Temperatura
Velocidad

Metal fundido: Química (M)

Viscosidad (η)

Tensión superficial (γ)

Rango de temperatura de fundición (Δt_m)

Sobrecalentamiento (Δt_s)

Alimentación del metal (V_m)

Diámetro de la boquilla (d)

Gravedad específica

Fluido atomizador:

Gas o líquido (G/L)

Presión (p)

Caudal, volumen (V)

Velocidad (V)

Viscosidad (η)

Geometría del chorro:

Pulverizado (D)

Longitud de chorro (E)

Longitud de la vena de metal (F)

Angulo del vértice (α)

Parámetros del tanque:

Altura de pulverizado (H)

Medio enfriador (Q)

Thompson reporta sobre la influencia de varias variables - en la atomización de polvo de aluminio:

1. El tamaño de las partículas de polvo decrece cuando el flujo de metal líquido es incrementado.

2. El tamaño de las partículas de polvo es decreciente - cuando la presión del chorro es incrementada.
3. El sobrecalentamiento del metal fundido favorece en la obtención de finos tamaños de partículas de polvo.

El tipo de boquilla usado en este tipo de trabajo es el - mostrado en la Figura N° 26. Joyce establece que en caso de atomización de las superaleaciones:

1. Es necesario tener un mínimo valor de sobrecalentamiento (110 °K en este experimento) a fin de realizar con éxito la atomización.
2. La producción total resultó ser indiferente con el tipo de boquilla usada anular o discreta.
3. Pequeños tamaños de partículas fueron producidas, cuando el ángulo del vértice fué incrementado.

Putimtsev reportó sobre una serie de experimentos en los - cuales fué atomizado hierro con alto contenido de carbono. En ellos se observó que se quemaba el carbón incrementando la temperatura del metal líquido y de ello fué deducido - que la viscosidad del metal se reduce considerablemente y resultó que el tamaño de partícula de polvo fué más pequeño que en el caso de la ausencia del fenómeno de quemado - de carbón. Proveniente de ésto es la observación que la viscosidad es más importante que la tensión superficial - como factor de control de la distribución del tamaño de - la partícula en los polvos.

La Figura N° 26 muestra un equipo diseñado por Thompson y

que fué usado para obtener polvo de plomo empleando como fluído de atomización el aire.

4.3.1. Atomización con gas

Watkinson reportó sobre el proceso Mannesmann, en el cual el hierro fundido es atomizado por aire comprimido. La presión del aire fué de 700 KN/m^2 . La boquilla usada fué anular con dos entradas tangenciales, como se muestra en la Figura N° 27.

Small y Bruce, en su estudio de atomización con gas establecieron que allí fué menor la oxidación de las partículas de polvo que el caso de atomización con agua. Desarrollaron también la siguiente ecuación:

$$d_m = Ln (P/C)^n \quad (6)$$

donde d_m : diámetro medio de la partícula
 P : presión de atomización
 n, c : constantes

También observaron que:

1. El ancho de la distribución del tamaño de partícula es función del fluído de atomización usado.
2. La forma de las partículas de polvo es independiente del nivel de la presión de atomización, también es independiente del grado de sobrecalentamiento del metal líquido. La forma observada fué descrita mayormente como esférica; partículas finas y gruesas fueron observadas en dicha forma.

Rao estudió la influencia de la presión del gas, velocidad y flujo, longitud del chorro y sobrecalentamiento del metal sobre la forma de la partícula de metal. El nitrógeno fué usado en la atomización de hierro fundido, acero 4620, acero inoxidable 304 e inconel; fueron usadas boquillas de chorros. Modelos basados sobre el balance de la viscosidad, fuerza de la tensión superficial y arrastre fueron evaluados efectivamente.

Rao concluyó lo siguiente:

1. El polvo de hierro fundido producido por atomización con nitrógeno puede tener forma irregular como también formas más regularmente esféricas, grado que depende de dos variables importantes: distancia del chorro y presión del chorro.
2. Cuando la distancia del chorro fué incrementada, más irregular fué la forma de las partículas producidas.
3. Cuando la presión del chorro fué reducida, más irregular fué la forma de las partículas producidas.
4. El desmenuzamiento de la vena de metal líquido fué observado hasta ser ligadas las gotas.
5. La velocidad de las gotas de metal pueden ser calculadas a partir de fotografías y ésto es usado para calcular el tamaño de la cámara de atomización.
6. Un modelo para predecir la formación de partículas esféricas que ocurren a tamaños pequeños fué verificado experimentalmente.
7. La forma fué caracterizada por la longitud del radio/diámetro de una partícula.

8. El efecto de la presión del chorro y la distancia del chorro sobre el tamaño de la partícula fué significante.
9. Decreciendo la presión del chorro, decrece la producción de los polvos de malla -40.
10. Incrementando la distancia del chorro, decrece la producción de los polvos de malla -40.
11. El flujo de metal sobrecalentado y el ángulo del chorro tuvieron una pequeña influencia sobre la distribución del tamaño de la partícula.
12. Otras aleaciones atomizadas (acero 1020, acero 4620, acero inoxidable, inconel y cobre) no produjeron una variación de la forma como el hierro fundido.
13. Rao hizo la hipótesis que hay un valor crítico de tensión superficial por encima del cual los metales atomizan dentro de la forma esférica y debajo del cual el metal atomiza dentro de la forma irregular.

CUADRO N° 10 - TENSION SUPERFICIAL CRITICA

MATERIAL	Cerrosend	Hierro fundido	Cobre	304 ss	Acero 4620	Acero 1020
Tensión superficial N/m^2	0.47	0.920	1.35	1.84	1.84	1.70

Klar y Shafer discutieron varios métodos de atomización con gas, ellos observaron:

1. Una boquilla externa es frecuentemente usada en la atomización.

2. La boquilla confinada (encerrada) es más eficiente - que la boquilla de caída libre, pero su uso es más di-
fícil. Figura N° 28.
3. Puede ocurrir que el metal quede fijado a la salida - en el tipo de boquilla confinada a menos que se con-
trole cuidadosamente el vaciado del metal líquido.
Nótese que la boquilla en el proceso Mannesmann se -
bloquea frecuentemente si esta clase de control no es
efectuado. Esto ha sido experiencia de este autor, -
de Bao y también de Lev et al.
4. En general, un estrechamiento en la distribución del
tamaño de la partícula en el atomizado es índice del
más alto rendimiento. Esta estrecha distribución en
el tamaño de la partícula es favorecida por el diseño
de la boquilla con una uniforme y eficiente transfe -
rencia de energía.
5. Resultados de aleaciones de cobre muestran que al in-
crementarse el flujo de gas, el tamaño de la partícu-
la y de la distribución se reducen.

Naida-et al estudiaron la atomización con gas de varios -
metales no ferrosos usando boquillas de chorro cónico, -
ellos expusieron que:

- 1 Usando ecuaciones de Naida fueron capaces de calcular
los parámetros de la ráfaga que ocurre a lo largo de
la zona de desintegración y el más alto porcentaje -
de la producción de polvos.

2. La variación de la forma de la velocidad del gas depende de los parámetros del sistema.
3. Actualmente han sido estudiados tres tipos de boquillas: confinadas, sin confinar y chorros planos y cónicos.
4. El diseño plano fue sensible al orificio del tundish. En el caso de dos o más chorros de fluido deben hacerse coincidir con el chorro de metal líquido.
5. El diseño de las boquillas sin confinar (caída libre) ha sido juzgada como el más conveniente.
6. La presión de la ráfaga fue baja (menor que 4 atm, lo que es cerca del 10% de lo reportado por Rao).

4.3.2. Atomización con agua

Watkinson atomizó aleaciones con base níquel y otros usando una boquilla anular y presiones hasta 21,000 KN/m².

Expuso que:

1. El tamaño de la partícula de polvo depende por encima de 0.6 de la fuerza de la presión del chorro de agua.
2. El porcentaje de la producción varía hasta el 95%, por ejemplo, para polvos de malla -100 a baja presión de 5,600 KN/m², la producción fue del 50% y el más alto nivel de producción fue de 95% a 14,000 KN/m².
3. De esto se encontró que la presión del agua fue la variable menos significativa que el impulso de la corriente de agua.
4. El centrado de la vena de metal (relativo al vértice -

de los chorros de atomización) fué una consideración importante.

5. Atomizando, usando un chorro en V (dos chorros planos de agua) a presiones hasta $4,500 \text{ KN/m}^2$ se notó que el ángulo es importante en este proceso.

Vorsa detalló la atomización de acero de bajo carbono usando 4-18 chorros individuales de agua para tres ángulos de vértice 40° , 45° y 50° . Esto ocasionó que la fracción de polvos de malla -40 incrementara su proporción en el análisis de malla, incrementando la presión hasta 2060 KN/m^2 .

Tamura y Takeda atomizaron polvos de bronce y observaron:

1. Las características de los polvos aparecieron independientes del gasto de agua a una velocidad relativamente alta del chorro de agua. Por ejemplo a 103 m/seg - el gasto fué incrementado desde 1.14 Kg/seg hasta 6.3 Kg/seg . Sin embargo, a velocidades más bajas, algunas diferencias fueron notadas (debajo de 60 m/seg).
2. El tamaño medio de las partículas de polvos depende - por encima de 0.7 de la fuerza de la presión del chorro de agua.

Small y Bruce compararon las características de atomización con agua de Haynes estelita en algunos materiales pero atomizados con gas, ellos observaron que:

1. En el caso de atomización con agua, incrementando la presión del chorro ocurría una disminución en la oxidación de las partículas.

2. La distribución del tamaño puede ser convenientemente ploteada como una distribución de probabilidad logarítmica.
3. A valores altos de presiones y temperaturas fueron obtenidos polvos finos.
4. La siguiente ecuación fué reportada:

$$d_m = \text{Ln} (P/C)^n \quad (6)$$

donde d_m : diámetro medio de la partícula

P : presión de atomización

n,c : constantes

5. Altas presiones del chorro originaron la formación de partículas de forma más irregular, mientras que temperaturas altas de la fundición originan la formación de formas esféricas.

Gummeson revisó la atomización de metales líquidos que emplearon como fluido atomizador del agua:

1. El método más comunmente usado declaró ser la atomización con dos chorros planos de agua. Sistemas más complejos de atomización no fueron recomendados.
2. El proceso es ineficiente en la medida en que cerca de un minuto la energía usada en el proceso de atomización es usada realmente en los mecanismos que producen las partículas individuales de polvos.
3. Las variables que parecen ser las más importantes en la práctica son:

Presión del chorro de agua

Velocidad del chorro de agua

Un incremento de una de estas dos variables producen un tamaño más pequeño de partícula.

4. Tamaños pequeños de partículas son producidos si el ángulo del vértice se incrementa en el rango de 13° - 42° .
5. Se observó que la alteración del ángulo del vértice - tiende a cambiar la forma de las partículas de polvo obtenido.
6. Se opinó que un ángulo óptimo de vértice puede ser determinado a fin de obtener una producción de polvos - con tamaño y forma de partículas específicamente requeridos.
7. Se estableció que pequeños tamaños de partículas fueron producidas en el caso de baja tensión superficial del metal líquido.
8. Se declaró que polvos finos se producen en las siguientes condiciones:
 - a) Baja viscosidad del metal
 - b) Sobrecalentamiento del metal
 - c) Bajo flujo del metal líquido
 - d) Flujo alto del chorro de agua
 - e) Pequeña longitud de la vena líquida (e.i. entre tundish y la región del vértice).
 - f) Pequeña longitud del chorro de agua.

9. Formas redondeadas y esféricas de la partícula establecieron que fueron favorecidas por:
 - a) Un rango estrecho de fundición
 - b) Sobrecalentamiento del metal
 - c) Angulo del vértice, grande.
10. También reportaron que en la industria comunmente se usan presiones de agua de 3,500 a 21,000 KN/m^2 y longitud del chorro de 100 a 180 mm.

Diederichs y Thielman afirman que:

1. Un rápido enfriamiento experimentado en la atomización con agua, promueve la formación de formas angulares - en el caso de los aceros.
2. Tamaño de partícula y distribución del tamaño fueron relacionadas al flujo de agua.
3. La presión tuvo una gran influencia sobre la producción de polvos, así como en el tamaño de las partículas producidas.

Kishidaka usando un sistema de dos chorros en la atomización de hierro a 1,550 °C, reportó que:

1. El tamaño medio de las partículas fué función de la velocidad del chorro de agua y también del flujo de agua.
2. En el rango de la velocidad del chorro de agua de 28 a 195 m/seg, el tamaño medio de la partícula vs. la velocidad del chorro, la pendiente fué negativa.
3. Una ecuación obtenida del análisis dimensional fué -

presentada de la siguiente forma:

$$d_m = K \cdot D \left(\frac{D \cdot \rho_L \cdot V_w}{\mu_m} \right)^{-0.57} \left(\frac{D \cdot \rho_L \cdot V_w}{\gamma_L} \right)^{-0.22} \left(\frac{W_w}{W_m} \right)^{-0.043} \quad (7)$$

donde

- D : diámetro de la vena líquida
- ρ_L : densidad del metal líquido
- V_w : velocidad del chorro de agua
- μ_m : viscosidad media de la fundición
- ν_m : viscosidad cinemática de la fundición
- W_w : peso del agua
- W_m : peso del metal
- K : constante

Esta ecuación muestra que el tamaño de la partícula es inversamente proporcional a la velocidad del chorro de agua, además muestra que el flujo de agua tiene un insignificante efecto sobre el tamaño de la partícula. Se notará que las propiedades de la fundición son incluidas en esta ecuación y también el diámetro de la vena líquida (D). Esta ecuación puede ser simplificada como sigue:

$$d_m = \frac{K'}{V_w} \left(\frac{V_L}{\rho_L} \right)^{0.22} \left(\frac{\mu_m}{\rho_L} \right)^{0.57} \quad (8)$$

para la atomización de hierro puro:

$$d_m = \frac{9,000}{V_w} \quad (9)$$

Grandzol estudió la atomización con agua del acero 4620, acero inoxidable 304, cobre, aleaciones de bismuto y hierro puro, observó lo siguiente:

1. La velocidad del chorro de agua (V_w) es la variable más importante en la atomización con agua.
2. La presión del chorro de agua puede ser convenientemente usado como control de la velocidad.
3. El tamaño medio de la masa de la partícula decrece a medida que la velocidad del chorro se incrementa.
4. La variación del ángulo del vértice (α) produce un pequeño efecto sobre el tamaño de la partícula.
5. La desviación geométrica standard de los polvos hechos sobre algunos aparatos fué constante.
6. Para los polvos de acero, fué obtenida la siguiente relación:

$$d_m = \frac{2750}{V_w \cdot \text{Sen}(\alpha/2)} \quad (10)$$

7. No se notó efectos sobre el tamaño de la partícula debido a la tensión superficial.
8. La viscosidad fué estudiada inconclusamente.
9. La geometría de dos chorros fué favorecida a lo largo de muchas configuraciones.
10. El chorro de agua fué tratado como una fase dispersadora y basado sobre este modelo se evaluó:

$$d = \frac{200,000}{V_w} \left(\frac{1}{\rho_m \cdot k} \right)^{1/3} \quad (11)$$

donde d : densidad del metal sólido

k : transferencia de energía constante

11. El modelo predice que la desviación geométrica standard de los polvos metálicos producidos por el rocío-

do del agua es idéntico al mismo rociado de agua.

Esto está basado sobre el mecanismo de rociado. Dos mecanismos propuestos no fueron probados debido a - las dificultades de la experimentación.

12. La alta velocidad del agua y la baja tensión superficial favorece a la forma irregular de las partículas.
13. La conglutinación ocurre, pero no es mecanismo muy importante.
14. Las propiedades de compactación de los polvos de acero fueron igualmente más bajos que los polvos comerciales equivalentes.

4.3.3. Mecanismos de la atomización

La mayor parte de la literatura pertenece a la atomización con gas. La atomización puede considerarse - comprendida en tres estados:

Estado 1: Formación de la partícula primaria donde se origina la formación de la gota proveniente del metal fundido.

Estado 2: La gota original bien puede desmenuzarse en formas de partículas. Esto es llamado "Formación de la partícula secundaria".

Estado 3: Algunas partículas se conglomeran con otras.

Estado 1

Pruebas, las cuales fueron extraídas al exterior y reportadas por Marshall, por Fraser-Eisenklam y también por Pe

rry, fueron principalmente concernientes con los estados de atomización.

Luego de muchos años, Lord Rayleigh presentó un análisis del desmenuzamiento de la vena líquida en gotas. El consideró que la corriente continua, primero se desmenuza - en ligamentos, los que posteriormente se desmenuzan en - gotas, demostró también que el diámetro de las gotas es igual a 1.88 el diámetro del ligamento.

Dombroski y Hooper notaron que la lámina líquida es inestable: se desarrolla dentro una agitación, después de la cual media agitada se desmenuza a una distancia en forma de ligamentos. Modelaron este proceso y encontraron que el diámetro del ligamento es:

$$d_L = 3 (\lambda \cdot s)^{1/2} \quad (12)$$

donde s : espesor de la lámina líquida
 λ : longitud de la onda (agitación) de la lámina líquida

Squire encontró que:

$$\lambda = \frac{3 \pi \gamma}{\rho \cdot V_w^2} \quad (13)$$

donde γ : viscosidad
 ρ : densidad
 V_w : velocidad del chorro de agua

Cambiando estas dos ecuaciones se obtiene:

$$d = \frac{\text{constante}}{V_w \cdot (\gamma \cdot s)^{1/2}} \quad (14)$$

Nichiporenko ha estudiado la estabilidad de los chorros - fundidos, incrementando la sección elíptica dentro del movimiento de la corriente de gas.

1. Como el radio a/b se incrementó, la estabilidad del chorro fundido decreció mucho repentinamente, de tal manera que cuando $a/b = 5$, en la estabilidad ocurrieron cambios más pequeños.
2. Ploteando la estabilidad del chorro versus el número de Reynolds de la corriente de gas, es posible seleccionar un rango de operación en condiciones de mínima pérdida de energía.
3. Las predicciones fueron verificadas experimentalmente con una repetición del 80% de eficiencia.

Nichiporenko tentó una aproximación lógica al fenómeno a fin de comprender la influencia de los principales factores de la atomización. Estableció que la eficiencia efectiva:

1. Aumenta con el incremento de tensión superficial de la fundición.
2. Es incrementada si el área superficial del metal líquido es incrementado ($S_2 - S_1$).
3. Decrece si el flujo del tundish es también elevado.
4. Decrece si la velocidad de las partículas de metal celerada por la corriente de gas, también es elevada

(este término es al cuadrado).

5. La eficiencia efectiva es expresada como:

$$\epsilon_{ef} = \frac{\sigma (S_2 - S_1)}{1.2 M_m \cdot W_p^2} \quad (15)$$

donde σ : tensión superficial

$S_2 - S_1$: incremento del área superficial del metal causado por la atomización

M_m : flujo de metal del tundish

W_p : velocidad de las partículas del metal

Naida, Nichiporenko, Medvedoski y Shulga propusieron que el número de Weber fuera considerado como un factor adimensional en la atomización. Investigaron experimentalmente esta proposición el caso de gotas de estaño y encontraron razonable concordancia entre la experiencia y la teoría.

Estado 2

Gordon, Ranger-Nicholson, Magarvey-Taylor, en su turno estudiaron el rompimiento de las gotas de líquido durante la atomización. Tomotika usó técnicas analíticas en el estudio del desmenuzamiento del líquido en gotas en campos cortos de un segundo líquido. Derivó ecuaciones de movimiento y también para la fase continua y las condiciones límites. Meister y Scheele derivaron una solución de la ecuación para el enfriamiento en la atomización.

Naida derivó la siguiente ecuación para estabilización de

gotas del metal líquido en un campo acelerado:

$$\tau_{\text{defor}} = 1.65 \frac{D_n}{V_g - V_p} \left(\frac{\rho}{\rho_g} \right)^{1/2} \quad (16)$$

donde τ_{defor} : tiempo transcurrido hasta alcanzar la deformación crítica (segundos).

ρ, ρ_g : densidad del metal líquido y gas (kg/m^3)

D_n : diámetro nominal de la gota de metal (m)

V_g, V_p : velocidad de gota y gas respectivamente (m/seg).

En este modelo, si el tiempo de la deformación crítica es menor que el tiempo necesario para que la gota de metal alcance la velocidad a la cual es dinámicamente estable con respecto a la velocidad del gas, la partícula se desintegra. Esto ocurrirá si la corriente del gas tiene suficiente alta velocidad para acelerar fuertemente a la gota del metal líquido.

Bilaev propuso un mecanismo al cual llamó "Twinning". En este proceso la gota se divide en dos partes como resultado de la interacción entre el arrastre externo de la tensión superficial y los efectos de la viscosidad interna.

Putimtsev más tarde fué capaz de obtener fotografías de este proceso twinning, después observó que son dos los principales estados de desintegración. El estado primario en el cual son formadas las gotas recocidas y filamentos de metal fundido y el segundo estado en el cual mu -

chas pequeñas gotas son producidas. El proceso twinning mostró lo ocurrido como un tipo artificial de distorsión del metal líquido. A esta observación, Naida confirmó - que la atomización puede ser considerada como un estado - posesivamente de desintegración.

Naida y Nichiporenko desarrollaron una técnica fotográfica para determinar la velocidad de las partículas a partir de las imágenes de su trayectoria y lo usaron en el caso de atomización del acero dulce y bronce. Kutkin - Fishman y Valov condujeron las investigaciones fotográficas a una escala industrial.

Putimtsev estudió experimentalmente los efectos de los - parámetros de la ráfaga de gas sobre la atomización. Ex puso que:

1. Primeramente se formaron ligamentos seguido por las - gotas.
2. Un mecanismo de explosión en la formación de partículas opera a valores altos de los parámetros de la ráfaga de gas.
3. El mecanismo twinning de la formación de partículas - opera a bajos parámetros de ráfaga.
4. Ambos mecanismos de formación de partículas opera a parámetros intermedios.

Hinze identificó tres mecanismos diferentes de división, los cuales ocurren en diferentes campos de flujo:

1. Lenticular
2. Forma de cigarro
3. Abultado

Observó que en el mecanismo de tipo lenticular, la gota de metal líquido se aplana, forma de toro, el cual se infla interiormente y revienta por la acción del fluido de atomización. En el caso del mecanismo de forma de cigarro, la elongación de la gota y su división, en algunos campos de flujo la deformación local sobresale, dentro de campos cortos en el fluido de atomización y son rotas después en forma de gotas líquidas.

Fraser- Dombroski y John observaron que durante la atomización ligamentos cortos de líquidos, los cuales a su turno son cortados lejos de donde provienen estos ligamentos y forman pequeñas gotas.

En el caso de los mecanismos de forma de cigarro, Nichiporenko fué capaz de predecir teóricamente las relaciones entre la velocidad del gas y la elongación de las gotas de metal.

Estado 3

Cuando ocurre la atomización muchas gotas de metal líquido son apiñadas, juntamente dentro de un pequeño volumen y todas son movidas a una alta pero diferente velocidad. Esta actividad puede conducir a una conglomeración de las gotas, las cuales no solamente altera el tamaño, sino también los resultados de la forma de las partículas de pol

vos. Algunos de los aspectos de este problema han sido - estudiados por varios autores, incluyendo Lang-Wilke, Adam Lindblad-Hendricks, Jeffreys-Hawksley y por Klar-Shafer - quienes observaron la importancia del efecto del ángulo - del chorro.

4.3.4. Tamaño de la gota y distribución de la gota

La formación de las gotas durante la atomización - es una complicada deformación permanente en actividades. Generalmente, los trabajos reportados sobre tamaño y dis - tribución de tamaño es de carácter empírico, lo cual no es una sorpresa y normalmente también se refiere a sistemas - específicos de atomización. Por eso la información debe - tomarse solamente como guía.

Boquillas pulverizadoras

Estos son los principales tipos de boquillas pulverizado - ras:

1. Chorro cilíndrico recto
2. Chorro en abanico de un solo orificio
3. Chorro cónico de un solo orificio, ahuecado o bien co - mo tipo sólido.
4. Boquillas centrífugas o de movimiento giratorio.

El diseño, operación y pulverizado producido por estos cho - rros han sido discutidos por Marshall y también por Fraser y Eisenklam, los que comunmente se usan son los de chorro en abanico y chorro cónico.

En el caso de la boquilla de pulverizado en abanico, flujo de líquido plano o en forma de lámina plana, Strauss mostró que:

$$d_s = \frac{4860}{V} (s \cdot \sigma)^{1/2} \quad (17)$$

donde d_s : diámetro de la gota
 σ : tensión superficial del metal líquido
 s : espesor de la lámina en el desmenuzamiento
 V : velocidad de la lámina líquida.

Fraser, Eisenklam y Dombroski estudiaron la atomización con agua, flujo y presión bajos y encontraron que:

$$d_s = 690 \left(\frac{\nu_K}{C^2 Q \cdot P} \right)^{1/3} \left(\frac{\rho}{\rho_a} \right)^{1/6} \quad (18)$$

donde ν_K : viscosidad cinemática
 $C^2 Q$: coeficiente de descarga
 ρ : densidad
 ρ_a : densidad del aire
 P : presión del agua

Davies observó que por encima de cierta velocidad de chorro, el tamaño de la gota parece ser marcadamente alterada por el cambio del tamaño del orificio o por el cambio de la forma.

Merrington y Richardson estudiaron el proceso bajo diferentes condiciones, ellos usaron altas presiones, por ejemplo hasta $4,800 \text{ KN/m}^2$ como comparación de 980 KN/m^2 , el -

cual fué usado por Fraser-et al, también usaron altas velocidades de gas, las velocidades relativas fueron hasta un nivel de 250 m/seg, su ecuación es:

$$d_s = \frac{2.44 \times 10^9}{V} \left(\frac{\nu_g}{\nu_L} \right)^{0.8} \nu_L \quad (19)$$

donde ν_g, ν_L : viscosidad cinemática del gas y líquido.

Tamasawa y Toyoda estudiaron el caso de atomización con agua por un chorro cilíndrico, pero a una presión mucho más alta que el trabajo anteriormente mencionado. Su rango de presiones es tan alto como 31,500 KN/m². Encontraron que:

$$d_s = \frac{4.7 \times 10^5}{V} \left(\frac{\gamma}{\rho} \right)^{1/4} \quad (20)$$

donde V : velocidad

ν : viscosidad

ρ : densidad

Desafortunadamente en los reportajes anteriores han sido usados diferentes diámetros, en consecuencia la inferencias extraídas de los diferentes reportajes han de ser consideradas con gran cuidado.

Ranz y Hafelt consideraron que el término diámetro medio es más apropiado para el pulverizado. Mugele y Evans consideraron que la distribución de probabilidad logarítmica es el más apropiado para el cálculo del diámetro medio de la gota. Fraser y Eisenklam anotaron que la distribución más comunmente usada es la distribución de probabilidad lo

garítmica.

Polvos metálicos atomizados

Nukiyama y Tanasawa desarrollaron una ecuación, la cual - representa la relación entre el diámetro medio y variables del sistema para un chorro atomizador discreto.

La expresa que es limitada a aplicaciones de los líquidos tal como el aceite y el agua.

$$d = \frac{585}{Vg - Vm} \left(\frac{\sigma}{\rho} \right)^{0.5} + 597 \left(\frac{\mu}{\sqrt{\rho v}} \right)^{0.45} (1000 v)^{1.5} \quad (21)$$

donde

- g : indica gas
- m : indica fluido
- σ : tensión superficial
- ρ : densidad
- V : relación de caudal líquido a caudal de gas

Lubanska estudió la atomización de hierro, acero y estaño en una configuración de chorros múltiples, en el cual el - nitrógeno fué el fluido atomizador. Derivó una ecuación - la que relaciona el diámetro de la partícula a las varia - bles del sistema y material como la siguiente:

$$\frac{dm}{dt} = K \left| \left(\frac{\gamma_m}{\gamma_g (We)} \right) \left(1 + \frac{M}{A} \right) \right|^{1/2} \quad (22)$$

donde

- dm : diámetro medio de la masa del producto de atomización (m).

- dt : diámetro de la vena de metal líquido (m)

- : viscosidad cinemática (m/seg)
- g : indica gas
- We : es el número de Weber
- M/A : flujo másico de metal a gas
- K : una constante en el rango 40-50
- V : velocidad del gas en el vértice.

Small y Bruce estudiaron los efectos de un número de parámetros sobre los tamaños de partículas de polvos metálicos atomizados. Los efectos estudiados incluyen: el grado de sobrecalentamiento, la presión de atomización y también el flujo de metal líquido. Reportaron que:

1. Presiones y sobrecalentamientos grandes originan una producción de polvos finos.
2. Una ley para la fuerza fué obtenida relacionando el tamaño medio de la partícula la presión.
3. El tamaño de la partícula de polvo fué una distribución logarítmica normal.
4. La desviación geométrica standard no varió hasta algunos grados señalados por la alteración de las variables estudiadas.

Lubanska estableció una relación entre el tamaño medio de la partícula en micrones (d_m) y la desviación geométrica standard (σ_m) como la siguiente:

$$d_m = 13 \sigma_m^3 \quad (23)$$

Parecía además que era posible predecir la distribución de

tamaño de los polvos una vez conocidos los parámetros de atomización.

Nichiporenko reportó una ecuación, la cual relaciona el tamaño de la partícula de la fracción más común de polvos atomizados con gas, en el caso de atomización de bronce usando un chorro anular. Esta ecuación es:

$$\frac{df}{dm} = 0.136 \times 10^{-5} (\text{Re}) + 0.294 \quad (24)$$

donde df : diámetro medio de la partícula cuya fracción ocurre con una mayor frecuencia en los polvos.

dm : tamaño medio de la partícula de polvo

Re : número de Reynolds del chorro de gas

We : número de Weber de la vena líquida

Esta ecuación es válida para:

$$Re = 1.8 \times 10^5 \text{ a } 2.4 \times 10^5$$

$$We = 7.95$$

En esta representación la velocidad de la corriente del gas es considerada constante y :

Y : % de producción de la fracción que más frecuentemente ocurre

dt : diámetro de la vena de metal líquido

Una restricción sobre esta ecuación es que el número de We debe estar en el rango de 4.4 a 7.95.

4.3.5. Forma de la partícula de polvo

Putimtsev atomizó diferentes metales y aleaciones, incluyendo hierro y níquel, usó aire y también nitrógeno. Reportó sobre las formas de partículas obtenidas y relacionó las características al sistema y propiedades del material. La tensión superficial, viscosidad del metal líquido, velocidad relativa del gas y corriente del metal, influyen en las partículas de polvos atomizados. Además observó que generalmente tienden a la forma esférica, partículas que fueron fuertemente favorecidas por una baja viscosidad de la fundición, tensión superficial grande y relativamente grande la relación de velocidad del gas/velocidad del metal.

Nichiporenko y Naida añadieron una pequeña proporción de impurezas al metal líquido a fin de cambiar su tensión superficial, ellos observan que cuando la tensión superficial fué bajada, las partículas de los polvos atomizados tendieron a una forma irregular. Nichiporenko añadió partículas muy finas de refractario a la fundición del metal y encontró que la atomización produjo partículas de forma irregular.

Nichiporenko y Naida modelaron el comportamiento de las gotas de metal líquido durante la atomización. En el inicio ellos asumieron una forma cilíndrica para la gota y obtuvieron la siguiente ecuación:

$$\tau_{sph} = (3/4) (\pi^2 \mu/C \sigma) (R^4 - r^4) \quad (25)$$

donde η : viscosidad del metal líquido (NS/m^2)
 C : volumen de la gota (m^3)
 σ : tensión superficial del metal líquido (N/m^{-1})
 R : radio, cuando es esférico (m)
 r : radio de la gota cilíndrica inicial (m)

Este modelo predice que la atomización con gas tenderá a producir formas esféricas de partículas (c.f. Small y Bruce). Este modelo es un tanto simple, el cual está basado sobre unas pequeñas asumisiones, por ejemplo se asume que la velocidad remanente del gas en relación al movimiento de la gota es constante, además cambios en el arrastre, forma y sus efectos son ignorados.

4.4. BOQUILLAS PULVERIZADORAS

A menudo en el caso de la industria manufacturera no hay teoría de diseño de boquillas para producción de polvos metálicos y de aleaciones por atomización, la práctica mejora el diseño de las boquillas que se han confeccionado pero la teoría tiene aún que alcanzarla. Por este motivo parece que muchos diseños de boquillas tienen sus propios problemas y peculiaridades, de acuerdo al uso en la práctica se descubre su eficiencia y mejoramiento.

4.4.1. Tipos de boquillas

En general son dos los principales tipos de boquillas usadas para la atomización de metales y aleaciones.

Estas son: boquillas anulares concéntricas y boquillas de chorros individuales. Estas boquillas pueden usarse con aire, gas inerte y aire/gas inerte o combinados con agua.

Boquillas anulares

Estas son mostradas en la Figura N° 29. Para atomización de metales en general son usadas boquillas de mezclado externo y para producción de materiales ferrosos son usadas las diseñadas en caída libre. Este diseño con aire como - fluído de atomización, es típico de la boquilla tipo Man - nesmann.

Uno de los principales problemas con las boquillas anula - res es que se bloquean fácilmente, esto es causado por salpicaduras de metal fundido dentro del interior de la boqui - lla, especialmente cerca del orificio de la base. Estas - salpicaduras de metal líquido enfriado, más el metal líqui - do que se acrecienta y en un estado más tarde de este proceso, el chorro de aire causa el ensamble del metal calien - te, de esta manera el operador puede fácilmente perder una boquilla.

Lev et al estableció que el ensamble fué causado por la e - vacuación del aire del espacio, entre la corriente de metal líquido y la garganta atomizadora. Para igualr la presión del aire, él propuso que pequeños huecos sean introducidos en las paredes del cono. Detalle 5 en la Figura N° 30.

Boquillas de chorro

Este tipo de boquillas son dispuestos en un sistema aparte

del sistema del chorro de metal y se ha reportado en la literatura que usando más de dos boquillas, no hay especial incremento de las características del producto obtenido en el caso de atomización con gas.

Corrientes planas de chorros en V se muestran en la Figura N° 31 los que son mayormente usados. La acción del chorro en V, es desmenuzar la corriente de agua en gotas y son estas gotas las que actúan golpeando la vena de metal líquido. La Figura N° 32 ilustra el uso de cuatro chorros en "V" de corriente plana. El propósito de este tipo de arreglos es evitar que el metal líquido en gotas se introduzca dentro del tanque de recepción una vez atomizado.

La Figura N° 33 muestra un arreglo para atomización con agua con dos interesantes facciones:

- a) El entarimado es hecho de acero con enrejado abierto
- b) El ángulo 50-70° indica un rango de 40-80° ángulo de chorro.

El tamaño medio de la partícula pulverizada, según se vió en el apartado 3.3.2, atomización con agua, se puede determinar mediante la siguiente relación:

$$d_m = \frac{200,000}{V_w} \left(\frac{1}{\rho_m K \cdot n} \right)^{1/3} \quad (11)$$

donde V_w : velocidad del agua
 ρ_m : Densidad del metal

K : coeficiente de transferencia de energía
(cerca de 0.3).

n : número de gotas de metal producido por -
gota de agua.

Sin embargo en el caso de boquillas comerciales la presión de operación es más conocida (mejor que la velocidad del agua), por eso es más conveniente el uso de la presión en la versión de esta ecuación:

$$d_m = \frac{8,700}{P^{0.579}} \quad (26)$$

donde P : presión del agua en KN/m²

Usando esta ecuación a una presión de 600 Lbf/pulg², el diámetro medio es de aproximadamente es de 70 μm para los polvos atomizados.

4.4.2. Posibles mecanismos de formación de la partícula

Estos fueron discutidos en el apartado 4.3.3. atomización con gas, en el cual fué observado que los ligamentos que se forman inicialmente, se desintegran formando gotas, las cuales a su vez sufren una desintegración - secundaria. Esta secuencia es ilustrada en la Figura N° - 34, la que también muestra los efectos del tiempo de duración de enfriamiento sobre la aspereza superficial.

Un modelo idealizado de atomización descrito en el apartado 4.3.3. para dos chorros de gas chocando sobre una vena de metal líquido es mostrado en la Figura N° 35 y a lo lar

go del costado están las fotografías tomadas a alta velocidad representando un diagrama en el sentido que indica la flecha.

Enfriamiento por inmersión

Nichiporenko y Naida estudiaron el problema de enfriamiento de la gota caliente del metal, la cual se desacelera o retarda en el gas. Rao describe otro modelo de enfriamiento por inmersión siguiendo inmediatamente la producción de la gota de metal líquido en la atomización, la gota acelera en el aire y así experimenta un arrastre. Esto es una sobresimplificación al asumir que la partícula sufriendo arrastre, es un sólido, sin embargo Buzar observó que el coeficiente de arrastre para gotas líquidas, difiere muy poco de aquel proveniente para gotas sólidas debido a la circulación interna de la fundición.

4.4.3. Influencia sobre el tamaño de la partícula

Los factores importantes son enlistados debajo con ejemplos provenientes de pruebas experimentales:

1. Incrementando la presión de atomización, generalmente se reduce el tamaño medio de la partícula de polvo. Para atomización con gas mediante chorro plano en "V" Figuras Nros. 38 y 39 para atomización con agua.
2. Incrementando el flujo de gas decrece el tamaño de la partícula, pero esto no fué encontrado en el caso de atomización con agua. Figura N° 40.

3. Una alta velocidad del fluido de atomización reduce - el tamaño de la partícula de polvo producido. En el caso de atomización con gas a velocidad supersónica, se dijo que se producen polvos más finos que a las velocidades subsónicas y a bajo consumo de gas. En atomización con agua la variable que mayormente reduce - el tamaño de la partícula de polvo se ha dicho que es la velocidad del agua. Figuras Nros. 41 y 42.
4. En general, la longitud más corta de la corriente de metal (antes de impactar con el fluido pulverizador) produce polvos más finos.

Una razón es que en esta situación la diferencia entre las velocidades de la corriente del gas y la corriente de metal será un valor máximo.

5. Probablemente por la misma razón que el punto 4, decreciendo la distancia del chorro se reduce el tamaño de la partícula de polvo, como se muestra en la Figura N° 43.

4.4.4. Influencia sobre el tamaño de la partícula

La comparación de la forma ha sido tratada en la literatura en dos de sus principales aspectos: Comparación de la forma esférica con la forma elipsoidal y formas lisas con formas rugosas.

En términos generales se puede decir:

1. Baja velocidad del chorro en atomización con agua se considera que promueve la esferoidización.

2. Un ángulo de vértice grande en la atomización con agua produce partículas más redondeadas.
3. El mayor tiempo de recorrido de vuelo más redonda y más rugosa la superficie de las partículas producidas durante la atomización. De ello se deduce que el tiempo de solidificación es mayor.
4. En general la atomización con gas produce formas más redondeadas que la atomización con agua.

4.5. PROPIEDADES DEL METAL LIQUIDO

Las propiedades del metal líquido que más interesan en la atomización son:

1. Tensión superficial
2. Viscosidad
3. Flujo de metal proveniente del tundish
4. Grado de sobrecalentamiento
5. Punto de fusión.

Si uno ha seleccionado una aleación específica o un metal para atomización, entonces algunas de las propiedades arriba mencionadas, no varían con el tiempo de operación. Estas propiedades fijas incluyen: Tensión superficial, viscosidad y el punto de fusión. Por consiguiente las variables que se pueden manejar son: El flujo de metal y el grado de sobrecalentamiento.

Algunas propiedades típicas del metal líquido son dadas en el Cuadro N° 11.

CUADRO N° 11

METAL	TEMPERATURA DEL TUNDISH °C	DENSIDAD Kg/m ³	VISCOSIDAD NS/m ² x 10 ³ (CP)	TENSION SUPERFICIAL Nm
Acero 4620	1710	7100	2.5	1.84
Acero inoxid. 304	1650	7400	2.5	1.84
Hierro	1380	6900	1.4	0.95
Cobre	1240	8250	3.9	1.35
Cerro bend	175	8500	2.5	0.47

4.5.1. Tundish

El diseño de un tundish usado en el estudio experimental es mostrado en la Figura N° 44, este es un diseño complicado y en producción debe permitir el uso de un forro apisonado. La parte esencial de todo el diseño es la boquilla de zirconio. El tamaño de esta boquilla es la que determina el flujo de metal. Si es bloqueado durante la operación, el contenido del tundish probablemente se pierda y se desheche. La región de la boquilla y el forro del tundish deben ser inspeccionados periódicamente. El bloqueo puede también ser minimizado por un precalentamiento controlado convenientemente. En operación, usualmente se usa una llama de gas para secar el tundish por fuera después del apisonamiento y calentarlo por un período de tiempo determinado previo a usarlo.

4.5.2. Influencia sobre el tamaño de la partícula

Un estudio sumamente intensivo de atomización con gas reporta la relación X_m/D y el grupo adimensional ϕ .

$$\phi = 10^7 \left| 1 + \frac{M}{A} \right| \frac{V_m}{V_g(We)} \quad (27)$$

donde X_m : diámetro medio de la masa de la partícula

D : diámetro de la vena de metal

M : flujo másico de líquido

A : flujo másico de gas

σ : tensión superficial del líquido

We : número de Weber = $\frac{\gamma \cdot V^2 D}{\sigma}$

V_g, V_m : viscosidad cinemática del gas y metal líquido.

La correlación obtenida es mostrada en la Figura N° 45.

Las observaciones provenientes de este trabajo y otros reportes pueden resumirse que para obtener pequeños tamaños de partículas de polvo:

1. Reducir la viscosidad del metal líquido
2. Reducir la tensión superficial del metal líquido
3. Reducir el flujo de metal líquido.

Incrementando el grado de sobrecalentamiento es posible bajar simultáneamente la tensión superficial y la viscosidad.

4 6. DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO

De los apartados anteriores se observa que para ob

tener los polvos metálicos se requiere de:

A - Sistema para obtener el metal fundido y recojo de los polvos:

1. Horno de fundición basculante
2. Control del flujo de metal líquido tundish.
3. Cámara de atomización
4. Recipiente para recoger los polvos.

B - Sistema de gas a presión:

5. Compresor
6. Tanque y tubería de gas a presión
7. Control del flujo de gas
8. Distribuidor del gas y boquillas pulverizadoras.

Estos dos sistemas son en sí concernientes al proceso de atomización, además los polvos obtenidos se encuentran - más o menos oxidados, los cuales son sometidos a un proceso de reducción y posteriormente se les clasifican y se realizan los ensayos de los lotes de polvos obtenidos para su uso posterior, es decir compartir el polvo en piezas, sinterizarlas y obtener la pieza pulvimetalúrgica de seada.

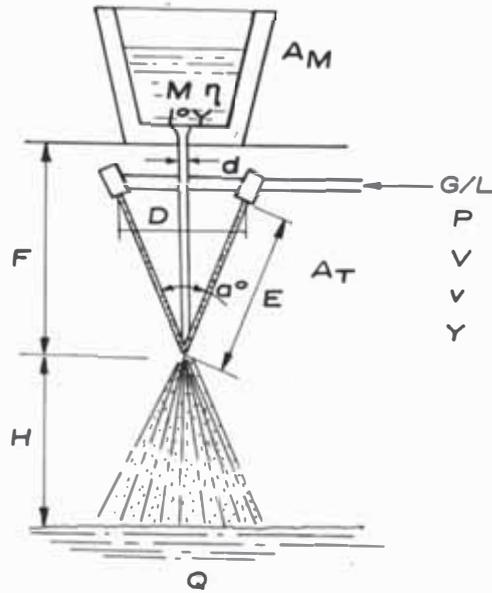


Fig. 25. Variables principales en el proceso de atomización .

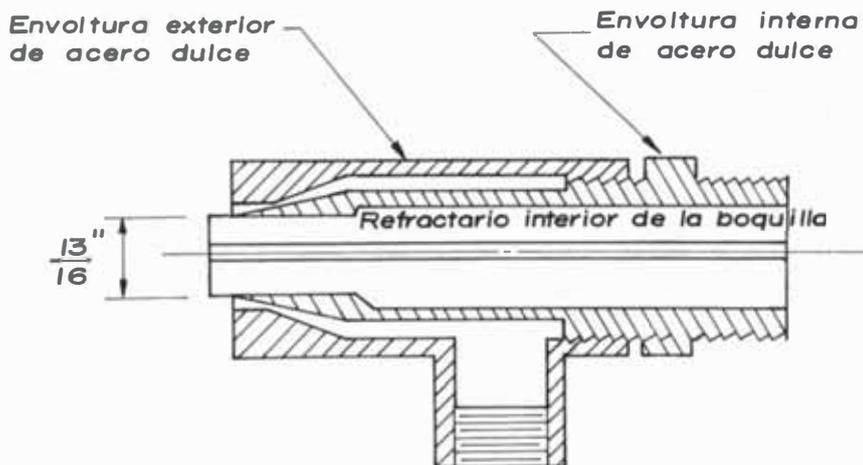


Fig. 26. Aparato usado por Thompson .

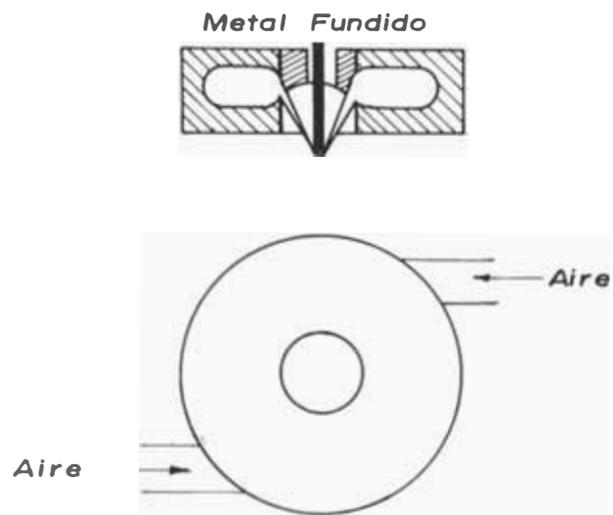


Fig. 27. El proceso Mannesmann .

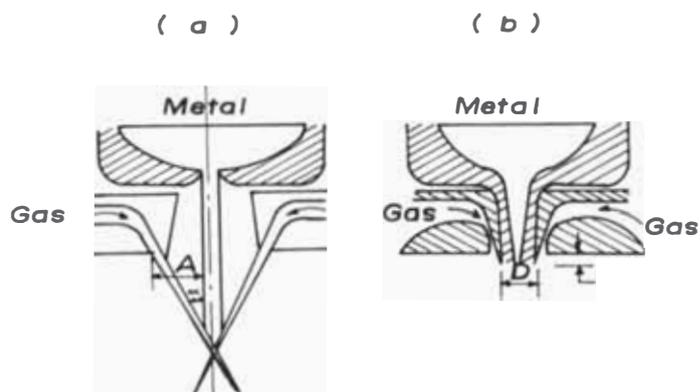


Fig. 28. (a) Boquilla de caída libre .
(b) Boquilla confinada .

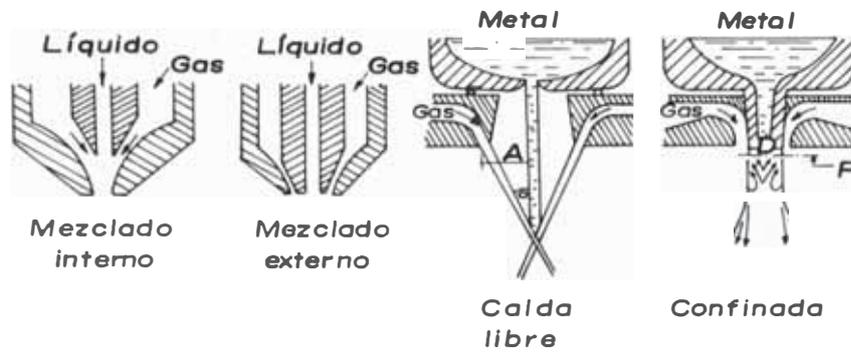


Fig. 29. Tipos de boquilla .

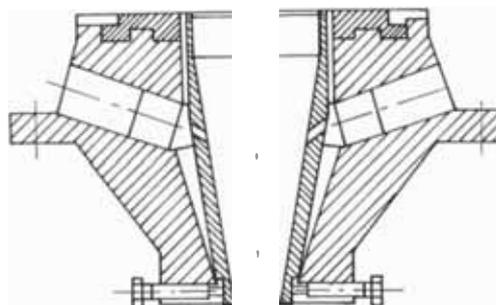


Fig. 30. Atomizador de aire con hueco anular uniforme

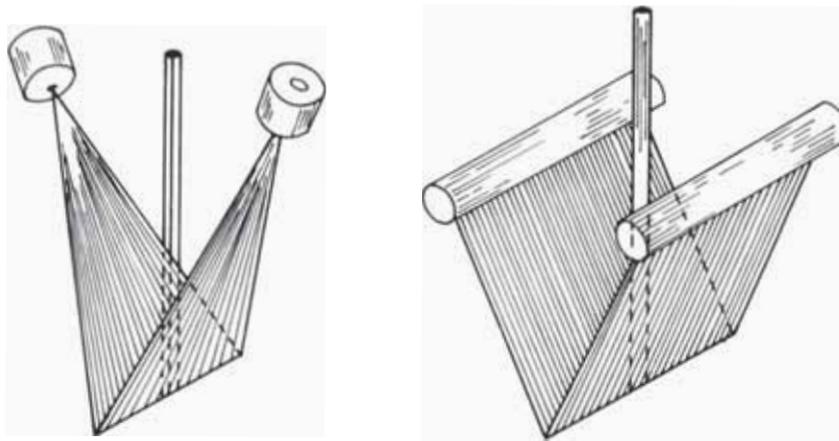


Fig. 31 . Flujo plano chorro en "V" .

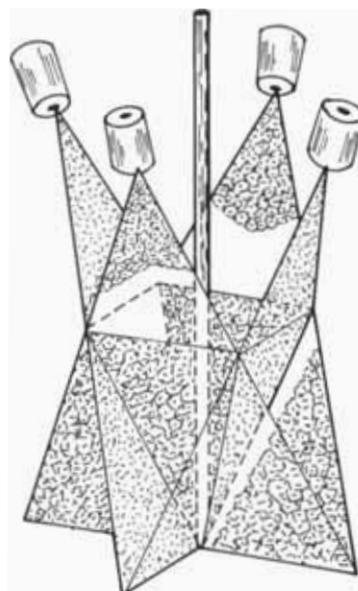


Fig. 32 . Interseccion de cuatro chorros en "V" de flujo plano.

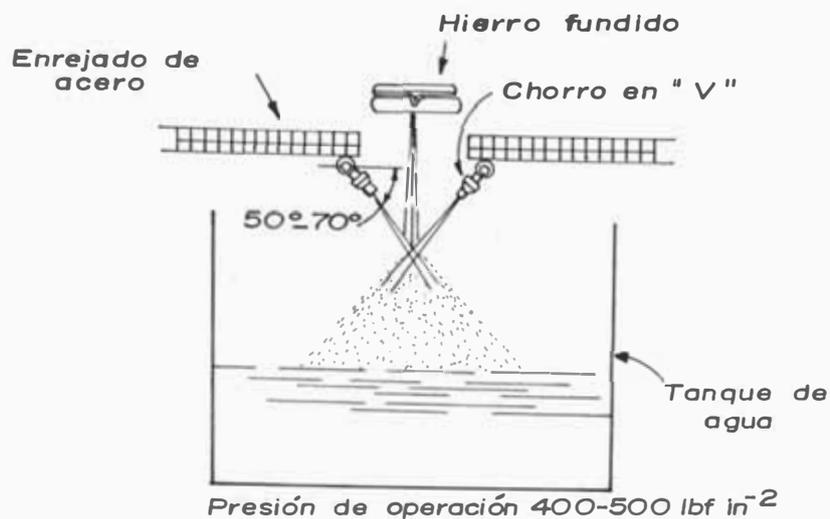


Fig. 33. Boquillas pulverizadoras usadas en la producción de polvos de hierro y similares aplicaciones.

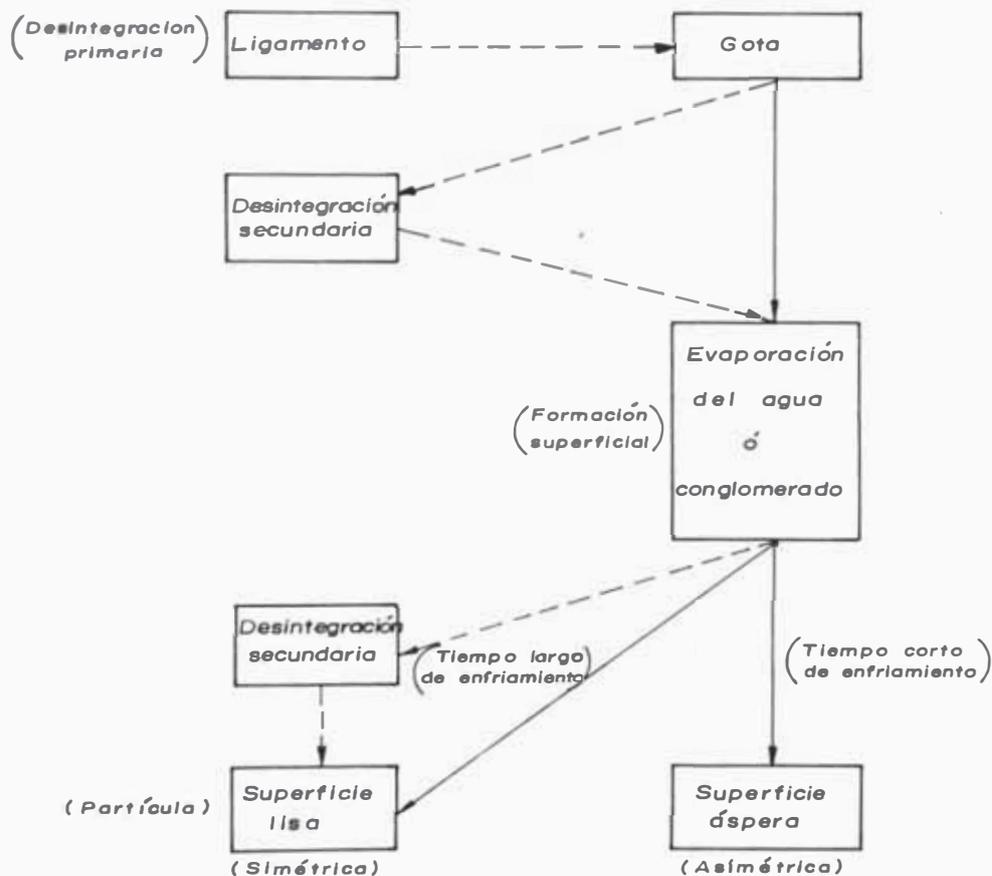


Fig. 34. Esquema de mecanismos de atomización.

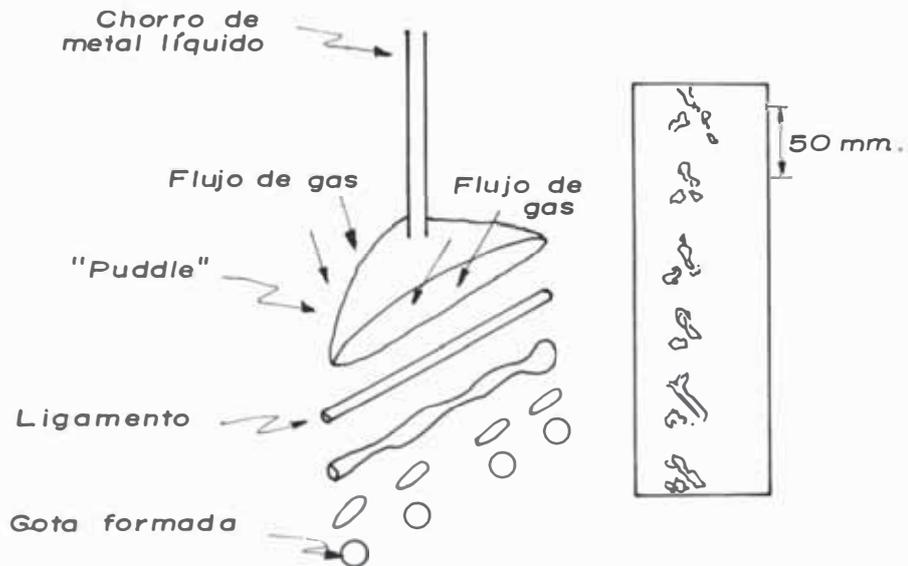


Fig. 35 Modelo idealizado de atomización, dos chorros.

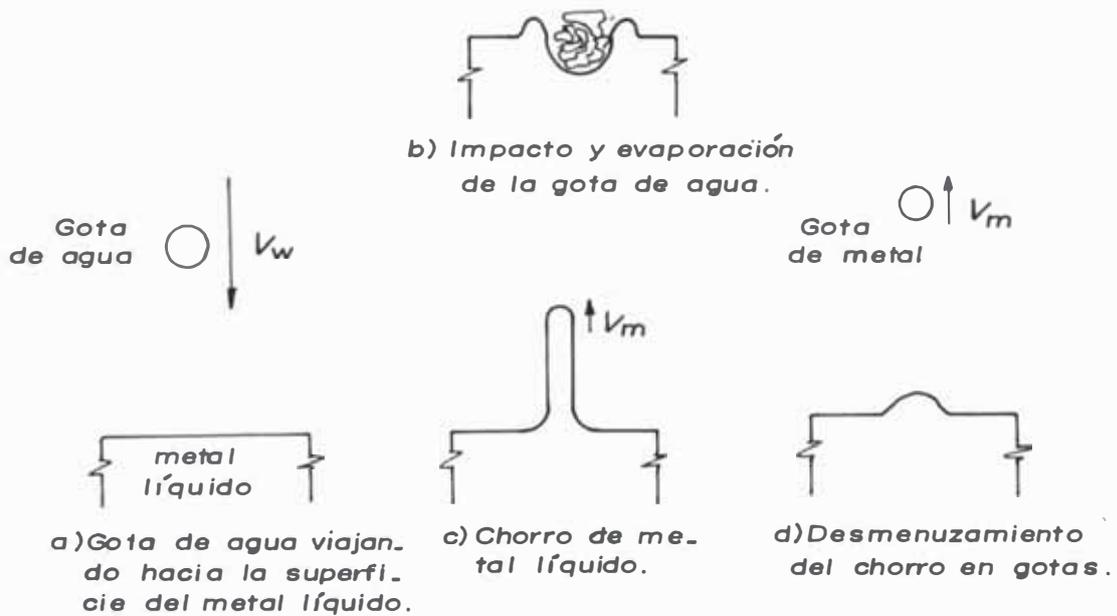


Fig. 36. Mecanismo de formación de la gota por salpicadura.

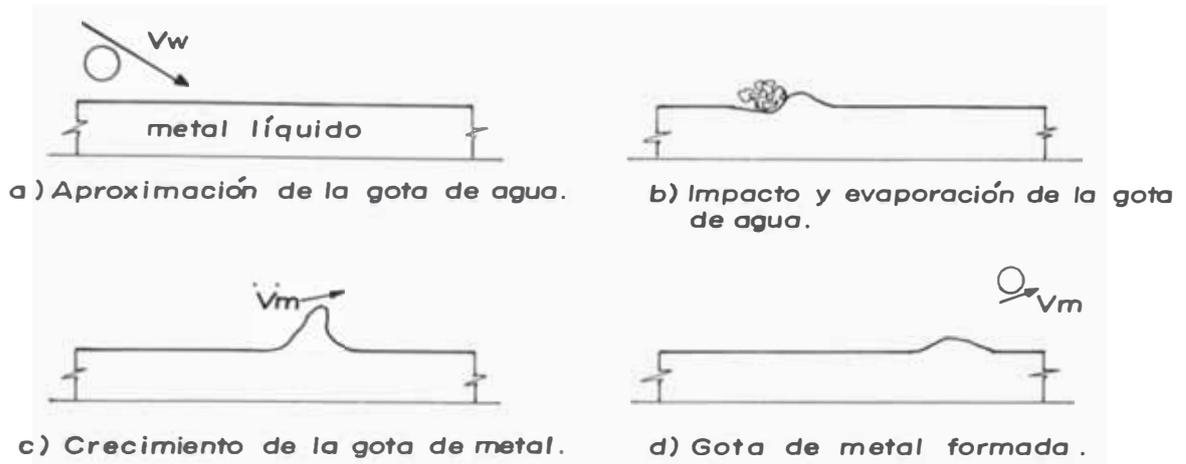


Fig. 37. Mecanismo de formación de la gota por rozamiento.

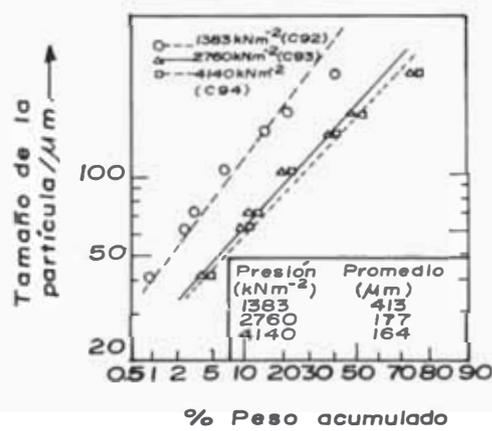


Fig. 38. Efecto de la presión del chorro sobre la distribución de tamaño acumulada de polvos de malla -40.

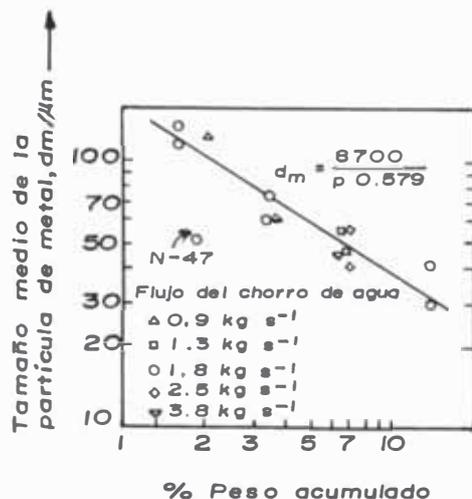


Fig. 39. Efecto de la presión del chorro de agua ($\text{KN/m}^2 \times 10^{-3}$) sobre el tamaño de la partícula, acero 4620, 2chorro, $\alpha = 60^\circ$

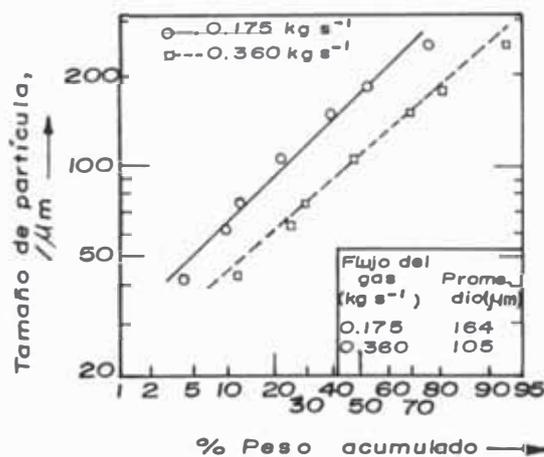


Fig. 40. Efecto del flujo de gas sobre el tamaño de la distribución acumulada de lo polvos de malla - 40.

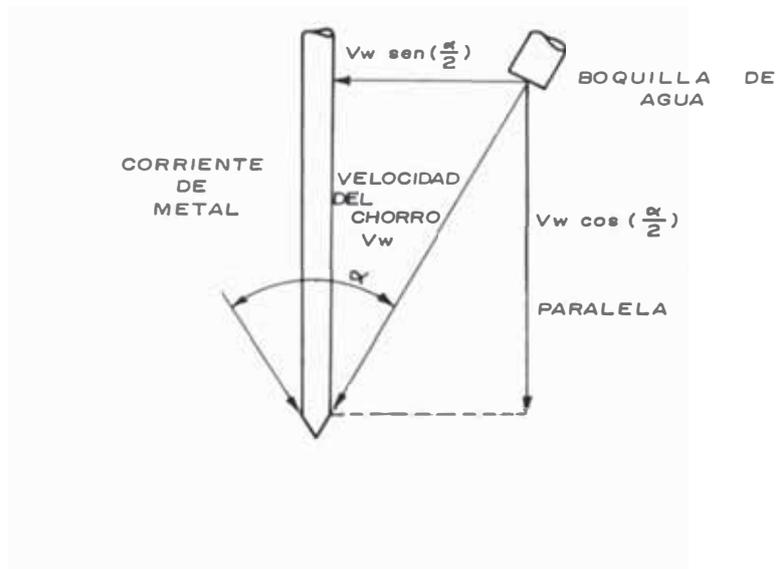


Fig. 41. Componentes de la velocidad del chorro de agua

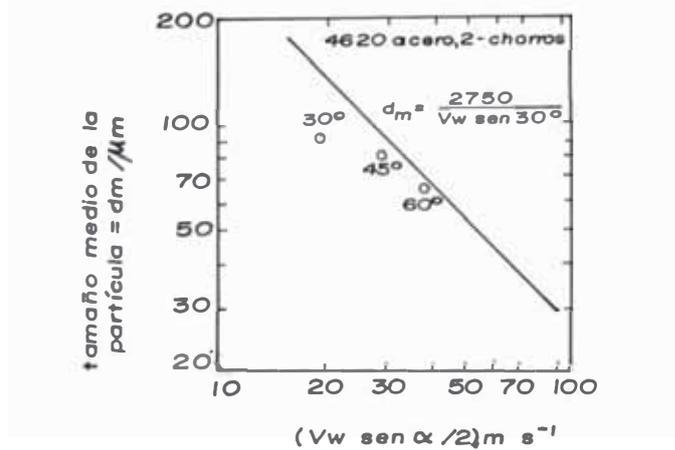


Fig. 42. Efecto de la componente normal de la velocidad del agua sobre el tamaño de la partícula .

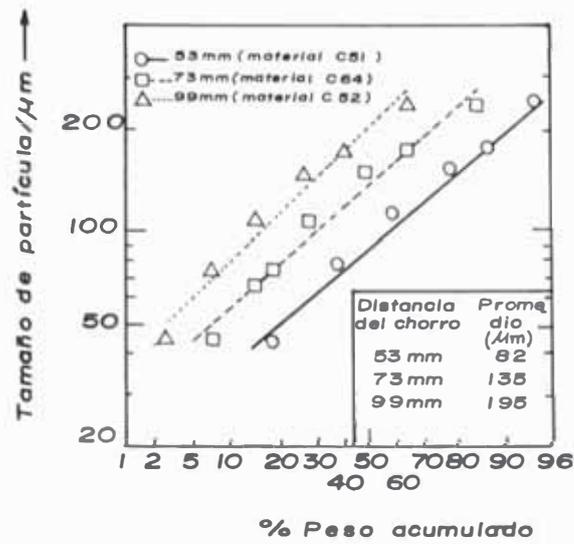


Fig. 43. Efecto de la distancia del chorro sobre la distribución de tamaño acumulada de polvos de malla -40.

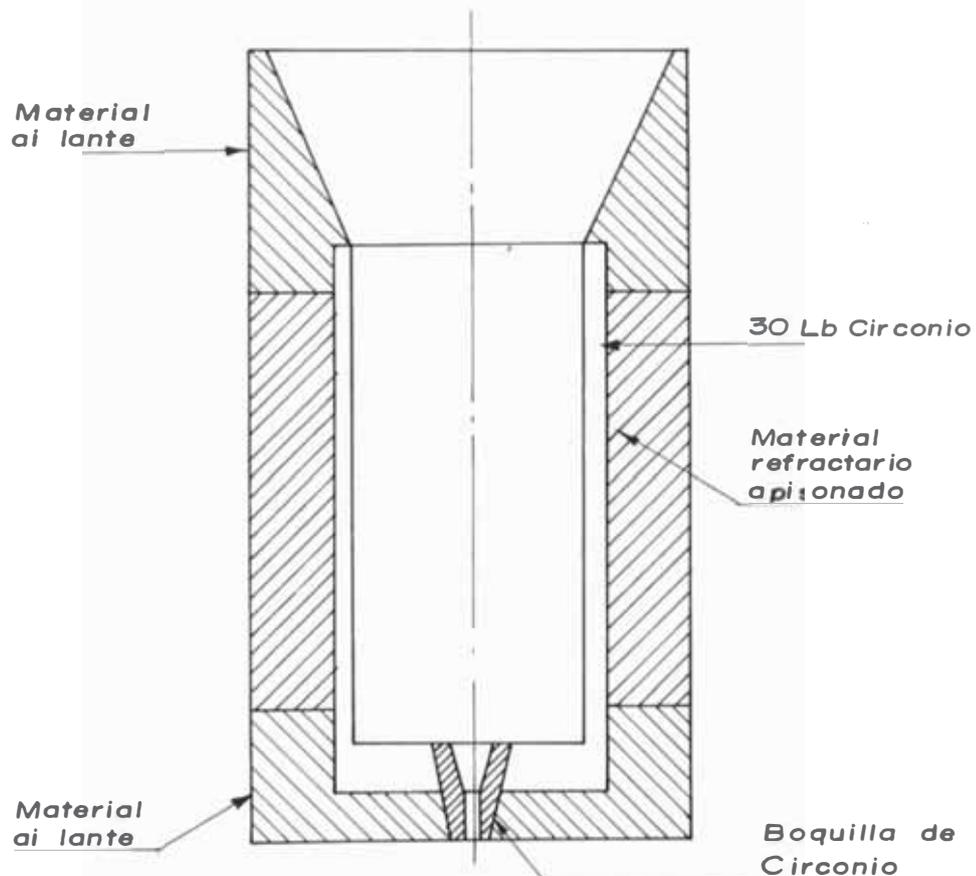


Fig. 44. Diseño de un Tundish.

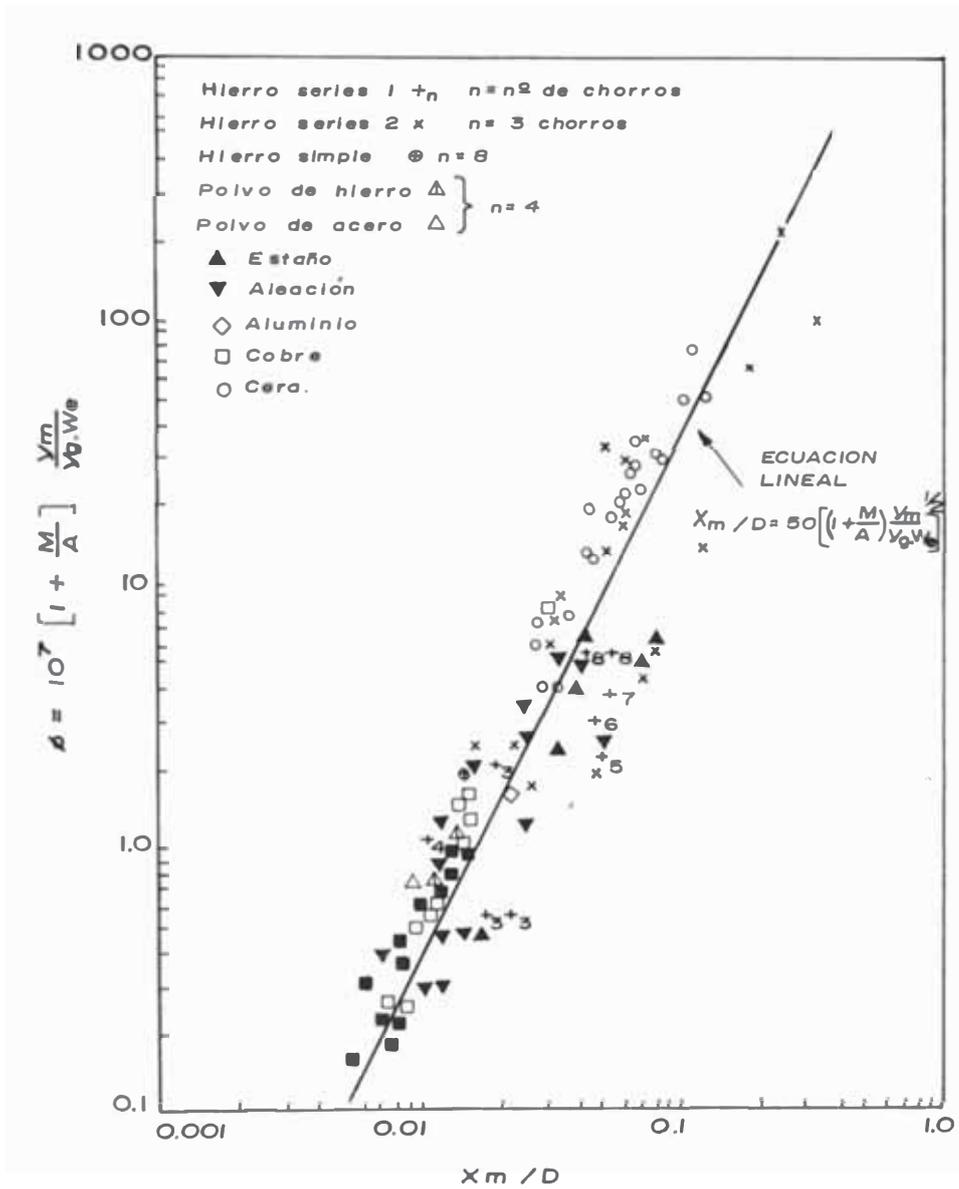


Fig. 45. Relación X_m/D Vs. ϕ

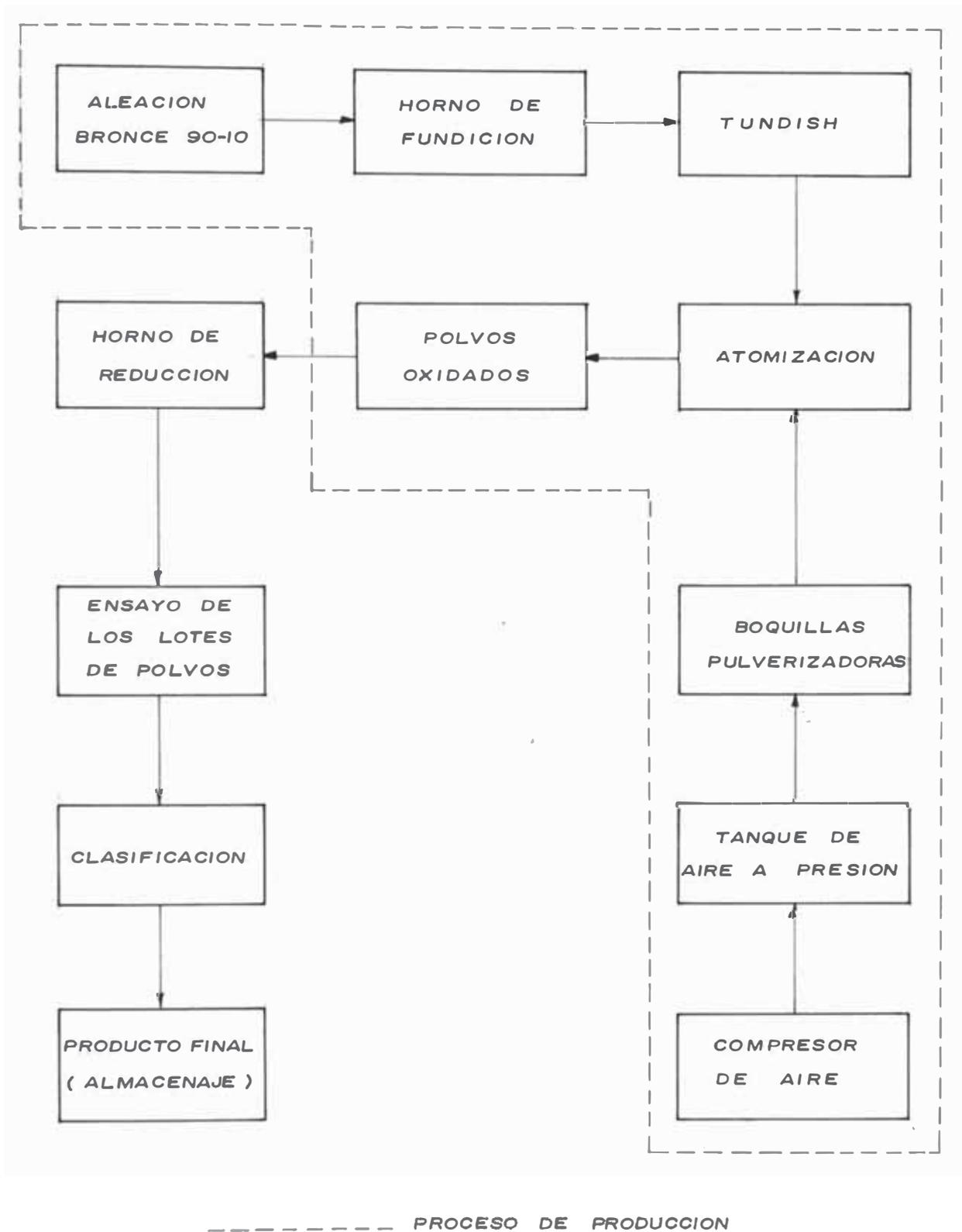


Fig. 46. Diagrama de Flujo

C A P I T U L O 5

INGENIERIA DE DETALLE

5.1. INTRODUCCION

De los equipos necesarios para la producción de polvos metálicos, hay de aquellos que se encuentran con relativa facilidad en el mercado nacional, razón por la cual se hará únicamente una descripción y especificaciones para su selección; otros equipos será necesario diseñarlo para su construcción.

5.2. HORNO DE FUNDICION

5.2.1. Combustibles

Los usuarios y los ingenieros de hornos están interesados específicamente en los tipos de combustibles, propiedades, disponibilidad y su costo, por lo que se va a tratar de esclarecer lo concerniente a los puntos mencionados.

A los combustibles suele clasificárseles en combustibles sólidos, líquidos y gaseosos, actualmente debido al alto costo del combustible líquido (petróleo) se está volviendo a poner atención en el uso del carbón.

En el Cuadro N° 12 se exponen las propiedades de los combustibles comunmente usados, es necesario hacer la observación de que los valores consignados, son valores medios

y de referencia.

5.2.1.1. Combustibles gaseosos

En especial los gases fríos y puros ofrecen muchas ventajas sobre los combustibles líquidos y sólidos. Por esta razón es que cada vez se usan con más profusión.

Gas natural: Se presenta como el combustible más apropiado para hornos industriales y suelen emplearse tal como se extraen del suelo. El gas natural del Cuadro N° 12, es solamente un gas corriente, no obstante este gas coincide con la mayoría de los gases naturales que se distribuyen por gaseoductos. El costo de las calorías del gas natural depende, principalmente del costo de la instalación del gaseoducto y de la explotación.

Gas de horno de Cok: Se producen por destilación a alta temperatura de carbones bituminosos o de una mezcla de carbones bituminosos y semibituminosos. Su uso está limitado a los hornos de las acerías.

Gas de agua: Se producen inyectando vapor sobre un lecho de carbón que está a una temperatura de 862 °C e incluso superior. Si la temperatura es inferior a 862 °C se forma dióxido de carbono. En la industria química se le utiliza como punto de partida para obtener muchos productos compuestos.

Gas de fábrica: Es un excelente combustible para los hornos industriales pequeños y medios, porque

CUADRO N° 12 - PROPIEDADES DE LOS COMBUSTIBLES

COMPOSICION PORCENTAJE POR VOLUMEN
(a 20°C y a una presión de 15.12 Kgr/cm²)

COMBUSTIBLE	Cant. en m ³	ANALISIS QUIMICO (POR VIA SECA)										Potencia calorífica ca Inf. Kcal/m ³	Potencia calorífica ca Sup. Kcal/m ³
		CO ₂	CO	CH	C ₂ H ₄	C ₂ H ₆	H ₂	O ₂	N ₂				
Gas natural	1	-	-	87.0	-	7.6	-	-	-	1.9	8837.7	9763.3	
Gas de hornos de Cok	1	2.2	6.9	34.2	2.6	-	47.3	0.3	6.0	4450.0	4992.9		
Gas de gasógeno bruto	1	7.5	20.5	3.0	-	-	12.5	-	56.5	1234.4	1315.4		
Gas de gasógeno puro	1	9.71	19.03	2.78	0.10	-	13.48	0.02	54.79	1139.2	1219.3		
Gas de horno alto	1	12.5	25.4	-	-	-	3.5	-	56.6	817.0	832.1		
Gas de agua	1	3.5	43.5	0.7	-	-	47.3	0.6	4.4	2483.1	2696.7		
Gas luminoso (gas de alumbrado)	1	4.6	5.5	36.6	4.6	-	42.3	4.6	1.8	4805.1	5313.3		
Gas luminoso (gas de agua carburado)	1	2.9	18.2	23.9	8.1	-	38.3	4.8	3.8	4506.0	4745.5		
Gas mezclado	1	3.46	13.84	28.3	6.92	-	39.6	4.73	3.15	4612.0	5062.3		
Butano comercial	1	-	-	-	-	-	-	-	-	26495.3	28702.5		
Propano comercial	1	-	-	-	-	-	-	-	-	21101.9	22890.8		

FUENTE: TRINKS

CUADRO N° 12 - PROPIEDADES DE LOS COMBUSTIBLES

COMPOSICION PORCENTAJE EN PESO

COMBUSTIBLE	Cant. en m ³	C	H ₂	C ₂	N ₂	S	H ₂ O	CENIZAS	Kcal Kg	Kcal Kg
Carbón (bituminoso, con bajo contenido en ceniza)	1	79.86	5.2	4.27	1.86	1.18	-	7.81	7.81	8.04
Carbón (bituminoso, con alto contenido en ceniza)	1	70.00	5.00	8.00	2.00	2.00	-	13.00	6.88	7.09
Lignito (seco)	1	59.9	4.37	18.54	1.22	2.65	-	13.22	5.49	5.59
Lignito (Húmedo)	1	41.93	3.06	13.05	0.85	1.86	30.0	9.25	3.84	4.92
Alquitrán de la hulla	1	86.7	6.00	3.1	0.116	0.745	3.2	0.097	8.79	9.07
Fuel-Oil N° 2	1	86.5	12.6	-	-	0.7	O ₂ +N ₂	CENIZA = 0.2	10.21	10.82
Fuel-Oil N° 6	1	86.8	10.2	-	-	2.0	O ₂ +N ₂	CENIZA = 0.1	9.66	10.15
Cok de Petróleo (anhidro y sin cenizas)	1	93.4	3.8	0.9	0.9	1.0	--	--	8.78	8.96

FUENTE: TRINKS

es limpio, siempre está disponible y tiene un poder calorífico constante. Puede ser gas de alumbrado, gas de agua carburado o gas fabricado por hidrogenación del aceite o una mezcla de cualquiera de ellos.

Gas de gasógeno: Se obtiene insuflando una mezcla de vapor y aire en un lecho profundo de carbón. El gas de gasógeno en bruto es comparativamente barato.

Gas de alto horno: Este gas se extrae del tragante de los altos hornos que fabrican lingotes de hierro. Este gas se obtiene para los hornos industriales solo en instalaciones combinadas, alto horno y acerías. Es muy tóxico.

Gas de refinería: En el proceso de la disociación del petróleo se obtienen como subproductos el Cok y el gas de refinería.

Gases licuados de petróleo: Estos gases que se extraen del petróleo se licuan por compresión y se venden como líquido en fuertes recipientes. Los principales gases licuados son el propano y el butano. Estos gases se utilizan como combustible de hornos industriales tan solo en casos de emergencia.

5.2.1.2. Combustibles líquidos

Los más comunmente usados son: El Fuel-oil (aceites combustibles) y el alquitrán. La gasolina, kerosene,

y el alcohol son demasiados caros para ser considerados - como combustibles para uso industrial. Los combustibles líquidos ofrecen un cierto número de ventajas; pueden ser rápidamente almacenados, encima o debajo del suelo y en lugares apartados. Algunos combustibles líquidos no necesitan precalentamiento y están siempre disponibles para ser utilizados. Con combustible líquido no se dan pérdidas por mantenimiento, que son inevitables con gaségenos, plantas de gas y otros equipos para la fabricación de gas industrial. Se transportan con suma facilidad y se que man sin dejar residuo notable de cenizas.

Fuel-oil: Los Fuel-oil son hidrocarburos que los productos más ligeros y más volátiles, tales como la gasolina, nafta y kerosene se han destilado del petróleo bruto; en consecuencia el fuel-oil para combustión en hornos industriales es más pesado que el kerosene. Pueden ser destilados que salen de la columna, después que el kerosene ha pasado o se extrae de la parte inferior del fraccionador. En principio se reconocieron seis grados, mas tarde se desechó el número 4 y se eliminó el número 3. La clasificación en 1,948 se publicó en Fuel-oil Comercial Standards CS 12-48. El Cuadro N° 13 está basado en dicha publicación; el Cuadro N° 14 ofrece los valores de los distintos grados de Fuel-oil, información de la Standard Oil Development Company.

CUADRO N° 13 - REQUISITOS DETALLADOS DE LOS FUEL-OIL

CLASE DE FUEL-OIL	PUNTO INFL. °C Min	PUNTO FLUID. CRIT. °C Max	AGUA Y SEDI- MENTO % Max	RESIDUO DE CAR- BON EN 10% DE RESIDUO % Max	CENIZA % Max	TEMPERATURA DE DESTILACION °C		
						t 10% Max	t 90% Max	Final Max
1 Fuel-oil destilado para va porizar mecheros tipo horno	38	-18	Trazos	0.15	-	420	-	625
2 Fuel-oil destilado para ca lefacción doméstica	38	-7	0.10	0.35	-	226	675	-
3 Fuel-oil para mecheros no equipados con instalacio nes de precalentamiento	55	-7	0.50	-	0.10	-	-	-
4 Fuel-oil tipo residual pa ra mecheros equipados con instalaciones de precalen- tamiento	55	-	1.00	-	0.10	-	-	-
5 Fuel-oil para empleo con - mecheros equipados con pre calentadores que permiten un combustible de gran vis cosidad	65	-	2.00	-	-	-	-	-

Continuación del Cuadro N° 1.3

CLASE DE FUEL-OIL	V I S C O S I D A D										PESO ESPECÍFICO
	SAYBOLT										
	UNIVERSAL, A 38 °C		FUROL A 50 °C		STOKES, A 38 °C		50 °C				
N°	DESCRIPCION	Max	Min	Max	Min	Max	Min	Max	Min	Max	Min
1	Fuel-oil destilado para vaporizar mecheros tipo horno	-	-	-	-	2.2	1.4	-	-	-	35
2	Fuel-oil destilado para calefacción doméstica	40	-	-	-	4.3	-	-	-	-	26
3	Fuel-oil para mecheros no equipados con instalaciones de precalentamiento	125	45	-	-	26.4	5.8	-	-	-	-
4	Fuel-oil residual para mecheros equipados con instalaciones de precalentamiento	-	-	40	-	-	32.1	81	-	-	-
5	Fuel-oil para empleo con mecheros equipados con precalentadores que permiten un combustible de gran viscosidad	-	-	300	45	-	-	638	92	-	-

CUADRO N° 14 - PROPIEDADES TÍPICAS DE LOS FUEL-OIL

PROPIEDADES IDENTIFICADORAS	KEROSENE 0 NUMERO 1	DESTILADO LIGERO NUMERO 2 0	FUEL-OIL NUMERO 4	FUEL-OIL NUMERO 5	FUEL-OIL NUMERO 6
Clase de fuel-oil	Destilado	Destilado	Muy ligero, residual	Ligero residual	Residual
Color	Ligero	Ambar	Negro	Negro	Negro
Peso específico ° API	40	32	21	17	12
Residuo de carbón	Trazas	Trazas	2.5%	5.0%	12.0%
Propiedades de bombeo y atomización, viscosidad, centistokes 38 °C	1.6	2.6	15.0	50.0	700.0
Temperatura de fluidez crítica	Inferior a -18°C	Inferior a -18°C	-12 °C	-3 °C	19 °C
Temperatura de precalentamiento - bombeo	Atmosférica	Atmosférica	Por lo menos - 9 °C	Por lo menos - 2 °C	38 °C
- atomización	Atmosférica	Atmosférica	Por lo menos - 4 °C	55 °C	94 °C
Pureza:					
contenido de azufre	0.1%	0.4 (a)	0.4 (a)	2.0% Max	2.8% Max
sedimento y agua	Trazas	Trazas	0.5% Max	1.0% Max	2.0% Max
contenido de cenizas	Trazas	Trazas	0.02 %	0.05 %	0.08 %

Continuación del Cuadro N° 14

PROPIEDADES IDENTIFICADORAS	KEROSENE 0 NUMERO 1	DESTILADO LIGERO NUMERO 2 0	FUEL-OIL NUMERO 4	FUEL-OIL NUMERO 5	FUEL-OIL NUMERO 6
Composición:					
Oxígeno y nitro- geno	0.2 %	0.2 %	0.48 %	0.70 %	0.92 %
Hidrógeno	13.2 %	12.7 %	11.90 %	11.70 %	10.50 %
Carbono	86.5 %	86.4 %	86.1 %	85.55 %	85.70 %
Capacidad caló- rífica Kcal/galón	34,546	35,554	36,815	37,320	37,824

FUENTE: TRINKS

(a) La calidad de menor contenido de azufre como producto especial

Una propiedad de los combustibles líquidos que tiene gran importancia en la combustión del petróleo es la viscosidad, la que para su medición exige aparatos delicados y mucho tiempo para su determinación. La viscosidad, según las temperaturas, es importante no sólo en cuanto al diseño de los quemadores, sino también para el diseño de las válvulas y de los tubos de conducción.

La densidad o peso específico de un aceite se expresa de tres formas: como peso específico, en grados Baumé ($^{\circ}\text{Be}$) o en grados API. En cada una de las tres formas la densidad a 15.5°C está comparada a la del agua a la misma temperatura:

$$\text{Peso específico} = \frac{141.5}{^{\circ}\text{API} + 131.5} = \frac{140}{^{\circ}\text{Be} + 130} \quad (28)$$

El poder calorífico del combustible puede hallarse usando la densidad o la composición gravimétrica.

Usando la densidad:

$$\text{P.C.}_{\text{inferior}} = 10,361 + 22.22 (^{\circ}\text{Be} - 10) \frac{\text{Kcal}}{\text{Kg}} \quad (29)$$

Usando la composición gravimétrica (según Hutte):

$$\text{P.C.}_{\text{inferior}} = 8,100 C + 29,000 \left(h - \frac{0}{8}\right) + 2,500 S - 600 a \frac{\text{Kcal}}{\text{Kg}} \quad (30)$$

donde

- C = % de carbono
- h = % de hidrógeno
- 0 = % de oxígeno
- S = % de azufre
- a = % de agua

5.2.1.3. Combustibles sólidos

La madera, la turba y el carbón se utilizan como combustibles industriales desde hace cientos de años. La palabra carbón abarca una gran variedad de combustibles sólidos, llamados lignitos, poco bituminosos, carbón rico en materiales volátiles, antracita, grafito, carbón bituminoso y carbón pobre en materias volátiles.

A finales del siglo el carbón era combustible normal para los hornos industriales fué reemplazado por combustibles gaseosos derivados del carbón. Hoy se está regresando a dicha práctica, teniendo en cuenta que el petróleo sube constantemente de precio. Esta situación plantea la necesidad de llevar a cabo estudios más precisos sobre el fenómeno de la combustión con la finalidad de realizar este proceso lo más eficiente posible.

5.2.1.4. Combustibles fabricados por PETROPERU

En el mercado se encuentra a disposición los siguientes productos:

- Gas licuefactado de petróleo
- Gasolina PETROPERU: Grado 95 y 84
- Kerosene
- Petrodiesel: Nros. 1 y 2
- Petróleo industrial: Nros. 5 y 6
- Gasolinas de aviación PETROPERU: Grados 100/130 91/98 y grado 80.
- Turbos PETROPERU: A-1 y B. Ver apéndice B.

5.2.2. Temperatura de llama adiabática

CUADRO N° 15 - Composición del aire atmosférico

Constituente	Símbolo	Mol Wt M	Análisis %		Relativo al O ₂		Mol-Wt por Mol-aire	
			Volumen	Peso	Volumen	Peso		
Oxígeno	O ₂	32	20.99	21	23.1	1	1	6.717
Nitrógeno	N ₂	28.02	78.03	} 79	76.8	3.76	3.31	21.848
Argón	A	40.0	0.94					
Dióxido de carbono	CO ₂	44.0	0.3					
Otros gases			0.01					0.013
<u>TOTAL AI-RE</u>		<u>28.95</u>	<u>100.00</u>	<u>100.00</u>	<u>4.76</u>	<u>4.31</u>	<u>28.95</u>	

FUENTE: MALEEV

Considerando el combustible Diesel N° 2 (Fuel-oil N° 2).

Del Cuadro N° 12:

Composición gravimétrica: C = 86.5%

H₂ = 12.6%

S = 0.7%

O₂ + N₂ + Cenizas = 0.2%

Poder calorífico inferior: 10,210 Kcal/Kg

Poder calorífico superior: 10,820 Kcal/Kg

Del Cuadro N° 14:

Temperatura de fluidez crítica: inferior a -18°C

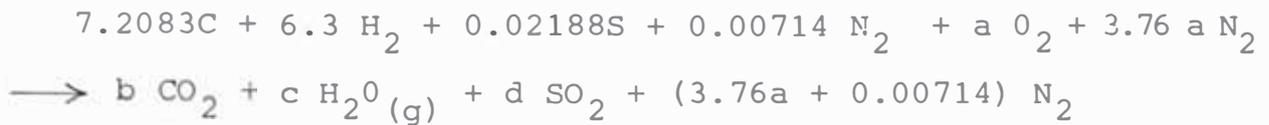
Temperatura de precalentamiento para:

Bombeo : atmosférica

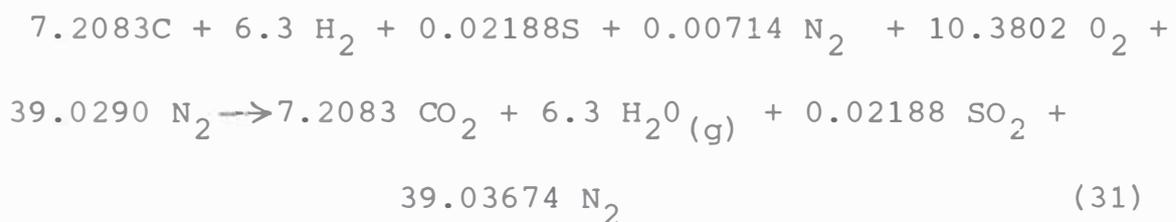
Atomización: atmosférica

Combustión con mezcla de aire ideal:

	C	H ₂	S	N ₂
G	86.5	12.6	0.7	0.2
G/M	7.2083	6.3	0.02188	0.00714



Balaceando la ecuación se obtiene la ecuación estequiométrica:



La relación aire/combustible teórica:

$$r_{a/c(t)} = \frac{10.3802 \times 32 + 39.0296 \times 28.02}{100} = 14.26 \frac{\text{Kg-aire}}{\text{Kg-combustible}}$$

La relación de gas/combustible teórica:

$$r_{g/c(t)} = 1 + r_{a/c(t)} = 15.26 \text{ Kg gases/Kg combustible}$$

Temperatura máxima de la llama adiabática:

CAMARA DE COMBUSTION

Figura N° 47 - Esquema del proceso de combustión

De la Figura N° 47:

Tia : Temperatura de ingreso del aire a la cámara de combustión

T_{ic} : Temperatura de ingreso del combustible a la cámara de combustión

T : Temperatura alcanzada por los gases, producto de la combustión

T_{ref} : Temperatura de referencia 25°C (298 K)

T_{pc} : Temperatura de precalentamiento del aire $T_{pc} = T_{ia}$

La entalpía de combustibles de hidrocarburos, cuando el combustible ingresa a una temperatura diferente de referencia, puede evaluarse mediante la expresión:

$$h_c = 0.5 (T - T_{ref}) \text{ Kcal/Kg} \quad (32)$$

El error que se introduce al no corregir las potencias caloríficas (calores de combustión) a las diversas temperaturas especificadas, probablemente es del orden 1%.

CUADRO N° 16 - Constantes de diversos gases

$$H_T - H_{298K} = aT + bT^2 + cT^{-1} + d \text{ Kcal/Kmol}$$

$$\overline{C_p} = a + 2bT - cT^{-2} \text{ Kcal/Kmol} - ^\circ K$$

Gases Comb.	∞	∞_2	CH_4	H_2	$H_2O(g)$	H_2S	N_2	O_2	SO_2	SO_3
a	6.79	10.55	5.65	6.52	7.17	7.02	6.66	7.16	10.38	13.7
$b \times 10^3$	0.49	1.08	5.72	0.39	1.28	1.84	0.51	0.50	1.27	3.2
$c \times 10^5$	0.11	2.04	0.46	-0.12	-0.08	--	--	0.40	1.42	3.1
d	-2105	-3926	-2347	-1939	-2225	-2257	-2031	-2313	-3683	-541

Aplicando la primera Ley de la termodinámica al proceso - de la combustión:

$$Q = W + \Sigma H_{\text{productos}} - \Sigma H_{\text{reactantes}}$$

Proceso de flujo y estado estable: $Q = 0, W = 0$

$$0 = \Sigma H_p - \Sigma H_r \quad (33)$$

donde H_p = entalpía de los productos, energía que - sale

H_r = entalpía de los reactantes, entalpía que entra

Considerando que el aire y el combustible ingresan a 25°C (298 K) a la cámara de combustión.

Entalpía que entra: H_r

$$\text{Combustible: } \bar{h}_{T_{ic}} - \bar{h}_{T_{ref}} + \bar{h}_{r_p} = 0 + 100 \times 10,210 = 1'021,000 \text{ Kcal}$$

$$O_2 : \eta (\bar{h}_{T_{io_2}} - \bar{h}_{T_{ref}}) = 0$$

$$N_2 : \eta (\bar{h}_{T_{in_2}} - \bar{h}_{T_{ref}}) = 0$$

$$\underline{H_r = 1'021,000 \text{ Kcal}}$$

Entalpía que sale: H_p

$$H_2O(g) : \eta (\bar{h}_T - \bar{h}_{T_{ref}}) = 6.3 (7.17T + 1.28 \times 10^{-3} T^2 - 0.08 \times 10^5 T^{-1} - 2225)$$

$$CO_2 : \eta (\bar{h}_T - \bar{h}_{T_{ref}}) = 7.2083 (10.55T + 1.08 \times 10^{-3} T^2 + 2.04 \times 10^5 T^{-1} - 3926)$$

$$SO_2 : \eta (\bar{h}_T - \bar{h}_{T_{ref}}) = 0.02188 (10.38T + 1.27 \times 10^{-3} T^2 + 1.42 \times 10^5 T^{-1} - 3683)$$

$$N_2 : \frac{\eta (h_T - h_{T_{ref}}) = 39.03674(6.66T + 0.51 \times 10^{-3}T^2 - 2031)}{H_p = 381.43037T + 35.785489 \times 10^{-3}T^2 + \frac{1'423,263}{T} - 121,681}$$

Reemplazando valores en la ecuación (33) y ordenando se tiene:

$$1'021,000 = 381.43037T + 35.785489 \times 10^{-3}T^2 + \frac{1'423,263}{T} - 121.681$$

de donde $T = T_{m\acute{a}x} = 2,437 \text{ } ^\circ\text{K}$
 $T_{m\acute{a}x} = 2,164 \text{ } ^\circ\text{C}$

La temperatura maxima adiabatica calculada es superior en mas o menos 100 °C del valor real encontrado en la practica, existen diversas razones para estos resultados, en primer lugar es poco probable que la reaccion se pueda verificar bajo tales condiciones que el proceso sea adiabatico. Ademas es improbable que la cantidad teorica de aire sea suficiente para provocar la combustion completa del hidrocarburo. En la practica se necesita utilizar un exceso de aire y como el calor de la reaccion debe elevar la temperatura del oxigeno adicional, ası como la gran cantidad de nitrogeno que le acompana, la temperatura alcanzada sera menor que si la combustion se completase en la cantidad teorica de aire.

Otra razon es que, a elevadas temperaturas que se alcanzan al quemarse un hidrocarburo, es muy apreciable la disociacion del vapor de agua en hidrogeno y oxigeno o en hidrogeno e hidroxilo y especialmente del dioxido de carbono en monoxido de carbono y oxigeno. Estas reacciones

implican la absorción de cantidades considerables de calor que hay que incluir en los cálculos.

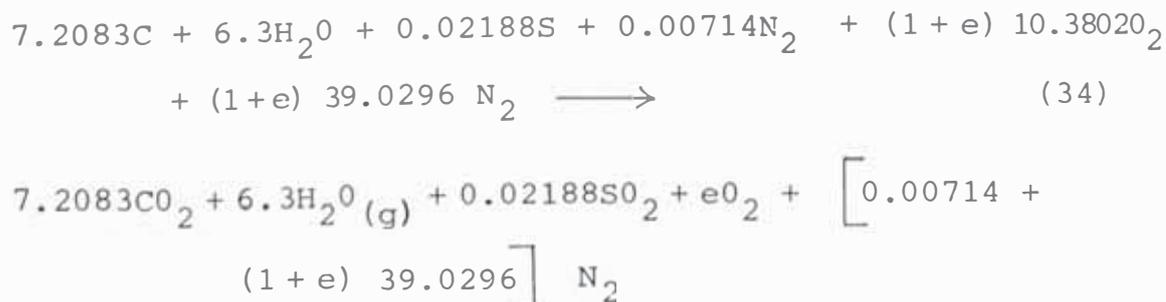
Hay que mencionar también que la combustión de un hidrocarburo no es un proceso sencillo presentado por la ecuación química usual; frecuentemente se forman compuestos diferentes del dióxido de carbono y del agua, así el calor de reacción no es igual al valor determinado a partir de medidas en una bomba calorimétrica en presencia de un exceso de oxígeno a temperaturas ordinarias.

Temperatura de la llama con exceso de aire.

Se denomina temperatura de llama adiabática a las que alcanzan los productos de la combustión cuando hay un exceso de aire y los gases obtenidos son CO_2 , $\text{H}_2\text{O}(\text{g})$, O_2 y N_2

Si se dispone de los resultados del análisis de los productos de la combustión, la temperatura hallada es la temperatura de llama, si se plantea la ecuación eliminando los productos que no sean CO_2 , $\text{H}_2\text{O}(\text{g})$, O_2 y N_2 se alcanza la temperatura de llama adiabática o temperatura máxima que en el proceso real se puede alcanzar.

Consideramos un exceso de aire igual a "e", la ecuación (31) queda:



La relación aire/combustible:

$$r_{a/c} = (1+e) r_{a/c}(t) \quad (35)$$

con la ecuación (34) y (33):

$$1'021,000 = (381.8534 + 267.09714e)T + (35.427248 + 20.0148e) \times 10^{-3}T^2 + (14.232 + 0.4e) \times 10^5T^{-1} - (121,813 + 81582e) \quad (36)$$

Temperatura de la llama con aire precalentado. Mezcla ideal

Considerando: La ecuación (31) y ecuación (32):

$$\text{Aire: } T_{ia} = T_{pc}$$

$$\text{Combustible: } T_{ic} = 30 \text{ } ^\circ\text{C}$$

Entalpía que entra: Hr

$$\text{Combustible: } \bar{h}_{T_{ic}} - \bar{h}_{25^\circ\text{C}} + h_{rp} = 100 \cdot 0.5(30-25) + 10,210 = 1'021,250$$

$$O_2 : 10.3802(T_{pc} + 0.5 \times 10^{-3} T_{pc}^2 + \frac{0.4 \times 10^5}{T} - 2313)$$

$$N_2 : \frac{39.0296(6.66 T_{pc} + 0.51 \times 10^{-3} T_{pc}^2 - 2031)}{Hr = 1'021,250 + (334.25937 T_{pc} + 25.23106 \times 10^{-3} T_{pc}^2 + \frac{4.15208 \times 10^5}{T} - 103,029)}$$

Entalpía que sale : Hp

$$H_p = 381.43037T + 35.785489 \times 10^{-3}T^2 + \frac{1'423,200}{T} - 121,681$$

Haciendo uso de la ecuación(33) se obtiene:

$$1'021,250 + \left(334.25937 T_{pc} + 25.23106 \times 10^{-3} T_{pc}^2 + \frac{4.15208 \times 10^5}{T_{pc}} - \right)$$

Con la ecuación (36) se ha confeccionado el cuadro siguiente.

CUADRO N° 17

Temperatura de llama adiabática. El aire y el combustible ingresan a la cámara de combustión a 25 °C. Mezcla ideal.

Ecuación 36.

Exceso e %	r a/c Kga/Kgc	Temperatura T °C	Exceso e %	r a/c Kga/Kgc	Temperatura T °C
0	14.26	2164	150	35.65	1119
10	15.686	2049	160	37.08	1135
20	17.112	1944	170	38.502	1102
30	18.538	1849	180	39.928	1071
40	19.964	1762	190	41.354	1042
50	21.390	1684	200	42.78	1014
60	22.816	1812	210	44.21	989
70	24.242	1547	220	45.63	964
80	25.668	1487	230	47.06	941
90	27.094	1431	240	48.48	919
100	28.52	1379	250	49.91	898
110	29.95	1331	280	51.34	877
120	31.37	1286	270	52.76	858
130	32.80	1244	280	54.19	840
140	34.22	1206	290	55.61	822
			300	57.04	805

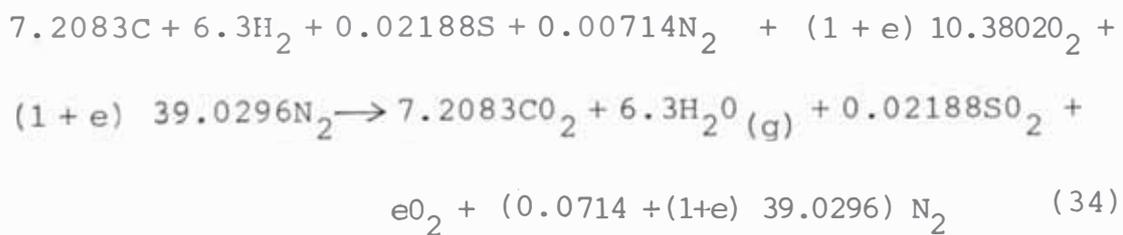
$$103,029) = 381.43037T + 35.785489 \times 10^{-3}T^2 + \frac{1'423,200}{T} - 121,681 \quad (37)$$

CUADRO N° 18

Temperatura de la llama con precalentamiento. Ecuación (37)
Mezcla ideal

Exceso = 0			
Precalentamiento T_p (°C)	T (°C)	T_p (°C)	T (°C)
100	2214	600	2538
200	2276	700	2600
300	2339	800	2661
400	2407	900	2728
500	2466	1000	2794

Temperatura de la llama con aire precalentado. Mezcla con exceso de aire



$$h_c = 0.5(T - T_{ref}) \text{ Kcal/Kmol} \quad (32)$$

Temperatura de precalentamiento del combustible: $T_{ic} = 30^\circ C$

Temperatura de precalentamiento del aire: $T_{ia} = T_{pc}$

Entalpía que ingresa a la cámara de combustión: Hr

$$\text{Combustible: } \bar{h}_{30^{\circ}\text{C}} - \bar{h}_{25^{\circ}\text{C}} + \bar{h}_{\text{rp}}^{\circ} = 100(0.5(30-25) + 10,210) = \\ 1'021,250 \text{ Kcal}$$

$$\text{O}_2 : \eta (\bar{h}_{\text{pc}} - \bar{h}_{25^{\circ}\text{C}}) = (1 + e) 10.3802 (7.16T_{\text{pc}} + 0.5 \times 10^{-3} T_{\text{pc}}^2 + \\ \frac{0.4 \times 10^5}{T_{\text{pc}}} - 2313)$$

$$\text{N}_2 : \eta (\bar{h}_{\text{pc}} - \bar{h}_{25^{\circ}\text{C}}) = (1 + e) 39.0296 (6.66T_{\text{pc}} + 0.51 \times 10^{-3} T_{\text{pc}}^2 - \\ 2031)$$

$$\text{Hr} = 1'021,250 + (1 + e) \left[334.25937T_{\text{pc}} + 25.095196 \times 10^{-3} T_{\text{pc}}^2 + \right. \\ \left. \frac{4.15208 \times 10^5}{T_{\text{pc}}} - 103,297 \right]$$

Entalpía que sale de la cámara de combustión: Hp

$$\text{CO}_2 : \eta (\bar{h}_T - \bar{h}_{25^{\circ}\text{C}}) = 7.2083 (10.55T + 1.08 \times 10^{-3} T^2 + \\ 2.04 \times 10^5 T^{-1} - 3926)$$

$$\text{H}_2\text{O (g)} : \eta (\bar{h}_T - \bar{h}_{25^{\circ}\text{C}}) = 6.3 (7.17T + 1.28 \times 10^{-3} T^2 - \\ 0.08 \times 10^5 T^{-1} - 2225)$$

$$\text{SO}_2 : \eta (\bar{h}_T - \bar{h}_{25^{\circ}\text{C}}) = 0.02188 (10.38T + 1.27 \times 10^{-3} T^2 + \\ 1.42 \times 10^5 T^{-1} - 3683)$$

$$\text{O}_2 : \eta (\bar{h}_T - \bar{h}_{25^{\circ}\text{C}}) = e (7.17T + 0.5 \times 10^{-3} T^2 + 0.4 \times 10^5 T^{-1} - \\ 2313)$$

$$\text{N}_2 : \eta (\bar{h}_T - \bar{h}_{25^{\circ}\text{C}}) = \left[0.00714 + (1 + e) 39.0296 \right] (6.66T + \\ 0.51 \times 10^{-3} T^2 - 2031)$$

$$H_p = (381.43037 + 267.10714e)T + (35.785489 + 20.405096e) \times 10^{-3}T^2 + (14.232628 + 0.4e) \times 10^5T^{-1} - (121,681.49 + 81,582.118e)$$

De la ecuación (33):

$$1'021,250 + (1 + e) \left[334.25937T_{pc} + 25.095196 \times 10^{-3}T_{pc}^2 + 4.15208 \times 10^5T_{pc}^{-1} - 103,279 \right] = (381,43037 + 267,10714e)T + (35.785489 + 20,405096e) \times 10^{-3}T^2 + (14.232628 + 0.4e) \times 10^5T^{-1} - (121,681 + 81,582.118e) \quad (38)$$

CUADRO N° 19

Temperatura de la llama con aire precalentado y exceso de aire. Ecuación (38).

Exceso %	15%
T _p (°C)	T (°C)
100	2043
200	2110
300	2178
400	2246
500	2315
600	2384
700	2453
800	2523
900	2593
1000	2663

30%	45%
T (°C)	T (°C)
1900	1776
1971	1850
2042	1925
2114	2000
2186	2076
2259	2152
2333	2228
2405	2305
2479	2381
2553	2456

Graficando los resultados de los Cuadros Nros. 18 y 19 se obtiene la Figura N° 48.

5.2.3. Calor requerido para llevar a un metal a temperatura de colada

Según la Figura N° 49, el calor necesario para llevar a un metal hasta la temperatura de colada está dado por

$$Q = m \left[C_{p_{m(s)}} (T_f - T_a) + \tau_f + C_{p_{m(l)}} (T_c + T_f) \right] \quad (39)$$

donde Q = calor requerido, Kcal

n = masa de metal, Kg

$C_{p_{m(s)}}$ = calor específico medio en estado sólido, Kcal/Kg-°C

$C_{p_{m(l)}}$ = calor específico medio en estado líquido, Kcal/Kg-°C

T_a = temperatura a la que se encuentra en metal, °C

T_f = temperatura de fusión del metal, °C

T_c = temperatura de colada del metal, °C

τ_f = calor latente de fusión, Kcal/Kg.

Del Manual del Ingeniero Químico de Perry.

5.2.4. Transferencia de calor

Con el fin de simplificar el estudio se considera que el calor se transmite por conducción, convección y radiación, en la práctica el calor es transmitido por combinación de las tres formas.

5.2.4.1. Conducción

Es un proceso mediante el cual fluye calor desde una región de temperatura alta a una región de baja -

CUADRO N° 20 - Calor específico y Calor de fusión

MATERIAL	TF °C	PESO ATOMICO Kg/Kmol	Cp _m (s)		RANGO °K	τ _f Kcal/Kg	Cp _m (l) Kcal/Kmol - °K	RANGO °K
			Kcal/Kmol - °K					
Cobre	1084	63.57	5.44 + 0.1462T		273- 1357	57.6	7.5 + 0.01462T	1357- 1573
Estaño	232	118.70	5.05 + 0.0048T		273- 504	14.5	6.6 + 0.0048 T	504- 1273
Plomo	327	207.1	5.77 + 0.00202T		273- 600	5.9	6.8 + 0.00202T	600- 1273
Zinc	420	65.38	5.25 + 0.00270T		273- 692	24.4	7.59 + 0.00055T	692- 1122
Ni	1455	58.69	α) 4.26 + 0.0064 T β) 6.99 + 0.000905T		273-626 626-1725	71.6	8.55 + 0.000905T	1725- 1903

FUENTE: PERRY

temperatura dentro de un medio principalmente sólido o entre medios diferentes en contacto físico directo. Puede ocurrir en líquidos y gases, pero siempre aparece acompañado de convección.

Considerando conducción permanente unidimensional sin generación de calor, de la Figura N° 50 se tiene:

- Q_k = calor transferido por conducción de la superficie caliente hacia la superficie, fría, Kcal/Hr
- T_1, T_i = temperatura de la superficie caliente, °C
- T_2, T_e = temperatura de la superficie fría, °C
- A = superficie a través de la cual se realiza la transferencia de calor, m^2
- K = conductividad térmica del material Kcal-m/Hr- m^2 /°C
- e = espesor de la pared plana, m
- r_i, r_2 = radio interior y radio exterior respectivamente de la pared cilíndrica, m
- L = longitud de la pared cilíndrica, m.

Pared plana:

$$Q_k = K \frac{A}{e} (T_a - T_2) \quad (40)$$

$$Q_k = \frac{T_1 - T_2}{R_k} = K_k (T_1 - T_2) \quad (40a)$$

donde $R_k =$ resistencia térmica = $e/k A$

$K_k =$ conductancia térmica = $K A/e$

Pared cilíndrica:

$$Q_k = \frac{2 \pi K L (T_i - T_e)}{\ln(r_e/r_i)} \quad (41)$$

obteniendo una expresión análoga al de la pared plana:

$$Q_k = K \bar{A} \frac{(T_i - T_e)}{r_e - r_i} = \frac{2 \pi K L (T_i - T_e)}{\ln(r_e/r_i)}$$

$$Q_k = \frac{T_i - T_e}{\frac{r_e - T_i}{K A}} = \frac{T_i - T_e}{R_k}$$

Para valores de:

$$\frac{A_e}{A_i} < 1.5 \quad \bar{A} = \frac{A_e + A_i}{2} \quad \text{área media aritmética}$$

$$\frac{A_e}{A_i} > 1.5 \quad \bar{A} = \frac{A_e - A_i}{\ln(A_e - A_i)} \quad \text{área media logarítmica}$$

5.2.4.2. Convección

Es un proceso de transporte de energía por la acción combinada de conducción de calor, almacenamiento de energía y movimiento de mezcla; tiene gran importancia en la transferencia de energía entre una superficie sólida y un líquido o un gas.

Existen dos tipos de convección:

Convección natural, cuando el movimiento de mezclado tiene lugar exclusivamente como resultado de la diferencia de densidades causado por los gradientes de temperatura.

Convección forzada, cuando el movimiento de mezclado es inducido por algún agente externo, tal como una bomba o un ventilador.

El flujo de calor por convección puede ser evaluado mediante la siguiente expresión:

$$Q_c = \bar{h}_c A (T_s - T_\infty) \quad (42)$$

donde Q_c = flujo de calor por convección, Kcal/Hr

\bar{h}_c = coeficiente convectivo superficial, $\frac{\text{Kcal}}{\text{Hr} \cdot \text{m}^2 \cdot ^\circ\text{C}}$

A = area de la superficie en contacto con el fluido, m^2

T_s = temperatura de la superficie en contacto con el fluido, $^{\circ}C$

T_{∞} = temperatura de la masa principal del fluido, $^{\circ}C$

La magnitud del coeficiente convectivo superficial, \bar{h}_c depende de una serie de variables, entre las cuales se encuentran: la velocidad del flujo, forma de la superficie sólida, viscosidad del fluido, conductividad del fluido, densidad del fluido, calor específico. Para determinar el valor de \bar{h}_c se recurre a una serie de métodos, siendo los más usados: Análisis dimensional combinados con experimentos, soluciones matemáticas de la capa límite, análisis aproximado por el método de integrales, analogía entre transferencia de calor, transferencia de masa y cantidad de movimiento.

La determinación de \bar{h}_c se hace a partir de ecuaciones con parámetros adimensionales de la siguiente manera:

Convección natural:

$$Nu = C (Gr Pr)^n \quad (43)$$

$$Nu = \bar{h}_c \frac{L}{K} \quad (44)$$

$$Gr = \frac{g L^3 \beta (T_s - T_{\infty})}{\nu^2} \quad (45)$$

$$Pr = C_p \frac{\mu}{K} \quad (46)$$

donde Nu = número de Nusselt, adimensional

- Gr = número de Grashoff, adimensional
- Pr = número de Prandtl, adimensional
- C, n = constantes que dependen del sistema en particular
- L = longitud característica, m
- K = conductividad del fluido, Kcal-m/Hr-m²-°C
- g = aceleración local de la gravedad, m/s²
- β = coeficiente de dilatación cúbica
- μ = viscosidad absoluta del fluido, N-s/m²
- ρ = densidad del fluido, Kg/m³
- T_s = temperatura de la superficie, °C
- T_∞ = temperatura del fluido, °C
- C_p = calor específico del fluido, Kcal/Kg-°C
- ν = viscosidad cinemática del fluido, m²/s

Los valores de C y n aparecen en el Cuadro N° 21, donde:

$$10^4 < Gr Pr < 10^8, \text{ régimen laminar en la capa límite}$$

$$10^8 < Gr Pr < 10^{12}, \text{ régimen turbulento en la capa límite.}$$

Las propiedades de los fluidos se evalúan a temperatura de película. $T_{\text{película}} = (T_s + T_{\infty})/2$.

Para los casos en que el fluido es aire se puede usar una relación simplificada, válida para temperaturas entre 10 y 800 °C, que es como sigue:

$$\bar{h}_c = \alpha (\Delta T/C)^{1/4} \quad (47)$$

CUADRO N° 21 - Convección natural

SISTEMA	C	n
Placas verticales y cilíndricas grandes. Medio líquido o gas Para $10^4 < Gr Pr < 10^8$ L, altura o longitud	0.56	0.25
Igual al anterior Medio: gas $10^8 < Gr Pr < 10^{12}$	0.12	0.33
Igual al anterior Medio: líquido $10^8 < Gr Pr < 10^{12}$	0.17	0.33
Cilindros horizontales y pequeños cilindros verticales L = diámetro $10^4 < Gr Pr < 10^8$	0.47	0.25
Igual al anterior $10^8 < Gr Pr < 10^{12}$	0.1	0.33
Plano horizontal con transferencia de calor en la cara superior. L = Lado mayor $10^4 < Gr Pr < 10^8$	0.54	0.25
Igual al anterior $10^8 < Gr Pr < 10^{12}$	0.14	0.33
Plano horizontal con transferencia de calor en la cara inferior. L = Lado mayor $10^4 < Gr Pr < 10^{12}$	0.25	0.25

CUADRO N° 22 - Convección natural

SISTEMA	α	C (m)
Planos verticales y cilindros grandes. L = altura, Gr Pr < 10 ⁸	1.17658	L
Igual al anterior Gr Pr > 10 ⁸	1.2605	1
Cilindros horizontales y pequeños cilindros verticales Gr Pr < 10 ⁸	1.0084	Diámetro
Igual al anterior Gr Pr > 10 ⁸	1.0504	1
Plano horizontal con transferencia de calor en la cara superior Gr Pr < 10 ⁸	1.13456	L
Igual al anterior Gr Pr > 10 ⁸	1.4706	1
Planos horizontales con transferencia de calor en la cara inferior Gr Pr > 10 ⁴	0.50425	L

siendo: \bar{h}_c = coeficiente pelicular del aire, Kcal/Hr-
m²-°C

$$T = (T_s - T_\infty), \text{ } ^\circ\text{C}$$

α, C = se hallan del Cuadro N° 22

Trinks encuentra que la expresión modificada de la ecuación (47): $\bar{h}_c = \alpha (\Delta T)^{0.25}$ para hornos, concuerda con los resultados obtenidos en la práctica.

Convección forzada:

$$Nu = C Re^m Pr^n \quad (48)$$

donde: Nu es el número de Nusselt, Pr número de Prandtl, Re número de Reynolds ($Re = V.Dh/v$). El diámetro hidráulico está definido por:

$$Dh = \frac{4 \text{ área de paso}}{\text{Perímetro de transferencia de calor}} \quad (49)$$

Para flujo laminar dentro de tuberías:

$$Nu = 1.86 (Re.Pr.D/L)^{1/3} \cdot \left(\frac{\mu_{\infty}}{\mu_s}\right)^{0.14} \quad (50)$$

D = diámetro interior, m

$0.5 < Pr < 100$

$Re.Pr.D/L > 20$

μ_{∞} = viscosidad a temperatura del fluido

μ_s = viscosidad a temperatura de la pared

También puede usarse:

$$Nu = C Re^{0.23} (D/L)^{0.5} \quad (51)$$

C = 15 para calentamiento

C = 11.5 para enfriamiento

Para flujo turbulento dentro de tuberías:

$$Nu = 0.023 Re^{0.8} Pr^n \quad (52)$$

válido para fluidos igual o menos viscosos que el agua.

Para líquidos : $T_s - T_{\infty} < 6^{\circ}C$

Para gases : $T_s - T_{\infty} < 50^{\circ}C$

$$\begin{aligned} \text{con } 0.5 < Pr < 100 & \quad n = 0.4, \text{ si } T_{\infty} < T_s \\ Re > 10,000 & \quad n = 0.3, \text{ si } T > T_s \end{aligned}$$

5.2.4.3. Radiación

Es un fenómeno de ondas electromagnéticas que de acuerdo a la longitud de onda y temperatura puede transportar energía térmica, lo que indica que toda la gama de ondas electromagnéticas conocidas, no todas transportan calor.

El calor radiado por un cuerpo sólido se expresa por:

$$Q_r = \sigma \cdot A \cdot T^4 \quad (53)$$

donde Q_r = calor radiado por un cuerpo sólido, considerado como cuerpo negro, Kcal/hr.

A = superficie radiante, m^2

σ = coeficiente de Stefan-Boltzman = 4.92×10^{-8}
Kcal/hr- m^2 - K^4

T = temperatura absoluta del cuerpo negro, K

Si el cuerpo radía calor hacia una cubierta que la envuelve completamente y cuya superficie también es negra, absorbe toda la energía radiante incidente en ella, el calor transmitido está dado por:

$$Q_r = A_1 \cdot \sigma \cdot (T_1^4 - T_2^4) \quad (54)$$

donde A_1 = area del cuerpo envolvente, m^2

T_1 = temperatura del cuerpo negro que radía calor, K

T_2 = temperatura de la superficie negra envolvente, K.

Cuando los cuerpos reales emiten, a una temperatura igual a la del cuerpo negro, una fracción constante de la emisión del cuerpo negro en cada longitud de onda, se le denominan cuerpos grises, en este caso la transferencia de calor de un cuerpo gris está dado por:

$$Q_r = \sigma \cdot A_1 \cdot \epsilon_1 (T_1^4 - T_2^4) \quad (55)$$

ϵ_1 = coeficiente de emisión de la superficie gris

$\epsilon_1 = \epsilon$ superficie gris / ϵ radiador perfecto.

Si ninguno de los dos cuerpos es un radiador perfecto y - si los dos poseen una relación geométrica dada:

$$Q_r = \sigma \cdot A_1 \cdot \xi_{1-2} (T_1^4 - T_2^4) \quad (56)$$

donde ξ_{1-2} = módulo modificadorio que tiene en cuenta los coeficientes de emisión y las geometrías relativas.

Escribiendo:

$$Q_r = h_r \cdot A_1 (T_1 - T_2') \quad (57)$$

donde T_2' = temperatura conveniente de referencia

Comparando las ecuaciones (56) y (57):

$$h_r = \sigma \cdot \xi_{1-2} \frac{(T_1^4 - T_2^4)}{T_1 - T_2'} \quad (58)$$

h_r = unidad de conductancia térmica por radiación,
Kcal/Hr-m²-°C

Las ecuaciones (53) a (58) son aplicables en caso que la

radiación atraviese espacios que no absorben calor.

Radiación entre gases puros o sólidos

La radiación de los gases puros no sigue la ley de la cuarta potencia de la temperatura, ni ninguna otra ley exponencial; los únicos gases puros que radían calor en forma apreciable, son los que poseen tres o más átomos por molécula, como CO_2 , H_2O , SO_2 ; el monóxido de carbono, aunque diatómico da algo de radiación.

El I_2 , N_2 , el aire y H_2 tienen un poder radiante muy pequeño. Cada gas radía solamente en tres o cuatro bandas de longitudes de ondas bien definidas, a diferencia de los sólidos que radían en todas las longitudes de onda.

La radiación de gases puros depende, no sólo de su temperatura, sino también de su composición y del espesor de la capa de gas, así como de la forma de la capa de gas.

Radiación de llamas luminosas:

La transmisión de calor de una llama es mayor que la de un gas puro que tiene la misma temperatura. Las llamas son siempre luminosas, cuando se enfrían dejan de ser luminosas y se vuelve humo.

La radiación de la llama es función, entre otras, de las siguientes variables: Composición del combustible, relación combustible/aire, espesor de la llama, distancia del quemador. La composición de un combustible tiene un gran efecto sobre la luminosidad de la llama.

En la Figura N° 51 se muestra la emisividad de la llama en función de la relación C/H del combustible. La emisividad media, para la longitud completa de la llama, puede tomarse como la mitad de los valores dados en la Figura N° 51. Una llama que tiene elevada emisividad radía como cuerpo sólido y la bóveda del horno adquiere la temperatura de la llama, si ésta es ancha o se aproxima mucho a la bóveda.

5.2.4.4. Estructuras compuestas y mecanismos combinados de transferencia de calor

Para paredes compuestas, Figura N° 52:

$$Q = \frac{T_i - T_o}{\frac{1}{\bar{h}_i \cdot A} + \frac{e_1}{K_1 \cdot A} + \frac{e_2}{K_2 \cdot A} + \frac{e_3}{K_3 \cdot A} + \frac{1}{\bar{h}_o \cdot A}} \quad (59)$$

Para paredes cilíndricas concéntricas:

$$Q = \frac{T_i - T_o}{\frac{1}{\bar{h}_i \cdot A} + \frac{\text{Ln } r/r_i}{2 \pi K_1 \cdot L} + \frac{\text{Ln } r_a/r}{2 \pi K_2 \cdot L} + \frac{1}{\bar{h}_o \cdot A}} \quad (60)$$

5.2.5. Materiales refractarios

Los refractarios son definidos como materiales no metálicos, adecuados para la construcción o recubrimientos de hornos que operan a altas temperaturas. La estabilidad de sus propiedades físicas y químicas a altas temperaturas es requisito principal de estos materiales.

Los ladrillos refractarios, comunmente utilizados en la -

construcción de hornos se clasifican en:

Ladrillos de arcilla refractaria

- Super resistente al trabajo mecánico:

Alta refractoriedad. Estabilidad volumétrica a altas temperaturas. Baja expansión térmica. No se descostran fácilmente. Regular resistencia a la escoria ácida y moderada resistencia a la acción de la escoria básica.

(1) Alta resistencia al trabajo mecánico

(2) Mediana resistencia al trabajo mecánico

(3) Baja resistencia al trabajo mecánico.

Propiedades físicas y químicas varían en un rango estrecho. Los ladrillos se encuentran en variadas combinaciones.

Poseen relativamente baja expansión térmica, regular resistencia al descostramiento y aislamiento térmico. Regular resistencia a la escoria y fundentes ácidos y baja resistencia a la escoria y fundentes básicos.

- Semi-sílica (silice, bióxido de silicio):

Estabilidad de volumen a alta temperatura. Moderada expansión térmica. Excelente resistencia a descostrarse. Alta resistencia a la penetración, ataque de alcalis volátiles y humos o gases.

Alta alúmina: (1) 45-48 % alúmina

(2) 50 % alúmina

(3) 60 % alúmina

- (4) 70 % alúmina
- (5) 80 % alúmina
- (6) 85 % alúmina
- (7) 90 % alúmina
- (8) Mullite
- (9) Corundum

Alta refractoriedad incrementándose con el contenido de a lúmina. Baja expansión térmica. Alta resistencia mecánica. Excelente resistencia al descastrado. Alta resistencia a la corrosión, principalmente por efecto de escoria y fundentes básicos y regular resistencia a la escoria a cida.

Sílice: (1) Super resistente al trabajo mecánico
(2) Convencional
(3) Liviano (conductividad térmica inferior)
(4) Comprimido en caliente (más resistente al des conchado).

Alto esfuerzo mecánico y resistencia a la abrasión, a altas temperaturas.

Alta resistencia a la corrosión por escoria ácida y óxido de hierro en una atmósfera oxidante. Fácilmente atacado por escoria básica.

Carburo de silicio: Alta refractoriedad. Alta conductividad térmica. Baja expansión térmica. Alta resistencia al desconchado.

Zircón: Alta refractoriedad. Moderadamente alta conductividad térmica. Alta resistencia a algunos humos alcalinos. Baja expansión térmica.

Ladrillos aislantes: 870°C - 1810°C

Muy alta resistencia al desconchado. Baja expansión térmica. Conductividad térmica muy baja - equivalente su densidad.

Ladrillo refractario de magnesita:

Extremadamente alta refractoriedad y alta conductividad térmica. Gran expansión térmica. Buena resistencia a la corrosión por escoria básica.

Cromo:

Moderados valores de expansión térmica, conductividad térmica. Alta resistencia a la corrosión por escoria básica y menor resistencia a la escoria ácida y humos. En general la escoria básica no se adhiere a los ladrillos de cromo.

Magnesita - Cromita:

Relativamente alta expansión térmica. Altos valores de esfuerzo mecánico y estabilidad de volumen a alta temperatura. Alta resistencia a la corrosión por escoria básica.

Cromita - Magnesita:

Relativamente alta expansión térmica. Alto esfuerzo mecánico y estabilidad volumétrica a altas temperaturas. Alta resistencia a la corrosión por escoria básica.

CUADRO N° 23

Valores aproximados de Conductividad Térmica de ladrillos de arcilla refractaria

TIPO DE LADRILLO	DENSIDAD Lb/feet ³	CONDUCTIVIDAD MEDIA (T °F).BTU-Pulg/Hr-ft ² - °F													
		200	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800
(1) Alta resistencia mecánica	147	9.7	9.7	9.7	9.8	9.9	10.0	10.2	10.3	10.5	10.7	10.9	11.1	11.3	--
(2) Alamo	146	8.7	8.8	9.0	9.1	9.3	9.4	9.6	9.7	9.9	10.0	10.2	10.4	10.5	--
(3) Alto rendimiento	136	8.4	8.5	8.7	8.8	9.0	9.2	9.3	9.5	9.6	9.8	9.9	10.1	--	--
(4) Silicoso (Woodland x)	127	7.1	7.3	7.4	7.6	7.8	8.0	8.1	8.3	8.5	8.7	8.8	9.0	--	--
(5) Semi-silica (Kaossil)	125	5.8	6.2	6.5	6.9	7.3	7.6	8.0	8.3	8.7	9.0	9.4	9.8	--	--

CUADRO N° 24

aproximados de Conductividad Térmica de ladrillos aislantes

	CONDUCTIVIDAD TERMICA (T °F).BTU-Pulg/Hr-ft ³ -°F														
	DENSIDAD lb/feet ³	200	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800
H-W 20	36	1.06	1.20	1.34	1.48	1.63	1.77	1.91	2.05	2.19	--	--	--	--	--
H-W 23	38	1.26	1.40	1.54	1.68	1.83	1.97	2.11	2.25	2.40	--	--	--	--	--
H-W 23 LI	46	1.44	1.59	1.75	1.91	2.06	2.22	2.38	2.53	2.69	2.85	3.00	--	--	--
H-W 26	31	0.78	0.86	0.94	1.02	1.09	1.17	1.25	1.33	1.41	1.48	1.56	--	--	--
H-W 28	44	1.83	1.98	2.13	2.28	2.43	2.58	2.73	2.88	3.13	3.18	3.33	3.48	--	--
H-W 30	56	1.95	2.10	2.25	2.40	2.55	2.70	2.85	3.00	3.15	3.30	3.45	3.60	3.75	3.90
	60	2.20	2.35	2.50	2.65	2.80	2.95	3.10	3.25	3.40	3.55	3.70	3.85	4.00	4.15

CUADRO N° 25

Valores aproximados de Conductividad Térmica de ladrillos refractarios

TIPO	DENSIDAD /ft ³	CONDUCTIVIDAD MEDIA (T °F).BTU-Pulg/Hr-ft ² -°F													
		200	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800
(6) Carburo de silicio (Harbide)	166	131	130	128	126	122	118	113	107	102	94	86	78	70	62
(7) H-W Magnesita (92% MgO)	174	63	54	48	43	39	36	33	30	28	26.2	25.0	24.2	24.0	24.6
(8) Magne - con	170	29.4	25.6	22.4	20	18.2	16.9	16.0	15.5	15.3	15.1	15.2	15.4	15.6	15.8
(9) H-W Co rindon Oxido de Al)	180	46.5	39.0	33	28.2	24.6	22.0	20.1	18.9	18.2	17.8	17.8	18	18.6	19.2
(10) Magne x B	174	12.3	11.9	11.7	11.7	11.8	11.9	12.2	12.4	12.6	12.9	13.3	13.5	13.8	14.2
(11) Farsterite L	164	15	13.3	11.9	11.1	10.5	10.2	10.0	10.1	10.2	10.4	10.7	11.1	11.5	12
(12) 90% Alúmina (Kö runda)	174	20.4	18.7	17.3	16.1	15.2	14.3	13.9	13.5	13.3	13.2	13.2	13.3	13.5	13.8

Continuación de Cuadro N° 25

	DENSIDAD Lb/ft ³	CONDUCTIVIDAD MEDIA (T °F) .BTU-Pulg/Hr-ft ² -°F													
		200	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800
(13) 90% Alú mina (Kö dal x D)	186	25.7	23.6	21.8	20.4	19.3	18.5	17.8	17.5	17.5	17.7	17.9	18.2	18.6	19.0
(14) 70% Alú mina (Alusi- te)	151	12.0	11.5	11	10.6	10.2	10.0	9.9	9.9	10	10.2	10.5	10.8	11.2	11.5
(15) 60% Alú mina (An chor Dash)	148	9.3	9.4	9.5	9.6	9.7	9.8	9.8	9.9	10	10.1	10.2	10.3	10.4	10.5
(16) H-W Cro me	190	16.4	16.4	16.4	16.3	16	15.7	15.4	15.0	14.5	14.0	13.8	13.7	13.9	13.9
(17) Croco - Magnesi ta (Chro me B)	188	14.5	14	13.5	13.2	13	12.8	12.7	12.7	12.7	12.8	12.9	13	13.1	13.2
(18) H-W Zif con	235	26.3	23	20.6	18.7	17.6	16.8	16.5	16.3	16.4	16.5	16.6	16.8	17.0	17.2

Continuación del Cuadro N° 25

TIPO	DENSIDAD lb/ft ³	CONDUCTIVIDAD MEDIA (T °F).BTU-Pulg/Hr-ft ² -°F													
		200	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800
(19) Sílice (Star and Vega)	115	7.1	7.8	8.4	9.1	9.7	10.4	11	11.7	12.3	13	13.6	14.3	14.9	15.6
(20) Sílice Vega HP)	113	6.8	7.2	7.5	7.9	8.2	8.5	8.9	9.3	9.7	10.3	10.9	11.6	12.4	13.0
(21) Aisla- miento de sílice (vegalite)	59	2.07	2.30	2.58	2.87	3.20	3.60	4.0	4.46	4.96	5.54	6.8	6.82	7.6	8.4

En los cuadros Nros. 23, 24 y 25 se dan valores de conductividad térmica para algunos tipos de ladrillos refractarios, extraídos de Harbison Walker Company Refractories, "Modern Refractory Practice".

Para ladrillos del mismo tipo, clase, composición y quemado, las conductividades térmicas son aproximadamente proporcionales a su densidad.

MORTEROS, REFRACTARIOS, CEMENTOS, HORMIGONES Y RECUBRIMIENTOS

Para unir los ladrillos se usan los morteros refractarios que cumplen el objetivo de convertir todos los ladrillos en una unidad sólida, con la cual será más resistente a los choques y tensiones mecánicas, también produce una mayor liga entre las superficies ligeramente irregulares de los ladrillos y hacen las paredes herméticas a los gases e impiden la penetración de escoria en las uniones.

Los morteros se diluyen en varias partes de agua y se utilizan como revestimiento de las caras de las paredes de los refractarios a fin de reajustar mejor las uniones y también proteger a las paredes de los elementos destructivos del hierro.

Los cementos refractarios se componen de un agregado grueso de ladrillos pulverizados y se utilizan para fabricar refractarios moldeados que se colocan en verde en los hornos; forman paredes monolíticas uniformes, reparan o parchan las partes desgastadas de los hornos.

Los hormigones refractarios contienen un agregado y un material de unión y el agregado normalmente es arcilla calcinada para obtener un hormigón de peso ligero y baja conductividad térmica.

La composición de estos materiales refractarios varía mucho con las aplicaciones específicas. Generalmente se ha

cen con una base de arcilla refractaria, sin embargo existen muchas composiciones especiales, de las cuales las más conocidas contienen cromo, carburo de silicio, sílice y alúmina.

En el Perú una de las mayores fábricas de ladrillos refractarios es la firma Refractarios Peruanos Sociedad Anónima (REPSA) y la equivalencia de algunos productos con respecto a los ladrillos mostrados en los Cuadros Nros. 23, 24, y 25 (Figuras 54, 55, 56 y 57) son:

Repmag - B = H-W, Magnesite

Alta alúmina Repsa 9-61 (85% Al_2O_3) = H-W Corundal

Repsa Cromepak = H-W Chrome

Repsa tipo 3 = sílica

Ladrillos Repsa tipo 1 = Fire Clay (Aluminous type)

Castable de alta alúmina Repsa (60% Al_2O_3) = Alusite (70% Al_2O_3).

Ver apéndice D.

5.2.6. Crisol

Existen dos tipos de crisoles de uso generalizado el crisol tradicional de grafito y el crisol de carburo de silicio, ambos son productos cerámicos. De acuerdo al tipo de hornos, existen crisoles para hornos de pozo, para hornos basculantes y otros.

5 2.7. Pérdidas de calor a través de las paredes refrac.

CUADRO N° 26 - Crisoles para hornos de pozo

AC**Forma 'A'**

Referencia	Capacidad Aproximada (Latón) *	Capacidad Total	Altura	Diámetro Exterior	
				Superior	Inferior
	Kg	Kg/l	m/m	m/m	m/m
AC 8	12	1.8	184	156	105
AC 12	18	2.6	210	171	121
AC 16	23	3.3	232	184	132
AC 20	30	4.4	260	197	145
AC 25	37	5.3	280	210	156
AC 40	50	7.1	318	232	162
AC 50	60	8.6	324	248	178
AC 60	78	11.2	362	276	189
AC 70	94	13.5	375	292	202
AC 80	108	15.5	397	300	210
†AC 90	116	16.6	397	310	219
†AC 100	122	17.4	400	324	230
†AC 120	141	20.1	435	333	240
†AC 150	174	24.8	452	362	248
†AC 200	245	35.0	491	400	282
*AC 250	288	41.2	546	421	254
*AC 300	329	47.0	543	443	310
*AC 350	384	54.9	606	464	295
*AC 400	502	71.8	648	516	302
*AC 500	558	79.8	699	521	302
*AC 600	646	92.4	760	543	310
*AC 800	747	108.8	800	550	370
*AC1000	1076	153.8	822	616	419

* Sin pico

† Se puede suministrar también sin pico - ANC

**CC****Forma 'C'**

Referencia	Capacidad Aproximada (Latón) *	Capacidad Total	Altura	Diámetro Exterior	
				Superior	Inferior
	Kg	Kg/l	m/m	m/m	m/m
CC 40	22	3.2	260	184	125
CC 60	35	5.0	321	207	140
CC 80	45	6.5	356	222	160
CC100	53	7.6	373	244	175
CC120	65	9.3	400	257	185
CC150	84	12.0	435	275	202
†CC200	111	15.8	457	292	219
†CC250	144	20.5	510	310	233
†CC300	167	23.9	553	330	235
CC350	208	29.7	581	365	210
CC400	232	33.1	600	378	225
CC500	285	40.7	641	410	245
†CC600	326	46.6	706	418	245

* Sin pico

† Se puede suministrar también sin pico - CNC



CUADRO N° 27

Crisoles para hornos basculantes

TPC**Colada Por Encima**

Referencia	Capacidad Aproximada (Latón) *	Capacidad Total (de agua)	Altura	Diámetro Exterior	
				Superior	Inferior
TPC 903	Kg 130	Kg/l 21.9	m/m 725	m/m 267	m/m 210
*TPC 901	170	29.2	762	292	235
*TPC 904	275	47.4	914	349	240
TPC 710	335	57.5	720	433	295
*TPC 14	475	80.5	1025	422	255
TPC 660	660	103.5	990	485	330
TPC 833	1000	158.2	1125	541	320

† Con aberturas para precalentamiento de la supercarga TPCS.

**TPC****Colada Por Tubo**

Referencia	Capacidad Aproximada (Latón) *	Capacidad Total (de agua)	Altura	Diámetro Exterior	
				Superior	Inferior
TPC 1153	Kg 190	Kg/l 27.9	m/m 632	m/m 349	m/m 240
TPC 58	415	56.9	810	418	255
TPC 711	500	67.1	855	437	295
TPC 10	575	75.9	940	440	295
TPC 388	610	86.0	760	543	310
TPC 57	710	98.5	800	550	370
TPC 15	970	128.4	975	550	370
TPC 830	1275	162.4	1190	541	320
TPC 980	1855	239.0	1220	680	390

Nota: El tubo de Plombagina Salamander VG.1547 es indicado para los crisoles anteriores. Tiene las medidas siguientes: Longitud 362 mm. Diámetro Exterior 172mm. Diámetro Interior 133 mm



Continuación del Cuadro N° 27

TPC**Con Pico**

Referencia	Capacidad Aproximada (Latón) *	Capacidad Total (de agua)	Altura	Diámetro Exterior		Longitud del Pico
				Superior	Inferior	
	Kg	Kg/l	m/m	m/m	m/m	m/m
TPC 173	125	19.1	510	310	235	119
TPC 400	205	30.4	600	378	225	146
TPC 600	315	43.0	806	365	255	146
TPC 843	330	48.2	673	432	250	146
TPC 982	460	61.7	800	435	295	146
TPC 12	575	75.9	940	440	295	146
TPC 13	990	130.5	975	550	370	146

**TPC****Jofainas Con Pico**

Referencia	Capacidad Aproximada (Aluminio)	Capacidad Total (de agua)	Altura	Diámetro Exterior		Longitud del Pico
				Superior	Inferior	
	Kg	Kg/l	m/m	m/m	m/m	m/m
TPC 287	155	73.6	600	527	315	146
TPC 387	220	104.4	630	616	355	146
TPC 412	325	142.7	800	616	355	146
TPC 587	580	253.2	890	775	460	184



* Nota: La capacidad en Aluminio es aproximadamente un tercio de la indicada para latón

Nota: Se recomiendan los Crisoles Suprex en las aleaciones no ferricas con excepción de aquellas conteniendo mas que 30% De Niquel, Cromo o Hierro.

CUADRO N° 28

Crisoles para hornos B.O.

BC Jofainas

Referencia	Capacidad Aproximada (Aluminio)	Capacidad Total (de agua)	Altura	Diametro Exterior		Soporte	
				Superior	Inferior	Referencia	Altura
	Kg	Kg/l	m/m	m/m	m/m		m/m
BC173	41	22.2	343	397	215	XRC141	125
BC174	54	26.9	394	397	215	XRC141	125
BC176	64	30.4	432	397	215	XRC141	125
BC164	68	35.4	375	464	280	XRC132	125
BC166	91	47.8	402	527	315	XRC132	125
BC167	113	55.7	451	527	315	XRC132	125
BC168	136	62.3	492	527	315	XRC165	100
BC169	163	71.8	551	527	315	XRC165	100
BC171	181	79.7	600	527	315	XRC165	100
BC177	195	83.0	621	527	315	XRC132	125
BC202	200	85.0	500	616	355	XRC202	125
BC302	263	113.0	630	616	355	XRC202	125
BC401	304	128.8	700	616	355	XRC202	125
BC402	358	151.3	800	616	355	XRC202	125
BC247	500	219.7	750	775	460	XRC145	115
BC283	590	272.0	890	775	460	XRC145	115


BC Jofainas Forma Cazo

Referencia	Capacidad Aproximada (Aluminio)	Capacidad Total (de agua)	Altura	Diametro Exterior		Soporte	
				Superior	Inferior	Referencia	Altura
	Kg	Kg/l	m/m	m/m	m/m		m/m
BC300	160	70.9	475	570	305	XRC165	100
BC400	190	89.3	450	700	305	XRC165	100
BC500	250	113.4	525	715	305	XRC165	100
BC600	305	133.6	585	725	305	XRC165	100



CUADRO N° 29

Accesorios para los crisoles

Referencia del Crisol	Tapa		Corona de Carga		Soporte	
	Referencia	Altura	Referencia	Altura	Referencia	Altura
AC 8	XO 8	m/m 48	—	m/m —	XRC 135	m/m 60
AC 12	XO 14	51	—	—	XRC 135	60
AC 16	XO 20	57	XM 20	127	XRC 135	60
AC 20	XO 20	57	XM 20	127	XRC 135	60
AC 25	XO 25	57	XM 20	127	XRC 135	60
AC 40	XO 30	60	—	—	XRC 135	60
AC 50	XO 40	65	—	—	XRC 135	60
AC 60	XO 60	67	XMC 80	197	XRC 138	75
AC 70	XO 90	68	XMC 80	197	XRC 138	75
AC 80	XO 90	68	XMC 80	197	XRC 138	75
AC 90	XO 90	68	XMC 80	197	XRC 138	75
AC 100	XO100	73	XMC130	220	XRC 102	100
AC 120	XO130	84	XMC130	220	XRC 102	100
AC 150	XO170	89	XMC130	220	XRC 102	100
AC 200	XO250	108	XMC122	254	XRC 132	125
AC 250	XO250	108	XMC122	254	XRC 141	125
AC 300	XO300	140	XMC122/1	254	XRC 132	125
AC 350	XO300	140	XMC122/1	254	XRC 132	125
AC 400	—	—	XMC159	305	XRC 132	125
AC 500	—	—	XMC159	305	XRC 132	125
AC 600	—	—	XMC159	305	XRC 202	125
AC 800	—	—	XMC159	305	XRC 145	115
AC1000	—	—	XMC143	203	XRC 145	115

Referencia del Crisol	Soporte		Tapa		Corona de Carga	
	Referencia	Altura	Referencia	Altura	Referencia	Altura
CC 40	XO 20	m/m 57	XM 20	m/m 127	XRC 135	m/m 60
CC 60	XO 25	57	XM 20	127	XRC 135	60
CC 80	XO 30	60	XM 20	127	XRC 135	60
CC100	XO 40	65	—	—	XRC 138	75
CC120	XO 60	67	—	—	XRC 138	75
CC160	XO 60	67	XMC 80	197	XRC 138	75
CC200	XO 90	68	XMC 80	197	XRC 102	100
CC250	XO100	73	XMC 80	197	XRC 102	100
CC300	XO100	73	XMC130	220	XRC 102	100
CC350	XO170	89	XMC 71	280	XRC 102	100
CC400	XO170	89	XMC 71	280	XRC 102	100
CC500	XO250	108	XMC122	254	XRC 102	100
CC600	XO250	108	XMC122	254	XRC 102	100



Referencia del Crisol	Tapa		Corona de Carga		Soporte		Tapa del Pico		Extensión del Pico	
	Referencia	Altura	Referencia	Altura	Referencia	Altura	Referencia	Altura	Referencia	Altura
TPC 10	XO280	44	XMC122	254	XRC1105	125	—	m/m	—	m/m
TPC 12	XO280	44	XMC122	254	XRC1105	125	XO700	72	XUC700	205
TPC 13	XO 31	38	XMC159	305	XRC1205	125	XO700	72	XUC700	205
TPC 14	XO280	44	—	—	XRC1105	125	—	—	—	—
TPC 15	XO 31	38	XMC159	305	XRC1205	125	—	—	—	—
TPC 57	XO 31	38	XMC159	305	XRC1405	115	—	—	—	—
TPC 58	XO280	44	XMC122	254	XRC1105	125	—	—	—	—
TPC 173	XO275	41	XMC 80	197	XRC0904	125	—	—	—	—
TPC 287	—	—	XMC159	305	XRC 731	200	XO700	72	XUC700	205
TPC 387	—	—	XMC143	203	XRC 500	160	XO700	72	XUC700	205
TPC 388	XO 31	38	XMC159	305	XRC1405	115	—	—	—	—
TPC 400	XO279	44	XMC 71	280	XRC0905	150	XO700	72	XUC700	205
TPC 412	—	—	XMC143	203	XRC 412	175	XO700	72	XUC700	205
TPC 587	—	—	XMC162	241	XRC 760	215	—	—	—	—
TPC 600	XO279	44	XMC 71	280	XRC0905	150	XO700	72	XUC700	205
TPC 660	—	—	—	—	XRC1405	115	—	—	—	—
TPC 710	XO280	44	XMC122	254	XRC1105	125	—	—	—	—
TPC 711	XO280	44	XMC122	254	XRC1105	125	—	—	—	—
TPC 830	XO 31	38	XMC159	305	XRC1405	115	—	—	—	—
TPC 833	XO 31	38	—	—	XRC1405	115	—	—	—	—
TPC 843	XO280	44	XMC122	254	XRC1105	125	XO700	72	XUC700	205
TPC 901	XO275	41	—	—	XRC0904	125	—	—	—	—
TPC 904	XO279	44	—	—	XRC0905	150	—	—	—	—
TPC 980	—	—	XMC102	305	XRC1405	115	—	—	—	—
TPC 982	XO280	44	XMC122	254	XRC1105	125	XO700	72	XUC700	205
TPC1153	XO279	44	XMC 71	280	XRC0905	150	—	—	—	—

tarias

En el caso de pared plana y un solo material aislante de las ecuaciones (40) y (59) se tiene:

$$\frac{Q}{A} = K \frac{(T_{pi} - T_{po})}{e} = \bar{h}_o (T_{pe} - T_o) = \frac{T_{pi} - T_o}{\frac{e}{K} + \frac{1}{\bar{h}_o}} \quad (61)$$

El coeficiente \bar{h}_o puede ser evaluado del modo siguiente:

$$\begin{aligned} \bar{h}_o (T_{pe} - T_o) &= \bar{h}_r (T_{pe} - T_o) + \bar{h}_c (T_{pe} - T_o) \\ \bar{h}_o &= \bar{h}_r + \bar{h}_c \end{aligned} \quad (62)$$

teniendo en cuenta las ecuaciones (47), (55) y (57):

$$\bar{h}_o = \epsilon \sigma \frac{(T_{pe}^4 - T_o^4)}{T_{pe} - T_o} + \alpha \left(\frac{\Delta T}{C}\right)^{1/4} \quad (63)$$

Considerando:

- .- La constante de Stefan-Boltzman $\sigma = 4.92 \times 10^{-8} \frac{\text{Kcal}}{\text{m}^2\text{-Hr-}^\circ\text{K}^4}$
- .- Superficie rugosa del ladrillo refractario $\epsilon = 0.897$
- .- Los valores para α , C del Cuadro N° 22, ecuación (62) ecuación (63), se tiene:

Planos verticales y cilindros grandes:

$$\bar{h}_o = 4.414 \frac{\left(\frac{T_{pe} + 273}{100}\right)^4 - \left(\frac{T_o - 273}{100}\right)^4}{T_{pe} - T_o} + 1.17658 \left(\frac{T_{pe} - T_o}{L}\right)^{1/4} \quad (63a)$$

Plano horizontal con transferencia de calor en la cara superior:

$$\bar{h}_o = 4.414 \frac{\left(\frac{T_{pe} + 273}{110}\right)^4 - \left(\frac{T_o + 273}{100}\right)^4}{T_{pe} - T_o} + 1.13456 \left(\frac{T_{pe} - T_o}{L}\right)^{1/4} \quad (63b)$$

Plano horizontal con transferencia de calor en la cara inferior:

$$\bar{h}_o = 4.414 \frac{\left(\frac{T_{pe} + 273}{100}\right)^4 - \left(\frac{T_o + 273}{100}\right)^4}{T_{pe} - T_o} + 0.50425 \left(\frac{T_{pe} - T_o}{L}\right)^{1/4} \quad (63c)$$

Las unidades son: $\bar{h}_o = \text{Kcal/m}^2\text{-Hr-}^\circ\text{C}$

$$T_{pe}, T_o = ^\circ\text{C}$$

Las figuras Nros. 59, 60 y 61 muestran valores de \bar{h}_o - en función de la diferencia de temperaturas $T_{pe} - T_o$.

Curvas dibujadas a partir de las ecuaciones (63)_{a,b,c} respectivamente, considerando L = 1 m.

El coeficiente K, conductividad térmica, depende del material y varía con la temperatura (Sección 4.2.5).

Así, para ladrillo Repsa, clase altamente refractaria, tipo normal, Apéndice D, se obtiene:

$$K = 7.2 + \frac{T}{1200} \text{ BTU-Pulg/ft}^2\text{-Hr-}^\circ\text{F} \tag{64}$$

$$\text{ó } K = 0.8962 + \frac{T}{5376} \text{ Kcal-m/m}^2\text{-Hr-}^\circ\text{C} \tag{64a}$$

La ecuación (61) se puede resolver de la manera siguiente:

$$\frac{Q}{A} = \frac{T_{pi} - T_o}{\frac{e}{K} + \frac{1}{h_o}} \dots\dots\dots (A)$$

$$T_{pi} - T_{pe} = \frac{Q \times e}{K} \dots\dots\dots (B)$$

$$T_{pe} - T_o = \frac{Q}{h_o} \dots\dots\dots (C)$$

Para el caso siguiente : Pared vertical

Espesor de ladrillo refractario : e = 114 mm

Temperatura del ambiente : T_o = 15 °C

Temperatura de la pared inferior: T_{pi} = 1000 °C

Temperatura de la pared exterior: T_{pe} a determinar

Asumiendo: T_{pe} = 265 °C

De la ecuación (64a) con $\bar{T} = (1000 + 265)/2 = 632.5$ °C

$$K = 0.8962 + \frac{632.5}{5376} = 1.01385 \text{ Kcal-m/m}^2\text{-Hr-}^\circ\text{C}$$

De la figura N° 59, con $T_{pe} - T_o = 250$:

$$\bar{h}_o = 18.2 \text{ Kcal/m}^2\text{-Hr-}^\circ\text{C}$$

De la ecuación (A):

$$\frac{Q}{A} = \frac{100 - 15}{\frac{0.114}{1.01385} + \frac{1}{18.2}} = 5884.5 \text{ Kcal/m}^2\text{-Hr}$$

Chequeando el valor asumido de $T_{pe} = 265$ °C:

$$\text{de (B): } 1000 - T_{pe} = \frac{5884.5 \times 0.114}{1.01385}$$

$$T_{pe} = 338.33 \text{ }^\circ\text{C}$$

$$\text{de (C): } T_{pe} - 15 = \frac{5884.5}{18.2}$$

$$T_{pe} = 323.32 \text{ }^\circ\text{C}$$

Asumiendo $T_{pe} = 307$ °C, se obtiene: $K = 1.017758$

$$\bar{h}_o = 20.93027$$

$$\text{de (A) } Q = 6,164 \text{ Kcal/m}^2\text{-Hr}$$

$$\text{de (B): } T_{pe} = 309 \text{ }^\circ\text{C}$$

$$\text{de (C): } T_{pe} = 294 \text{ }^\circ\text{C}$$

$$\text{error máximo} = \frac{307 - 294}{294} \times 100 = 4.42\%, \text{ aceptable}$$

Las figuras Nros. 62 y 63 muestran los resultados para es pesos de ladrillo de 114 mm, 229 mm y 457 mm.

Para el caso de paredes cilíndricas y un solo material re fractario, de las ecuaciones (41) y (60) se obtiene:

$$\frac{Q}{A} = \frac{T_{pi} - T_{pe}}{\frac{\ln(r_e/r_i)}{2\pi \cdot K \cdot L}} = \bar{h}_o (T_{pe} - T_o) = \frac{T_{pi} - T_o}{\frac{\ln(r_e/r_i)}{2\pi \cdot K \cdot L} + \frac{1}{\bar{h}_o}}$$

y el procedimiento de solución es análogo al de paredes planas, una vez definidos los valores de r_e , r_i y L .

5.2.8. Pérdidas de calor por radiación a través de aberturas

Para llevar a cabo la evaluación de esta pérdida se recurre a las pruebas realizadas por J.D. Keller (Transactions American Society of Mechanical Engineers, División del hierro y el acero, 15/Dic/33, IS-55-6) y que aparece en la Figura N° 64 para aberturas de diversas formas.

La radiación total considerando un cuerpo negro y el ambiente a una temperatura de 38°C, puede obtenerse de la ecuación (53), graficada en la Figura N° 65.

$$Q_{RT} = 4.92 \times 10^{-8} T^4$$

$$Q_{RT} : \text{Kcal/Hr-m}^2$$

$$T : \text{K}$$

5.2.9. Cálculo del calor útil

En el acápite 3.6 se ha determinado que el tipo de horno adecuado, es uno basculante, con el fin de verter el metal fundido dentro del tundish, el que ha de ser calentado previamente.

La capacidad de la planta piloto está proyectada para 5 Tn/mes y considerando por día dos fundidas, nos daría la capacidad del crisol:

$$5,000 \frac{\text{Kg}}{\text{mes}} \times \frac{1 \text{ mes}}{20 \text{ días}} \times \frac{1 \text{ día}}{2 \text{ fundidas}} = 125 \text{ Kg/fundida}$$

Existen pérdidas de material como: Material remanente en el horno por cada pérdida 5 a 10% de la carga, no todo el material se atomiza satisfactoriamente, escorias, etc. estas pérdidas serán compensadas llevando a cabo un cierto número de fundidas adicionales a fin de tener una producción mensual de 5 Tn/mes de polvos metálicos.

Del Cuadro N° 27, el crisol adecuado es TPC 173 con pico y las siguientes dimensiones y características:

TPC - 173 con pico

Capacidad aproximada (latón)	125 Kg
Capacidad total (de agua)	19.1 Kg/litro
Altura	510 mm
Diámetro exterior superior	310 mm
Diámetro exterior inferior	235 mm
Longitud del pico	119 mm

Carga: 125 Kg de bronce 90 - 10

90% cobre = $125 \times 0.90 = 112.5 \text{ Kg.Cu}$

10% estaño = $125 \times 0.10 = 12.5 \text{ Kg.Sn}$

El calor útil está dado por: $Q_u = Q_{Cu} + Q_{Sn}$ (65)

Temperatura de fusión: Cuadro N° 20

Cobre: 1084 °C

Estaño: 232 °C

La temperatura de fusión más alta es la del cobre, dándole 50 °C de sobrecalentamiento y considerando una pérdida de 16 °C en el paso del metal líquido del horno al tundish resulta la temperatura de colada:

$$\text{Temperatura de colada: } T_c = 1084 + 50 + 16 = 1150 \text{ } ^\circ\text{C}$$

El calor necesario para llevar a un metal hasta la temperatura de colada, está dada por la ecuación:

$$Q = m \left[C_{p_{m(s)}} (T_f - T_a) + \tau_f + C_{p_{m(l)}} (T_c - T_f) \right] \quad (39)$$

Evaluando los calores específicos medios para el cobre y - estaño, Cuadro N° 20:

$$C_{p_{m(s)} \text{ Cu}} = 5.44 + 0.01462 \frac{(1357 + 288)}{2} = 17.465 \frac{\text{Kcal}}{\text{Kmol} \cdot ^\circ\text{K}}$$

$$C_{p_{m(s)} \text{ Cu}} = 17.465 \frac{\text{Kcal}}{\text{Kmol} \cdot ^\circ\text{K}} = 0.274735 \text{ Kcal/Kg} \cdot ^\circ\text{K}$$

$$C_{p_{m(s)} \text{ Sn}} = 6.953 \frac{\text{Kcal}}{\text{Kmol} \cdot ^\circ\text{K}} = 0.0585762 \text{ Kcal/Kg} \cdot ^\circ\text{K}$$

$$C_{p_{m(l)} \text{ Cu}} = 27.82 \frac{\text{Kcal}}{\text{Kmol} \cdot ^\circ\text{K}} = 0.437628 \text{ Kcal/Kg} \cdot ^\circ\text{K}$$

$$C_{p_{m(l)} \text{ Sn}} = 11.22 \frac{\text{Kcal}}{\text{Kmol} \cdot ^\circ\text{K}} = 0.0945240 \text{ Kcal/Kg} \cdot ^\circ\text{K}$$

también los calores de fusión:

$$\tau_{f_{\text{Cu}}} = 57.6 \text{ Kcal/Kg}$$

$$\tau_{f_{\text{Sn}}} = 14.5 \text{ Kcal/Kg}$$

Reemplazando valores en la ecuación (39):

$$Q_{Cu} = 112.5 \left[0.274735 (1084-15) + 57.6 + 0.437628 (1150 - 1084) \right]$$

$$Q_{Cu} = 42,769.71 \text{ Kcal}$$

$$Q_{Sn} = 12.5 \left[0.0585762 (232-15) + 14.5 + 0.0945240 (1150 - 232) \right]$$

$$Q_{Sn} = 1424.8 \text{ Kcal}$$

Reemplazando en la ecuación (65) se obtiene el calor útil:

$$Q_u = 42,769.71 \text{ Kcal} + 1424.8 \text{ Kcal}$$

$$Q_u = 44,195 \text{ Kcal}$$

5.2.10. Cálculo del consumo de combustible

El combustible a utilizarse es el Petróleo Diesel

Nº 2, cuyas características son:

Del Cuadro Nº 12:

$$C = 86.5 \%$$

$$H_2 = 12.6 \%$$

$$S = 0.7 \%$$

$$O_2 + N_2 + \text{Cenizas} = 0.2 \%$$

$$P.C_{\text{inferior}} = 10,210 \text{ Kcal/Kg}$$

Del Cuadro Nº 14: $\gamma = 32 \text{ }^\circ\text{API}$

Del 5.2.1.2 : $r_{a/c} = 14.26 \text{ Kg aire/Kg comb.}$

Temperatura de los gases de combustión en la entrada del horno

$$Q_T = \dot{m}_c \times P_c \times \eta_c = \dot{m}_g C_{p_g} (T_{ge} - T_{ai}) \quad (66)$$

donde

- Q_T = calor total, Kcal
- \dot{m}_c = flujo másico de combustible, Kg/Hr
- P_c = poder calorífico del combustible, Kcal/Kg
- η_c = eficiencia de la combustión
- \dot{m}_g = flujo másico de los gases, Kg/Hr
- C_{p_g} = calor específico de los gases, Kcal/Kg-°C
- T_{ge} = temperatura de los gases en la entrada del horno, °C
- T_{ai} = temperatura de entrada del aire, °C

$$T_{ge} = T_{ai} + \frac{P_c \times \eta_c}{r \text{ g/c} \times C_{p_g}} \quad (66a)$$

Tomando un exceso de aire de 20%:

$$r \text{ a/c} = (1 + 0.2) \times 14.26 = 17.112 \text{ Kg aire/Kg comb.}$$

Asumiendo un valor de $\frac{T_{ge} + T_{ai}}{2} = 982^\circ\text{C}$ y considerando -

una humedad del 4 %, de la Figura N° 67 se obtiene $C_{p_g} = 0.279 \text{ Kcal/Kg}_m - ^\circ\text{C}$

$$T_{ge} = 20^\circ\text{C} + \frac{10,210 \times 0.95}{18.112 \times 0.279} = 1939 \text{ }^\circ\text{C}$$

La temperatura de los gases T_{ge} se controla con la cantidad de exceso de aire. Tomando $r \text{ g/c} = 25 \text{ Kg/Kg}_c$

$$T_{ge} = 20^\circ\text{C} + \frac{10,210 \times 0.95}{25 \times 0.273} = 1441 \text{ }^\circ\text{C}$$

Este valor no debe sobrepasar la temperatura de trabajo - del material refractario.

Eficiencia térmica del Horno

$$\eta_h = \frac{Q_u}{Q_T} \quad (67)$$

Trinks recomienda que la temperatura de salida de los gases del horno , debe ser por lo menos 28 °C por encima de la temperatura de la carga.

De manera que: $T_{gs} = 1150 + 50 = 1200^\circ\text{C}$

considerando una temperatura de horno de 1180°C , de la Figura N° 66, se tiene:

$$\eta_h = 0.14$$

De (67): $0.14 = \frac{44,195}{Q_T} \text{ Kcal/Hr}$

$$Q_T = 315,679 \text{ Kcal/Hr}$$

El flujo másico de combustible:

De (66): $315,679 \frac{\text{Kcal}}{\text{Hr}} = \dot{m}_c \times 10,210 \frac{\text{Kcal}}{\text{Kg}} \times 0.95$

$$\dot{m}_c = 32.55 \text{ Kg/Hr} = 9.94 \text{ galones(USA)/Hr}$$

El flujo másico de gases de la combustión:

$$\dot{m}_g = r \text{ g/c} \times \dot{m}_c \quad (68)$$

$$\dot{m}_g = 25 \times 32.55 \text{ Kg/Hr} = 813.75 \text{ Kg/Hr}$$

El calor que se llevan los gases de escape:

$$Q_g = \dot{m}_g \times C_{p_g} \times (T_{gs} - T_\infty) \quad (63)$$

donde Q_g = calor que se llevan los gases, Kcal/Hr
 C_p = calor específico de los gases, Kcal/Kg-°C
 T_{gs} = temperatura de los gases en la salida, °C
 T_∞ = temperatura del medio ambiente, °C

$$Q_g = 813.75 \times 0.267 (1200 - 15) = 257,466 \text{ Kcal/Hr}$$

El calor perdido a través de las paredes del horno:

Del esquema de la Figura N° 68:

$$Q_T = Q_u + Q_g + Q_p \quad (70)$$

$$Q_p = Q_{p1} + Q_{p2} + Q_{p3} + Q_{p4} \quad (71)$$

donde Q_{p1} = calor perdido a través de la pared lateral del horno, Kcal/Hr

Q_{p2} = calor perdido a través del piso del horno, Kcal/Hr

Q_{p3} = calor perdido a través del techo del horno, Kcal/Hr

Q_{p4} = calor perdido a través de las aberturas del - horno y otros, Kcal/Hr.

Las pérdidas de calor a través de aberturas del horno, boca de descarga, boca del quemador, no se consideran en los cálculos preliminares, así como las pérdidas por combustión incompleta. Sin embargo hay que anotar que no han de influir mucho en el consumo de combustible.

$$\text{De (70): } 315,679 = 44,195 + 257,466 + Q_p$$

$$Q_p = 14.018 \text{ Kcal/Hr}$$

Espesor de la pared refractaria:

Con el crisol ya seleccionado se considera el esquema del horno de la Figura N° 68, utilizando ladrillo REPSA clase altamente refractario tipo normal, considerando un espesor de 114 mm: $r_i = 240$ mm

$$r_e = 354 \text{ mm}$$

Temperatura del medio ambiente : 15°C

Temperatura de la pared interior: 1180°C

De la Figura N° 62 :

Temperatura de la pared exterior: 345°C

De la ecuación (64a):

Conductividad térmica: $1.03831 \text{ Kcal}\cdot\text{m}/\text{m}^2\cdot\text{hr}\cdot^\circ\text{C}$

Pérdida de calor a través de la pared lateral.

De la ecuación (41a):

$$Q = K \bar{A} \frac{T_{pi} - T_{pe}}{r_e - r_i} \quad \text{asimilándolo a pared plana}$$

$$\bar{A} = \frac{A_e - A_i}{\ln(A_e/A_i)} = \frac{1.6459 - 1.1159}{\ln(1.6459/1.1159)} = 1.3638 \text{ m}^2$$

De la Figura N° 63:

con : $T_{pi} = 1180^\circ\text{C}$; $Q = 7,600 \text{ Kcal}/\text{m}^2\cdot\text{Hr}$

$$Q = 7,600 \frac{\text{Kcal}}{\text{m}^2\cdot\text{Hr}} \times 1.3638 \text{ m}^2 = 10,365 \text{ Kcal}/\text{Hr}$$

también:

$$Q = 1.03831 \times 1,3638 \frac{1180 - 345}{0.354 - 0.240} = 10,372 \text{ Kcal}/\text{Hr}$$

Pérdida de calor a través del piso:

$$e = 114 \text{ mm}$$

$$A = \pi (0.240)^2 = 0.18096 \text{ m}^2$$

$$Q = 7,600 \frac{\text{Kcal}}{\text{m}^2\text{-Hr}} \times 0.18096 \text{ m}^2 = 1375 \text{ Kcal/Hr}$$

$$Q = 1.03831 \times 0.18096 \frac{(1180 - 345)}{0.114} = 1376 \text{ Kcal/Hr}$$

Pérdida de calor a través de la bóveda:

$$e = 114 \text{ mm}$$

$$A = \pi (0.240^2 - 0.080^2) = 0.0512 \text{ m}^2$$

$$Q = 7,600 \frac{\text{Kcal}}{\text{m}^2\text{-Hr}} \times 0.0512 \text{ m}^2 = 389 \text{ Kcal/Hr}$$

La pérdida de calor:

$$Q_p = 10,365 + 1375 + 389 = 12,129 \text{ Kcal/Hr}$$

Luego: $Q_T = 44,195 + 257,466 + 12,129$ (70)

$$Q_T = 313,790 \text{ Kcal/Hr}$$

La eficiencia del horno:

$$\eta_h = \frac{44,195}{313,790} \times 100 = 14.08\%$$

valor que concuerda con la η_h asumida

Se observa que para un valor determinado de temperatura - de salida de los gases del horno, el exceso de aire con - que se lleva a cabo la combustión, determina la eficiencia térmica del horno.

Combinando las ecuaciones (66), (67), (68), (69) y (70) - convenientemente se obtiene:

$$\eta_h = \frac{Q_u}{Q_u + Q_p} \left[1 - \frac{r \text{ g/c}}{p_c \times \eta_c} C_{p_g} (T_{gs} - T_\infty) \right] \quad (72)$$

Afinando los cálculos: $\eta_h = 14\%$

$$\text{De (72) :} \quad 0.14 = \frac{44,195}{44,195 + 12.129} \left[1 - \frac{r \text{ g/c}}{10,210 \times 0.95} \times 0.267 (1200 - 15) \right]$$

$$r \text{ g/c} = 25.1865 \text{ Kg/Kg}_c$$

$$\text{De (66a): } T_{ge} = 20^\circ\text{C} + \frac{10,220 \times 0.95}{25.1865 \times 0.271} = 1441^\circ\text{C}$$

El flujo másico de combustible:

$$\dot{m}_c = \frac{44,195}{10,210 \times 0.95 \times 0.14} = 32.546 \text{ Kg/Hr}$$

De la ecuación (28):

$$S = \frac{141.5}{32 + 131.5} = 0.865$$

$$\rho = 865 \text{ Kg/m}^3$$

$$G_c = \frac{32.546 \text{ Kg/Hr}}{865 \text{ Kg/m}^3} \times \frac{1 \text{ Galón USA}}{3.785 \times 10^{-3} \text{ m}^3}$$

$$G_c = 9.94 \text{ GPH} = 10 \text{ GPM}$$

El flujo másico de aire:

$$\dot{m}_{\text{aire}} = r \text{ a/c} \times \dot{m}_c = 24.1865 \frac{\text{Kg}}{\text{Kg}_c} \times 32.546 \frac{\text{Kg}}{\text{Hr}}$$

$$\dot{m}_{\text{aire}} = 787.174 \text{ Kg/Hr}$$

5.2.11. Selección del quemador y ventilador

El quemador se selecciona con el gasto volumétrico del combustible:

$$G_c = 10 \text{ GPH, del Apéndice E}$$

Quemador modelo AP-J3

Las dimensiones y especificaciones se encuentran en el Apéndice E.

Para la selección del ventilador:

a) Cantidad de aire requerida para la combustión

$$\dot{m}_{\text{aire teórica}} = 787.174 \text{ Kg/Hr}$$

Considerando:

Una tolerancia por exceso de aire en el quemador, de - 20%

Pérdida de aire en el hogar, de 5 al 10%, tomando 7.5%.

El caudal de aire requerido es $\Rightarrow 787.174 (1 + 0.20 + 0.075) = 1003.65 \text{ Kg/Hr}$

La práctica usual estima un factor de seguridad del 10 al 20% para aplicar a la capacidad del ventilador, asegurándose de esta manera una provisión de aire adecuada en todas las condiciones de trabajo.

$$\dot{m}_{\text{aire real}} = 1003.65 \frac{\text{Kg}}{\text{Hr}} \times 1.10 = 1104 \frac{\text{Kg}}{\text{Hr}}$$

b) Flujo volumétrico:

Es necesario aplicar un factor de seguridad a la temperatura ambiente con el fin de asegurar una provisión de aire adecuada durante los momentos de alta temperatura

ambiente.

La práctica usual es asignar de 3 al 5% a la temperatura ambiente en grados Kelvin:

$$P_{\text{amb}} = 101.3 \text{ KPa}$$

$$T_{\text{amb}} = 298 \text{ }^\circ\text{K}$$

$$\rho_{\text{aire}} = \frac{101.3 \times 10^3 \text{ Pa}}{287 \frac{\text{J}}{\text{Kg} \cdot ^\circ\text{K}} \times 298 \times 1.03} = 1.15 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

$$Q_{\text{aire}} = \frac{1104 \text{ Kg/Hr}}{1.15 \text{ Kg/m}^3} = 960 \frac{\text{m}^3}{\text{Hr}}$$

c) Presión de descarga del ventilador:

Considerando la Figura N° 68, la presión de descarga - del ventilador está dada por:

$$P_d = Zg \rho_{\text{gases}} + \frac{v_s^2}{2} \rho + \text{Pérdidas} \quad (73)$$

$$\text{Flujo volumétrico de aire: } Q_{\text{aire}} = 0.267 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}$$

$$\text{Flujo volumétrico de gases: } Q_{\text{gases}} = \frac{(1104 + 32.546) \frac{\text{Kg} \cdot \text{g}}{\text{Hr}}}{0.237 \frac{\text{Kg} \cdot \text{g}}{\text{m}^3}}$$

$$T = 1200^\circ\text{C}$$

$$P = 101.3 \text{ KPa}$$

$$Q_{\text{gases}} = 4,796 \frac{\text{m}^3}{\text{Hr}} = 1.3321 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}$$

La velocidad de descarga:

$$v_s = \frac{Q_g}{A} = \frac{1.3321 \text{ m}^3/\text{s}}{\frac{\pi}{4} (0.16)^2 \text{ m}^2}$$

$$V_s = 66.25 \text{ m/s}$$

$$Z = 740 \text{ mm}$$

Las pérdidas de presión pueden evaluarse mediante la ecuación de Darcy:

$$p_p = h_f \cdot \rho = f \frac{L}{D} \frac{V^2}{2} \rho \quad (74)$$

$$\text{las pérdidas secundarias: } p_s = \lambda \frac{V^2}{2} \rho \quad (75)$$

o utilizando el concepto de longitud equivalente.

Las pérdidas se presentan en el conducto de suministro de aire, quemador en el hogar (horno) y en la salida de los gases al exterior.

En el conducto de suministro, considerando tubo de acero de 10 cm de diámetro y 2 m de longitud, se tiene:

$$V = \frac{0.267}{\frac{\pi}{4} (0.10)^2} = 34 \text{ m/seg}$$

De la Figura E.1, para aire a 25°C y 101.1 KPa; $\mu = 1.81 \times 10^{-5} \frac{\text{N-s}}{\text{m}}$

$$R_e = \frac{34 \times 0.10}{1.81 \times 10^{-5}} \times 1.15 = 2.1 \times 10^5$$

$$\epsilon = \frac{0.000046}{0.10} = 0.00046$$

De la Figura E.2, $f = 0.018$

reemplazando en la ecuación (74): $p_p = 239 P_a$.

En el quemador, considerando que hay una reducción cónica de 10 cm de diámetro a 8 cm de diámetro en 2 cm de longitud, de la Figura E.3, $\lambda = 0.10$ y según la ecuación (75):

$$p_s = 66 P_a.$$

De la Figura N° 68, considerando que el flujo de gases envuelve al crisol, semejando a un serpentín, formando tres espirales, se tiene: $b = \frac{740}{3}$ mm = 250 mm.

Considerando una distancia promedio entre el crisol y la pared interior del horno:

$$\bar{r} = \frac{310 + 235}{4} = 136.25 \text{ mm}$$

$$a = 240 - 136.25 = 104 \text{ mm}$$

El diámetro hidráulico:

$$D_h = \frac{4 \times \text{Area de paso}}{\text{perímetro mojado}} \quad (76)$$

$$= \frac{4 \times 0.104 \times 0.25}{2(0.104 + 0.25)} = 0.147 \text{ m}$$

Se tiene 3 espirales o 12 curvas de 90° con:

$$r/D = \frac{136.25 + 52}{147} = 1.28$$

De la Figura E.4 : $(L/d)_{\text{total}} = 14$

$$(L/d)_{\text{longitudinal}} = 2$$

$$(L/d)_{\text{curva}} = \frac{12}{2} = 6$$

$$(L/d)_{\text{total}} = (12-1) (2+6) + 14 = 102$$

$$L_{\text{eq}} = 102 \times 0.147 = 15 \text{ m}$$

La velocidad del flujo de gases:

$$V = \frac{1.3321}{0.104 \times 0.250} = 51.23 \text{ m/s}$$

Considerando las propiedades de los gases igual al del aire en las mismas condiciones: $\rho = 0.237 \text{ Kg/m}^3$; $\mu = 2.5 \times 10^{-5} \text{ N-s/m}^2$

Trinks, recomienda los siguientes valores:

Paredes bastantes lisas, enlucidas con cemento, $\epsilon = 0.004$

Paredes de ladrillo sin revestir, medianamente rugosas, $\epsilon = 0.010$

Paredes con ladrillos dispuestos irregularmente o paredes recubiertas con escoria, $\epsilon = 0.04$

$$\epsilon = 0.004$$

$$R_e = \frac{51.23 \times 0.147}{2.5 \times 10^{-5}} \times 0.237 = 9.86 \times 10^4$$

el factor de fricción resulta ser: $f = 0.03$

Reemplazando en la ecuación (74):

$$p_p = 0.03 \times \frac{15}{0.147} \times \frac{51.23^2}{2} \times 0.237$$

$$p_p = 952 P_a$$

Si el flujo de gases en el horno se considera el área de paso la corona circular que se forma entre el crisol y la parte interior del horno, se tiene: $V = 11 \text{ m/s}$ y utilizando la ecuación

$$Q = \frac{\pi \Delta P R_2^4}{8 \mu L} \left\{ \left[1 - K^4 \right] - \frac{\left[1 - K^2 \right]^2}{\text{Ln}(1/K)} \right\} \quad (77)$$

ecuación de Hagen-Poiseuille

donde según la Figura N° 68: $R_2 = 240 \text{ mm}$

$$R_1/R_2 = 0.5677 = K$$

$$p = \Delta p = 0.015 P_a$$

comparado con el resultado anterior, la diferencia es considerable.

Tomando : $p_p = 952 P_a$

En la salida, se tiene una contracción brusca:

Con : $\frac{d_2}{d_1} = \frac{160}{480} = 0.33$, de la Figura E.5 $\lambda = 0.4$

Utilizando la ecuación (75): $p_s = 208 P_a$

La pérdida total es de: $239 + 66 + 952 + 208 = 1465 P_a$

Reemplazando valores en la ecuación (73):

$$p_d = 0.74 \times 9.81 \times 0.237 + \frac{66.25^2}{2} \times 0.237 + 1465 P_a$$

$$p_d = 1987 P_a = 203 \text{ mm H}_2\text{O} = 177 \text{ m.aire}$$

d) Potencia requerida por el ventilador:

$$\text{Pot} = \frac{\rho Q H_v}{\eta} = \frac{P_d Q}{\eta} \quad (78)$$

$$\text{Pot} = \frac{1.15 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} \times 0.267 \frac{\text{m}^3}{\text{s}} \times 177 \text{ m}}{102 \times 0.7} = 0.7612 \text{ Kw}$$

$$\text{Pot} = 1.02 \text{ HP} \approx 1 \text{ HP}$$

5.2.12. Selección del ReductorPeso del horno y centro de gravedad

De las Figuras Nros. 68 y 69 con peso específico de la plancha de acero de 7800 Kg/m^3 ; peso específico del ladrillo refractario de 2200 Kg/m^3 , se tiene:

$$P_1 = \pi (0.31) 0.10 \text{ m}^2 \times 0.005 \text{ m} \times 7800 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} + \frac{\pi}{4} (0.30^2 - 0.20^2) 0.10 \text{ m}^3 \times 2200 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 12.44 \text{ Kg}$$

$$P_2 = \pi (0.86) 0.114 \times 0.005 \text{ m}^3 \times 7800 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} + \frac{\pi}{4} (0.85^2 - 0.48^2) \times 0.114 \text{ m}^3 \times 2200 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 98.94 \text{ Kg}$$

$$P_3 = \pi (0.86) 0.74 \times 0.005 \text{ m}^3 \times 7800 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} + \frac{\pi}{4} (0.85^2 - 0.48^2) 0.74 \text{ m}^3 \times 2200 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 707.16 \text{ Kg}$$

$$P_4 = \left[\pi (0.86) 0.114 + \frac{\pi}{4} (0.86)^2 \right] 0.005 \text{ m}^3 \times 7800 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} + \frac{\pi}{4} (0.85)^2 \times 0.114 \text{ m}^3 \times 2200 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 176.99 \text{ Kg}$$

$$P_5 = 0.25 \times 0.25 \times 0.17 \text{ m}^3 \times 2200 \text{ Kg} = 23.38 \text{ Kg}$$

$$P_6 = 125 \text{ Kg} + 35 \text{ Kg} = 160 \text{ Kg}$$

$$\text{Peso total} = \sum_{i=1}^6 P_i = 1180 \text{ Kg} \approx 1200 \text{ Kg}$$

El centro de gravedad del horno: $CG = (\bar{X}, \bar{Y}) \text{ cm}$

$$CG1 = (0, 97.3)$$

$$CG2 = (0, 91.1)$$

$$CG3 = (0, 48.4)$$

$$CG4 = (0, 5.7)$$

$$CG5 = (0, 12.24)$$

$$CG6 = (0, 68.4)$$

$$\bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^6 P_i \cdot X_i}{\sum_{i=1}^6 P_i} \quad (79a)$$

$$\bar{Y} = \frac{\sum_{i=1}^6 P_i \cdot Y_i}{\sum_{i=1}^6 P_i} \quad (79b)$$

Reemplazando valores: $\bar{X} = 0$; $\bar{Y} = 48.04$

Selección del eje del horno

De la Figura N° 70 : $P = 1200 \text{ Kg.}$

- El torque máximo:

$$T = 1200 \text{ Kg} \times 28 \text{ cm}$$

$$T = 33,600 \text{ Kg-cm}$$

- El momento de flexión:

$$b_1 = 22 \text{ cm}$$

$$M = \frac{P}{2} \times b_1 = 600 \text{ Kg} \times 22 \text{ cm}$$

$$M = 13,200 \text{ Kg-cm}$$

La ASME, para cálculos de ejes recomienda usar la expresión:

$$S_{sd} = \frac{16}{\pi d^3} \sqrt{(K_m M)^2 + (K_t T)^2} \quad (80)$$

donde S_{sd} = esfuerzo admisible a corte, Kg/cm^2

se acostumbra tomar:

$$S_{sd} \leq 0.3 S_y \quad (81a)$$

$$S_{sd} \leq 0.18 S_u \quad (81b)$$

siendo S_y = esfuerzo de fluencia a la tracción

S_u = esfuerzo de rotura a la tracción

d = diámetro del eje circular macizo, cm

M = momento flector, Kg-cm

T = momento torsor, Kg-cm

K_m = factor de carga del momento flector

K_t = factor de carga del momento torsor

De la ecuación (80), despejando el diámetro d , se obtiene:

$$d = \left\{ \frac{5.1}{S_{sd}} \left[(K_m \cdot M)^2 + (K_t T)^2 \right]^{1/2} \right\}^{1/3} \quad (82)$$

Escogiendo un acero AISI, C1030 laminado simple:

$$S_y = 3586 \text{ Kg/cm}^2$$

$$S_u = 5624 \text{ Kg/cm}^2$$

En la ecuación (81a) y (81b):

$$S_{sd} \leq 0.30 \times 3586 = 1075.5 \text{ Kg/cm}^2$$

CUADRO N° 30

Factores de momento y de torsión utilizados en el cálculo por resistencia de ejes. Fórmula de la ASME

TIPO DE CARGA	K_m	K_t
EJE ESTACIONARIO :		
- Carga aplicada gradualmente	1.0	1.0
- Carga súbitamente aplicada	1.5 - 2.0	1.5 - 2.0
EJE GIRATORIO :		
- Carga aplicada gradualmente	1.5	1.0
- Carga constante	1.5	1.0
- Carga súbitamente aplicada con choques menores	1.5 - 2.0	1.0 - 1.5
- Carga súbitamente aplicada con choques fuertes	2.0 - 3.0	1.5 - 3.0

$$S_{sd} \leq 0.18 \times 5624 \Rightarrow 1012.3 \text{ Kg/cm}^2$$

luego : $S_{sd} = 1012.3 \text{ Kg/cm}^2$

Del Cuadro N° 30, para eje estacionario se tiene carga aplicada gradualmente: $K_m = 1.0$ y $K_t = 1.0$

Con los valores de $M = 13,200 \text{ Kg-cm}$ y $T = 33,600 \text{ Kg-cm}$, reemplazando en la ecuación (82) se obtiene:

$$d = \left\{ \frac{5.1}{1012.3} \left[(1 \times 13,200)^2 + (1 \times 33,600)^2 \right]^{1/2} \right\}^{1/3}$$

$$d = 5.666 \text{ cm} = 2^{1/4} \text{ pulg.}$$

Selección de los rodamientos de apoyo del horno

Del catálogo de FAG:

La capacidad de carga dinámica, C:

$$C = \frac{f_L}{f_n \cdot f_H} P \quad (83)$$

siendo f_L = factor de esfuerzos dinámicos

f_H = factor de dureza que depende de la temperatura de servicio

f_n = factor de velocidad

P = carga dinámica equivalente, Kg.

$$P = x F_r + Y F_a \quad (84)$$

siendo F_r = carga radial = 600 Kg

F_a = carga axial = 0 Kg

X = factor radial

Y = factor axial

Para rodamiento rígido de bolas:

$$\frac{F_a}{F_r} \leq e \quad ; \quad X = 1.0 \quad (85)$$

$$Y = 0$$

$$P = F_r$$

$$\frac{F_a}{F_r} > e \quad ; \quad X = 0.56 \quad (86)$$

$$Y = 2.0$$

como :

$$\frac{F_a}{F_r} = \frac{0}{600} < e$$

$$P = F_r = 600 \text{ Kg}$$

del catálogo FAG:

- horno giratorio (página 263): $f_L = 4.5$
- 10 rpm (página 264) : $f_n = 1.494$
- temperatura de servicio, 200°C: $f_H = 0.90$

De (83):
$$C = \frac{4.5}{1.494 \times 0.90} \times 600 = 2008 \text{ Kg}$$

con esta carga seleccionamos chumaceras FAG, FYH UCP211, $d = 55 \text{ mm}$; $b = 60 \text{ mm}$; $a = 219 \text{ mm}$. Figura E.6

Transmisión rueda dentada - Tornillo sin fin: Método AGMA

Consideraciones

- El torque que debe proporcionar la rueda es de 33,600 - Kg-cm.
- Un accionamiento lento, 5 rpm para el tornillo sin fin
- Se desea que se produzca autobloqueo, gusano de una entrada.
- Ejes que se cruzan a 90°.

Entre los reductores comerciales son frecuentes las siguientes relaciones de velocidades: (valores nominales).

CUADRO N° 32

Relación de velocidades de Reductores Comerciales

$\frac{5}{1}$	$\frac{7.5}{1}$	$\frac{10}{1}$	$\frac{12.5}{1}$	$\frac{15}{1}$	$\frac{20}{1}$
$\frac{25}{1}$	$\frac{30}{1}$	$\frac{35}{1}$	$\frac{40}{1}$	$\frac{45}{1}$	$\frac{50}{1}$
$\frac{60}{1}$	$\frac{70}{1}$				

Tomando una relación transmisión de 50/1, se tiene:

$$m = \frac{50}{1}$$

como:

$$m = \frac{N_g}{i_w} = \frac{n_w}{n_g} \quad (87)$$

donde m = relación de velocidades

N_g = número de dientes de la rueda

i_w = número de entradas del tornillo sin fin

n_w = r.p.m. del tornillo sin fin

n_g = r.p.m. de la rueda dentada

luego :

$$\frac{50}{1} = \frac{N_g}{1} = \frac{5}{N_g}$$

de donde : $N_g = 50$ dientes

$$n_g = \frac{1}{10} \text{ r.p.m.}$$

Esto significa que si el gusano gira una vuelta, la rueda avanza un diente, es decir la basculación del horno se hace lenta.

Los valores standard de paso axial "p" de uso frecuente -
son:

CUADRO N° 33

Valores standard de uso frecuente para paso axial en pul-
gadas (entre paréntesis equivalencia en centímetros)

1/4" (0.635)	5/16" (0.7938)	3/8" (0.953)	1/2" (1.270)
5/8" (1.5875)	3/4" (1.905)	1" (2.540)	1 1/4" (3.175)
1 1/2" (3.810)	1 3/4" (4.445)	2" (5.080)	

Tomando un paso axial de $3/4''$ (1.905 cm) se tiene que el diámetro de paso de la rueda dentada es de:

$$D_g = \frac{N_g \cdot p}{\pi} \quad (88)$$

donde D_g = diámetro de paso de la rueda

N_g = número de diente de la rueda

p = paso axial del tornillo sin fin y para ejes que se cruzan a 90° es el mismo que el paso circunferencial de la rueda.

$$D_g = \frac{50 \times 1.905 \text{ cm}}{\pi}$$

$$D_g = 30.319 \text{ cm}$$

La distancia entre centros C , está dada por:

$$C = \frac{D_w + D_g}{2} \quad (89)$$

donde C = distancia entre centros

D_w = diámetro de paso del gusano

D_g = diámetro de paso de la rueda

En la literatura de reductores de gusano es común encontrar distancia entre centros de valor nominal que oscilan entre 1.75 a 28 pulgadas.

Por otro lado se ha demostrado que los mejores diseños de ruedas dentadas para gusanos, resultan cuando el número de dientes se escoge con relación a la distancia entre centros C .

CUADRO N° 34

Valores de distancia entre centros usuales en pulgadas (en
tre paréntesis, equivalencia en centímetros)

1.75(4.445)	2.25 (5.715)	2.5 (6.350)	3.0 (7.620)
3.5 (8.890)	4.0 (10.160)	5.0 (12.700)	6.0 (15.240)
7.0 (17.780)	8.0 (20.320)	9.0 (22.860)	10.0 (25.400)
12.0 (30.480)	14.0 (35.560)	17 (43.180)	20 (50.800)
24 (60.960) y aún más como 28.0 (71.120)			

CUADRO N° 35 - Número mínimo de dientes de la rueda dentada

Distancia entre centros pulgadas (centímetros)	Número de dientes <u>míni</u> mo de la rueda
2 (5.08)	20
3 (7.620) a 8 (20.320)	25
10 (25.400)	29
15 (38.100)	35
20 (50.800)	40
24 (60.960)	45

La AGMA recomienda:

$$D_w = \frac{C^{0.875}}{1.96} \quad (90)$$

donde

D_w = diámetro de paso del gusano en cm

C = distancia entre centros en cm.

Por haberse encontrado que esta estimación da los mejores valores del diámetro de paso del gusano de transmisión de potencia, aunque se acepta una variación para D_w :

$$\frac{C^{0.875}}{2.67} \leq D_w \leq \frac{C^{0.875}}{1.51} \quad (91)$$

Ahora con $N_g = 50$, del Cuadro N° 35, $C < 60$ cm, con $D_g = 30.319$ cm, $C > 15$ cm; del Cuadro N° 34, $C_{\text{asumido}} = 17.780$ cm

$$\text{De (89):} \quad 17.780 \text{ cm} = \frac{D_w + 30.319}{2}$$

$$D_w = 5.241 \text{ cm}$$

$$\text{De (90):} \quad D_w = \frac{(17.780)^{0.875}}{1.96}$$

$$D_w = 6.33 \text{ cm}$$

como no coinciden los valores de D_w obtenidos de las ecuaciones (89) y (90) es necesario iterar:

$$D_w \text{ asumido} = 6.33 \text{ cm}$$

$$\text{en (89):} \quad C = \frac{6.33 + 30.314}{2} = 18.324 \text{ cm}$$

$$\text{en (90):} \quad D_w \text{ calc} = \frac{(18.324)^{0.875}}{1.96} = 6.4996 \text{ cm}$$

$$\text{Podemos considerar:} \quad C = 18.425 \text{ cm}$$

$$D_w = 6.531 \text{ cm}$$

$$D_g = 30.319 \text{ cm}$$

Angulo de avance: para la selección del ángulo de avance del gusano, debe tomarse en cuenta lo siguiente:

CUADRO N° 36 - Valor de la distancia entre centros

D_w asumido cm	6.33	6.500	6.53	6.531
De (89): C, cm	18.324	18.409	18.425	18.425
De (90): D_w calculado cm	6.499	6.526	6.531	6.531

- Los ángulos de avance pequeños son menos eficientes, el desgaste es más rápido. El auto bloqueo puede ocurrir entre 5° y 10° .
- Los ángulos de avance entre 15° y 30° dan la mejor eficiencia.
- En general no seleccionar ángulo de avance en exceso - de 6° por cada entrada del gusano.

CUADRO N° 37 - Angulo de avance recomendado del gusano

N° de entradas	Angulo de avance
1	6 o menos
1-2	hasta 12°
3-4	10 a 24°
5-6	15 a 36°
7 ó más	20 ó más

$$\text{Tang } \lambda = \frac{i_w \cdot p}{\pi D_w} \quad (92)$$

$$= \frac{1 \times 1.905}{\times 6.531} = 0.09285$$

$$\lambda = 5.3045^\circ < 6^\circ$$

lo cual es correcto.

CUADRO N° 38

Proporciones de dientes para gusanos de tipo cilíndrico y paso grueso

ITEM	Símbolo	Angulo de avance λ			
		Hasta 30°	30 a 35° excluído	35 a 40° excluído	40° a 45°
Addendum	a	0.3183 p	0.2865 p	0.2546 p	0.2228 p
Dedendum	d	0.3683 p	0.3314 p	0.2947 p	0.2578 p
Altura total a + d	h	0.6866 p	0.6179 p	0.5493 p	0.4806 p
Angulo de presión normal	ϕ_n	20°	25°	25°	30°
% de reducción en altura		0	10	20	30

El ángulo de presión normal : $\phi_n = 20^\circ$

CUADRO N° 39 - Número mínimo de dientes recomendados

Angulo de presión normal ϕ_n	Mínimo número de dientes de la rueda
14.5°	32
20°	25
25°	20
30°	15

Del cuadro N° 39 se verifica que el número de dientes de la rueda (50) es conforme.

El addendum es:

$$a = 0.3183 p \quad (93)$$

$$a = 0.3183 \times 1.905 \text{ cm} = 0.606 \text{ cm}$$

El dedendum es:

$$d = 0.3683 p \quad (94)$$

$$d = 0.3683 \times 1.905 \text{ cm} = 0.7016 \text{ cm}$$

Diámetro de raíz del tornillo sin fín:

$$d_r = D_w - 2d \quad (95)$$

$$d_r = 6.531 - 2(0.7016) = 5.1278 \text{ cm}$$

$$d_{w \text{ min}} = \frac{(18.425)^{0.875}}{2.67} = 4.7942 \text{ cm}$$

como $d_r > d_{w \text{ min}}$ está correcto.

Diámetro exterior del tornillo sin fín:

$$D_{ow} = D_w + 2a \quad (96)$$

$$D_{ow} = 6.531 + 2(0.606) = 7.743 \text{ cm}$$

Ancho efectivo de la rueda:

$$F_e = \sqrt{D_{ow}^2 - D_w^2} \quad (97)$$

$$F_e = \sqrt{7.743^2 - 6.531^2} = 4.159 \text{ cm}$$

$$F_e = \frac{2}{3} D_w \quad (98)$$

$$F_e = \frac{2}{3} (6.531) \text{ cm} = 4.354 \text{ cm}$$

Ancho real de la rueda:

$$F = 1.05 F_e \quad (99)$$

$$F = 1.05 \times 4.159 \text{ cm} = 4.367 \text{ cm}$$

Longitud del tornillo sin fín:

$$L_w = p \left(4.5 + \frac{N_g}{50} \right) \quad (100)$$

$$L_w = 1.905 \left(4.5 + \frac{50}{50} \right) = 10.478 \text{ cm}$$

$$L_w = 11 \text{ cm}$$

Diámetro de la garganta de la rueda:

$$D_t = D_g + 2a \quad (101)$$

$$D_t = 30.319 + 2(0.606) = 31.531 \text{ cm}$$

Diámetro exterior de la rueda:

$$D_{og} = D_t + (D_w - 2a) - \sqrt{(D_w - 2a)^2 - (0.8F)} \quad (102)$$

$$D_{og} = 31.870 \text{ cm}$$

se tomará $D_{og} = 32 \text{ cm}$

Radio de redondeo en el extremo del círculo exterior de la rueda dentada:

$$\begin{aligned} r_e &= 0.1 F_e \\ &= 0.1 \times 4.159 = 0.4159 \end{aligned}$$

Altura total del diente:

$$h_t = 0.6866 p \quad (104)$$

$$h_t = 0.6866 \times 1.905 \text{ cm} = 1.3080 \text{ cm}$$

Velocidades de operación:

- del gusano

$$V_w = \frac{\pi D_w \cdot n_w}{6000} \quad (105)$$

$$V_w = \pi(6.531/100) \text{ cm} \times (5/60) \text{ r.p.s.}$$

$$V_w = \frac{\pi \times 6.531 \text{ cm} \times 5 \text{ r.p.m.}}{6000} = 0.017098 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

- de la rueda

$$V_g = \pi D_g \cdot n_g \quad (106)$$

$$V_g = \frac{\pi \times 30.319 \times 1/10}{6000} = 0.001584 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

- de deslizamiento o velocidad friccional

$$V_s = \frac{V_w}{\cos \lambda} = \frac{V_g}{\sin \lambda} \quad (107)$$

$$V_s = \frac{0.001587}{\sin 5.3045} = 0.01717 \text{ m/s}$$

La fuerza tangencial:

$$w^t = K_s \times D_g^{0.8} \times F_e \times K_m \times K_v \quad (108)$$

donde w^t = fuerza tangencial permisible, Lbs.

K_s = factor de material

D_g = diámetro de paso de la rueda dentada, pulg

F_e = ancho efectivo de la rueda dentada, pulgadas

K_m = factor de corrección por relación de transmisión

K_v = factor de velocidad

CUADRO N° 40

Factor corrector K_s para gusanos de tipo cilíndrico, de a cero endurecido, por lo menos a 58 Rocwell C y ruedas de bronce. (Cobre, estaño) y cobre-estaño = níquel

Ancho de la rueda, pulg.	Bronce de fundición en arena	Bronce de fundición en arena con enfriadores	Bronce de fundición centrífuga
Hasta 3	700	800	1000
4	665	780	975
5	640	760	940
6	600	720	900
7	570	680	850
8	530	640	800
9	500	600	750

Los cuadros Nros. 40, 41 y 42 han sido presentados por - Daile W. Dubly "Gear Handbook", páginas 13-39, Mc Graw-Hill Book Company, Inc. 1962.

Con : $F_e = 4.159 \text{ cm} < 3 \text{ pulgadas}$, del Cuadro N° 40

$$K_s = 700$$

con la relación de transmisión $m = 50$, del Cuadro N° 41

$$K_m = 0.785.$$

CUADRO N° 41 - Factor de corrección por relación de transmisión: K_m

Relación m	K_m	Relación m	K_m	Relación m	K_m
3.0	0.500	8.0	0.724	30.0	0.825
3.5	0.554	9.0	0.744	40.0	0.815
4.0	0.593	10.0	0.760	50.0	0.785
4.5	0.620	12.0	0.783	60.0	0.745
5.0	0.645	14.0	0.799	70.0	0.687
6.0	0.679	16.0	0.809	80.0	0.622
7.0	0.706	20.0	0.820	100.0	0.490

CUADRO N° 42 - Factor de velocidad K_v

Velocidad vs pies/ minuto	K_v	Velocidad vs pies/ minuto	K_v	Velocidad vs pies/ minuto	K_v
1	0.649	300	0.472	1400	0.216
1.5	0.647	350	0.446	1600	0.200
10	0.644	400	0.421	1800	0.1
20	0.638	450	0.398	2000	0.175
30	0.631	500	0.378	2200	0.165
40	0.625	550	0.358	2400	0.156
60	0.613	600	0.340	2600	0.148
80	0.600	700	0.310	2800	0.140
100	0.588	800	0.289	3000	0.134
150	0.558	900	0.269	4000	0.106
200	0.528	1000	0.258	5000	0.089
250	0.500	1200	0.235	6000	0.079

Con la velocidad de fricción $V_s = 0.01717$ m/s (3.38 pies/min), del Cuadro N° 42 $K_v = 0.645$

Reemplazando en la ecuación (99):

$$w^t = 700 \left(\frac{30.319}{254} \right)^{0.8} \times \left(\frac{4.159}{2.54} \right) \times 0.785 \times 0.645$$

$$w^t = 4219 \text{ Lbs} = 1913 \text{ Kg}$$

El torque que da la rueda:

$$T = w^t \frac{D_g}{2} \quad (109)$$

$$T = 1913 \text{ Kg} \times \frac{30.319}{2} \text{ cm}$$

$$T = 29,000 \text{ Kg} * \text{cm} < 33,600 \text{ Kg-cm}$$

que resulta ser menor que el requerido para bascular el horno de fundición.

Del Cuadro N° 40: con $K_s = 800$

$$T = 29,000 \times \frac{8}{7} = 33,143 \text{ Kg-cm} < 33,600 \text{ Kg-cm}$$

$$\text{con } K_s = 1000$$

$$T = 29,000 \times \frac{10}{7} = 41.429 \text{ Kg-cm} > 33,600 \text{ Kg-cm}$$

luego la rueda de bronce será obtenida por centrifugado -
verificación de la irreversibilidad de la transmisión:

Se dice que una transmisión de gusano-rueda es reversible cuando la rueda al convertirse en impulsora puede hacer girar al gusano. En caso contrario, el sistema se conoce como irreversible y ocurre cuando la fuerza friccional es suficientemente grande, teóricamente -

$$\text{cuando: } \quad \text{tang } \lambda, \cos \phi_n < f \quad (110)$$

donde λ = ángulo de avance del gusano

ϕ_n = ángulo normal

f = factor de fricción

El factor de fricción varía de acuerdo al lubricante, al acabado de la superficie y también según experimentos, de acuerdo a la velocidad friccional V_s .

Para gusanos de acero endurecido, buen acabado, lubricación adecuada y ruedas de bronce se indican las ecuaciones siguientes:

$$f = 0.122 V_s^{-0.2} \quad (111)$$

para: $0.90 < V_s < 21$ m/min

$$\text{ó } f = 0.208 V_s^{-0.36} \quad (112)$$

para: $21 < V_s < 910$ m/m

$$\text{con } V_s = \frac{\pi D_w \cdot n_w}{100 \cos \lambda} = \frac{V_w}{\cos \lambda}$$

$$V_s = \frac{\pi \times 6.531 \times 5}{100 \cos 5.3045^\circ} = 1.0303 \text{ m/m}$$

$$\text{en (111): } f = 0.122 (1.0303)^{-0.2} = 0.1213$$

Reemplazando en la ecuación (110):

$$\text{tang } 5.3045^\circ \times \cos 20^\circ < 0.1213$$

$$0.08724 < 0.1213$$

esto significa que el sistema posee autobloqueo.

La potencia de salida o potencia de la rueda:

$$HP_o = w^t V_g \quad (113)$$

$$w^t = 1913 \times \frac{10}{7} = 2733 \text{ Kg}$$

$$HP_o = \frac{2733 \text{ Kg} \times 0.001585 \text{ m/s}}{76} = 0.057$$

Pérdida de potencia por fricción:

$$HP_f = w_f V_s \quad (114)$$

w_f = fuerza de fricción

V_s = velocidad friccional

$$w_f = \frac{f \cdot w^t}{\cos \theta_n \cdot \cos \lambda - f \text{ Sen } \lambda} \quad (115)$$

$$w_f = \frac{0.1213 \times 2733}{\cos 20^\circ \cdot \cos 5.30 - 0.1213 \text{ Sen } 5.30}$$

$$w_f = 559 \text{ Kg}$$

En (114) :

$$HP_f = \frac{359 \text{ Kg} \times 0.01717 \text{ m/s}}{76} = 0.0811$$

Pérdidas menores de potencia: En cajas reductoras se debe tener en cuenta las pérdidas de potencia que se producen en los cojinetes, sellos o retenes por agitación del lubricante y otros. Se toma aproximadamente igual a:

$$HP_r = 0.02 (HP_o + HP_f) \quad (116)$$

$$= 0.02 (0.057 + 0.0811) = 0.002762$$

La potencia de ingreso:

$$HP_i = HP_o + HP_f + HP_r \quad (117)$$

$$HP_i = 0.057 + 0.0811 + 0.002762 = 0.1409$$

La eficiencia del sistema:

$$E = \frac{HP_o}{HP_i} \quad (118)$$

$$E = \frac{0.057}{0.1409} \times 100 = 40.45\%$$

Dimensiones de la volante

$$HP_i = T_{eje} \cdot n_w \quad (119)$$

$$0.1409 \text{ HP} = \frac{T_{eje} \cdot 5 \text{ r.p.m.}}{726}$$

$$T_{eje} = 20.46 \text{ Kg-m} = 2046 \text{ Kg-cm}$$

Considerando un diámetro de 50 cm de la volante:

$$T_{eje} = F \cdot R_v \quad (120)$$

$$2046 \text{ Kg-cm} = F \times 25 \text{ cm}$$

$$F = 81.84 \text{ Kg}$$

es evidente que un operario difícilmente podrá manejar el horno. Se requiere usar un contrapeso para facilitar el volteo del horno.

Considerando una fuerza de 20 Kg y un radio de volante de 25 cm, el torque que aporta el operario es de:

$$T_{operario} = 20 \text{ Kg} \times 25 \text{ cm} = 500 \text{ Kg-cm}$$

El equivalente de torque en el eje de la rueda o eje del

$$\text{horno es de: } HP_o = HP_i E \quad (118)$$

$$T.ng = Top \times n_w \times E$$

$$T \times \frac{1}{10} = 500 \text{ Kg-cm} \times 5 \times 0.4045$$

$$T = 10,113 \text{ Kg-cm}$$

El contrapeso debe aportar un torque mínimo de:

$$T_{\text{contrap}} = 33,600 - 10,113 = 23,487 \text{ Kg-cm}$$

De la Figura N° 71, tomando $L = 0.75 \text{ m}$ y $H = 1.90 \text{ m}$, el contrapeso necesario para mantener el horno vertical es

$$\text{de: } 1200 \text{ Kg} \times 22 \text{ cm} = W \times 75 \text{ cm}$$

$$26,400 \text{ Kg-cm} = 75 W$$

$$W = 352 \text{ Kg.}$$

luego un contrapeso de 360 Kg será suficiente.

Las fuerzas que actúan en los apoyos son:

Fuerza radial - Apoyo I :

$$FR_I = \sqrt{P_I^2 + (S_I - U_I)^2} \quad (122)$$

Apoyo II:

$$FR_{II} = \sqrt{P_{II}^2 + (S_{II} - U_{II})^2}$$

Fuerza axial - Apoyo II:

$$F_a = w^t \quad (123)$$

donde P = fuerza tangencial del gusano, a la distancia

$$\frac{D_w}{2}$$

S = fuerza que tiende a separar al gusano de la rueda y se debe al ángulo de presión. Para ambos elementos esta interacción es de dirección radial.

w^t = carga tangencial sobre la rueda que aparece por la acción de la hélice del gusano y que viene a ser una carga de carácter axial para dicho gusano.

w = carga normal al diente

$$P = W(\cos \phi_n \cdot \sin \lambda + f \cdot \cos \lambda) \quad (124)$$

$$S = W \sin \phi_n \quad (125)$$

$$w^t = W(\cos \phi_n \cdot \cos \lambda - f \cdot \sin \lambda) \quad (126)$$

De los datos del sistema rueda-tornillo sin fin:

$$T = 1636 \text{ Kg x cm}$$

$$\phi_n = 20^\circ$$

$$\lambda = 5.3045^\circ$$

$$f = 0.1213$$

$$D_w = 6.531 \text{ cm}$$

$$D_g = 30.319 \text{ cm}$$

$$E = 0.40$$

$$n_w = 5 \text{ r.p.m.}$$

$$n_g = 1/10 \text{ r.p.m.}$$

La fuerza tangencial del gusano :

$$T = p \times \frac{D_w}{2}$$

$$2046 \text{ Kg-cm} = P \times \frac{6.531}{2} \text{ cm}$$

$$P = 627 \text{ Kg}$$

En la ecuación (124):

$$627 \text{ Kg} = W (\text{Cos } 20^\circ \times \text{Sen } 5.3045^\circ + 0.1213 \text{ Cos } 5.3045)$$

$$W = 3021$$

En la ecuación (125):

$$S = 3021 \text{ Kg} \cdot \text{Sen } 20^\circ = 1033 \text{ Kg}$$

En la ecuación (126):

$$W^t = 3021 (\text{Cos } 20^\circ \cdot \text{Cos } 5.3^\circ - 0.1213 \text{ Sen } 5.3^\circ)$$

$$W^t = 2793 \text{ Kg}$$

Ahora:

$$P_I = P \frac{b_2}{b_1 + b_2} \quad (127)$$

$$P_{II} = p \frac{b_1}{b_1 + b_2}$$

$$S_I = S \frac{b_2}{b_1 + b_2} \quad (128)$$

$$S_{II} = S \frac{b_1}{b_1 + b_2}$$

$$U_I = W^t \frac{r_1}{b_1 + b_2} = U_{II} \quad (129)$$

De la Figura N° 72: $b_1 = 14 \text{ cm}$

$b_2 = 12 \text{ cm}$

$$P_I = 627 \frac{12}{26} = 289 \text{ Kg}$$

$$P_{II} = 627 \frac{14}{26} = 338 \text{ Kg}$$

$$S_I = 1033 \frac{12}{26} = 477 \text{ Kg}$$

$$S_{II} = 1033 \frac{14}{26} = 556 \text{ Kg}$$

$$U_I = U_{II} = 2793 \text{ Kg} \times \frac{6.531/2}{26} = 351 \text{ Kg}$$

Reemplazando en la ecuación (122):

$$FR_I = \sqrt{289^2 + (477 - 351)^2} = 315 \text{ Kg}$$

$$FR_{II} = \sqrt{338^2 + (556 - 351)^2} = 968 \text{ Kg}$$

y en la ecuación (123):

$$F_a = 2793 \text{ Kg}$$

Cálculo para el Apoyo II

Considerando rodamiento rígido de bolas con contacto angular:

$$\frac{F_a}{F_r} = \frac{2793}{968} = 2.885 > e = 1.14$$

$$X = 0.57$$

De (84):

$$Y = 0.93$$

$$P = 0.57(968) + 0.93(2793) = 3149 \text{ Kg}$$

del catálogo FAG:

$$f_L = 2.5$$

$$f_n = 1.494$$

$$f_H = 0.9$$

$$C = \frac{2.5}{1.494 \times 0.90} \times 5855 \text{ Kg} = 10886 \text{ Kg}$$

Se selecciona un rodamiento FAG: 7213BTUP

$$d = 65 \text{ mm} ; D = 120 \text{ mm} ; B = 23 \text{ mm}$$

Cálculo para el Apoyo I

Rodamiento rígido de bolas

$$\frac{F_a}{F_r} = \frac{0}{315} = 0 < e$$

$$X = 1 ; Y = 0$$

De (84):

$$P = F_r = 315 \text{ Kg}$$

$$C = \frac{2.5}{1.494 \times 0.90} \times 315 = 586 \text{ Kg}$$

Rodamiento FAG 6213

$$d = 65 \text{ mm} ; D = 120 \text{ mm} ; B = 23 \text{ mm}$$

5.3. CONTROL DEL FLUJO DE METAL LIQUIDO TUNDISH

El tundish permite guiar al flujo de metal líquido - proporcionando una vena líquida de diámetro y dirección - constantes. La parte principal del tundish lo constituye la boquilla.

Consideraciones:

Temperatura del metal líquido en el horno: 1150°C

Caída de temperatura entre el horno y el tundish: 20°C

Carga del crisol : 120 Kg de bronce 90-10

5.3.1. Tiempo de atomización

Aplicando Bernoulli en la superficie libre del líquido y la sección de salida, considerando que $p_1 = p_{amb}$ y el nivel H se mantiene constante, de la Figura N° 73 se tiene:

$$V_s = \sqrt{2 g H} \quad (130)$$

El flujo volumétrico a través del orificio d , está dado - por:

$$Q_t = A_s V_s = \frac{\pi}{4} d^2 \sqrt{2 g H} \quad (131)$$

La experiencia muestra que el caudal real es inferior al dado por la ecuación anterior, por lo que se utiliza un - coeficiente de flujo C_Q , definido por la relación:

$$C_Q = \frac{Q}{Q_t}$$

de manera que el flujo volumétrico real está dado por:

$$Q = C_Q \frac{\pi}{4} d^2 \sqrt{2 g H} \quad (132)$$

según Hutte, $C_Q = 0.95$ a 0.98

Diseñando el tundish para una capacidad de $1/3$ del volumen de metal líquido en el crisol, con $\rho = 8,250 \text{ Kg/m}^3$ y una - relación de $(h/D) = 1$, se tiene:

$$\frac{\pi}{4} D^2 \times D = \frac{1}{3} \times \frac{120}{8250}$$

$$D = 0.1834 \text{ m}$$

tomando

$$D = 18 \text{ cm}$$

$$h = 20 \text{ cm}$$

$$H = 30 \text{ cm} \quad \text{y} \quad d = 6.5 \text{ mm}$$

$$Q = 0.97 \frac{\pi}{4} (0.0065)^2 \sqrt{2 \times 9.81 \times 0.280}$$

$$Q = 7.54426 \times 10^{-5} \text{ m}^3/\text{s}$$

el tiempo requerido para el volumen total será aproximadamente de:

$$t = \frac{120/8250}{7.54426 \times 10^{-5}} = 192.8 \text{ s}$$

$$t = 3.21 \text{ minutos}$$

5.3.2. Espesor del material refractario

La Figura N° 75 muestra una vista de planta de la Figura N° 73.

$r = 9 \text{ cm}$	Material refractario: Magnesite-chrome: K_1
$r_1 = 15.79 \text{ cm}$	Fibra micro cuarzo : K_2
$r_2 = 19.6 \text{ cm}$	Plancha de acero de 4 mm: K_3
$r_3 = 20.0 \text{ cm}$	
$T_1' = 1130^\circ\text{C}$	
$T_0 = 15^\circ\text{C}$	

Considerando flujo de calor permanente y que la temperatura de la pared interior es igual a la temperatura del material líquido, se tiene:

- calor a través de la pared lateral

$$Q = \frac{T_i - T_0}{\frac{\text{Ln}(r_1/r)}{2\pi L K_1} + \frac{\text{Ln}(r_2/r_1)}{2\pi L K_2} + \frac{\text{Ln}(r_3/r_2)}{2\pi L K_3} + \frac{1}{h_0 \cdot A}} \quad (60)$$

$$Q = \frac{T_i - T_1}{\frac{\text{Ln}(r_1/r)}{2\pi L K_1}} \quad (60a)$$

$$Q = \frac{T_1 - T_2}{\frac{\text{Ln}(r_2/r_3)}{2\pi L K_2}} \quad (60b)$$

$$Q = \frac{T_2 - T_3}{\frac{\ln(r_3/r_2)}{2\pi L K_3}} \quad (60c)$$

$$Q = A \cdot h_0 (T_3 - T_0) \quad (60d)$$

Sin considerar la resistencia térmica de la plancha de acero, se tiene:

$$\text{De (60a) : } T_1 = T_i - Q \frac{\ln(r_1/r)}{2\pi L K_1} \quad (\alpha)$$

$$\text{De (60d) : } T_3 = T_2 = T_0 + \frac{Q}{A \cdot h_0} \quad (\beta)$$

$$\text{Asumiendo: } T_1 = 980^\circ\text{C}$$

$$T_2 = 175^\circ\text{C}$$

$$\text{con : } \bar{T}_1 = \frac{1130 + 980}{2} = 1055^\circ\text{C} \quad (1931^\circ\text{F})$$

$$\text{de la Figura N}^\circ 57 \quad K_1 = 1.587 \text{ Kcal-m/m}^2\text{-hr-}^\circ\text{C}$$

$$\text{con : } \bar{T}_2 = \frac{980 + 175}{2} = 577.5^\circ\text{C} \quad (1071.5^\circ\text{F})$$

$$\text{de la Figura N}^\circ 71 \quad K_2 = 0.1116 \text{ Kcal-m/m}^2\text{-hr-}^\circ\text{C}$$

$$\text{De la Figura N}^\circ 59, \text{ con } (T_2 - T_0) = 160^\circ\text{C}$$

$$h_0 = 13.2 \text{ Kcal/m}^2\text{-hr-}^\circ\text{C}$$

Reemplazando valores:

$$Q = \frac{1130 - 15}{\frac{\ln(15.79/9)}{2\pi (0.20) 1.587} + \frac{\ln(19.6/15.79)}{2\pi (0.20) 0.1116} + \frac{1}{13.2 \times 0.25132}}$$

$$Q = \frac{1115}{0.281882 + 1.541298 + 0.3014387} = \frac{1115}{2.1246188}$$

$$Q = 524.8 \text{ Kcal/Hr}$$

Chequeando los valores asumidos:

$$\text{De } (\alpha) : T_1 = 1130 - 524.8 \times 0.281882 = 982 \text{ }^\circ\text{C}$$

$$\text{De } (\beta) : T_2 = 15 + \frac{524.8}{3.317424} = 173^\circ\text{C}$$

los valores calculados son bastante aproximados con los valores asumidos.

- calor a través del fondo:

$$Q = \frac{T_i - T_0}{\frac{e_1}{K_1 A} + \frac{e_2}{K_2 A} + \frac{e_3}{K_3 A} + \frac{1}{h_0 A}} \quad (59)$$

$$Q = K_1 \cdot A \frac{T_i - T_1}{e_1} \quad (59a)$$

$$Q = K_2 \cdot A \frac{T_1 - T_2}{e_2} \quad (59b)$$

$$Q = K_3 \cdot A \frac{T_2 - T_3}{e_3} \quad (59c)$$

$$Q = A \cdot h_0 (T_3 - T_0) \quad (59d)$$

Nuevamente despreciando la resistencia de la plancha de acero, se tiene:

$$\text{De } (59a) : T_1 = T_i - \frac{Q \cdot e_1}{K_1 A} \quad (\alpha')$$

$$\text{De } (59d) : T_3 = T_2 = T_0 + \frac{Q}{A h_0} \quad (\beta')$$

De las Figuras Nros. 69 y 70 :

$$e_1 = 6 \text{ cm}$$

$$e_2 = 3.8 \text{ cm}$$

$$A = \frac{\pi}{4} (0.18)^2 = 0.0254469 \text{ m}^2$$

$$T_i = 1130 \text{ }^\circ\text{C}$$

$$T_0 = 15 \text{ }^\circ\text{C}$$

Asumiendo: $T_1 = 1035 \text{ }^\circ\text{C}$

$$T_2 = 215 \text{ }^\circ\text{C}$$

con : $\bar{T}_1 = \frac{1130 + 1035}{2} = 1082.5^\circ\text{C} (1980.5^\circ\text{F})$

de la Figura N° 57, $K_1 = 1.587 \text{ Kcal-m/m}^2\text{-hr-}^\circ\text{C}$

con : $\bar{T}_2 = \frac{1035 + 215}{2} = 625^\circ\text{C} (1157 \text{ }^\circ\text{F})$

de la Figura N° 71, $K_2 = 0.119 \text{ Kcal-m/m}^2\text{-hr-}^\circ\text{C}$

con : $T_2 - T_0 = 200 \text{ }^\circ\text{C}$

de la Figura N° 59, $h_0 = 12.7 \text{ Kcal/m}^2\text{-hr-}^\circ\text{C}$

Reemplazando valores en la ecuación (59):

$$Q = 65.095 \text{ Kcal/hr}$$

chequeando los valores asumidos:

De (α') : $T_1 = 1033 \text{ }^\circ\text{C} \approx 1035 \text{ }^\circ\text{C}$

De (β') : $T_2 = 216 \text{ }^\circ\text{C} \approx 215 \text{ }^\circ\text{C}$

los resultados son aceptables.

- calor a través de la parte superior:

$$Q = A \sigma (T_i^4 - T_0^4) \quad (54)$$

$$Q = \frac{\pi}{4} (0.18)^2 \text{ m}^2 \times 4.92 \times 10^{-8} \frac{\text{Kcal}}{\text{m}^2 \cdot \text{hr} \cdot \text{K}^4} \times (1403^4 - 288^4) \text{ K}^4$$

$$Q = 4842 \text{ Kcal/hr}$$

Este valor es obtenido, considerando cuerpo negro o cuerpo ideal, el valor real de Q es mucho menor.

El calor total que cede la masa líquida es:

$$Q_T = 524.8 \frac{\text{Kcal}}{\text{hr}} + 65 \frac{\text{Kcal}}{\text{hr}} + 4,842 \frac{\text{Kcal}}{\text{hr}}$$

$$Q_T = 5431 \text{ Kcal/hr}$$

Estimado de la caída de temperatura de la masa líquida:

$$Q = (m \cdot C_p \cdot \Delta T)_{\text{Cu}} + (m \cdot C_p \cdot \Delta T)_{\text{Sn}} \quad (39a)$$

$$T_{\text{Cu}} = T_{\text{Sn}} = 1130 \text{ }^\circ\text{C}$$

$$C_{p_{\text{Cu}}} = 0.440643 \text{ Kcal/Kg-}^\circ\text{C}$$

$$C_{p_{\text{Sn}}} = 0.209758 \text{ Kcal/Kg-}^\circ\text{C}$$

$$Q = 113 \times 0.440643 \Delta T + 12 \times 0.209758 \Delta T$$

$$Q = 53.31 \Delta T \frac{\text{Kcal}}{^\circ\text{C}}$$

siendo el tiempo de atomización de 4 minutos:

$$\Delta T = \frac{5431 \times 4}{53.31 \times 60} = 6.79 \text{ }^\circ\text{C}$$

se tiene una caída de temperatura de aproximadamente 7 °C.

5.4. SISTEMA DE SUMINISTRO DE AIRE

El sistema de aire comprende un compresor de alta presión con equipo de control y protección, tubería y distribuidor sobre el cual va fija la boquilla.

5.4.1. Distribuidor o Portaboquilla

En el plano N° 5 se muestra el sistema de dos boquillas, las cuales son roscadas y pueden orientarse a diversos ángulos de ataque (α) al chorro. El valor óptimo de α se determina en forma experimental para cada arreglo.

5.4.2. Selección del compresor

El funcionamiento del compresor es intermitente y se considera operando al nivel del mar ($p = 101.3$ KPa, $T = 15$ °C) a una presión de trabajo de 1724 KPa (250 PSI).

- Capacidad del compresor:

Condiciones de abastecimiento a las boquillas

$$p = 1724 + 101.3 = 1825.3 \text{ KPa abs}$$

$$T = 20 + 273 = 293 \text{ K}$$

El área de descarga de flujo de aire de la boquilla (plano N° 5) es de:

$$A = \frac{\pi}{4} \times 3 \text{ mm} \times 6 \text{ mm} = 14.1372 \text{ mm}^2$$

considerando la salida isentrópica, la relación de presiones β es inferior a la relación de presiones crítica β_{crit} , por lo que el flujo de aire empieza a ser

descargado con la velocidad del sonido.

$$\beta = \frac{p_{amb}}{p} = \frac{101.3}{1825.3} = 0.055498 \quad (133)$$

$$\beta_{cr} = \frac{p_{crit}}{p} = \left(\frac{2}{K+1}\right)^{\frac{K}{K-1}} = 0.52828 \quad (134)$$

Las condiciones del aire en la salida son:

$$T_s = \frac{2}{K+1} T = \frac{293}{1.2} = 244.17 \text{ K}$$

$$p_s = \left(\frac{2}{K+1}\right)^{\frac{K}{K-1}} p = 0.52828 \times 1825.3 = 964.27 \text{ KPa}_{abs}$$

$$V_s = (K R T_s)^{1/2} = (1.4 \times 287 \times 244.17)^{1/2} = 313.22 \text{ m/s}$$

El caudal de aire descargado a 964.27 KPa_{abs} y 244.17 K ; considerando un coeficiente de descarga $C_d = 0.95$, es de:

$$Q_s = C_d V_s \times A_s \quad (80a) \quad (131a)$$

$$Q_s = 0.95 \times 313.22 \frac{\text{m}}{\text{s}} \times 14.1372 \times 10^{-6} \text{ m}^2 \times 2$$

$$Q_s = 8.4133 \times 10^{-3} \text{ m}^3/\text{s}$$

El caudal a condiciones de 101.3 KPa y 15°C , es de:

$$Q = 8.4133 \times 10^{-3} \frac{\text{m}^3}{\text{s}} \times \frac{964.27}{101.3} \times \frac{288}{244.17}$$

$$Q = 0.09446 \text{ m}^3/\text{s}$$

Teniendo un exceso del 10%, la capacidad del compresor es

de:

$$Q_c = 0.1039 \text{ m}^3/\text{s} = 220 \text{ pies}^3/\text{minuto}$$

Se selecciona un compresor estacionario LE ROI modelo 25-352B de 210 pies cúbicos por minuto a 250 PSI. Apéndice Figura E.6.

- Volumen mínimo necesario del depósito de compresión:

V_m .

$$\text{De Hicks : } V_m = Q_c \times \frac{p_e}{p_d} \quad (135)$$

Q_c = capacidad del compresor, m^3/min

p_e = presión de entrada al compresor,
KPa_{abs}

p_d = presión de descarga del compresor,
KPa_{abs}.

$$V_m = 5.94665 \times \frac{101.3}{1724} = 0.3494 \text{ m}^3$$

para proporcionar una capacidad de reserva se elige un depósito de 2 m^3 .

- Tiempo de llenado del depósito de aire

$$\text{La variación de masa en el depósito: } \Delta_m = \frac{V}{R T_i} (p_f - p_i)$$

La cantidad de aire que hace ingresar el compresor:

$$\Delta_m = Q_c \times \frac{p_e}{R T_e} t ; \text{ luego:}$$

$$t = \frac{V(p_f - p_i)}{p_e - Q_c} \quad (136)$$

v : volumen del depósito, m^3

p_f : presión final del depósito, KPa_{abs}

p_i : presión inicial del depósito, KPa_{abs}

Q_c : capacidad del compresor, m^3/min .

p_e : presión de entrada al compresor, KPa_{abs}

T_e : temperatura del aire en la entrada al compresor $\approx T_i$.

T_i : temperatura del aire en el depósito de aire constante

$$t = \frac{2 (1724 - 101.3)}{101.3 \times 5.94665} = 5.39 \text{ minutos}$$

$$t = \frac{2 (1724 - 1000)}{6,895 \times 0.09911} = 2.11 \text{ minutos}$$

- Duración del suministro de aire:

El tiempo durante el cual el aire sale con velocidad igual a 313.22 m/s, está dado por:

$$- dM = \dot{m} dt \quad (137)$$

M : masa de gas que hay en el depósito en un instante dado para valores de p y ρ .

\dot{m} : valor instantáneo del gasto másico de gas

como $\dot{m} = \rho_s \cdot V_s \cdot A_s$

y con $\rho_s = \frac{p_s}{R T_s}$; $V_s = \sqrt{K R T_s}$

$$\dot{m} = A_s \cdot p \sqrt{\frac{K}{R T}} = A_s \frac{p}{p_0} \cdot p_0 \sqrt{\frac{K}{R T_0}} \times \sqrt{\frac{T_0}{T}}$$

con : $\frac{T}{T_s} = \frac{K+1}{2}$; $\frac{p}{p_s} = \left(\frac{2}{K+1}\right)^{\frac{K}{K-1}}$

se tiene:

$$\dot{m} = A_s p \sqrt{\frac{K}{R T} \left(\frac{2}{K+1}\right)^{\frac{K+1}{K-1}}} \quad (138)$$

La magnitud M está dada por:

$$M = \rho V$$

$$dM = V d\rho$$

como : $\rho = \frac{p}{RT}$ y considerando que la temperatura del depósito no varíe, se tiene:

$$d(RT) = 0 = \frac{\rho dp - p d\rho}{\rho^2}$$

$$d\rho = \frac{dp}{RT}$$

luego dM queda:

$$dM = \frac{V dp}{RT} \quad (139)$$

reemplazando las ecuaciones (87) y (88) en (86) se tiene:

$$dt = \frac{V}{A_s \sqrt{RT}} \left(\frac{K+1}{2}\right)^{\frac{K+1}{2(K-1)}} \frac{dp}{p}$$

Integrando desde las condiciones de $t = 0$; $p = p$ hasta las condiciones $t = t_s$; $p = p_1$ se obtiene:

$$t_s = \frac{V}{A_s \sqrt{RT}} \left(\frac{K+1}{2}\right)^{\frac{K+1}{2(K-1)}} \text{Ln} \frac{p}{p_1} \quad (140)$$

El flujo de aire seguirá siendo descargado a las mismas condiciones hasta que la presión del depósito descienda por debajo de 964.27 KPa_{abs} y el tiempo transcurrido es de:

$$t_s = \frac{2}{2 \times 14.14 \times 10^{-6} \sqrt{287 \times 293}} (1.2)^3 \text{Ln} \frac{1724}{964.27}$$

$$t_s = 244.86 \text{ segundos} = 4.08 \text{ minutos}$$

5.4.3. Tuberías y Depósito de aire

Presión de trabajo = 1724 KPa (250 Psi)

Densidad = $1724 \times 10^3 / (287 \times 293) = 20.50 \text{ Kg/m}^3$

Flujo másico = $0.1039 \text{ m}^3/\text{s}$.

La velocidad recomendada en las líneas de aire - comprimido : $V = 7 \text{ a } 10 \text{ m/s}$ (Hicks).

Diámetro de la tubería:

$$d = \sqrt{\frac{4 \dot{m}}{\pi \rho V}} \quad (141)$$

$$d = \sqrt{\frac{4 \times 0.1039 \text{ Kg/s}}{\pi \times 20.50 \text{ Kg/m}^3 \times 7 \text{ m/s}}} = 0.03036 \text{ m}$$

$$d = 3.036 \text{ cm} \approx 1 \frac{1}{2} \text{ pulg.}$$

Para tener un volumen adicional de aire almacenado se usará:

$$d = 2 \text{ pulgadas}$$

El Code for Pressure Piping de ANSA, define el número de referencia:

$$NR = 1000 \frac{P_i}{S} \quad (142)$$

p_i = presión interna de la tubería, P_a

S = esfuerzo permisible en la tubería, P_a

Según ASA Standard B36.1.1945, tubería de acero comercial sin costura (Perry):

- Bajo contenido de carbono: $\sigma_{tracc} = 333.54 \text{ MPa}$

$$S = 66.7 \text{ MPa}$$

- Contenido medio de carbono: $\sigma_{tracc} = 431.64 \text{ MPa}$

$$S = 86.3 \text{ MPa}$$

$$NR = 1000 \times \frac{1.724}{66.7} = 25.8 \approx 30$$

CRANNE, A-30, para propósitos de instalaciones recomien -
da:

hasta 250 Psi; NR = 40

300 Psi a 600 Psi; NR = 80

De ASA Standard B36.10-1939 (Perry): NR = 40

Diámetro nominal = 2 pulgadas

Diámetro exterior = 60.3 mm

Diámetro interior = 52.50 mm

Espesor = 3.91 mm

Peso = 5.45 Kg/m

5.5. CAMARA DE ATOMIZACION

Se requiere de un cilindro antisalpicaduras que guie al flujo de aire con los polvos metálicos hacia la parte inferior, evitando la pérdida de material debido a la turbulencia originada por el impacto del chorro de aire. Exteriormente se colocará una camisa para el cilindro de atomización, donde se acumula el polvo de bronce, resultado de la atomización (ver plano).

5.6. ESTRUCTURAS

5.6.1. Estructura para la cámara de atomización, ver plano.

5.6.2. Estructura del horno.

De la Figura N° 76 considerando la estructura ABCD como - un pórtico, con las dimensiones $E = 45$ cm, $e = 25$ cm, $h = 70$ cm, el ángulo α es de 82° .

Los componentes de la carga son:

$$F_n = R \cos \alpha = \frac{P}{4} \cos \alpha$$

$$F_a = R \sin \alpha = \frac{P}{4} \sin \alpha$$

$$y \quad M = \frac{P/2 \times e}{8} = \frac{P}{16} \times e$$

La carga sísmica, asignada por un sismo, se considera una aceleración igual a 0.3 g.

$$F_s = m \times a = \frac{P}{g} \times 0.3 \text{ g} = 0.3 P$$

también:

$$M' = F_n \times \frac{h}{\sin \alpha} + F_s \frac{h}{\sin \alpha}$$

$$M'' = F_n \times \frac{h}{\sin \alpha} - F_s \times \frac{h}{\sin \alpha}$$

como : $P = 1200$ Kg, se obtienen:

$$R = 300 \text{ Kg}$$

$$F_a = 297 \text{ Kg}$$

$$F_n = 42 \text{ Kg}$$

$$F_s = 360 \text{ Kg}$$

$$M = 1875 \text{ Kg-cm}$$

$$M' = 28542 \text{ Kg-cm}$$

$$M'' = 22578 \text{ Kg-cm}$$

El elemento C_s soporta una carga axial de $F_a = 297$ Kg y un

momento de $M + M' = 30417 \text{ Kg-cm} = M_R$.

Del AISC, el esfuerzo permisible se toma igual a:

$$\sigma_{\text{permisible}} = 0.6 \sigma_{\text{fluencia}} \quad (143)$$

El esfuerzo que soporta una columna sometida a compresión y flexión:

$$\sigma_{\text{máx}} = \frac{F_a}{A} + \frac{M_R \times C}{I} \quad (144)$$

siendo σ = esfuerzo equivalente, Kg/cm

F_a = carga axial, Kg

A = área de la sección transversal del perfil
cm²

M_R = momento total

C = distancia del centroide del área al punto
más alejado

I = momento de inercia del área de perfil.

se debe verificar:

$$\sigma_{\text{máx}} \leq \sigma_{\text{permisible}} \quad (145)$$

Considerando un perfil L 3 1/2" x 3 1/2" x 1/2", de acero A36

$$A = 3.25 \text{ pulg}^2 = 20.97 \text{ cm}^2$$

$$I = 3.64 \text{ pulg}^4 = 151.5 \text{ cm}^4$$

$$\bar{x} = 1.06 \text{ pulg} = 2.69 \text{ cm}$$

$$r = 1.06 \text{ pulg} = 2.69 \text{ cm}$$

$$C = 3.5 - \bar{x} = 2.44 \text{ pulg} = 6.198 \text{ cm}$$

$$\sigma_{\text{fluencia}} = 36,000 \text{ Psi}$$

$$\text{De (143): } \sigma_{\text{admisible}} = 21,600 \text{ Psi} = 1519 \text{ Kg/cm}^2$$

Reemplazando en la ecuación (144):

$$\sigma_{\text{máx}} = 1259 \text{ Kg/cm}^2$$

que es menor que el esfuerzo permisible $\sigma_{\text{permisible}} = 1519 \text{ Kg/cm}^2$ como establece la ecuación (145).

El elemento AB, soporta una carga de 600 Kg y un momento $M = 1875 \text{ Kg-cm}$ (Figura N° 77).

$$\sigma_{\text{máx}} = \frac{P/2}{A} + \frac{M C}{I} \leq \sigma_{\text{permisible}}$$

$$\frac{600}{10 h} + \frac{1875 \times 5}{10 h^3/12} \leq 1519 \text{ Kg/cm}^2$$

$$h \geq 1.97 \text{ cm}$$

$$h = 2 \text{ cm}$$

El elemento SU está sometido a las cargas P_1 y P_2 ; a los momentos M_1 y M_2 y a una carga distribuída w , como se muestra en la Figura N° 78.

Utilizando el cuadro N° 43 (Fuente: Singer Resistencia de Materiales):

$$M_S = \frac{P_1 a (b+c)^2}{L^2} - \frac{P_2 (a+b) c^2}{L^2} - \frac{w L^2}{12} + \frac{M_1 (b+c)}{L} \left(\frac{3a}{L} - 1 \right) - \frac{M_2 c}{L} \left(\frac{3(a+b)}{L} - 1 \right) \quad (146)$$

$$M_U = \frac{P_1 a^2 (b+c)}{L^2} - \frac{P_2 (a+b)^2 c}{L^2} - \frac{w L^2}{12} - \frac{M_1 a}{L} \left(\frac{3(b+c)}{L} - 1 \right) + \frac{M_2 (a+b)}{L} \left(\frac{3c}{L} - 1 \right) \quad (147)$$

Con : $P_1 = P_2 = 300 \text{ Kg}$
 $M_1 = 30,147 \text{ Kg-cm}$
 $M_2 = 24,453 \text{ Kg - cm}$
 $a = 75 \text{ cm}$
 $b = 45 \text{ cm}$
 $c = 30 \text{ cm}$
 $L = 150 \text{ cm}$
 $w = 9.66 \text{ Kg/cm}$

Carga viva :

- Montaje : 100 Kg/m^2
- Sobrecarga: $1,200 \text{ Kg}$ (peso del horno)

Considerando un área de 0.6 m^2 ($1.5 \text{ m} \times 0.4 \text{ m}$):

$$CV = 100 + \frac{1,200}{0.6} = 2,100 \text{ Kg/m}^2$$

Considerando un exceso del 15%, se obtiene:

$$w = \frac{2100 \times 0.60}{150} \times 1.15$$

$$w = 9.66 \text{ Kg/cm}$$

Reemplazando valores en las ecuaciones (146) y (147) resulta:

$$M_S = 24,421 \text{ Kg-cm}$$

$$M_U = 44,927 \text{ Kg-cm}$$

Considerando un acero A36 ($\sigma_{\text{admisible}} = 1519 \text{ Kg/cm}$) ; el módulo de la sección requerida es:

$$S \geq \frac{M_{\text{máx}}}{\sigma_{\text{admisible}}} \quad (148)$$

$$S \geq \frac{44927}{1519}$$

$$S \geq 29.58 \text{ cm}^4$$

Del manual AISC el perfil:

$$L \ 4" \times 4" \times 1/2" ; \ S = 32.28 \text{ cm}^3$$

es adecuado.

De la Figura N° 76, se considera que toda la carga muerta y carga viva sobre el área TV KR lo va a soportar las vigas TV y KR, de manera que la viga TV soporta las cargas P_1 , P_2 , P_3 , P_4 y P_5 y la carga distribuída w , como se muestra en la Figura N° 79.

Carga muerta:

- Dos operarios y carga para el horno:

$$2 \times 180 + 150 = 310 \text{ Kg} ; \ P_1 = 155 \text{ Kg}$$

- Peso del horno: 120 Kg ; $P_2 = P_4 = 600 \text{ Kg}$

- Contrapeso : 400 Kg ; $P_3 = 200 \text{ Kg}$

- Reductor, quemador, ventilador, motor y peso de un operario: $40 + 60 + 30 + 30 + 80 = 240 \text{ Kg} ; \ P_5 = 120 \text{ Kg}$.

$$C_M = 2150 \text{ Kgs.}$$

Carga viva:

- Montaje : 100 Kg/m^2

- Sobrecarga : 200 Kg/m^2

$$C_V = 300 \text{ Kg/m}^2$$

$$\text{Area TV KR} = 2.66 \text{ m} \times 1.5 \text{ m} = 3.99 \text{ m}^2$$

$$w = \frac{300 \times 3.99}{2} \text{ Kg} \times \frac{1}{266} \text{ cm}$$

$$w = 2.25 \text{ Kg/cm}$$

Resolviendo el sistema de fuerzas de la Figura N° 79(b):

$$\Sigma F_Y = 0$$

$$R_T - P_1 - P_2 - P_3 - P_4 - P_5 - wL + R_V = 0 \quad (1)$$

$$\Sigma M_T = 0$$

$$P_1 \cdot a + P_2 \cdot b + P_3 \cdot c + P_4(L-b) + P_5(L-a) - \frac{wL^2}{2} - R_V \cdot L = 0 \quad (2)$$

La ecuación de momento:

$$M_x = R_T(x) - P_1(x-a) - P_2(x-b) - P_3(x-c) - P_4[x-(L-b)] - P_5[x-(L-a)] - \frac{w \cdot x^2}{2} \quad (3)$$

La ecuación de la pendiente:

$$\theta_x = \frac{R_T}{2}(x)^2 - \frac{P_1}{2}(x-a)^2 - \frac{P_2}{2}(x-b)^2 - \frac{P_3}{2}(x-c)^2 - \frac{P_4}{2}[x-(L-b)]^2 - \frac{P_5}{2}[x-(L-a)]^2 - \frac{w \cdot x^3}{6} + C_1 \quad (4)$$

La ecuación de la flecha:

$$f_x = \frac{R_T}{6}(x)^3 - \frac{P_1}{6}(x-a)^3 - \frac{P_2}{6}(x-b)^3 - \frac{P_3}{6}(x-c)^3 - \frac{P_4}{6}[x-(L-b)]^3 - \frac{P_5}{6}[x-(L-a)]^3 - \frac{w(x)^4}{24} + C_1(x) + C_2 \quad (5)$$

Con los valores de:

$$\begin{array}{ll} P_1 = 155 \text{ Kg} & a = 37.5 \text{ cm} \\ P_2 = P_4 = 600 \text{ Kg} & b = 75 \text{ cm} \\ P_3 = 200 \text{ Kg} & c = 133 \text{ cm} \\ P_5 = 120 \text{ Kg} & L = 266 \text{ cm} \end{array}$$

De las ecuaciones (1) y (2) se obtiene R_V y R_T :

$$R_V = 1124 \text{ Kg} \quad ; \quad R_T = 1150 \text{ Kg}$$

Para $x = 0$, $f_x = 0$; de la ecuación (5):

$$C_2 = 0$$

Para $x = L$, $\theta_x = 0$, de la ecuación (5):

$$C_1 = - 789.87$$

El momento máximo ocurre en $\theta_x = 0$. Reemplazando C_1 y la condición de $\theta_x = 0$, en la ecuación (4), se obtiene que $M_{\text{máx}}$ ocurre para la posición $x = 148 \text{ cm}$.

De manera que de la ecuación (3) el momento máximo es de:

$$M_{\text{máx}} = 107,431 \text{ Kg-cm}$$

Considerando un acero A36, $\sigma_{\text{admisible}} = 1519 \text{ Kg/cm}^2$, el mó dulo S de la sección requerida es:

$$S \geq \frac{107,431}{1519}$$

$$S \geq 70.72 \text{ cm}^3$$

Considerando cargas súbitas, acción térmica y maltrato - que normalmente se da a estas instalaciones:

$$S = 2.5 \times 70.72 = 176.8 \text{ cm}^3$$

En siderurgia se suele aplicar un coeficiente de seguridad entre 2 y 3.

Del manual AISC, un perfil W8 x 15 ($S = 193.37 \text{ cm}^3$) es su ficiente.

Los elementos TV, RK, TR y VK son del mismo tipo del per fil.

Columnas para la plataforma TV KR:

Referencia:

Altura de descarga del horno = 2.58 m

Altura de descarga del horno, tomando como referencia la base de la plataforma = 0.90 m

Altura de la viga W = 20 cm

Altura de la columna = 2.58 - 0.90 - 0.20 = 1.48 m.

Figura N° 80(a).

Carga muerta:

- . Perfil W y ángulo 282 Kg
- 22.3 Kg/m x 2(2.66 + 1.5) m = 185.6 Kg
- 16.51 Kg/m x 2(1.5) + 4 (0.71) = 96 Kg
- . Plancha 150 Kg
- . Horno 1200 Kg
- . Quemador, ventilador, motor 100 Kg
- . Reductor 60 Kg
- . Contrapeso y estructura ... 500 Kg
- . Tres operarios y carga para el horno 320 Kg

$$\text{Carga muerta total} = C_M = 2612 \text{ Kgs}$$

Carga viva:

- . Montaje 100 Kg/m²
- . Sobrecarga 200 Kg/m²

$$\text{Carga viva total} = C_V = 300 \text{ Kg/m}^2$$

$$C_V = 300 \text{ Kg/m}^2 \times (2.66 \times 1.50) \text{m}^2$$

$$C_V = 1197 \text{ Kgs.}$$

$$\text{La carga total: } C_T = C_M + C_V$$

$$C_T = 2612 + 1197 = 3809$$

$$C_T = 3800 \text{ Kg.}$$

La carga que soporta cada columna (Figura N° 80(b)):

$$P = \frac{3800}{4} = 950 \text{ Kg}$$

La fuerza sísmica se considera originada por un sismo con una aceleración de 0.3 g.

$$F_s = m \times a = \frac{P}{g} \times 0.3 \text{ g} = 0.3 \text{ p}$$

$$F_s = 0.3 \times 950 \text{ Kg} = 285 \text{ Kg}$$

De la Figura N° 81:

$$F_a = P = 950 \text{ Kg}$$

$$M_s = F_s \times L = 287 \text{ Kg} \times 150 \text{ cm}$$

$$M_s = 43050 \text{ Kg-cm}$$

El esfuerzo máximo a que está sometida la columna es de:

$$\sigma_{\text{máx}} = \frac{P}{A} + \frac{M}{S} \leq \sigma_{\text{admisible}} \quad (144)$$

Considerando un tubo de acero A36 de 3 1/2" extrafuerte:

$$A = 2374 \text{ cm}^2$$

$$S = 51.46 \text{ cm}^3$$

$$r = 3.3274 \text{ cm}$$

$$\frac{K L}{r} = \frac{1.2 \times 150}{3.3274} = 54$$

Del Cuadro N° 44:

$$\sigma_{\text{admisible}} = 17.89 \text{ Kips} = 1258 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_{\text{máx}} = \frac{950}{23.74} + \frac{43050}{51.46}$$

$$\sigma_{\text{máx}} = 877 < \sigma_{\text{admisible}}$$

5.7. DISTRIBUCION DE EQUIPOS

Ver plano.

5.8. HERRAMIENTAS Y MATERIALES COMPLEMENTARIOS

5.8.1. Herramientas:

- Tenazas para carguo del horno, de fierro liso de 1/2 pulgada de diámetro.
- Rascador, acero de construcción de 3/4 pulgada - de diámetro y plancha de 1/4" de espesor.
- Horquilla; acero de construcción de 3/4" Ø.
- Espumador ; acero de construcción de 3/4" Ø:
- Agitador; acero de construcción de 3/4" Ø.
- Callana.
- Portacallana.

Ver plano.

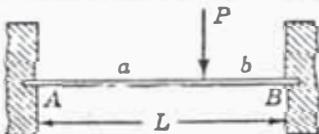
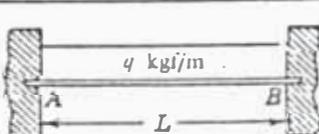
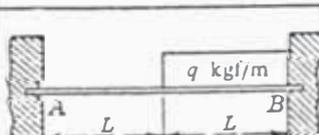
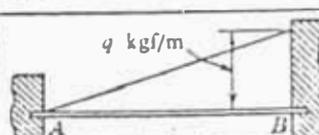
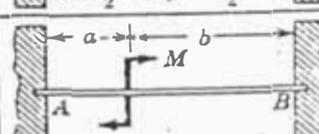
5.8.2. Materiales:

- Cuprex 100
- Tubo desoxidante DS3
- Slax 20
- Desgasificante, lo gas 50
- Pintura refractaria.

5.8.3. Equipo de seguridad:

- Guantes de asbesto 19"
- Mandil de asbesto 60 cm x 1.20 m
- Escarpines de asbesto
- Zapatos de seguridad
- Cascos de seguridad
- Máscara protectora de gas de 2 filtros
- Máscara protectora facial
- Pirómetro de inmersión 600°C - 1400°C

CUADRO N° 43 - Vigas doblemente empotradas con diversos tipos de cargas

CASO N.°	TIPO DE CARGA	MOMENTO EN LOS EXTREMOS	VALOR DE $EI\delta$ (y es positiva hacia abajo)
1		$M_A = -\frac{Pab^2}{L^2}$ $M_B = -\frac{Pa^2b}{L^2}$	$EI\delta \text{ en el centro} = \frac{Pb^2}{48}(3L-4b)$ <p>Nota: Solo para $a > b$</p>
2		$M_A = M_B = -\frac{PL}{8}$	$EI\delta \text{ máx} = \frac{PL^3}{192}$
3		$M_A = M_B = -\frac{qL^2}{12} = -\frac{QL}{12}$	$EI\delta \text{ máx} = \frac{qL^4}{384} = \frac{QL^3}{384}$
4		$M_A = -\frac{5}{192} qL^2 = -\frac{5}{96} QL$ $M_B = -\frac{11}{192} qL^2 = -\frac{11}{96} QL$	$EI\delta \text{ en el centro} = \frac{qL^4}{768} = \frac{QL^3}{384}$
5		$M_A = -\frac{qL^2}{30} = -\frac{QL}{15}$ $M_B = -\frac{qL^2}{20} = -\frac{QL}{10}$	$EI\delta \text{ en el centro} = \frac{qL^4}{768} = \frac{QL^3}{384}$
6		$M_A = M_B = -\frac{5qL^2}{96} = -\frac{5QL}{48}$	$EI\delta \text{ máx} = \frac{7qL^4}{3840} = \frac{7QL^3}{1920}$
7		$M_A = \frac{Mb}{L} \left(\frac{3a}{L} - 1 \right)$ $M_B = -\frac{Mc}{L} \left(\frac{3b}{L} - 1 \right)$	

CUADRO N° 44 - Esfuerzos permisibles para columnas de acero estructural cargadas axialmente.

Relación de esbeltez Kl/r	Punto de fluencia mínima especificada * — lb/plg ²													Miembros principales †	Miembros secundarios ‡	
	000	40,000	42,000	45,000	46,000	50,000	55,000	60,000	65,000	70,000*	80,000*	90,000*	100,000*			
	Relación de esbeltez límite, C_c															F_c'
	6.1	119.6	116.7	112.3	111.6	107.0	102.0	97.68	93.84	90.43	84.59	79.75	75.66	F_c'	F_c	
		Esfuerzo permisible para miembros principales, kips/plg ²													kips	kips
															plg ²	plg ²
0	1.60	24.00	25.20	27.00	27.60	30.00	33.00	36.00	39.00	42.00	48.00	54.00	60.00	—	—	
5	1.38	23.76	24.93	26.71	27.29	29.65	32.60	35.54	38.48	41.42	47.29	53.15	59.01	—	—	
10	1.15	23.47	24.62	26.37	26.95	29.26	32.14	35.01	37.88	40.74	46.44	52.13	57.77	—	—	
15	0.88	23.17	24.29	25.99	26.55	28.79	31.61	34.39	37.18	39.95	45.45	50.93	56.34	—	—	
20	0.59	22.81	23.91	25.57	26.12	28.31	31.02	33.72	36.40	39.06	44.35	49.56	54.74	372.50	—	
25	0.28	22.43	23.50	25.11	25.63	27.75	30.36	32.95	34.61	38.09	43.12	48.08	52.93	238.59	—	
30	0.95	22.02	23.06	24.61	25.11	27.16	29.66	32.15	34.61	37.03	41.79	46.44	50.96	165.68	—	
35	0.57	21.59	22.60	24.08	24.56	26.51	28.92	31.28	33.60	35.89	40.36	44.66	48.85	121.73	—	
40	0.19	21.13	22.09	23.51	23.98	25.83	28.11	30.34	32.53	34.67	38.82	42.78	46.60	93.20	—	
45	0.77	20.64	21.56	22.91	23.36	25.11	27.26	29.36	31.38	33.37	37.18	40.77	44.18	73.64	—	
50	0.34	20.12	20.98	22.27	22.70	24.36	26.36	28.31	30.18	32.00	35.45	38.65	41.62	59.65	—	
55	0.89	19.58	20.39	21.61	22.01	23.55	25.42	27.20	28.93	30.56	33.63	36.41	38.91	49.30	—	
60	0.43	19.01	19.78	20.92	21.27	22.72	24.43	26.06	27.60	29.05	31.71	34.03	36.04	41.43	—	
65	0.94	18.43	19.14	20.19	20.53	21.85	23.40	24.86	26.21	27.47	29.71	31.55	33.04	35.29	—	
70	0.43	17.81	18.47	19.43	19.74	20.94	22.32	23.61	24.76	25.82	27.61	28.95	29.87	30.44	—	
75	0.89	17.18	17.78	18.66	18.93	19.98	21.20	22.29	23.25	24.08	25.40	26.21	26.54	26.51	—	
80	0.36	16.52	17.05	17.84	18.08	19.02	20.04	20.93	21.68	22.28	23.09			23.28	—	
85	0.79	15.84	16.32	17.00	17.21	17.98	18.83	19.51	20.04	20.40				20.62	—	
90	0.19	15.12	15.56	16.13	16.31	16.93	17.57	18.04	18.32	18.42				18.40	—	
95	0.59	14.40	14.75	15.22	15.37	15.84	16.26	16.51						16.51	—	
100	0.98	13.64	13.93	14.29	14.40	14.70	14.90							14.90	—	
105	0.33	12.86	13.08	13.32	13.37	13.54								13.51	—	
110	0.68	12.06	12.19	12.32	12.33									12.31	—	
115	0.98	11.23	11.27											11.27	—	
120	0.28													10.35	—	
125	0.56													9.54	9.79	
130														8.82	9.29	
135														8.18	8.84	
140														7.60	8.44	
145														7.09	8.10	
150														6.62	7.78	
155														6.20	7.61	
160														5.82	7.28	
165														5.47	7.06	
170														5.16	6.88	
175														4.87	6.72	
180														4.60	6.57	
185														4.35	6.44	
190														4.13	6.35	
195														3.92	6.27	
														3.72	6.20	

$Kl/r > C_c$

Los esfuerzos permisibles son independientes del punto de fluencia. Ver valores a la derecha.

* R... cia de fluencia.
 zos... erzos permisibles debajo de la línea continua corresponden a miembros principales con relaciones Kl/r entre 120 y 200. Los
 Se... ma de la línea doble se usan sólo como valores de F_c' . Los valores debajo de la línea doble se usan tanto para F_c' como para
 los esfuerzos permisibles para miembros secundarios con valores de Kl/r de 120 ó mayores, los que son iguales para todos los

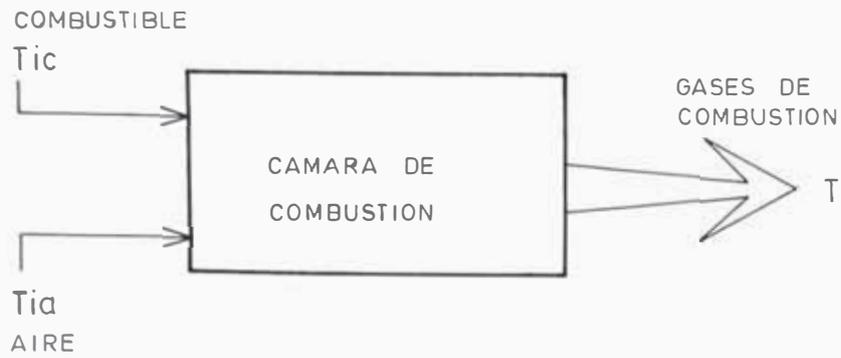


Fig. 47. Esquema del proceso de combinación

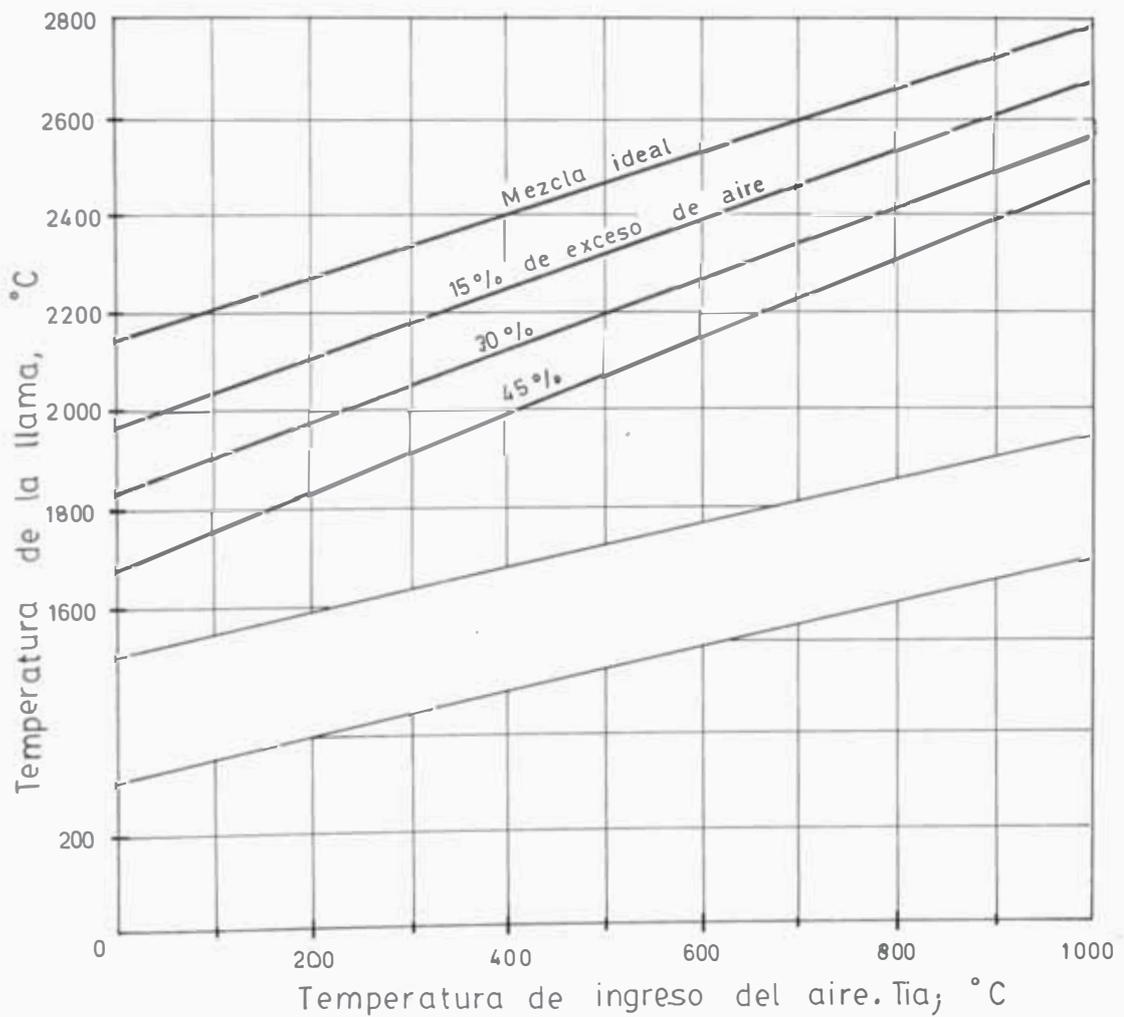


Fig. 48. Temperaturas adiabáticas de la llama de *Petróleo Diesel N° 2*, con aire precalentado a diversas temperaturas. Ecuación (38).

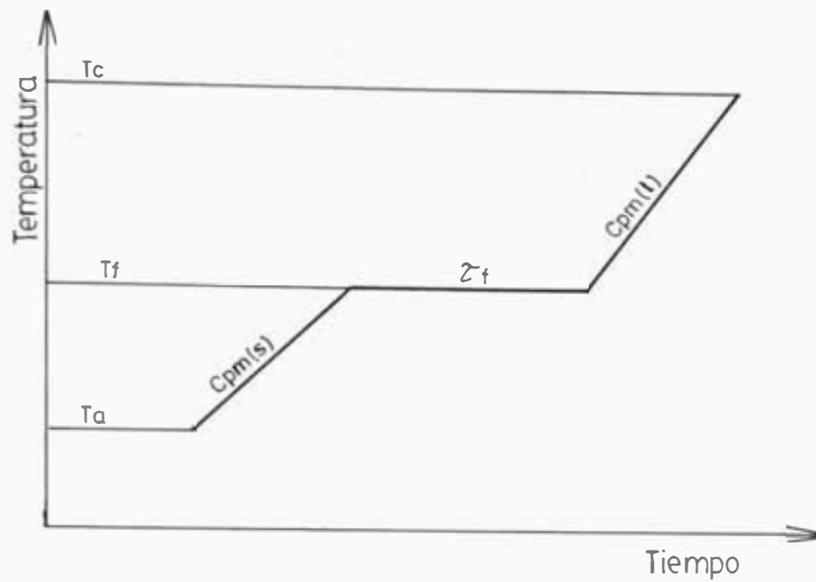


Fig. 49. Calor necesario para llevar a un metal hasta la temperatura de colada.

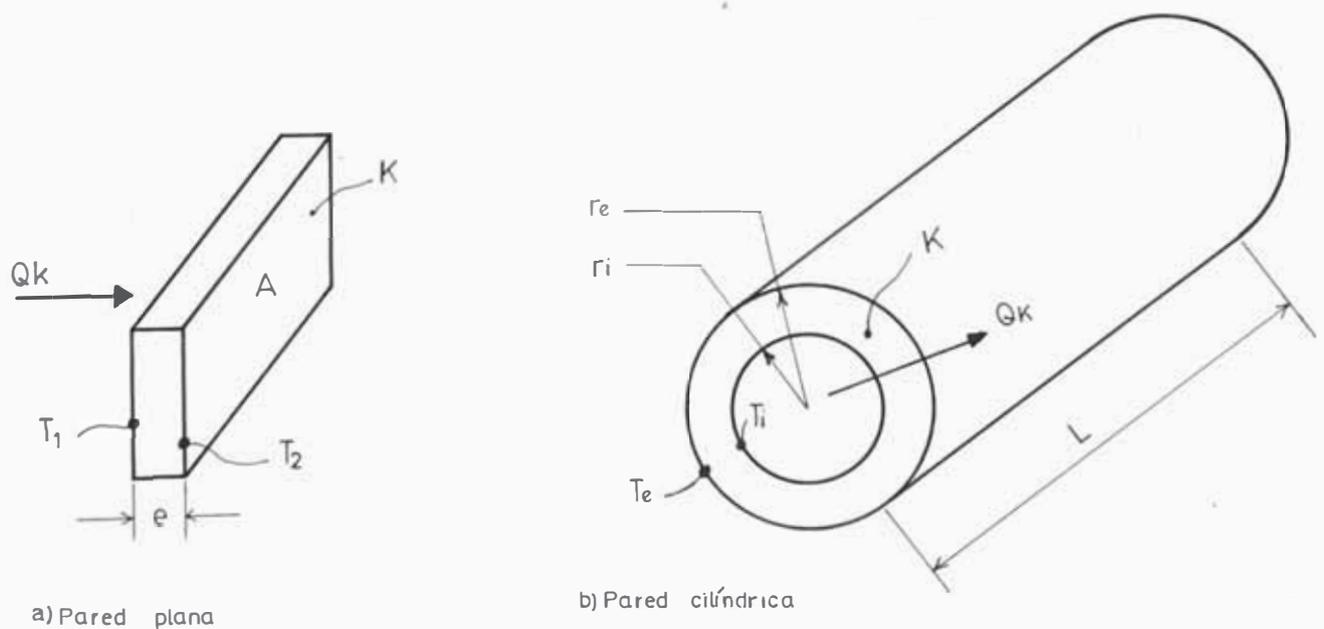


Fig. 50. Conducción de calor permanente unidimensional sin generación de calor.

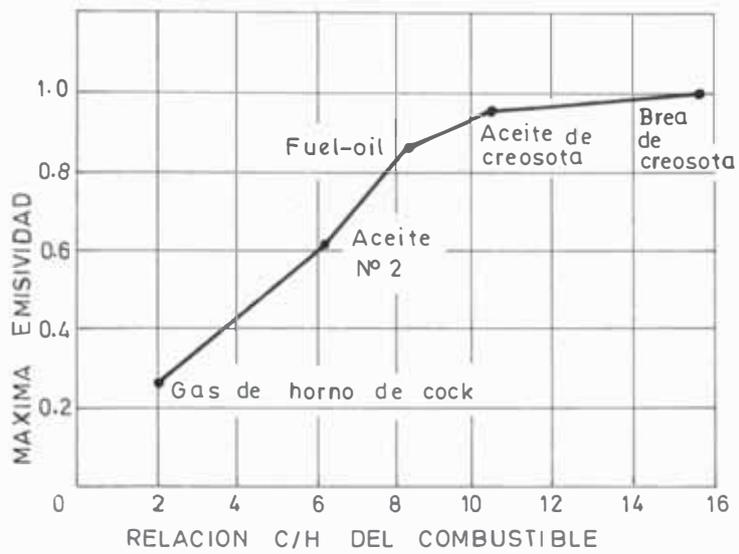


Fig. 51. Emisividad de la llama (Sherman). (21)

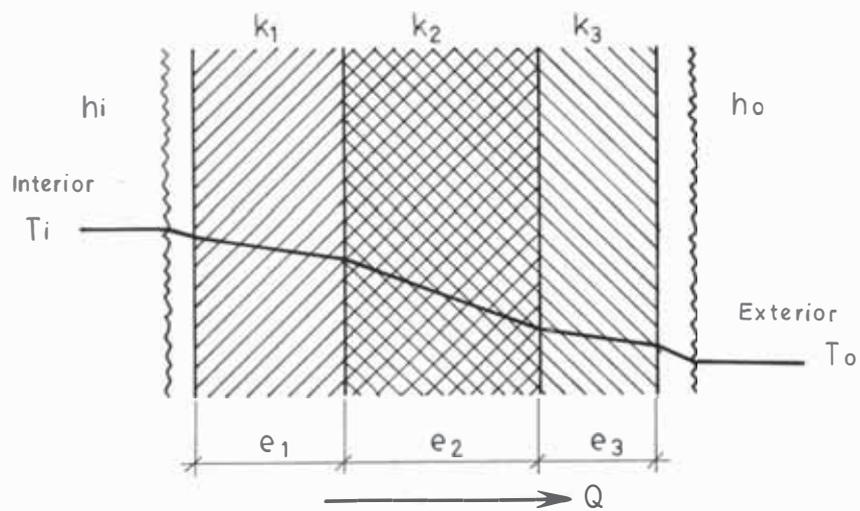


Fig. 52. Paredes Compuestas

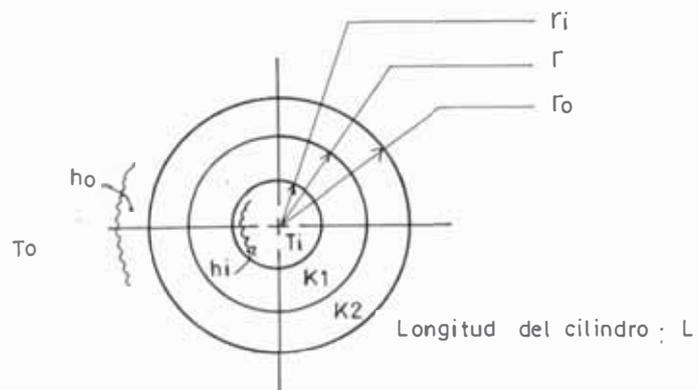


Fig. 53. Cilindros concéntricos

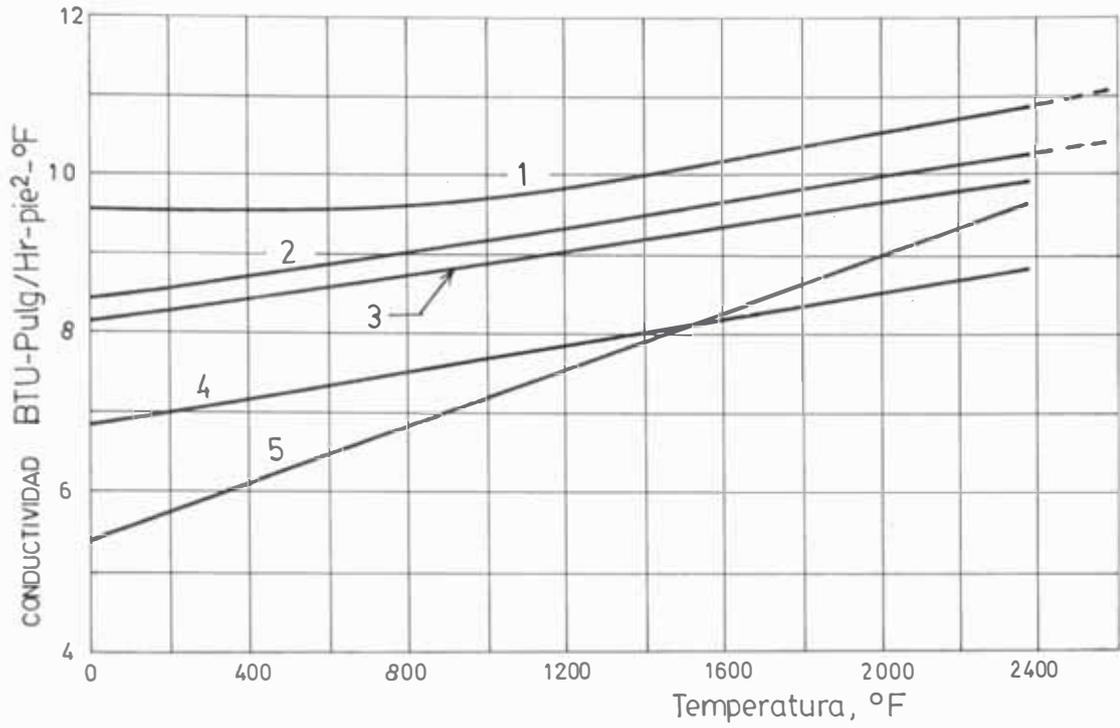


Fig. 54. Conductividad térmica de ladrillos de arcilla refractaria. Cuadro N° 23.

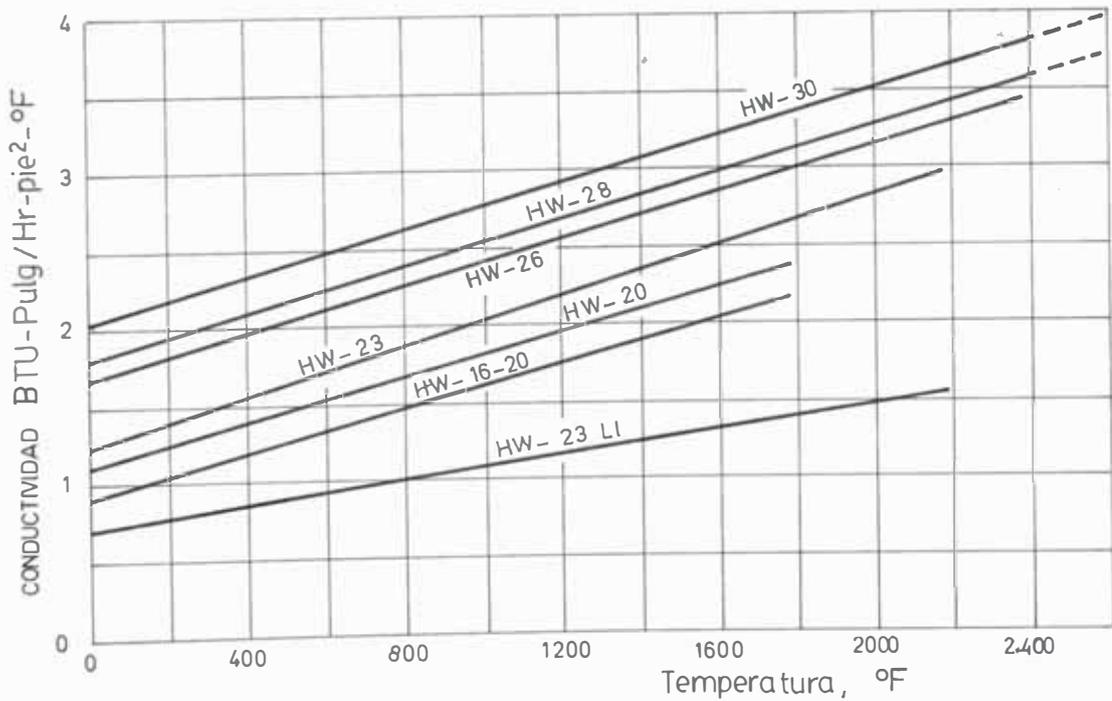


Fig. 55. Conductividad térmica de ladrillos aislantes. Cuadro N° 24

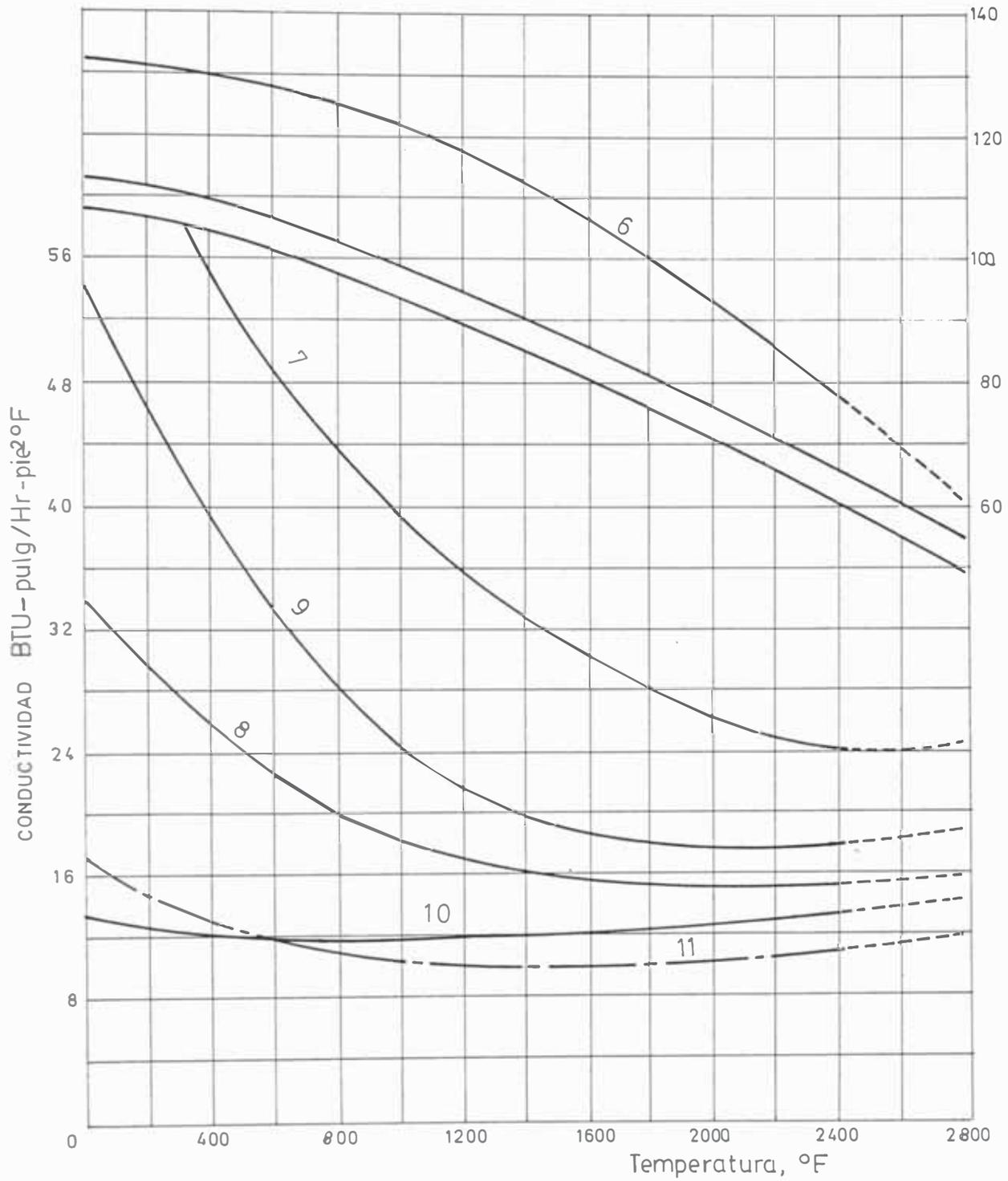


Fig. 56. Conductividad térmica de ladrillos refractarios. Cuadro N° 25
Fuente: Harbison Walker Refractories Company.

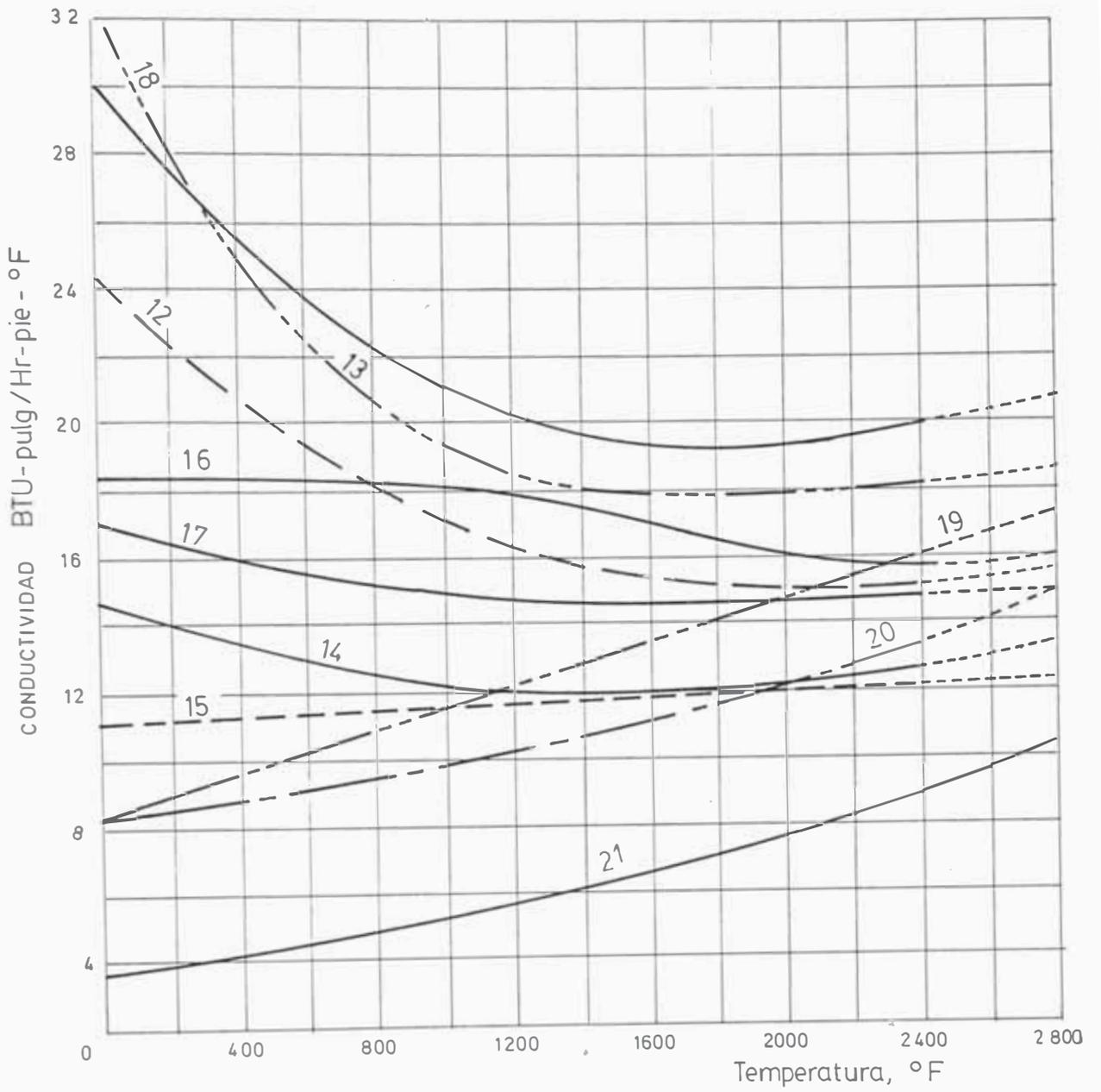


Fig. 57. Conductividad térmica de ladrillos refractarios. Cuadro N° 25
Fuente: Harbison Walker Refractories Company.

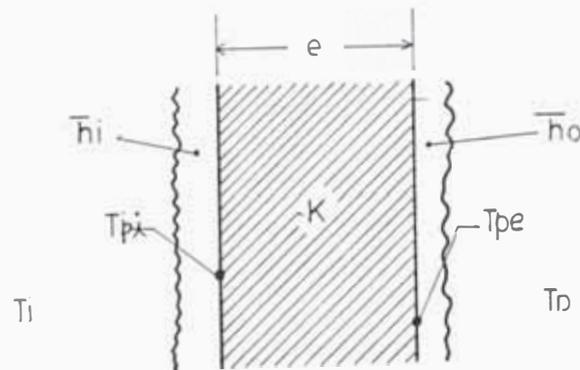


Fig. 58. Pared simple

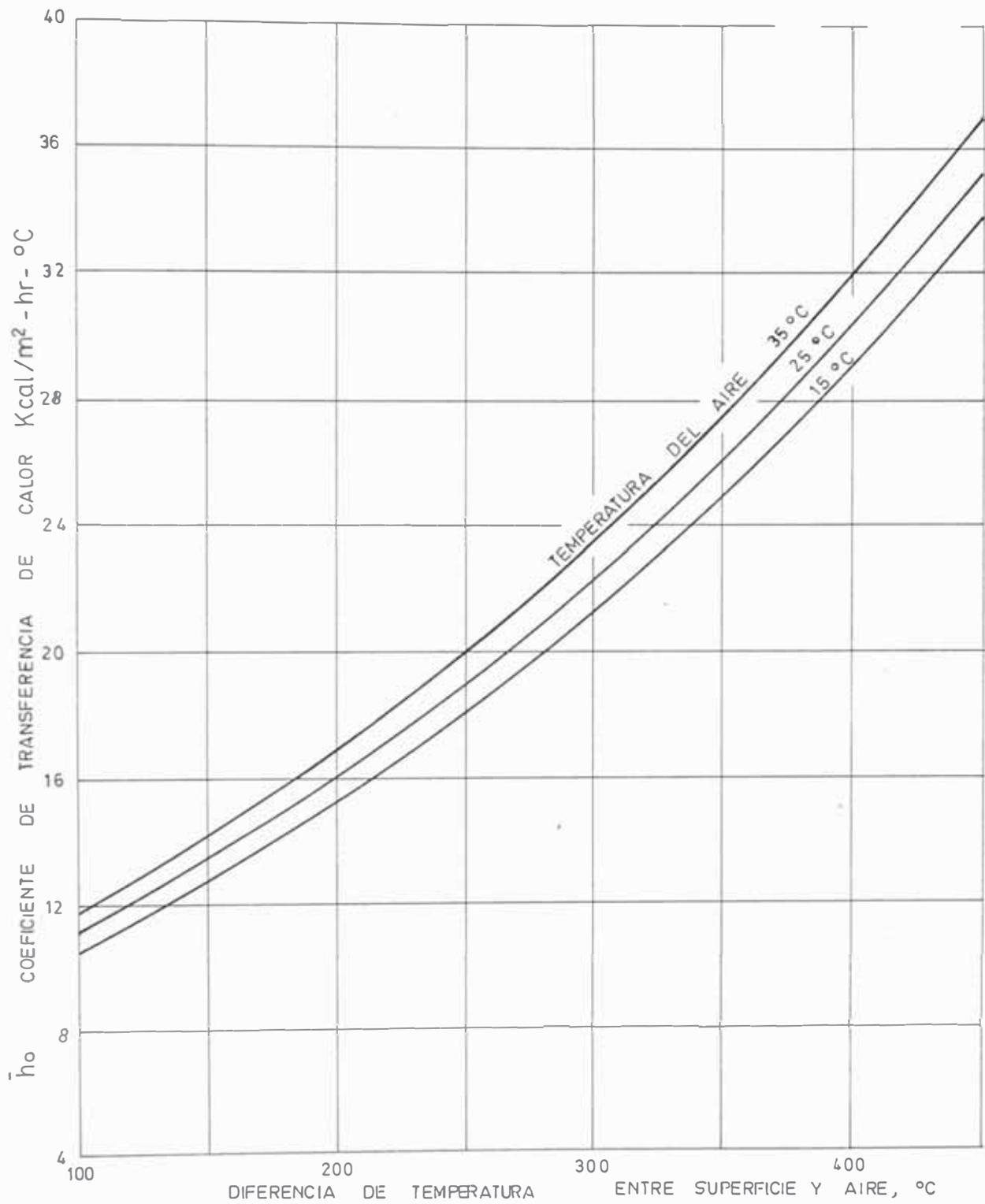


Fig. 59. Coeficiente de disipación de calor en aire tranquilo. Pared Vertical. Ecuación (63-a).

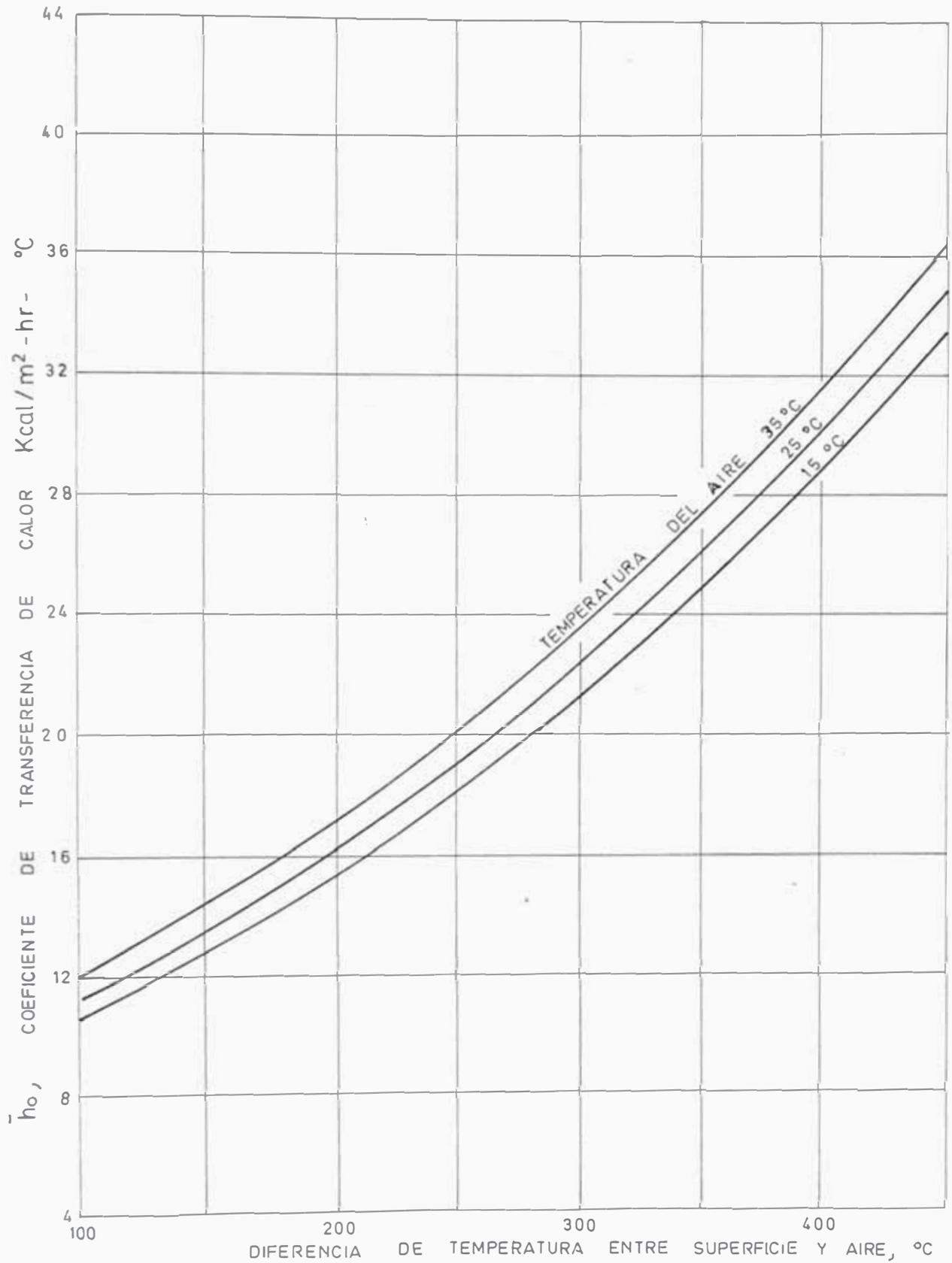


Fig. 60. Coeficiente de disipación de calor en aire tranquilo. Pared horizontal con transferencia de calor en la cara superior. Ecuación (63, b).

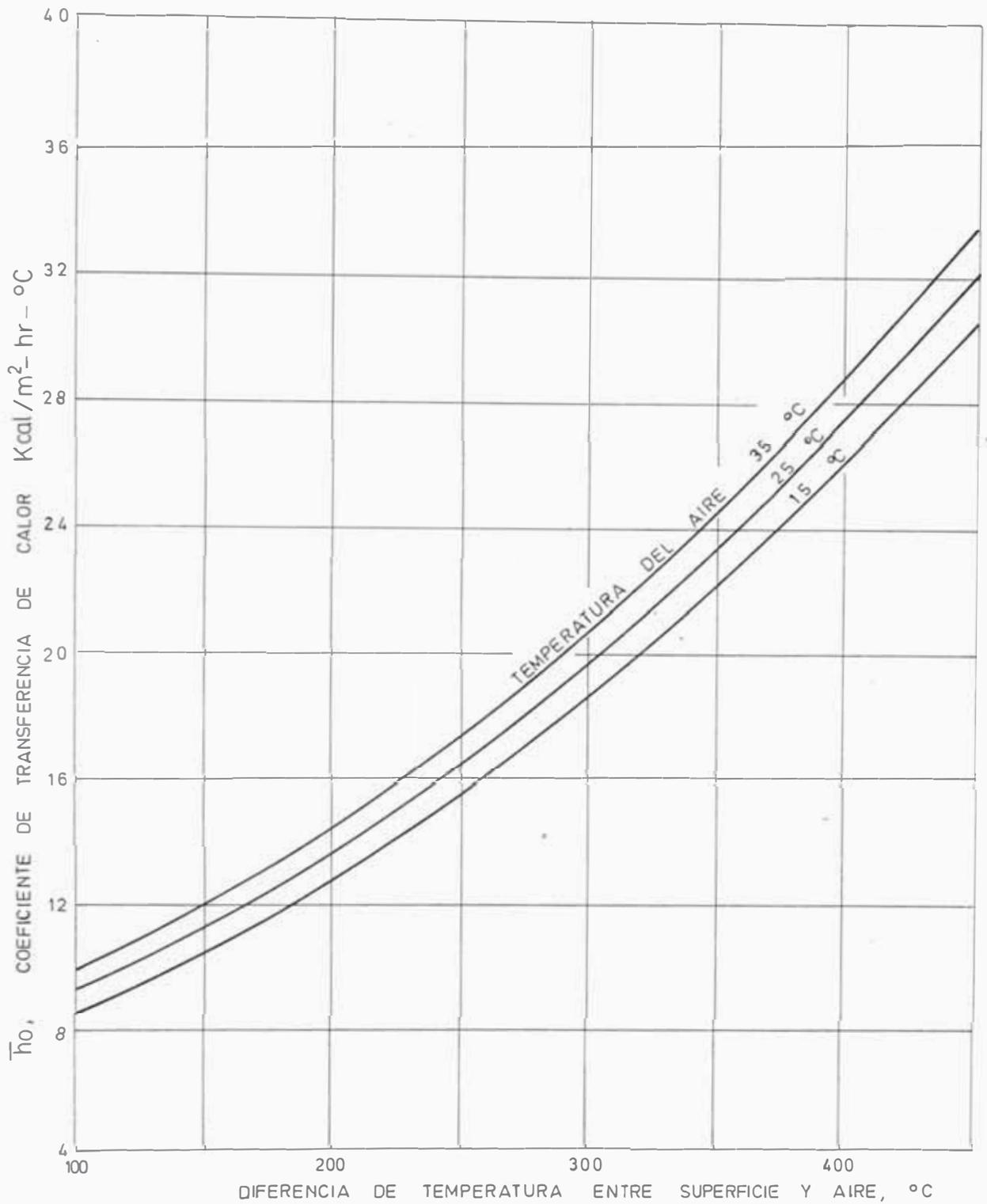


Fig. 61. Coeficiente de disipación de calor en aire tranquilo. Pared horizontal con transferencia de calor en la cara interior. Ecuación (63, c).

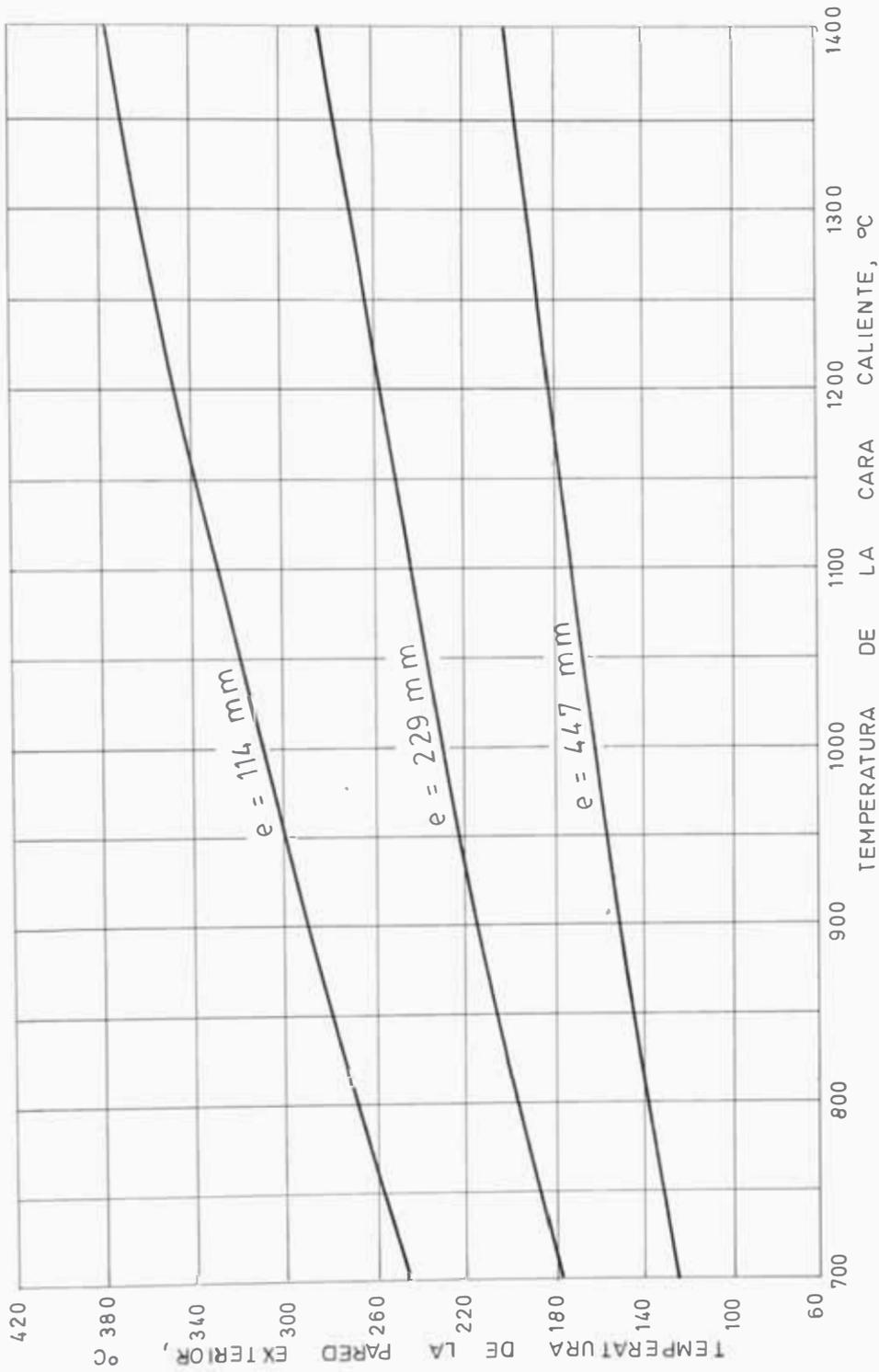


Fig. 62. Relación de temperatura de las caras de las paredes del horno
(Calculado a partir de la ecuación 61)

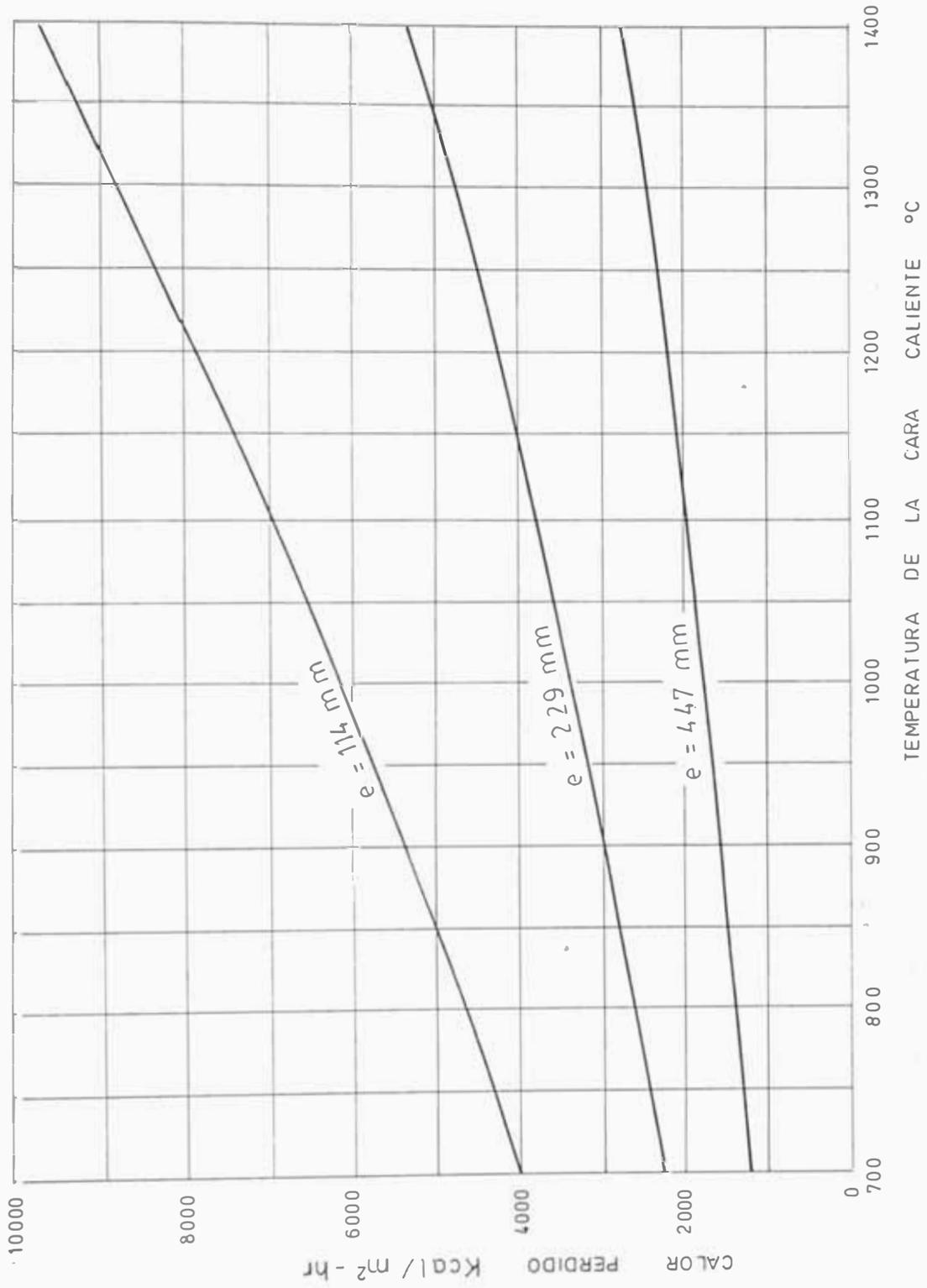


Fig. 63. Perdida de calor a traves de paredes del horno.
(Calculado a partir de la ecuación 61)

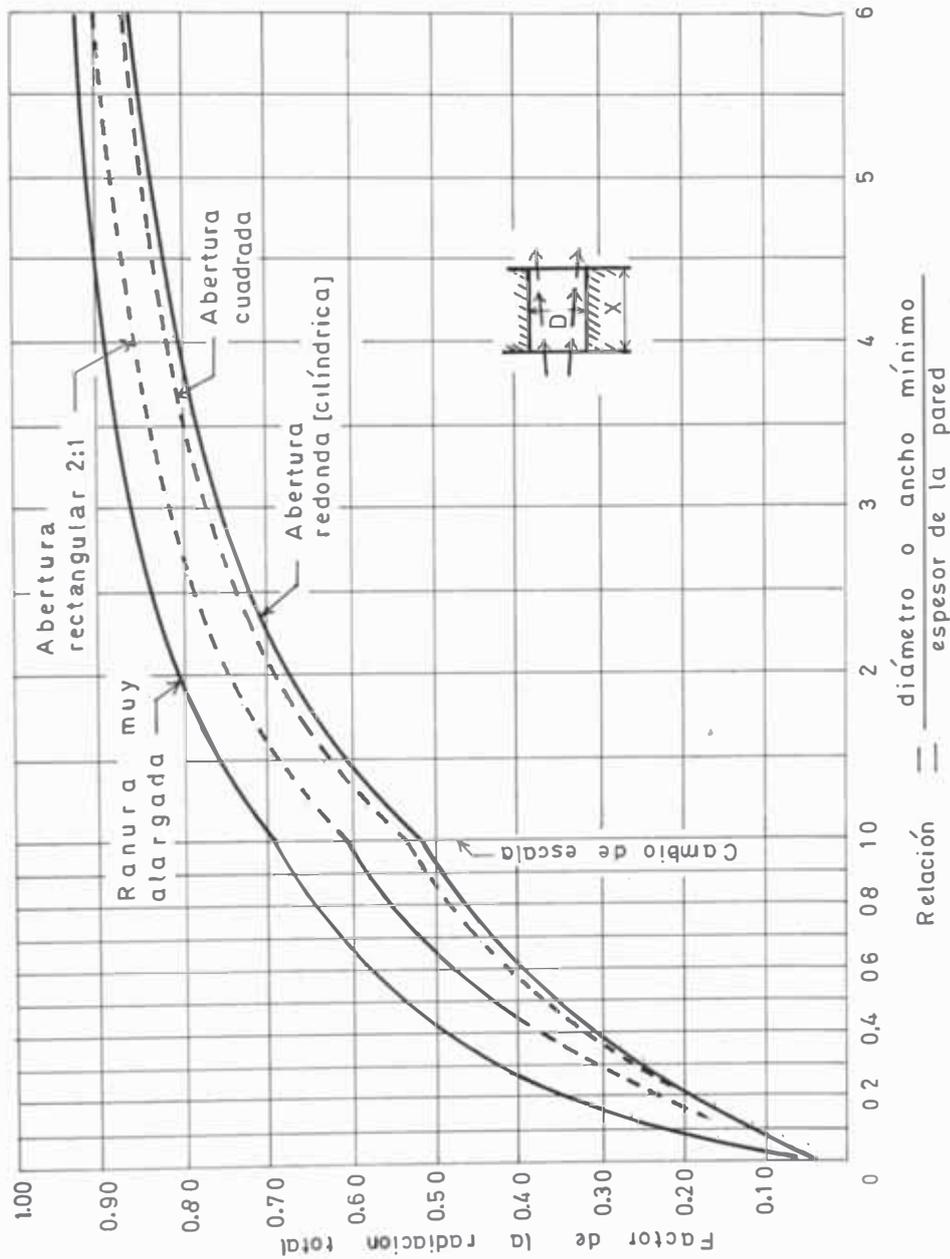


Fig. 64. Radiación a través de aberturas de forma diversa, expresada como fracción de la radiación de una superficie libremente expuesta que tenga la misma superficie que la sección transversal de la abertura.

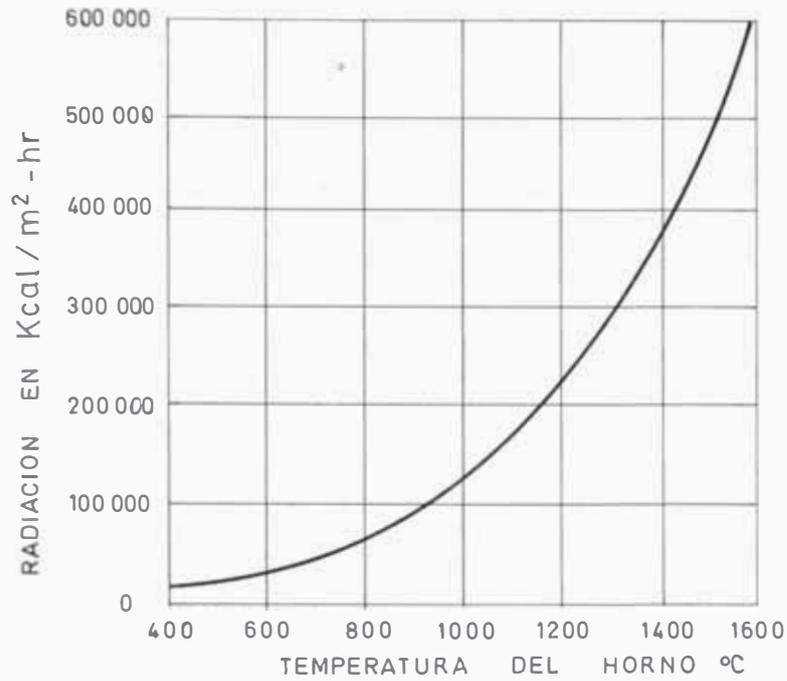


Fig. 65. Radiación del cuerpo negro en función de la temperatura.

Fuente: Trinks.

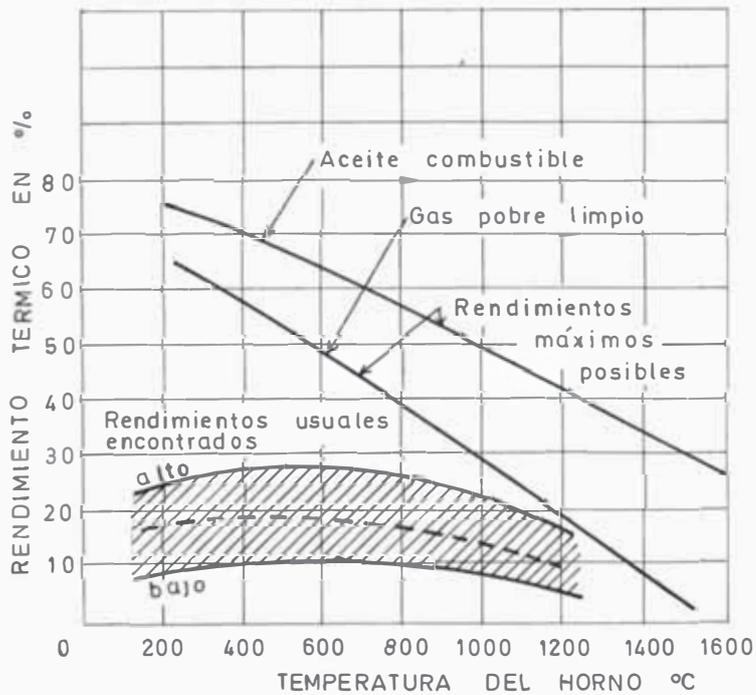


Fig. 66. Rendimientos ideales y reales de hornos industriales del tipo intermitente o de carga por lotes.

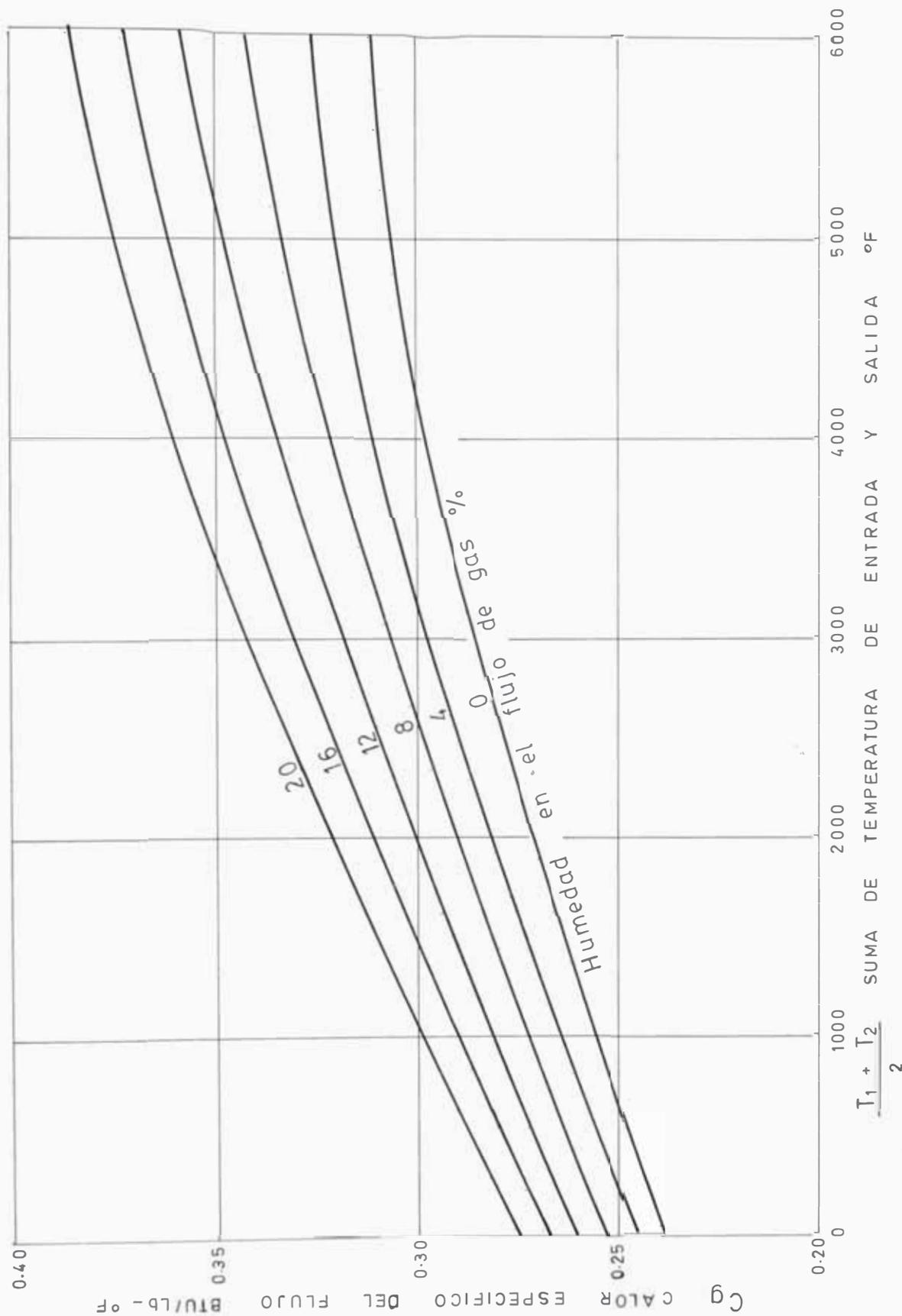


Fig. 67. Valor aproximado del calor específico promedio del flujo de gases. C_g .

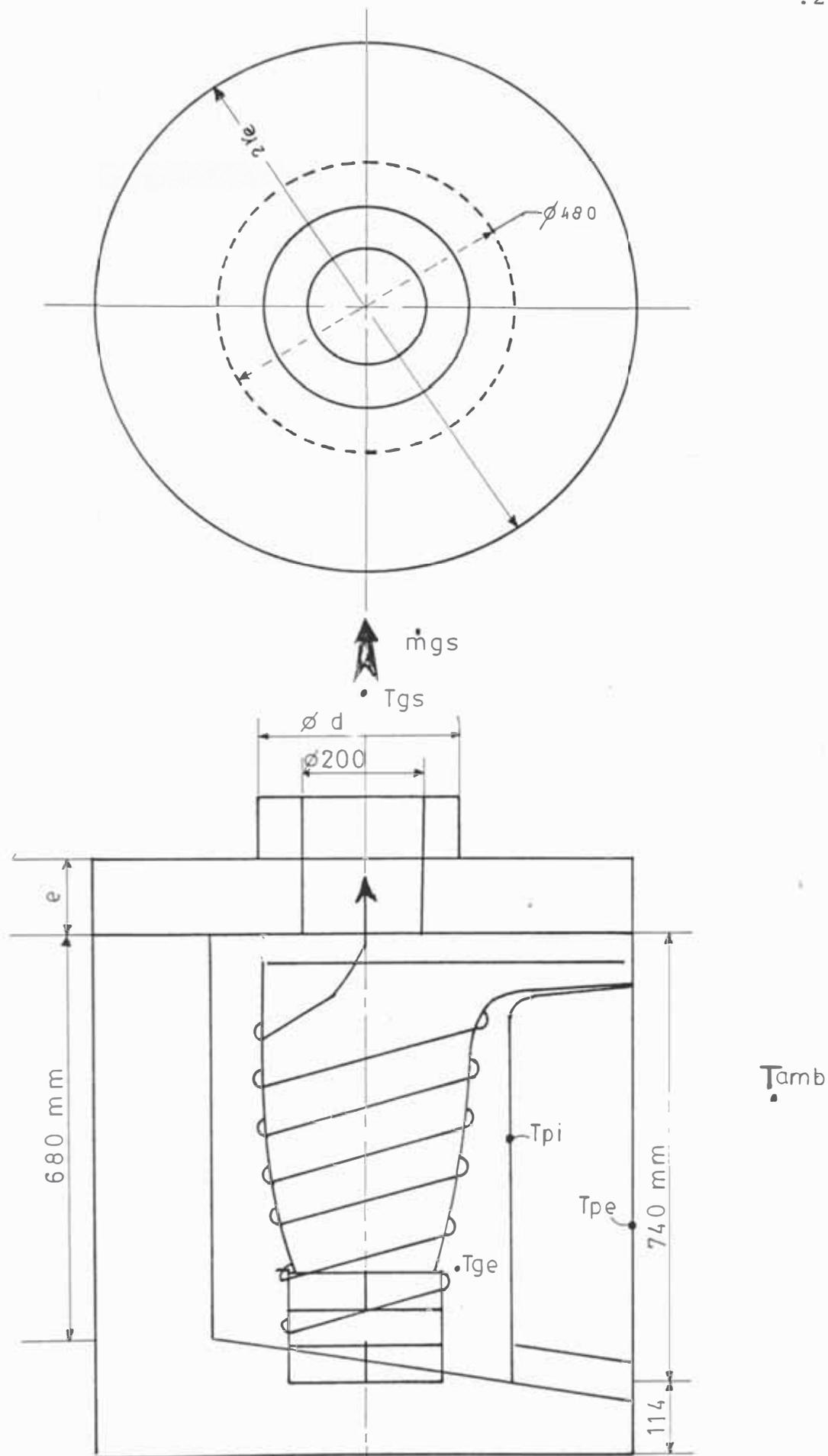


Fig. 68. Esquema del horno.

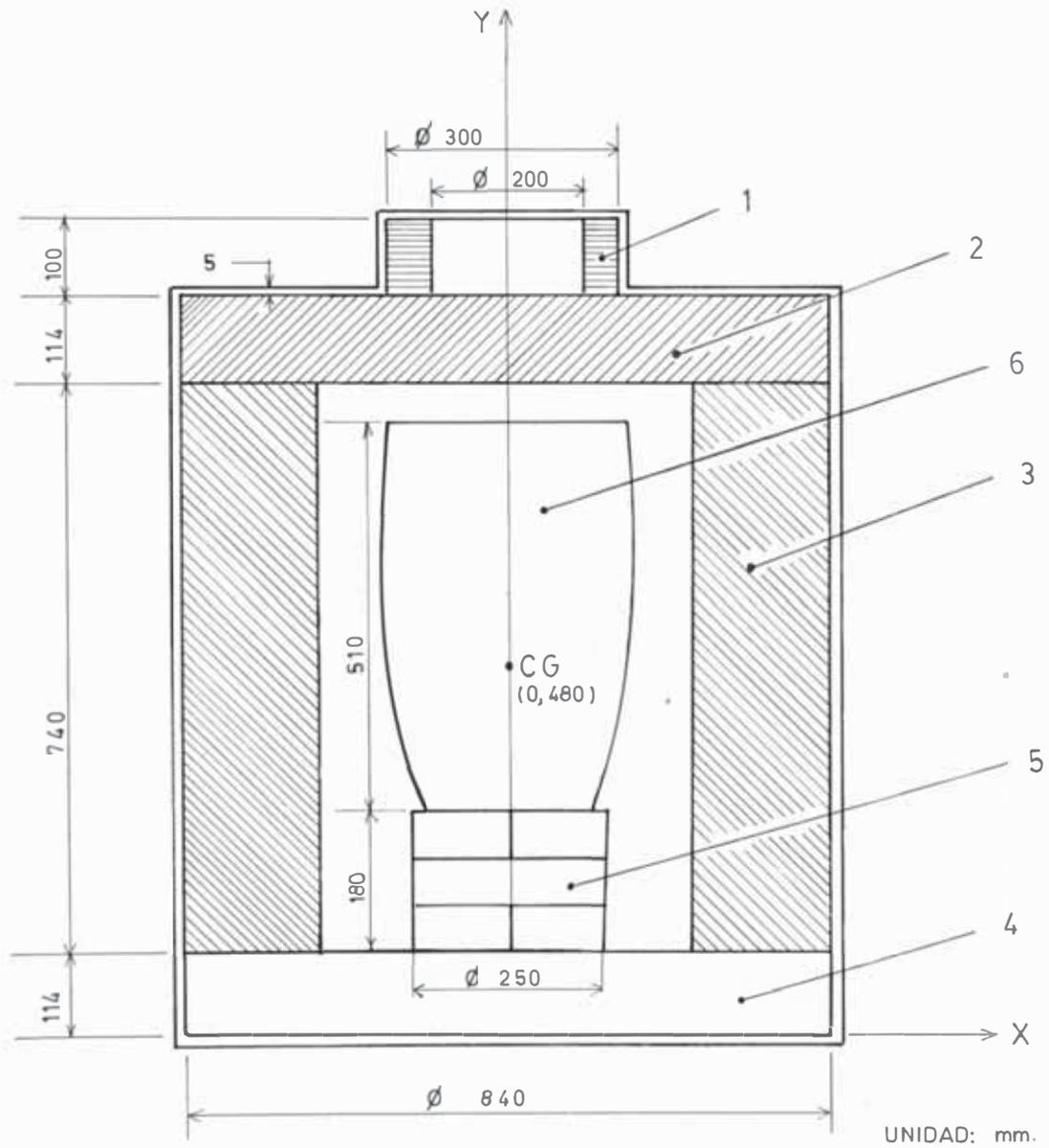
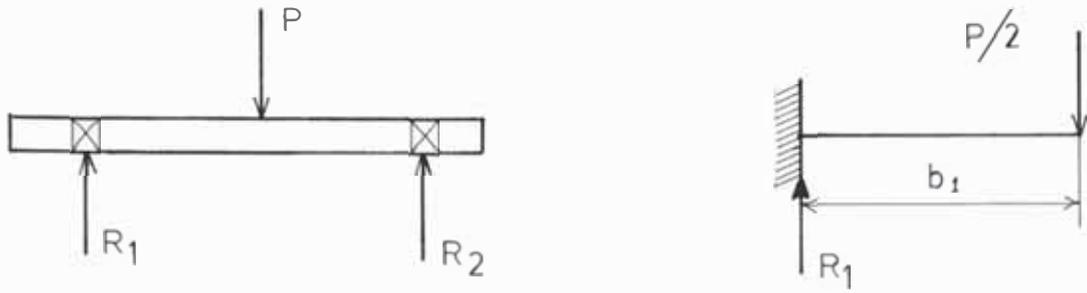
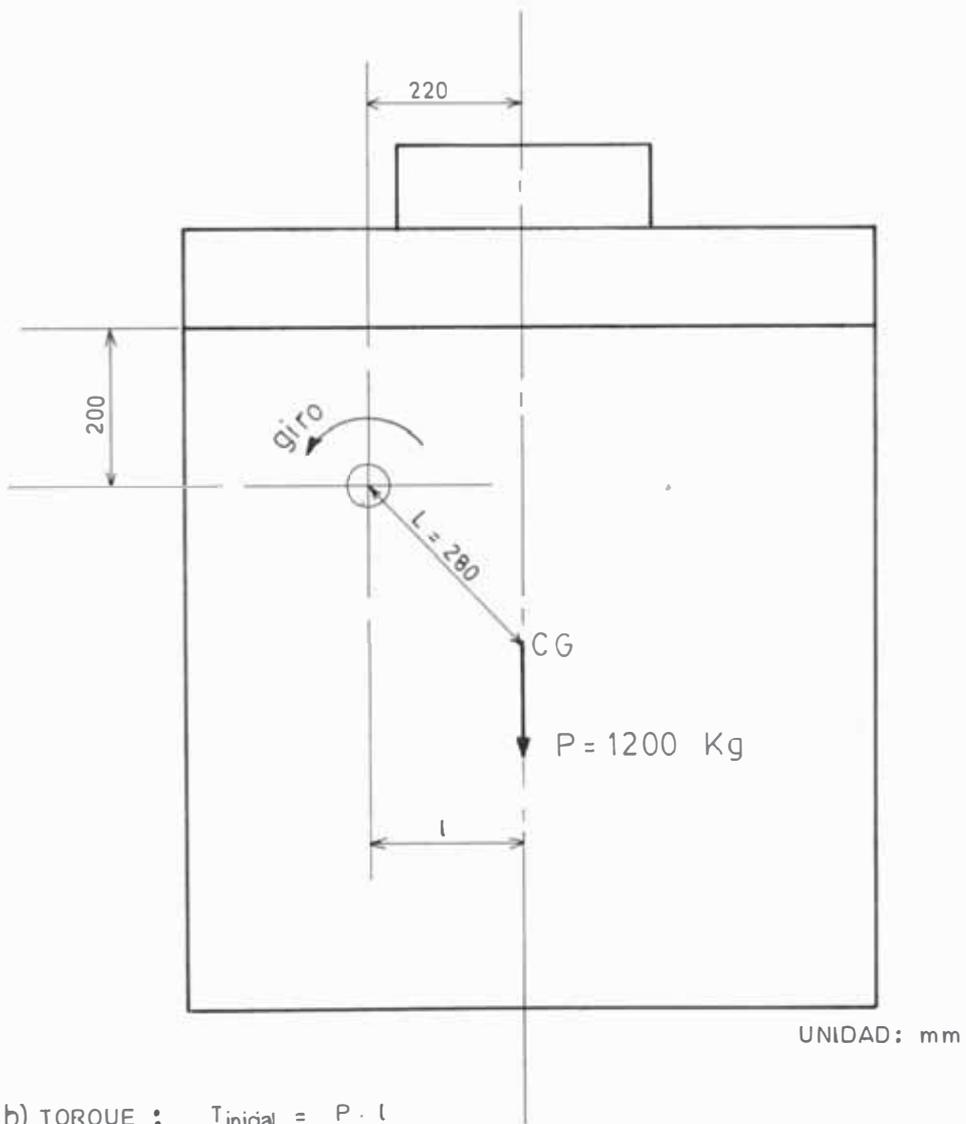


Fig. 69. Centro de gravedad del horno.



a) MOMENTO FLEXIONANTE : $M = P \cdot b_1 / 2$



b) TORQUE : $T_{inicial} = P \cdot l$
 $T_{max} = P \cdot L$

Fig. 70. Fuerzas, momentos y torque que actúan sobre el eje del horno.

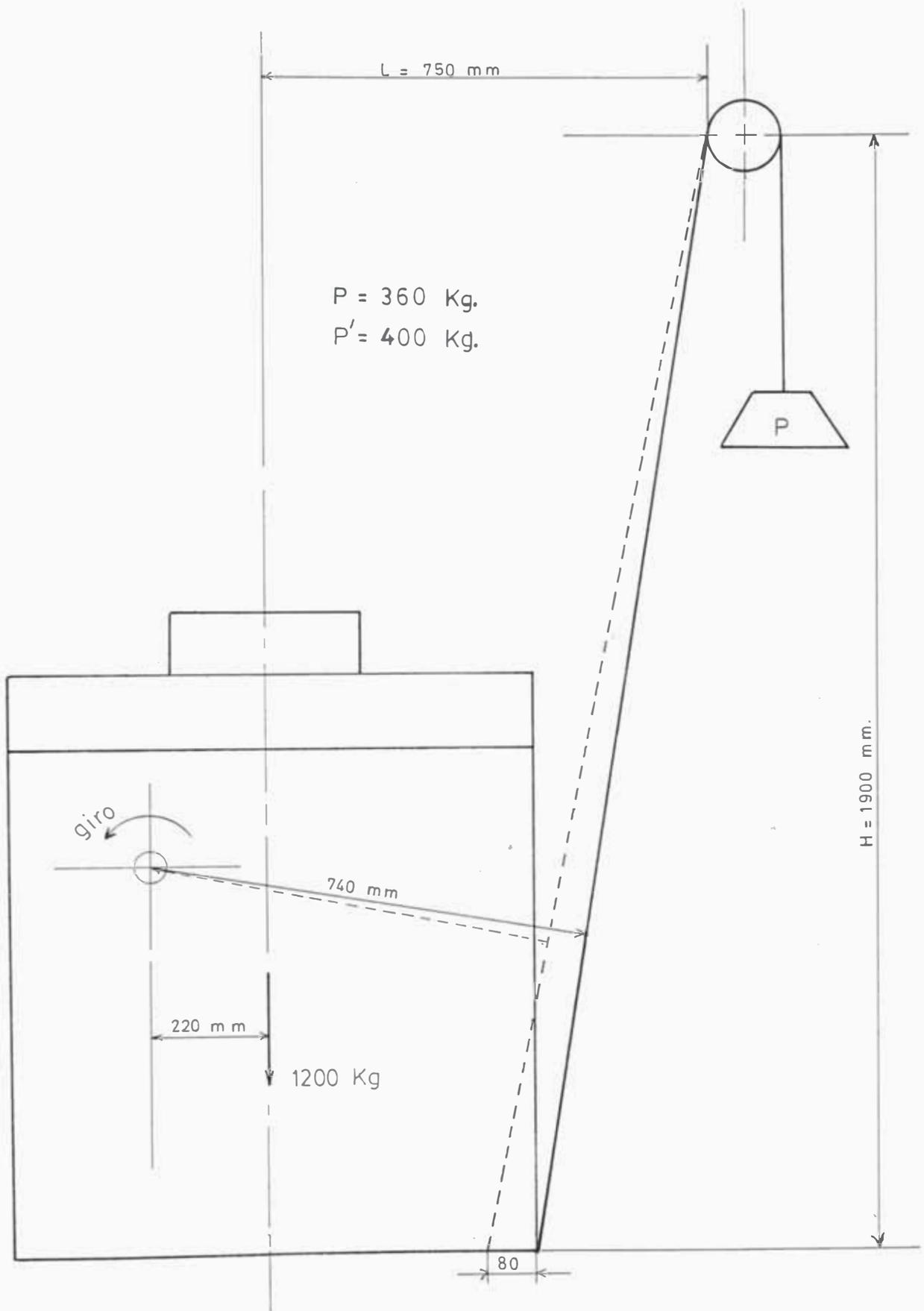


Fig. 71. Determinación del contrapeso. P

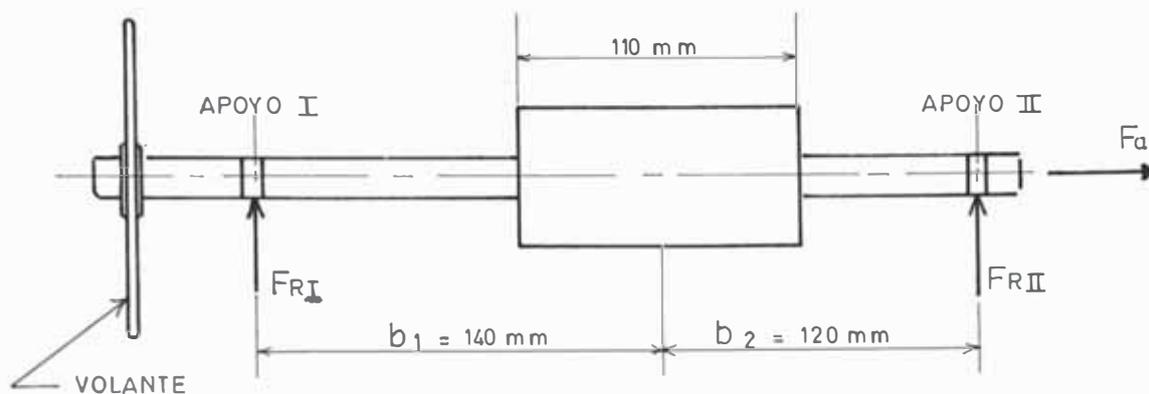


Fig. 72. Rodamientos del tornillo sin fin.

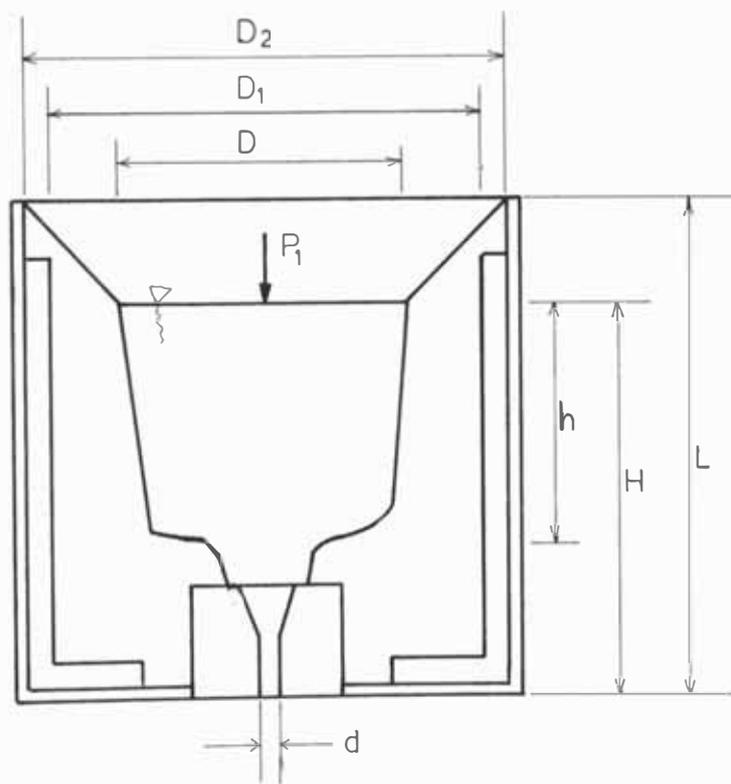


Fig. 73. Tundish.

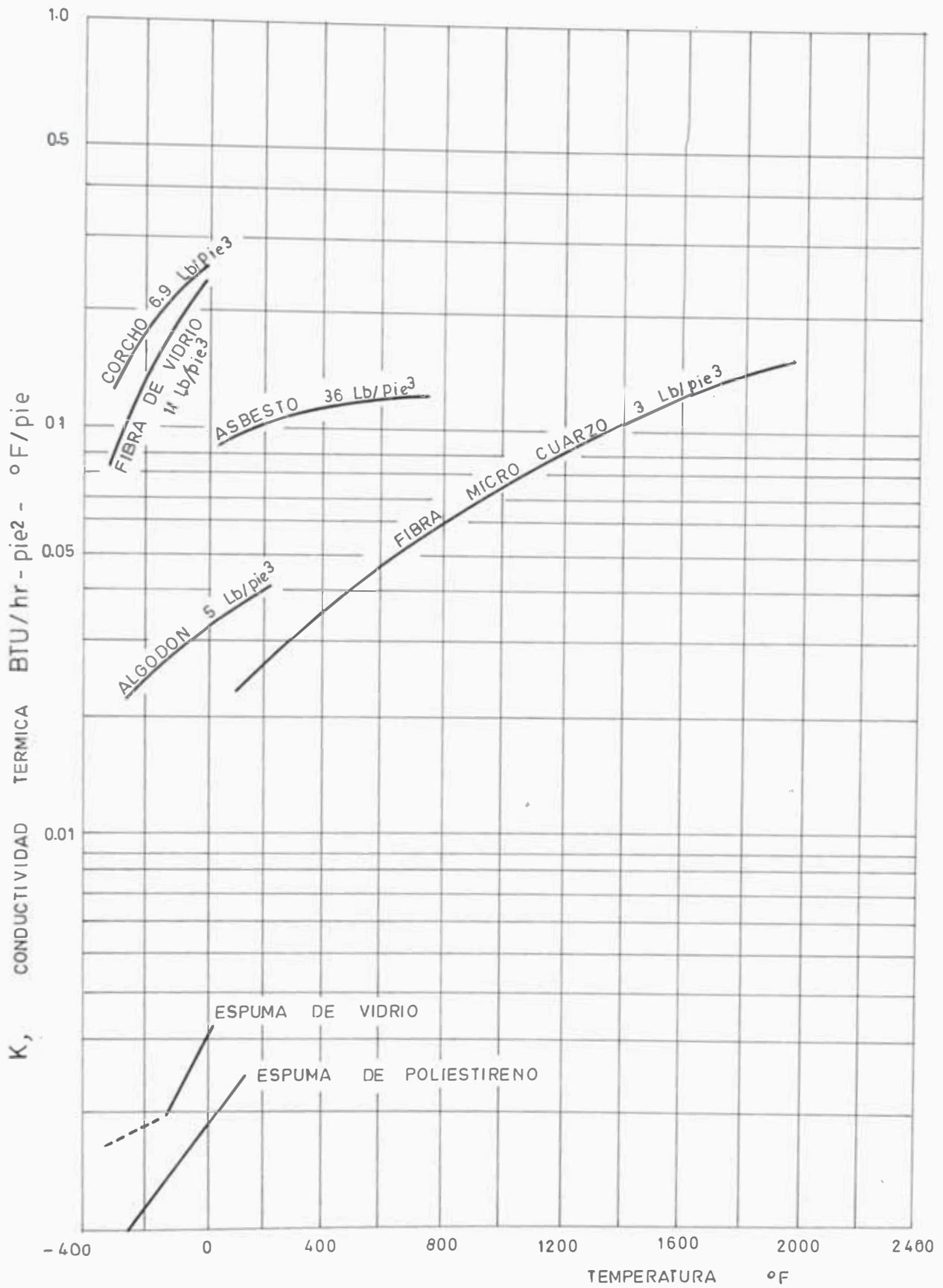


Fig. 74. Conductividad térmica de materiales aislantes térmicos

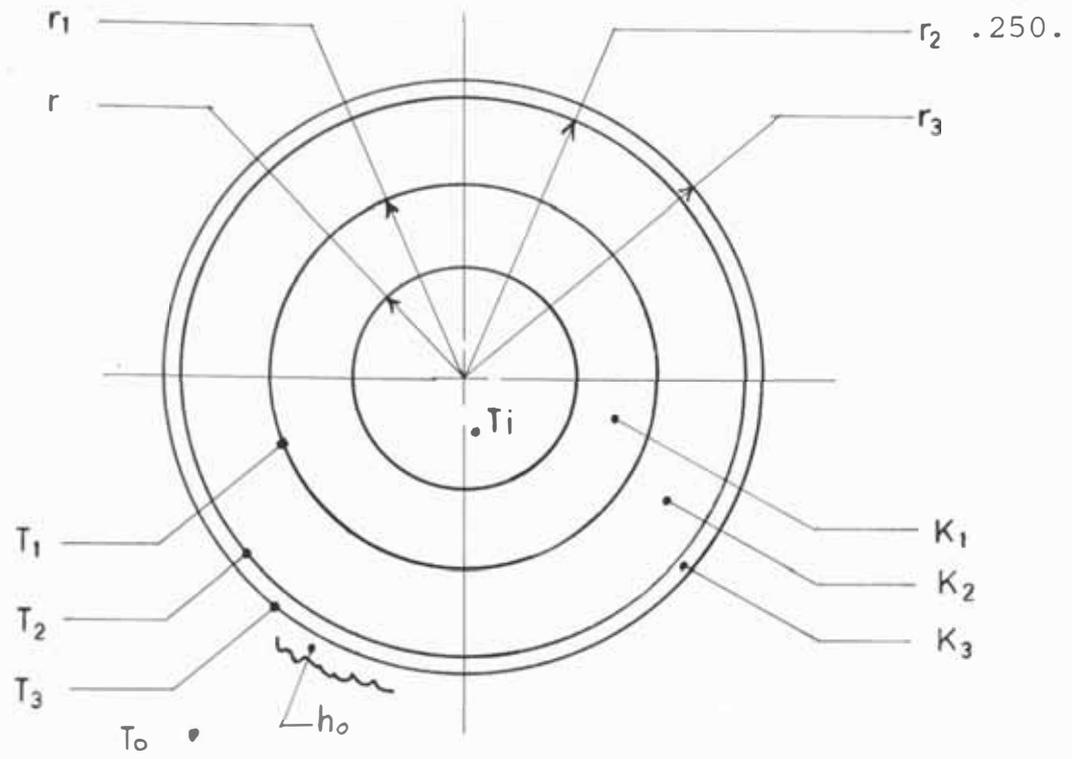


Fig. 75. Vista de planta del tundish.

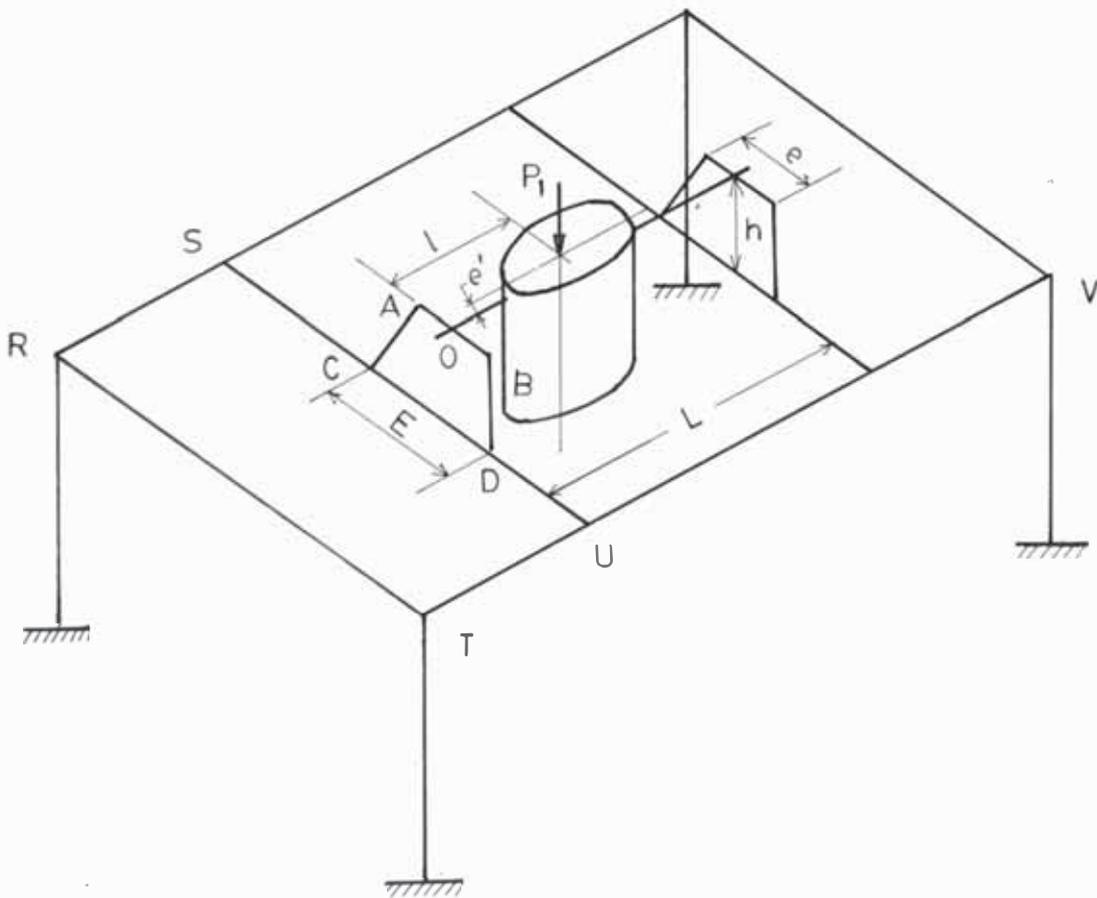


Fig. 76. Esquema de la estructura para el horno basculante.

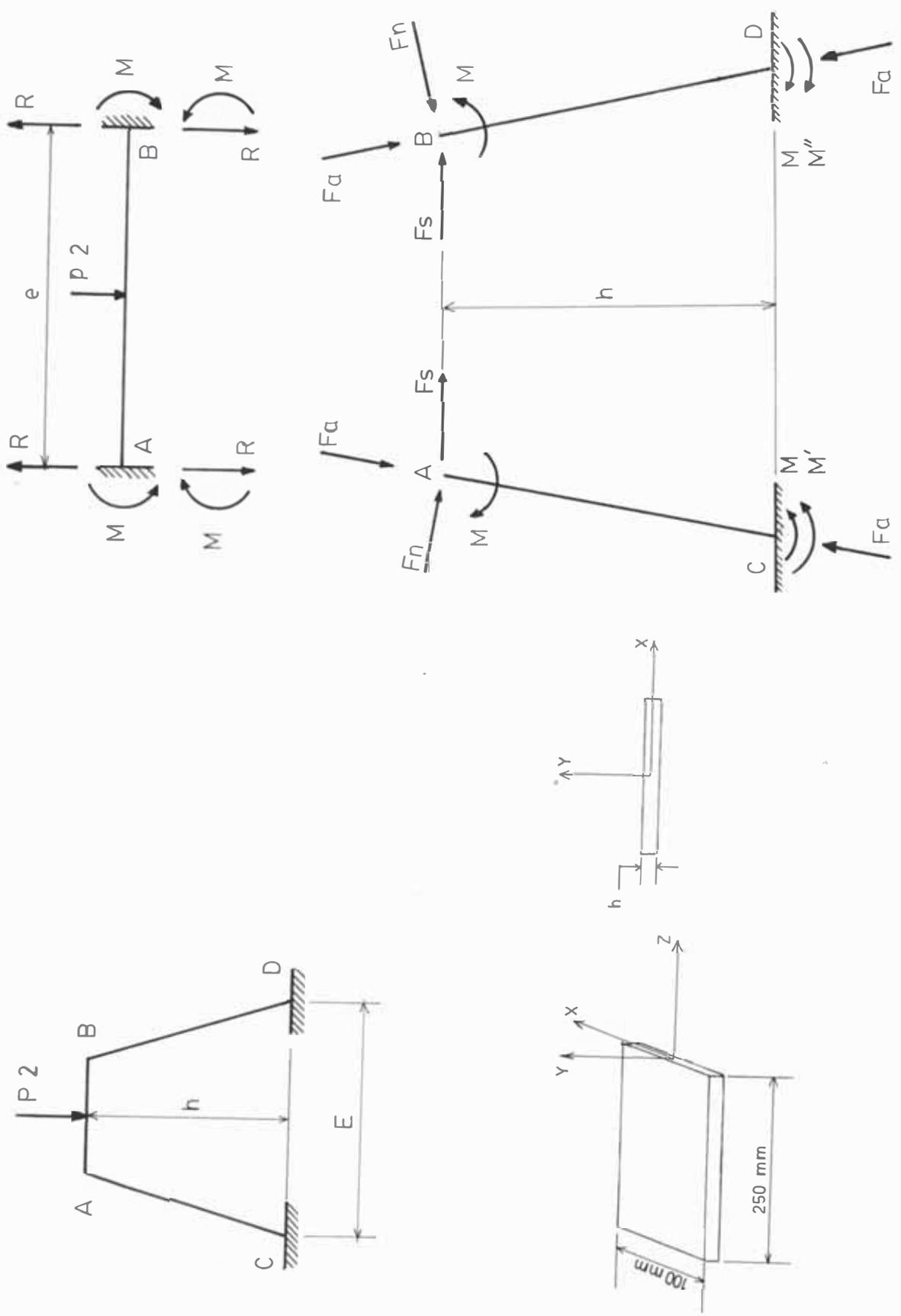


Fig. 77. Cargas y momentos sobre la estructura CABD.

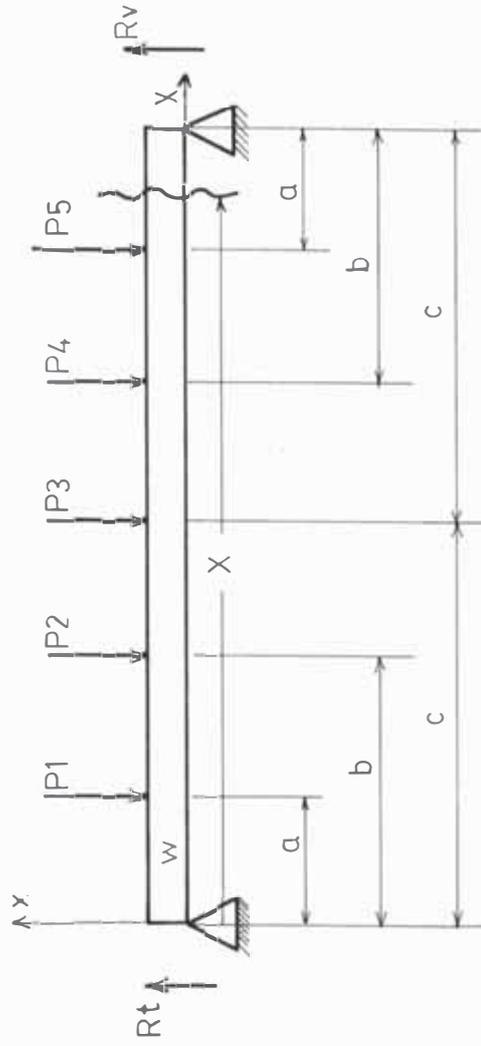
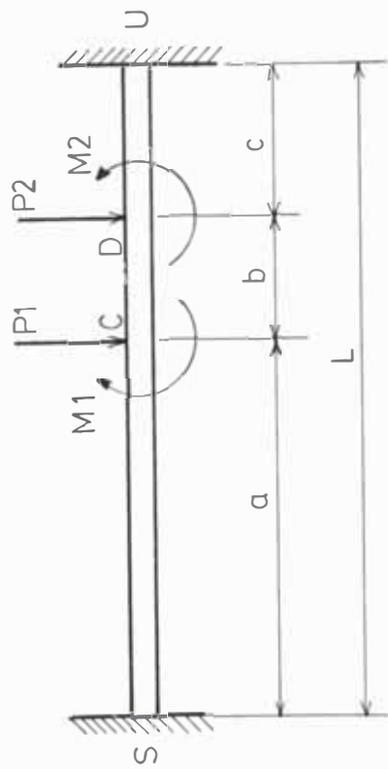
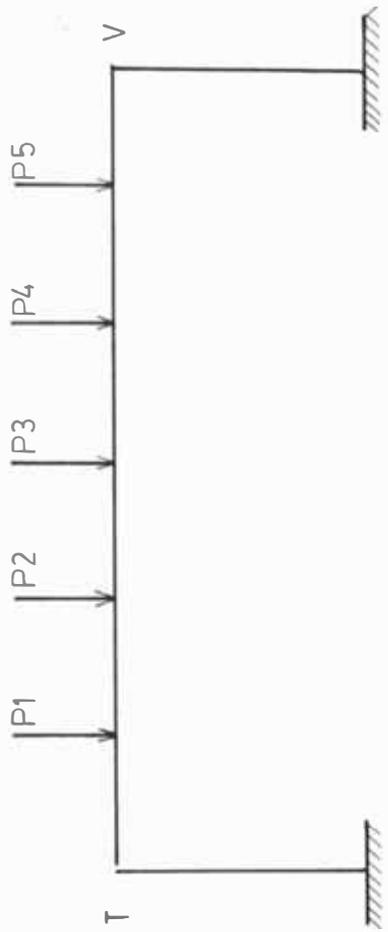


Fig. 78. Elemento SU.

Fig. 79. Elemento TV.

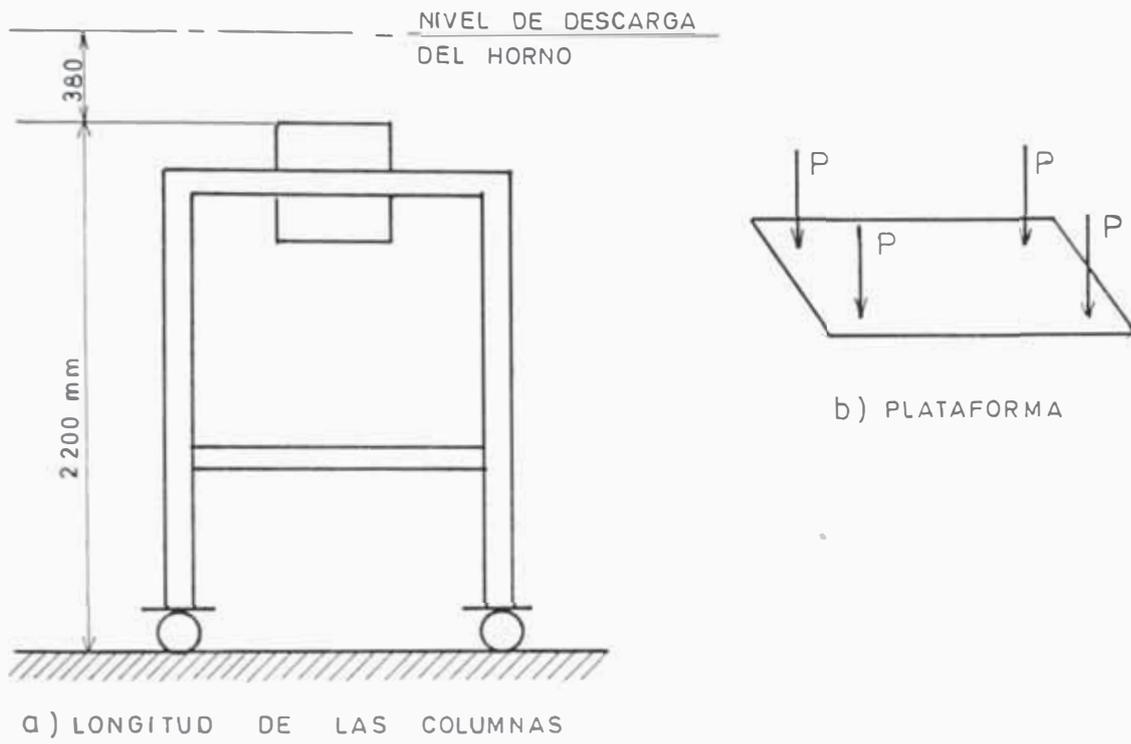


Fig. 80. Columnas para la plataforma TVKR.

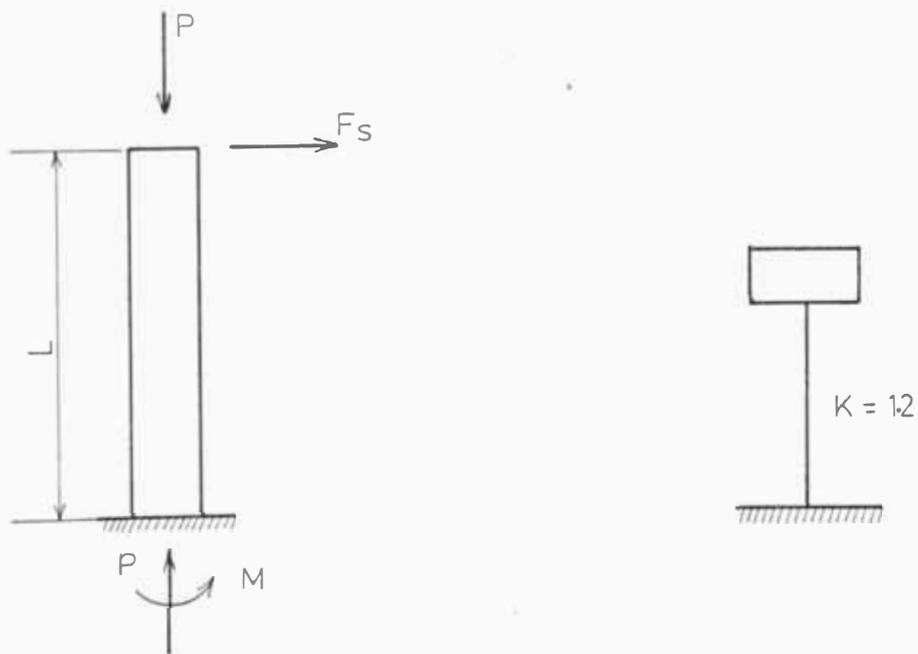


Fig. 81. Solicitación de esfuerzos en la columna.

CAPÍTULO 6

ANÁLISIS DE COSTOS

6.1. INTRODUCCION

El análisis de costos presentado aquí, consiste en la determinación y distribución de los costos de la inversión física y de los costos de operación del Proyecto.

A. Costo total de la inversión física

Se incluyen los costos de alquiler del local y adecuación (o el costo de adquisición del terreno, costo de construcciones civiles, etc.), servicios públicos, transporte, montaje, equipos y máquinas, aparatos e instrumentos.

B. Costo total de la operación

Gasto de mano de obra, materiales, servicios (de ingeniería, asesoría, contabilidad, etc.) y depreciación, correspondientes a un determinado nivel de utilización de la capacidad instalada.

C. Costos unitarios

Determinado para varios niveles de producción, aparte de la producción normal que se espera, 5 ton/mes.

6.2. COSTO TOTAL DE LA INVERSION FISICA

6.2.1. Local de funcionamiento de la Planta

Alquiler mensual	I/.	15,000
Adecuación		<u>125,000</u>
		140,000

6.2.2. Gastos de adquisición de equipo y maquinaria

De acuerdo a lo especificado en los planos y/o en el texto.

Horno basculante	I/.	23,453
Rueda y tornillo sin fin		15,500
Quemador		36,740
Estructura para el horno		34,033
Estructura para el tundish		3,360
Tundish		11,667
Cilindro de atomización		1,685
Cilindro antisalpicaduras		300
Sistema de aire comprimido		446,000
Distribuidor		1,300
Herramientas para el horno		4,557
Equipo de seguridad		31,021
	I/.	609,616

6.2.3. Costo de transporte

Se ha considerado el costo de transporte de diversos elementos, equipo, material, etc. adquiridos.

Teniendo en cuenta los factores de volumen, peso, distancia a transportar, etc. el costo estimado es de:

de:	I/.	10,000
-----------	-----	--------

6.2.4. Costo de mano de obra directa

Es el costo de los servicios de personal que trabaja

ja directamente en la fabricación de las estructuras, horno, tundish, etc.

Jefe del Proyecto	(1)	I/mes	15,000
Operario calificado	(2)		4,500
Operario no calificado	(2)		2,000
Secretaria	(1)		3,000
Guardian	(1)		2,000
		I/mes :	33,000

El trabajo se efectuará en 3 meses:

$$\text{Total} = 3 \times 33,000 = \text{I/} . 99,000$$

6.2.5. Costo de instalación

Teniendo en cuenta que la instalación requiere el uso de máquinas simples (soldadura eléctrica, cizalla, cortatubos, roscadora de tubos, taladro, equipo de soldadura oxi-acetileno, etc.), se puede estimar el costo de la instalación en un 30% del costo de mano de obra directo:

$$0.30 \times 99,000 = \text{I/} . 29,700$$

6.2.6. Imprevistos

Se considerará un 10% de la suma de todos los rubros anteriores:

$$0.10 \times \text{I/} . 888,316 = \text{I/} . 88,832$$

6.3. COSTO TOTAL DE OPERACION

6.3.1. Personal:

Gerente de la empresa	(1)	I/.	20,000
Jefe del Proyecto	(1)		15,000

.257.

Asistente del Proyecto	(1)	I/.	10,000
Técnico calificado	(2)		5,000
Contador (particular)	(1)		4,000
Secretaria	(1)		3,500
Auxiliar de contabilidad	(1)		3,000
Ayudante de oficina	(1)		3,000
Almacenero	(1)		2,500
Operario no calificado	(3)		2,000
Guardian	(1)		2,000

El costo del personal por mes es de: I/. 78,500

6.3.2. Costo de materiales

Considerando un volumen de producción de 5 ton/mes.

	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL
Bronce 90-10	5.5 Ton.	70 I/Kg	385,000
Cuprex N° 100	50	58 "	2,900
Cobre fosforoso (tubo desoxidante)	100	185 "	18,500
Slax 20	50	45 "	2,250
Logas 50 (desgasificante)	100	132 "	13,200
	(por mes)	Total : I/.	421,850

6.3.3. Insumos generales

Para un volumen de producción de 5 ton/mes.

	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL
Combustible Diesel 2 (incluido transporte)	450 Gal	13.4	6,030

Gas propano (tanque de 100 Psig)	01	221	221
Energía eléctrica			5,000
Agua potable			500
Teléfono			200
	(por mes)	Total: I/.	11,951.

6.3.4. Costo de la puesta en marcha

Se ha estimado en 2 meses la puesta en marcha de la planta, durante la cual se probaran las instalaciones, las garantías ofrecidas por los fabricantes y se ha de solucionar los inconvenientes o defectos que aparezcan durante las pruebas.

Local	2 x	15,000	= I/.	30,000
Personal requerido	2 x	78,500	=	157,000
Materiales	0.25 x	421,850	=	105,463
Insumos generales			=	14,636
			Total :	I/. 307,562

6.4. CUADRO RESULTADO DE COSTOS

Cuadro N° 45 - Costo total de la inversión física hasta antes de la puesta en marcha (3 meses)

	COSTO (I/.)	% DEL COSTO DE LA INVERSION FISICA
Local	170,000	16.88
Equipo y maquinaria	609,616	60.53
Transporte	10,000	00.99
Mano de obra directa más instalación	128,700	12.78

Imprevistos 88,832 08.82
 Costo total de la inversión física = 1'007,148

Cuadro N° 46 - Costo total de operación por mes para un volumen de producción de 5 Ton.

	COSTO (I/.)	% DEL COSTO DE OPERACION
Personal	78,500	15.32
Materiales	421,850	82.34
Insumos generales	11,951	2.33
Costo total de operación =	I/. 512,301	
Costo de la puesta en marcha =	I/. 307,562	

Considerando en 20 años la vida de la planta, con un valor de recuperación cero, existen una serie de gastos, tales como mantenimiento, reparación, reemplazo de los elementos y equipos, vestuario del personal, etc., etc. e imprevistos. Dichos gastos se han estimado así:

Mantenimiento de equipo y maquinaria	I/. 100,000 anual
Vestuario y otros	50,000 anual
Imprevistos (10%) de	20,000 anual
Total = I/. 170,000 anual durante 20 años.	

Esta serie de gastos anuales, durante 20 años para un interés del 36%, significa una cantidad actual - de P:

$$P = R \left| \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} \right| = R \cdot i^{-n} \cdot \text{uspwf} \quad (145)$$

$$P = I/. 170,000 \quad 36-20 \quad \text{uspwf}^{2.772}$$

$$P = I/. 471,240$$

En adelante a este monto se le denomina Gastos de Mantenimiento.

6.5. CLASIFICACION DE LOS RUBROS DE GASTOS EN COSTOS FIJOS Y COSTOS VARIABLES.

Cuadro N° 47 - Costos fijos

Local	I/. 170,000
Equipo y maquinaria	609,616
Transporte	10,000
Montaje (mano de obra e instalación)	128,700
Imprevistos	88,832
Puesta en marcha	307,562
Mantenimiento	471,240
Costo fijo parcial (1) = I/. 1'785,950	
	I/mes
Alquiler de local	15,000
Personal	78,500
Servicio de agua y teléfono	700
Costo fijo parcial (2) = 94,200 I/mes	

La cantidad I/. 1'785,950 es equivalente a un desembolso mensual R, durante 240 meses (20 años). Siendo R:

$$R = P \left| \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \right| = R i^{-n} \text{Crf} \quad (146)$$

$$R = I/. 1'785,950 \times 3-240 \text{Crf}^{0.0301}$$

$$R = 53,757 \text{ I/mes}$$

De manera que el costo fijo total (CF) es igual a:

$$CF = 53,757 + 94.200 = 147,957 \text{ I/mes}$$

Cuadro N° 48 - Costos variables

	I/Ton-mes
Costo de materiales	84,370
Combustible	1,206
Energía eléctrica	1,000
Gas propano	45
Costo total variable = CV =	86,621 I/Ton.

6.6. COSTOS UNITARIOS

De manera que si en un mes se produce X toneladas, el costo total de dicha producción es:

$$CT = CF + CV \quad (147')$$

$$CT = (147,957 + 86,621 X) \text{ I/mes} \quad (147)$$

y el costo unitario (CU) está dado por:

$$CU = \frac{CT}{X} \quad (148')$$

$$CU = \left(\frac{147,957}{X} + 86,621 \right) \text{ I/Ton.} \quad (148)$$

Para una producción de 5 toneladas por mes, resulta un costo unitario de:

$$CU = \frac{147,957}{5} + 86,621$$

$$CU = 116,212 \text{ I/Ton.}$$

El tipo de cambio para este rubro es de 20 I/\$,

luego: $CU = 5810 \text{ \$/Ton.}$

$CU = 5.81 \text{ \$/Kg.}$

La figura N° 82 muestra la variación del costo fijo, costo variable, costo total y costo unitario - para diversos volúmenes de producción.

Cuadro N° 49 - Costo unitario

Tone- ladas	Costo fijo CF I/mes	Costo varia- ble CV I/mes	Costo total CT I/mes	Costo unita- rio CU I/Ton.
1	147,957	86,621	234,578	234,578
2	147,957	173,242	321,199	160,600
3	147,957	259,863	407,820	135,940
4	147,957	346,484	494,441	123,610
5	147,957	433,105	581,082	116,212
6	147,957	519,726	667,683	111,281
7	147,957	606,347	754,304	107,758
8	147,957	692,968	840,925	105,116
9	147,957	779,589	927,546	103,061
10	147,957	866,210	1014,167	101,417

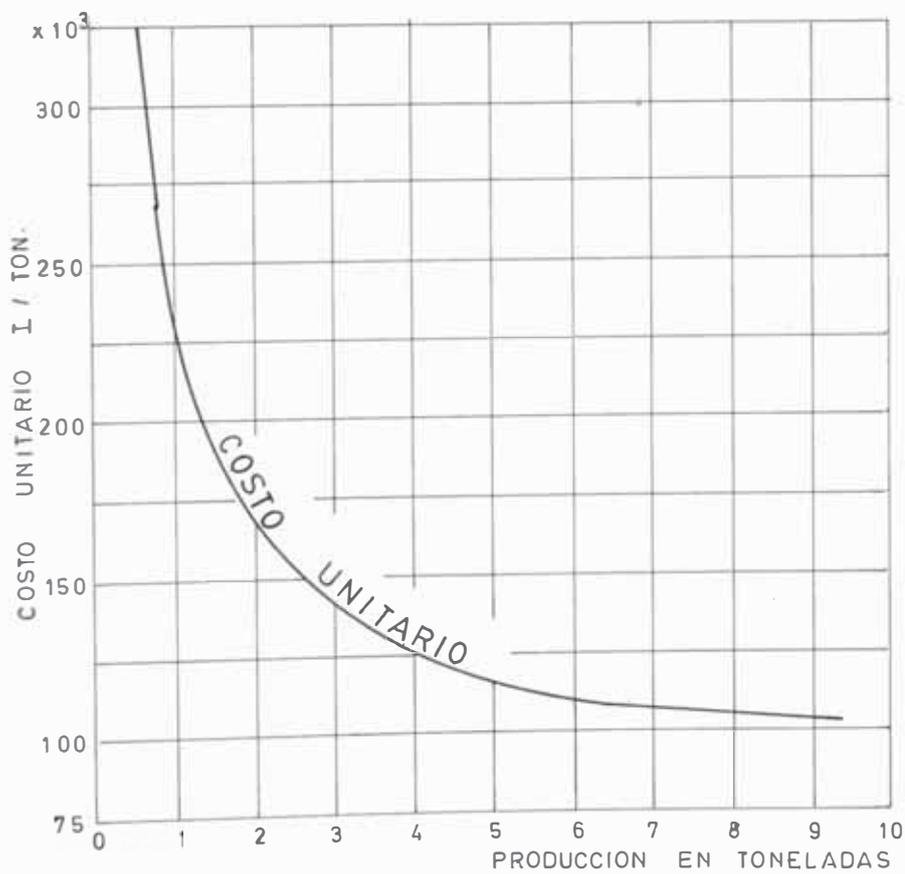
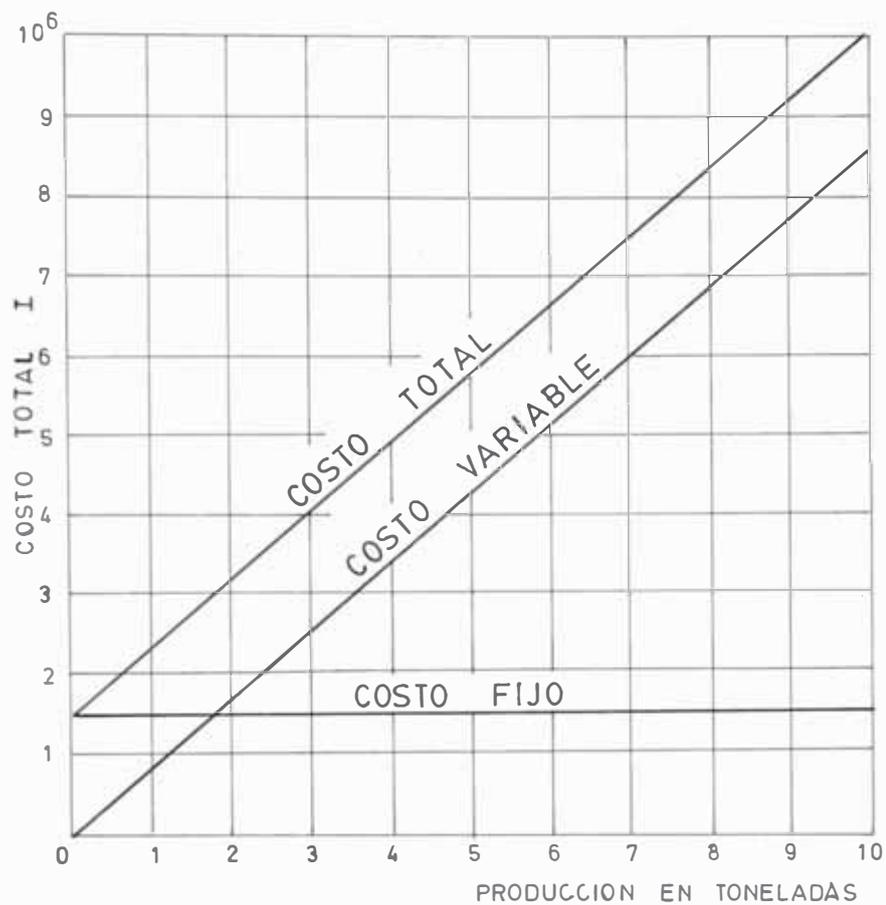


Fig. 82 Costo vs Producción

PLANOS Y ESPECIFICACIONES DE FABRICACION Y MONTAJE

CODIGO

S-001	Distribución general
S-002	Montaje
S-003	Horno basculante
S-004	Boquillas pulverizadoras
S-005	Tundish y distribuidor
S-006	Herramientas para el horno

Las dimensiones contenidas en los planos se han presentado en milímetros, salvo aquellas donde las medidas comerciales están dadas en pulgadas.

OBSERVACIONES Y CONCLUSIONES

OBSERVACIONES

1. A metales como el cobre, zinc, plomo, etc. se puede aplicar el proceso de atomización (descrito en el presente trabajo de tesis) para obtener los respectivos polvos metálicos. Por ejemplo: Los polvos de zinc se están utilizando para cambiar el PH de los terrenos pantanosos y de esta manera disminuir la acidez y utilizarlos como área de cultivo.
2. Por atomización también se pueden obtener polvos de carburo con los cuales se elaboran las pastillas carburadas (utilizadas en las cuchillas de los tornos).
3. Existe una marcada diferencia de propiedades entre los polvos metálicos prealeados y los polvos metálicos mezclados. Se recomienda llevar a cabo los ensayos respectivos y elaborar curvas similares a la del apéndice.
4. Uno de los usos populares del polvo metálico de bronce es en la fabricación de bocinas y cojinetes autolubricados, tanto para la línea blanca como para el sector automotriz.
5. El item 3.2 muestra las características de los polvos metálicos de bronce, sus propiedades y características de comportamiento en la sinterización.
6. En si mismo la atomización no presenta dificultad, pero el control de las variables (temperatura del metal

líquido, velocidad del chorro líquido y gas, diámetro del chorro de metal, presión del gas, etc.) que intervienen en el proceso es un tanto complejo.

7. La posición del eje del horno basculante permite reducir el brazo de giro de la descarga, permitiendo un adecuado control de dicha descarga.
8. El engranaje tornillo sin fin posee autobloqueo, es decir la basculación se produce únicamente cuando la potencia de ingreso es por el tornillo sin fin.
9. El contrapeso sirve para disminuir la fuerza que el operario ejerce para bascular el horno. Puede colocarse un motor eléctrico, si así se desea, el sistema está diseñado teniendo en cuenta esta posibilidad.
10. El tundish es un elemento sobre el cual inciden variables importantes en la atomización como la temperatura, tensión superficial, velocidad y diámetro del chorro líquido de metal, de allí su importancia.
11. El horno basculante permite la adecuación de un crisol de mayor capacidad, como por ejemplo el TPC-400 - de 205 Kgs de capacidad.
12. La capacidad máxima de producción con el crisol TPC-173 de 125 Kgs de capacidad es de: 10 Ton/mes.
13. La producción máxima de 10 Ton/mes que se menciona en el punto 12, puede ser entre polvos de cobre, estaño y bronce.

14. Si se desea incrementar la producción por encima de 10 Ton/mes de acuerdo al punto 12, se tiene que:

$$(205/125) \times 10 \text{ Ton/mes} = 16 \text{ Ton/mes}$$

15. El costo mínimo unitario, de acuerdo a la figura 82, se encuentra en la máxima producción de la planta.

16. Para la producción de 5 Ton/mes, el costo de 1 Kg de bronce 90-10 es de US 5.81.

17. Siendo el precio de los polvos metálicos importados de EE.UU., el siguiente:

Cobre : 7.84 \$/Kg

Estaño : 22.77 \$/Kg

Plomo : 22.64 \$/Kg

Bronce 90-10: 9.33 \$/Kg

El bronce 90-10, producido en el país bien puede venderse a 7.50 \$/Kg.

18. La utilidad que daría la planta es de:

$$u = (7.50 - 5.81) \frac{\$}{\text{Kg}} \times 5000 \frac{\text{Kg}}{\text{mes}} \times 20 \frac{\text{I}}{\$}$$

$$u = 169,000 \text{ I/mes}$$

considerando un 25% en gastos por venta, la utilidad neta sería de:

$$u = 169,000 \times 0.75 = 126,750 \text{ I/mes}$$

Dicho ingreso se estima que empieza en el noveno mes de iniciado la ejecución del Proyecto.

19. La inversión inicial es de: $i = 36\%$ anual

$$\begin{aligned} &\text{Cuadro N}^\circ 47 - \text{I/} . 1'785,950 \\ &\qquad\qquad\qquad 7.019 \\ &\text{I/} . 94,200 \quad {}_{3-8} \text{uspw}_f = 661,256 \end{aligned}$$

$$\text{Total} = \text{I/. } 2,447,206$$

que en el inicio del noveno mes representa una cantidad de:

$$2'447,206 \cdot 1.2668 = \text{I/. } 3,100,121$$

20. El gasto a partir del noveno mes es de:

$$\text{Cuadro N° 47} \quad \text{I/. } 94,200$$

$$\text{Cuadro N° 48} : 86,621 \times 5 = 433,105$$

$$\text{Total} = 527,305 \text{ I/mes}$$

21. El ingreso neto a partir del noveno mes es de:

$$7.5 \frac{\$}{\text{Kg}} \times 5000 \frac{\text{Kg}}{\text{mes}} \times 20 \frac{\text{I}}{\$} = 750,000 \text{ I/mes}$$

$$(750,000 - 527,305) \times 0.75 = 167,021 \text{ I/mes}$$

22. El tiempo de recuperación de la inversión inicial es tá dado por:

$$P = R \left| \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} \right|$$

donde: n = tiempo para la recuperación de la inversión P.

$$P = \text{Inversión inicial} = \text{I/. } 3'100,121$$

$$R \text{ Recuperación mensual} = 167,021$$

$$i = \text{Interés} = 3\% \text{ mensual}$$

$$n = \text{Tiempo para la recuperación de P}$$

Resulta n = 30 meses.

Luego como realmente la inversión se realizó 8 meses antes de que la planta produzca ingresos; el tiempo estimado para la recuperación del capital es de 38 meses = 3 años y 2 meses.

CONCLUSIONES

1. El método de atomización, descrito en la presente tesis, puede utilizarse para obtener polvos metálicos de cobre, estaño, níquel, zinc, plomo, acero, entre los usuales.
2. El uso de los polvos metálicos es amplio y variado - dentro de los cuales destacan:
 - Bujes autolubricados
 - Filtros metálicos
 - Metales duros, usados como herramientas de corte y trefilación.
 - Polvos a granel: Pinturas, desoxidantes, electrodos, catalizadores.
3. Se recomienda realizar el estudio para la fabricación de las pastillas carburadas en las cuchillas de tomos.
4. Si se desea un polvo metálico altamente puro se recomienda el uso del proceso electrolítico. Item 4.2.2.
5. El mejor proceso para obtener polvos prealeados es el de atomización. Item 4.2.1.
6. Los valores y las relaciones de las variables que intervienen en el proceso de atomización para producir un lote de polvos metálicos con propiedades específicas, son hallados experimentalmente para cada arreglo en particular. Item 4.3, 4.4 y 4.5.
7. Utilizando un crisol TPC-173 se obtiene una producción

máxima de 10 Ton/mes de polvo metálico. Como el crisol TPC-400 se puede adecuar al horno basculante; la producción de polvos metálicos es factible de incrementarse hasta 16 Ton/mes.

8. El tipo de cambio utilizado es de 20.00 I/US.

9. La planta es económicamente rentable.

Se requiere una inversión inicial de I/. 2'450,000.00, lo cual se recupera en un tiempo de 3 años y 2 meses.

El tiempo de vida de la planta es de 20 años.

BIBLIOGRAFIA

1. Manual of Steel Construction 1980
AISC (American Institute of Steel Construction, Inc.)
2. Steam, su generación y uso.
Babcock & Wilcox
The Babcock & Wilcox Company 1978.
3. A course in Powder Metallurgy
Walter Baeza
Reinhold publishing corporation, New York. 1943
Capítulos 1 y 4.
4. The production of metal powders by atomization
J.K. Beddow
Heyden & Son Ltd. 1978 - Capítulo 3.
5. Diseño de Estructuras de Acero
Bresler, Lin y Scalzi
Limusa S.A. México 1976.
6. Estructuras de acero, comportamiento y diseño
Oscar de Buen López de Herediá
Limusa S.A. México 1982.
7. Powder Metallurgy for high-performance applications
John J. Burke - Volker Weiss
Syracuse University Press, 1ra. Edición, 1972 - Cap. 3
8. Fluid Mechanics with Engineering Application
Robert L. Daugherty - Joseph B. Franzini
Mc Graw Hill Kogakusha, Ltd. 1977 (7ma. Edición).
9. Powder Metallurgy for Engineers
R.H.T. Dixon - A. Clayton
Machenery Uplishing Co. Ltda. 1ra. Edición, 1971
10. Catálogo 41250 S.A. - Rodamientos de Bolas FAG
FAG.
11. Diseño de Elementos de Máquinas
V. Faïres

12. Resistencia de Materiales
V. I. Feodosiev
MIR - 1972
13. Thechnical Drawing
Gieselke-Mitchell - Spencer-Hill-Loving
14. Diseño de Máquinas
A.S. Hall - A.R. Holowenco - H.G. Laughlin
Mc Graw Hill, 1967
15. Modern Refractory Practice
Harbison-Walker Refractories Company
Harbison-Walker Company Fourth Edition 1961
16. Handbook of Powder Metallurgy
Hausner H.
Chemical Publishing Co. Inc. New York, 1973, p. 121
Capítulo 1.
17. New Types of Metal Powders
Henry H. Hausner
American Institute of Mining, Metallurgical and petroleum engineers. Copyrigh, 1964 - Caps. 1 y 5.
18. Manual Práctico de Cálculos de Ingeniería
Tyler G. Hicks
Reverté S.A., 1981
19. Diseño de Elementos de Máquinas, esfuerzos y deformaciones.
Juan J. Hori Asano
Uso interno de la UNI
20. Guía para la presentación de proyectos
ILPES - Instituto Latinoamericano de Planificación, Económica y Social
Siglo Veintiuno Editores, 1982, 10ma. Edición, capítulos: L 1, 2, 3, 4 y 5.
21. Metallurgie des Poudres
D.R. Kieffer - D.W. Hotop
Dunod 92 Rue Bonaparte 1947, capítulo 4.

22. Internal Combustion Engines
V.L. Maleev
Mac Graw Hill - Bo. 1945 - Capítulo 4
23. Machine Design
V. Maleev - J. Hartman
International Texbook Company
24. Folleto de polvos atomizados, 1980
Metalpo
Capítulo 2.
25. Revista, volumen 11, N° 1, January 1975, caps. 3 y 4
The International Journal of Powder Metallurgy &
Powder Technology
Capítulos 3 y 4.
26. Vibration, Analysis and Design of Foundations for
Machines and Turbines
A. Major
Collet's Holdings Limited, London
Akademiai Kiadó, Budapest 1962.
27. Estadística de Comercio Exterior
Ministerio de Industria, Comercio e Integración
Ministerio de Industria, Comercio e Integración, 1983
Capítulo 1.
28. Termodinámica
Virgil Moring Faires
Uteha, México, 2da. Edición 1973, capítulo 4
29. Fundamentos de Preparación y Evaluación de Proyectos
Nassir Sapag Chain - Reynaldo Sapag chain
Mc Graw Hill, 1985
30. Manual del Ingeniero Químico
Perry
Unión Tipográfica - Editorial Hispano Americana.
México 1967, capítulo 4
31. Handbook of Metal Powders
Arnold R. Poster

- Reinhold Publishing Corporation, New York, 1943
Capítulos 1 y 4.
32. Folleto de Davy-Logwy
Research & Development Centre, 1979
Capítulo 2.
 33. Apuntes de Pulvimetalurgia pp. 7-10
Universidad Católica de Valparaiso Chile, 1977
Luis G. Rosch C.
Capítulo 1.
 34. Powder Metallurgy
Sands R. - C. Shakespeare
George Newnes Ltda. Londre 1966, p. 159, cap. 1
 35. Ingeniería Metalúrgica
Schuhmann
Addison-Wasley Publishing Company, Inc. Cap. 4
 36. El Proyecto en Ingeniería Mecánica
Joseph Edward Shigley
Mc Graw Hill Book Company, Inc. New York, 1965
 37. Resistencia de Materiales
Ferdinand L. Singer
Harla, México 1971 - Capítulo 4.
 38. Proyecto de Elementos de Máquinas
M.F. Spotts
Editorial Reverté S.A. 1966
 39. Ingeniería Económica
Jorge A. Taylor
Limusa, México 1976.
 40. Particle Size Meaurement
Terence Allen
Chapman and Hill Ltd.
 41. Hornos Industriales
W. Trinks - M.H. Mawhinney
Ediciones Urmo - Espartero 10, Bilbao-9
Capítulo 4.