



PROYECTO FIN DE CARRERA
Titulación: Ingeniero Técnico Industrial
Especialidad: Química Industrial
Alumna: Manuela Cabello González

ESCUELA POLITÉCNICA SUPERIOR
UNIVERSIDAD DE SEVILLA

MEMORIA DESCRIPTIVA Y DE **CÁLCULO**



ÍNDICE GENERAL

MEMORIA DESCRIPTIVA.....	3
MEMORIA DE CÁLCULO.....	131



PROYECTO FIN DE CARRERA
Titulación: Ingeniero Técnico Industrial
Especialidad: Química Industrial
Alumna: Manuela Cabello González

ESCUELA POLITÉCNICA SUPERIOR
UNIVERSIDAD DE SEVILLA

MEMORIA DESCRIPTIVA



ÍNDICE MEMORIA DESCRIPTIVA

1. INTRODUCCIÓN	7
1.1. <u>Atributos del acero</u>	8
1.2. <u>Aplicaciones del acero</u>	10
2. OBJETO DEL PROYECTO	12
3. EMPLAZAMIENTO	14
4. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO	14
4.1. <u>Diagrama de flujo del proceso industrial</u>	17
5. HORNO DE ARCO ELÉCTRICO (HEA)	18
5.1. <u>Ventajas del horno de arco eléctrico</u>	18
5.2. <u>Materias primas</u>	21
5.3. <u>Tipo de horno a utilizar</u>	24
5.4. <u>Descripción del horno de arco eléctrico</u>	28
5.4.1. Cuba del horno	28
5.4.2. Bóveda del horno	30
5.4.3. Envoltura	33
5.4.4. Economizadores	34
5.4.5. Refractarios	34
5.5. <u>Equipo eléctrico</u>	39
5.5.1. Instalación eléctrica de alta	44
5.5.2. Seccionador	45
5.5.3. Interruptor principal automático	45
5.5.4. Bobina de reactancia	47
5.5.5. Transformador	48
5.5.6. Conmutador escalonado de tensión	51
5.5.7. Red de baja tensión	52
5.5.8. Transformadores de señal	53



5.5.9.	Regulación de electrodos	54
5.5.10.	Cabina de control y mando	55
5.6.	<u>Electrodos</u>	57
5.6.1.	Equipo conductor y soporte	60
5.7.	<u>Equipo mecánico del horno</u>	65
5.7.1.	La cuna	65
5.7.2.	Apoyo de la envoltura	66
5.7.3.	Mecanismo de elevación de la bóveda	67
5.7.4.	Mecanismo de desplazamiento de los electrodos	67
5.7.5.	Mecanismo de giro de la bóveda	68
5.7.6.	Mecanismo de basculación	69
5.7.7.	Mecanismo de la ventana de trabajo	69
5.8.	Evacuación y depuración de gases	70
5.9.	Circuito de refrigeración	73
5.10.	Perturbaciones en la marcha del horno	74
6.	FABRICACIÓN DE ACERO EN HORNO DE ARCO ELÉCTRICO	75
6.1.	<u>Fase oxidante</u>	75
6.1.1.	Preparación del horno	76
6.1.2.	Carga del horno	77
6.1.2.1.	Carga metálica	78
6.1.2.2.	Escorificantes o fundentes	81
6.1.2.3.	Oxidantes	83
6.1.2.4.	Agentes de hervido	84
6.1.2.5.	Desulfurantes	85
6.1.2.6.	Reductores	88
6.1.3.	Conexión corriente eléctrica	91
6.1.4.	Fusión de la carga	92
6.1.5.	Periodo oxidante o de afino	94
6.1.6.	Termodinámica de la oxidación	98



6.1.7.	Desescoriado	103
6.1.8.	Colada del baño	104
6.2.	<u>Fase reductora (Metalurgia Secundaria)</u>	105
6.2.1.	Metalurgia Secundaria	105
6.2.1.1.	Objetivos y ventajas de la Metalurgia Secundaria ...	107
6.2.1.2.	Equipos y procesos de la Metalurgia Secundaria	109
6.2.1.3.	Horno-cuchara	110
6.2.1.4.	Operaciones de la Metalurgia Secundaria	116
6.2.2.	Periodo desoxidante o reductor	121



1. Introducción

El presente proyecto tiene por objeto principal la obtención de acero en horno de arco eléctrico usando como materia prima chatarra.

El hecho de que la acería proyectada use como materia prima chatarra en lugar de mineral de hierro presenta dos ventajas: la primera, que no es necesario recurrir a fuentes naturales del mineral, evitando su agotamiento; la segunda, que el uso de chatarra implica el reciclaje del acero una vez ha acabado su ciclo de vida, tantas veces como sea necesario.

La utilización de un horno de arco eléctrico se justifica porque mientras otros procesos de aceración han desaparecido, los hornos de arco eléctricos han pasado por cambios extraordinarios que han permitido que sean la herramienta elegida para producir casi una tercera parte del acero del mundo. La dinámica innovadora no se ha detenido y continúan apareciendo, año tras año, nuevos desarrollos tecnológicos que aumentan la eficiencia y rendimiento de la acerías eléctricas.

Con respecto a la fabricación de acero, éste es un material que presenta unos atributos y versatilidad, que lo hacen imprescindible y que forma parte de nuestra vida. El acero continúa generándose en grandes cantidades en todo el mundo a pesar de los años que hace que empezó a producirse a nivel industrial.



1.1. Atributos del acero

El acero ha demostrado su capacidad para cumplir los criterios que han hecho posible su masiva utilización en el pasado y en el presente, y en base a sus características cuenta con excelentes perspectivas de futuro. El acero está presente en todo cuanto nos rodea y ello gracias a sus excelentes atributos; los principales son los siguientes:

- Excelentes características mecánicas y estructurales, a considerar en relación con su peso requerido.
- Muy buenas propiedades técnicas y de fabricación, que hacen que el material sea fácil de conformar en caliente y frío, fácil de mecanizar y ensamblar por soldadura u otros procesos, fácil de proteger contra la corrosión a través de alteraciones en su composición (aceros inoxidables) o por revestimiento y pintado (galvanizado, chapa prepintada, hojalata).
- Bajo coste unitario, cuando lo comparamos con el de otros materiales alternativos y consideramos los pesos requeridos para obtener iguales prestaciones. Igualmente, precisa un menor consumo energético que otros materiales (el 25% del requerido para producir aluminio). Para obtener prestaciones equivalentes, el aluminio a emplear es 2,8 veces más caro que el acero, y el material polimérico 3,8 veces más (precios orientativos).
- Alta disponibilidad, siendo su producción 20 veces superior a la totalidad del resto de los materiales metálicos no férreos. El



elemento básico, el hierro, constituye del orden del 5,6% de la corteza terrestre, siendo una materia prima de suministro seguro.

- Material comparativamente estable, en lo relativo a sus reducidas variaciones de coste y en la consistencia y reproducibilidad de sus características, que su controlado proceso de fabricación garantiza.
- Material altamente adaptable a los requerimientos que se precisan. Existen más de 2000 grados de acero estandarizados, de los que 1500 se consideran de calidad especial. Importantes controles de su estricta composición, de su proceso y evolución metalúrgica (microestructura, tamaño de grano, proporción y estado de fases, etc.), así como tratamientos térmicos y termomecánicos posteriores, permiten obtener el acero preciso (normalizado o desarrollado específicamente). La industria del acero cuenta con una enorme experiencia acumulada.
- Respetuoso con el medio ambiente, destacando su facilidad para el reciclaje. Su carácter magnético permite su fácil separación, y el empleo obligado del acero reciclado o chatarra para la producción de nuevo acero, hace que su tasa de reciclabilidad sea la mayor de todos los materiales: el nuevo acero se fabrica empleando, como promedio, del orden de un 40% de chatarra o acero reciclado, con la favorable repercusión medioambiental y económica que ello supone.

En la actualidad, anualmente los fabricantes de acero reciclan del orden de 425 millones de toneladas de acero en forma de chatarra. Ello equivale a 1150000 toneladas recicladas



diariamente, o lo que es lo mismo, 48000 toneladas por hora, o 13 toneladas cada segundo.

La diversidad de grados de acero (tanto normalizados como específicos) da idea de la extensión de su ámbito de aplicación y de sus posibilidades de desarrollo para cubrir las diferentes exigencias, en competencia con materiales alternativos. Dichas posibilidades de desarrollo deben considerarse en cada sector de aplicación y en cada caso concreto.

1.2. Aplicaciones del acero

Entre las aplicaciones que se le pueden dar al acero encontramos las siguientes:

- Para la fabricación de herramientas, utensilios, equipos mecánicos y formando parte de electrodomésticos y maquinaria en general, así como en las estructuras de las viviendas que habitamos y en la gran mayoría de los edificios modernos.
- Para fabricar medios de transporte de mercancías (camiones) y maquinaria agrícola.
- Actividades constructoras de índole ferroviario desde la construcción de infraestructuras viarias así como la fabricación de todo tipo de material rodante.
- La industria fabricante de armamento, especialmente la dedicada a construir armamento pesado, vehículos blindados y acorazados.



- Los grandes astilleros constructores de barcos especialmente petroleros, y gasistas u otros buques cisternas.
- Fabricantes de automóviles, porque muchos de sus componentes significativos son de acero, como por ejemplo:
 - Son de acero forjado entre otros componentes: cigüeñal, bielas, piñones, ejes de transmisión de caja de velocidades y brazos de articulación de la dirección.
 - De chapa de estampación son las puertas y demás componentes de la carrocería.
 - De acero laminado son los perfiles que conforman el bastidor.
 - Son de acero todos los muelles que incorporan, como muelles de válvulas, de asientos, de amortiguadores, etc.
 - De acero de gran calidad son todos los rodamientos que montan los automóviles.
 - De chapa troquelada son las llantas de las ruedas, excepto las de alta gama que son de aleaciones de aluminio.
 - De acero son todos los tornillos y tuercas.



2. Objeto del proyecto

Se redacta el presente proyecto "PROYECTO DE OBTENCIÓN DE ACERO AL CARBONO EN HORNO DE ARCO ELÉCTRICO CON METALURGIA SECUNDARIA" como proyecto fin de carrera.

El presente proyecto tiene como objetivo, diseñar y calcular un horno de arco eléctrico de 150 t de capacidad, en el que se obtendrá, partiendo de chatarra, como materia prima principal, un acero al carbono común para la construcción.

Si se atiende al contenido en carbono, los aceros se pueden clasificar según la tabla 1.

Aceros al carbono		
% carbono	Denominación	Resistencia
0,1-0,2	Aceros extrasuaves	38-48 kg/mm ²
0,2-0,3	Aceros suaves	48-55 kg/mm ²
0,3-0,4	Aceros semisuaves	55-62 kg/mm ²
0,4-0,5	Aceros semiduros	62-70 kg/mm ²
0,5-0,6	Aceros duros	70-75 kg/mm ²
0,6-0,7	Aceros extraduros	75-80 kg/mm ²

Tabla 1: Clasificación de los aceros al carbono.

En el presente proyecto vamos a estudiar la obtención de un Acero suave. F-112, siguiendo la clasificación que establece el CENIM, Centro Nacional de Investigaciones Metalúrgicas.



Según la norma *UNE EN 10027-1. Sistemas de designación de aceros. Parte 1: Designación simbólica*. El acero a fabricar tiene la designación simbólica **S 355 JR**.

Según la norma *UNE EN 10027-2. Sistemas de designación de aceros. Parte 2: Designación numérica*. El acero a fabricar tiene la designación numérica **1.0045**.

El acero suave admite soldadura y es dúctil. Tiene mayor resistencia a la tracción y límite elástico que los aceros extrasuaves, semejante dureza y menor estricción. Tampoco admite temple por su bajo contenido en carbono. Por su tenacidad y resistencia media se utilizan en la obtención de piezas de deformación plástica en frío (embutición y plegado).

Vamos a obtener un acero con una resistencia (R) de entre 48-55 kg/mm² y una dureza Brinell (DB) de entre 135-160. Las siguientes características son comunes a todos los aceros:

– Módulo de Elasticidad E	210.000 N/mm ²
– Módulo de Elasticidad Transversal G	81.000 N/mm ²
– Coeficiente de Poisson ν	0,3
– Coeficiente de dilatación térmica α	$1,2 \cdot 10^{-5} (^\circ\text{C})^{-1}$
– Densidad ρ	7.850 kg/m ³

La composición media del acero al carbono a obtener se recoge en la tabla 2.

Elemento	%
Carbono	0,25
Manganeso	0,60
Silicio	0,50



Fósforo	0,03
Azufre	0,03

Tabla 2: Composición media del acero al carbono F-112 a fabricar.

3. Emplazamiento

El conjunto de instalaciones objeto de este proyecto estará situado en el término municipal de Aznalcázar, concretamente en el polígono industrial "Torrealcázar II", teniendo las siguientes coordenadas UTM:

X: 744485,48

Y: 4132770,81

Huso: 29

Dispone el emplazamiento de buen acceso. Se encuentra a 7 km de la A-49, por la carretera A-473 que enlaza Aznalcázar con Benacazón, por lo que se facilita el tránsito, entrada y salida de vehículos de gran tonelaje que suministrarán la materia prima y que posteriormente distribuirán el producto acabado.

4. Descripción del proceso

La producción de acero en un horno de arco eléctrico se realiza por lotes, estos lotes reciben el nombre de coladas.

A su vez cada colada está compuesta de varias cargas o cestas del horno. Para realizar las cargas del horno es necesario retirar la bóveda del horno, en la cual se ubican los electrodos.



La fabricación de acero en un horno de arco eléctrico es un proceso de fabricación en discontinuo, ya que una vez terminada la colada hay que volver a prepararlo para una nueva. Aunque sea un proceso en discontinuo se trabajara durante las 24 horas del día, ya que una parada diaria sería un gasto económico muy elevado. No obstante, la planificación incluye una parada semanal para comprobaciones y mantenimiento de las instalaciones.

Para reducir los tiempos de producción, en el presente proyecto se realiza el afino del acero en un horno-cuchara, lo que se denomina Metalurgia Secundaria, y no en el horno, propiamente dicho, en el que solo tendrá lugar la fusión y el proceso de oxidación de la chatarra.

El proceso de producción se divide en diferentes operaciones. Enumeramos las que tendrán lugar en el horno de arco eléctrico:

1. Preparación del horno (inspección del revestimiento, acondicionamiento y reparación de la solera y de los refractarios).
2. Carga del horno.
3. Conexión de la corriente eléctrica.
4. Fusión de la carga.
5. Periodo oxidante.
6. Desescoriado
7. Colada al horno-cuchara

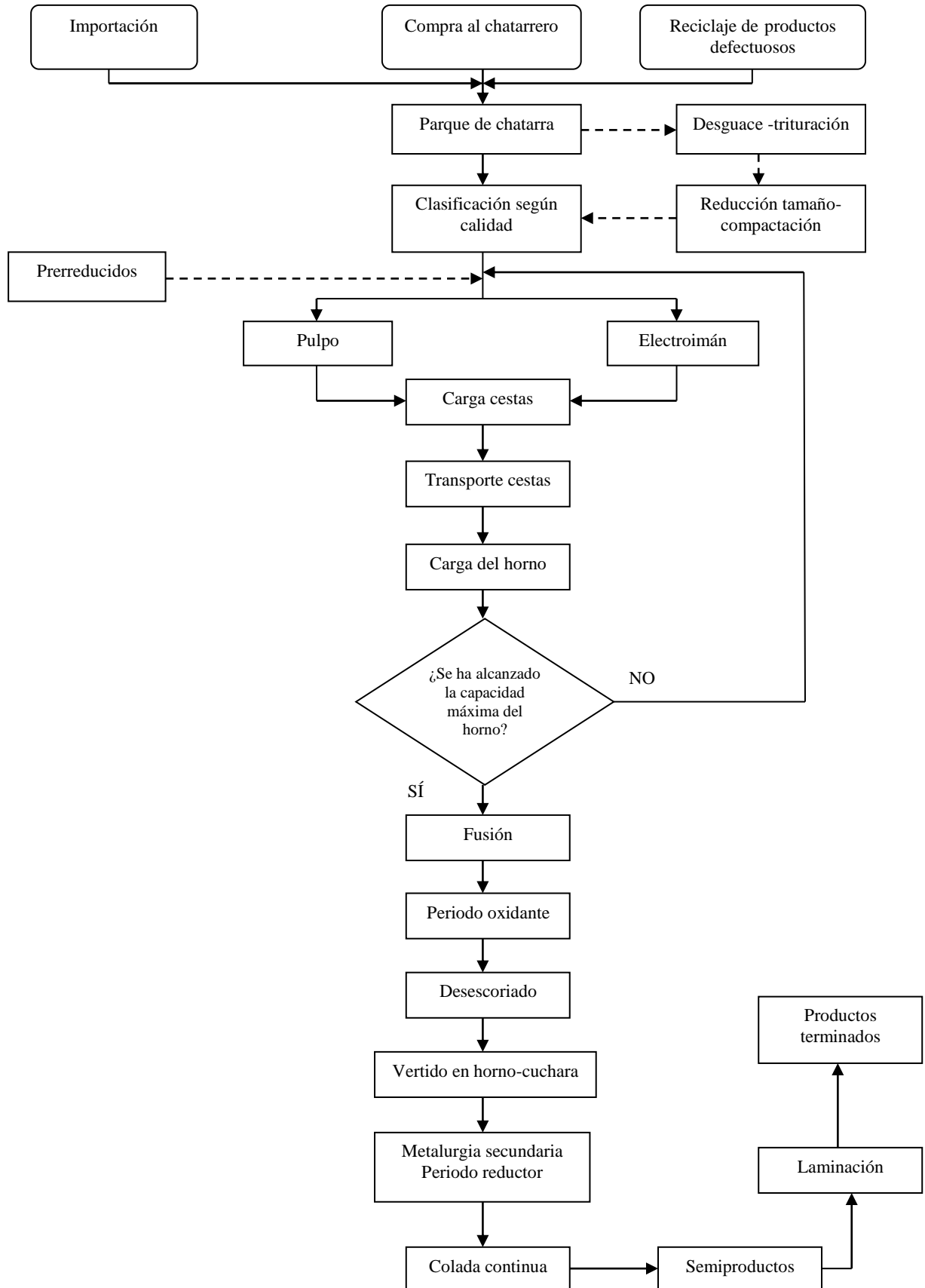
Se procederá a trasvasar el acero fundido, libre de escoria, al horno-cuchara para realizar las operaciones de la metalurgia secundaria. Operaciones que realizaremos en el horno-cuchara:



1. Periodo desoxidante o reductor.
2. Colada continua.



2.1. Diagrama de flujo del proceso industrial





5. Horno de arco eléctrico (HEA)

La fabricación del acero en horno de arco con revestimiento básico es la más difundida y la única que permite tratar cualquier materia prima que contenga hierro para obtener acero, que si bien puede ser muy bueno también puede ser muy malo, todo dependerá de la materia prima que utilicemos.

Para obtener un acero de calidad, es necesario que las impurezas que contienen las materias primas puedan ser eliminadas en el horno, bien por oxidación o bien por reducción. Por lo tanto hay que cuidar que cobre, arsénico y estaño como impurezas más nocivas no se encuentren en la carga del horno.

En nuestra acería, la colada en horno con revestimiento y escoria básicos se divide cronológicamente en dos partes que se realizan en zonas y equipos separados. La primera fase, o fase oxidante, se lleva a cabo en el horno de arco de ultra potencia UHP. A continuación el caldo, una vez desescoriado, se transfiere a la zona de Metalurgia Secundaria, donde se realizan las operaciones de la fase reductora (desoxidación, desulfuración, ajuste de composición y temperatura) y de allí se lleva a la máquina de colada continua.

5.1. Ventajas del horno de arco eléctrico

Las principales ventajas de la fabricación de acero en hornos de arco eléctrico son las siguientes:

- Su instalación es mucho más sencilla y menos costosa que la de cualquier otro horno de los empleados en la fabricación de aceros.



Para cualquier empresa es mucho más fácil montar hornos eléctricos que los costosos hornos Siemens o convertidores. Cuando algunos grupos industriales quieren independizarse en el suministro de aceros, en general, lo más sencillo es montar hornos eléctricos de arco y tren de laminación o forja.

- El aprovisionamiento de materias primas es más libre y relativamente más sencillo. El horno eléctrico se carga con chatarra, que puede adquirirse en mercados muy diversos. En cambio, los hornos Siemens y los convertidores exigen grandes cantidades de arrabio o lingotes de hierro, generalmente controlados por poderosos grupos siderúrgicos que, en ocasiones, pueden poner dificultades para su suministro.
- Fabricación de cualquier tipo de acero, con los únicos límites de la calidad de la materia prima.
- Se pueden emplear todo tipo de cargas: chatarra, hierro de reducción directa, lingotes de hierro, arrabio, etc.
- El proceso de fusión se puede programar y automatizar.
- Alta eficiencia del proceso: en el caso que nos ocupa se producen 150 toneladas en menos de una hora, consiguiendo un rendimiento en torno al 80%, bastante mayor que en hornos que emplean combustibles.
- El calor se concentra gracias a la radiación de los arcos y la resistencia de la carga. La eficiencia térmica es alta, gracias en parte a la inexistencia de aire de combustión que pase a través



del horno, siendo así los arcos la única fuente de calor. El control de la temperatura es sencillo, permitiendo limitarla a la estrictamente necesaria para fundir la chatarra y no degradar el refractario.

Las temperaturas que se llegan a conseguir en los hornos de arco eléctricos, son prácticamente el doble de las conseguidas en cualquier otro tipo de horno, en los HEA se alcanzan 3200 °C frente a los 1600°C y los 2000°C de los crisol y los Siemens respectivamente.

- Debido a la ausencia de aire, es posible obtener condiciones no oxidantes, lo que permite una desulfuración eficaz.
- El horno eléctrico es menos contaminante que cualquier otro procedimiento o proceso destinado al mismo fin.
- El hecho de no necesitar elementos auxiliares, tales como depósitos de combustibles, chimeneas, recuperadores, etc. Hacen que redunden en un abaratamiento de la instalación.
- Las temperaturas tan altas que se consiguen, favorecen la combustión interna, que actúan de manera positiva sobre la eliminación del azufre. Además, al calentarse el metal rápidamente, podemos añadir ferroaleaciones.
- Los aceros fabricados en HEA tienen un contenido en nitrógeno sensiblemente inferior, aproximadamente la mitad, a los que subsisten en los aceros que se fabrican a través de otros procedimientos.



5.2. Materias primas

La materia prima más utilizada en la fabricación de acero por horno de arco eléctrico es la chatarra de hierro dulce o de acero, puede emplearse hasta un 100%, de ahí que el reciclaje del acero sea muy importante en la producción de nuevo acero.

Se entiende por chatarra al conjunto de piezas o partes metálicas de acero que carecen de toda utilidad, procedentes de las operaciones de desguace de barcos, automóviles, electrodomésticos, elementos de construcción y maquinaria diversa, así como los recortes, despuntes, rebabas, virutas y todo tipo de residuos de la industria metalomecánica, y rechazos y despuntes derivados de la propia producción de acero.

La gran facilidad de carga en el horno y sus propiedades físicas durante la fusión (densidad, espesor o fusibilidad) son las principales ventajas que supone su utilización como materia prima. Por el contrario, su variada composición, pudiéndose encontrar elementos residuales difíciles de eliminar en el proceso del horno eléctrico de arco constituye su principal inconveniente.

Podemos clasificar la chatarra en tres grandes grupos, atendiendo a la procedencia de la misma:

- Chatarra reciclada es la procedente de los despuntes y rechazos originados en la propia planta siderúrgica, por lo que posee una gran calidad.
- Chatarra de transformación es la generada durante la fabricación de piezas y componentes de acero: virutas procedentes de



diversas operaciones con herramientas (pulido, perforado, lijado, etc.), recortes de prensas o materiales defectuosos en el proceso de fabricación.

- Chatarra de recuperación es la que procede del desguace de edificios con estructura de acero, plantas industriales, barcos, automóviles, electrodomésticos, etc., que han terminado su vida útil. Conforman la mayor parte de la chatarra que se emplea en la acería.

Debido a que la chatarra procede de fuentes muy diversas, es muy probable que se desconozca su composición. Por lo que puede estar impregnada de aceites lubricantes azufrados, puede contener metales no ferrosos, que se encuentren formando parte de elementos y piezas que entregan junto a la chatarra y que no han sido debidamente separados, con el agravante de que alguno de esos elementos pueden resultar peligrosos y suponer un riesgo tanto para la salud del personal de servicio y del medio ambiente como para las instalaciones y la calidad del acero resultante.

Para evitar estos inconvenientes, es necesario realizar una selección y preparación de la chatarra antes de su entrada al horno, es decir, acondicionarla previamente. En función de la procedencia y de la calidad a conseguir se emplean diversos tratamientos físicos, desmontaje previo de elementos (como es el caso de automóviles usados, electrodomésticos, etc.), la trituración, cribado, separación magnética, compactación, limpieza, etc. Si la calidad debe mejorarse más eliminando materiales contaminantes, se puede considerar el empleo de procedimientos químicos tales como métodos electrolíticos, disolución o métodos criogénicos. En cada caso, y dependiendo del uso



final, será justificable la adopción de esos procedimientos especiales y la oportunidad, o no, de su coste de tratamiento.

El objeto de la clasificación es, principalmente, garantizar la regulación de la carga al horno y evitar que con la chatarra se mezclen metales no férreos y otras impurezas. En definitiva que la chatarra sea de calidad, y esta calidad, puede definirse por:

- Su contenido en hierro, relacionado estrictamente con su rendimiento metálico en el horno (es decir, la relación entre el peso de acero fundido obtenido en el horno y el peso de chatarra cargada).
- Su contenido en elementos residuales, tales como cobre, níquel, molibdeno, estaño, zinc, etc., que pueden afectar al proceso de diversa manera, según el tipo de acero y de producto a fabricar.
- Sus condiciones físicas tales como densidad, distribución de tamaños, etc.

Para aumentar el contenido de carbono en la carga, se introducen pedazos de electrodos o coque (este combustible o residuo se compone en 90 a 95% de carbono). La cantidad total de pedazos de electrodos y coque debe ser tal que el contenido de carbono en la carga sea en torno a un 0,4 o 0,5% más alto que el límite inferior de este, contenido en el acero fabricad



5.3. Tipo de horno a utilizar

En el presente proyecto diseñaremos un horno eléctrico de arco trifásico, con solera de tipo básica, no conductora. El horno de arco se basa en la transformación de la energía eléctrica en calor, esto se consigue con un arco eléctrico que saltará entre el electrodo y la carga.

El arco salta al cerrar las tres fases entre los electrodos a través de la carga, es decir, cada electrodo hace alternativamente de cátodo y de ánodo, el cual provocará una gran temperatura y se usará para la fundición de la carga.

El horno de arco eléctrico, comprende un espacio útil, que es el horno propiamente dicho, provisto de electrodos conductores de la corriente, y los mecanismos necesarios para inclinarlo, retener y desplazar los electrodos y cargar los materiales para la fusión del acero. En la figura 1 podemos ver con más detalle el esquema del espacio útil del horno.



Fig. 118. Esquema del espacio útil del horno de arco eléctrico:
1, bóveda; 2, paredes; 3, canal;
4, orificio de sangría del acero;
5, arco eléctrico; 6, solera; 7, ventana de trabajo; 8, compuerta; 9, electrodos

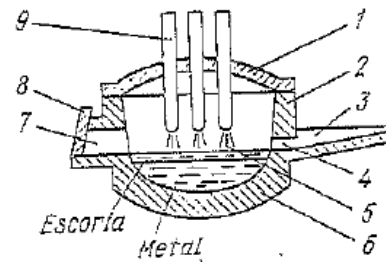


Figura 1: Esquema del espacio útil del horno eléctrico.

En el espacio útil que proporciona la solera se elabora el acero. La solera tiene forma esfero-cónica, la cual, a modo de cuenco, sostiene y contiene al baño fundido.

Por la parte superior, el espacio útil, está limitado por la bóveda de forma esférica, donde están insertados los electrodos. Alrededor de la solera, se encuentran las paredes, que cierran al conjunto de la parte útil.

Tanto las paredes como la solera y la mampostería refractaria que las componen, están encerradas por una envoltura metálica.



La solera tiene unos taludes inclinados 45° con objeto de que no se viertan hacia abajo, el polvo de magnesita introducido. Por otra parte, hay que destacar la forma esférica de la sección del fondo de la solera, que reducen al mínimo las pérdidas de calor y el consumo de material refractario en la pared útil.

La forma de las paredes de la envoltura y del espacio útil, tiene una destacada influencia sobre el revestimiento de esta parte del horno. En hornos que tenían las paredes de la envoltura en forma cilíndrica, la resistencia del revestimiento de las paredes era baja, ya que estas se encontraban a poca distancia de los arcos eléctricos de muy alta temperatura. En aquellos hornos en lo que por el contrario, las paredes de la envoltura eran cónicas, el revestimiento de estas estaba apartado de los arcos, pero, sin embargo, se aumentaba demasiado el diámetro de la bóveda, con lo que las pérdidas de calor eran muy elevadas.

Por este motivo, se recurre a una forma de envoltura y espacio útil, con las paredes cilindro-cónicas, pues en estos casos, la parte inferior de las paredes esta apartada de los arcos eléctricos, al tiempo que se puede fabricar la bóveda con un diámetro relativamente pequeño. Esta es la razón por la que todos los sistemas constructivos adoptan esta forma actualmente.

Las dimensiones racionales del espacio útil se han determinado en función de las experiencias de funcionamiento de los hornos de diferentes capacidades durante años, ya que debe existir una correlación entre el diámetro del espacio útil, a nivel del umbral, y la altura del mismo, medida entre el umbral y los arranques de la bóveda, pues de ser pequeña esta relación, significa que el baño tiene poca profundidad, lo que hace que crezca el diámetro del espacio útil, y la



superficie de transferencia térmica del horno. Si por el contrario el baño es demasiado pequeño disminuye la superficie de contacto entre el metal y la escoria, lo que decelera el proceso metalúrgico.

Por lo tanto, se reconoce como el valor óptimo para la relación diámetro del espacio útil/altura del baño igual a 5:1.

La bóveda del horno es un elemento desmontable, y está formada por ladrillos refractarios, los cuales están sostenidos por un anillo de acero que les sirve de apoyo. A través de tres orificios, situados simétricamente en la bóveda, se hacen pasar los electrodos suministradores de la corriente eléctrica necesaria para la fusión.

Los electrodos pueden ser desplazados hacia arriba y hacia abajo con la ayuda de mecanismos que se explicarán más adelante.

El horno dispone de un orificio de salida, llamado piquera de colada, para verter el acero que vamos a fabricar, una vez haya finalizado el proceso de elaboración. El desalojo del acero se realiza inclinando el espacio útil del horno.

La ventana de trabajo, cerrada por la compuerta, se destina a controlar la marcha de la fusión, desescoriar y reparar la solera.

La carga del horno se realizará por arriba con ayuda de cucharas o cestos con fondo abatible, que colocarán la chatarra en el espacio útil abierto del horno, una vez que se haya retirado por completo la bóveda giratoria.



5.4. Descripción del horno de arco

Procedemos a describir con mayor detalle todas las partes que componen un horno eléctrico de arco, siendo las que enumeramos a continuación:

- Cuba del horno.
- Bóveda del horno.
- Envoltura.
- Economizadores.
- Refractarios.

5.4.1. Cuba del horno

La cuba del horno está constituida por una virola vertical y un fondo en forma de casquete esférico. Formada por planchas de acero dulce atornilladas o soldadas. Las cubas grandes se montan y ensamblan in situ. La relación entre el diámetro del baño y su profundidad ha de ser tal que haya buena superficie de interfase metal-escoria para que las reacciones de oxidación sean rápidas y eficaces. La altura de la cuba sobre la línea de flotación de escoria debería ser lo suficientemente elevada para que el horno puede cargarse de una vez, sin necesidad de recargues adicionales que darían lugar a demoras y pérdidas térmicas.

Los hornos de gran capacidad tienen una piquera y una ventana de trabajo, que se detallaran más adelante.



La cuba tiene en su parte superior un anillo de acero moldeado sobre el que reposa la bóveda. Este anillo se encuentra refrigerado por agua, en un circuito cerrado con la ventana y el marco.

Solidarios con la cuba hay dos sectores de acero moldeado o cunas que ruedan sobre raíles o pistas, también de acero moldeado. Sectores y pistas llevan dientes o engranajes para evitar deslizamiento de la cuba al bascular, lo cual es muy importante en hornos de colada por piqueta frontal, con fuertes ángulos de inclinación (45°).

Describimos a continuación algunos elementos y peculiaridades de la cuba:

1) Ventana de trabajo

La ventana de trabajo tiene un marco de acero moldeado con circulación interna de agua de refrigeración para evitar su desgaste prematuro. La tapa tiene un marco, también refrigerado, en el que se insertan ladrillos refractarios. Tiene una forma ligeramente convexa para adaptarse a la forma cilíndrica de la cuba y para evitar el desplome de los ladrillos refractarios. La elevación de la puerta es neumática o mecánica, con dispositivos fácilmente desmontables. La parte inferior de la puerta va protegida con refractario para evitar ataque por la escoria cuando ésta pasa sobre ella durante la operación de desescoriado.

2) Sistema de vaciado

El sistema de vaciado está muy condicionado por la forma de trabajo del horno. La utilización de hornos UHP y la Metalurgia



Secundaria conllevan la necesidad de colar el acero al horno-cuchara totalmente libre de escorias. Utilizaremos para ello la piquera central por su sencillez y ausencia de averías. Podemos observar el detalle de la misma en la figura 2.

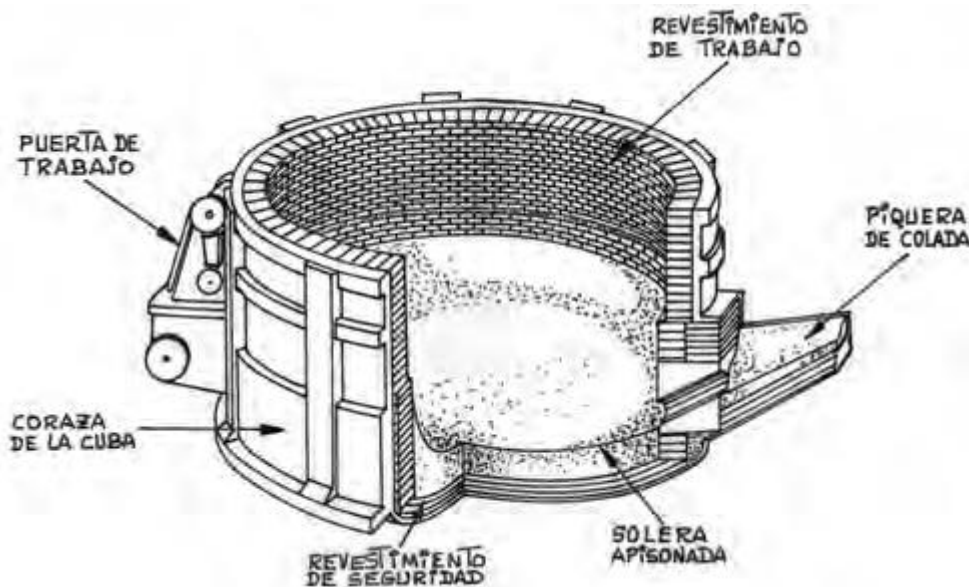


Figura 2: Cuba de horno de arco con piquera frontal.

5.4.2. Bóveda del horno

El anillo de la bóveda está constituido por un tubo de acero de sección rectangular y paredes muy gruesas. En el interior del tubo circula agua para refrigerar el propio tubo y las piezas refractarias que se apoyan en él, si las hay, alargando su duración. Para evitar la deformación térmica, el aro tiene diámetro superior al de la cuba del horno. Para facilitar el centrado hay cuatro tornillos de fuerte rosca que se enganchan por dispositivos especiales, en brazos rígidos de acero sólidamente sujetos a la pieza superior de las columnas. Esto permite orientar la bóveda en la posición deseada con relación a los brazos portaelectrodos. Podemos ver un esquema en la figura 3.

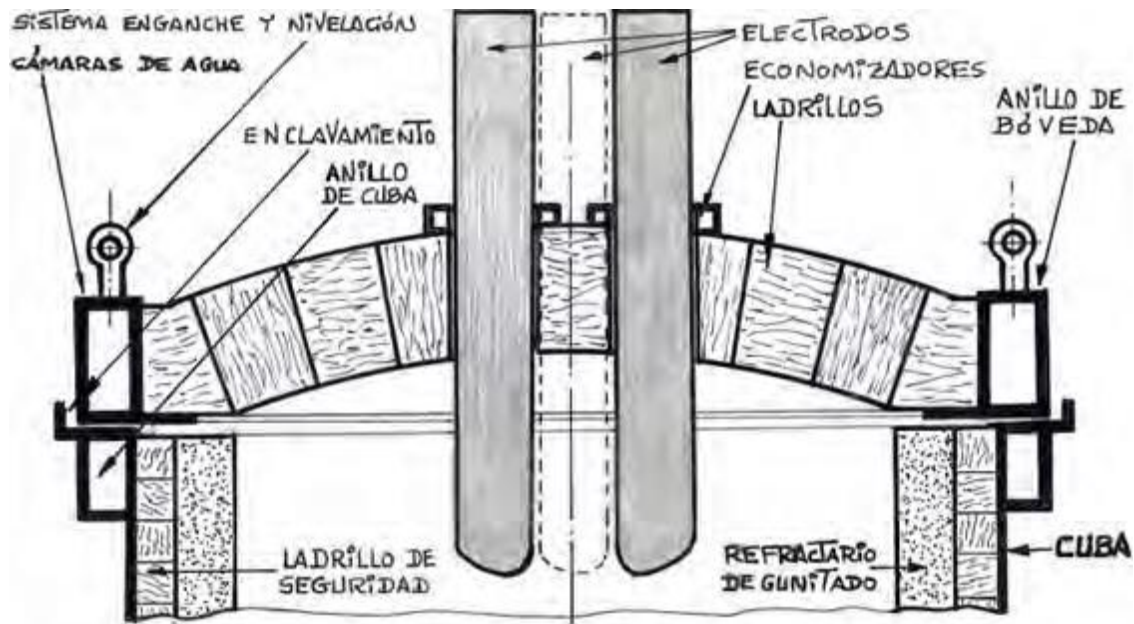


Figura 3: Bóveda y parte superior de la cuba del horno de arco.

La bóveda tiene tres agujeros simétricos para que, a través de ellos, pasen los electrodos, además hay otro orificio en la misma (que no puede apreciarse en la figura), para la extracción de gases, que serán tratados en el circuito de depuración de gases, el cual explicaremos con detalle más adelante.

La bóveda de nuestro horno es móvil pivotante (Figura 4), se encuentra suspendida de un pórtico que también soporta el conjunto de columnas y brazos portaelectrodos. Se eleva la bóveda verticalmente y se gira después horizontalmente, con lo cual queda descubierta la cuba y en disposición de ser cargada por la parte superior ayudado por una cesta. La bóveda móvil pivotante, tiene múltiples ventajas:

- Se eliminan tensiones y esfuerzos sobre superestructuras y refractarios.



- El tiempo de carga pasa de 1-2 horas a 5-10 minutos.
- El dispositivo de elevación y giro es sencillo y robusto, sin mantenimiento.
- Ahorra mano de obra y aumenta la producción.
- Permite cargar chatarras masivas, etc.

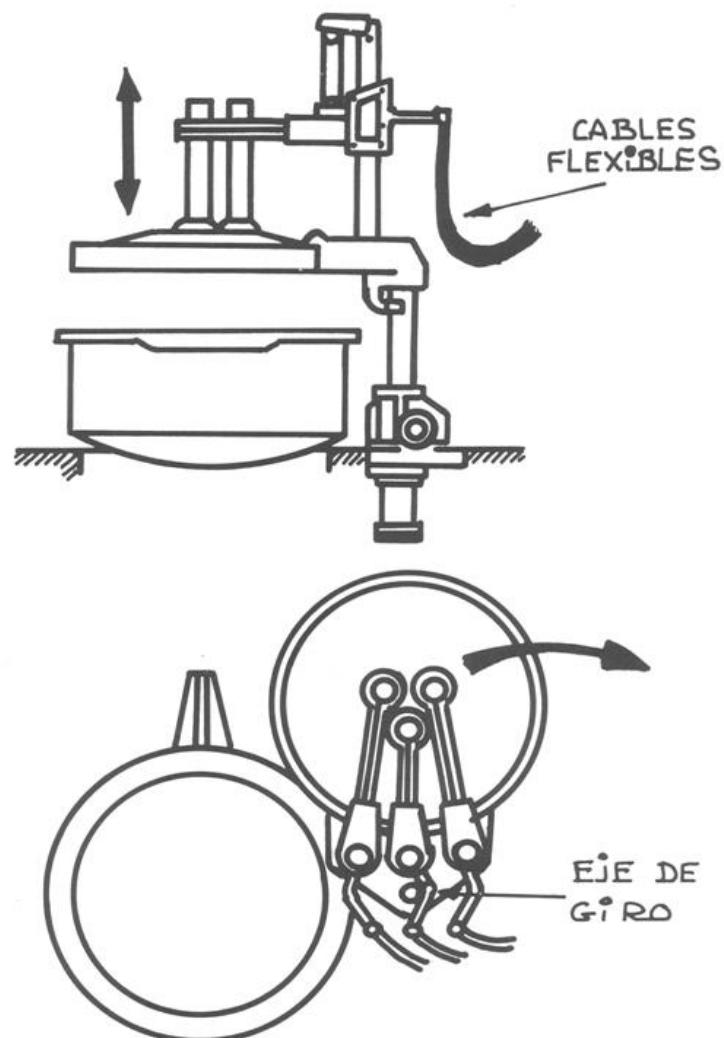


Figura 4: Horno con bóveda móvil pivotante.



Para cargar el horno con bóveda móvil pivotante, primero se vuelve el horno a su posición normal por medio del mecanismo de basculación, una vez se haya terminado el proceso de fusión, desescoriado el baño y vertido el metal fundido en el horno-cuchara para el afino. Posteriormente se realiza la elevación de la bóveda y el giro de la misma. Esto último se consigue por mecanismos hidráulicos que elevan y pivotan la bóveda así como el soporte de las columnas portaelectrodos. Después se carga con cesta y vuelve la bóveda a su posición normal.

El movimiento de elevación de la bóveda se consigue por medio de un cilindro de agua o aceite a presión. Los dispositivos están bañados en aceite, con lo que su funcionamiento es suave y se eliminan vibraciones.

5.4.3. Envoltura

La envoltura de la cuba está formada por planchas de acero dulce soldadas, con un espesor de 40 mm, y reforzada por los nervios de refuerzo exteriores, tanto verticales como horizontales, que aseguran su rigidez. Internamente está revestida de material refractario.

Aproximadamente al nivel del umbral de la ventana de trabajo se encuentra el empalme horizontal de la envoltura previsto para quitar la parte superior de la misma durante la reparación del revestimiento, con el fin de acelerar este trabajo.



5.4.4. Economizadores

Recordamos que en la bóveda se practican tres orificios para el paso de los electrodos. Entre dichos orificios y los electrodos se introducen unas empaquetaduras llamadas economizadores que sirven para empaquetar el hueco existente en la bóveda. Es necesario utilizar los economizadores para disminuir la oxidación de los electrodos y las pérdidas de calor debidas a los gases calientes procedentes del baño. Están refrigerados por agua, tienen unas ranuras de disipación de calor que evitan su rotura en caso de fallo en el suministro de agua. El juego o la holgura entre el anillo y el electrodo se eliminan con una empaquetadura de algodón mineral y hormigón refractario.

Refrigeran eficazmente los refractarios del orificio a través del cual pasa el electrodo y están mecanizados cuidadosamente para evitar que queden agarrados a los electrodos.

Se proyecta su montaje de forma que permita un perfecto centrado con el electrodo y mantenga la debida posición durante las dilataciones y contracciones de la bóveda. Están sujetos al anillo de la bóveda, de forma que aún en el caso de desprendimiento de los ladrillos de la misma no puedan caer en la cuba.

5.4.5. Refractarios

Los materiales resistentes al calor se denominan refractarios cuando su temperatura de reblandecimiento es igual o superior a 1500°C. En la construcción y reparación de los hornos eléctricos para acero es indispensable el empleo de estos materiales lo mismo que es



preciso emplearlos en todos los recipientes que tengan que estar en contacto con el acero líquido.

El revestimiento se encuentra sometido a la radiación de los arcos eléctricos y a la acción corrosiva de la escoria y el metal, además de los esfuerzos térmicos que se producen debido a las variaciones bruscas de temperatura durante el periodo de fusión de la carga. En el caso de la bóveda, el refractario de la misma sufre además los empujes de la propia bóveda de arco.

Por lo tanto, se utilizan materiales refractarios de un alto poder refractario, termorresistencia y un buen comportamiento frente a las escorias. Además es necesario que tengan una gran resistencia mecánica.

El horno del presente proyecto posee un revestimiento básico. Procedemos, a continuación, a describir las características de cada tipo de refractario utilizado en las distintas partes de las que se compone el horno.

1) Revestimiento de la solera

La solera del horno eléctrico básico se compone de una capa aislante y una capa activa.

– Capa aislante

La capa aislante está constituida por una capa niveladora de polvo de chamota y una capa de la mampostería de ladrillo de chamota.



El espesor de la capa aislante para un horno de las características de diseño del presente proyecto es de 190 mm. Siendo la capa niveladora de polvo de chamota de 38 mm y el resto hasta los 190 mm de ladrillo de chamota.

– Capa activa

La capa activa comprende una mampostería compuesta por varias hileras de ladrillo de magnesita cuyo espesor es de 600 mm para el horno diseñado de 150 t, por encima de esta mampostería dispondremos una capa superior rellena de polvo de magnesita de 165 mm de espesor, el cual, después de sinterizado, se convierte en una masa monolítica. La resistencia de la solera es muy elevada y varia de 1500 a 5000 coladas, y en general, no limita el funcionamiento del horno.

La capa activa superior de polvo de magnesita alquitranada, es la capa más sometida al desgaste, por lo que debe ser renovada después de cada colada, rellenándola de polvo de magnesita, con objeto de que el espesor que hemos previsto se mantenga según lo calculado.

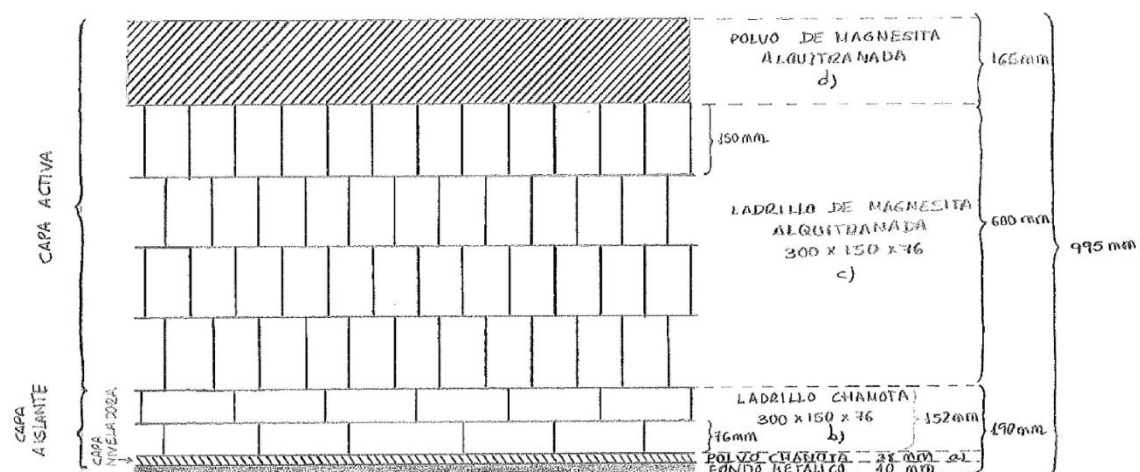




Figura 5: Esquema del revestimiento refractario utilizado en la solera del horno de arco eléctrico de 150 t.

2) Revestimiento de las paredes

El revestimiento refractario básico de las paredes del horno está formado por una capa de mampostería termoaislante, que se fabrica por completo de ladrillos básicos de cromo-magnesita y se coloca en el revestimiento de los taludes, alcanzando un espesor en esta zona para el horno diseñado de 561 mm.

Para que la escoria no corroa las paredes de ladrillo, el empalme entre las paredes y los taludes (nivel de los taludes) se hace entre 100-200 mm más alto que el nivel de la ventana de trabajo.

En los hornos provistos de una envoltura de tipo esfero-cónica el ángulo de inclinación del revestimiento en la parte inferior de las paredes es de 15° a 30° . El espesor de las paredes en la parte inferior oscila entre 300 y 575 mm, creciendo el mismo con el aumento de la capacidad del horno, por lo que en nuestro diseño alcanza un espesor de 561 mm para una capacidad de 150 t. La resistencia del revestimiento de las paredes en los hornos oscila entre 75 y 250 coladas.

3) Revestimiento de la bóveda

La bóveda de los hornos eléctricos básicos tiene un espesor que varían entre los 230 a 460 mm de espesor dependiendo de la capacidad del horno, nuestro diseño tendrá un espesor de 460 mm.



El refractario utilizado para fabricar la bóveda son ladrillos de magnesita-cromita y se forma de ladrillos directos y de cuña en la parte convexa. Los ladrillos de magnesita-cromita son más caros pero poseen mayor durabilidad que otros refractarios de más bajo coste.

Al formar la bóveda, en la mampostería se dejan tres orificios para hacer pasar los electrodos y un orificio para evacuar los gases de horno. El diámetro de apertura de los electrodos (diámetro de la circunferencia que pasa por los ejes de los tres electrodos) se toma igual a 0,3 por el diámetro del baño D_b .

La resistencia de los refractarios de la bóveda varía en función de la capacidad del horno, al aumentar la capacidad del horno la resistencia de la bóveda disminuye, soportando entre 100 a 150 coladas para hornos de 150 t, que es la capacidad del horno que estamos diseñando.

Podemos ver en la siguiente tabla y en la figura anexa, un resumen de los refractarios utilizados en las distintas partes del horno:

ZONA	CARACTERÍSTICAS REFRACTARIOS	REFRACTARIOS EMPLEADOS
Solera(1)	Deben resistir: <ul style="list-style-type: none">• Impacto mecánico a la caída de la chatarra.• Erosión por el acero fundido.• Penetración del acero y otros metales de bajo punto de fusión.• Hidratación entre campañas	Para la capa aislante: <ul style="list-style-type: none">• Polvo de chamota 38mm• Ladrillos de chamota 152mm Para capa activa: <ul style="list-style-type: none">• Ladrillo magnesita alquitranada 600mm• Polvo magnesita alquitranada 165mm
Línea de escoria(2)	Deben eliminar o reducir la penetración de la escoria y ser compatibles con ella. Requieren muy baja porosidad.	Se usan ladrillos de cromo-magnesita (57% MgO-21% Cr ₂ O ₃). También pueden usarse ladrillos de magnesita sinterizada (96% de MgO)
Deben soportar y ser compatible con la		Se usan ladrillos de cromo-



Paredes Zonas calientes(3)	escoria espumosa. En el caso de la parte superior de las paredes debes soportar:	magnesita (57% MgO-21% Cr ₂ O ₃) 561mm
	<ul style="list-style-type: none">• Ataque de los humos con FeO.• Salpicaduras de escoria al usar lanzas de O₂ y por el arco.• Choque térmico por fluctuaciones de la temperatura desde baño fundido a carga de chatarra fría.• En los ladrillos de MgO-C interesa atmósfera rica en CO para evitar oxidación del C.	
Bóveda(4)	Deben ser capaz de soportar: <ul style="list-style-type: none">• Ataque de los humos con FeO, CO, etc.• Radiación térmica del arco.• Choque térmico por fuertes variaciones de temperatura e impacto mecánico.	Se usan ladrillos de magnesita-cromita (12% Cr ₂ O ₃ -66% MgO) 460mm

Tabla 3: Relación de características y tipos de refractarios usados según la parte del horno considerada.

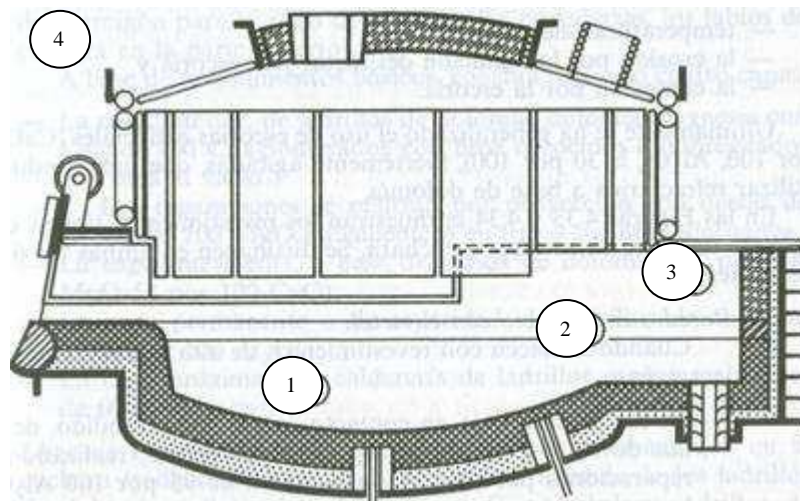


Figura 6: Distribución de los refractarios en el horno.

5.5. Equipo eléctrico

El arco eléctrico que se produce entre los electrodos y los materiales de carga es la fuente de calor necesaria para la fusión. Para



que se produzca o salte el arco eléctrico es necesario aplicar una tensión de suficiente valor.

La energía eléctrica procede de una red de corriente alterna en alta tensión y llega al horno, a través de un circuito eléctrico que consta básicamente de:

- Una línea de entrada en alta tensión que entra a la instalación.
- Un centro de transformación, cuyo transformador principal, es el que reduce la tensión de entrada a la requerida en el horno.
- Un circuito eléctrico, a continuación del secundario del transformador, que termina en los electrodos.

Los hornos eléctricos de arco son potentes consumidores de energía, por lo que para disminuir las pérdidas se suministra a los hornos una corriente de alta tensión de 6 a 110 kV, mientras que la tensión de servicio aplicada a los bornes debe ser de 110 a 600 V.

El arco eléctrico salta al cerrar las tres fases entre los electrodos a través de la carga, es decir, cada electrodo hace alternativamente de cátodo y ánodo, el cual provocará una gran temperatura y se usará para la fundición de la carga. El arco se propaga a través de una capa de gases ionizados o vapores de las sustancias que se encuentran en el baño del horno, alcanzando una temperatura alrededor de los 3500°C.

Como se ha dicho anteriormente, los hornos son alimentados por una corriente alterna, con lo que en cada semiperiodo, se cambian



ánodo y cátodo alcanzando la tensión y la intensidad, el valor máximo y cero.

La potencia (P) del arco, y por lo tanto la potencia de transferencia al metal en la fase de fusión, en un circuito trifásico, viene determinada por la ecuación $P = \sqrt{3} \cdot U \cdot I \cdot \cos \varphi$ con lo que se necesita conocer el valor de la tensión de alimentación, siendo esta la tensión secundaria del transformador, y la intensidad de corriente del arco.

Si la tensión secundaria no varía, la intensidad de corriente del arco depende de la resistencia de corte y del espacio del aire entre los electrodos y el metal. Por lo tanto, modificando la longitud del arco se puede regular la intensidad de corriente del mismo, de manera que si aumentamos este espacio, su resistencia crece, con lo que al dejar la tensión constante, disminuye la intensidad y por lo tanto su potencia. Durante el proceso de fusión se hace necesaria la regulación de estos dos parámetros, tensión e intensidad.

Anteriormente a la implantación de la Metalurgia Secundaria, el proceso de fusión en un horno de arco se dividía en dos etapas distintas en cuanto al consumo de energía, la primera etapa comprendía el periodo de fusión propiamente dicho en tanto que la segunda, comprendía los periodos de oxidación y reducción. En la actualidad, y en este proyecto, así se recoge, en el horno solo se realizará el proceso de fusión, en el cual la potencia debe ser máxima, y el periodo de oxidación, mientras que el afino del acero líquido, se realizará en un horno-cuchara con un transformador de mucha menor potencia nominal, ya que durante el afino, solo es necesaria la energía suficiente para mantener la temperatura del acero constante.



En el periodo de fusión el consumo de energía eléctrica es máximo y varía de 350 a 420 kWh por tonelada, suministrándose al horno la máxima potencia en este periodo. Una vez fundido el metal la potencia eléctrica disminuye bruscamente.

La potencia que se suministra al horno, se regula conmutando los escalones de tensión del transformador, entre los límites de 110 a 600 V, funcionando en los escalones superiores, en la fase en que se demanda más potencia, es decir en el periodo de fusión y en los escalones medios e inferiores cuando la potencia necesaria sea más baja. Para mantener la potencia necesaria, la regulación se realiza con ayuda de reguladores automáticos.

Como anteriormente se indicó, dejando fija la tensión de salida del secundario del transformador, la potencia e intensidad del arco se modifican regulando la longitud del mismo.

Por lo general, en cada horno, se determina con anterioridad, en cada escalón de tensión, la potencia de arco más adecuada, procurando con ello, alcanzar los valores máximos de rendimiento eléctrico y del factor de potencia de la instalación.

En el periodo de fusión, no es demasiado peligroso trabajar con arcos largos, debido a que el arco incide sobre los pozos de fundido de los materiales de carga, por lo que afecta menos al revestimiento refractario.

Podemos observar el esquema eléctrico del horno en la figura 7, además de una vista simplificada en la figura 8. También se encuentra



reflejado con mayor exactitud y detalle en el plano 10 que forman parte del presente proyecto.

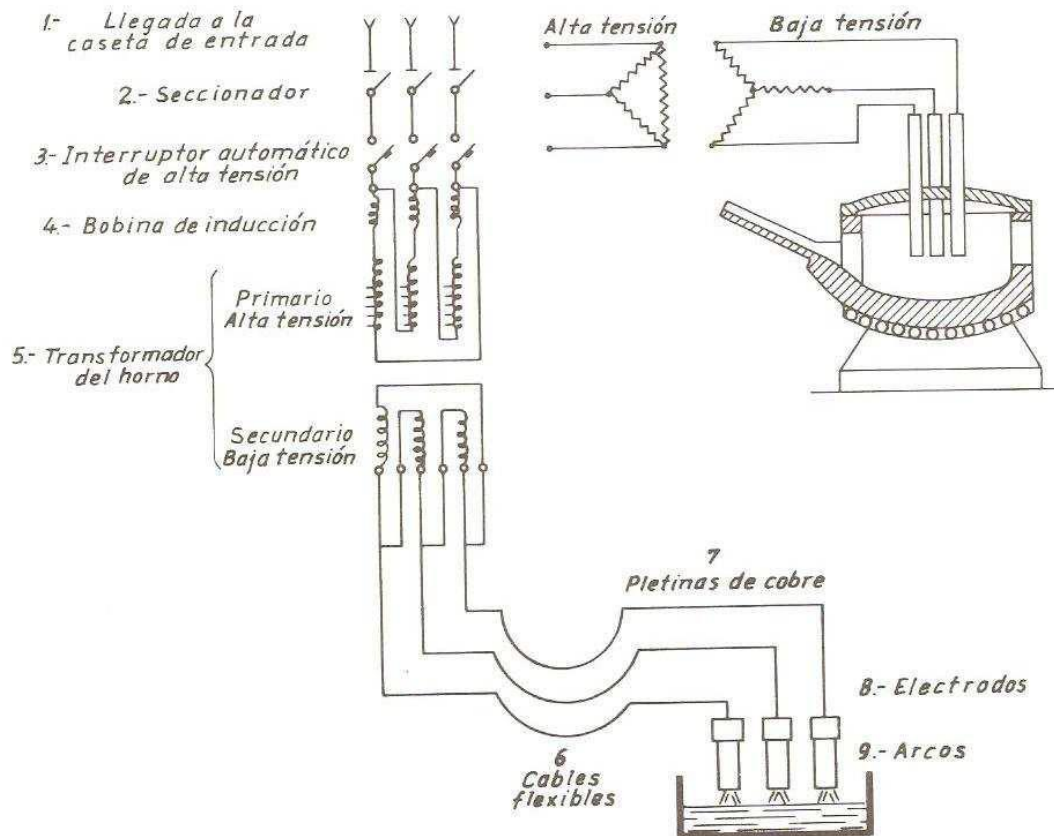


Figura 7: Esquema de la instalación eléctrica del horno de arco.

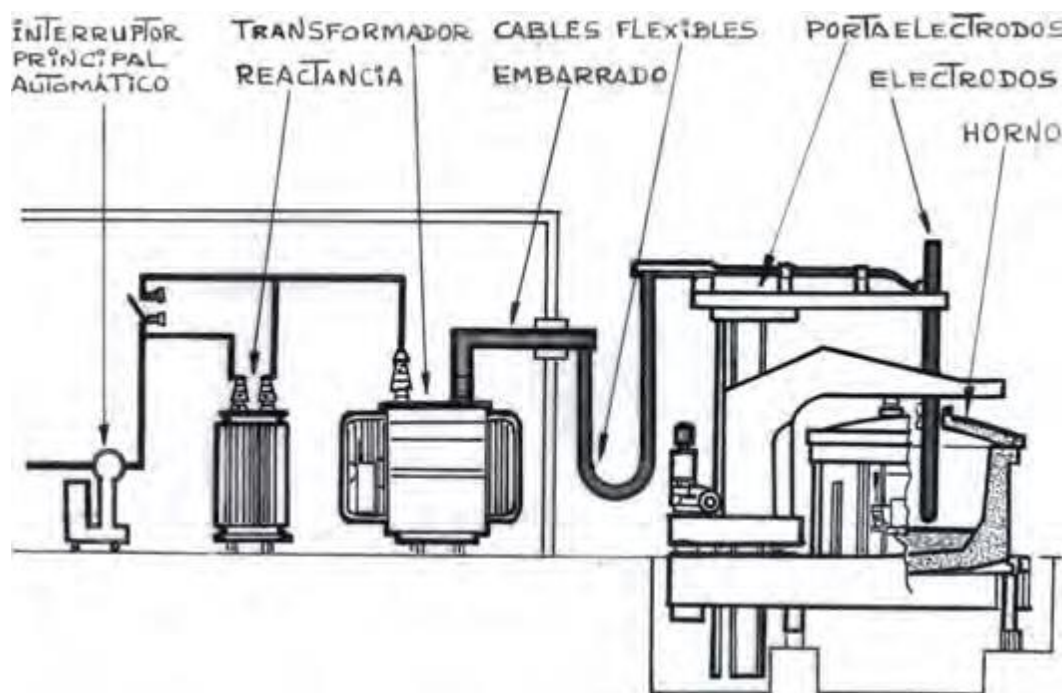


Figura 8: Vista simplificada de horno de arco.

Procedemos a continuación, a describir cada uno de los elementos de la instalación eléctrica, desde la línea de alta tensión hasta los electrodos.

5.5.1. Instalación eléctrica de alta

La instalación eléctrica de la acería comienza en la caseta de alta tensión, ya que es allí donde se hace la conexión de la red de alta tensión con la instalación del horno.

Las compañías suministradoras realizan el transporte de energía hasta la fábrica, a una tensión que varía entre los 30 y los 200 kV. Esta tensión de alto voltaje disminuye hasta el nivel de entrada en la fábrica, o nivel de trabajo, en que la distribución suele hacerse entre 10 y 30 kV. Esta caseta cuenta con los transformadores y comandos para dar corriente a todas y cada una de las secciones de la fábrica.



5.5.2. Seccionadores

La caseta de alta cuenta con seccionadores que permiten dejar la instalación sin corriente cuando hay que efectuar cambios o reparaciones. Esto implica la necesidad de enclavamientos de seguridad.

Es un interruptor tripolar de cuchillas, que se cierra y abre solo cuando la carga está quitada, es decir estando abierto el interruptor principal. Dispone de un mecanismo automático, mediante el cual se acciona este seccionador, así como de otros elementos de protección para que no pueda manipularse el mismo, sin antes haber abierto el disyuntor.

5.5.3. Interruptor principal automático

Sirve para interrumpir el circuito de alta tensión bajo carga. Su construcción permite apagar los arcos eléctricos que aparecen entre los contactos del interruptor en el instante de su desconexión.

El interruptor principal se utiliza para todas las conexiones y desconexiones operativas de la instalación del horno eléctrico para su funcionamiento. Se acciona múltiples veces durante la colada para elevación de electrodos, cambios de tensiones en el transformador, colada, etc. De producirse un fallo de este elemento pueden ocasionarse daños muy graves en los aparatos de la instalación, tales como transformador, elementos de medida, de regulación, etc.



El interruptor principal, de intensidad de ruptura superior a la de la instalación, tiene relés temporizados regulables para protección contra sobreintensidades. En hornos de gran capacidad, como es nuestro caso, el accionamiento del interruptor es por mando a distancia.

Según el método de apagar el arco existen tres tipos de interruptores:

– *Interruptor de aceite*

El arco de ruptura es suprimido por el aceite mineral que llena el depósito del interruptor. No está protegido contra incendios y explosiones. En los equipos actuales ya no es tal aceite sino una resina sintética casi líquida.

– *Interruptor de aire*

El arco es apagado por un chorro de aire comprimido. Este interruptor está protegido contra incendios y explosiones.

– *Interruptor electromagnético*

La extinción del arco se lleva a cabo mediante un campo magnético transversal creado en el momento de ruptura de los contactos. Presenta una ventaja respecto a los anteriores consistente en que no necesitan ni aire comprimido ni aceite aislante para su funcionamiento.

En nuestro diseño vamos a utilizar el interruptor electromagnético, ya que nos proporciona mayor fiabilidad.

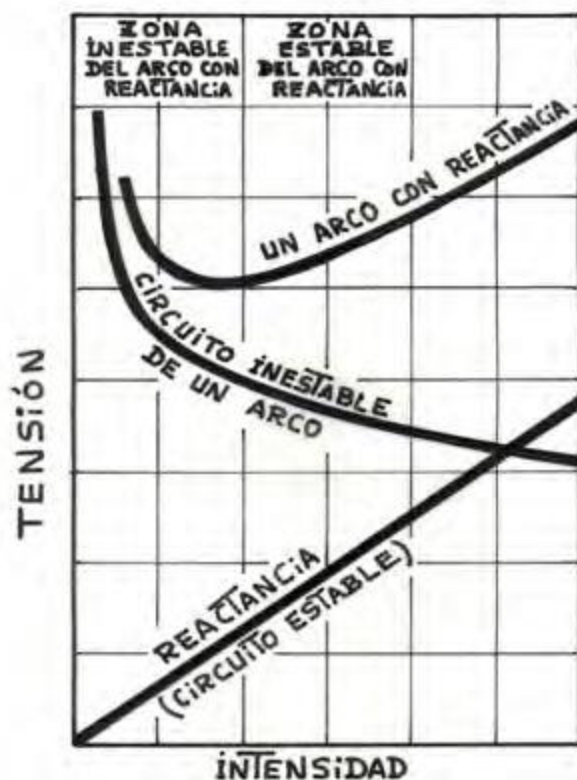


5.5.4. Bobina de reactancia

En algunas instalaciones la reactancia y el transformador se encuentran en un solo conjunto, en una sola caja. En otros está en recipientes separados. La reactancia es una autoinducción que realiza dos funciones durante la colada:

- Absorbe y neutraliza las variaciones de intensidad y tensión del arco eléctrico cuando al principio de la fusión los electrodos tocan o se separan de trozos sólidos de chatarra. Las puntas de potencia incidirían fuertemente sobre el resto de la instalación de la fábrica e, incluso, líneas exteriores a la misma.
- Aumenta la impedancia del circuito y garantiza una marcha estable en el arco. En éste disminuye la tensión cuando aumenta la intensidad, cosa que ocurre cuando los electrodos descienden y se acercan al baño. Para conseguir la estabilización del arco a una determinada tensión hace falta conseguir que a una elevación de tensión corresponda una elevación de intensidad.

Esto se consigue intercalando una reactancia en serie con el arco. Hay una zona en las curvas de trabajo en la que al aumentar la tensión aumenta la intensidad y, por tanto, la estabilidad del arco (gráfica 1).



Gráfica 1: Características y estabilidad del arco eléctrico de HEA.

La reactancia sólo se intercala al principio de la fusión, en el periodo de tiempo en que la carga está sólida. Después cuando los electrodos han hecho pozo en la materia prima sólida y están sobre acero líquido, el arco se estabiliza y puede eliminarse mediante un interruptor, similar al interruptor principal.

5.5.5. Transformador

Es una parte fundamental de la instalación, ya que debe alimentar adecuadamente al horno para su correcto funcionamiento, convirtiendo la energía eléctrica de alta tensión en baja tensión.



Los transformadores de los hornos de arco tienen varias tomas de corriente a diferentes tensiones para que se pueda trabajar en el horno con potencias que respondan a las fases específicas de cada momento de la operación. Como ya se explicó anteriormente, durante el principio de la fusión se emplean las potencias mayores y luego, durante el afino, se conectan potencias menores. Deben estar muy bien dimensionados para que no haya calentamientos que disminuyan la sobreintensidad admisible.

Son de tipo trifásico y constan de tres núcleos acoplados entre ellos. Cada uno de estos núcleos lleva dos arrollamientos, uno de alta tensión y otro de baja tensión. El conjunto formado por el núcleo y los arrollamientos está situado en el interior de una caja de aceite especial para transformadores, que sirve de refrigerante y aislante al mismo tiempo.

Los transformadores de horno tienen un sistema de enfriamiento del aceite. Una temperatura de 70°C no debe mantenerse más de media hora. Hay relés que cortan el calentamiento anormal (relés térmicos). También suelen tener sistemas de filtrado y deshidratación del aceite.

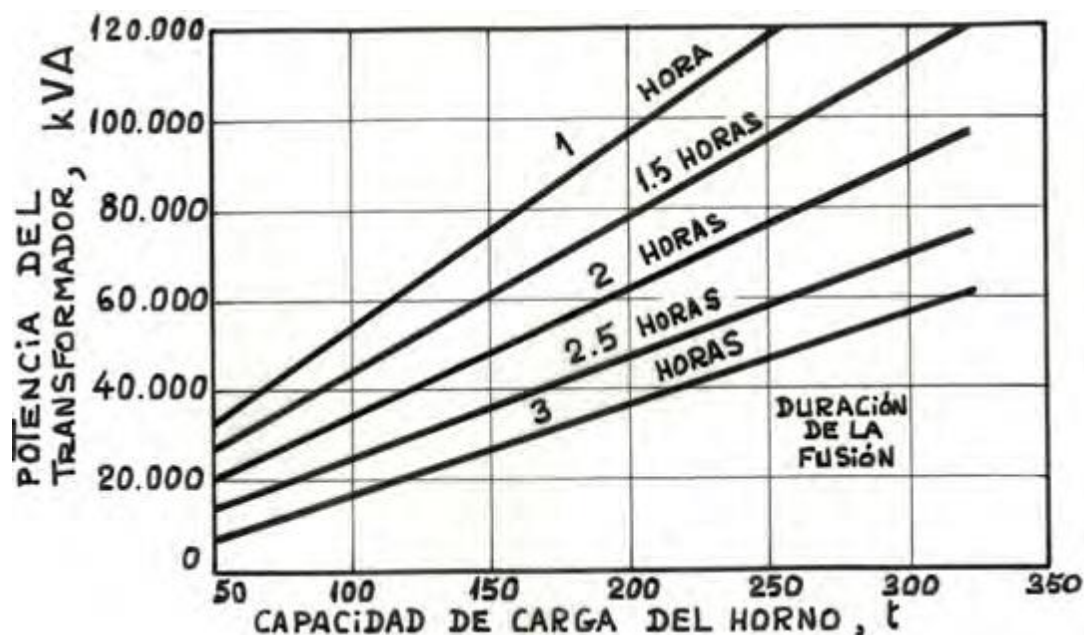
En el transformador entran unos 20000 voltios y a la salida hay varias tomas, unas cinco o seis, en tensiones que van de unos 80 a 500 voltios. Hay un cambiador de tensiones que es con mando a distancia y cuenta con los correspondientes enclavamientos contra falsas maniobras. Esta disminución de tensión y consiguiente aumento de intensidad se hace, como puede suponerse, para explotar el efecto Joule en el calentamiento y fusión de la carga metálica ($I^2 R t$). La potencia en los transformadores de los hornos de arco varía entre 1000 y 130000 KVA, según sea la capacidad del horno. Dado que el horno



que estamos diseñando tiene una capacidad de 150 t, la potencia nominal del transformador es de 75000 KVA.

Anteriormente, los hornos de arco se consideraban como aparatos metalúrgicos en los que se realizaban todas las fases de la colada, desde la carga de chatarra hasta el envío del acero elaborado a la zona de colada. Las dos fases (oxidante y reductora) se hacían en el mismo horno. La duración de las coladas llegaba a ser de cuatro horas y el costo del acero era tan alto que sólo era rentable para aceros aleados de alto valor añadido.

A partir del aumento de la potencia instalada en los transformadores de los hornos de arco, los llamados hornos de arco de potencia ultra elevada UHP, con los que se pasó de una potencia instalada de 500 KVA por tonelada de capacidad del horno a unos 1000 KVA en los casos extremos, se consiguió mayor rendimiento y rentabilidad en las acerías eléctricas. (Gráfica 2)





Gráfica 2: Relación entre la potencia del transformador, capacidad y duración de la colada en horno eléctrico de arco HEA.

Con este aumento se consigue hacer la colada rápidamente, con elevada potencia útil y minimizando el número de paradas y tiempos muertos sin corriente en los hornos. De esta forma los hornos de arco se han convertido en máquinas de fundir y oxidar, operaciones que realizan en un tiempo muy reducido, al cabo del cual transfieren el acero a otros equipos (Metalurgia Secundaria), en los que se hace el resto de operaciones como desoxidación, ajuste de temperatura y ajuste de composición, todo ello con un costo mucho menor.

5.5.6. Conmutador escalonado de tensión

Con el conmutador escalonado regulamos la potencia de salida del transformador, variando la tensión secundaria del mismo, tal y como se explicó en el apartado anterior. Para regular la tensión de salida se hacen varias derivaciones, en el circuito primario de alta tensión, que van al conmutador de escalones.

Al conectar una cantidad mayor o menor de espiras de los arrollamientos primarios, varía la relación de transformación, consiguiendo así modificar la tensión de salida del transformador.

Podemos conmutar los arrollamientos trifásicos de alta tensión del circuito de conexión triángulo al circuito de conexión en estrella, teniendo en cuenta que la conexión en estrella es 1,7 veces mayor que la conexión en triángulo. Las conmutaciones se realizarán en el lado de alta tensión del transformador, debido a que allí es menor la intensidad



de corriente y se pueden emplear elementos de contacto de menor intensidad.

En los transformadores instalados en hornos de gran capacidad hay numerosos escalones y un conmutador de escalones de tensión bajo carga, variándose durante las conmutaciones el número de espiras conectadas del arrollamiento primario.

5.5.7. Red de baja tensión

Se designa red de baja tensión de un horno eléctrico a la parte de la instalación encargada del suministro de corriente, que va desde el transformador a la cabeza del portaelectrodos.

Está formada por un paquete de barras que parten del transformador, fijos a las paredes de la caseta de transformación, los cables flexibles que alimentan las mangueras del portaelectrodos, y las barras o tubos refrigerados por agua que van por debajo de estas.

Debido a que la tensión que recorre esta parte de la instalación es baja, la intensidad es muy elevada, con puntas que pueden llegar a alcanzar los 60000 A.

La longitud de la red de baja tensión debe ser lo más corta posible para disminuir las pérdidas de energía. De este modo, el transformador se instala lo más próximo posible al horno. La parte flexible debe tener la suficiente longitud para que sea posible inclinar el horno, elevar y bajar los electrodos.



5.5.8. Transformadores de señal

La medida de la potencia consumida se hace normalmente en la línea que alimenta al primario del transformador del horno, empleándose dos transformadores de medida de tensión y dos de medida de intensidad, con el objeto de transformar las características de tensión e intensidad de la corriente, adaptándose a los instrumentos de medida colocados en el cuadro. Los transformadores de tensión van convenientemente protegidos por medio de cortacircuitos fusibles, tanto en alta como en baja tensión.

La corriente llega a los electrodos en alta intensidad y baja tensión. Para la medida de intensidad por electrodo hay tres trafos de intensidad, uno por cada electrodo, de construcción especial, cuyo primario lo forman las mismas barras, pletinas o tubos de cobre que llevan la corriente desde el transformador hasta los cables flexibles de los brazos portaelectrodos. Así se evitan empalmes de barras a unos conductores por los que circulan corrientes de alta intensidad cuyas pérdidas óhmicas darían lugar a calentamientos y caídas de tensión. Complementamos los mecanismos de seguridad contra sobrecargas en las líneas con unos relés. Los transformadores de señal de tensión se conectan entre los electrodos y el baño.

Los tres trafos de intensidad y tensión tienen una doble misión. En primer lugar alimentan a los amperímetros y voltímetros que indican al operador las variaciones de la corriente que llega al horno. En segundo lugar actúan sobre la regulación de electrodos para responder y corregir esas variaciones de corriente.



5.5.9. Regulación de electrodos

Para mantener la potencia prefijada del arco en cada escalón de tensión del transformador, necesitamos un mecanismo de regulación automática de la posición de los electrodos. Manteniendo fija la tensión suministrada, podemos modificar la potencia del arco regulando la longitud del mismo, ya que, al aumentar la longitud del arco crece su resistencia eléctrica, debido a lo cual disminuye la intensidad de corriente del arco y, por consiguiente, su potencia. Analizando las siguientes expresiones matemáticas, se explica más claramente la relación existente entre la intensidad y la tensión en el arco eléctrico, y por tanto la resistencia eléctrica y la potencia del mismo:

$$R = \rho \frac{l}{S}$$

Donde:

- $R = \text{resistencia}$
- $\rho = \text{resistividad}$
- $l = \text{longitud}$
- $S = \text{superficie}$

$$I = \frac{V}{R}$$

Donde:

- $I = \text{intensidad}$
- $V = \text{diferencia de potencial}$
- $R = \text{resistencia}$

$$P = V \cdot I$$



Donde:

- $P = potencia$
- $V = diferenciadepotencial$
- $I = intensidad$

Mantenemos invariable la relación entre la tensión y la intensidad de corriente de la fase, gracias al regulador automático instalado en cada fase, y como tenemos fijada la tensión del transformador, aseguramos una potencia constante del arco.

En el momento que la potencia se desvíe del valor óptimo asignado, es decir, siempre que cambien la longitud del arco y la intensidad de corriente del mismo, el mecanismo de regulación actúa sobre el sistema de desplazamiento de los electrodos. Con el movimiento de los electrodos, restablecemos la longitud del arco correspondiente a la potencia prefijada.

5.5.10. Cabina de control y mando

Los instrumentos de control se encuentran en una cabina no demasiado cercana al horno, insonorizada y climatizada. Los controles que existen normalmente en un horno eléctrico de arco son:

- El cuadro de mando, empotrado en la pared (figura 9).
- Tres lámparas de 220 V para indicación visual de la tensión en el arco.
- Un voltímetro para la tensión en alta.
- Un voltímetro con dos conmutadores para la tensión en baja.
- Un vatímetro para indicación de la potencia.



- Un contador de kilovatios-hora.
- Tres amperímetros para medida de la intensidad en los electrodos.
- Tres voltímetros para medida de la tensión en los electrodos.

Para el mando del horno se tiene:

- Un mando eléctrico o mecánico del interruptor en baño de aceite.
- Un mando eléctrico o mecánico del cambiador de tensiones.
- Un mando eléctrico o mecánico del eliminador de reactancia.
- Un enclavamiento eléctrico o mecánico entre los accionamientos de interruptor y cambiador.
- Un conmutador para mando simultáneo de los tres electrodos que obra tanto en marcha manual como automática.
- Tres conmutadores manual↔automáticos, uno por electrodo.
- Tres reguladores de ajuste de la intensidad o potencia en marcha automática, uno por cada electrodo.
- Linternas de señalización del cambiador de tensiones y del interruptor en baño de aceite.

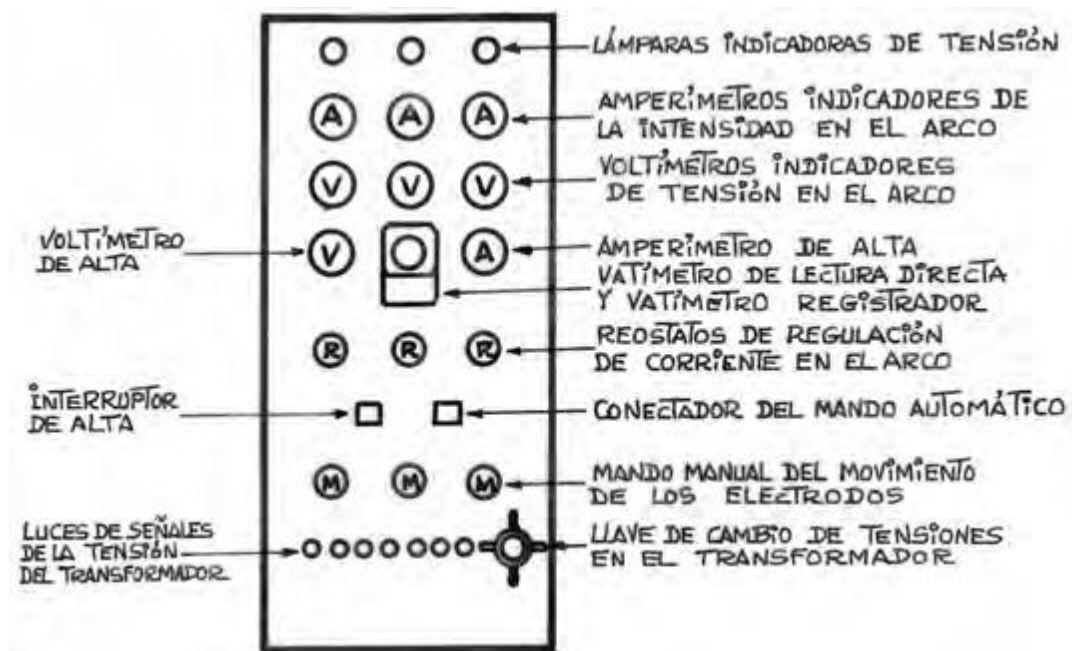


Figura 9: Cuadro de instrumentos de medida y regulación.

5.6. Electrodos

En los hornos eléctricos de arco la corriente se lleva la interior del horno mediante los electrodos, que son barras de carbono que se introducen en el horno y permiten que los arcos eléctricos se formen entre sus extremos y la carga, sin que, a pesar de la elevada temperatura, se fundan. La energía eléctrica que se aplica a los electrodos, en forma de tensión secundaria es mas bien baja, pero de fuerte intensidad. Esta energía, se transforma en el espacio útil del horno, en energía calorífica que se emplea para la fusión del material introducido en el mismo.

Los electrodos deben resistir muy altas temperaturas, y al mismo tiempo deben conservar una buena conductividad eléctrica.

En los hornos eléctricos, los electrodos comúnmente empleados son los de grafito. En este proyecto los utilizaremos de este tipo de



material. Son electrodos semicontinuos y están constituidos por barras cilíndricas de 1,5 a 3 m de longitud provistos en sus dos extremos de orificios roscados a los que se acopla una pieza de unión llamada niple (figura 10). Ésta consiste en un doble tronco de cono unido por sus bases mayores y roscado, que sirve para empalmar dos barras consecutivas. De este modo cuando el electrodo se va consumiendo puede roscarse otra barra y así funcionan como si fuesen continuos.

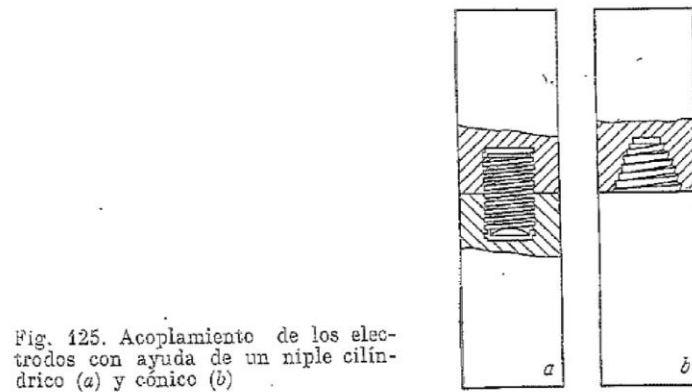


Figura 10: Acoplamiento de los electrodos con ayuda de un niple.

Los electrodos de grafito se fabrican a partir de materiales carbonosos (naturales y coque) y de hidrocarburos pesados (brea y alquitrán), que se cuecen a una temperatura y presión muy altas. La temperatura alcanzada es cercana a los 2600 °C y la densidad es del orden de 300 kg/cm². Durante la cocción se agrandan los cristales del grafito y se produce la reducción y la volatilización de las impurezas. Por esta causa la resistencia eléctrica específica de los electrodos de



grafito es más baja, variando entre 8 y 12 $\Omega \cdot \text{mm}^2/\text{m}$ lo que permite trabajar con densidades de corriente elevadas.

El diámetro de los electrodos se calcula en función de la densidad admisible de corriente:

$$D = \sqrt{\frac{4 \cdot I}{\pi \cdot i_{adm}}}$$

Donde:

- I = intensidad de la corriente de alimentación (A)
- i_{adm} = intensidad admisible expresada (A/ cm^2)

Para los hornos de gran capacidad se producen electrodos de grafito que tienen una resistencia eléctrica específica muy baja. Para tales electrodos de grafito con diámetros mayores de 500 mm, la intensidad admisible varía de 25 a 35 A/ cm^2 .

El consumo de electrodos de grafito varía de 5 a 9 kg por tonelada de acero producido para los hornos de tipo básico. Por lo tanto, es un factor importante en el coste del proceso. El consumo se debe principalmente:

- Oxidación en la superficie.
- Desgaste por el arco en la punta.
- Roturas por fuerzas electromagnéticas.
- Fallos y grietas en los extremos roscados.

Los factores que intervienen directamente en el consumo de electrodos son:



- La intensidad de la corriente eléctrica.
- La atmósfera oxidante en el interior del horno.
- La calidad y densidad de la chatarra de acero.
- El tiempo en que el electrodo está sometido a intensidad máxima y el tiempo desde una colada hasta la siguiente.

Los electrodos son elementos caros y debemos prestar especial cuidado en su manipulación y utilización empleando las herramientas adecuadas y protegiendo especialmente las zonas roscadas de empalme.

Los electrodos se sujetan con mordazas de cobre refrigeradas por agua a unas barras horizontales. El mantenimiento de la situación de los electrodos y esas barras se verifica por medio de dispositivos automáticos.

5.6.1. Equipo conductor y soporte

Junto con los electrodos hay otros componentes del conjunto que lleva la corriente desde el transformador a la carga metálica. Existen muchas variantes, aunque describimos las formas más extendidas y que utilizaremos en el diseño de nuestro horno:

1) Cables flexibles

La corriente se alimenta a través de cables de alta intensidad, flexibles y refrigerados por agua. Van desde la salida de baja tensión en el transformador (pletinas, barras o tubos de



cobre) hasta los brazos portaelectrodos. De ahí la corriente va a tubos conductores de alta intensidad refrigerados por agua que llevan hasta los electrodos.

Es necesario que estos conductores sean flexibles para permitir los movimientos verticales del conjunto de los electrodos, así como la basculación del horno para colada o escoriado. Los cables poseen un anillo de cuerdas arrolladas concéntricamente a una manguera central. La mayoría de los hornos que adoptan un secundario en triángulo tienen cuatro grandes cables por fase. Si uno de los cuatro falla durante la colada es posible continuar ésta con los otros tres, compensando el circuito de agua.

A fin de tener unas reactancias bajas los conductores deben ser lo más cortos posibles. Los tubos y cables de alta intensidad suelen adoptar una disposición cuya sección recta es un triángulo equilátero a fin de equilibrar los efectos de inducción mutua entre fases.

2) Torreta

En el cuerpo del horno hay un pórtico o torreta que soporta la bóveda, brazos portaelectrodos, los propios electrodos y los medios de conexión eléctrica. Esta torreta tiene forma de caja de chapa soldada. Hay varios sistemas de disponer el pórtico con sus sistemas de elevación-descenso y basculación de la bóveda. En nuestro caso el mecanismo de elevación-descenso y oscilación está colocado sobre un plinto especial, con el mecanismo y la cuba sobre la misma base. El pórtico sube y oscila haciendo cuerpo común con la bóveda suspendida.



La torreta gira alrededor de un eje maestro. En el caso de hornos de diámetro muy grande, con bóvedas pesadas, siendo este nuestro caso, la torreta adopta la disposición de pórtico completo. El mecanismo de basculación debe estar enclavado (bloqueado) en la posición de trabajo para contrarrestar el momento de inclinación durante el giro.

3) Columnas y sistemas de guía

Deben poseer suficiente rigidez para resistir las fuerzas de flexión y torsión que sufren en servicio, especialmente en hornos UHP. En particular, son notables las tensiones de torsión generadas por las fuerzas electromagnéticas entre los electrodos y entre los conductores secundarios. Si las columnas no son suficientemente rígidas se da oscilación excesiva de las mordazas de electrodos cuando éstos se abren paso entre la chatarra con elevado riesgo de rotura de los mismos.

Las columnas soportan todo el conjunto que lleva la corriente hasta el baño. En los hornos grandes las columnas están soportadas por la torreta o pórtico. Para buen guiado, cada columna desliza entre cuatro roldanas, cementadas y templadas, montadas sobre rodamientos de bolas. Las roldanas son ajustables en tres planos perpendiculares entre sí a fin de fijar exactamente el electrodo a su paso por los apagallamas. El movimiento ascendente y descendente de la columna portaelectrodos se hace por regulación hidráulica.



Los cilindros están situados en cámara aparte y su movimiento se transmite a las columnas y brazos portaelectrodos por un conjunto de cables y poleas. La elevación y descenso se hace por pistones independientes para cada electrodo.

4) Brazos portaelectrodos

El horno de arco tiene tres electrodos dispuestos en diseño circular. Hay dos configuraciones posibles, una en la que el electrodo central sobresale de los laterales, y otra, en la que el electrodo central está más cerca de la torreta que los laterales. El factor que preside el diseño de los hornos UHP, y por tanto, el que preside el presente proyecto, es el equilibrado de las fuerzas electromagnéticas en los brazos, que conseguimos de forma más favorable con la segunda opción (figura 11).

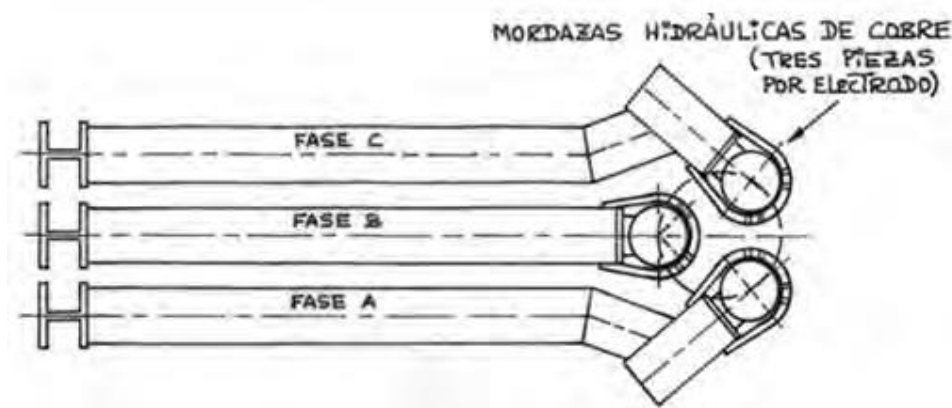


Figura 11: Brazos portaelectrodos conductores en caja de acero, cerrada y refrigerada interiormente por circulación de agua.

Hay diferentes soluciones para el diseño de los brazos: cuadrado, rectangulares, diamante, triangular y tubular. Es importante que los brazos sean suficientemente tenaces para



minimizar la deformación en las mordazas de electrodo y tener buenas características de amortiguación.

En los hornos de medio tonelaje el recorrido que los brazos tienen que realizar se sitúan entre los 50 y los 100 cm. Los brazos portaelectrodos del presente proyecto serán de aceros al carbono de pared gruesa y poseen sección rectangular. El aislamiento eléctrico de los brazos se realizará próximo a las columnas, al abrigo de las llamas y el polvo.

5) Mordazas

En los hornos grandes las mordazas tienen dos piezas apretadas entre sí por resortes helicoidales y cilindro antagonista hidráulico. Es decir, la fuerza de apriete es ejercida por muelles de compresión y la mordaza se abre mediante el cilindro que se opone a la acción (figura 12).

La mordaza o cabeza puede estar fabricada de acero, bronce o cobre y se fija en el extremo del brazo portaelectrodo y se aísla eléctricamente de este.

El electrodo se fija en la mordaza mediante un sistema de palancas. Para liberarlo, se suministra aire comprimido a cilindro neumático que comprime el muelle, liberando el sistema de palancas y por tanto soltando el electrodo.

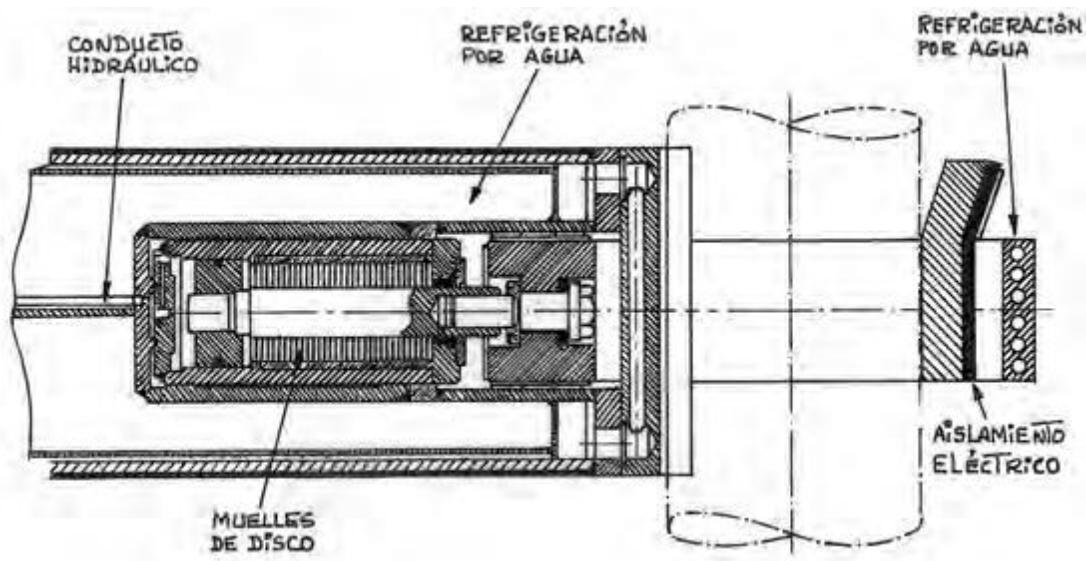


Figura 12: Mordaza portaelectrodos.

5.7. Equipo mecánico del horno

El equipo mecánico del horno está compuesto por diferentes mecanismos para la realización de los movimientos de los distintos componentes del mismo. Describimos a continuación los mecanismos que lo integran.

5.7.1. La Cuna

La cuna es la estructura principal que sustenta el horno. Esta compuesta por una estructura en forma de mesa, sobre cuyo plano descansa el horno.

Este plano, se apoya sobre dos balancines que están situados en la parte inferior de la plataforma y que son los encargados de rodar sobre las vigas de fundamento de los apoyos del horno, para de esta forma, realizar la basculación del horno, para la salida del acero o la escoria.



Sobre la plataforma de sustentación del horno, podemos encontrar tanto los pedestales, como los mecanismos de sujeción de la bóveda y de los electrodos. Podemos ver un esquema en la figura 13.

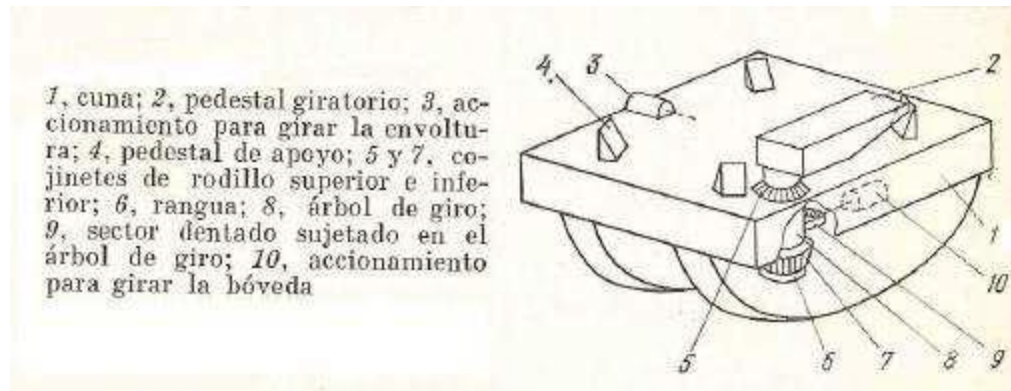


Figura 13: Cuna

5.7.2. Apoyo de la Envoltura

Para que la envoltura del horno se apoye en la cuna y gire existen unos pedestales de apoyo. El apoyo de la envoltura en el pedestal se muestra en la figura 14. La parte inferior de la envoltura lleva sujeto el riel anular que descansa en los rodillos de apoyo y de empuje fijados en el pedestal, los rodillos de empuje evitan la desviación horizontal de la envoltura.

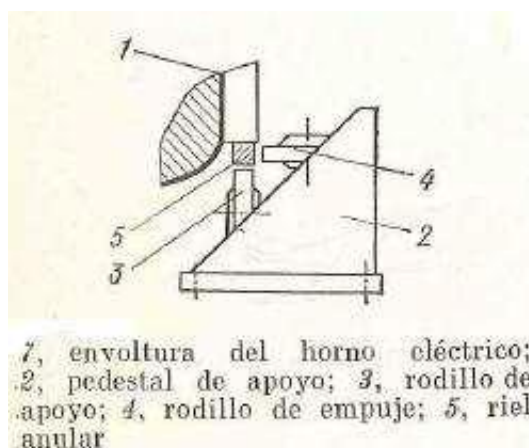


Figura 14: Apoyo de la envoltura en la cuna

5.7.3. Mecanismo de elevación de la bóveda

El mecanismo de elevación de la bóveda ha quedado explicado en el apartado 5.6.1.2) de la presente memoria.

5.7.4. Mecanismo de desplazamiento de los electrodos

Este mecanismo consta del portaelectrodos, así como de los mecanismos que permiten el desplazamiento en la dirección vertical.

El movimiento del portaelectrodos se llevará a cabo mediante una regulación magnetohidráulica, para ello tenemos una bobina de regulación magnética y un cilindro de regulación de electrodo, o sea, que lleva distribuidor previo de aceite. El mando eléctrico es semejante al empleado en el sistema de amplificadores magnéticos, es decir, la bobina de regulación magnética es comandada por la diferencia de intensidad en el arco y por la tensión del sistema, por lo que trabaja por impedancia.



Con este sistema de regulación se consigue una elevada velocidad de los electrodos, en torno a 6 m por minuto para elevarlos y 1,5 m por minuto para bajarlos, y por tanto una mejora grande en el rendimiento del horno, ya que no hay contactos, quedando el único elemento móvil (el pistón) conectado directamente al regulador hidráulico. La velocidad de bajada de los electrodos es menor que la de subida, para evitar que estos se sumerjan en el metal líquido.

Este sistema acorta la duración de la fusión, por lo que conseguimos aumentar la producción, mejoramos el consumo específico expresado en kWh/t y el $\cos \phi$, reducimos gastos de mantenimiento y eliminamos revisiones.

En el periodo de inicio de la fusión, donde la distancia de los electrodos es de pocos milímetros, es donde más solicitado está el mecanismo de regulación, ya que, con la velocidad antes descrita, el tiempo de respuesta del sistema es inferior a un segundo.

Los tres montajes verticales de apoyo del mecanismo están sujetos en el pedestal giratorio de la cuna, entre los montajes en L invertida del semipórtico.

5.7.5. Mecanismos de giro de la bóveda

Se ha indicado con anterioridad que para realizar la carga de materias primas en el horno es necesario elevar la bóveda, en torno a 250 o 300 mm. Además de este movimiento vertical, la bóveda gira junto con los electrodos un ángulo de 90°, éste giro se consigue gracias al pedestal giratorio sobre el cual descansa el mecanismo.



El giro de la bóveda se consigue por mecanismos hidráulicos que elevan y pivotan la bóveda así como el soporte de las columnas portaelectrodos.

El movimiento de elevación de la bóveda se consigue por medio de un cilindro de agua o aceite a presión. Los dispositivos están bañados en aceite, con lo que su funcionamiento es suave y se eliminan vibraciones.

5.7.6. Mecanismo de basculación

Una vez terminada la colada, es necesario bascular el horno para hacer pasar el acero al horno-cuchara. Los grandes hornos que se implantan tienen sistemas de basculación por cilindro y pistón hidráulico o neumático, que haciendo girar el horno, permite que salga el acero a través del sistema de vaciado y caiga a la cuchara que se encuentra siempre a un nivel inferior.

En hornos de piquera central, como es nuestro caso, la inclinación del horno es de 45° para colada, hacia el lado de la piquera y 15° para desescoriado (sistema de pistones hidráulicos), hacia el lado de la ventana de trabajo.

5.7.7. Mecanismo de la ventana de trabajo

La ventana de trabajo se encuentra en la envoltura del horno, situada por encima del nivel del umbral. La puerta está formada por un marco metálico en forma de U invertido que sirve de apoyo a la mampostería de ladrillo refractario de cromo-magnesita. Dicho marco está refrigerado por agua de forma constante. La puerta está



ligeramente inclinada hacia el interior del horno por su parte superior, para evitar que los ladrillos caigan al interior del mismo.

Aseguramos el cierre de la puerta con una compuerta, también revestida de ladrillos refractarios, que es accionada por un sistema hidráulico y se mueve en sentido vertical. En caso de fallo del sistema hidráulico, se cuenta con un sistema de poleas, que se acciona de forma manual.

5.8. Evacuación y depuración de gases

Durante el transcurso de la fusión se forman una gran cantidad de gases con un alto contenido en polvo que salen del horno.

En la bóveda del horno diseñado existe un orificio de un diámetro aproximado de 1-2 metros, que se prolonga en un codo de 90° refrigerado por circulación de agua. Por ese agujero y codo se extraen los gases y humos de la colada. Este codo se continúa en una tubería horizontal del mismo diámetro conectada al sistema depurador de humos. Como es lógico suponer, el tubo no puede ser enterizo con el codo pues no permitiría los movimientos de la bóveda y del resto del horno.

Aunque puede aprovecharse el calor sensible y químico de los gases para precalentar la chatarra inmediatamente antes de su carga al horno, en el presente proyecto el sistema de extracción y depuración de humos se implanta exclusivamente para depurar los gases.



La temperatura de salida de los gases oscila entre 1400°C y 2500°C y el contenido de polvo, durante el soplado del baño con oxígeno, llega a 70 g por m³ de gas.

Una depuración adecuada debe poder realizar las siguientes funciones:

- Quemar los gases no quemados, especialmente el monóxido de carbono, para evitar que su combustión (incluso explosión) se produzca accidentalmente en los escalones siguientes de la instalación con los riesgos que ello implica.
- Enfriar esos gases para que no quemen los decantadores y filtros de mangas.
- Retener el polvo y demás sólidos en suspensión para que los gases salgan limpios a la atmósfera.

Como se ha explicado anteriormente, la evacuación de gases se realiza a través del orificio que se practica en la bóveda, el diámetro del agujero practicado es de 1500 mm y se hace por vía húmeda mediante tubos Venturi. En la figura 15, se muestra el esquema de una instalación de depuración de gases que se emplea en hornos eléctricos:

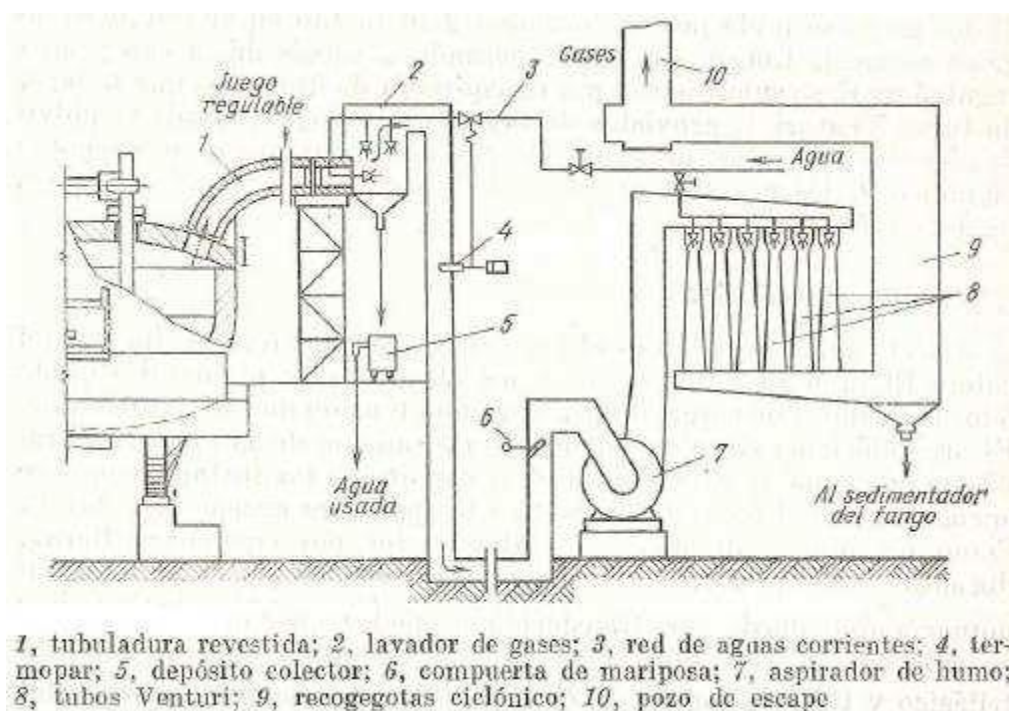


Figura 15: Sistema de evacuación y depuración de gases

Los gases del horno atraviesan el orificio practicado en la bóveda, a través de una tubuladura revestida, y llegan al lavador de gases. Delante del lavador de gases se coloca un succionador de aire que permite efectuar la combustión consecutiva de los componentes carburantes del gas. El lavador de gases va enfriado por agua suministrada de la red a través de inyectores. El agua usada se recoge en un depósito.

El gasto de agua se regula, asegurando el enfriamiento requerido de los gases hasta una temperatura menor de 300°C. La temperatura de los gases se mide por un termopar instalado en el conducto de gases.

Luego, los gases pasan a través de una compuerta reguladora, y se conducen a una batería de tubos Venturi, provista de inyectores de



agua, donde el polvo es absorbido por gotas de agua. Después de pasar por el recogegotas ciclónico, los gases se expulsan a la atmósfera a través del pozo de escape.

5.9. Circuito de refrigeración

El circuito de refrigeración del horno afecta a distintas partes del mismo, siendo necesario para disminuir las altas temperaturas alcanzadas en determinadas zonas, durante el proceso de fabricación del acero. Es necesario mencionar que cualquier obstrucción del circuito, causará un fallo total o parcial del sistema, por lo que es de vital importancia el suministro de agua y el correcto funcionamiento del circuito de refrigeración para la buena marcha del proceso metalúrgico. Se encuentran refrigeradas las siguientes zonas:

- Anillo de la bóveda
- Portaelectrodos
- Cables de alimentación
- Puerta de trabajo
- Sistema de evacuación de gases

Componen el circuito de refrigeración una red de tuberías, con sus correspondientes válvulas y tubos flexibles, que se encargarán de llevar el agua de refrigeración a las zonas antes mencionadas; bombas aspirantes impelentes que aseguran el movimiento del agua de refrigeración y una torre de refrigeración para el enfriamiento y recuperación del agua utilizada en el circuito.



Es necesario disponer de un depósito auxiliar de seguridad que alimente el sistema, en el caso de que se produjese un corte en el suministro de agua. El depósito se ubica a suficiente altura sobre la instalación, para asegurar la llegada del agua por gravedad. Tendrá capacidad necesaria para asegurar el suministro de agua al menos durante 8 horas.

5.10. Perturbación en la marcha del horno

Las averías más frecuentes en los hornos eléctricos, que pueden provocar retrasos y perturbaciones en la marcha normal de la colada, son las siguientes:

- Rotura de electrodos

El gran inconveniente que supone la rotura de un electrodo y la caída de éste al baño es la recarburación que producen del mismo que puede llegar a estropear la colada completa.

- Levantamiento de la solera

Este incidente origina escorias poco activas y muy espesas, además se puede producir la perforación del fondo del baño.

En estos casos hay que refrigerar con agua y proceder cuanto antes al vaciado del horno para realizar la reparación de la solera.

- Rotura de la bóveda

En este tipo de averías es necesario el vaciado del horno para la reposición de una nueva bóveda.



- Falta de energía eléctrica

La gravedad de este tipo de incidentes, depende exclusivamente del momento en el que se encuentre la colada.

6. Fabricación de acero en horno de arco

El proceso para la fabricación de acero en horno con revestimiento y escoria básicos se divide cronológicamente en dos partes y se realizan en equipos separados. La primera fase, o fase oxidante, se lleva a cabo en el horno de arco UHP. A continuación, el caldo, una vez desescoriado, se transfiere a la zona de Metalurgia Secundaria, donde se realizan las operaciones de la fase reductora (desoxidación, desulfuración, ajuste de composición y temperatura).

Describimos con detalle las dos fases necesarias para la fabricación de acero, oxidante y reductora, además de los equipos necesarios para llevarlas a cabo.

6.1. Fase oxidante

Como se ha explicado anteriormente, esta fase tiene lugar en el horno de arco eléctrico de potencia ultraelevada UHP con revestimiento básico. Todos los componentes y funcionamiento del mismo han quedado totalmente descritos en esta memoria. A continuación, detallamos las distintas etapas metalúrgicas que tienen lugar en el horno de arco para la fabricación de acero.



6.1.1. Preparación del horno

Cada vez que termina una colada, es necesario inspeccionar el estado del material refractario de la solera, paredes y bóveda del horno.

La preparación del horno eléctrico, consiste en la corrección de las zonas desgastadas y deterioradas del revestimiento. Es fundamental evitar zonas con fuerte debilitamiento del refractario, que pueden originar perforaciones y escapes del acero fundido.

Una vez finalizado el anterior proceso de fusión, se eliminan de la solera los restos de metal y de escoria que hayan podido quedar. Sobre la solera y los taludes, en las zonas afectadas, se echa polvo de magnesita. Si el deterioro causado en el refractario fuera importante se aplica una capa de polvo de magnesita mojada con vidrio líquido y arena, este revestimiento, una vez enfriado, forma una capa monolítica.

Una vez que se han realizado las reparaciones pertinentes del revestimiento refractario, se procede a comprobar el estado de los electrodos. Para ello, se procede a bajar los electrodos hasta casi tocar la solera, para valorar si tendremos suficiente longitud para poder realizar la colada siguiente. Si la longitud no fuese la adecuada, tenemos dos soluciones:

- Deslizar los electrodos existentes hacia abajo sobre las abrazaderas de los portaelectrodos, y si esto no resulta suficiente,
- Roscar un nuevo electrodo en la parte superior de cada uno de los electrodos existentes.



Realizadas estas operaciones el horno está dispuesto para la próxima colada.

6.1.2. Carga del horno

La carga del horno consiste en incorporar al mismo, la materias primas necesarias para la fabricación de acero. Cuando hablamos de materias primas para acería es preciso tener en cuenta el comportamiento de los elementos que acompañan al hierro en los aceros. Unos favorables y otros indeseables para las propiedades de cada acero. Ha de tenerse en cuenta que, intrínsecamente hablando, ningún elemento es en sí favorable o indeseable, ya que hay elementos que son prohibidos en unos aceros y obligatorios en otros. En la marcha de acería hay elementos que

- Se eliminan por oxidación (C-Si-Mn-P-Cr-V-Al-Ti...).
- Se eliminan por reducción (O-S).
- No se pueden eliminar (Cu-Ni-Sn-As-Mo-Co...) En este caso la única solución es no cargarlos o diluirlos.

Los materiales que se cargan en el horno para la fabricación del acero, se dividen en:

- Carga metálica
- Escorificantes y fundentes
- Oxidantes
- Agentes de hervido
- Desulfurantes
- Reductores



6.1.2.1. Carga metálica

Como ya se indicó anteriormente, la materia prima más utilizada en la fabricación de acero por horno de arco eléctrico es la chatarra de hierro dulce o de acero, puede emplearse hasta un 100%.

La gran facilidad de carga en el horno y sus propiedades físicas durante la fusión (densidad, espesor o fusibilidad) son las principales ventajas que supone su utilización como materia prima. Por el contrario, su variada composición, pudiéndose encontrar elementos residuales difíciles de eliminar en el proceso del horno eléctrico de arco constituye su principal inconveniente.

Debido a que la chatarra procede de fuentes muy diversas, es muy probable que se desconozca su composición. Por lo que puede estar impregnada de aceites lubricantes azufrados, puede contener metales no ferrosos, que se encuentren formando parte de elementos y piezas que entregan junto a la chatarra y que no han sido debidamente separados, con el agravante de que alguno de esos elementos pueden resultar peligrosos y suponer un riesgo tanto para la salud del personal de servicio y del medio ambiente como para las instalaciones y la calidad del acero resultante.

Para evitar estos inconvenientes, es necesario realizar una selección y preparación de la chatarra antes de su entrada al horno, es decir, acondicionarla previamente. En función de la procedencia y de la calidad a conseguir se emplean diversos tratamientos físicos, desmontaje previo de elementos (como es el caso de automóviles usados, electrodomésticos, etc.), la trituración, cribado, separación magnética, compactación, limpieza, etc. Si la calidad debe mejorarse



más eliminando materiales contaminantes, se puede considerar el empleo de procedimientos químicos tales como métodos electrolíticos, disolución o métodos criogénicos. En cada caso, y dependiendo del uso final, será justificable la adopción de esos procedimientos especiales y la oportunidad, o no, de su coste de tratamiento.

El objeto de la clasificación es, principalmente, garantizar la regulación de la carga al horno y evitar que con la chatarra se mezclen metales no férreos y otras impurezas. En definitiva que la chatarra sea de calidad, y esta calidad, puede definirse por:

- Su contenido en hierro, relacionado estrictamente con su rendimiento metálico en el horno (es decir, la relación entre el peso de acero fundido obtenido en el horno y el peso de chatarra cargada).
- Su contenido en elementos residuales, tales como cobre, níquel, molibdeno, estaño, zinc, etc., que pueden afectar al proceso de diversa manera, según el tipo de acero y de producto a fabricar.
- Sus condiciones físicas tales como densidad, distribución de tamaños, etc.

Para la fabricación del acero escogido es necesario que en la composición de la chatarra haya una cantidad mínima de níquel y de cobre, pero debe estar exenta de metales no férricos, así como la cantidad de fósforo no debe ser mayor del 0,06%. Cuando el contenido de fósforo es más alto, crece el tiempo de fusión.

La chatarra no debe estar fuertemente oxidada, ya que el óxido férrico hidratado, introduce en el metal muchas inclusiones de hidrogeno.



Para aumentar el contenido de carbono en la carga, se introducen pedazos de electrodos o coque (este combustible o residuo se compone en 90 a 95% de carbono). La cantidad total de pedazos de electrodos y coque debe ser tal que el contenido de carbono en la carga sea en torno a un 0,4 o 0,5% más alto que el límite inferior de este, contenido en el acero fabricado.

Al oxidar la mena de hierro al exceso de carbono en el lecho de fusión, se disminuye en un 0,1%. Para eliminar una parte del fósforo, durante la fusión se agrega a la carga entre un 2% a 3% de cal.

Los materiales se cargan con cestos provistos de fondos abatibles. En los grandes hornos, la cesta está muy reforzada, y tiene en su fondo dos cuartos de esferas articulados y giratorios, de forma que cuando está sobre la vertical de la cuba del horno se abren y sueltan la carga en el interior de éste. (Figura 16)



Figura 16: Cestas de carga.

Para cargar el horno, preparamos las cucharas de fondo abatible con tres tipos de chatarra de la siguiente forma:



1. En el fondo colocaremos una parte de chatarra menuda, para proteger la solera contra golpes de chatarra gruesa, 10%
2. En el centro ubicaremos chatarra gruesa, 60%
3. En la periferia, se pone una chatarra de grosor medio, 20% y
4. Arriba, la chatarra menuda restante (para facilitar la fusión) 10%

Detallamos, en la siguiente tabla, las proporciones adecuadas para colocar la chatarra en la cuchara de fondo abatible:

Tipo de chatarra	Porcentaje (%)
Chatarra gruesa	60
Chatarra media	20
Chatarra menuda	20

Tabla 4: Proporciones de chatarra para carga del horno.

Para disminuir las pérdidas por ignición, el coque y pedazos de electrodos se ponen debajo de la capa de la chatarra gruesa.

6.1.2.2. Escorificantes y fundentes

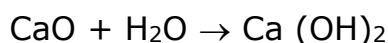
Además de la carga metálica del horno hay que añadir otras materias primas, llamadas unas veces fundentes y otras escorificantes.

Según sea el revestimiento del horno así deben ser las escorias y por lo tanto, las materias primas para formarlas. En nuestro caso, el horno posee un revestimiento básico, por lo que la escoria que se forme tiene que ser también básica y se formará a base de cal. También empleamos otro fundente para fluidificar la escoria y rebajar su punto de fusión; el espato flúor.



- *Cal.* La cal puede emplearse en forma de carbonato (piedra caliza o mármol) o en forma de cal viva (es preferible utilizar la cal en forma de cal viva, ya que consume menos energía). Debe ser lo más pura posible y debe estar casi en absoluto exenta de azufre y fósforo; especialmente de este último elemento no debe contener más que trazas.

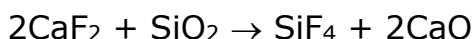
Una buena cal viva debe contener de 85 a 90% de CaO. Pero durante su almacenamiento, la cal comienza a reaccionar con la humedad del aire, según la reacción:



Debido a lo cual, a las pocas horas, el contenido de hidrógeno en la cal empieza a crecer notablemente, por eso la cal se utiliza en seguida después de obtenerla a partir de la caliza.

En hornos de arco eléctrico el consumo está en torno a los 40 kg de cal por tonelada de acero.

- *Espato flúor.* Es el fluoruro de calcio CaF_2 natural con las mismas impurezas con que se encuentra en el yacimiento. Como su punto de fusión es 1330 °C se funde rápidamente a la temperatura de elaboración del acero y el baño líquido resultante envuelve y disuelve a los granos de cal, haciendo que el punto de fusión de la mezcla sea más bajo. El espato flúor se combina con la sílice, dando fluoruro de silicio que es volátil, según la reacción:



Por este motivo aumenta la basicidad de la escoria. El espato flúor ayuda a la eliminación de fósforo y azufre, en parte porque hace



reactiva a la escoria al fluidizarla y en parte porque aumenta su basicidad. Su efecto va más lejos, pues se observa que las escorias altas en fósforo que contienen espato flúor producen una mayor defosforación, para igual basicidad, que las que no los contienen.

En los hornos con revestimiento básico se pueden emplear también otros fundentes para fluidificar la escoria y rebajar su punto de fusión, como puede ser la bauxita o pedazos de ladrillo de chamota. Nosotros utilizamos como escorificante y fundente, para la elaboración del acero, principalmente la cal y el espato flúor.

- *Bauxita*. Se emplean rara vez, y está presente en las materias primas de siderurgia, debido a su carácter anfótero, actuando como ácido o como base según las condiciones del medio. La bauxita debe contener más del 50% de Al_2O_3 .
- *Pedazos de ladrillo de chamota*. Los ladrillos de chamota tienen una composición media del 65% de SiO_2 y un 30% de Al_2O_3 .

6.1.2.3. Oxidantes

Se emplean para elaborar la primera escoria de la colada, con la que se eliminan los elementos oxidables. Los oxidantes más usados en la actualidad son:

- *Mena de hierro*. La mena de hierro se encarga de ceder al baño el oxígeno, durante la primera escoria. Siendo su composición media, la que se detalla en la siguiente tabla:



Elemento	%
FeO	86,20
SiO ₂	8,50
CaO	5,10
S	0,20

Tabla 5: Composición media de la mena de hierro.

- *Oxígeno puro (hasta 99,5% de O₂).* Debe tener la menor cantidad posible de nitrógeno para evitar que se nitrure el baño. El empleo del oxígeno requiere el uso de lanzas refrigeradas por circulación de agua a gran velocidad y presión (10 kg/cm²).

6.1.2.4. Agentes de hervido

Son los productos que contienen carbono y lo aportan para reaccionar con el oxígeno en la primera escoria oxidante, descarburadora y desfosforadora. El monóxido de carbono CO que se forma en la masa de acero y escoria provoca en su desprendimiento un “hervido” y agitación que genera interfases. Esto a su vez acelera las reacciones metal-escoria, formando lo que se llama “escoria espumosa”, desfosforadora y exotérmica. Pues, como se explicará más adelante, la postcombustión del CO generado, aporta energía térmica que se suma a la del propio arco eléctrico. Los agentes de hervido son el lingote de arrabio y el polvo de carbón.

- *Arrabio.* Es el producto que se obtiene en el horno alto mediante reducción del mineral de hierro con coque y fusión posterior. El



producto líquido de salida tiene del orden de 4 a 5% de carbono y cantidades menores de silicio, manganeso, azufre y fósforo.

En algunos casos se parte de arrabio (fundición) como componente principal de la carga metálica o también para aumentar contenido de carbono y así favorecer hervido y escoria espumosa.

La misión más corriente del arrabio es la de carburar el baño metálico cuando al final de la fabricación no contiene suficiente carbono para alcanzar la especificación señalada. Para ello no debe contener fósforo (imposible de eliminar al final de la colada) ni alto contenido en silicio, pues al ser período reductor, pasa al baño y puede resultar excesivo.

- *Carbón*. No sólo se emplea como combustible, sino que también como agente de hervido espumador de escoria, desoxidante y recarburante. En su empleo como agente de hervido puede cargarse en la cesta de carga, con la condición de que los granos sean lo suficientemente grandes para que no se escurran entre los trozos de la chatarra. Si es para inyectarlo con lanza han de ser lo suficientemente pequeños como para que se puedan mover por transporte neumático.

6.1.2.5. Desulfurantes

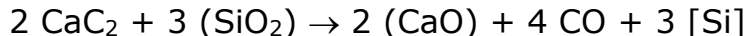
El azufre se encuentra en forma pirítica en el baño de acero, por lo que su eliminación se consigue haciéndole reaccionar con metales o compuestos alcalinos o alcalino-térreos. Dado que la desulfuración ha de hacerse en ambiente reductor, los agentes desulfurantes serán más efectivos si además de la parte básica tienen una componente reductora. En la actualidad se emplea la cal, el carburo cálcico y el



siliciuro de cal. Ya hemos hablado de la cal, por lo que trataremos los otros dos.

- *Carburo cálcico*. El carburo cálcico CaC_2 es un compuesto químico que entra fácilmente en reacción, y esta capacidad de reacción la muestra con muchos otros elementos y compuestos químicos. Es un reductor enérgico que reduce muchos óxidos metálicos con separación del metal en estado libre. El carburo ha de tenerse siempre al abrigo de la humedad en recipientes herméticos y adquirirse al ritmo de consumo.

En la fase reductora de acería el carburo reacciona con los óxidos según las siguientes reacciones:



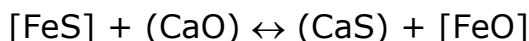
El CaO (cal) formado en estas reacciones aumenta la basicidad del conjunto, viéndose reforzado este efecto por la eliminación de la sílice de la escoria. Adicionalmente, el CO formado en estas reacciones provoca el espumado de la escoria, aumentando el rendimiento energético y reduciendo el consumo de electrodos.

Gracias a la reducción a niveles bajos del FeO y MnO , el carburo elimina la principal fuente de oxígeno disperso en el baño, convirtiendo una escoria oxidante en reductora. Esta misma capacidad reductora del carburo confiere a la escoria la capacidad de disminuir el contenido de azufre en el acero. La desulfuración efectiva tiene lugar cuando el contenido de FeO en la escoria es menor que el 1% y el oxígeno disuelto en el acero es menor de 15 ppm.



Para alcanzar una desoxidación y desulfuración efectivas, la escoria de carburo ayuda a obtener aceros de mejor calidad. Al disminuir el contenido total de oxígeno del acero, se reducen las inclusiones y poros, mejorando así las características mecánicas.

La reacción fundamental de la desulfuración es:



Es una reacción reversible que se desplaza hacia la derecha si se elimina alguno de los miembros de ese término, que serían el CaS (difícil de eliminar) o el FeO. Esto último supone que hay que implantar condiciones reductoras de trabajo, lo que se consigue con el CaC_2 :



Es decir, la acción del carburo elimina el FeO, lo que provoca que al cesar las condiciones oxidantes la reacción de desulfuración se desplace totalmente hacia la derecha.

- *Siliciuro de cal*. Esta aleación se conoce también con los nombres de ferrosilicio-calcio, siliciuro de calcio, silico-calcio o simplemente “sica”. Esta ferroaleación se emplea como desoxidante en la fabricación de acero, especialmente en los inoxidables, así como desulfurante.

Además tiene la propiedad de fijar el nitrógeno disuelto en el acero y también eliminar el hidrógeno. Posee otra ventaja, la de producir una escoria muy fluida de silicato de calcio, en contraposición al ferrosilicio y aluminio que producen residuos sólidos.



En estas aleaciones hay dos compuestos bien definidos, el CaSi_2 que contiene 41,67% de calcio y tiene un punto de fusión de 1020°C y el CaSi con 58,81% de calcio y punto de fusión de 1220°C .

6.1.2.6. Reductores

Son productos que se emplean en la segunda fase de la colada, es decir, en la escoria reductora. Esta fase se realiza en el equipo de Metalurgia Secundaria. Algunos reductores son:

- *Carbono*. Se emplea en la segunda fase de la fabricación del acero como desoxidante o recarburante. En general es indiferente la clase de carbón, si bien hay que exceptuar la hulla, el lignito y la turba, pues los hidrocarburos que se desprenden por destilación pueden ceder hidrógeno al acero. como la adición de carbón se hace siempre cuando ha terminado el período oxidante y por lo tanto no hay “hervido” del baño, este hidrógeno no se puede eliminar, ocasionando perjuicios al acero fabricado.

Pueden emplearse indistintamente el coque y la antracita sin más condiciones para esta última que la de no contener un exceso de materias volátiles.

Para la desoxidación son buenos el coque y la antracita, pero para la recarburación es mejor el empleo de grafito. Este grafito se obtiene fácilmente de los electrodos o niples rotos y reciclados y es más puros que el grafito natural.

- *Ferroaleaciones*. Las ferroaleaciones, como su nombre indica, consisten en la aleación de hierro con uno o varios elementos. Se designan anteponiendo el prefijo “ferro” al nombre del elemento



aleado y a continuación el número representativo del tanto por ciento de contenido de elemento aleado o, si son varios, los números de los tantos por ciento en el mismo orden que se han enunciado los elementos. Resumimos las más utilizadas en la siguiente tabla:

DENOMINACIÓN	COMPOSICIÓN			
	C	Si	Mn	P
Ferromanganeso normal	7,0	0,5	80	0,25
Ferromanganeso 15% C	1,5	0,75	80	0,20
Ferromanganeso 1% C	1,0	0,75	80	0,20
Ferromanganeso 0,5% C	0,5	0,75	80	0,20
Ferromanganeso 0,1% C	0,1	0,75	80	0,20
Silicomagnesio normal 1,25% C	1,25	20	70	0,05
Silicomagnesio bajo 0,1% C	0,1	20	70	0,05
Spiegeisen	6,5	2	20	0,05
Silico-spiegeisen	3,0	5	25	0,05
Ferrosilicio 50	0,5	50	0,1	0,05
Ferrosilicio 75	0,5	75	0,1	0,05
Ferrosilicio 90	0,5	90	0,1	0,05

Tabla 6: Composición de ferroaleaciones desoxidantes para acería.

Las ferroaleaciones tienen una doble misión, pues pueden actuar como desoxidantes en la segunda fase (fase reductora) de la colada de acero o como vehículos de incorporación de los elementos respectivos (aleantes) en los aceros aleados. El constituir aleaciones con el hierro en lugar de usar los elementos puros tiene por causa, en primer lugar, la mayor facilidad y economía de obtención de las ferroaleaciones que los metales



puros y por otro lado, que al ser su temperatura de fusión bastante más baja son más fácilmente digeribles por el caldo.

El primer aspecto, el desoxidante, corresponde al ferrosilicio y ferromanganeso. El ferrosilicio es un enérgico desoxidante y su empleo es casi imprescindible en la fabricación del acero. El ferromanganeso, aunque más débilmente, es también desoxidante y además tiene la propiedad de sustituir al hierro en el sulfuro de hierro. Este azufre, por ser soluble en el hierro, le comunica gran fragilidad en caliente. Sin embargo, el sulfuro de manganeso es insoluble, se globuliza y pasa a la escoria o queda en los espacios intercristalinos permitiendo así el trabajo en caliente (laminación y forja) de los aceros. Cuanto más azufre tenga un acero más manganeso ha de haber presente para que el acero sea forjable o laminable. De todas formas, en mayor o menor cantidad, siempre ha de estar presente.

El segundo aspecto de la misión de las ferroaleaciones es el de obtener aceros aleados con el aleante que se introduce. En este caso se puede decir que entran todas las ferroaleaciones, incluso las mencionadas anteriormente. Los metales que se emplean puros, es decir, sin alear con el hierro, son el aluminio, níquel, cobre y en algunas ocasiones silicio y manganeso.

- *Ferrosilicios.* Las aleaciones de hierro y silicio pueden presentar diferentes grados y además contener otros elementos de aleación:
 - Ferrosilicio de 10 al 12 %
 - Ferrosilicio de 45 al 55 %
 - Ferrosilicio de 75 al 80 %
 - Silicio metálico del 98 % o más

Ferroaleaciones de silicio compuestas son:



- Ferro-silicio-calcio
 - Ferro-silicio-aluminio
 - Ferro-silicio-cromo
 - Ferro-silicio-zirconio
 - Ferro-silicio-manganeso-aluminio
 - Ferro-silicio-manganeso-zirconio
- *Ferromanganesos.* Se emplea como desulfurante y como vehículo de aleación de manganeso. Se obtienen diversos tipos de ferromanganesos:
- Hierro especular (spiegeleisen) con 10 a 12 % o 18 a 20 % de Mn
 - Ferromanganeso de 50 a 55 % de Mn
 - Ferromanganeso de 75 a 80 % de Mn
 - Manganeso metal
- *Aluminio.* Se emplean en estado metálico puro como desoxidante a la vez que afinadores de grano y para compensar la acción del nitrógeno sobre las características mecánicas del acero fabricado. Normalmente se adicionan en el momento de verter el acero calmado del horno al horno-cuchara.

6.1.3. Conexión de la corriente eléctrica

Después de cargar el horno con las materias primas necesarias, los fundentes, escorificantes y oxidantes, se procede a cerrar el horno con el desplazamiento y giro de la bóveda y se acciona el mecanismo de regulación de los electrodos para que estos bajen.



6.1.4. Fusión de la carga

La fusión de la carga comienza en el material situado bajo los electrodos, debido a la alta temperatura generada por el arco eléctrico.

En los primeros momentos de esta fase se produce una gran oscilación y movimientos de los electrodos, debido a que el salto del arco entre los electrodos y la chatarra es irregular, ya que la chatarra, al fundir, deja espacios vacíos debajo de los electrodos. Es necesario, por tanto, que el regulador funcione continuamente, actuando automáticamente sobre los electrodos haciéndolos subir y bajar para mantener todo el tiempo cebado el arco y con la intensidad conveniente, de forma que los electrodos estén siempre separados de la chatarra a la distancia adecuada para la buena marcha del proceso.

El metal líquido se vierte hacia abajo acumulándose en la parte central de la solera. Los electrodos bajan paulatinamente, fundiendo en el lecho del horno "pozos", de diámetros variables entre 1,3 y 1,4 el diámetro del electrodo, hasta que alcancen la posición inferior extrema. A medida que va aumentando la cantidad de metal líquido, los electrodos se elevan, funcionando los reguladores automáticos, tal y como se ha explicado con anterioridad (Figura 17).

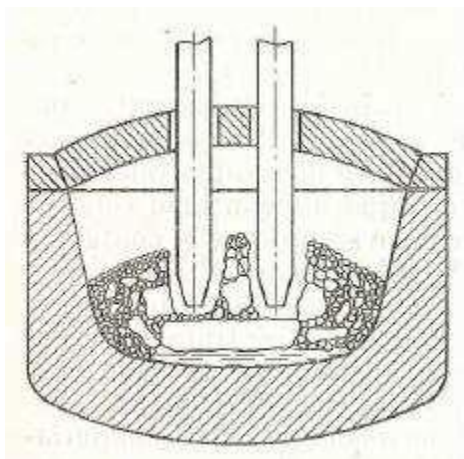


Figura 17: Fusión de la carga metálica en el horno eléctrico.

Una vez formado el lecho de metal líquido, el movimiento de los electrodos es más regular que al principio y es entonces cuando se suele conectar la mayor tensión, que suele variar entre 250 y 350 V para acelerar la fusión de la carga y que el proceso se haga en el menor tiempo posible. Los restos de chatarra no fundidos retenidos en los taludes hay que lanzarlos a la zona central del horno para que puedan ser fundidos por los arcos eléctricos.

En nuestro proyecto, al tratarse de un horno eléctrico de gran capacidad, es necesario acelerar la fusión, y para ello, se emplea la rotación del baño. Una vez fundidos en el lecho de fusión tres “pozos”, la bóveda y los electrodos se elevan un poco, se gira el horno primeramente 40° en una dirección, fundiendo los pozos en nuevos lugares, y luego se da vuelta de 80° en otra dirección. De este modo resultan fundidos nueve pozos.

Es muy importante que en el periodo de derretimiento se asegure la formación temprana de una escoria, que evite que el metal quede saturado de gases y carburado por los electrodos. Para lograrlo, en cuanto se observa que hay acero fundido debajo de los electrodos,



debemos añadir una pequeña cantidad de cal, en cantidad del 1% al 3% respecto a la masa del metal, e introducida por porciones en los pozos que se funden por los electrodos, con el fin de cubrir superficialmente el baño metálico.

La cal nos ayuda a la desfosforación del baño, y se añade siempre y cuando la escoria sea fluida, porque de ser densa, habría que añadir una pequeña cantidad de espato flúor para que no dañe el refractario. La escoria cumple su función protectora del baño evitando la contaminación producida por los gases y la carburación del mismo.

Durante la fusión de la carga, se oxidan las impurezas contenidas en la chatarra. El oxígeno existente en el óxido de la chatarra y el oxígeno del aire son los responsables de llevar a cabo la oxidación.

6.1.5. Periodo oxidante o de afino

- Se eliminan los elementos oxidables (Si-Mn-C-P) y los aleantes (Cr-Ti-V).
- Los no oxidables (Cu-Ni-Sn-As-Mo) no se eliminan y hay que diluirlos mediante adición de prerreducidos o selección de entrada de chatarras.

Enumeramos los principales objetivos del período de oxidación:

- Disminuir el contenido de fósforo en el metal hasta 0,01-0,015 %.
- Disminuir el contenido de hidrógeno y nitrógeno en el metal.
- Calentar el metal hasta una temperatura próxima a la de sangría (unos 120-130°C más alta que la temperatura en la línea de líquido).



En primer lugar, comenzamos con la evacuación de 65-75 % de escoria formada en el período de fusión. Vaciamos la escoria sin desconectar la corriente, inclinando el horno de 12° a 15° hacia el lado de la ventana de trabajo. Con el sangrado de la escoria conseguimos evacuar del horno el fósforo que ha pasado a la misma.

Una vez eliminada la escoria, en el horno se introducen los escorificantes, de 1 a 1,5% de cal y, en caso de necesidad, de 0,15 a 0,25% de espato flúor, pedazos de chamota o bauxita.

Tan pronto como se forme una escoria fluida y se caliente el metal hasta una temperatura de 1500 a 1540 °C, al baño se le agregan por porciones, periódicamente durante todo el período de oxidación, mena de hierro y cal, y para vaciar la escoria, el horno se inclina al lado de la ventana de trabajo.

La adición de mena de hierro provoca una oxidación intensa de carbono y efervescencia intensa del baño producida por las burbujas de óxido de carbono. Bajo la acción de los gases la escoria se espuma, su nivel se eleva y comienza a salir a la cubeta de escoria a través del umbral de la ventana de trabajo. Cuando la intensidad de efervescencia del metal empieza a debilitarse, se agrega una nueva porción de mena. El consumo total de mena de hierro es de 3% a 6,5 % respecto a la masa del metal. Para evitar un enfriamiento intenso del metal una porción de mena de hierro no debe rebasar 0,5-1% de la masa de metal.

Cuando se emplea oxígeno gaseoso, se insufla en el metal con una presión entre 0,8 a 1 MPa (de 8 a 10 atmósferas), bien con ayuda de los tubos de hierro revestidos a través de la ventana de trabajo o



con ayuda de la tobera enfriada por agua a través del orificio practicado en la bóveda del horno. Dichos tubos deben estar sumergidos en el metal a una profundidad entre 150 a 200 mm. La velocidad de descarburación por medio del oxígeno gaseoso es de 3 a 5 veces mayor que por medio de la mena de hierro lo que ofrece la posibilidad de disminuir el período de oxidación de 20 a 30 min. La duración total del soplado del baño oscila entre 10 y 20 min, y el consumo de oxígeno entre 5 y 20 m³ por tonelada de acero.

En el transcurso de todo el periodo de oxidación, a la vez que se oxida el carbono, se desfosfora el metal. Para una buena eliminación del fósforo, haciéndolo pasar a la escoria, se necesita en ésta una alta concentración de óxidos de hierro, alta basicidad y una temperatura no muy alta, condiciones estas que se dan cuando se introducen en el horno la cal y la mena de hierro al mismo tiempo.

La desfosforación se realiza de una manera más completa por medio de la agitación de la escoria y del metal durante la efervescencia y la renovación de esta al evacuarla y adicionar nuevos escorificantes. El fósforo pasa a la escoria en forma de fosfato tricálcico y tetracálcico. La oxidación del fósforo, por ser muy exotérmica, se verifica a baja temperatura y en gran parte, antes de que comience la oxidación del carbono, que necesita temperatura más elevada para oxidarse.

Durante la efervescencia del baño, se eliminan junto con las burbujas de CO, el hidrógeno y el nitrógeno. Este proceso es de gran importancia para elevar la calidad del acero, ya que en el horno de arco eléctrico, en la zona de arcos eléctricos, se satura intensamente el metal por el hidrógeno y por el nitrógeno, puesto que las moléculas de



estos elementos se disocian por efecto de las altas temperaturas de más de 3000°C.

La efervescencia y la agitación aceleran también la igualación de la temperatura del metal y su calentamiento.

En el transcurso de la oxidación es necesario oxidar entre el 0,2% y 0,3% de carbono, para fabricar un acero rico en carbono, y no menos de 0,2% y 0,5%, para fabricar un acero pobre en carbono.

Al final del periodo de oxidación, la escoria contiene aproximadamente la composición especificada en la tabla 7.

Compuesto	Porcentaje (%)
CaO	35-50
SiO ₂	10-20
MnO	4-12
Al ₂ O ₃	3-7
FeO	6-30
Fe ₂ O ₃	2-6
P ₂ O ₅	0,4-1,5

Tabla 7: Composición de la primera escoria al finalizar el periodo de oxidación.

La cantidad de óxidos de hierro en la escoria depende del contenido de carbono en el acero. El límite inferior es característico para aceros pobres en carbono mientras que el límite superior, para aceros ricos en carbono.

El período de oxidación se termina cuando el carbono está oxidado hasta el límite inferior de su contenido en el acero, mientras que



el contenido de fósforo ha disminuido entre el 0,010% y 0,015%. El período de oxidación dura normalmente entre 10 a 15 minutos.

6.1.6. Termodinámica de la oxidación

En general, el periodo oxidante tiene por misión eliminar del caldo el carbono y el fósforo, aunque simultáneamente se eliminen el silicio, manganeso, cromo, y en general todos los elementos oxidables.

La base de las reacciones oxidantes de la escoria es generalmente el equilibrio entre el óxido de hierro de la escoria y el óxido del hierro del metal. Este equilibrio se anula en cada momento porque el FeO del caldo se va consumiendo en quemar las impurezas y para restablecerlo ha de tomar una nueva cantidad de oxígeno de la atmósfera. La escoria se va empobreciendo en oxígeno en la parte que está en contacto con el hierro y es necesario proporcionarle más oxígeno para que las reacciones continúen. Esta aportación de oxígeno puede hacerse de tres manera:

- Tomándolo de la atmósfera del horno (muy lento).
- Adición de un óxido (mena de hierro en nuestro caso).
- Inyección de oxígeno.

Cálculos termodinámicos indican que por encima de 1500 °C se dan las reacciones a costa del mineral cargado:





Que aportan oxígeno al baño metálico.

Como se explicó anteriormente, en el proceso de oxidación completa, se carga en el horno en primer lugar la cal, a continuación una parte del mineral oxidante previsto y encima la chatarra, cargando debajo la chatarra más compacta y encima la más ligera. A lo largo de la fusión se va añadiendo más mineral (u otro oxidante) y cuando se hayan conseguido en el acero contenidos de carbono menores de 0,06% se procede a extraer la escoria. Si el contenido remanente de fósforo lo hiciera preciso se procede a formar una nueva escoria oxidante, la cual estará formada por cal, espato flúor y óxido férrico Fe_2O_3 .

Es conveniente que los componentes de la escoria estén íntimamente mezclados, porque esto favorece en gran medida la formación de la escoria líquida, ya que al fundirse a baja temperatura los óxidos de hierro envuelven los granos de cal y los disuelven (formación de ferritos).

Descarburación y desfosforación:

1) Descarburación:

Íntimamente ligados al proceso de oxidación están los de descarburación y desfosforación puesto que es aquélla la que produce éstos.

La descarburación tiene como base la reacción:





Para que se verifique hace falta que tanto el carbono como el oxígeno estén disueltos en el baño metálico. El C lo está por constitución y el O se disuelve al contacto con el baño. Este O lo mismo da considerarlo como FeO o bien como tal O, pues al estar los dos disueltos en el hierro y el FeO, probablemente se encuentre disociado, es como si sólo actuase el oxígeno.

Hay que tener en cuenta que ambos están en disolución y que para salir de ella hay que considerar los calores de disolución. Tampoco hay que olvidar que la presión mínima que ha de tener el CO para escapar del baño es 1 atm, portanto para que el CO se escape, resulta que la constante de equilibrio de la reacción de descarburación queda así:

$$K = \frac{\{p\ CO\}}{[C] \cdot [pO_2]^{1/2}} = \frac{1}{[C] \cdot [pO_2]}$$

De manera que para tener un contenido determinado de carbono se necesita una presión parcial de oxígeno que satisfaga la ecuación:

$$[pO_2]^{1/2} = \frac{1}{K[C]}$$

O lo que es lo mismo, un determinado grado de oxidación del acero, tanto mayor cuanto menor sea el contenido de carbono del mismo. Basándose en cálculos termoquímicos se llega al siguiente resultado:





A una temperatura dada su calor de reacción viene expresado por la fórmula:

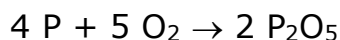
$$\Delta H_T = -5473 - 0,208T - 773 \cdot 10^{-3}T^2 - 210780T^{-1}$$

Podemos observar que todos los términos son negativos y que su valor absoluto es tanto mayor cuanto más alta sea la temperatura. Por lo tanto, cuanto más alta sea ésta, más energía tendrá la reacción para efectuarse y más rápida será. Es decir, que la temperatura elevada favorece la descarburación.

También debemos considerar que el oxígeno contenido en el baño procede en algunos casos de la descomposición de unos óxidos superiores de hierro, y que éstos han de degradarse hasta convertirse en FeO con absorción de calor, y por lo tanto, por mayor motivo la temperatura elevada favorece esta transformación.

2) Desfosforación:

Consideramos la reacción de desfosforación:



La desfosforación para que sea eficaz y rápida exige que haya continua renovación de la capa de contacto del metal y la escoria. Esto se logra mediante una agitación del baño, que cuando hay carbono en el baño se verifica por la escoria espumosa.

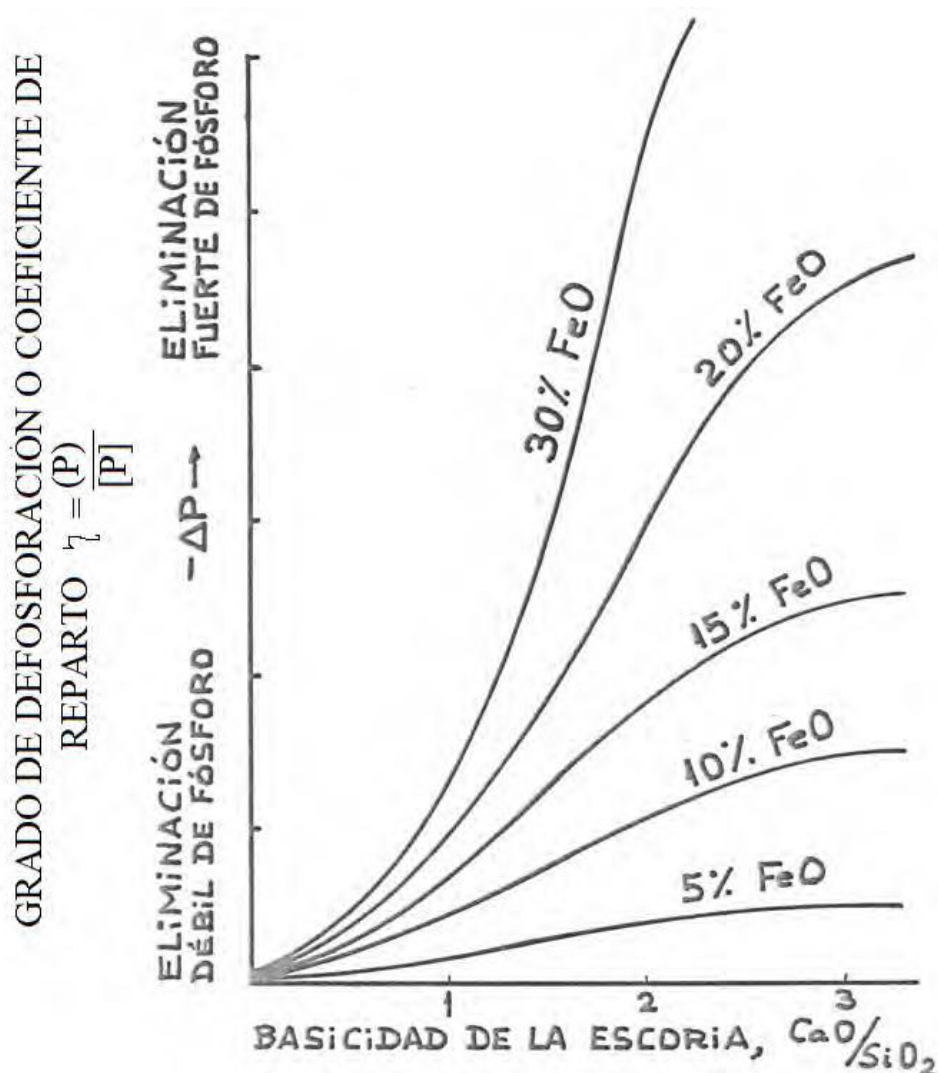
Por consideraciones termodinámicas, se deduce que la desfosforación tendrá lugar a una mayor velocidad y será más enérgica



cuanto menor sea la temperatura. Pero además, el coeficiente de reparto del fósforo entre la escoria y baño es mayor a bajas temperaturas, lo que constituye una razón más para operar a la menor temperatura posible. Este hecho tiene tanta importancia que si la escoria está saturada de fósforo y se eleva la temperatura, se refosfora el baño en lugar de lograr una desfosforación.

Son reacciones de interfase que es conveniente acelerar.

En resumen, para desfosforar se requiere una escoria muy básica y muy oxidante (gráfica 3). La temperatura debe ser lo más baja posible, pero teniendo siempre presente que hay que poner en estado de fusión y reacción metal y escoria, y esto exige calor inicial. Como se ha mencionado anteriormente, estas reacciones son favorecidas por una agitación que origine interfases de reacción, agitación que hoy día se consigue con la escoria espumosa obtenida mediante inyección de oxígeno y mena de hierro.



Gráfica 3: Influencia de las condiciones de la escoria sobre el grado de desfosforación del baño de acero.

6.1.6. Desescoriado

Al final del periodo oxidante o de afino, la escoria oxidante, negra y espesa, que cubre el baño es retirada. Esta operación se realiza inclinando el horno unos 15° hacia el lado de la ventana de trabajo. Se consigue así que caiga a la cuchara de escorias situada en el foso bajo la puerta de trabajo. Cuando ya comienza a caer metal líquido se detiene la basculación y la escoria restante se saca a mano, con ayuda



de unas chapas gruesas soldadas a barras fuertes, normalmente refrigeradas. Esta herramienta se introduce en el horno y con ella se extraen los islotes de escoria que flotan en el baño. Terminado el proceso de desescoriado el baño metálico queda desnudo y muy oxidado y con bajos porcentajes de C, Mn, Si y P.

En la siguiente fase de trabajo, que se realizará en otro equipo, un horno-cuchara, esa primera escoria oxidada es reemplazada por la segunda escoria reductora, por ello es necesaria la evacuación completa de la escoria oxidante. Ha de tenerse en cuenta que un baño desescoriado incompletamente origina varios problemas en la fase siguiente (fase reductora):

- Los óxidos metálicos frenan la desoxidación, consumiendo tiempo y reductores.
- Los metales reducidos retornan al baño, siendo así que algunos de ellos son muy perjudiciales para la calidad del acero final obtenido.
- El fósforo que pasó a la escoria como fosfato vuelve al baño como fosfuro de hierro, lo cual agrava el problema.

Esta posibilidad de cambio de carácter de la escoria es una de las principales características y ventajas de este proceso de fabricación de acero.

6.1.7. Colada del baño

Una vez finalizado el proceso de desescoriado, es necesario trasladar el metal desde el horno hasta el horno-cuchara, equipo donde



tendrá lugar la siguiente fase del proceso de elaboración del acero (metalurgia secundaria).

Los pasos a seguir son, en primer lugar la desconexión de la corriente y elevación de los electrodos. En segundo lugar la apertura del agujero de la colada y el volcado del horno para permitir que todo el baño de metal sea trasvasado a la cuchara.

Posteriormente, volvemos el horno a su posición primitiva, cerrando el agujero de colada y podemos comenzar de nuevo el proceso, comenzando con la preparación y revisión de los revestimientos del horno.

Debido a que la Metalurgia Secundaria tendrá lugar en otro equipo, el horno-cuchara, donde realizamos las operaciones de desoxidación, homogeneización de la temperatura y composición del acero, en el horno de arco eléctrico ya se está fundiendo más materia prima, con lo que se disminuye enormemente el tiempo de fabricación y la producción prevista aumenta.

6.2. Fase reductora (Metalurgia Secundaria)

6.2.1. Metalurgia Secundaria

El acero líquido obtenido en el horno eléctrico de arco no puede considerarse acabado totalmente. Con tiempos de colada a colada de entre 40 a 60 minutos en dicho horno, es necesario completar las operaciones de afino, ya que el horno eléctrico se centra únicamente en las operaciones de fusión y oxidación. Hay otras operaciones que deben realizarse separadamente en lo que actualmente se denomina



metalurgia secundaria, permitiendo aumentar la productividad de las acerías y obtener ventajas económicas derivadas.

Por otra parte, los usuarios del acero han aumentado sus exigencias y expectativas, lo que se traduce en especificaciones rigurosas en sus contenidos de azufre, oxígeno e inclusiones no metálicas. La respuesta a estos requerimientos viene dada por la incorporación de la metalurgia secundaria a los procesos de fabricación del acero, en función de lo requerido o exigido por los clientes o la normativa y de las peculiaridades de dichos procesos de obtención del acero.

Actualmente se realizan muchas operaciones metalúrgicas posteriores a la fusión, incluyendo entre otras:

- Ajuste preciso de los elementos de aleación.
- Homogeneización y control de la temperatura y de la composición química.
- Descarburación.
- Defosforación.
- Desoxidación.
- Desnitrogenación.
- Deshidrogenación.
- Esferoidización de las inclusiones.
- Mejora de la limpieza del acero.

Todas estas operaciones, realizadas con posterioridad a los procesos que tienen lugar en el HEA, constituyen el conjunto de operaciones que se denominan metalurgia secundaria, que ha introducido cambios importantes en la tecnología siderúrgica.



Permite, por ejemplo, fabricar aceros a medida de cada especificación o aplicación ingenieril concreta sin implicar un aumento considerable del coste. La Investigación y Desarrollo redundaran en aplicaciones futuras, como por ejemplo la eliminación de elementos residuales hoy imposibles de retirar.

Las operaciones básicas empleadas para realizar la metalurgia secundaria son:

- Prevenir el paso de escoria proveniente de operaciones anteriores.
- Homogeneización del baño.
- Calentamiento.
- Vacío.
- Creación de atmósferas inertes en los chorros de colada.

6.2.1.1. Objetivos y ventajas de la Metalurgia Secundaria

Desde el punto de vista de operación se consiguen mejoras en productividad y costos, tales como:

1) Productividad:

- Optimización de las operaciones de acería.
- Mayor aprovechamiento de los equipos productivos.
- Disminución de los tiempos de colada.
- Flexibilidad óptima.
- Trabajo más fácil de las máquinas de colada continua.



2) Costos:

- Ahorro de energía gracias al mejor control de temperaturas y el aprovechamiento eléctrico que conlleva.
- Mayor recuperación de ferroaleaciones y posibilidad de utilizar ferroaleaciones más baratas.
- La eficiencia de estos procesos reduce las necesidades de control de calidad.

Desde el punto de vista de calidad, estos procesos nuevos aportan mejoras a los aceros fabricados, tanto en calidad química como estructural, entre las que se pueden citar:

3) Calidad química:

- Posibilidad de encajar con precisión la composición química del acero fabricado.
- Capacidad de alcanzar contenidos ultrabajos de carbono.
- Posibilidad de desfosforar a fondo.
- Se realizan con gran facilidad las operaciones básicas (desoxidación y desulfuración) de la segunda etapa (fase reductora) de la colada.
- Los equipos nuevos están en condiciones de obtener una desgasificación completa, especialmente de gases tan letales para la vida en servicio como hidrógeno o nitrógeno.

4) Calidad estructural:



- La extracción completa del oxígeno del baño por vacío o por purga con gases inertes impide la formación de óxidos (inclusiones no metálicas).
- Estos mismos procesos de vacío o purga posibilitan flotación de las inclusiones que se hubieran podido formar, enviándolas a la escoria donde son atrapadas.
- Si a pesar de todo no se pudiera evitar o flotar las inclusiones, existe la posibilidad de modificar la composición y morfología de las mismas para hacerlas menos desfavorables.
- Todo lo anterior lleva a la obtención de mejores propiedades transversales o de tenacidad, tales como las que se deducen de ensayos de resiliencia o de doblado.

6.2.1.2. Equipos y procesos de metalurgia secundaria

La metalurgia secundaria se lleva a cabo en equipos diversos, tales como cucharas, convertidores, hornos–cuchara con calentamiento eléctrico e instalaciones de vacío.

En general, la metalurgia secundaria utiliza técnicas variadas:

- A presión atmosférica o bajo vacío.
- Con calentamiento o sin calentamiento.
- Con agitación por gas inerte o con la ayuda de oxígeno o gases reactivos (procesos de refinado especiales).

Debe tenerse en cuenta que un mismo equipo de tratamiento puede estar capacitado para utilizar varias de estas técnicas, y que



incluso dependiendo de las calidades del acero que se pretenda conseguir, un mismo proceso debe realizarse en diferentes tipos de unidades de tratamiento. Por ejemplo, el ajuste de composición química y temperatura de colada pueden realizarse simultáneamente con la desgasificación o durante las operaciones de desulfuración.

Para la fabricación del acero, objeto de este proyecto, realizaremos las operaciones de metalurgia secundaria en horno-cuchara, a presión atmosférica, con aportación térmica y agitación por gas a través de tapón poroso.

6.2.1.3. Horno-cuchara

Las operaciones de agitación, inyección de gases y de productos sólidos provocan un enfriamiento del acero en la cuchara que en muchos casos puede ser inaceptable. Para evitar este gran inconveniente de la importante caída de temperatura, se llegó a la idea de la metalurgia en cuchara, pero disponiendo de un método de calentamiento que permitiese compensar la referida caída de temperatura; dada la experiencia del acerista en el empleo del arco eléctrico, se trató de usar este método de calentamiento.

El horno-cuchara, desarrollado por Daido Steel, se ha extendido de forma casi general en las acerías eléctricas y en gran número de acerías con convertidores. Consiste en una instalación dotada de una bóveda y tres electrodos que se acoplan a la parte superior de la cuchara, convirtiendo a la misma en un pequeño horno que permite calentar el acero.

Los principales elementos de funcionamiento son:



- Equipo de calentamiento por medio de arco trifásico con tres electrodos.
- Inyección de argón por medio de tapón instalado en el fondo de la cuchara.
- Creación de una atmosfera no oxidante.

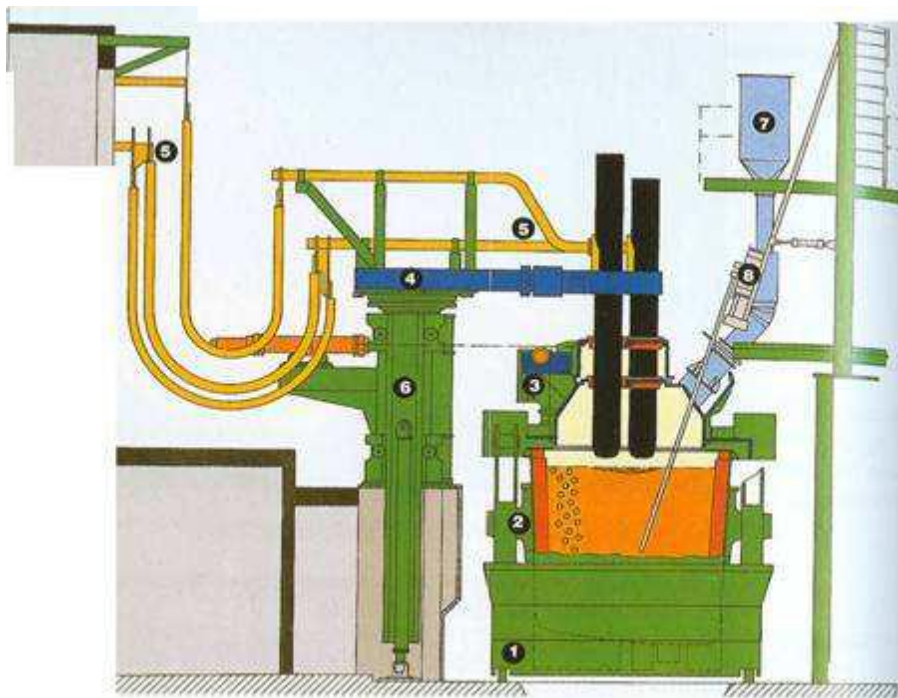


Figura 18: Esquema de horno-cuchara: carro de transferencia (1), cuchara (2), bóveda refrigerada (3), brazo portaelectrodos (4), sistema de alimentación eléctrica (5), mástil de elevación de electrodos (6), adición de aleaciones (7), lanza (8).

La instalación permite efectuar las siguientes operaciones metalúrgicas:

- Calentamiento del acero y homogeneización de la temperatura del baño.
- Desoxidación.



- Desulfuración.
- Adición y encaje de elementos de aleación. Homogeneización de la composición en el baño.
- Decantación y separación de inclusiones.
- Modificación de inclusiones por productos inyectados.
- Flexibilización y planificación de colada secuencial.

La instalación de calentamiento es exactamente igual que la descrita para un HEA, con la diferencia de que la cuba ha sido sustituida por la cuchara y de que los transformadores de potencia son notablemente más pequeños. En nuestro proyecto, para un horno-cuchara de 150 t de capacidad, utilizaremos un transformador con potencia nominal de 25 MVA, que permite calentar el acero a una velocidad de 3-4°C por minuto, mientras que el HEA proyectado consta de un transformador con potencia nominal de 75 MVA. Utilizaremos para el horno-cuchara tres electrodos, cada uno de ellos con un diámetro de unos 450 mm, que están más cercanos entre sí que en el horno de arco UHP de fusión primaria.

En realidad muchas de las instalaciones existentes se han realizado a partir de hornos eléctricos pequeños que se han reconvertido a hornos-cuchara. La instalación se completa con sistemas de tolvas de ferroaleaciones y automatismos para la operación de toma de temperaturas y toma de muestras. Normalmente, los hornos-cuchara están interconectados con los sistemas de análisis químicos de las acerías permitiendo ajustes de composición casi en tiempo real.

Con estos procesos se consigue una excelente homogeneización y control de la composición y de la temperatura. Así mismo, se logra la producción de aceros con muy bajo contenido en azufre y gases, muy



bien desoxidados y limpios en inclusiones. Efectuando las debidas adiciones, se puede controlar la morfología de las inclusiones.

Además, se logra un ahorro en el consumo de ferroaleaciones y se evita la realización del afino reductor en el horno eléctrico, aumentando con ello la productividad de éste. También son importantes las mejoras que se derivan para la colada continua, al servir el horno-cuchara como un recipiente colchón entre el horno eléctrico y la máquina de colada continua y poderse utilizar en ocasiones para conseguir mayor número de coladas en secuencia en la colada continua.

Por todo esto, aunque estas instalaciones se comenzaron a usar para fabricar aceros especiales, actualmente son de aplicación universal en las acerías eléctricas, independientemente del tipo de aceros que fabrican.

1) Funciones del horno de arco:

Funde la carga de chatarra e inmediatamente se produce la descarburación y la desfosforación. Después se calienta el baño hasta la temperatura de colada (1580-1620°C) y se efectúa la basculación al horno-cuchara del caldo libre de escoria, con adición continua de desoxidantes y aleantes en el chorro de colada. Mientras, se está agitando con argón y se toman muestras en cuchara.

2) Funciones del horno-cuchara:

En él se completa el ajuste exacto de temperatura para la colada continua, buscando una sincronización precisa con los



ciclos operativos de la máquina de colada continua, ejerciendo también una acción amortiguadora o de reserva. También se consigue un ajuste exacto de composición mediante adición de ferroaleaciones en troceado barato, inyección entubada de elementos especiales (Pb, Nb, Ti..), inyección carburizadora de polvo de carbón, inyección de alambre (Al, CaSi) para alcanzar el grado deseado de desoxidación y modificación de inclusiones.

Simultáneamente se produce desulfuración mediante escoria sintética, con o sin agitación intensiva con lanza. Todas estas acciones permiten acero limpio y con adecuadas características mecánicas transversales.

El calentamiento por electrodos o el enfriamiento por barboteo permiten que todas las cucharas enviadas a la máquina de colada continua tengan la misma temperatura.

3) Etapas de proceso en el horno-cuchara:

Se efectúa una adición de escoria sintética formada por cal más espato flúor. Tiene varios fines. Por ejemplo, trabajando en arco sumergido separa el arco eléctrico de bóveda y paredes. Con ello se disminuyen las pérdidas de temperatura y el desgaste de refractario, a la vez que se frena la absorción de nitrógeno. Otros objetivos son desulfurar y mejorar la limpieza del acero.

La siguiente fase es el calentamiento a velocidad máxima de 3-5 °C/min. Se consume calor en diversas operaciones como pérdida por radiación de la cuchara, fusión de la cal y espato de la



escoria sintética, polvos inyectados, aleantes adicionados, calentamiento hasta la temperatura prescrita de colada, etc.

A continuación se efectúa la agitación con argón, cuyos objetivos son:

- Homogeneización de temperatura del baño que se está calentando.
- Homogeneización de composición del baño después de adicionar ferroaleaciones y antes de la toma de muestras.
- Favorecer la reacción entre metal y escoria, a la vez que la segregación de inclusiones no metálicas, favoreciéndose la limpieza del acero.

La medida de temperatura es posible durante el calentamiento, mientras que la agitación por argón garantiza homogeneidad del baño. La medición está mecanizada y se efectúa a través de un orificio especial de la bóveda. La toma de muestras se realiza por medio de la lanza pirométrica a la que se adapta un cartucho especial.

La profundidad de la inyección homogeneizadora se mantiene constante mediante sistemas automáticos. La medida de la fuerza electromotriz se hace mediante la lanza pirométrica a la que se adapta un cartucho sensor de mini-tensión. Se mide la fuerza electromotriz para ajustar el contenido de aluminio.

Una de las principales ventajas del horno-cuchara desde el punto de vista de aleación, es que las condiciones que prevalecen



en él son no oxidantes, tanto por la escoria en sí como por el mantenimiento de argón y CO sobre la superficie del acero líquido. Es fácil alcanzar intervalos estrechos de contenidos de aleantes y, en el caso de aceros de alta aleación se produce un ahorro sustancial de ferroaleaciones.

En cuanto a recarburación por inyección de polvo a través de lanza monolítica, pueden inyectarse cantidades mayores de carbono para llegar a composiciones muy exactas. Puede también efectuarse aleación de aluminio, en función de la medida de fuerza electromotriz (grado de oxidación), por adición de alambre de aluminio a través de la bóveda.

6.2.1.4. Operaciones de la metalurgia secundaria

Los procesos de metalurgia secundaria se pueden clasificar de acuerdo con los objetivos que tratan de conseguir. En líneas generales pueden clasificarse en:

- Desoxidación:

Es una de las etapas imprescindibles en la producción de aceros y supone la eliminación del oxígeno residual. Es una operación que se realiza fundamentalmente después de la colada del HEA. Para conseguirla, se añaden agentes y componentes (ferrosilicio y aluminio, por ejemplo) que reaccionan combinándose con el oxígeno. Los productos de estas reacciones permanecen de forma completa o parcial en el acero líquido, y alguno de los



procesos de metalurgia en cuchara ayuda a separar estas inclusiones que serían perjudiciales para los productos de acero de alta calidad.

En consecuencia, los procesos de desoxidación se acompañan con otros procesos de metalurgia secundaria, como la desulfuración, realizada en los hornos-cuchara, juntamente con agitación del líquido mediante un gas inerte (que suele ser mayoritariamente argón), y con tratamientos de vacío, de forma que no se obtengan productos de desoxidación.

También deben incluirse entre las medidas de desoxidación el tratamiento con calcio del metal líquido para conseguir una morfología y composición química de las inclusiones ajustada a una determinada práctica metalúrgica.

La importancia de la desoxidación puede observarse claramente durante la solidificación del acero. Durante esta, la reacción principal del posible oxígeno disuelto es combinarse con el carbono, produciendo CO. Este gas se escapa produciendo una efervescencia del acero que da origen a la denominación de acero efervescente. Por este motivo, en el lingote se desarrollan unas zonas superficiales de alta densidad y pureza que corresponden a la capa exterior del lingote, mientras que en el interior se solidifica el acero con una alta concentración de los elementos residuales, especialmente el fósforo y el azufre. Estas altas concentraciones se denominan segregaciones. Entre ambas zonas se producen sopladuras que fuera del contacto del aire llegan a soldar en la laminación. Este problema se evita al sustituir la colada en lingoteras por la colada continua.



Los agentes de desoxidación impiden la formación de este CO, de forma que el acero no hierve ni produce por lo tanto efervescencia, y solidifica en forma que se denomina acero calmado. En contraste con los aceros efervescentes, los aceros calmados presentan cavidades o rechupes (como por ejemplo en la cabeza de los lingotes), como resultado de la contracción que experimenta el acero desde su estado líquido hasta el estado sólido.

Dependiendo del tipo de desoxidación se distingue entre aceros efervescentes, semicalmados y calmados. La generalización de la colada continua ha provocado que todos los aceros sean actualmente desoxidados y calmados.

– Desulfuración:

En el proceso del horno eléctrico de arco, la chatarra suele contener cantidades importantes de azufre. La práctica normal es colar el acero líquido en el horno sin desulfurar y realizar la desulfuración en el horno-cuchara.

El método básico consiste en añadir elementos que tienen gran afinidad por el azufre, normalmente cal (CaO) o compuestos de calcio, aunque en ocasiones también se utilizan otras tierras alcalinas. Durante este proceso de afino en el que se trata de conseguir contenidos de azufre del orden del 0,010% e incluso inferiores, se eliminan también otras impurezas del acero.

La desulfuración se realiza actualmente casi exclusivamente usando la instalación de horno-cuchara, con calentamiento eléctrico mediante tres electrodos, para lo cual la cuchara se coloca debajo de



una bóveda parecida a la del horno eléctrico de arco, aunque más pequeña, dotada de tres electrodos que permiten realizar el calentamiento del baño líquido. Simultáneamente se realiza la agitación, mediante la inyección a través de un tapón poroso de argón que permite incrementar las reacciones químicas entre la escoria y el baño de acero. La desulfuración también se puede realizar durante el vacío, siempre y cuando las instalaciones lo permitan (combinadas de horno- cuchara y vacío): primero se realiza la desulfuración en el calentamiento y el proceso se acaba de completar hasta valores muy bajos durante la operación de vacío.

La desulfuración con calcio provoca la formación de productos esféricos de los compuestos de azufre, que en ocasiones son de interesante aplicación para ciertos tipos de aceros.

– Descarburación:

La mayor parte del proceso de descarburación se puede realizar durante el proceso de oxidación del baño en el horno eléctrico. Pero en ocasiones, puede ser necesario fabricar aceros con contenidos bajos y ultrabajos de carbono. Para estas aplicaciones resulta de especial interés el proceso de inyección de oxígeno durante el vacío. Estos tratamientos para fabricar aceros de contenido en carbono ultrabajos son relativamente largos.

– Defosforación:

La defosforación se completa durante el proceso en el HEA, bajo condiciones oxidantes, baja temperatura y escorias básicas. Tanto en la cuchara como en el horno-cuchara es teóricamente



posible efectuar una defosforación, pero este proceso es económicamente inviable. De hecho, el acero debe llegar a los procesos de metalurgia secundaria completamente defosforado y libre de la escoria del proceso anterior para impedir la refosforación del baño a partir del fósforo de la escoria.

– Control del nitrógeno. Desnitrogenación:

El control del contenido de nitrógeno tiene dos aspectos fundamentales. Para un gran número de aplicaciones, como los productos planos de aceros bajos en carbono y los aceros para estirado, el nitrógeno debe estar comprendido dentro de los mínimos contenidos posibles, inferior a 25 ppm.

Sin embargo, en el caso de los aceros especiales de grano fino para temple y revenido y particularmente en el grupo de aceros para cementación el contenido de nitrógeno debe estar ajustado en valores alrededor de 100 ppm. Finalmente hay algunos aceros que, por sus especiales características, se fabrican específicamente con contenidos en nitrógeno muy elevados de 200 y hasta 400 ppm.

La metalurgia secundaria es la clave para la fabricación de todas estas variantes de aceros en relación con el contenido de nitrógeno. El nitrógeno se introduce en el acero cuando entra aire y particularmente en el proceso de HEA ya que el propio arco aumenta su contenido de nitrógeno. El tratamiento en cuchara permite, con el vacío y la agitación por argón, disminuir el contenido de nitrógeno y también controlarlo en valores según las distintas especificaciones.

– Reducción de las inclusiones:



El hidrogeno se minimiza mediante el tratamiento en vacio del acero, pudiéndose alcanzar contenidos muy bajos, particularmente en la fabricación de aceros especiales para forja en grandes dimensiones en los que se alcanzan contenidos de hidrogeno menores de 1 ppm.

– Eliminación de elementos residuales:

Es muy difícil eliminar el cobre, el estaño, el arsénico, el antimonio y otros elementos, denominados elementos residuales, y que se introducen en el acero líquido fundamentalmente a través de la chatarra. Existen algunos métodos sofisticados pero que no tienen aplicación industrial en la actualidad.

En todo caso, es muy importante efectuar una selección cuidadosa de la chatarra para impedir que el acero tenga estos elementos en cantidades que puedan perjudicar su transformación y sus aplicaciones.

6.2.2. Periodo desoxidante o reductor

Los objetivos del periodo reductor son los siguientes:

- Desoxidar el metal.
- Eliminar el azufre.
- Poner a punto la composición química del acero y corregir la temperatura.



La segunda escoria es la escoria reductora. Tiene dos misiones, consecutivas y casi simultáneas, que son la desoxidación y la desulfuración. A su vez, la desoxidación puede hacerse empleando simultáneamente el método de precipitación y de difusión.

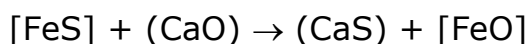
1) Desoxidación por difusión:

La desoxidación por difusión está basada en que si a un baño oxidado y desnudo se añade una escoria reductora, el FeO presente en el baño se reparte entre el acero y escoria en proporción variable. Si esta escoria, que ya ha sido oxidada por el baño, se le añaden reductores se pone en condiciones de absorber una nueva cantidad de óxido de hierro que tomará del baño metálico, empobreciendo a éste en oxígeno hasta que se logre el equilibrio entre el O, C y reductor en el seno del acero. Este equilibrio limita el grado de desoxidación que se puede conseguir por el sistema de difusión.

2) Desoxidación por precipitación:

Para hacer más avanzada la desoxidación del baño se ha de operar por el sistema de precipitación, que consiste en añadir al metal desnudo elementos desoxidantes (FeSi, FeMn, Al...), más afines por el oxígeno que el hierro.

Casi simultáneamente se presenta en el horno-cuchara básico la desulfuración. La reacción que en primer lugar tiene efecto en presencia de la cal de la escoria es:



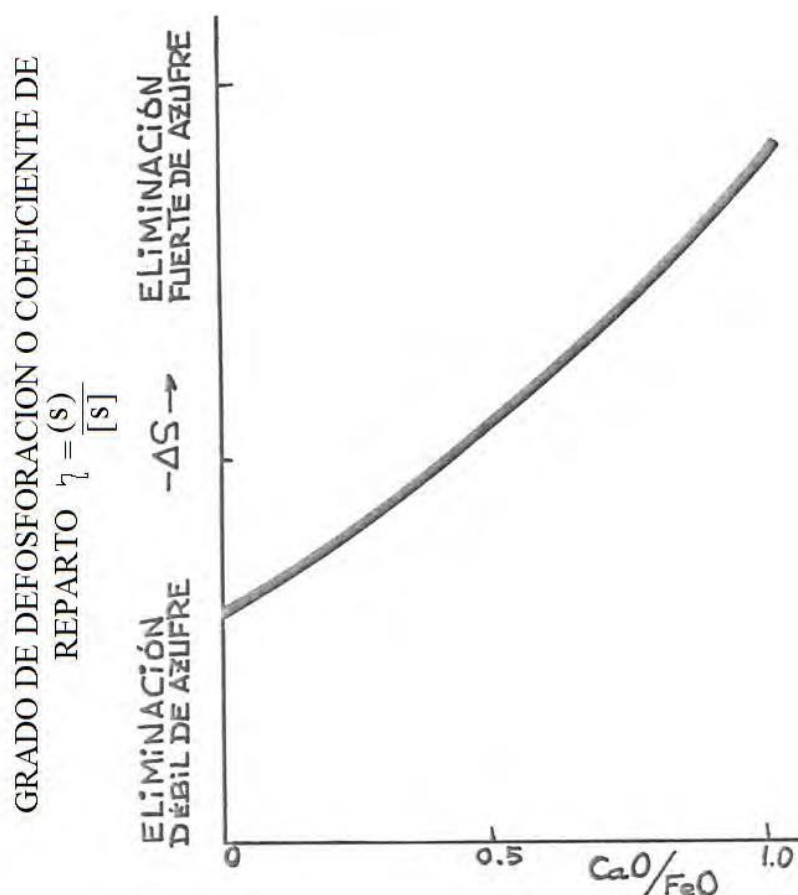


Como puede verse, esta reacción es oxidante, y para que tenga lugar es preciso que la escoria no tenga FeO o al menos lo contenga en pequeñas cantidades, como se puede apreciar sin más que expresar la constante de equilibrio:

$$K = \frac{(CaS) \cdot [FeO]}{[FeS] \cdot (CaO)}$$

En ella se observa que como la concentración de cal se puede considerar como unidad, cuanto menor sea el contenido de FeS en el acero, menor ha de ser el producto del numerador. Pero a medida que disminuye el [FeS] del baño metálico va aumentando el contenido de (CaS) en la escoria. Es decir, el contenido de [FeO] ha de ser lo más pequeño posible por ambos conceptos.

Esto quiere decir que, en realidad, la operación de desulfurar en horno-cuchara básico no es más que la operación de desoxidar (gráfica 4).



Gráfica 4: Influencia de las condiciones de la escoria sobre el grado de desulfuración del baño de acero.

Tanto en esta fase de la fabricación como anteriormente en la desfosforación en el HEA, hay que cuidar mucho que la escoria tenga bases suficientes para poder atrapar las impurezas que se quiere eliminar. Además, para que la escoria pueda actuar fácilmente es indispensable que tenga la fluidez suficiente como para que la capa de contacto con el metal pueda renovarse constantemente.

Para empezar el periodo reductor se introduce en el hornocuchara la cantidad necesaria de ferromanganeso para que el contenido de manganeso en el metal, corresponda a su límite inferior, ferrosilicio (a razón de introducir en el metal de 0,10% a 0,15% de silicio), y



aluminio de 0,03% a 0,1%. Estos aditivos se introducen para realizar la desoxidación por precipitación del metal.

Tras estas operaciones se forma la escoria, introduciendo en el horno cal, espato flúor, y pedazos de chamota. La relación de estos tres elementos debe ser de 5:1:1, y en una cantidad entre el 2% y el 4% respecto a la masa del metal.

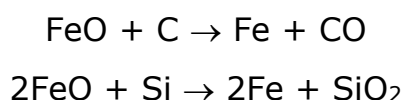
Una vez transcurridos algunos minutos, la mezcla de escoria se funde y se hace fluida, comenzando la desoxidación por difusión del baño.

Al principio, la oxidación se lleva a cabo por coque molido. En el horno-cuchara se introducen periódicamente porciones de una mezcla desoxidante compuesta por cal, espato flúor y coque en una relación de 8:2:1. Luego empieza la desoxidación por medio de un ferrosilicio molido entre el 45% y el 75%, el cual va introducido en la mezcla oxidante que debe contener cal, espato flúor, coque y ferrosilicio en proporciones 4:1:1:1. Las porciones de la mezcla desoxidante, de la cual forma parte el ferrosilicio se suministran cada cierto tiempo, añadiendo a veces porciones de ferrosilicio puro.

El consumo de coque para la desoxidación es de 1 a 2 kg por tonelada de metal. El consumo de ferrosilicio se determina en función de la colada y teniendo en cuenta que cerca de 50% de silicio pasa al metal. Con las adiciones de ferrosilicio en polvo a la escoria, durante el período de desoxidación, se hace que el contenido de silicio que llega al metal sea de 0,25% a 0,35%.



Las sustancias desoxidantes se introducen en forma pulverizada, y debido a su baja densidad, descienden muy lentamente, pasando a través de la capa de la escoria. En la escoria transcurren las siguientes reacciones de desoxidación:



Como resultado de dichas reacciones disminuye la cantidad de FeO contenido en la escoria y el oxígeno empieza a pasar a la escoria desde el metal (desoxidación por difusión). A medida que va desarrollándose la desoxidación, la escoria solidificada se hace más clara y llegando a ser casi blanca. El color blanco de la escoria muestra que en ella hay poco de FeO. Cuando la escoria se enfría se hace polvo.

En la tabla 8 podemos observar la composición media que muestra la escoria blanca una vez finalizado el periodo desoxidante o reductor.

Compuesto	Porcentaje (%)
CaO	53-60
SiO ₂	15-25
MgO	7-15
Al ₂ O ₃	5-8
CaF ₂	5-10
CaS	0,8-1,5
FeO	<0,5
MnO	<0,5

Tabla 8: Composición media de la escoria blanca en el periodo reductor.



Durante el período de desoxidación se lleva a cabo la desulfuración, puesto que se dan condiciones favorables para su desarrollo, como ya se ha explicado con anterioridad. Una buena desulfuración se debe a una alta basicidad de la escoria en el período de reducción ($\text{CaO/SiO}_2 = \text{de } 2,7 \text{ a } 3,3$), y a un bajo contenido de FeO en la escoria (menos de 0,5 %), por cuya causa el equilibrio de la reacción de desulfuración ($[\text{FeS}] + (\text{CaO}) \rightarrow (\text{CaS}) + [\text{FeO}]$) se desplaza a la derecha, en la dirección en la cual, el azufre pasa de un modo más completo a la escoria.

Utilizando horno-cuchara con revestimiento básico, en metalurgia secundaria, podemos eliminar el azufre de modo que su cantidad disminuya hasta milésimas en tanto por ciento.

Para mejorar el mezclado de la escoria y el metal, y aumentar la velocidad de paso del azufre, oxígeno e inclusiones no metálicas a la escoria, en el periodo de desoxidación, se inyecta argón por medio del tapón instalado en el fondo del horno-cuchara, necesitamos aumentar la superficie específica de contacto metal-escoria ya que el horno-cuchara es de gran capacidad, en nuestro caso 150 t.

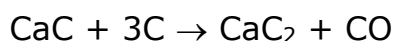
Si es necesario, antes de terminar el periodo desoxidante o reductor, se realiza una corrección del metal referente al contenido de silicio, introduciendo en el horno pedazos de ferrosilicio. Para la desoxidación final, 2-3 min antes de terminar el proceso, se agrega al metal entre 0,4 kg y 1 kg de aluminio por tonelada de acero, 0,4 kg para aceros ricos en carbono y 1 kg para aceros destinados a la construcción.



Es conveniente que el acero y la escoria se mezclen una vez terminado el proceso de fabricación, ya que, debido al mezclado del metal y la escoria blanca ocurre un paso suplementario del azufre y las inclusiones no metálicas a la escoria. Este paso se consigue con ayuda del argón que se inyecta por medio del tapón poroso instalado en el fondo del horno-cuchara.

Durante todo el proceso reductor, mantenemos la temperatura constante con ayuda de la aportación térmica que nos permiten los electrodos del horno-cuchara, la energía necesaria para llevar a cabo esta fase reductora en horno-cuchara es mucho menor que la necesaria para la fusión de la carga en el HEA, por lo que el transformador necesario es de una potencia bastante inferior. Es importante la aportación térmica, ya que las operaciones de agitación, inyección de gases y de productos sólidos provocan un enfriamiento del acero en la cuchara que es inaceptable para la buena marcha del proceso de desoxidación.

A veces el período de desoxidación no se lleva a cabo con escoria blanca como se ha indicado antes, sino usando escoria de carburo, que se distingue de la escoria blanca por la presencia del carburo de calcio (CaC_2) y por una basicidad más alta. En este caso la escoria formada a principios del período de reducción se desoxida, introduciendo una cantidad elevada de coque (de 2 a 3 kg/t) y cerrando herméticamente el horno-cuchara. En estas condiciones, en la zona de arcos eléctricos transcurre la siguiente reacción:





El carburo de calcio que se forma es un desoxidante energético y su presencia en la escoria permite efectuar una desoxidación y desulfuración más completas. La escoria de carburo contiene de 1,5% a 2,5% de CaC_2 .

Para la desoxidación y desulfuración se da, respectivamente las siguientes reacciones:



No debe considerarse suficientemente desoxidada la escoria, aunque huela a acetileno ("carburo"), mientras no esté bastante fluida y todo el carbón que tiene haya desaparecido o se encuentre combinado con la cal.

Como la reacción de desulfuración es endotérmica, cuanto mayor sea la temperatura a la que se opere, tanto mayor será el grado de desulfuración. Es decir, escoria básica, ambiente reductor, temperatura alta, tensión baja en el arco y agitación del baño, son indispensables para la desoxidación y desulfuración.

El metal se mantiene bajo la escoria de carburo, después de lo cual se vuelve blanca. Se abre el acceso de aire al horno-cuchara y la escoria se desoxida con ferrosilicio molido suministrado, en mezcla con cal, por porciones. Antes de que se cargue cada porción, se mezcla la escoria.

La necesidad de convertir la escoria de carburo en blanca antes de la terminación del proceso se explica por el hecho de que debajo de la



escoria de carburo el metal se ensucia por partículas menudas de escoria. Durante la permanencia debajo de la escoria de carburo, el metal se carbura en 0,06-0,10%.

Terminada la fase reductora, la fabricación del acero ha finalizado, éste se mantiene en el horno-cuchara a la temperatura adecuada hasta que pueda entrar en la máquina de colada continua. Gracias al carro transfer se trasladará el acero con las características solicitadas hacia la zona de colada continua, aunque esta fase no será estudiada en el presente proyecto.



PROYECTO FIN DE CARRERA
Titulación: Ingeniero Técnico Industrial
Especialidad: Química Industrial
Alumna: Manuela Cabello González

ESCUELA POLITÉCNICA SUPERIOR
UNIVERSIDAD DE SEVILLA

MEMORIA DE CÁLCULO



ÍNDICE MEMORIA CÁLCULO

7. PRODUCCIÓN PREVISTA	134
8. CÁLCULOS DEL HORNO.....	137
8.1. <u>Dimensiones del horno</u>	137
8.1.1. Dimensiones del baño.....	139
8.1.2. Altura de la parte esférica del baño ($H_{\text{esf.}}$)	140
8.1.3. Nivel de taludes	140
8.1.4. Altura desde el umbral hasta el comienzo de la bóveda ($H_{\text{e.l.}}$).....	141
8.1.5. Flecha de la bóveda ($H_{\text{bóv.}}$)	142
8.2. <u>Revestimiento refractario</u>	143
8.2.1. Revestimiento de la solera	144
8.2.2. Revestimiento de las paredes	160
8.2.3. Revestimiento de la bóveda	163
8.3. <u>Trasformador</u>	171
8.4. <u>Cálculos eléctricos</u>	173
8.5. <u>Cálculo de los electrodos</u>	174
8.5.1. Diámetro de los electrodos	174
8.5.2. Diámetro de apertura de los electrodos	176
8.6. <u>Circuito y mecanismos de regulación de los electrodos</u>	177
8.6.1. Resistencia del arco eléctrico	177
8.6.2. Mecanismo de regulación de los electrodos	178
8.7. <u>Evacuación y depuración de gases</u>	182
9. CARGA DEL HORNO	184
9.1. <u>Chatarra</u>	184
9.2. <u>Mena de hierro</u>	186
9.3. <u>Espato flúor</u>	188
9.4. <u>Cal</u>	189



10. CÁLCULO Y BALANCE DE MATERIA DE LA ESCORIA ..	190
10.1. <u>Cálculo de la escoria</u>	190
10.2. <u>Balance de materia de la escoria</u>	198
11. PARQUE DE CHATARRA	200
11.1. <u>Chatarra gruesa</u>	202
11.2. <u>Chatarra de grosor medio</u>	203
11.3. <u>Chatarra menuda</u>	205
12. HORNO-CUCHARA	207
12.1. <u>Principales componentes del horno-cuchara</u>	207
12.2. <u>Revestimiento refractario del horno-cuchara</u>	211
12.2.1. Fondo del horno-cuchara	215
12.2.2. Paredes del horno-cuchara	217
12.2.3. Bóveda del horno-cuchara	220
13. CUCHARA PARA SANGRÍA DE ESCORIA	228
13.1. <u>Revestimiento refractario de la cuchara</u>	230
13.1.1. Fondo de la cuchara	230
13.1.2. Paredes de la cuchara	233
14. CIRCUITO DE REFRIGERACIÓN	236
14.1. <u>Tendido principal</u>	243
14.2. <u>Tendido secundario</u>	244
14.3. <u>Resumen material necesario</u>	244
15. CIMENTACIÓN DEL HORNO	247
15.1. <u>Peso de la envoltura</u>	248
15.2. <u>Anillo de la bóveda</u>	249
15.3. <u>Peso de los refractarios</u>	251
15.4. <u>Peso de los electrodos</u>	252
15.5. <u>Peso elementos auxiliares</u>	252
15.6. <u>Peso del agua de refrigeración</u>	253
15.7. <u>Balance de pesos</u>	254
ANEXOS	259



7. Producción prevista

Vamos a utilizar un horno con una capacidad de 150 toneladas. Como se ha explicado en la memoria descriptiva, el proceso de fabricación del acero, se divide en dos periodos distintos que se realizan en equipos diferentes. Mientras la fusión de la materia prima y la fase de oxidación tienen lugar en el horno de arco eléctrico (HEA) de potencia ultraelevada (UHP), el periodo de reducción se realizará en el horno-cuchara, en lo que se denomina Metalurgia Secundaria.

Por lo tanto, una vez terminado el periodo de oxidación, el baño metálico, libre de escoria, se vierte al horno-cuchara donde se seguirá el proceso de fabricación, con lo que tenemos el horno libre para comenzar un nuevo periodo de fusión.

Conseguimos que simultáneamente en un equipo, se esté fundiendo nueva materia prima, mientras en el horno-cuchara se esté realizando la fase de desoxidación, por lo que recortamos los tiempos de colada al solaparse ambos periodos en equipos distintos. Como puede verse en los diagramas siguientes, la primera colada tendrá mayor duración, pero en la segunda y siguientes, recortaremos los tiempos al tener los dos equipos en producción. Con todo ello, y teniendo en cuenta las posibles perturbaciones en la producción el tiempo estimado para cada colada, en sus distintas fases es:

- Tiempo de carga de la chatarra → 10 minutos
- Tiempo de fusión + oxidación → 15 minutos
- Tiempo de desescoriado + colada → 5 minutos
- Tiempo de reducción → 10 minutos



Obtenemos un tiempo total estimado de 40 minutos por colada.

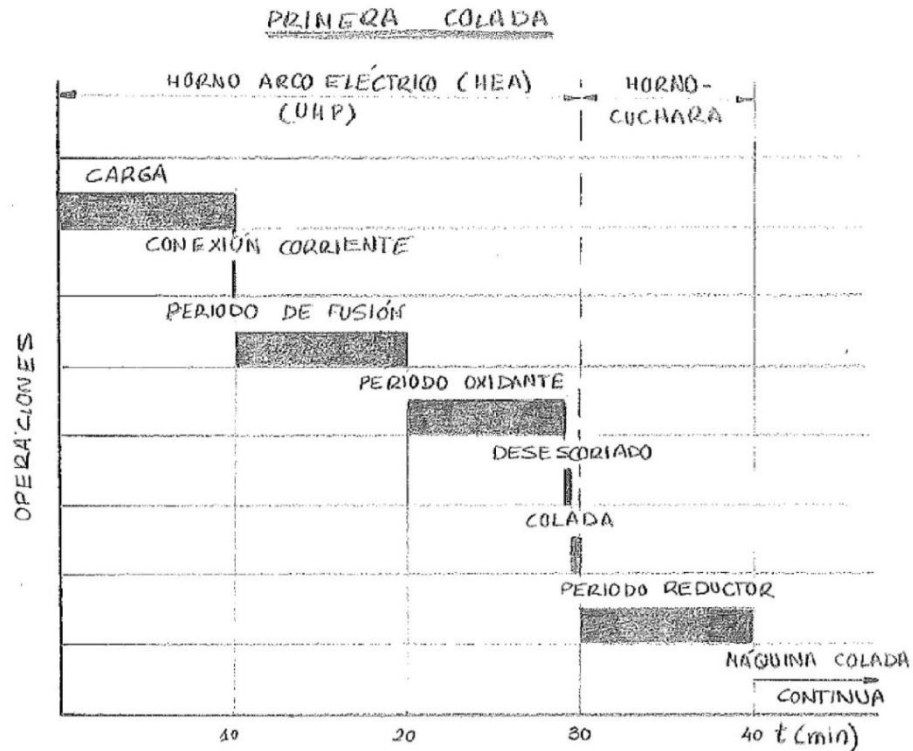


Diagrama 1: Tiempos estimados para la primera colada.

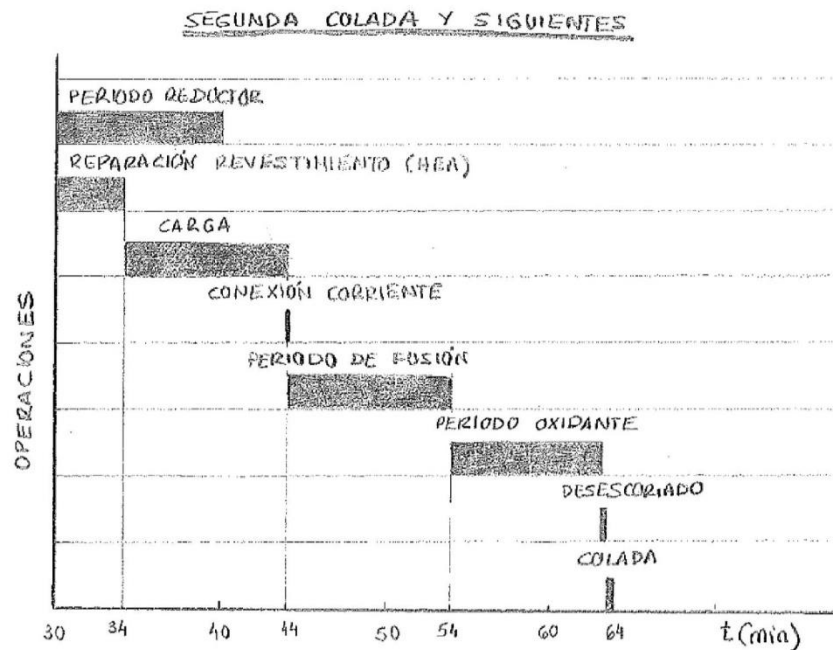




Diagrama 2: Tiempos estimados para la segunda colada y siguientes.

Hay que tener en cuenta que aunque se hace una carga selectiva de la chatarra, esta operación consume bastante tiempo que se hace improductivo, por lo que se intenta reducir al mínimo colocando varias cucharas en serie, encontrándose preparadas las siguientes mientras se produce el proceso de fusión y oxidación.

La producción anual en continuo sería 365 días, pero se hacen necesarias paradas forzosas para mantenimiento y reparación de los hornos, por lo que estimamos la producción en base a 335 días de trabajo efectivo.

Como se ha dicho con anterioridad la fabricación será en continuo, por lo que se emplearán tres turnos de 8 horas cada uno al día, cubriendo así las 24 horas de trabajo diarias.

Teniendo en cuenta que el tiempo medio estimado por colada es de 40 minutos, obtendremos un total de 36 coladas al día, siempre que haya un normal funcionamiento de la planta.

Obtenemos 150 toneladas de acero por colada, siendo el total de toneladas las siguientes:

- Por día:
 $150 \text{ t} \times 36 \text{ coladas/día} = 5400 \text{ toneladas/día}.$
- Por año (considerando 335 días de trabajo al año):



$$5400 \text{ t /día} \times 335 \text{ días/año} = 1809000 \text{ t /año.}$$

Es necesario hacer dos paradas de mantenimiento al mes, para reparar o cambiar refractarios de la solera y paredes de los hornos. Utilizaremos una bóveda de repuesto para minimizar el tiempo de espera, mientras que la misma se repara.

Todos los cálculos anteriormente descritos se realizan con la previsión de un comportamiento ideal de la planta, suponiendo rendimientos máximos y condiciones ideales. No tenemos en cuenta los posibles fallos de maquinaria, falta de materia prima y demás eventualidades que pueden ocurrir en una planta de fabricación de acero.

8. Cálculos del horno

8.1. Dimensiones del horno

Las dimensiones racionales del espacio útil del horno de arco eléctrico se han determinado al generalizar la experiencia de funcionamiento de los hornos de diferente capacidad durante muchos años.

Utilizamos la existencia de fórmulas, basadas en la experiencia, para el cálculo de las dimensiones fundamentales del horno, podemos ver en la tabla 1 las principales dimensiones de los hornos eléctricos fabricados en serie.



Parámetro	Capacidad nominal del horno, en Toneladas					
	6	12	25	50	100	200
D_b (m)	2,10	2,40	3,42	4,18	5,30	6,85
H_b (mm)	400	555	775	890	1100	1480
H_{e.l} (m)	1,13	1,36	1,56	1,95	2,07	3,22
Ø apertura electrodos (m)	1,00	1,10	1,25	1,50	1,75	2,20
Ø electrodos (mm)	300	350	400	500	555	610
Ø interior máx. envoltura (m)	3,52	4,26	4,95	6,05	7,20	9,20
Ø interior mín. envoltura (m)	3,14	3,76	4,45	5,80	6,30	8,50

Tabla 1: Dimensiones principales de los hornos de arco eléctrico fabricados en serie.

Donde:

- D_b es el diámetro al nivel del umbral de la ventana de trabajo.
- H_b es la profundidad del baño.
- H_{e.l} es la altura desde el umbral hasta el comienzo de la bóveda.

Podemos ver con más detalle en la figura 1 los parámetros descritos anteriormente en la tabla 2.

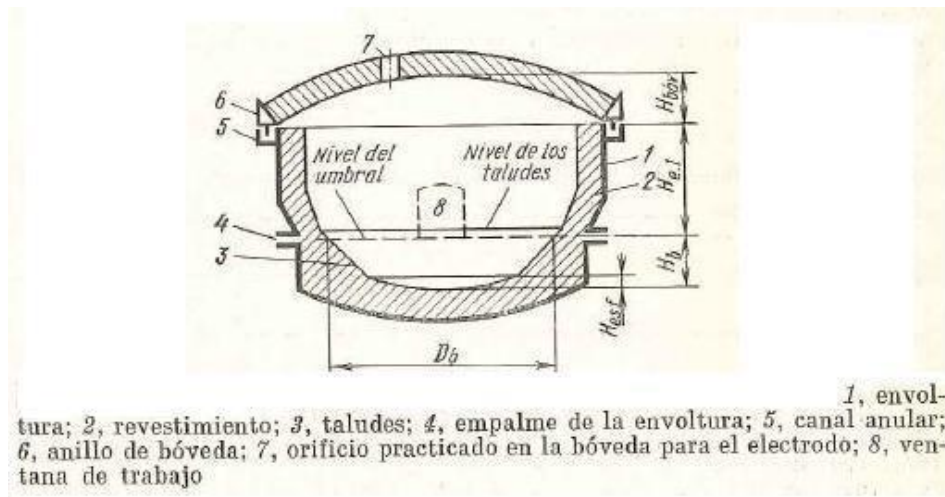


Figura 1: Espacio útil de los hornos de arco eléctricos

8.1.1. Dimensiones del baño

Las dimensiones del baño deben ser suficientes para que quepan el metal y la escoria, no debemos olvidar que la escoria ocupa entorno al 15 % respecto al volumen ocupado por el metal.

Debemos tener en cuenta al elegir la correlación entre D_b y H_b que si la profundidad del baño es pequeña, crecen el diámetro del espacio útil y la superficie de termotransferencia del horno, no obstante, si el baño es demasiado profundo, disminuye la superficie específica del contacto entre el metal y la escoria lo que decelera los procesos metalúrgicos.

Se considera el valor óptimo de la relación $D_b:H_b$ igual a 5:1 (en los hornos que trabajan con sobrecarga la relación es 3,5:1, no siendo este nuestro caso); la altura H_{esf} de la parte esférica del baño se toma igual a $0,2 H_b$. Siempre que se observen estas condiciones, entre la profundidad del baño y la capacidad del horno (M), existe la dependencia siguiente:



$$H_b = 0,24 \cdot \sqrt[3]{M}$$

Dado que diseñamos un horno de 150 Tm:

$$H_b = 0,24 \cdot \sqrt[3]{150} = 1275 \text{ mm}$$

$$\frac{D_b}{H_b} = 5$$

$$D_b = 5 \cdot 1275 = 6375 \text{ mm}$$

$$D_b = 6400 \text{ mm}$$

$$D_b = 6400 \text{ mm}$$

$$H_b = 1275 \text{ mm}$$

8.1.2. Altura de la parte esférica del baño ($H_{\text{esf.}}$)

Como hemos mencionado anteriormente, la altura de la parte esférica del baño se toma igual a $0,2 \cdot H_b$.

Por tanto se obtiene:

$$H_{\text{esf}} = 0,2 \cdot H_b = 0,2 \cdot 1275 = 255 \text{ mm}$$

$$H_{\text{esf}} = 255 \text{ mm}$$

8.1.3. Nivel de los taludes

El nivel de los taludes se sitúa entre 100 y 150 mm por encima del umbral de la ventana de trabajo. Debemos tener en cuenta que el ángulo de inclinación de los taludes es igual a 45° , por lo tanto, el diámetro del espacio útil al nivel de los taludes supera en 200-300 mm el diámetro medido al nivel del umbral.



Hemos calculado anteriormente, el valor del diámetro a nivel del umbral, obteniendo el valor de 6400 mm, sumándole a este valor los 200-300 mm, obtenemos el diámetro del espacio útil del horno a nivel de los taludes. Éste diámetro oscila entre 6600 y 6700 mm.

Ø del espacio útil a nivel de los taludes = 6600-6700 mm

8.1.4. Altura desde el umbral hasta el comienzo de la bóveda ($H_{e.l.}$)

Debemos tener en cuenta que si la altura del espacio libre es pequeña, empeora la resistencia de la bóveda, puesto que se aproxima a los arcos eléctricos, pero si la altura es grande, crecen la superficie de termotransferencia de las paredes y el consumo de energía eléctrica. Generalmente la relación $H_{e.l.}:D_b$ se toma igual a 0,4-0,5. Refiriéndose los valores menores a los hornos de gran capacidad, como el del presente proyecto.

Haciendo los cálculos, obtenemos:

$$\frac{H_{e.l.}}{D_b} = 0,4$$

$$\frac{H_{e.l.}}{6400mm} = 0,4$$

$$H_{e.l.} = 2560 \text{ mm}$$

Nuestro horno tiene las paredes de la envoltura esfero-cónicas, por lo tanto, la altura de la parte inclinada de las paredes, $H_{\text{parte inclinada}}$ es de $1/4$ a $1/3$ $H_{e.l.}$. El ángulo de inclinación de las mismas es de 10° a



25°, en esta parte y el ángulo de inclinación del revestimiento, de 15° a 30°.

$$H_{\text{parte inclinada}} = \left(\frac{1}{4} \text{ ó } \frac{1}{3} \right) \cdot 2560 = 640 - 853 \text{ mm}$$

$$H_{\text{parte inclinada}} = 640 - 853 \text{ mm}$$

8.1.5. Flecha de la bóveda ($H_{\text{bóv}}$)

En nuestro caso, bóvedas de cromo-magnesita, la flecha de convexidad de la bóveda se toma igual a 1/8-1/9 de su diámetro.

$$H_{\text{bóv}} = \left(\frac{1}{8} \text{ ó } \frac{1}{9} \right) \cdot D_b$$

$$H_{\text{bóv}} = \left(\frac{1}{8} \text{ ó } \frac{1}{9} \right) \cdot 6400 = 800 - 711 \text{ mm}$$

$$H_{\text{bóv.}} \approx 800 - 711 \text{ mm}$$

La envoltura del espacio útil está soldada de una hoja de acero de 10 a 40 mm de espesor. En el horno del presente proyecto, al ser de una capacidad muy alta, utilizaremos la hoja de acero para la envoltura de espesor máximo 40 mm.

Podemos ver, en la siguiente tabla, todos los parámetros calculados o adoptados para la construcción de un horno de arco eléctrico de 150 t de capacidad.



Parámetro

D_b (Ø al nivel del umbral)	6400mm
H_b (Profundidad del baño)	1275mm
H_{esf} (Altura de la parte esférica del baño)	255mm
Inclinación de los taludes	45°
Ø del espacio útil del horno a nivel de los taludes	6600-6700mm
$H_{e.l}$ (Altura desde el umbral hasta el comienzo de la bóveda)	2560mm
$H_{parte inclinada}$ de $H_{e.l}$	640-853mm
Ángulo inclinación de la pared de $H_{parte inclinada}$	10°-25°
Ángulo inclinación revestimiento de $H_{parte inclinada}$	15°-30°
$H_{bóv}$ (flecha de la bóveda)	800-711mm
Espesor hoja de acero soldada a la envoltura del espacio útil	40mm

Tabla 2: Dimensiones de los parámetros para la fabricación del horno de 150 t de capacidad.

8.2. Revestimiento refractario

Para realizar el cálculo del revestimiento refractario básico del horno de arco eléctrico, utilizamos los formatos normalizados que se encuentran en los anexos I, II y III de la presente memoria de cálculo.

Para el revestimiento de la cuba del horno utilizamos ladrillos de sección rectangular, mientras que para la bóveda se emplean ladrillos refractarios de cuña de media asta.

8.2.1. Revestimiento de la solera



Recordamos que el revestimiento del horno diseñado utiliza revestimiento tipo básico, como ya indicamos en la memoria descriptiva.

Partimos de un fondo metálico de 40 mm de espesor, encima del cual, colocaremos primero una capa aislante y sobre la misma una capa activa.

La capa aislante está formada por:

- Capa de material aislante de carácter inorgánico y flexible.
- *Capa niveladora* de polvo de chamota y una capa de ladrillos de chamota, alcanzando un espesor de entre 70-190 mm.
- *Capa activa* que se compone de varias filas de ladrillos de magnesita alquitranada, de espesor 230-600 mm y una capa de polvo de magnesita alquitranada de 100-165 mm de espesor. En total como máximo 765 mm para esta capa.

El espesor del revestimiento refractario varía entre 410-995 mm, dependiendo de la capacidad del horno de arco. Debido a que en el presente proyecto, diseñamos un horno de gran tonelaje, el espesor del revestimiento refractario será el máximo, de 995 mm.

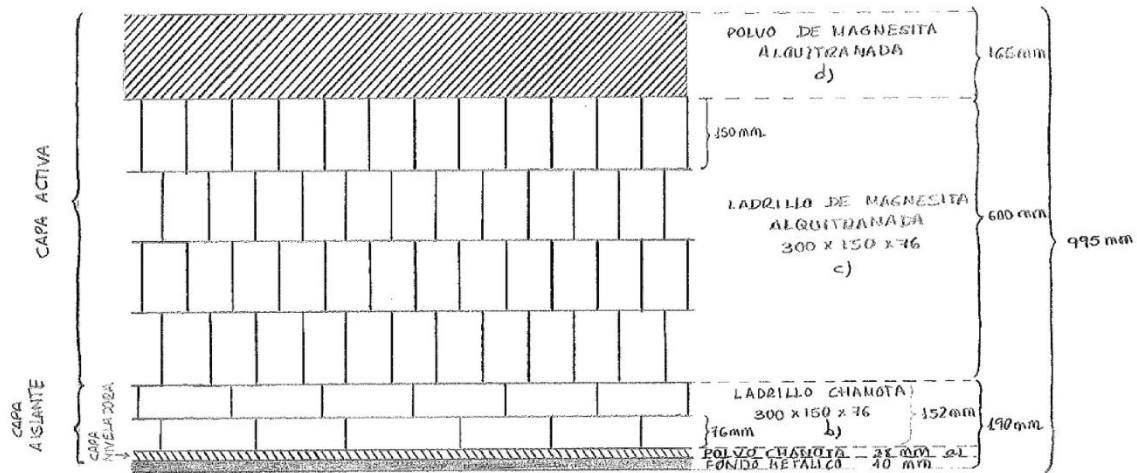


Figura 2: Esquema disposición refractarios en la solera del horno.

Normalmente se suele utilizar una capa aislante con los niveles superiores de los espesores indicados anteriormente, así se consigue prolongar su periodo de vida al máximo, y la reposición de los mismos se realizará en un intervalo de tiempo mayor.

Procedemos, a continuación, al cálculo de cada una de las partes del revestimiento de la solera.

1) Polvo de chamota:

Se trata de una capa de chamota niveladora, de material a granel.

Utilizamos un ladrillo refractario con el formato 300 x 150 x 76 mm (según anexo II) con volumen de $3,42 \text{ dm}^3$ y una masa de 9,74 kg. Necesitamos colocar dos hileras del mismo formato, alcanzando así el espesor deseado de 152 mm (76×2), además de utilizar una capa niveladora de un espesor de 38 mm, alcanzando así los 190 mm de la capa aislante necesaria.



Conocemos el espesor de la capa niveladora, calculamos el volumen que necesitamos para formarla. Para el cálculo utilizamos la figura 3, que representa el fondo esférico del horno.

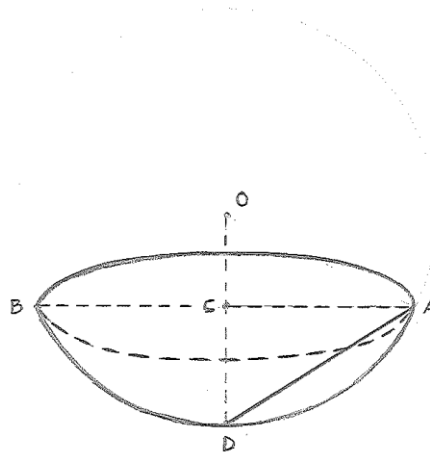


Figura 3: Figura para el cálculo del volumen necesario.

Podemos observar, en la figura 2, que la superficie del casquete esférico de la base del horno, se genera por la cuerda AD.

Calculamos el área de la zona con ayuda de las siguientes fórmulas:

$$S = CD \cdot 2\pi r$$
$$(AD)^2 = 2r \cdot CD$$

Si despejamos en la segunda ecuación el valor CD y lo sustituimos en la primera, obtenemos la siguiente relación:

$$CD = \frac{(AD)^2}{2r}$$
$$S = \left(\frac{(AD)^2}{2r} \right) \cdot 2\pi r$$
$$S = (AD)^2 \cdot \pi$$



Multiplicamos esta última expresión por el espesor de la capa niveladora para calcular el volumen de la misma.

El diámetro de la cuba del horno es de 6400 mm, tal y como se ha calculado en el apartado anterior. Debemos sumarle el espesor de la capa aislante más el espesor de la capa activa $(AB) = D_b + 955 + 955$ mm, que sumaran el espesor de la solera a ambos lados. No añadimos los 40 mm del fondo metálico, ya que es sobre el mismo donde comenzaremos a colocar las distintas capas de material refractario hasta llegar al diámetro que se ha calculado para albergar las 150 toneladas.

$$AB = 6400 + 955 + 955 \text{ mm}$$

$$AB = 8310 \text{ mm}$$

$$AC = AB / 2$$

$$AC = 4155 \text{ mm}$$

$$CD = H_b + 955$$

$$CD = 1275 \text{ mm} + 955 \text{ mm}$$

$$CD = 2230 \text{ mm}$$

Calculamos AD aplicando el teorema de Pitágoras:

$$(AD)^2 = (AC)^2 + (CD)^2$$

$$(AD)^2 = (4155)^2 + (2230)^2$$

$$AD = 4715,60 \text{ mm}$$



Hemos calculado la longitud de la cuerda AD siendo igual a 4715,60 mm, referida esa cuerda al perfil de la envolvente del horno en el lugar de apoyo del refractario en la solera.

Procedemos ahora a calcular la cantidad de polvo de chamota necesario para la capa niveladora.

$$V = (AD)^2 \cdot \pi \cdot e$$

Siendo:

e = espesor de la capa niveladora

$$V = (4715,60)^2 \cdot 3,1416 \cdot 38mm = 2,65 \cdot 10^9 mm^3$$

$$V = 2,65 m^3$$

Conocidos el volumen de polvo de chamota que se necesita y con ayuda de los datos del ladrillo refractario recogidos en el anexo II, calculamos los kilogramos que se necesitan y la cantidad de ladrillos para obtener dichos kilogramos.

Un ladrillo de 300 x 150 x 76 (a x b x h) ocupa un volumen de 3,42 dm³ y tiene una masa de 9,74 kg. Obtenemos la masa de polvo de chamota necesaria:

$$X_{(masa\ de\ polvo)} = \frac{9,74kg \cdot 2,65m^3}{3,42 \cdot 10^{-3} m^3} = 7547,08 kg$$

$$Masa_{(polvo\ de\ chamota)} = 7547,08 kg$$

2) Ladrillos de chamota:



Repetimos los mismos criterios de cálculo que para el polvo de chamota. Vamos a colocar dos hileras de ladrillos con un espesor de 76 mm cada una, consiguiendo así el espesor total de 152 mm, que unido a los 38 mm de polvo de chamota completan y conforman la capa aislante de la solera, alcanzando 190 mm de espesor.

Hacemos uso de nuevo de la representación gráfica del casquete esférico. En este caso restamos a AB los 38 mm de espesor de la capa de chamota que ya hemos colocado a cada lado, con lo que restamos 76 mm, resultando:

$$AB = 8310 - 76$$

$$AB = 8234 \text{ mm}$$

$$AC = 8234 / 2$$

$$AC = 4117 \text{ mm}$$

También debemos restarle el espesor de la capa de chamota a la profundidad del baño. Obteniendo el siguiente resultado:

$$CD = 2230 - 38 \text{ mm}$$

$$CD = 2192 \text{ mm}$$

Aplicando de nuevo Pitágoras, se obtiene:

$$(AD)^2 = (AC)^2 + (CD)^2$$

$$(AD)^2 = (4117)^2 + (2192)^2$$

$$AD = 4664,18 \text{ mm}$$

Calculamos el volumen,



$$V = (AD)^2 \cdot \pi \cdot e$$

$$V = (4664,18\text{mm})^2 \cdot 3,1416 \cdot 152\text{mm} = 10,38 \cdot 10^9 \text{mm}^3$$

$$V = 10,38 \text{ m}^3$$

El ladrillo escogido para la capa aislante ocupa un volumen de $3,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3$, procedemos al cálculo del número de ladrillos necesarios para esta capa:

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{10,38 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{3,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de ladrillos de chamota necesario} = 3035,09$$

$$\text{N}^\circ \text{ de ladrillos de chamota necesario} \approx 3036 \text{ ladrillos}$$

3) Ladrillos de magnesita alquitranada:

Suponemos que las capas de chamota utilizadas como revestimiento aislante siguen la geometría del fondo metálico, es decir, es paralelo al fondo metálico. De esta forma podemos conocer la cuerda para los ladrillos de magnesita alquitranada. El diámetro interior de la cuba inicial es de 8310 mm, a este debemos quitarle el espesor que hemos añadido que es de 190 mm a cada lado ($190 \times 2 = 380 \text{ mm}$), obteniéndose así un diámetro de cuba de:

$$(AC) = 8310 \text{ mm} - 380 \text{ mm} = 7930 \text{ mm}$$



Es necesario recordar que la profundidad interior del baño inicial (CD) era de 2230 mm. A dicha medida debemos restarle también los 190 mm de espesor añadidos, quedando un valor de 2040 mm. Procedemos al cálculo de la longitud de la cuerda de forma similar a la calculada anteriormente, con la ayuda de la figura 2 y el teorema de Pitágoras:

$$(AD)^2 = (AC)^2 + (CD)^2$$
$$(AD)^2 = (7930 / 2)^2 + (2040)^2$$

$$AD = 4459,02 \text{ mm}$$

El espesor de la capa activa es de 600 mm de ladrillos de magnesita alquitranada y 165 mm de espesor de polvo del mismo material, como se indicó anteriormente. Utilizamos el mismo formato de ladrillo que para la capa aislante (300x150x76 mm), pero en este caso vamos a colocar el ladrillo de canto, con lo que será necesario colocar 4 hileras de ladrillos (150 x 4 hiladas = 600mm) para obtener el espesor deseado.

Calculamos el volumen que ocupa,

$$V = (AD)^2 \cdot \pi \cdot e$$
$$V = (4459,02 \text{ mm})^2 \cdot 3,1416 \cdot 600 \text{ mm} = 3,74 \cdot 10^{10} \text{ mm}^3$$

$$V = 37,4 \text{ m}^3$$

Una vez que se ha calculado el volumen necesario y sabiendo el volumen que ocupa el ladrillo escogido, podemos calcular número total de ladrillos:



$$x_{ladrillos} = \frac{37,4 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{3,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 10935,67$$

Nº de ladrillos de magnesita alquitranada necesarios = 10935,67

Nº de ladrillos de magnesita alquitranada necesarios \approx 10936 ladrillos

4) Polvo de magnesita alquitranada:

La capa de polvo de magnesita alquitranada es la última que se coloca sobre el fondo de la cuba. El espesor de la misma será de 165 mm.

Procedemos a realizar los cálculos de igual forma que en apartados anteriores. Inicialmente teníamos un diámetro de 8310mm, al cual debemos restarle 190 mm de cada lado de la capa inicial y 600 mm de cada lado de la capa de ladrillos de magnesita alquitranada, quedando lo siguiente:

$$190 \times 2 = 380 \text{ mm}$$

$$600 \times 2 = 1200 \text{ mm}$$

$$1200 + 380 = 1580 \text{ mm}$$

Obtenemos,

$$AB = 8310 - 1580 \text{ mm}$$

$$AB = 6730 \text{ mm}$$

$$AC = 6730/2$$

$$AC = 3365 \text{ mm}$$

$$CD = 2230 \text{ mm} - 190 - 600$$

$$CD = 1440 \text{ mm}$$



Realizamos los cálculos de la misma forma que en apartados anteriores.

$$\begin{aligned}(AD)^2 &= (AC)^2 + (CD)^2 \\(AD)^2 &= (3365)^2 + (1440)^2 \\AD &= 3660,17 \text{ mm}\end{aligned}$$

Calculamos la cantidad de polvo de magnesita alquitranada para terminar la capa activa y con ella el revestimiento refractario de la solera del horno.

$$\begin{aligned}V &= (AD)^2 \cdot \pi \cdot e \\V &= (3660,17 \text{ mm})^2 \cdot 3,1416 \cdot 165 \text{ mm} = 6,94 \cdot 10^9 \text{ mm}^3 \\V &= 6,94 \text{ m}^3\end{aligned}$$

Conocido el volumen de polvo de magnesita necesario y con ayuda de los datos del anexo II, procedemos al cálculo de los kilogramos necesarios y la cantidad de ladrillos para obtener dichos kilogramos. Un ladrillo de 300 x 150 x 76 (a x b x h) ocupa un volumen de 3,42 dm³ y tiene una masa de 9,74 kg.

$$x_{kg \text{ polvo de magnesita alquitranada}} = \frac{6,94 \text{ m}^3 \cdot 9,74 \text{ kg}}{3,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 19764,79 \text{ kg}$$

$$\text{Masa de polvo de magnesita alquitranada} = 19764,79 \text{ kg}$$

Calculamos el número de ladrillos de magnesita alquitranada necesario para obtener la masa de polvo que se ha calculado.



Utilizamos para ello, los datos del ladrillo refractario elegido y que se detallan en el anexo II.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{19764,79 \text{ kg} \cdot 1 \text{ ladrillo}}{9,74 \text{ kg}}$$

Nº de ladrillos necesarios = 2029,24 ladrillos

Nº de ladrillos necesarios \approx 2030 ladrillos

5) Revestimiento del pico de colada:

Incluimos, dentro del cálculo del revestimiento de la solera, el cálculo de los refractarios necesarios para el pico de la colada. El pico de la colada tiene forma geométrica de tronco de cono recto con bases paralelas. Utilizamos las siguientes relaciones para el cálculo de las dimensiones del pico de la colada:

- La longitud del pico de la colada será igual a 5:3 con respecto al diámetro interior de la cuba.

$$L_p = \frac{6,4 \text{ m} \cdot 3}{5} = 3,84 \text{ m}$$

$L_p = 3,84 \text{ m}$ de longitud

- El diámetro mayor del tronco de cono es igual a 5:1 con respecto al diámetro interior de la cuba.

$$\varnothing M = \frac{6,4 \cdot 1}{5}$$

$\varnothing M(\text{int.}) = 1,28 \text{ m}$



- El diámetro menor del tronco de cono es 1/2 del diámetro mayor del mismo.

$$\varnothing m = \frac{1,28m \cdot 1}{2} = 0,64m$$

$$\varnothing m \text{ (int.)} = 0,64 m$$

Vamos a utilizar, para el pico de la colada, el mismo revestimiento que hemos usado en la solera, con sus distintas capas y espesores de las mismas. Recordamos las capas, refractarios de las mismas y espesores:

- Capa aislante

1. Capa niveladora → polvo de chamota → 38 mm
2. Capa de ladrillos de chamota → 152 mm

- Capa activa

1. Capa de ladrillos de magnesita alquitranada → 600 mm
2. Capa de polvo de magnesita alquitranada → 165mm

El espesor total del revestimiento refractario es de 955 mm (0,955 m). Dicho revestimiento se colocará sobre la chapa metálica de 40 mm de espesor, de manera idéntica a como se ha colocado en la solera del baño del horno.

Calculamos primero las dimensiones de la superficie exterior del tronco de cono, para ello, sumamos a cada uno de los diámetros el espesor del revestimiento refractario total dos veces, una vez por cada lado.



$$\varnothing M (\text{Ext.}) = 1,28\text{m} + 0,955\text{m} + 0,955\text{m} = 3,19 \text{ m}$$

$$\varnothing m (\text{Ext.}) = 0,64\text{m} + 0,955\text{m} + 0,955\text{m} = 2,55 \text{ m}$$

Procedemos a continuación, al cálculo del volumen total del tronco de cono, con las dimensiones exteriores, empleando la siguiente ecuación:

$$V_{\text{ext.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot L \cdot \{ R^2 + r^2 + (R \cdot r) \} \quad (3)$$

$$V_{\text{ext.}} = \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 3,84 \cdot \left\{ \left(\frac{3,19}{2} \right)^2 + \left(\frac{2,55}{2} \right)^2 + \left(\left(\frac{3,19}{2} \right) \cdot \left(\frac{2,55}{2} \right) \right) \right\}$$

$$V_{\text{ext.}} = 24,93 \text{ m}^3$$

Restamos el espesor de la primera capa a los diámetros exteriores y calculamos así el volumen con la primera capa, restando ambos resultados se obtiene el volumen de la primera capa. Procedemos de igual forma para el cálculo del resto de capas.

Capa 1: Polvo de chamota → 38 mm

$$\varnothing M (\text{Ext.}) = 3,19\text{m} - 0,038\text{m} = 3,152 \text{ m}$$

$$\varnothing m (\text{Ext.}) = 2,55\text{m} - 0,038\text{m} = 2,512 \text{ m}$$

Calculamos ahora el volumen del tronco de cono usando la ecuación 3, y restándole el espesor de la primera capa:

$$V_1 = \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 3,84 \cdot \left\{ \left(\frac{3,19 - 0,038}{2} \right)^2 + \left(\frac{2,55 - 0,038}{2} \right)^2 + \left(\left(\frac{3,19 - 0,038}{2} \right) \cdot \left(\frac{2,55 - 0,038}{2} \right) \right) \right\}$$

$$V_1 = 24,28 \text{ m}^3$$



El volumen de polvo de chamota que necesitamos para el tronco de cono completo, se halla restando ambos volúmenes, pero en nuestro caso debemos dividirlo entre dos, ya que solo tenemos medio tronco de cono, debido a que la parte superior del pico de la colada está al descubierto.

$$V_{\text{polvo de chamota}} = \frac{V_{\text{ext.}} - V_1}{2}$$

$$V_{\text{polvo de chamota}} = \frac{24,93 - 24,28}{2}$$

$$V_{\text{Polvo chamota}} = 0,325 \text{ m}^3$$

Conociendo el volumen de polvo de chamota necesario y con ayuda de los datos contenidos en el anexo II, calculamos los kilogramos requeridos y el número de ladrillos para obtener dichos kilogramos. Un ladrillo de 300x150x76 (a x b x h) ocupa un volumen de 3,42 dm³ y tiene una masa de 9,74 kg.

$$x_{\text{kg polvo de chamota}} = \frac{0,325 \text{ m}^3 \cdot 9,74 \text{ kg}}{3,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 925,58 \text{ kg}$$

$$\text{Masa de polvo de chamota} = 925,58 \text{ kg}$$

Capa 2: Ladrillo de chamota → 152 mm

$$\varnothing \text{ M (Ext.)} = 3,19\text{m} - 0,038\text{m} - 0,152\text{m} = 3,00 \text{ m}$$

$$\varnothing \text{ m (Ext.)} = 2,55\text{m} - 0,038\text{m} - 0,152\text{m} = 2,36 \text{ m}$$



Procedemos a calcular el volumen 2 de igual forma que el anterior usando la ecuación (3):

$$V_2 = \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 3,84 \cdot \left\{ \left(\frac{3,00}{2} \right)^2 + \left(\frac{2,36}{2} \right)^2 + \left(\left(\frac{3,00}{2} \right) \cdot \left(\frac{2,36}{2} \right) \right) \right\}$$

$$V_2 = 21,75 \text{ m}^3$$

Obtenemos el volumen de ladrillos de chamota, restando el volumen 2 al volumen 1 y dividiendo entre dos, igual que anteriormente.

$$V_{\text{ladrillo de chamota}} = \frac{V_1 - V_2}{2}$$

$$V_{\text{ladrillo de chamota}} = \frac{24,28 - 21,75}{2}$$

$$V_{\text{ladrillo chamota}} = 1,26 \text{ m}^3$$

Conocido el volumen de ladrillo de chamota necesario y con ayuda del anexo II, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{1,26 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{3,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 369,88 \text{ ladrillos}$$

$$N^{\circ} \text{ de ladrillos necesarios} \approx 370 \text{ ladrillos}$$

Capa 3: Ladrillos de magnesita alquitranada → 600 mm

$$\varnothing \text{ M (Ext.)} = 3,19\text{m} - 0,038\text{m} - 0,152\text{m} - 0,600\text{m} = 2,40 \text{ m}$$

$$\varnothing \text{ m (Ext.)} = 2,55\text{m} - 0,038\text{m} - 0,152\text{m} - 0,600\text{m} = 1,76 \text{ m}$$



Procedemos a calcular el volumen 3 de igual forma que el anterior, usando la ecuación (3):

$$V_3 = \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 3,84 \cdot \left\{ \left(\frac{2,40}{2} \right)^2 + \left(\frac{1,76}{2} \right)^2 + \left(\left(\frac{2,40}{2} \right) \cdot \left(\frac{1,76}{2} \right) \right) \right\}$$

$$V_3 = 13,14 \text{ m}^3$$

Obtenemos el volumen de ladrillos de magnesita necesario, restando el volumen 3 al volumen 2 y dividiendo entre dos, igual que anteriormente.

$$V_{\text{ladrillo de magnesita}} = \frac{V_2 - V_3}{2}$$

$$V_{\text{ladrillo de magnesita}} = \frac{21,75 - 13,14}{2}$$

$$V_{\text{ladrillo de magnesita}} = 4,31 \text{ m}^3$$

Conocido el volumen de ladrillo de magnesita necesario y con ayuda del anexo II, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{4,31 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{3,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 1260,23 \text{ ladrillos}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de ladrillos necesarios} \approx 1261 \text{ ladrillos}$$

Capa 4: Polvo de magnesita alquitranada → 165 mm

$$\varnothing \text{ M (Ext.)} = 3,19\text{m} - 0,955\text{m} = 2,23 \text{ m}$$

$$\varnothing \text{ m (Ext.)} = 2,55\text{m} - 0,955\text{m} = 1,59 \text{ m}$$



Procedemos a calcular el volumen 4 de igual forma que el anterior usando la ecuación (3):

$$V_4 = \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 3,84 \cdot \left\{ \left(\frac{2,23}{2} \right)^2 + \left(\frac{1,59}{2} \right)^2 + \left(\left(\frac{2,23}{2} \right) \cdot \left(\frac{1,59}{2} \right) \right) \right\}$$
$$V_4 = 11,10 \text{ m}^3$$

Obtenemos el volumen de polvo de magnesita necesario, restando el volumen 4 al volumen 3 y dividiendo entre dos, igual que anteriormente.

$$V_{\text{polvo de magnesita}} = \frac{V_3 - V_4}{2}$$
$$V_{\text{polvo de magnesita}} = \frac{13,14 - 11,10}{2}$$
$$V_{\text{polvo de magnesita}} = 1,02 \text{ m}^3$$

Conociendo el volumen de polvo de magnesita necesario y con ayuda del anexo II, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{1,02 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{3,42 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 298,25 \text{ ladrillos}$$

Nº de ladrillos necesarios \approx 299 ladrillos

8.2.2. Revestimiento de las paredes



Tal y como se indicó en la memoria descriptiva, para el revestimiento refractario de las paredes se utilizarán ladrillos de cromo-magnesita, el espesor propuesto para esta zona es de 561 mm.

Utilizamos un ladrillo refractario con el formato 250 x 187 x 76 mm (según anexo II) con volumen de 3,55 dm³ y una masa de 10,11 kg. Necesitamos colocar tres hileras de ladrillos del mismo formato, alcanzando así el espesor deseado de 561 mm (187x3).

Usamos la ecuación de una corona circular, para realizar los cálculos. Con ello, obtenemos un volumen al cual debemos restar el volumen correspondiente de la ventana de trabajo y del pico de colada.

Diseñamos la ventana de trabajo con unas dimensiones de 1x1 m. Siendo las funciones de la misma poder añadir fundentes cuando sea necesario y eliminar la primera escoria que se forma, queda de este modo sobredimensionada con dicha medida.

Calculamos el diámetro exterior, sumando dos veces el espesor de la pared supuesto. Recordamos los siguientes datos:

- Diámetro interior = 6400mm = 6,40 m
- Diámetro exterior = 6400mm + 561mm + 561mm = 7522mm = 7,52 m
- Altura del baño a la bóveda = 2560mm = 2,56 m

Calculamos la superficie de la corona circular una vez definidos los valores necesarios.

$$S = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$



$$S = 3,14 \cdot \left(\left(\frac{7,52}{2} \right)^2 - \left(\frac{6,40}{2} \right)^2 \right)$$
$$S = 12,24 \text{ m}^2$$

Procedemos a calcular el volumen a partir de la superficie.

$$V = S \cdot h$$
$$V = 12,24 \text{ m}^2 \cdot 2,56 \text{ m}$$
$$V_{\text{total paredes}} = 31,33 \text{ m}^3$$

Restamos el volumen que ocupa la ventana de trabajo,

$$V_{\text{ventana de trabajo}} = S \cdot e$$
$$V_{\text{ventana de trabajo}} = 1 \text{ m}^2 \times 0,561 \text{ m}$$
$$V_{\text{ventana de trabajo}} = 0,561 \text{ m}^3$$

Y el volumen que ocupa la apertura del pico de colada, siendo este de:

$$V_{\text{pico de colada}} = S \cdot e$$
$$V_{\text{pico de colada}} = \pi \cdot r^2 \cdot e$$

Siendo r el radio máximo del pico de colada que calculamos con anterioridad y siendo este de 1,595 m.

$$V_{\text{pico de colada}} = 3,14 \cdot (1,595 \text{ m})^2 \times 0,561 \text{ m}$$
$$V_{\text{pico de colada}} = 4,48 \text{ m}^3$$

El volumen del revestimiento refractario de las paredes será:



$$V_{\text{refractario paredes}} = 31,33 - 0,561 - 4,48$$

$$V_{\text{refractario paredes}} = 26,29 \text{ m}^3$$

Calculamos el número de ladrillos que se necesitan con ayuda de los datos del anexo II.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{26,29 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{3,55 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 7405,63 \text{ ladrillos}$$

Nº de ladrillos necesarios \approx 7406 ladrillos

Calculamos a continuación el revestimiento refractario de la ventana de trabajo. Como indicamos con anterioridad, el volumen que ocupa la ventana de trabajo es de $0,561 \text{ m}^3$. Vamos a emplear el mismo formato de ladrillo que se ha utilizado en el revestimiento refractario de las paredes, pero éstos se colocarán sobre una estructura metálica. Con ayuda de los datos reflejados en el anexo II calculamos el número de ladrillos necesarios para la ventana de trabajo.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{0,561 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{3,55 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 158,03 \text{ ladrillos}$$

Nº de ladrillos necesarios \approx 158 ladrillos

8.2.3. Revestimiento de la bóveda

Tal y como se indicó en la memoria descriptiva, para el revestimiento refractario de la bóveda se utilizarán ladrillos aluminosos, el espesor para esta zona se fija en 460 mm.

Utilizamos un ladrillo refractario con el formato 70/60 x 115 x 345 mm (a/b x h x l) (según anexo II) con volumen de $2,58 \text{ dm}^3$ y una



masa de 7,35 kg. Necesitamos colocar cuatro hileras de ladrillos del mismo formato, alcanzando así el espesor deseado de 460 mm (115x4).

El cálculo de la superficie de la bóveda se realizará con ayuda de la figura 4, y con la ecuación 4.

$$S = \pi(AD)^2 \quad (4)$$

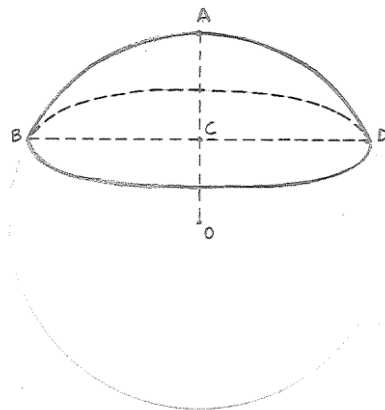


Figura 4: Figura para el cálculo del volumen necesario.

Necesitamos calcular la cuerda AD, para ello debemos realizar unos cálculos previos:

$$BD = D_b$$

$$BD = 6400 \text{ mm}$$

Conocemos además la altura de la bóveda, que coincide con AC, adoptamos una altura de 800 mm para el diseño de la misma:

$$AC = H_{b\acute{o}v}$$

$$AC = 800 \text{ mm}$$



No es necesario sumarle el espesor, ya que iremos colocando hileras de ladrillos refractarios de dentro hacia fuera.

Calculamos la cuerda AD usando el teorema de Pitágoras:

$$\begin{aligned}(AD)^2 &= (AC)^2 + (BD/2)^2 \\ (AD)^2 &= (800)^2 + (6400/2)^2 \\ AD &= 3298,48 \text{ mm}\end{aligned}$$

Una vez conocido AD se sustituye en la ecuación (4) para obtener superficie de la bóveda.

$$\begin{aligned}S &= \pi(AD)^2 \\ S &= 3,14 \cdot (3298,48\text{mm})^2 \\ S &= 34163106,77 \text{ mm}^2 \\ S &= 34,16 \text{ m}^2\end{aligned}$$

Calculamos el volumen de refractario necesario a partir de la siguiente ecuación, teniendo en cuenta que el espesor de refractario es de 460 mm (0,460 m).

$$\begin{aligned}V &= S \cdot e \\ V &= 34,16 \text{ m}^2 \cdot 0,460 \text{ m} \\ \text{Volumen total de la superficie de la bóveda} &= 15,71 \text{ m}^3\end{aligned}$$

Debemos tener en cuenta, que al resultado obtenido debemos restar el volumen de los orificios practicados en la bóveda para el paso de los tres electrodos y sus respectivos refractarios, así como la apertura necesaria para la extracción de gases.



Conocemos el diámetro de los electrodos, 650 mm, y necesitamos sumar a ese diámetro la hilera de refractario para el paso de los mismos, escogemos el formato 170 x 156 x 75 x 61,5 x 500 mm (a x b x c x d x h) con ayuda del anexo I.

Por lo tanto, a los 650 mm del diámetro del electrodo hay que sumar 170 mm a cada lado del ancho del refractario, obteniendo así, el diámetro del hueco para cada electrodo.

$$\varnothing_{\text{apertura electrodo}} = 650 + 170 + 170 \text{ mm}$$

$$\varnothing_{\text{apertura electrodo}} = 990 \text{ mm} = 0,990 \text{ m}$$

Calculamos la superficie que ocupa uno de los orificios para el paso de los electrodos, conociendo el diámetro de apertura y con ayuda de la siguiente ecuación.

$$\begin{aligned} S &= \pi \cdot R^2 \\ S &= 3,14 \cdot (0,990/2 \text{ m})^2 \\ S &= 0,77 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

Multiplicamos la superficie calculada por tres y obtenemos la superficie que ocupan los tres electrodos y sus refractarios,

$$\begin{aligned} S &= 0,77 \text{ m}^2 \cdot 3 \\ S &= 2,31 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

Procedemos al cálculo del volumen, multiplicando la superficie calculada por el espesor de la bóveda.



$$V = S \cdot e$$

$$V = 2,31 \text{ m}^2 \cdot 0,460 \text{ m}$$

$$V = 1,0626 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{aperturas de los electrodos}} = 1,06 \text{ m}^3$$

Procedemos de la misma forma para realizar el cálculo del volumen que ocupa la apertura de extracción de gases. Es necesario recordar que para un horno de 150 toneladas, el diámetro de apertura de la extracción de gases es de 1500 mm. Al diámetro hay que sumarle la hilera de refractario, el formato elegido será el mismo que el utilizado para la apertura de los electrodos, siendo este de 170 x 156 x 75 x 61.5 x 500 mm (a x b x c x d x h).

$$\varnothing_{\text{apertura gases}} = 1500 + 170 + 170 \text{ mm}$$

$$\varnothing_{\text{apertura gases}} = 1840 \text{ mm} = 1,84 \text{ m}$$

Calculamos la superficie a partir del diámetro de apertura para la extracción de gases.

$$S = \pi \cdot R^2$$

$$S = 3,14 \cdot (1,84/2 \text{ m})^2$$

$$S = 2,66 \text{ m}^2$$

Multiplicamos la superficie obtenida por el espesor de la bóveda para calcular el volumen.

$$V = S \cdot e$$

$$V = 2,66 \text{ m}^2 \cdot 0,460 \text{ m}$$

$$V_{\text{apertura de extracción de gases}} = 1,22 \text{ m}^3$$



Obtenemos el volumen real de la bóveda, restando al volumen total antes calculado de la bóveda, el volumen para la apertura de los electrodos y la depuración de gases.

$$V = 15,71\text{m}^3 - 1,06\text{m}^3 - 1,22\text{m}^3$$
$$V_{\text{Real bóveda}} = 13,43\text{m}^3$$

Realizamos ahora el cálculo de los ladrillos refractarios necesarios, una vez que conocemos el volumen real de la bóveda. Usamos los datos recogidos en el anexo III, de los ladrillos escogidos para el revestimiento de la bóveda.

$$x_{\text{ladrillo}} = \frac{13,43\text{m}^3 \cdot 1\text{ladrillo}}{2,58 \cdot 10^{-3}\text{m}^3} = 5205,43\text{ladrillos}$$

Nº ladrillos necesarios para la bóveda \approx 5206 ladrillos

Procedemos al cálculo del volumen y número de refractarios necesarios para la corona circular de los tres electrodos.

$$\varnothing_{\text{electrodos}} = 650\text{ mm} = 0,650\text{ m}$$

$$\varnothing_{\text{apertura paso de los electrodos}} = 650 + 170 + 170 = 990\text{ mm} = 0,990\text{ m}$$

Utilizamos la siguiente ecuación para el cálculo de la corona circular.

$$S = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$

Donde:

R= radio externo de la corona

r= radio interno de la corona



$$S = 3,14 \cdot \{(0,990/2)^2 - (0,650/2)^2\}$$

$$S = 0,44 \text{ mm}^2$$

Calculamos el volumen,

$$V = S \cdot h$$

Donde:

S= superficie de la corona

h= altura del refractario

El volumen para el hueco de un electrodo es:

$$V = 0,44 \text{ m}^2 \cdot 0,500 \text{ m}$$

$$V = 0,22 \text{ m}^3$$

Conocido el volumen de refractarios necesarios para el paso de un electrodo calculamos el número de refractarios. En el anexo I, podemos observar los datos del refractario escogido.

El número de ladrillos para un hueco de electrodo es de:

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{0,22 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{5,44 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 40,44 \text{ ladrillos}$$

Nº ladrillos electrodo \approx 41 ladrillos

Multiplicamos el número de ladrillos obtenido por tres, dado que tenemos tres huecos.



$$41 \text{ ladrillos} \cdot 3 \text{ huecos} = 123 \text{ ladrillos}$$

$$N^{\circ} \text{ ladrillos total hueco electrodos} \approx 123 \text{ ladrillos}$$

De igual forma, se calcula el volumen y el número necesario de refractarios para la corona circular de la extracción de gases.

$$\varnothing \text{ extracción de gases} = 1500 \text{ mm} = 1,5 \text{ m}$$

$$\varnothing \text{ apertura y refractarios} = 1500 + 340 = 1840 \text{ mm} = 1,84 \text{ m}$$

Se calcula la corona circular con la siguiente ecuación:

$$S = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$

$$S = 3,14 \cdot ((1,84/2)^2 - (1,50/2)^2)$$

$$S = 0,89 \text{ m}^2$$

Procedemos al cálculo del volumen que ocupa,

$$V = S \cdot h$$

S= superficie de la corona

h= altura del refractario

$$V = 0,89 \text{ m}^2 \cdot 0,500 \text{ m}$$

$$V = 0,445 \text{ m}^3$$

Calculamos el número de piezas refractarias necesarias para el orificio de extracción de gases, una vez hemos calculado el volumen.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{0,445 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{5,44 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 81,80 \text{ ladrillos}$$



Nº ladrillos apertura gases \approx 82 ladrillos

8.3. Transformador

El transformador es una parte fundamental de la instalación, ya que debe alimentar adecuadamente al horno adaptándose a las variaciones que puedan producirse. Los transformadores de los hornos de arco tienen varias tomas de corriente a diferentes tensiones para que se pueda trabajar en el horno con potencias que respondan a las fases específicas de cada momento de la operación. Durante el principio de la fusión se emplean las potencias mayores y luego, durante el afino, se conectan potencias menores. Deben estar muy bien dimensionados para que no haya calentamientos que disminuyan la sobreintensidad admisible.

En el transformador entran unos 20.000 voltios y a la salida hay varias tomas, unas cinco o seis, en tensiones que van de unos 80 a 500 voltios. Esta disminución de tensión y consiguiente aumento de intensidad se hace para explotar el efecto Joule en el calentamiento y fusión de la carga metálica.

El transformador debe tener la capacidad para absorber las pérdidas eléctricas debidas a la potencia aplicada, las pérdidas caloríficas en la superficie del horno y las pérdidas originadas en el propio circuito magnético del transformador.

Utilizamos la potencia máxima en el periodo de fusión. El proceso de afino se realizará en el horno cuchara y utilizaremos un



transformador secundario de una potencia menor, la necesaria para mantener la colada líquida.

El tiempo estimado para la fusión es de 10 minutos, tal y como reflejamos en la producción prevista de esta memoria de cálculo.

Aumentamos la potencia del horno en un 20% o 30% más de la que necesitamos, para compensar las pérdidas del horno. Esto se refleja en la tabla 3.

	CAPACIDAD NOMINAL DEL HORNO						
	6	12	25	50	100	150	200
Potencia nominal del horno en MVA	4,0	8,0	12,5	32	50	75	125

Tabla 3: Potencia nominal de los transformadores de horno de arco eléctrico.

Para el horno proyectado, vamos a adoptar una potencia de 75 MVA, más un 20% de sobrecarga que admite en el periodo de derretimiento.

$$P_{\text{Horno}} = 75.000 + 20 \% = 90.000 \text{ KVA}$$

Conocida la potencia del horno se puede calcular la potencia del transformador teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Factor de potencia = 0,95
- Factor de utilización = 0,92



$$P_{transf.} = \frac{PKVA}{0,95 \cdot 0,92}$$

$$P_{transf.} = \frac{90000}{0,95 \cdot 0,92} = 102974,83 \text{ KVA}$$

$$P_{transf.} = 102.975 \text{ KVA}$$

Para realizar el cálculo de los electrodos se utiliza la energía que el horno necesita inmediatamente después de iniciada la fusión, es decir, 90.000 KVA.

8.4. Cálculos eléctricos

Cada uno de los componentes del equipo eléctrico del horno de arco eléctrico, se describió detalladamente en la memoria descriptiva.

Utilizamos corriente alterna y circuitos trifásicos. Necesitamos para ello, emplear la ecuación (5):

$$P = \sqrt{3} \cdot V \cdot I \cdot \cos \varphi \quad (5)$$

Donde:

V= tensión (V)

I= intensidad (A)

$\cos \varphi$ = factor de potencia (0,95)

$$I = \frac{P}{\sqrt{3} \cdot V \cdot \cos \varphi}$$

$$I = \frac{102975 \cdot 10^3 \text{ VA}}{\sqrt{3} \cdot 380 \text{ V} \cdot 0,95}$$

$$I = 164.688,76 \text{ A}$$



$$I = 165 \text{ KA}$$

8.5. Cálculo de los electrodos

8.5.1. Diámetro de los electrodos

Conocida la potencia del horno, 90.000 KVA, y las tensiones de trabajo, que oscilan entre 60 V y 250 V, podemos realizar el cálculo de la intensidad que recorre los electrodos, utilizando la ecuación (6).

$$P = V \cdot I \quad (6)$$

Donde:

P= Potencia

V=Tensión

I= Intensidad

$$I = \frac{P}{V}$$

$$I = \frac{90000 \cdot 10^3 \text{ VA}}{250 \text{ V}}$$

$$I = 360.000 \text{ A}$$

$$I = 360 \text{ KA}$$

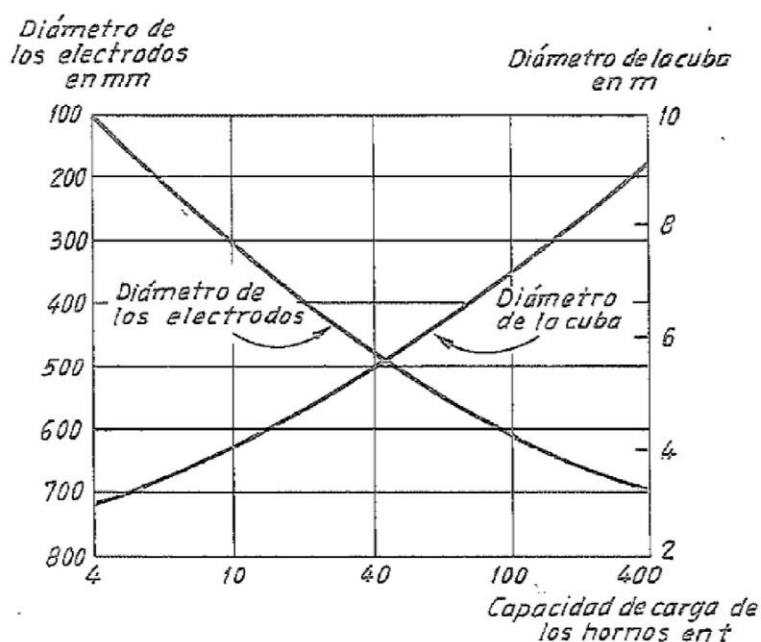
Hemos calculado la intensidad total necesaria para los tres electrodos, siendo necesario calcular la intensidad que recorre un solo electrodo:

$$I_{\text{electrodo}} = \frac{360 \text{ KA}}{3} = 120 \text{ KA}$$

$$I_{\text{electrodo}} = 120 \text{ KA}$$



Observando la gráfica 1 seleccionamos el diámetro de los electrodos, dependiendo de la capacidad de carga del horno.



Gráfica 1: Variación del diámetro de los electrodos en relación con la capacidad del horno.

Elegimos electrodos con un diámetro de 650 mm, teniendo en cuenta los diámetros estandarizados que se comercializan y que podemos ver en el anexo IV. También debemos determinar la longitud de los electrodos, observando el anexo anteriormente mencionado, la longitud nominal escogida, de las tres posibles, es la mayor para el diámetro adoptado, con lo que nos aseguramos mayor tiempo de uso. La longitud nominal es de 3000 mm.



Determinamos las dimensiones de los niples en función del diámetro del electrodo. En el anexo V se recogen las características y dimensiones de los mismos. Para el diámetro elegido necesitamos un niple con un valor de diámetro mayor de 348,90 mm y una longitud nominal de 406,00 mm. Resumimos los valores adoptados en las siguientes tablas:

ELECTRODO

Diámetro (mm)	650
Longitud (mm)	3000

Tabla 4: Características del electrodo escogido.

NIPLE

A (mm)	348,48
L (mm)	406,00

Tabla 5: Características del niple escogido.

8.5.2. Diámetro de apertura de los electrodos

El diámetro de apertura de los electrodos o diámetro de la circunferencia que pasa por los ejes de los tres electrodos se toma igual a:

$$\varnothing_{\text{aperturaelectrodos}} = 0,3D_b$$

$$\varnothing \text{ apertura electrodos} = 0,3 \times 6400 = 1920 \text{ mm}$$

$$\varnothing \text{ apertura electrodos} = 1920 \text{ mm}$$

8.6. Circuito y mecanismos de regulación de los electrodos



8.6.1. Resistencia del arco eléctrico

Primeramente, resultaría interesante destacar algunas propiedades que presenta el arco generado entre los electrodos, que proporciona la energía calorífica suficiente para fundir el acero:

- El arco eléctrico puede considerarse, desde un punto de vista teórico, como la yuxtaposición de un número variable de resistencias unitarias. Su anchura viene dada por el número de resistencias unitarias en paralelo.
- La resistencia del arco eléctrico es variable en función de su longitud y su anchura.
 - Respecto a su longitud, puede afirmarse que a igualdad de anchura, el arco largo ofrece más resistencia al paso de corriente que el arco corto.
 - Respecto a su anchura, el arco ancho ofrece menos resistencia al paso de corriente eléctrica que el arco estrecho.
- La resistencia que presenta el arco eléctrico se diferencia de otras resistencias porque su valor depende de la intensidad de corriente que lo atraviesa. En general, cuanto mayor es la intensidad de corriente, mayor es la anchura del arco; por el contrario, a intensidades bajas corresponden arcos estrechos.

Las propiedades del arco son variables en el tiempo: a medida que se quema el electrodo de grafito, aumenta la longitud del arco y su resistencia, al tiempo que disminuye la intensidad de corriente eléctrica que circula por él. Al disminuir ésta, se estrecha el arco y aumenta su resistencia, disminuyendo de nuevo la intensidad. A medida que este



efecto se repite sucesivas veces, el arco se extingue y el proceso termina por el agotamiento del electrodo.

Por el contrario, si se acorta la longitud del arco, por ejemplo un ascenso del nivel del caldo durante la fusión, disminuye la resistencia y aumenta la intensidad de corriente, lo que da lugar a un ensanchamiento del arco. El proceso sigue hasta que se produce el cortocircuito y desaparece el arco.

8.6.2. Mecanismo de regulación de los electrodos

En este proyecto utilizaremos un sistema que regula automáticamente el proceso de fusión. Dicho sistema estabiliza la altura del arco, regulando de forma simultánea su resistencia e intensidad mediante el movimiento vertical de los electrodos, y permitiendo mantener la longitud del arco necesaria para permitir una correcta fusión de la chatarra.

La distancia entre electrodo y baño, es decir, la longitud del arco eléctrico, determina la impedancia del mismo y, en consecuencia, el resto de parámetros eléctricos de la operación. Es necesario trabajar de manera que se extraiga del arco la mayor potencia posible.

Necesitamos una buena regulación de los electrodos para conseguir los siguientes objetivos:

- La potencia máxima que aplicamos al horno en el periodo de fusión debe mantenerse constante.



- Para que el arco eléctrico permanezca constante y no se produzcan fluctuaciones, el electrodo debe descender a medida que se forme el pozo bajo el mismo.
- Debemos evitar que las fluctuaciones o perturbaciones, que pueden darse en los arcos eléctricos influyan sobre el mismo cuando éste ha alcanzado la estabilidad.
- Debemos evitar el contacto del electrodo con la carga sólida y posteriormente con el baño del metal fundido.

El movimiento del portaelectrodos se llevará a cabo mediante una regulación magnetohidráulica, para ello tenemos una bobina de regulación magnética y un cilindro de regulación de electrodo, o sea, que lleva distribuidor previo de aceite. El mando eléctrico es semejante al empleado en el sistema de amplificadores magnéticos, es decir, la bobina de regulación magnética es comandada por la diferencia de intensidad en el arco y por la tensión del sistema, por lo que trabaja por impedancia.

Con este sistema de regulación se consigue una elevada velocidad de los electrodos y una mejora grande en el rendimiento del horno, ya que no hay contactos, quedando el único elemento móvil (el pistón) conectado directamente al regulador hidráulico.

Este sistema acorta la duración de la fusión, por lo que conseguimos aumentar la producción, mejoramos el consumo específico expresado en kWh/t y el $\cos \phi$, reducimos gastos de mantenimiento y eliminamos revisiones. En las figuras siguientes podemos ver esquematizados el funcionamiento del mecanismo de la regulación magnetohidráulica de los electrodos:

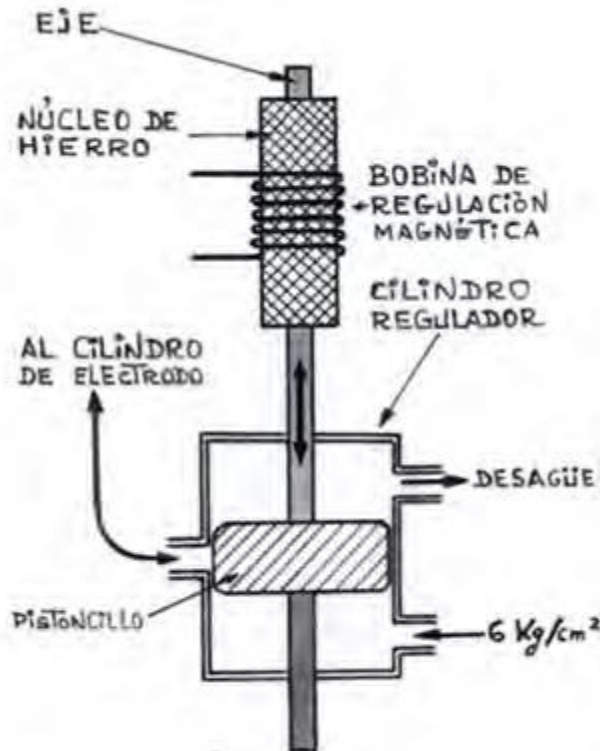


Figura 5: Relación magnetohidráulica.(1) Posición de reposo.

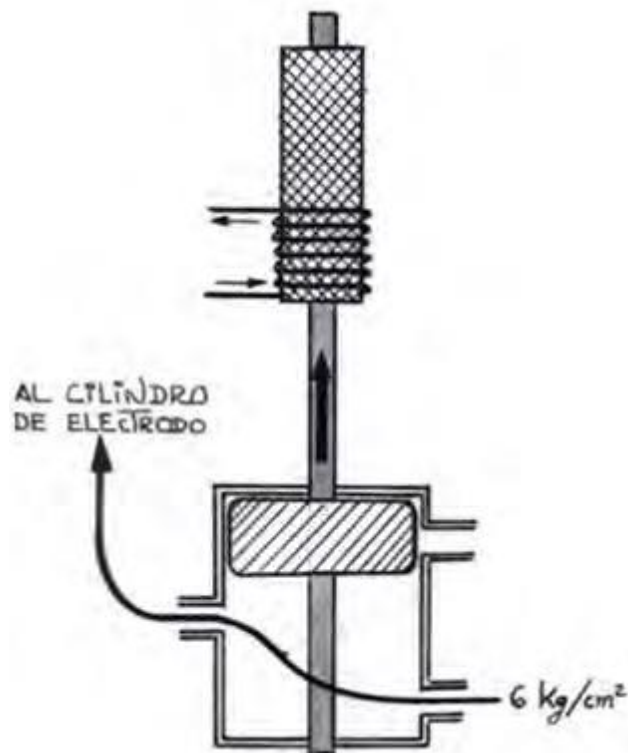


Figura 6: Relación magnetohidráulica.(2) Subida del electrodo.

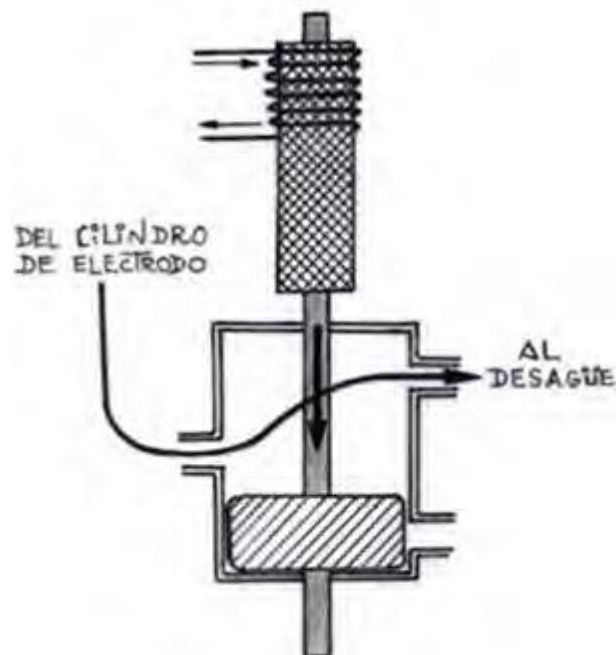


Figura 7: Relación magnetohidráulica.(3) Bajada del electrodo.



8.7. Evacuación y depuración de gases

La bóveda del presente proyecto se encuentra refrigerada por agua, existiendo en la misma un orificio, que coloquialmente se llama "el cuarto agujero", de un diámetro aproximado de 1-2 metros, que se prolonga en un codo de 90° refrigerado por circulación de agua. Por ese agujero y codo se extraen los gases y humos de la colada. Este codo se continúa en una tubería horizontal del mismo diámetro conectada al sistema depurador de humos. Como es lógico suponer, el tubo no puede ser enterizo con el codo pues no permitiría los movimientos de la bóveda y del resto del horno.

Aunque puede aprovecharse el calor sensible y químico de los gases para precalentar la chatarra inmediatamente antes de su carga al horno, en el presente proyecto el sistema de extracción y depuración de humos se implanta exclusivamente para depurar los gases.

La temperatura de salida de los gases oscila entre 1400°C y 2500°C y el contenido de polvo, durante el soplado del baño con oxígeno, llega a 70 g por m³ de gas. Para el horno del presente proyecto, con una colada de 150 toneladas, la cantidad de gases desprendidos oscilan entre los 27000 y los 30000 m³/h, por tanto se tiene una cantidad de polvo comprendida entre 1890 kg y 2100 kg a la hora.

Una depuración adecuada debe poder realizar las siguientes funciones:



- Quemar los gases inquemados, especialmente el monóxido de carbono, para evitar que su combustión (incluso explosión) se produzca accidentalmente en los escalones siguientes de la instalación con los riesgos que ello implica.
- Enfriar esos gases para que no quemen los decantadores y filtros de mangas.
- Retener el polvo y demás sólidos en suspensión para que los gases salgan limpios a la atmósfera.

Como se ha explicado anteriormente, la evacuación de gases se realiza a través del orificio que se practica en la bóveda, el diámetro del agujero practicado es de 1500 mm y se hace por vía húmeda mediante tubos Venturi. En la figura 8, se muestra el esquema de una instalación de depuración de gases que se emplea en hornos eléctricos:

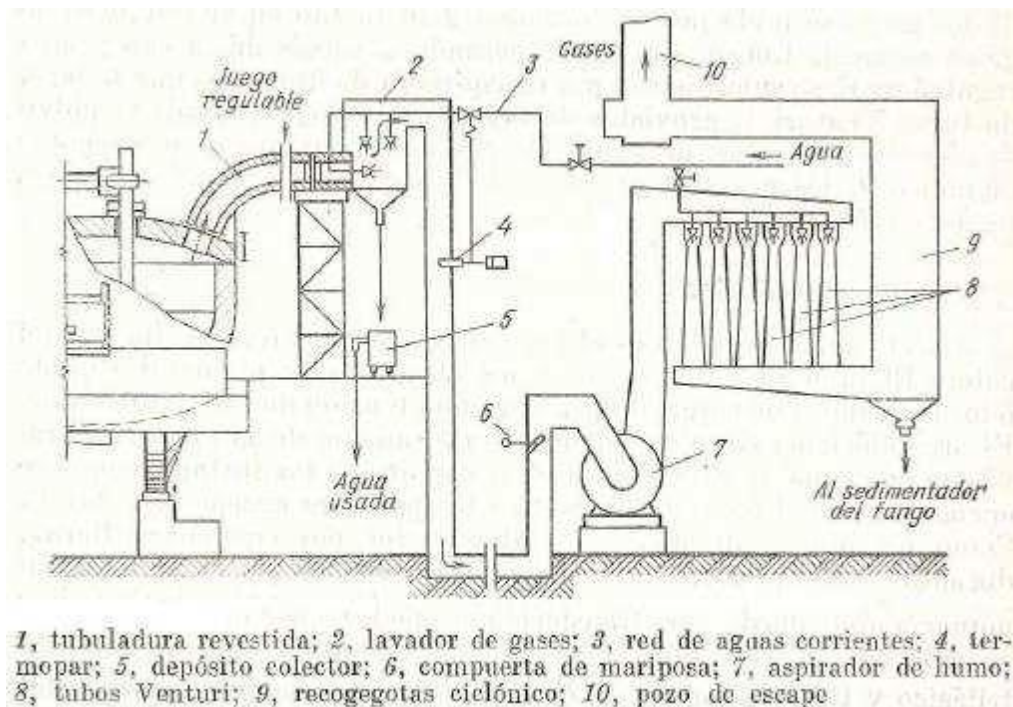


Figura 8: Sistema de evacuación y depuración de gases.



Los gases del horno atraviesan el orificio practicado en la bóveda, a través de una tubuladura revestida, y llegan al lavador de gases. Delante del lavador de gases se coloca un succionador de aire que permite efectuar la combustión consecutiva de los componentes carburantes del gas. El lavador de gases va enfriado por agua suministrada de la red a través de inyectores. El agua usada se recoge en un depósito.

El gasto de agua se regula, asegurando el enfriamiento requerido de los gases hasta una temperatura menor de 300°C. La temperatura de los gases se mide por un termopar instalado en el conducto de gases.

Luego, los gases pasan a través de una compuerta reguladora, y se conducen a una batería de tubos Venturi, provista de inyectores de agua, donde el polvo es absorbido por gotas de agua. Después de pasar por el recogegotas ciclónico, los gases se expulsan a la atmósfera a través del pozo de escape.

9. Carga del horno

9.1. Chatarra

Durante el proceso de fusión hay que tener en cuenta la pérdida de un 5% de la carga, por lo que será necesario incrementar la carga de chatarra en ese porcentaje.

$$5\% \text{ de } 150 \text{ toneladas} = 7,5 \text{ t}$$

Por lo tanto, la chatarra que cargamos en el horno es:



$$150 \text{ t} + 7,5 \text{ t} = 157,5 \text{ t}$$

Chatarra que se carga en el horno = 157,5 t = 157500 kg

Se empleará chatarra y desperdicios del acero como materia prima, tal y como se explica en la memoria descriptiva. La composición media de la misma es la siguiente:

Elemento	%
Fe	98,24
C	0,35
Mn	0,75
Si	0,60
P	0,03
S	0,03

Tabla 6: Composición media de la chatarra.

Nuestro objetivo a alcanzar, es la fabricación de un acero comercial con la siguiente composición media:

Elemento	%
Fe	98,59
C	0,25
Mn	0,60
Si	0,50
P	0,03
S	0,03

Tabla 7: Composición media del acero al carbono a fabricar. Acero suave F-112.



9.2. Mena de hierro

Utilizamos la cal y el espato flúor como fundentes, y la mena de hierro como oxidante. La mena de hierro se encarga de ceder al baño el oxígeno, durante la primera escoria. Siendo su composición media, la que se detalla en la siguiente tabla:

Elemento	%
FeO	86,20
SiO ₂	8,50
CaO	5,10
S	0,20

Tabla 8: Composición media de la mena de hierro.

Una vez finalizado el proceso de fusión, comienza el periodo de oxidación en el que tienen lugar las reacciones propias del mismo, todas ellas recogidas en las memoria descriptiva. Es, en este periodo, donde se oxidan el silicio, manganeso y fósforo, pasando a la escoria.

Las reacciones que tienen lugar durante este periodo de oxidación y las cantidades de FeO necesarias por kilogramo de cada uno de los elementos que se oxidarán, se detallan a continuación:



– Reacción (a): **$2 \text{FeO} + \text{Si} \rightarrow 2 \text{Fe} + \text{SiO}_2$**

$$PM_{\text{Si}} = 28,08 \text{ kg/mol}$$

$$PM_{\text{FeO}} = 71,83 \text{ kg/mol}$$



$$x_{\text{kg}_{\text{FeO}}} = \frac{2\text{mol FeO} \cdot 1\text{kg Si}}{1\text{mol Si}} \cdot \frac{71,83\text{kg FeO}}{1\text{mol FeO}} \cdot \frac{1\text{mol Si}}{28,08\text{kg Si}}$$

$$x_{\text{kg}_{\text{FeO}}} = 5,12\text{kg de FeO por kg de Si}$$

Necesitamos, por lo tanto, 5,12 kg de FeO por cada kilogramo de Silicio y teniendo en cuenta que la mena de hierro tiene un porcentaje de FeO de 86,20 %, calculamos la cantidad de mena de hierro necesaria para alcanzar los 5,12 kg de FeO que tenemos que añadir.

$$x_{\text{mena de hierro}} = 5,98\text{ kg FeO} \cdot \frac{100\text{ kg mena}}{86,20\text{ kg FeO}}$$

$$X = 5,94\text{ kg de mena de hierro por kg de silicio}$$

– Reacción (b): **Mn + FeO → MnO + Fe**

$$PM_{\text{Mn}} = 54,94\text{kg/mol}$$

$$PM_{\text{FeO}} = 71,83\text{kg/mol}$$

$$x_{\text{kg}_{\text{FeO}}} = \frac{1\text{mol FeO} \cdot 1\text{kg Mn}}{1\text{mol Mn}} \cdot \frac{71,83\text{kg FeO}}{1\text{mol FeO}} \cdot \frac{1\text{mol Mn}}{54,94\text{kg Mn}}$$

$$x_{\text{kg}_{\text{FeO}}} = 1,31\text{kg de FeO por kg de Mn}$$

Necesitamos, por lo tanto, 1,31 kg de FeO por cada kilogramo de Manganeso y teniendo en cuenta que la mena de hierro tiene un porcentaje de FeO de 86,20 %, calculamos la cantidad de mena de hierro necesaria para alcanzar los 1,31 kg de FeO que tenemos que añadir.

$$x_{\text{mena de hierro}} = 1,31\text{ kg FeO} \cdot \frac{100\text{ kg mena}}{86,20\text{ kg FeO}}$$

$$X = 1,52\text{ kg de mena de hierro por kg de manganeso}$$



– Reacción (c): **FeO + C → Fe + CO**

$$PM_C = 12,01 \text{ kg/mol}$$

$$PM_{\text{FeO}} = 71,83 \text{ kg/mol}$$

$$x \text{ kg}_{\text{FeO}} = \frac{1 \text{ mol FeO} \cdot 1 \text{ kg C}}{1 \text{ mol C}} \cdot \frac{71,83 \text{ kg FeO}}{1 \text{ mol FeO}} \cdot \frac{1 \text{ mol C}}{12,01 \text{ kg C}}$$

$$x \text{ kg}_{\text{FeO}} = 5,98 \text{ kg de FeO por kg de C}$$

Necesitamos, por lo tanto, 5,98 kg de FeO por cada kilogramo de Carbono y teniendo en cuenta que la mena de hierro tiene un porcentaje de FeO de 86,20 %, calculamos la cantidad de mena de hierro necesaria para alcanzar los 5,98 kg de FeO que tenemos que añadir.

$$X_{\text{mena de hierro}} = 5,98 \text{ kg FeO} \cdot \frac{100 \text{ kg mena}}{86,20 \text{ kg FeO}}$$

$$X = 6,94 \text{ kg de mena de hierro por kg de carbono}$$

Hemos calculado la cantidad de mena de hierro que necesitamos por cada componente. La mena de hierro total a añadir es la siguiente:

$$\text{Total mena de hierro a añadir} = 5,94 + 1,52 + 6,94$$

$$\text{Total mena de hierro a añadir por kg} = 14,4 \text{ kg}$$

9.3. Espato flúor

El espato flúor se utiliza como fundente, pero es necesario utilizar pequeñas dosis debido a que tiene el gran inconveniente de atacar los revestimientos del horno, aunque en pequeñas dosis resulta muy efectivo. Siendo su composición media la que se detalla en la siguiente tabla:



Elemento	%
CaF ₂	81,00
SiO ₂	4,75
Al ₂ O ₃ . Fe ₂ O ₃	1,00
S	1,00
CO ₃ Ca	12,25

Tabla 9: Composición media del espato flúor.

Debemos asegurarnos de que la fluorita tenga menos del 5% de sílice, además de tener en cuenta otro factor, ya que puede ir acompañado de sulfuro de plomo, de color negro, que hay que eliminar.

La cantidad a añadir depende de las necesidades específicas de cada colada, teniendo en cuenta que nunca debemos superar el límite de 0,15 a 0,25% de espato flúor.

9.4. Cal

La cal se utiliza en el proceso por su gran capacidad desfosforante, tal y como indicamos en la memoria descriptiva. Necesitamos alrededor de 40 kg por tonelada de acero, aunque estas cifras pueden modificarse según la naturaleza de la materia prima introducida, líquida o sólida, y del consumo de chatarra. Para que la cal sea efectiva debe tener la siguiente composición media:

Elemento	%
CaO	90-94
CO ₂	3-4
SiO ₂	1-1,2

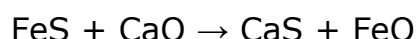


Al₂O₃	0,56
Fe₂O₃	0,49
MgO	1-1,5
Pérdida al fuego	<6

Tabla 10: Composición media de la cal.

Otra de las características fundamentales de la cal es su capacidad para eliminar el azufre de la chatarra y pasarlo a la escoria, para ello es necesario que el contenido en azufre de la misma sea el menor posible.

La reacción química que tiene lugar en el proceso de desulfuración es la siguiente:



Siguiendo la estequiometria de la reacción se obtiene el siguiente resultado:

$$x \text{ kg Cal} = 150 \text{ t acero} \cdot \frac{40 \text{ kg cal}}{1 \text{ t acero}}$$

$$X = 6000 \text{ kg de cal}$$

Añadiremos 6000 kg de Cal por tonelada de acero.

10. Cálculo y balance de materia de la escoria

10.1. Cálculo de la escoria



Necesitamos calcular la cantidad de mena de hierro necesaria para la eliminación del silicio, manganeso, fósforo y carbono, para ello debemos conocer el peso de los distintos elementos existentes en la chatarra, utilizamos la composición media de la misma, recogida en la tabla 11.

La cantidad de chatarra a cargar en el horno es de 157.500 kg, partiendo de este dato, calculamos los kg de cada elemento que hay en la chatarra y que se añaden al horno:

Elemento	% en la chatarra	Total kg
Fe	98,24	154.728
C	0,35	551,25
Mn	0,75	1.181,25
Si	0,60	945
P	0,03	47,25
S	0,03	47,25

Tabla 11: kilogramos de cada elemento que se aportan al horno.

Necesitamos calcular la cantidad de mena de hierro necesaria para la eliminación del Si, Mn, y C, para ello vamos a utilizar los datos anteriores y los recogidos en el apartado 3.2 de este proyecto.

Consideramos que la chatarra viene prácticamente libre de P y S, al encontrarse estos elementos en porcentajes muy bajos.

Elemento	% en la chatarra	% en el acero
Fe	98,24	98,59
C	0,35	0,25
Mn	0,75	0,60



Si	0,60	0,50
P	0,03	0,03
S	0,03	0,03

Tabla 12: Comparativa porcentajes en la chatarra y en acero a fabricar.

– **Silicio**

Para obtener, a partir de la chatarra que tenemos, el tipo de acero que deseamos producir, debemos reducir la cantidad de Silicio en un 17% y para realizar esta reducción debemos calcular la mena de hierro necesaria.

Los kg que hay que eliminar de Silicio son:

$$945 \text{ kg de Si} \times 17\% = 160,65 \text{ kg}$$

$$x_{\text{mena hierro}} = 160,65 \text{ kg Si} \cdot \frac{5,94 \text{ kg mena hierro}}{1 \text{ kg Si}}$$

$$x = 954,26 \text{ kg mena de hierro}$$

Por lo tanto, necesitamos 954,26 kg de mena de hierro para la reducción del silicio existente en la chatarra con el fin de obtener el porcentaje deseado.

– **Manganeso**

Para obtener, a partir de la chatarra que tenemos, el tipo de acero que deseamos producir, debemos reducir la cantidad de



Manganeso en un 20% y para realizar esta reducción debemos calcular la mena de hierro necesaria.

Los kg que hay que eliminar de Manganeso son:

$$1.181,25 \text{ kg de Mn} \times 20\% = 236,25 \text{ kg}$$

$$x_{\text{mena hierro}} = 236,25 \text{ kg Mn} \cdot \frac{1,52 \text{ kg mena hierro}}{1 \text{ kg Mn}}$$

$$X = 359,10 \text{ kg mena de hierro}$$

Por lo tanto, necesitamos 359,10 kg de mena de hierro para la reducción del manganeso existente en la chatarra con el fin de obtener el porcentaje deseado.

– **Carbono**

Para obtener, a partir de la chatarra que tenemos, el tipo de acero que deseamos producir, debemos reducir la cantidad de Carbono en un 29% y para realizar esta reducción debemos calcular la mena de hierro necesaria.

Los kg que hay que eliminar de Carbono son:

$$551,25 \text{ kg de C} \times 29\% = 159,86 \text{ kg}$$

$$x_{\text{mena hierro}} = 159,86 \text{ kg C} \cdot \frac{6,94 \text{ kg mena hierro}}{1 \text{ kg C}}$$

$$X = 1109,43 \text{ kg mena de hierro}$$



Por lo tanto, necesitamos 1109,43 kg de mena de hierro para la reducción del carbono existente en la chatarra con el fin de obtener el porcentaje deseado.

$$\text{Cantidad total de mena de hierro} = 954,26 + 359,10 + 1109,43 \\ = 2422,8 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad total de mena de hierro} = 2422,8 \text{ kg}$$

Calculamos la cantidad total que se forman de los distintos componentes y que pasan a la escoria:

– **Silicio**

El silicio pasa a la escoria en forma de SiO_2 según la reacción:



Se calculan los moles de Si contenidos en la chatarra.

$$945 \text{ kg} / 28,08 (\text{kg/mol}) = 33,65 \text{ mol de Si}$$

Debemos eliminar un 17%, calculamos la cantidad de moles de Si que se elimina:

$$33,65 \text{ mol de Si} \times 17\% = 5,72 \text{ mol de Si}$$



Siguiendo la estequiometria de la reacción (a) observamos que los moles que se forman de SiO_2 son 5,72, ya que la reacción se da mol a mol, pasando a la escoria.

- Se calcula ahora la cantidad total de SiO_2 que se forma:

- 1) Los kg de SiO_2 formados en la oxidación son:

$$5,72 \text{ mol de } \text{SiO}_2 \times 60,08(\text{kg/mol}) = 343,73 \text{ kg}$$

- 2) Los kg de SiO_2 formados que están en la cal son los siguientes:

$$6000 \text{ kg de cal} \times 1,2\% = 72 \text{ kg}$$

- 3) Los kg de SiO_2 formados que están en la mena de hierro son los siguientes:

$$2422,8 \text{ kg de mena de hierro} \times 8,50\% = 205,92 \text{ kg}$$

- 4) Los kg de SiO_2 formados que están en el espato flúor son los siguientes:

La cantidad de espato flúor que se añade a cada colada es muy pequeña y además variable en función de las necesidades de la misma, por lo que no se tendrá en cuenta al realizar los cálculos.

Los kg totales formados de SiO_2 son:

$$\text{kg } \text{SiO}_2 \text{ totales} = 343,73 + 72 + 205,92$$



kg de SiO₂ totales formados = 621,67 kg

– **Manganeso**

El manganeso pasa a la escoria en forma de MnO según la reacción:



Se calculan los moles de Mn contenidos en la chatarra.

$$1181,25\text{kg} / 54,94(\text{kg/mol}) = 21,50 \text{ mol de Mn}$$

Debemos eliminar un 20%, calculamos la cantidad de moles de Mn que se elimina:

$$21,50 \text{ mol de Mn} \times 20\% = 4,30 \text{ mol de Mn}$$

Siguiendo la estequiometria de la reacción (b) observamos que los moles que se forman de MnO son 4,30, ya que la reacción se da mol a mol, pasando a la escoria.

- Se calcula ahora la cantidad total de MnO que se forma:

Los kg de MnO formados en la oxidación son:

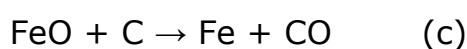
$$4,30 \text{ mol de MnO} \times 70,94(\text{kg/mol}) = 305,05 \text{ kg}$$



kg de MnO totales formados = 305,05 kg

– **Carbono**

El carbono pasa a la escoria en forma de CO según la reacción:



Se calculan los moles de C contenidos en la chatarra.

$$551,25\text{kg}/12 \text{ (kg/mol)} = 45,94\text{mol de C}$$

Debemos eliminar un 29%, calculamos la cantidad de moles de C que se elimina:

$$45,94 \text{ mol de C} \times 29\% = 13,32 \text{ mol de C}$$

Siguiendo la estequiometria de la reacción (c) observamos que los moles que se forman de CO son 13,32, ya que la reacción se da mol a mol, pasando a la escoria.

- Se calcula ahora la cantidad total de CO que se forma:

Los kg de CO formados en la oxidación son los siguientes:

$$13,32 \text{ mol de CO} \times 28(\text{kg/mol}) = 372,96 \text{ kg}$$

kg de CO totales formados = 372,96kg



10.2. Balance de materia de la escoria

– Elementos procedentes de la chatarra

$\text{Kg Fe en la chatarra} = 157.500\text{kg} \times 98,24\% = 154.728 \text{ kg}$

$\text{Kg C en la chatarra} = 157.500\text{kg} \times 0,35 \% = 551,25 \text{ kg}$

$\text{Kg Mn en la chatarra} = 157.500\text{kg} \times 0,75 \% = 1181,25 \text{ kg}$

$\text{Kg Si en la chatarra} = 157.500\text{kg} \times 0,60\% = 945 \text{ kg}$

$\text{Kg P en la chatarra} = 157.500\text{kg} \times 0,03 \% = 47,25 \text{ kg}$

$\text{Kg S en la chatarra} = 157.500\text{kg} \times 0,03 \% = 47,25 \text{ kg}$

– Elementos procedentes de la mena de hierro

$\text{Kg FeO} = 2422,8 \text{ kg} \times 86,20\% = 2088,45 \text{ kg}$

$\text{Kg SiO}_2 = 2422,8 \text{ kg} \times 8,50\% = 205,94 \text{ kg}$

$\text{Kg CaO} = 2422,8 \text{ kg} \times 5,10\% = 123,56 \text{ kg}$

$\text{Kg S} = 2422,8 \text{ kg} \times 0,20\% = 4,85 \text{ kg}$

– Elementos procedentes del espato flúor

La cantidad de espato flúor que se añade a cada colada es muy pequeña y además variable en función de las necesidades de la misma, por lo que no se tendrá en cuenta al realizar los cálculos, como ya se ha indicado con anterioridad.

– Elementos procedentes de la cal



$$\text{Kg CaO} = 6000 \text{ kg} \times 92\% = 5520 \text{ kg}$$

$$\text{Kg CO}_2 = 6000 \text{ kg} \times 3\% = 180 \text{ kg}$$

$$\text{Kg SiO}_2 = 6000 \text{ kg} \times 1,2\% = 72 \text{ kg}$$

$$\text{Kg Al}_2\text{O}_3 = 6000 \text{ kg} \times 0,56\% = 33,6 \text{ kg}$$

$$\text{Kg Fe}_2\text{O}_3 = 6000 \text{ kg} \times 0,49\% = 29,4 \text{ kg}$$

$$\text{Kg MgO} = 6000 \text{ kg} \times 1\% = 60 \text{ kg}$$

$$\text{Kg S} = 6000 \text{ kg} \times 0,03\% = 1,8 \text{ kg}$$

$$\text{Kg pérdida al fuego} = 6000 \text{ kg} \times 1,72\% = 103,2 \text{ kg}$$

Mostramos, en la tabla 13, un resumen de los elementos de carga según su procedencia, así como la suma total.

Elemento	PROCEDENCIA			Total (kg)
	Chatarra	Mena de hierro	cal	
Fe	154.728	—	—	154.728,00
C	551,25	—	—	551,25
Mn	1181,25	—	—	1181,25
Si	945	—	—	945,00
P	47,25	—	—	47,25
S	47,25	4,85	1,8	53,90
CaO	—	123,56	5520	5643,56
SiO₂	—	205,94	72	277,94
MgO	—	—	60	60,00
Fe₂O₃	—	—	29,4	29,40
Al₂O₃	—	—	33,6	33,60
FeO	—	—	—	2088,45
CO₂	—	—	180	180,00
Pérd. fuego	—	—	103,2	103,20
TOTAL				165.922,80

Tabla 13: Carga total del horno.



Teniendo en cuenta que en el proceso, entre el 10 y 15% de la carga pasa a la escoria, obtendremos aproximadamente 150.000 kg de acero, objeto de este proyecto.

11. Parque de chatarra

La chatarra que vamos a utilizar como materia prima viene clasificada en origen, donde se ha realizado un minucioso proceso de separación y selección para facilitar, con ello, la preparación de la carga, así como la mejora en el funcionamiento de los elementos que transportan la carga dentro del centro de trabajo.

La selección previa, siguiendo los estándares de fusión, nos va a permitir evitar la contaminación de elementos, así como aumentar la capacidad de existencias dentro del parque de chatarra. Necesitamos una chatarra de buena calidad en cuanto a composición química y de alta densidad para lograr mayor peso con menor volumen.

La principal preocupación a la hora de cargar el horno es cumplir con las características que se exija en la orden de carga, donde se especifica, tanto la calidad como la cantidad de cada tipo de chatarra. Este control es fundamental para que el resultado sea el deseado, ya que siendo minuciosos a la hora de la preparación de la carga, evitaremos, en el resto del proceso, pérdidas de rendimiento y de tiempo. Con ello nos aseguramos, por lo tanto, que el resultado final se ajusta al objetivo planteado.

Colocaremos los fosos para el almacenamiento de los distintos tipos de chatarra en una nave adjunta a la nave principal, y paralela a



su longitud mayor. En la construcción de los fosos, se han tomado las medidas necesarias para impedir la filtración de aceites y otras sustancias tóxicas. Para proceder a la carga del horno primero se preparará la carga en las cucharas de fondo abatible, tal y como se indicó en la memoria descriptiva. La carga de los tres tipos de chatarra en el horno se hará de la siguiente forma:

5. En el fondo colocaremos una parte de chatarra menuda, para proteger la solera contra golpes de chatarra gruesa, 10%
6. En el centro ubicaremos chatarra gruesa, 60%
7. En la periferia, se pone una chatarra de grosor medio, 20% y
8. Arriba, la chatarra menuda restante, para facilitar la fusión, 10%.

Por lo tanto, preparamos el parque de chatarra con el fin de evitar que se mezclen los distintos grosores de la misma. Para ello, se diseñan tres fosos en los que vamos a depositar cada material. Calculamos la capacidad que necesitamos para cada foso teniendo en cuenta la densidad de los distintos materiales.

Hemos de tener en cuenta que la chatarra es un material variable y cada lote presenta distintas variaciones con respecto al lote anterior, por lo que es imposible definir con exactitud la densidad, aunque realizaremos los cálculos de manera aproximada, teniendo en cuenta las posibles desviaciones. Para ello, debemos conocer, además de la densidad media de cada tipo de chatarra, el porcentaje de los mismos en la carga y el número de kg de chatarra de cada grosor, sabiendo que la carga de un horno es de 157.500 kg (157,5 t).



Chatarra	Densidad (kg/m ³)	% de carga	Kg de carga
Gruesa	270	60	94.500
Grosor medio	350	20	31.500
Menuda	580	20	31.500

Tabla 14: Materias primas para carga del horno.

Tomando los datos de la tabla 14, vamos a calcular el volumen que ocupa cada tipo de chatarra y las dimensiones necesarias para albergar la cantidad de chatarra necesaria.

11.1. Chatarra gruesa

Calculamos el volumen de chatarra por colada, utilizando la ecuación (7):

$$V = \frac{m}{\rho} \quad (7)$$

Donde:

V= volumen

m= masa

ρ = densidad

$$V_{chatarra\text{ gruesa}} = \frac{94500 \text{ kg}}{270 \text{ kg/m}^3} = 350 \text{ m}^3$$

$$V_{chatarra\text{ gruesa}} = 350 \text{ m}^3/\text{colada}$$

Al día se realizan 36 coladas, por tanto:

$$V = 350 \text{ m}^3/\text{colada} \times 36 \text{ coladas}$$



$$V_{\text{chatarra gruesa}} = 12600 \text{ m}^3/\text{día}$$

Hemos calculado el volumen que ocuparía aproximadamente la chatarra gruesa que utilizaríamos en un día de trabajo, pero debemos almacenar materia prima para al menos una semana de producción, para evitar así problemas de abastecimiento de chatarra. Definimos entonces, la capacidad del foso para al menos una semana de trabajo.

$$V_{\text{chatarra gruesa}} = 12600 \text{ m}^3/\text{día} \times 7 \text{ días}$$

$$V_{\text{chatarra gruesa}} = 88200 \text{ m}^3/\text{semana}$$

Diseñamos el foso de forma cuadrada, se calcula la longitud de dicho foso usando la ecuación (8).

$$V = L^3 \quad (8)$$

Donde:

V= volumen

L =Longitud

$$L = \sqrt[3]{V}$$

$$L = \sqrt[3]{88200 \text{ m}^3} = 44,51 \text{ m} \approx 45 \text{ m}$$

$$L = 45 \text{ m}$$

11.2. Chatarra de grosor medio

Sustituyendo los valores en la ecuación (7) se obtiene:



$$V_{\text{chatarra media}} = \frac{31500 \text{ kg}}{350 \text{ kg/m}^3} = 90 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{chatarra media}} = 90 \text{ m}^3/\text{colada}$$

Al día se realizan 36 coladas, por tanto:

$$V_{\text{chatarra media}} = 90 \text{ m}^3/\text{colada} \times 36 \text{ coladas}$$

$$V_{\text{chatarra media}} = 3240 \text{ m}^3/\text{día}$$

Una vez calculado el volumen que ocuparía la chatarra de grosor medio que se necesita para la fabricación de un día, se debe definir la capacidad del foso para al menos una semana de trabajo.

$$V = 3240 \text{ m}^3 \times 7 \text{ días}$$

$$V_{\text{chatarra media}} = 22680 \text{ m}^3/\text{semana}$$

Como el lado del foso para la chatarra gruesa ya lo tenemos definido, fijaremos ese valor, así como la profundidad, para dejar los tres fosos consecutivos con el mismo ancho y profundidad, así facilitamos además su construcción. Utilizamos la ecuación (9).

$$V = A \cdot L \cdot L_1 \quad (9)$$

Donde:

V = volumen

A = longitud del lado fijado (45 m)

L = longitud de la profundidad (45 m)

L₁ = longitud del largo



$$L_1 = \frac{V}{L \cdot A}$$

$$L_1 = \frac{22680}{45 \cdot 45} = 11,2m \approx 12m$$

$$L_1 = 12 \text{ m}$$

11.3. Chatarra menuda

Procedemos de la misma forma para el cálculo del foso de almacenamiento de la chatarra menuda. Sustituimos los valores en la ecuación (7).

$$V = \frac{31500 \text{ kg}}{580 \text{ kg/m}^3} = 54,31 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{chatarra menuda}} = 54,31 \text{ m}^3/\text{colada}$$

Al día se realizan 36 coladas, por tanto:

$$V = 54,31 \text{ m}^3/\text{colada} \times 36 \text{ coladas}$$

$$V_{\text{chatarra menuda}} = 1955,16 \text{ m}^3/\text{día}$$

Una vez calculado el volumen que ocuparía la chatarra de menuda que se necesita para la fabricación de un día, se debe definir la capacidad del foso para al menos una semana de trabajo.

$$V = 1955,16 \text{ m}^3/\text{día} \times 7 \text{ días}$$



$$V_{\text{chatarra menuda}} = 13686,12 \text{ m}^3/\text{semana}$$

Seguimos manteniendo fijo el ancho y la profundidad del foso, al igual que hemos hecho con el foso de la chatarra de grosor medio, con un ancho y profundidad igual a 45 m.

Sustituyendo y despejando en la ecuación (9) se obtiene:

$$L_1 = \frac{13686,12}{45 \cdot 45} = 6,79 \text{ m} \approx 7 \text{ m}$$

$$L_1 = 7 \text{ m}$$

Las dimensiones de cada uno de los fosos pueden comprobarse en la tabla 15.

Chatarra	Longitud L(m)	Anchura A(m)	Profundidad H(m)
Gruesa	45	45	45
Media	12	45	45
Menuda	7	45	45

Tabla 15: Dimensiones de los fosos para almacenamiento de la chatarra.

Teniendo las dimensiones de cada foso, procedemos a calcular el espacio total que necesitamos para la ubicación de los mismos:

- Longitud total = $45 + 12 + 7 = 64 \text{ m}$
- Anchura = 45 m
- Profundidad = 45 m



12. Horno-Cuchara

12.1. Principales componentes del horno-cuchara

- Estructura soporte de bóveda y columnas de electrodos.
- Bóveda refrigerada por agua con sistema hidráulico de elevación. Aberturas necesarias y puerta de observación y adiciones manuales.
- Tres brazos portaelectrodos (con mordazas), bien conductores o bien con soportes para tubos conductores de alta intensidad.
- Tres columnas de electrodos con cilindros hidráulicos y roldanas de guía.
- Equipo hidráulico incluida tubería de presión.
- Sistema de corriente de alta intensidad (barras o pletinas en la caseta del transformador, cables flexibles, tubos conductores sobre los brazos portaelectrodos y mordazas contactoras).
- Transformador e interruptores internos de alta tensión.
- Interruptores de baja tensión.
- Regulación electrohidráulica de electrodos.
- Instalación de agua de refrigeración.



- Sistema de agitación en cuchara (argón o electromagnético), eventualmente combinado con lanza de emergencia, que puede usarse también para tratamiento de ultradesulfuración.
- Equipo de medida de temperatura y fuerza electromotriz, así como sistema de toma de muestras.
- Sistema de adición de ferroaleaciones.
- Máquina de inyección de alambre con dos líneas y sistema telescópico.
- Equipo de captación de polvo.
- Sistema opcional de inyección de polvos.
- Sistema opcional de conexión automática a la cuchara, así como tapones porosos.
- Artificios para nipples y cambio de electrodos, junto con manipuladores de lanza de inyección.

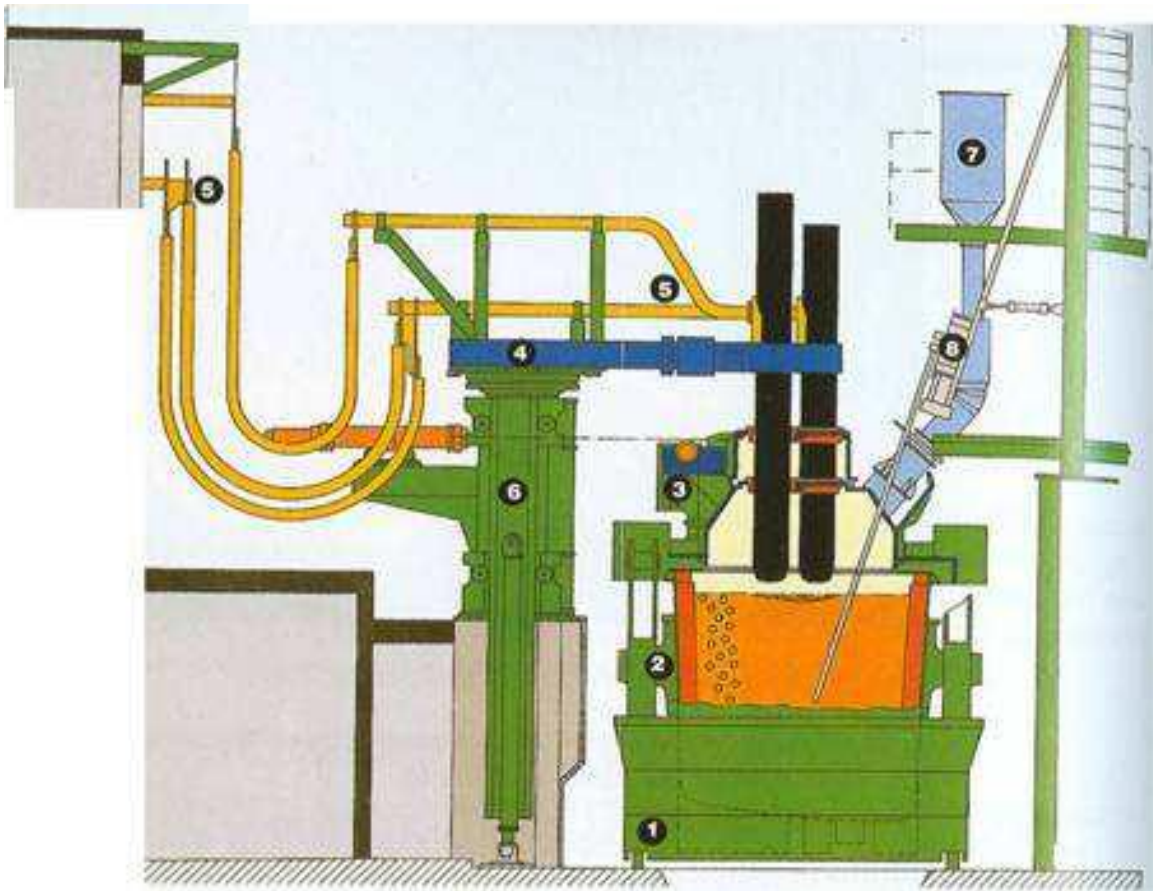


Figura 9: Esquema de horno-cuchara: carro de transferencia (1), cuchara (2), bóveda refrigerada (3), brazo portaelectrodos (4), sistema de alimentación eléctrica (5), mástil de elevación de electrodos (6), adición de aleaciones (7), lanza (8).

El carro transfer con la cuchara se posiciona en la estación de calentamiento constituida por la bóveda provista de electrodos, que no precisa ser desplazada horizontalmente.

Esta disposición de bóveda y auxiliares permite toma mecanizada de muestras, medida de temperatura y milivoltaje, inyección de aluminio, alambre y polvo, adición mayor y más fácil de aleantes, agitación de escoria sintética de cobertura y, finalmente, agitación homogeneizadora por argón o electromagnética.



En nuestro proyecto, el horno-cuchara diseñado para la metalurgia secundaria, tendrá agitación por argón a través de tapón poroso, tres electrodos, cada uno de ellos con un diámetro de 450 mm. Los electrodos están más cercanos entre sí que en el horno de arco eléctrico UHP de fusión primaria. El transformador necesario para nuestra instalación de horno-cuchara posee una potencia nominal de 25 MVA que permite recalentar el acero a una velocidad de 3-4°C por minuto.

El aparataje y equipo eléctrico del horno-cuchara es igual y funciona de la misma forma que para el horno de arco eléctrico, teniendo en cuenta que la potencia nominal del transformador del horno-cuchara es tres veces más pequeña que la del HEA.

El resto de componentes del horno-cuchara funcionan igual que los del horno de arco eléctrico, por lo que nos remitimos a la memoria descriptiva y los cálculos realizados para el HEA.

Parámetro	
Diámetro interior	3200 mm
Diámetro exterior	4200 mm
Altura	3000 mm
Espesor envoltura	40 mm
Diámetro electrodos	450 mm
Potencia nominal transformador	25 MVA
Velocidad de calentamiento	3-4°C

Tabla 16: Dimensiones de los parámetros del horno-cuchara.



12.2. Revestimiento refractario del horno-cuchara

Teniendo en cuenta que la capacidad del horno donde realizamos la fusión y oxidación es de 150 toneladas, y que posteriormente colamos el baño de acero, libre de escoria, al horno-cuchara donde tiene lugar la metalurgia secundaria, el horno-cuchara que vamos a utilizar tendrá que albergar dicha cantidad de acero líquido.

Necesitamos calcular el volumen que ocupan 150 toneladas de acero líquido. Conociendo la densidad media del acero, cuyo valor se sitúa en 7.850 kg/m^3 y utilizando la ecuación (7), obtenemos el siguiente resultado:

$$V_{\text{horno-cuchara}} = \frac{150000 \text{ kg}}{7850 \text{ kg/m}^3} = 19,11 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{horno-cuchara}} = 19,11 \text{ m}^3$$

El horno-cuchara tiene forma cilíndrica, así que podemos obtener su volumen a partir de la ecuación (10):

$$V = \pi \cdot r^2 \cdot h \quad (10)$$

Se fija una altura (H) de 2,5 metros y sustituyendo los valores, y despejando r de la ecuación 9 se obtiene el radio de la cuchara.

$$r = \sqrt{\frac{19,11 \text{ m}^3}{\pi \cdot 2,5 \text{ m}}} = 1,56 \text{ m}$$

$$r = 1,56 \text{ m}$$



$$R = 1,6 \text{ m}$$

$$\varnothing_{\text{int.}} = 3,2 \text{ m}$$

$$H = 2,5 \text{ m}$$

Procedemos al cálculo del revestimiento refractario del fondo, las paredes y bóveda del horno-cuchara, una vez calculadas las dimensiones en función del volumen que se necesita albergar.

Debemos recordar, tal y como se explicó en la memoria descriptiva, que en el horno-cuchara tiene lugar parte del proceso metalúrgico, como es el periodo reductor en el que se produce escoria que está en contacto con el revestimiento del horno-cuchara, además del aporte energético que realizaremos en esta fase de la metalurgia secundaria, que si bien no es tan elevado que el que se realiza en el HEA en el periodo de fusión, también produce más desgaste del refractario utilizado para el revestimiento del horno-cuchara.

Los nuevos procesos de fabricación de acero tales como colada continua, desgasificación y desulfuración en cucharas en los que la escoria es básica, han llevado a la utilización creciente de materiales básicos como revestimiento de dichas cucharas.

Los materiales refractarios básicos tienen la desventaja de poseer una mayor conductividad térmica, que compensamos al poder disponer de espesores de pared mucho más pequeños y por lo tanto, puede colocarse una capa de ladrillo aislante que rebaje la conductividad total del revestimiento sin aumentar su espesor.

La vida de un revestimiento refractario de horno-cuchara viene dada por el efecto combinado de los siguientes factores:



- Corrosión química (por acción del acero, los vapores y las escorias),
- Erosión física (vuelco, desescoriado y agitación con gas inerte),
- Reblandecimiento térmico (por las altas temperaturas),
- Fisuración por choque térmico (que conduce a la rotura por “spalling”).

Todas estas causas de desgaste actúan con distinta intensidad en las diversas zonas del horno-cuchara (figura 10), lo cual obliga a emplear varios materiales refractarios para contrarrestar las diferencias en la velocidad relativa de desgaste.

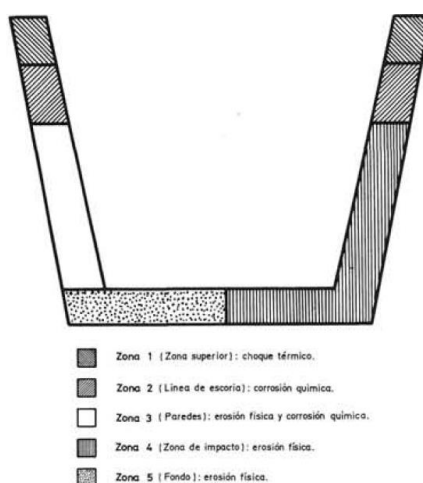


Figura 10: Zonas de revestimiento refractario del horno-cuchara y las principales zonas de desgaste.

El afino secundario en horno-cuchara se caracteriza por la existencia de condiciones físico-químicas muy agresivas para los revestimientos refractarios:



- Escorias de alta basicidad y diversos grados de oxidación, muy fluida y con alta temperatura (1500-1700°C),
- Elevada agitación del acero líquido y de la escoria mediante altos caudales de gas inerte (2-4 Nm³ por tonelada de acero y por minuto) inyectados por el tapón poroso del fondo del horno-cuchara,
- Acción directa del arco eléctrico, durante las etapas de calentamiento,

Estos elevados requerimientos obligan a la utilización de material refractario de gran calidad para el horno-cuchara. Vamos a utilizar los siguientes materiales:

- Magnesita-cromo DB-60
- Cromo-magnesita DB-50

Las propiedades más reseñables de estos materiales son su alta resistencia en caliente, refractariedad, resistencia a escorias y muy alta resistencia a los cambios bruscos de temperatura.

Partimos de una chapa metálica de 40 mm de espesor, y encima de ésta, colocaremos el revestimiento permanente y tras éste el revestimiento de trabajo, que es el que más sufre y el que se repara con mayor frecuencia.

Para el revestimiento de la *capa permanente* se empleará magnesita-cromo DB-60 y para el revestimiento de la *capa de trabajo* cromo-magnesita DB-50.



Como se ha indicado con anterioridad, el horno-cuchara es un recipiente de forma cilíndrica, y para su revestimiento se usarán dos tipos de formatos de ladrillos, uno tipo cuña y otro normal, cuyas características se encuentran en los anexos VIII y IX.

El espesor de la capa del fondo del horno-cuchara, de las paredes, así como el de la bóveda será de 500 mm.

Anteriormente hemos calculado el diámetro y altura interiores, ahora debemos sumar el espesor del material refractario. Como ocurrió con los refractarios del horno en el apartado 2.2 hay que sumarle dos veces el espesor al diámetro, mientras que a la altura solo hay que sumarle una vez el espesor.

$$\varnothing = 3200 \text{ mm} + 500 + 500 = 4200 \text{ mm} = 4,2 \text{ m}$$

$$H = 2500 \text{ mm} + 500 = 3000 \text{ mm} = 3,0 \text{ m}$$

En primer lugar, calculamos el revestimiento refractario del fondo del cilindro, y sobre este fondo irá apoyado el revestimiento refractario de las paredes.

12.2.1. Fondo del horno-cuchara

Vamos a colocar dos hileras de ladrillos rectangulares. La primera hilera, que denominamos capa permanente, ya que es la capa de abajo y por tanto sufrirá menos desgaste, se realizará con ladrillos de magnesia-cromo DB-60, y con un formato (250x125x76). Colocaremos el formato obteniendo un grosor de 250 mm. Para la segunda hilada, que denominamos capa de trabajo, que es la que sufre el impacto del



chorro del acero en la colada del mismo y por tanto, es la que sufre más desgaste, utilizamos ladrillos de cromo-magnesia DB-50 con el formato (250x250x100). Vamos a tener un grosor de 250 mm en esta capa de trabajo. Podemos ver un resumen de los refractarios utilizados en el fondo del horno-cuchara en la siguiente tabla:

	Ladrillos	Formatos (mm)	Grosor capa (mm)
Capa permanente	Magnesita- Cromo DB-60	250x125x76	250
Capa de trabajo	Cromo- magnesita DB-50	250x250x100	250

Tabla 17: Revestimientos utilizados en el fondo del horno-cuchara.

El volumen que ocupa la capa permanente del fondo se calcula a partir de la ecuación (10). Como las paredes del horno-cuchara se apoyan en el fondo, al diámetro interior del horno-cuchara hay que sumarle dos veces el espesor de la pared que es de 0,5 m, por lo tanto el diámetro es de 4,2 m.

$$V = \pi \cdot r^2 \cdot h$$

$$V_{\text{capa permanente}} = \pi \cdot (4,2\text{m}/2)^2 \cdot 0,250\text{m}$$

$$V_{\text{capa permanente}} = 3,46 \text{ m}^3$$



El volumen que ocupa un ladrillo refractario del formato elegido es de $2,38 \text{ dm}^3$, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios para esta capa.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{3,46 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{2,38 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 1453,78 \text{ ladrillos} \approx 1454 \text{ ladrillos}$$

Nº de ladrillos capa permanente fondo = 1454 ladrillos

El volumen que ocupa la capa de trabajo del fondo, se calcula de forma de la misma forma que el volumen anteriormente calculado que ocupa la capa permanente del fondo del horno-cuchara, $3,46 \text{ m}^3$.

El volumen que ocupa un ladrillo refractario del formato elegido es de $6,25 \text{ dm}^3$, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios para esta capa.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{3,46 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{6,25 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 553,6 \text{ ladrillos} \approx 554 \text{ ladrillos}$$

Nº de ladrillos capa de trabajo fondo = 554 ladrillos

12.2.2. Paredes del horno-cuchara

Las paredes del horno-cuchara irán apoyadas sobre el refractario del fondo.

Para la capa permanente, se emplea un refractario DB-60 con un formato (250x125x76), quedando un espesor de 250 mm.



Para la capa de trabajo, se emplea un refractario DB-50, con un formato (250x250x100), quedando un espesor de 250 mm.

	Ladrillos	Formatos (mm)	Grosor capa (mm)
Capa permanente	Magnesita- Cromo DB-60	250x125x76	250
Capa de trabajo	Cromo- magnesita DB-50	250x250x100	250

Tabla 18: Revestimientos utilizados en las paredes del horno-cuchara.

Procedemos al cálculo de los ladrillos necesarios para cada una de las capas.

Calculamos el área de la corona circular para la capa de permanente y la multiplicamos por la altura. Necesitamos los siguientes datos para realizar el cálculo:

- $\varnothing \text{ ext} = 3,200 + 0,500 + 0,500 = 4,200 \text{ m}$
- $R = 4,200\text{m}/2 = 2,100 \text{ m}$
- $r = 3,700\text{m}/2 = 1,850 \text{ m}$
- $H = 2,5 \text{ m}$

Obtenemos el área de la corona circular sustituyendo los datos en la ecuación siguiente.

$$A = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$



$$A = \pi \cdot ((2,1)^2 - (1,85)^2)$$

$$A = 3,10 \text{ m}^2$$

Obtenemos el volumen de refractarios de la pared, multiplicando el área por la altura.

$$V = A \cdot H$$

$$V = 3,10 \text{ m}^2 \cdot 2,5 \text{ m}$$

$$V_{\text{capa permanente}} = 7,76 \text{ m}^3$$

El volumen que ocupa un ladrillo refractario del formato elegido es de $2,38 \text{ dm}^3$, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios para esta capa.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{7,76 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{2,38 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 3260,50 \text{ ladrillos} \approx 3261 \text{ ladrillos}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de ladrillos capa permanente} = 3261 \text{ ladrillos}$$

Calculamos el área de la corona circular para la segunda capa, la capa de trabajo y la multiplicamos por la altura. Necesitamos los siguientes datos para realizar el cálculo:

- $\varnothing_{\text{ext.}} = 3,200 + 0,250 + 0,250 = 3,700 \text{ m}$
- $R = 3,700 \text{ m} / 2 = 1,85 \text{ m}$
- $r = 3,2 \text{ m} / 2 = 1,6 \text{ m}$
- $H = 2,5 \text{ m}$

Obtenemos el área de la corona circular sustituyendo los datos en la ecuación siguiente.



$$A = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$
$$A = \pi \cdot ((1,85)^2 - (1,60)^2)$$
$$A = 2,71 \text{ m}^2$$

Obtenemos el volumen de refractarios de la capa de trabajo de la pared del horno-cuchara multiplicando el área por la altura.

$$V = A \cdot H$$
$$V = 2,71 \text{ m}^2 \cdot 2,5 \text{ m}$$
$$V_{\text{capa de trabajo}} = 6,78 \text{ m}^3$$

El volumen que ocupa un ladrillo refractario del formato elegido es de $6,25 \text{ dm}^3$, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios para esta capa.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{6,78 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{6,25 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 1084,8 \text{ ladrillos} \approx 1085 \text{ ladrillos}$$

$$N^{\circ} \text{ de ladrillos capa de trabajo} = 1085 \text{ ladrillos}$$

12.2.3. Bóveda del horno-cuchara

Para el revestimiento refractario de la bóveda se utilizarán ladrillos aluminosos, el espesor para esta zona se fija en 500 mm.

Utilizamos un ladrillo refractario con el formato 70/60 x 125 x 250 mm (a/b x h x l) (según anexo II) con volumen de $2,03 \text{ dm}^3$ y una masa de 5,78 kg. Necesitamos colocar cuatro hileras de ladrillos del mismo formato, alcanzando así el espesor deseado de 500 mm (125x4).



El cálculo de la superficie de la bóveda se realizará con ayuda de la figura 4, y con la ecuación (4).

$$S = \pi(AD)^2 \quad (4)$$

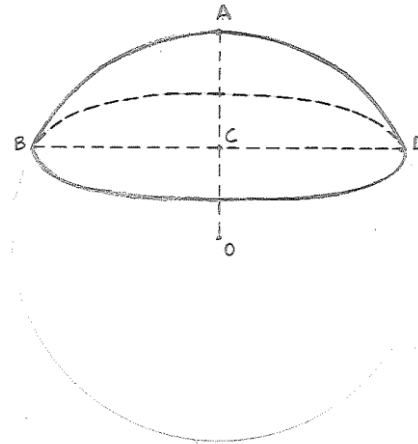


Figura 4: Figura para el cálculo del volumen necesario.

Necesitamos calcular la cuerda AD, para ello debemos realizar unos cálculos previos:

$$BD = D_{\text{horno-cuchara}}$$

$$BD = 3200 \text{ mm}$$

Debemos calcular la altura de la bóveda del horno-cuchara, que coincide con AC. Realizamos el cálculo de la altura de la bóveda de la misma forma que para el horno.

$$AC = H_{\text{bóv}}$$

$$H_{\text{bóv}} = \left(\frac{1}{8} \text{ ó } \frac{1}{9} \right) \cdot D_{\text{horno-cuchara}}$$



$$H_{b\acute{o}v} = \left(\frac{1}{8} \acute{o} \frac{1}{9} \right) \cdot 3200 = 400 - 356 \text{ mm}$$

$$AC = 400 \text{ mm}$$

No es necesario sumarle el espesor, ya que iremos colocando hileras de ladrillos refractarios de dentro hacia fuera.

Calculamos la cuerda AD usando el teorema de Pitágoras:

$$\begin{aligned} (AD)^2 &= (AC)^2 + (BD/2)^2 \\ (AD)^2 &= (400)^2 + (3200/2)^2 \\ AD &= 1649,24 \text{ mm} \end{aligned}$$

Una vez conocido AD se sustituye en la ecuación (4) para obtener superficie de la bóveda.

$$\begin{aligned} S &= \pi(AD)^2 \\ S &= 3,14 \cdot (1649,24 \text{ mm})^2 \\ S &= 8545132,02 \text{ mm}^2 \\ S &= 8,55 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

Calculamos el volumen de refractario necesario a partir de la siguiente ecuación, teniendo en cuenta que el espesor de refractario es de 500 mm (0,500 m).

$$\begin{aligned} V &= S \cdot e \\ V &= 8,55 \text{ m}^2 \cdot 0,50 \text{ m} \end{aligned}$$

$$\text{Volumen total de la superficie de la bóveda} = 4,28 \text{ m}^3$$



Debemos tener en cuenta, que al resultado obtenido debemos restar el volumen de los orificios practicados en la bóveda para el paso de los tres electrodos y sus respectivos refractarios, así como la apertura necesaria para la extracción de gases.

Conocemos el diámetro de los electrodos, 450 mm, y necesitamos sumar a ese diámetro la hilera de refractario para el paso de los mismos, escogemos el formato 170 x 156 x 75 x 61,5 x 500 mm (a x b x c x d x h) con ayuda del anexo I.

Por lo tanto, a los 450 mm del diámetro del electrodo hay que sumar 170 mm a cada lado del ancho del refractario, obteniendo así, el diámetro del hueco para cada electrodo.

$$\varnothing_{\text{apertura electrodo}} = 450 + 170 + 170 \text{ mm}$$

$$\varnothing_{\text{apertura electrodo}} = 790 \text{ mm} = 0,790 \text{ m}$$

Calculamos la superficie que ocupa uno de los orificios para el paso de los electrodos, conociendo el diámetro de apertura y con ayuda de la siguiente ecuación.

$$\begin{aligned} S &= \pi \cdot R^2 \\ S &= 3,14 \cdot (0,790/2 \text{ m})^2 \\ S &= 0,49 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

Multiplicamos la superficie calculada por tres y obtenemos la superficie que ocupan los tres electrodos y sus refractarios,



$$S = 0,49\text{m}^2 \cdot 3$$

$$S = 1,47 \text{ m}^2$$

Procedemos al cálculo del volumen, multiplicando la superficie calculada por el espesor de la bóveda.

$$V = S \cdot e$$

$$V = 1,47 \text{ m}^2 \cdot 0,500 \text{ m}$$

$$V = 0,735 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{aperturas de los electrodos}} = 0,74 \text{ m}^3$$

Procedemos de la misma forma para realizar el cálculo del volumen que ocupa la apertura de extracción de gases. Para un horno-cuchara de 150 t de capacidad, el diámetro de apertura del orificio para la extracción de gases es de 800 mm. Al diámetro hay que sumarle la hilera de refractario, el formato elegido será el mismo que el utilizado para la apertura de los electrodos, siendo este de 170 x 156 x 75 x 61.5 x 500 mm (a x b x c x d x h).

$$\varnothing_{\text{apertura gases}} = 800 + 170 + 170\text{mm}$$

$$\varnothing_{\text{apertura gases}} = 1140\text{mm} = 1,14 \text{ m}$$

Calculamos la superficie a partir del diámetro de apertura para la extracción de gases.

$$S = \pi \cdot R^2$$

$$S = 3,14 \cdot (1,14/2 \text{ m})^2$$

$$S = 1,02 \text{ m}^2$$



Multiplicamos la superficie obtenida por el espesor de la bóveda para calcular el volumen.

$$V = S \cdot e$$

$$V = 1,02 \text{ m}^2 \cdot 0,500 \text{ m}$$

$$V_{\text{apertura de extracción de gases}} = 0,51 \text{ m}^3$$

Obtenemos el volumen real de la bóveda, restando al volumen total antes calculado de la bóveda, el volumen para la apertura de los electrodos y la depuración de gases.

$$V = 4,28 \text{ m}^3 - 0,74 \text{ m}^3 - 0,51 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{real bóveda}} = 3,03 \text{ m}^3$$

Realizamos ahora el cálculo de los ladrillos refractarios necesarios, una vez que conocemos el volumen real de la bóveda. Usamos los datos recogidos en el anexo III, de los ladrillos escogidos para el revestimiento de la bóveda.

$$x_{\text{ladrillo}} = \frac{3,03 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{2,03 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 1492,61 \text{ ladrillos}$$

Nº ladrillos necesarios para la bóveda ≈ 1493 ladrillos

Procedemos al cálculo del volumen y número de refractarios necesarios para la corona circular de los tres electrodos.

- $\varnothing_{\text{electrodos}} = 450 \text{ mm} = 0,450 \text{ m}$
- $\varnothing_{\text{apertura paso de los electrodos}} = 450 + 170 + 170 = 790 \text{ mm} = 0,790 \text{ m}$



Utilizamos la siguiente ecuación para el cálculo de la corona circular.

$$S = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$

Donde:

R= radio externo de la corona

r= radio interno de la corona

$$S = 3,14 \cdot \{(0,790/2)^2 - (0,450/2)^2\}$$

$$S = 0,33 \text{ mm}^2$$

Calculamos el volumen,

$$V = S \cdot h$$

Donde:

S= superficie de la corona

h= altura del refractario

El volumen para el hueco de un electrodo es:

$$V = 0,33\text{m}^2 \cdot 0,500\text{m}$$

$$V = 0,165 \text{ m}^3$$

Conocido el volumen de refractarios necesarios para el paso de un electrodo, calculamos el número de refractarios. En el anexo I, podemos observar los datos del refractario escogido.

El número de ladrillos para un hueco de electrodo es de:



$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{0,165 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{5,44 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 30,33 \text{ ladrillos}$$

Nº ladrillos electrodo \approx 31 ladrillos

Multiplicamos el número de ladrillos obtenido por tres, dado que tenemos tres huecos.

$$31 \text{ ladrillos} \cdot 3 \text{ huecos} = 93 \text{ ladrillos}$$

Nº ladrillos total hueco electrodos \approx 93 ladrillos

De igual forma, se calcula el volumen y el número necesario de refractarios para la corona circular de la extracción de gases.

$$\varnothing_{\text{extracción de gases}} = 800 \text{ mm} = 0,8 \text{ m}$$

$$\varnothing_{\text{apertura y refractarios}} = 800 + 340 = 1140 \text{ mm} = 1,14 \text{ m}$$

Se calcula la corona circular con la siguiente ecuación:

$$S = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$

$$S = 3,14 \cdot ((1,14/2)^2 - (0,80/2)^2)$$

$$S = 0,52 \text{ m}^2$$

Procedemos al cálculo del volumen que ocupa,

$$V = S \cdot h$$

S= superficie de la corona

h= altura del refractario



$$V = 0,52 \text{ m}^2 \cdot 0,500 \text{ m}$$

$$V = 0,26 \text{ m}^3$$

Calculamos el número de piezas refractarias necesarias para el orificio de extracción de gases, una vez hemos calculado el volumen.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{0,26 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{5,44 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 47,79 \text{ ladrillos}$$

Nº ladrillos apertura gases \approx 48 ladrillos

13. Cuchara para sangría de escoria

La cuchara para la sangría de la escoria debe tener la capacidad suficiente para recoger las 15,92 toneladas de escoria que se forman en cada colada.

Necesitamos calcular el volumen que ocupan 15,92 toneladas de escoria. Conociendo la densidad media de la escoria, cuyo valor se sitúa en torno a 4000 kg/m^3 y utilizando la ecuación (7), obtenemos el siguiente resultado:

$$V_{\text{Cuchara}} = \frac{15920 \text{ kg}}{4000 \text{ kg/m}^3} = 3,98 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{cuchara}} = 3,98 \text{ m}^3$$

Teniendo en cuenta que la densidad de la escoria puede ser variable, sobredimensionamos el volumen de la cuchara para evitar el



derrame de la escoria en caso límite, tomamos por lo tanto como volumen final 4m^3 .

$$V_{\text{cuchara}} = 4 \text{ m}^3$$

La cuchara tiene forma cilíndrica. Calcularemos el radio utilizando la ecuación (10). Para el cálculo del radio vamos a fijar la altura interior de la cuchara en 1 metro, despejando de la ecuación (10), obtenemos:

$$r = \sqrt{\frac{4\text{m}^3}{\pi \cdot 1\text{m}}} = 1,13\text{m} \approx 1,2\text{m}$$

$$r = 1,2 \text{ m}$$

$$\varnothing = 2,4 \text{ m}$$

$$H = 1\text{m}$$

Los espesores del revestimiento refractario del fondo y de la pared de la cuchara para la sangría de la escoria son los siguientes:

- El espesor del fondo de la cuchara será de 215 mm.
- El espesor de las paredes será de 176 mm.

Debemos sumar el espesor escogido tanto al diámetro como a la altura interior de la cuchara diseñada. Sumamos dos veces el espesor de la capa de revestimiento al diámetro, mientras que a la altura solo hay que sumarle una vez el espesor.

$$\varnothing = 2400\text{mm} + 176 + 176 = 2762 \text{ mm} = 2,762 \text{ m}$$

$$H = 1000\text{mm} + 215 = 1215 \text{ mm} = 1,215 \text{ m}$$



13.1. Revestimiento refractario de la cuchara

13.1.1. Fondo de la cuchara

Necesitamos reforzar el centro del fondo de la cuchara, ya que es en esta zona donde se produce el impacto directo del chorro de la colada de la escoria. Por lo tanto, colocamos un refractario de mayor grosor en esta zona.

Vamos a colocar dos hileras de ladrillos rectangulares. La primera hilera, que denominamos capa permanente, ya que es la capa de abajo y por tanto sufrirá menos desgaste, se realizará con ladrillos de magnesia-cromo DB-60, y con un formato (230x115x76). Colocaremos el formato de canto, obteniendo así un grosor de 115 mm. Para la segunda hilada, que denominamos capa de trabajo, que es la que está en contacto con la escoria y por tanto, es la que sufre más desgaste, utilizamos ladrillos de cromo-magnesia DB-50 con un formato (345x172x100). Vamos a tener un grosor de 100 mm, menos en el centro, ya que esta zona necesita ser reforzada, por lo que se colocará el mismo formato pero de canto para proporcionarle mayor grosor (172 mm de espesor), ya que como se indicó con anterioridad es la zona que más sufre y la que más desgaste tiene. Este refuerzo central tendrá forma cuadrada con 0,64 m² de superficie (0,8 m x 0,8 m). Podemos ver un resumen en la siguiente tabla:

	Ladrillos	Formatos (mm)	Grosor capa (mm)	Refuerzo central
Capa permanente	Magnesita-Cromo	230x115x76	115	—



DB-60				
Capa de	Cromo-	345 x 172 x	100	0,64 m ²
trabajo	magnesita	100		172 mm
DB-50				

Tabla 19: Revestimientos fondo de la cuchara para sangría de escoria.

Calculamos el volumen que ocupa la capa permanente del fondo, utilizando la ecuación 9. Las paredes de la cuchara se apoyan en el fondo, por lo que debemos sumar al diámetro interior de la cuchara dos veces el espesor de la pared que es de 0,176 m, obteniendo un diámetro es de 2,752 m.

$$V = \pi \cdot r^2 \cdot h$$

$$V_{\text{Capa permanente}} = \pi \cdot (2,752\text{m}/2)^2 \cdot 0,115 \text{ m}$$

$$V_{\text{Capa permanente}} = 0,68 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{Capa permanente}} = 0,7 \text{ m}^3$$

El volumen que ocupa un ladrillo refractario del formato elegido es de 2,01 dm³, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios para esta capa.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{0,7\text{m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{2,01 \cdot 10^{-3} \text{m}^3} = 348,26 \text{ ladrillos}$$

$$\text{Nº de ladrillos capa permanente fondo} = 350 \text{ ladrillos}$$

Calculamos ahora el volumen de la capa de trabajo del fondo de la cuchara de igual forma a la capa permanente, empleando la ecuación 9.

$$V = \pi \cdot r^2 \cdot h$$



$$V_{\text{Capa trabajo}} = \pi \cdot (2,752\text{m}/2)^2 \cdot 0,100 \text{ m}$$

$$V_{\text{Capa trabajo}} = 0,59 \text{ m}^3$$

Debemos restar el cuadrado central al volumen calculado, donde colocaremos los ladrillos de canto para obtener mayor grosor, así que aumentar la resistencia.

$$S = 0,64 \text{ m}^2$$

$$V = 0,64 \text{ m}^2 \times 0,100 \text{ m}$$

$$V_{\text{Cuadrado quitado}} = 0,064 \text{ m}^3$$

$$V = 0,590 \text{ m}^3 - 0,064 \text{ m}^3$$

$$V = 0,526 \text{ m}^3$$

El volumen que ocupa el cuadrado que hemos reforzado con los ladrillos de canto será:

$$V = 0,64 \text{ m}^2 \times 0,172 \text{ m}$$

$$V_{\text{Cuadrado canto}} = 0,11 \text{ m}^3$$

Obtenemos el volumen total sumando el volumen del cuadrado reforzado con los ladrillos de canto.

$$V_{\text{Total}} = 0,526 \text{ m}^3 + 0,11 \text{ m}^3 = 0,636 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{Total}} = 0,636 \text{ m}^3$$

El volumen que ocupa un ladrillo refractario del formato elegido es de $5,93 \text{ dm}^3$, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios para esta capa.



$$x_{ladrillos} = \frac{0,636 m^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{5,93 \cdot 10^{-3} m^3} = 107,25 \text{ ladrillos}$$

Nº de ladrillos capa de trabajo fondo = 108 ladrillos

13.1.2. Paredes de la cuchara

Las paredes de la cuchara irán apoyadas sobre el refractario del fondo.

Para la capa permanente se emplea un refractario de magnesia-cromo DB-60 con un formato (230x115x76), quedando un espesor de 76 mm.

Para la capa de trabajo se emplea un refractario de cromo-magnesia DB-50, con un formato (345x172x100), quedando un espesor de 100 mm. Podemos ver un resumen en la siguiente tabla:

	Ladrillos	Formatos (mm)	Grosor capa (mm)
Capa permanente	Magnesita- Cromo DB-60	230x115x76	76
Capa de trabajo	Cromo- magnesita DB-50	345 x 172 x 100	100

Tabla 20: Revestimientos paredes de la cuchara para sangría de la escoria.



Calculamos el área de la corona circular para la capa de trabajo y la multiplicamos por la altura. Necesitamos los siguientes datos para realizar el cálculo:

- $\varnothing \text{ ext} = 2,400 + 0,100 + 0,100 = 2,600 \text{ m}$
- $R = 2,600\text{m}/2 = 1,300 \text{ m}$
- $r = 2,400\text{m}/2 = 1,200\text{m}$
- $H = 1\text{m}$

Obtenemos el área de la corona circular sustituyendo los datos en la ecuación siguiente.

$$A = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$
$$A = \pi \cdot ((1,3)^2 - (1,2)^2)$$

$$A = 0,78 \text{ m}^2$$

Obtendremos el volumen de refractarios necesarios para la pared de la cuchara, multiplicando el área por la altura de la misma.

$$V = A \cdot H$$
$$V = 0,78 \text{ m}^2 \cdot 1 \text{ m}$$

$$V_{\text{capa trabajo}} = 0,78 \text{ m}^3$$

El volumen que ocupa el formato de ladrillo refractario que vamos a utilizar es de $2,01 \text{ dm}^3$, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios para esta capa.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{0,78\text{m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{2,01 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 390,75 \text{ ladrillos}$$



Nº de ladrillos capa trabajo = 391 ladrillos

Calculamos el área de la corona circular para la capa permanente y lo multiplicamos por la altura. Necesitamos los siguientes datos:

- $\varnothing_{\text{ext.}} = 2,400 + 0,176 + 0,176 = 2,752 \text{ m}$
- $R = 2,752\text{m}/2 = 1,376 \text{ m}$
- $r = 2,600\text{m}/2 = 1,300 \text{ m}$
- $H = 1 \text{ m}$

Obtenemos el área de la corona circular sustituyendo los datos en la ecuación siguiente.

$$A = \pi \cdot (R^2 - r^2)$$

$$A = \pi \cdot ((1,376)^2 - (1,300)^2)$$

$$A = 0,64 \text{ m}^2$$

Obtendremos el volumen de refractarios necesarios para la pared de la cuchara, multiplicando el área por la altura de la misma.

$$V = A \cdot H$$

$$V = 0,64 \text{ m}^2 \cdot 1 \text{ m}$$

$$V_{\text{capa permanente}} = 0,64 \text{ m}^3$$



El volumen que ocupa el formato elegido de ladrillo refractario para la capa permanente de la pared de la cuchara es de $5,93 \text{ dm}^3$, calculamos la cantidad de ladrillos necesarios para esta capa.

$$x_{\text{ladrillos}} = \frac{0,64 \text{ m}^3 \cdot 1 \text{ ladrillo}}{5,93 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3} = 107,92 \text{ ladrillos}$$

Nº de ladrillos capa permanente = 108 ladrillos

14. Circuito de refrigeración

Los elementos que componen el circuito de refrigeración son los que se detallan a continuación:

- Dos bombas aspirantes impelentes, una de ellas en servicio y la otra auxiliar, de manera que esta segunda entrará en servicio en caso de avería de la primera, para asegurar así la refrigeración en todo momento.
- Una torre de recuperación de agua.
- Una red de tuberías, dotada de sus correspondientes válvulas, tanto de llegada, como de retorno, que serán las encargadas de llevar el agua de refrigeración a las zonas donde es necesaria la evacuación de calor, como es el caso del anillo de la bóveda, collares portaelectrodos, sistema de extracción de gases, ventana de trabajo y barras de alimentación eléctrica.

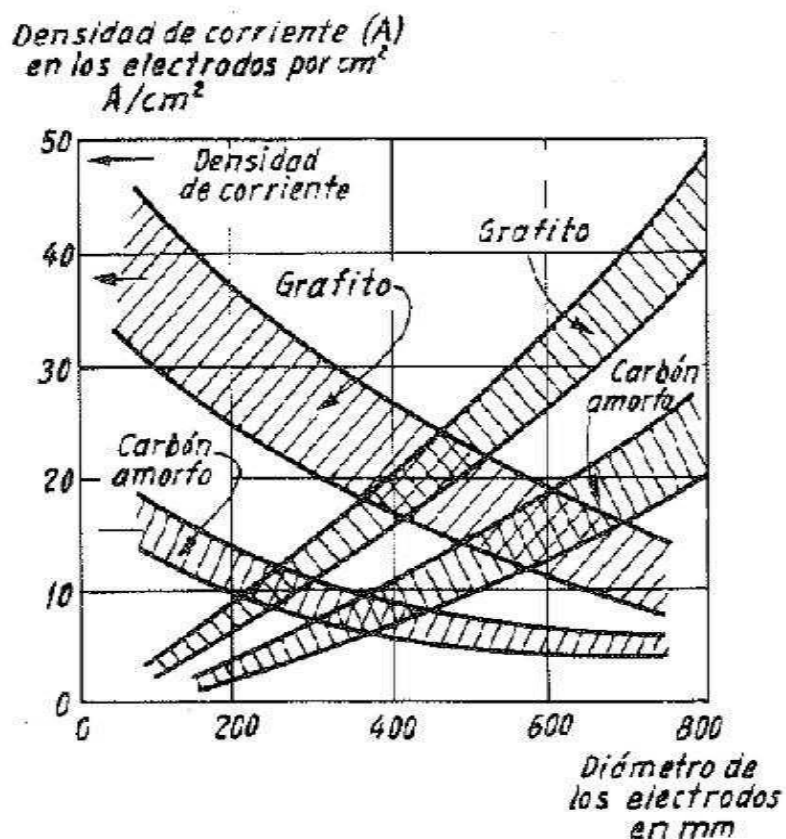


Estimamos que para el horno de las características del presente proyecto, y según catálogos, se necesita un caudal de agua de refrigeración aproximado de 850 m³/h.

Debido a la complejidad que supone el cálculo con respecto al estudio de la refrigeración del anillo de la bóveda, puerta de trabajo y zonas adyacentes, procederemos a calcular la refrigeración de los collares de electrodos y estimaremos el resto, dedicando el 75% del agua resultante, descontando el volumen necesario para los electrodos, a la refrigeración del anillo de bóveda y el 25% restante para la ventana de trabajo.

En la torre de refrigeración, consideramos un salto térmico de 10°C.

El grafito con el que se fabrican los electrodos tiene una resistividad de 8 a 20 ohmios (Ω) por mm²/metro lineal, y su densidad de corriente oscila entre 11 y 19 A/cm², tal y como podemos observar en la gráfica 2:



Gráfica 2: Diagrama de densidad de corriente en los electrodos en función del diámetro de los mismos.

Calculamos, en primer lugar, la sección del electrodo, para ello se emplea la siguiente ecuación:

$$S = \pi \cdot r^2$$

Donde:

S= superficie del electrodo.

r= radio del electrodo.

Sustituyendo los valores en la ecuación se obtiene:

$$S = \pi \cdot (650/2)^2 = 331830,72 \text{ mm}^2$$



$$S = 331.831 \text{ mm}^2$$

Calculamos la resistencia del electrodo, después de conocer la superficie del mismo. Para el cálculo utilizamos la ecuación siguiente:

$$R = \frac{\rho \cdot L}{S} \quad (11)$$

Donde:

R= resistencia.

ρ =resistividad.

L=longitud del electrodo.

S=sección del electrodo.

Sustituyendo los valores se obtiene una resistencia de:

$$R = \frac{12\Omega \cdot \text{mm}^2 / \text{m} \cdot 3\text{m}}{331831 \text{ mm}^2} = 1,08 \cdot 10^{-4} \Omega$$

$$R = 1,08 \cdot 10^{-4} \Omega$$

Consideramos una densidad de corriente media en los electrodos de 15 A/cm². Utilizando la sección calculada con anterioridad se obtiene una intensidad de corriente por electrodo de:

$$3318,31 \text{ cm}^2 \cdot 15 \text{ A/cm}^2 = 49774,7 \text{ A}$$

Las kcal/hora necesarias serán:

$$\text{kcal/h} = \frac{0,24}{10^3} \cdot (49774,7)^2 \cdot 1,08 \cdot 10^{-4} \cdot 3600 \text{ s} = 231179,6 \text{ kcal/h}$$



Utilizamos la ecuación (12) para calcular la cantidad de agua que necesitamos para la refrigeración de un electrodo.

$$Q = m \cdot C_p \cdot (\Delta T) \quad (12)$$

Donde:

Q= Calor de los electrodos.

m=masa de agua.

C_p= capacidad calorífica

ΔT= variación de temperatura.

Sustituyendo en la ecuación 11 y despejando m obtenemos una masa de agua de:

$$m = \frac{231179,6}{1 \cdot 10} = 23117,9 \approx 23118 \text{ kg de agua}$$

$$m = 23.118 \text{ kg de agua}$$

Calculamos la masa total de agua que necesitamos para la refrigeración de los tres electrodos:

$$m = 23118 \times 3 = 69354 \text{ kg de agua}$$

$$m = 69.354 \text{ kg de agua}$$

Incrementamos el valor calculado en un 30%, debido a que el paquete de conductores y barras del transformador a los electrodos necesita esta cantidad de agua para su refrigeración, por lo que la



cantidad total de agua necesaria para refrigerar esta zona del horno es:

$$m_{\text{agua}} = 69354 \times 1,30 = 90160,2 \text{ kg de agua}$$

$$m_{\text{agua electrodos}} = 90.160 \text{ kg de agua}$$

Calculamos el volumen de agua necesaria:

$$V_{\text{agua electrodos}} = 90160/1000 = 90,16$$

$$V_{\text{agua electrodos}} = 90 \text{ m}^3$$

Hemos calculado el agua necesaria para la refrigeración de los electrodos y estimamos, utilizando las indicaciones del fabricante, el agua necesaria para la refrigeración del orificio de evacuación y depuración de gases, que se sitúa en torno a los 240 m³ aproximadamente. Restamos los valores de los caudales calculados del caudal total necesario para toda la refrigeración.

$$V_{\text{agua restante}} = 850 \text{ m}^3 - 90 \text{ m}^3 - 240 \text{ m}^3 = 520 \text{ m}^3$$

El agua restante se distribuye en un 75% para el anillo de la bóveda, y en un 25% para la puerta de trabajo, obteniendo los siguientes valores:

$$V_{\text{Agua anillo}} = 520 \times 0,75 = 390 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{Agua puerta trabajo}} = 520 \times 0,25 = 130 \text{ m}^3$$



Podemos ver un resumen de los distintos caudales de agua necesarios para la refrigeración de cada parte del horno en la siguiente tabla:

Elemento	Caudal m ³ /h
Electrodos	90
Extracción de gases	240
Anillo de bóveda	390
Puerta de trabajo	130

Tabla 21: Caudal de refrigeración para cada zona del horno.

Vamos a utilizar una torre de recuperación y refrigeración del agua del circuito de refrigeración. Las torres de refrigeración son dispositivos que ponen en contacto una masa de aire seco y frío en contracorriente con una masa de agua calentada por el proceso industrial. Una parte se evapora enfriando el resto, disipando en esta evaporación 597 kcal por litro. Así producimos agua fría que devolvemos al proceso para absorber más calor e iniciar de nuevo el ciclo. Utilizando este tipo de equipos, que aplican el principio de refrigeración evaporativa, obtenemos una mayor eficiencia energética en el proceso industrial.

La diferencia entre la temperatura de enfriamiento del agua y la temperatura de bulbo húmedo van a determinar el tamaño de la torre, cuanto menor sea la diferencia entre ambas, mayor superficie de intercambio necesitaremos. El límite debe ser como mínimo de 3 ó 4°C. En nuestro caso, y como hemos expuesto anteriormente el salto térmico será de 10°C. Así pues, el circuito cerrado general que transfiere y disipa calor entre los intercambiadores de calor de los focos calientes y el circuito abierto de la torre de refrigeración será el siguiente:



$$kg/s = 850 \frac{m^3}{h} \cdot \frac{1h}{3600s} \cdot \frac{1000kg}{1m^3} = 236kg/s$$

$$Pot.térmica = M \cdot ce \cdot \Delta T = 236 \frac{kg}{s} \cdot 4,1869 \frac{kJ}{kg \cdot ^\circ C} \cdot 10^\circ C = 9881,08kW$$

Una vez calculada la potencia térmica que necesitamos disipar, escogemos el modelo de torre de refrigeración, utilizando el catálogo del fabricante, reflejado en el anexo XVI. Colocaremos la torre de EWB modelo 4600/06.

Vamos a diferenciar entre el tendido principal de tuberías y el secundario.

14.1. Tendido principal

La torre de refrigeración se encuentra situada aproximadamente a 60 m del horno, siendo el recorrido teórico de la tubería principal de ida y vuelta aproximadamente de 120 m. La velocidad de circulación se fija en 3,6 m/s.

Como se indicó anteriormente el caudal previsto de refrigeración es de 850 m³/h, y según la velocidad establecida de 3,6 m/s, se obtiene una tubería de 12", y unas pérdidas de carga por rozamiento en tuberías en sistemas abiertos de 50 mm.c.a/m, con ayuda del anexo X, lo que da una pérdida total de:

$$120 \text{ m} \times 50 \text{ mm.c.a/m} = 6000 \text{ mm.c.a}$$

Cuando la tubería principal llega al horno, se producen tres bifurcaciones, cada una de ellas va destinada a canalizar el agua de



refrigeración de los portaelectrodos, anillo de bóveda y ventana de trabajo respectivamente.

14.2. Tendido secundario

Anteriormente calculamos el caudal de agua para cada zona y quedaron reflejados en la tabla 21. La velocidad del agua se mantiene constante y con ayuda del anexo X, obtenemos los diámetros de las tuberías y las pérdidas de carga para cada zona. Un resumen de todos los datos para las distintas zonas podemos verlo en la tabla 22.

Zona	Longitud (m)	Ø (Pulgadas)	Pérdidas (mm.c.a)	Pérdidas totales (mm.c.a)
Portaelectrodos	30	4	150	4500
Extracción de gases	30	6	90	2700
Anillo de bóveda	10	8	70	700
Puerta de trabajo	25	5	130	3250

Tabla 22: Tabla resumen del tendido de tuberías secundario.

El orificio de extracción de gases tiene un serpentín de 4 vueltas de 130 cm. Los electrodos disponen de un serpentín de 4 vueltas de 75 cm de diámetro cada uno. En la puerta de trabajo hay dispuesto un serpentín constituido por 4 marcos de 4 metros lineales cada uno.

El retorno del agua de refrigeración a la torre se realiza a través de un colector común dispuesto en la tubería principal.

14.3. Resumen material necesario



En la siguiente tabla recogemos los accesorios necesarios para realizar la instalación de tuberías y la pérdida de carga de cada uno de ellos:

Accesorio	Ø (Pulgadas)	Unidades	Pérdida (mm.c.a)	Pérdida total (mm.c.a)
Codo 90°	12	8	19,5	156,0
	8	6	34,3	205,8
	6	16	43,7	699,2
	5	22	53,9	1185,8
	4	14	69,6	974,4
Racores empalme	8	6	19,5	117,0
	6	6	21,8	130,8
	5	8	27,6	220,8
	4	8	36,8	294,4
Derivaciones	10-8	2	98,3	196,6
	10-6	2	120,9	241,8
	10-5	2	153,1	306,2
	10-4	2	204,5	409,0
Tubos elásticos 2m	8	2	35,6	71,2
	6	2	48,3	96,6
	5	2	61,2	122,4
	4	2	81,8	163,6
Válvula compuerta	12	3	106,9	320,7
	8	2	124,5	249,0
	6	2	136,6	273,2
	5	2	168,4	336,8
	4	2	217,5	435,0
TOTAL				7206,3

Tabla 23: Resumen accesorios y pérdida de carga de los mismos para circuito refrigeración.

En la siguiente tabla podemos ver las pérdidas de carga que se producen en las tuberías de distintos diámetros del circuito de refrigeración.

Ø tubería (Pulgadas)	Longitud (m)	Pérdida (mm.c.a.m)	Pérdida total (mm.c.a.)
12	120	50	6000



8	10	70	700
6	30	90	2700
5	25	130	3250
4	30	150	4500
TOTAL			17150

Tabla 24: Resumen pérdida de carga en tuberías.

Obtenemos la pérdida de carga total del circuito de refrigeración,

$$17150 + 7206,3 = 24356,3 \approx 24357 \text{ mm.c.a}$$

$$\text{Pérdida de carga total del circuito} = 24357 \text{ mm.c.a}$$

Según los cálculos realizados, el tipo de bomba óptimo para las condiciones de trabajo debe tener una potencia en torno a los 140 KW. Podemos encontrar todos los datos y curvas de trabajo del grupo bomba adoptado en los anexos XIII y XIV.

Hay que tener en cuenta, que al tratarse de un circuito de refrigeración abierto, las pérdidas de agua debido a la evaporación se calculan aproximadamente de un 1% del agua total que circula por el condensador por cada 5,5°C de margen. Existen también pérdidas por el tiro y por el drenaje. Las pérdidas por tiro son constantes en todos los márgenes y es aproximadamente del 0,2% del agua que circula, en tanto que el drenaje varía con las condiciones del agua, aunque aproximadamente puede establecerse en el 0,3% por cada 5,5°C de margen.

Establecemos la cantidad de agua de reposición necesaria, por el total de estas pérdidas. Se realiza de forma automática a través de una válvula de flotación o mediante un par de sondas eléctricas de nivel.



Calculamos la aportación de agua a reponer sabiendo que el sumatorio de todas las pérdidas es:

$$1\% + 0,2\% + 0,3\% = 1,5\%$$

Sabiendo que la relación entre la temperatura es:

$$10^{\circ}\text{C}/5,5^{\circ}\text{C} = 1,82$$

Obtenemos,

$$1,5\% \times 1,82 = 2,73\%$$

Aplicando el porcentaje de pérdida al caudal de trabajo,

$$850 \text{ m}^3/\text{h} \times 2,73\% = 23,21 \text{ m}^3/\text{h}$$

Por lo tanto, la aportación de agua necesaria se sitúa en los 23210 litros aproximadamente.

15. Cimentación del horno

En el cálculo de la cimentación, debemos considerar la carga total del horno, lo que incluye a todos los elementos constructivos del horno, además de la carga, que se encuentran contenido en el mismo durante el proceso de fusión.

Consideramos el peso de los siguientes elementos:



- Peso de la envoltura.
- Anillo de bóveda.
- Peso de los refractarios.
- Peso de los electrodos.
- Elementos auxiliares (portaelectrodos, mecanismos de subida de electrodos y bóveda, aparellaje eléctrico, etc.)
- Agua de refrigeración.

15.1. Peso de la envoltura

Vamos a necesitar, para el estudio de esta parte del horno, los datos obtenidos en el cálculo de superficies en el apartado 2.1. de la memoria de cálculo presente.

Sabemos que la plancha de hierro que forma la envolvente es de 40 mm de espesor, y que la densidad del hierro es de 7,85 kg/dm³. Necesitamos conocer el volumen total de hierro que forma la envoltura.

Recogemos los distintos volúmenes de la envoltura en las diferentes partes del horno en la tabla 25.

Zona	Volumen (m³)
Fondo de la envoltura	2,794
Tronco de cono taludes	0,835
Pico de colada	1,390
Ventana de trabajo	0,192
envoltura	1,678
TOTAL	6,889

Tabla 25: Volúmenes de las partes del horno de la envoltura.



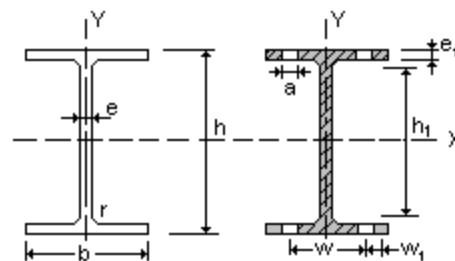
Vamos a adoptar un volumen total para la envoltura de 7 m^3 .
Obtenemos los kg de hierro de la envoltura multiplicando este dato por la densidad del mismo:

$$7 \text{ m}^3 \times 7850 \text{ kg/m}^3 = 54950 \text{ kg}$$

$$\text{Peso de la envoltura} = 54.950 \text{ kg}$$

15.2. Anillo de bóveda

Para el apoyo del refractario en la bóveda del horno, el zuncho circular está constituido por un perfil HEB 450 (Anexo XV), como el que podemos observar en la figura 11. Este perfil tiene cerrado su lateral exterior con una pletina de 20 mm de grueso, para así formar una caja de agua que servirá para la refrigeración de la bóveda.



$$b = 300 \text{ mm}$$

$$h = 450 \text{ mm}$$

$$e = 14 \text{ mm}$$

$$e_1 = 26 \text{ mm}$$

Figura 11: Perfil seleccionado para el anillo de la bóveda.

Debemos tener en cuenta que el diámetro de la bóveda coincide con el diámetro interior del anillo, siendo este de 7823 mm. Calculamos la longitud de dicho anillo:



$$L = 2\pi r$$

$$L = \pi \cdot 7823 = 24576,68\text{mm}$$

$$L = 24,58 \text{ m}$$

El peso por metro lineal del perfil de alas anchas seleccionado es de 171 kg. Calculamos el peso del perfil de la bóveda:

$$24,58 \times 171 = 4203,18 \text{ kg}$$

$$\text{Peso perfil de la bóveda} = 4204 \text{ kg}$$

Necesitamos calcular el peso de la chapa de cerramiento del lateral, para ello multiplicamos su volumen por la densidad del hierro.

Procedemos al cálculo del volumen, calculando primero la longitud, que posteriormente multiplicaremos por la altura del perfil, 450 mm en nuestro caso, y por el espesor del perfil, 20 mm.

$$L = \pi \cdot 8123 = 25519,16\text{mm}$$

$$L = 25,52 \text{ m}$$

Procedemos al cálculo del volumen:

$$V = 25,52\text{m} \cdot 0,45\text{m} \cdot 0,02\text{m} = 0,229\text{m}^3$$

El peso de la chapa será:

$$0,229 \text{ m}^3 \times 7850 \text{ kg/m}^3 = 1797,6 \text{ kg}$$

$$\text{Peso chapa de cierre} = 1.798 \text{ kg}$$



Podemos ver el peso total del anillo de la bóveda en la siguiente tabla:

Peso perfil de la bóveda	4204 kg
Peso chapa de cierre	1798 kg
TOTAL	6002 kg

Tabla 26: Peso total del anillo de la bóveda.

15.3. Peso de los refractarios

Recordamos que en el apartado 2.2 de la presente memoria de cálculo se estudió todo el revestimiento refractario para las diferentes partes del horno. Procedemos a hacer un resumen con los datos que calculamos en dicho apartado, así como el peso total de los diferentes refractarios. Todo ello queda reflejado en la siguiente tabla:

Zona	Elemento	Peso (kg)
Solera	Polvo de chamota	7547,08
	Ladrillos de chamota	29570,64
	Ladrillos de magnesita alquitranada	106516,64
	Polvo de magnesita alquitranada	20135,03
Pico de colada	Polvo de chamota	925,58
	Ladrillos de chamota	3603,80
	Ladrillos de magnesita alquitranada	12282,14
	Polvo de magnesita alquitranada	2912,26
Paredes	Ladrillos de cromo magnesita	74870,92
Ventana de trabajo	Ladrillos de cromo magnesita	1597,38
Bóveda	Ladrillos de cromo magnesita	38264,10
Hueco electrodos	Ladrillos aluminosos	2066,40
Hueco extracción	Ladrillos aluminosos	1377,60



de gases	
TOTAL	301669,57

Tabla 27: Tabla resumen del peso de los refractarios.

15.4. Peso de los electrodos

El cálculo de los electrodos se realizó en el apartado 2.5 de la presente memoria de cálculo. Se escogieron unos electrodos de 650 mm de diámetro, y con una longitud de 3000 mm. El peso de dichos electrodos es de 1258 kg. Como el horno tiene tres electrodos en peso total de los electrodos será:

$$1258 \text{ kg} \times 3 = 3774 \text{ kg}$$
$$\text{Peso de los tres electrodos} = 3774 \text{ kg}$$

15.5. Peso elementos auxiliares

Establecemos en un 20% del peso total calculado hasta ahora, el peso correspondiente a los elementos auxiliares tales como el portaelectrodos, cuna, mecanismos de subida y bajada de electrodos y bóveda, cables eléctricos, etc... En la tabla 28 podemos ver los pesos que hemos calculado:

Elemento	Peso (kg)
Envoltura	54950,00
Anillo de bóveda	6002,00
Refractarios	301669, 57
Electrodos	3774,00
TOTAL	366395,57

Tabla 28: Pesos calculados.



Por tanto el peso para los elementos auxiliares será de:

$$366395,57 \text{ kg} \times 0,2 = 73279,11 \text{ kg}$$

$$\text{Peso elementos auxiliares} = 73279,11 \text{ kg}$$

15.6. Peso del agua de refrigeración

Debemos tener en cuenta como un peso más del equipo del horno, la cantidad de agua empleada como refrigerante en el circuito continuo durante el curso del proceso de fabricación.

La cantidad de agua en el anillo de bóveda viene dada por la capacidad del mismo. Debemos recordar que el anillo de la bóveda está formado por un perfil HEB de alas anchas de 450 mm de altura y 300 mm de ala, encontrándose cerrado por uno de sus lados, con ayuda de chapa de 20 mm de grosor, como podemos observar en la figura 12.

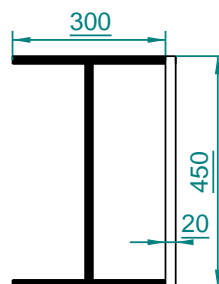


Figura 12: Capacidad de refrigeración del anillo de la bóveda.

Anteriormente hemos procedido al cálculo del desarrollo del anillo de la bóveda, obteniendo como resultado 24,58 m. Las medidas interiores del marco formado por la mitad del perfil HEB y por la pletina que lo cierra son 398 mm y 143 mm. Para el cálculo del volumen solo



hay que multiplicar estos datos, obteniendo un volumen de agua para el anillo de:

$$V_{\text{agua anillo}} = 24,58 \text{ m} \times 0,398 \text{ m} \times 0,143 \text{ m} = 1,40 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{agua anillo}} = 1,40 \text{ m}^3$$

Considerando que la densidad del agua es 1000 kg/m^3 se obtiene una masa de agua referente al agua de la bóveda de:

$$M_{\text{agua anillo}} = 1,40 \text{ m}^3 \times 1000 \text{ kg/m}^3 = 1400 \text{ kg}$$

$$M_{\text{agua anillo}} = 1400 \text{ kg}$$

15.7. Balance de pesos

Necesitamos dotar a las instalaciones de una cimentación adecuada, por lo que incrementamos en un 5% el peso que hasta ahora habíamos calculado. En este porcentaje de incremento se pretende recoger el peso de todos aquellos elementos de difícil valoración con respecto al peso. Resumimos en la siguiente tabla el peso total del horno incluida la carga del mismo:

	Peso (Kg)
Peso de la carga	165922,80
Peso de la envoltura	54950,00
Peso del anillo de la bóveda	6002,00
Peso de los refractarios	301669,57
Peso de los electrodos	3774,00
Peso de los elementos auxiliares	73279,11
Peso del agua de refrigeración	1400,00
Peso elementos difícil valoración (5%)	30349,89



TOTAL

638864,85

Tabla 29: Peso total del horno.

La cimentación del horno estará formada por hormigón armado de 350 kg/cm² de resistencia característica.

Consideramos un coeficiente de resistencia del terreno 1,00 Kg/cm², por ser este el caso más desfavorable.

La cimentación está formada por la bancada de fundamento del horno, y el pozo de colada. Esta cimentación está constituida por una losa continua de espesor medio de 70 mm en las zonas de apoyo de la cuchara, en tanto que el fundamento del horno está formado por un bloque tronco-piramidal, convenientemente armado, sobre el que se asientan dos vigas de sección rectangular, también de hormigón armado, encima de las cuales, se coloca sendas placas de anclaje a las que se soldarán dos perfiles HEB UNE-EN 10025 sobre los que bascula el horno.

Para el cálculo de la cimentación, vamos a proceder a calcular el peso de cada uno de los componentes de la cimentación:

- Peso del bloque tronco-piramidal:

Las medidas del bloque tronco piramidal son 2000 mm x 6400 mm x 7200 mm. Y la densidad del hormigón armado es de 2400 kg/m³.

$$P_{\text{bloquetronco-piramidal}} = (2,0m \cdot 6,4m \cdot 7,2m) \cdot 2400 \text{ kg} / m^3 = 221184 \text{ kg}$$



- Peso de las vigas:

Las medidas de las vigas son 1500 mm x 5800 mm x 3400 mm. Colocamos dos vigas de hormigón armado encima del bloque tronco piramidal.

$$P_{vigas} = (1,5m \cdot 5,8m \cdot 3,4m) \cdot 2400kg / m^3 = 70992kg$$

Al tener dos vigas, el peso de ambas es:

$$P_{vigas} = 70992 \cdot 2 = 141984kg$$

- Peso del perfil HEB:

Las medidas del perfil normalizado seleccionado son HEB 450, con una anchura de alas de 300 mm, una altura de 450 mm y una longitud de 5,4 m. Siendo el peso del perfil metálico igual a 171 kg/m lineal.

$$P_{perfilHEB} = 5,4m \cdot 171kg / m = 923,4kg$$

- Peso total del horno:

El peso total del horno ha sido calculado en el apartado 11.7 de la presente memoria de cálculo.

$$P_{totaldelhorno} = 638864,83kg$$

Podemos ver un resumen de los pesos de los componentes de la cimentación en la siguiente tabla:



Peso bloque tronco-piramidal	221184 kg
Peso vigas	141984 kg
Peso perfil HEB	923,4 kg
Peso total horno	638864,83 kg
TOTAL	1002956,23 kg

Tabla 30: Pesos componentes cimentación.

Procedemos al cálculo de las dimensiones de la bancada para poder con la carga de todo el peso de los componentes,

$$S_{bancada} = x \cdot y$$

$$Capacidad_{carga-bancada} = S_{bancada} \cdot r_{terreno}$$

Recordamos que la resistencia del terreno es de 1 kg/cm²,

$$Capacidad_{carga-bancada} = S_{bancada} \cdot 1kg / cm^2$$

$$Capacidad_{carga-bancada} = x \cdot y \cdot 1kg / cm^2$$

La proporción que tenemos que guardar entre x/y es de 0,81,

$$x = 0,81 \cdot y$$

$$Capacidad_{carga-bancada} = 0,81 \cdot y \cdot y \cdot 1kg / cm^2$$

$$Capacidad_{carga-bancada} = 0,81 \cdot y^2$$

El peso total que debe soportar la bancada es,

$$1002956,23 = 0,81 \cdot y^2$$

$$y = 1112,75cm$$

$$y = 11127,5mm \approx 11200mm$$



Como,

$$x = 0,81 \cdot y$$

$$x = 0,81 \cdot 11200 = 9072 \approx 9100 \text{ mm}$$

Luego las dimensiones de la bancada deben ser 11200 mm x 9100 mm, siendo la superficie proporcionada por la misma,

$$S_{\text{bancada}} = 11200 \text{ mm} \cdot 9100 \text{ mm} = 101606400 \text{ mm}^2$$

$$S_{\text{bancada}} = 1016064 \text{ cm}^2$$

Por lo tanto, la capacidad de carga de la bancada, medida en kg, es la siguiente,

$$Capacidad_{\text{carga-bancada}} = 1016064 \text{ cm}^2 \cdot 1 \text{ kg} / \text{cm}^2 = 1016064 \text{ kg}$$

El peso total que debe soportar la bancada es de 1002956,23 kg y la capacidad de carga del terreno para la bancada propuesta es de 1016064 kg, por lo que la capacidad de carga de la bancada supera en 13108 kg el peso total que debe soportar, más la cimentación que gravita sobre el terreno, con lo que queda asegurado el sostenimiento de todo el equipo.



ANEXOS

ÍNDICE ANEXOS

ANEXO I:	Piezas refractarias para el paso de electrodos	261
-----------------	--	-----

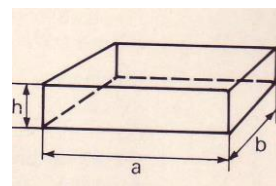
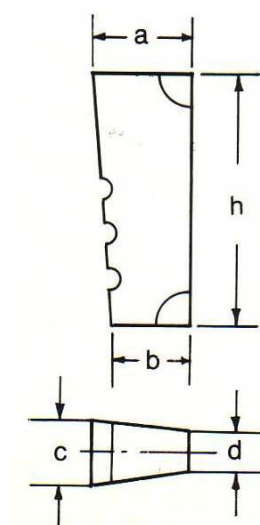


ANEXO II: Ladrillos refractarios formatos rectangulares	262
ANEXO III: Ladrillos refractarios formatos media asta	263
ANEXO IV: Diámetro de los electrodos	264
ANEXO V: Niples	265
ANEXO VI: Puentes grúa	266
ANEXO VII: Pulpos	267
ANEXO VIII: Ladrillos refractarios tipo cuña	268
ANEXO IX: Ladrillos refractarios formatos rectangulares	269
ANEXO X: Pérdidas de carga en tuberías	270
ANEXO XI: Pérdidas de carga en accesorios	271
ANEXO XII: Pérdidas de carga en piezas especiales	272
ANEXO XIII: Características grupo motobomba	273
ANEXO XIV: Dimensiones grupo motobomba	274
ANEXO XV: Dimensiones perfiles metálicos HEB, HEA	275
ANEXO XVI: Torre de refrigeración	276



Anexo I

PIEZAS PARA EL PASO DE ELECTRODOS							
Dimensiones en mm					Volumen (dm ³)	Peso den. (3,10)	Ø interior
a	b	c	d	h			
140	130	89	45	375	3,39	10,5	285
140	130	74	45	375	3,01	9,3	435
140	130	69	51	375	3,03	9,4	795
140	130	65	55	375	3,03	9,4	1540
170	156	85	52	500	5,46	16,9	536
170	156	75	61,5	500	5,44	16,8	1548

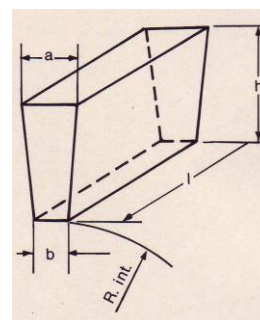


Anexo II

FORMATOS RECTANGULARES



Dimensiones en mm			Volumen	Masa (kg)	
a	b	c	dm ³	Den. 2,85	Den. 3,10
230	115	65	1,72	4,90	5,33
230	172		2,57	7,32	7,96
345	115		2,58	7,35	7,99
345	172		3,86	11,00	11,96
230	115	76	2,01	5,72	6,23
230	172		3,01	8,57	9,33
345	115		3,02	8,60	9,36
345	172		4,51	12,85	13,98
250	125	65	2,03	5,78	6,29
250	187		3,03	8,63	9,39
375	125		3,05	8,69	9,45
250	125	76	2,38	6,78	7,37
250	187		3,55	10,11	11,00
375	125		3,56	10,14	11,03
300	150	65	2,93	8,35	9,08
300	225		4,38	12,48	13,57
450	150		4,39	12,51	13,60
300	150	76	3,42	9,74	10,60
300	225		5,13	14,62	15,90
450	150		5,13	14,62	15,90



Anexo III

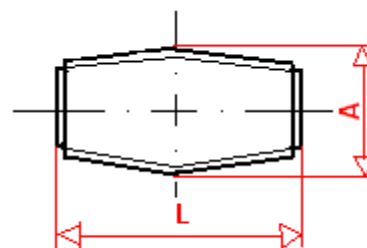
FORMATOS CUÑA DE MEDIA ASTA

Dimensiones en mm					Masa (kg)		
a	b	c	l	Radio interior	Volumen dm ³	Den. 2,85	Den. 3,10
90	40			94			
78	52			235			
75	55			322			
73	57	115	230	417	1,72	4,90	5,33
71,5	58,5			469			
70	60			701			
68	62			1207			
78	52	115	345	235	2,58	7,35	8,00
70	60			701			
67,5	62,5	172	230	2184	2,57	7,32	7,96
72,5	57,5			670			
73	57			453			
70	60	125	250	762	2,03	5,78	6,29
68	62			1312			
80	50	150	300	255	2,92	8,32	9,05
70	60			915			

Anexo IV



Diámetros en mm de los electrodos					
Diámetro nominal	Diámetro teórico	Tolerancia máxima	Tolerancia mínima	Longitud (mm)	Masa sin niples (kg)
75	76	78	73	1000	7,2
				1200	8,6
				1500	10,7
100	107	103	98	1000	12,4
				1200	15,0
				1500	18,8
130	130	132	127	1000	20,9
				1200	25,0
				1500	31,4
150	152	154	149	1200	33,7
				1500	42,1
175	178	179	174	1200	44,4
				1500	55,5
200	203	205	200	1500	75,9
				1800	91,0
225	229	230	225	1500	94,5
				1800	113,4
250	254	256	251	1500	115,4
				1800	138,5
300	305	307	302	1500	168,0
				1800	202,0
350	356	357	352	1500	224,0
				1800	269,0
400	406	408	403	1500	293,0
				1800	352,0
450	457	460	454	1500	379,0
				1800	455,0
				2100	531,0
500	508	511	505	1800	553,0
				2100	645,0
550	559	562	556	1800	677,0
				2100	790,0
600	610	613	607	2100	943,0
				2400	1078,0
650	659	662	656	2400	1006,4
				3000	1258,0



Anexo V

Electrodos		Niples	
Diámetro nominal (mm)	A (mm)	L (mm)	Peso medio niples (kg)
75	46,04	76,20	0,14
100	69,85	101,60	0,45
130	79,38	127,00	0,73
150	92,08	139,70	1,13
175	107,95	165,10	1,81
200	122,24	177,80	2,54
225	139,70	177,80	3,50
250	152,40	190,50	4,60
300	177,80	215,90	7,00
350	203,20	254,00	11,40
400	222,25	304,80	15,70
450	241,30	304,80	18,60
500	269,88	355,60	28,00
550	298,45	355,60	34,00
600	317,50	355,60	39,00
650	348,48	406,00	42,25
700	373,90	428,95	45,50



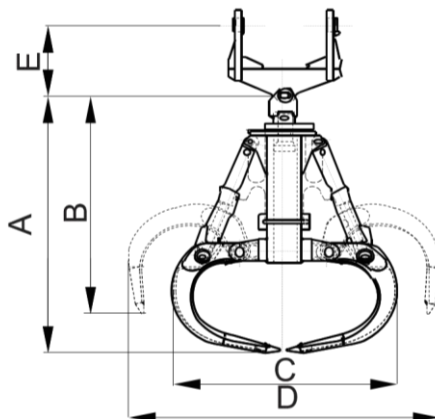
Anexo VI

Tipo de puente grúa	Capacidad máxima (t)	Luz máxima (m)
ZLV	12,5	14,5
	16	11,5
	40	36
ZLK	50	33
	80	30
	100	27
	120	25
	150	30

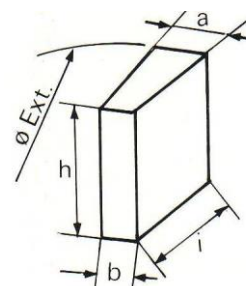




Anexo VII



Modelo	Capacidad	Nº de garras	Presión trabajo	Grúa SWL	Peso	Dimensiones mm				
	m ³		bar	t	kg	A	B	C	D	E
PNA-1000-3	1	5	250	4,4	1860	2250	1980	1920	2600	Según tipo de suspensión de carretilla/grúa
PNA-1500-3	1,5	5	250	6	2100	2440	2000	1970	2980	
PNA-2000-3	2	5	250	8	3000	3060	2500	2400	3625	
PNA-2500-3	2,5	5	250	9,5	3250	3210	2550	2540	3880	
PNA-3000-3	3	6	250	12	4350	3400	2660	2500	4200	
PNA-4000-3	4	6	250	14,6	4560	3500	2675	2600	4475	
PNA-5000-3	5	6	250	17,3	4800	3620	2690	2940	4655	



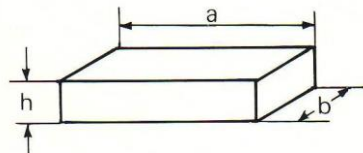
Anexo VIII

FORMATO TIPO CUÑA

Espesor	Dimensiones			Ø interior	Volumen dm ³	Peso den. (3,10)
	a	b	h			
115	89	63		796		
	84	68	230	1222	2,01	6,23
	79	73		3067		
125	135	115		1700		
	130	120	250	3275	3,09	12,10
	128	122		5375		
155	113	87		1359	3,87	12
	110	90		1720	3,87	12
	105	95	250	3286	3,87	12
	75	65		2356	2,71	8,40
	69	62		3100	2,53	7,84
230	63	40		1280	2,96	9,17
	73	58	250	2270	3,76	11,65
	68	62		5290	3,74	11,59



Anexo IX



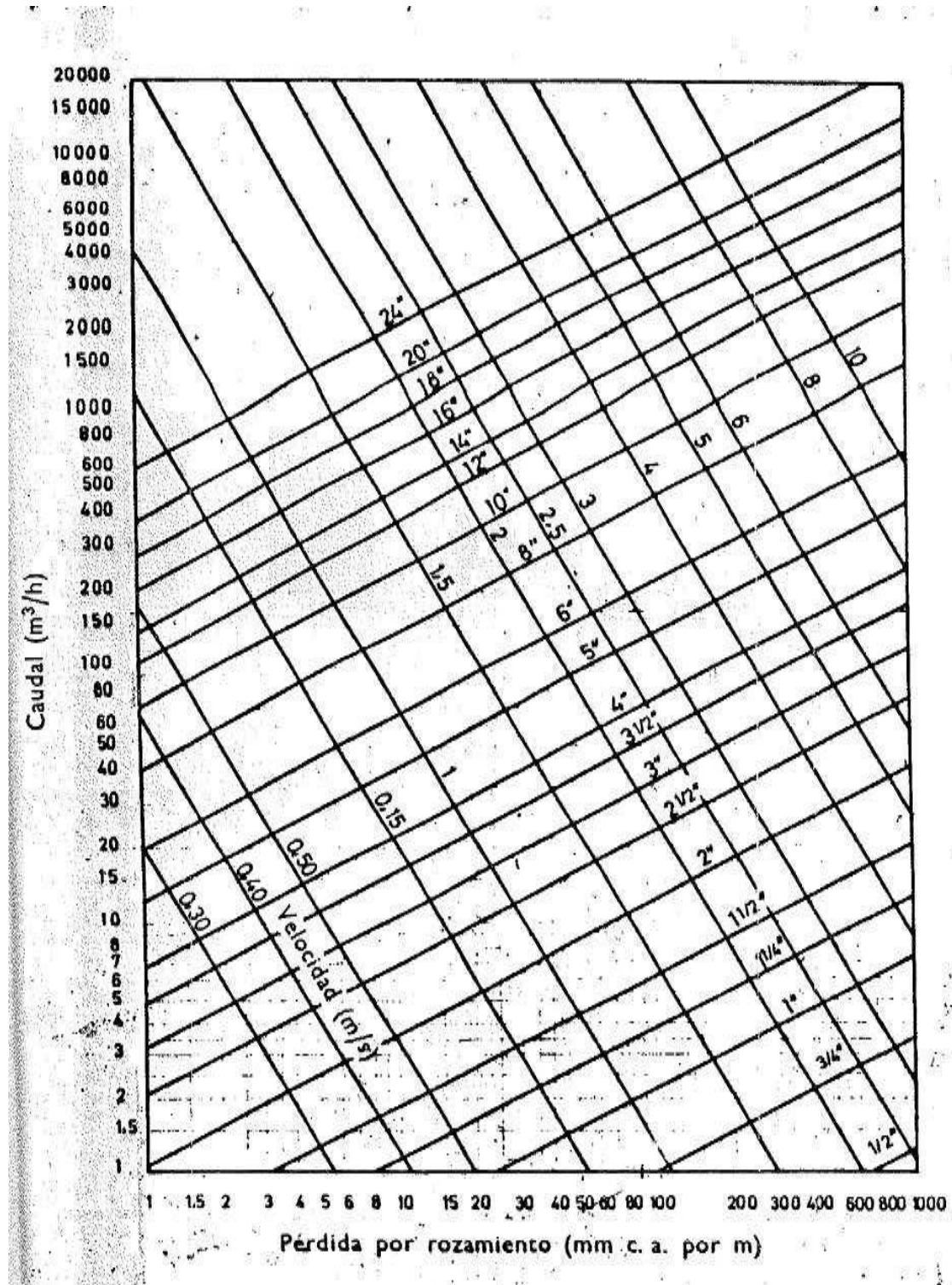
FORMATO RECTANGULARES

Tipo	Dimensiones			Volumen	Peso den.
	a	b	h	dm ³	3,10
Permanente	230	115	76	2,01	6,23
	250	125		2,38	7,37
	300	150		3,42	10,60
De trabajo	250	250	100	6,25	19,37
	345	172		5,93	18,39
	350	200		7	21,70
	300	225		6,75	20,92
	375	225		8,44	26,16
	375	350		13,12	40,69
	400	400		16	49,60



Anexo X

PERDIDAS DE CARGA EN TUBERIAS





Anexo XI

PERDIDAS DE CARGA EN ACCESORIOS

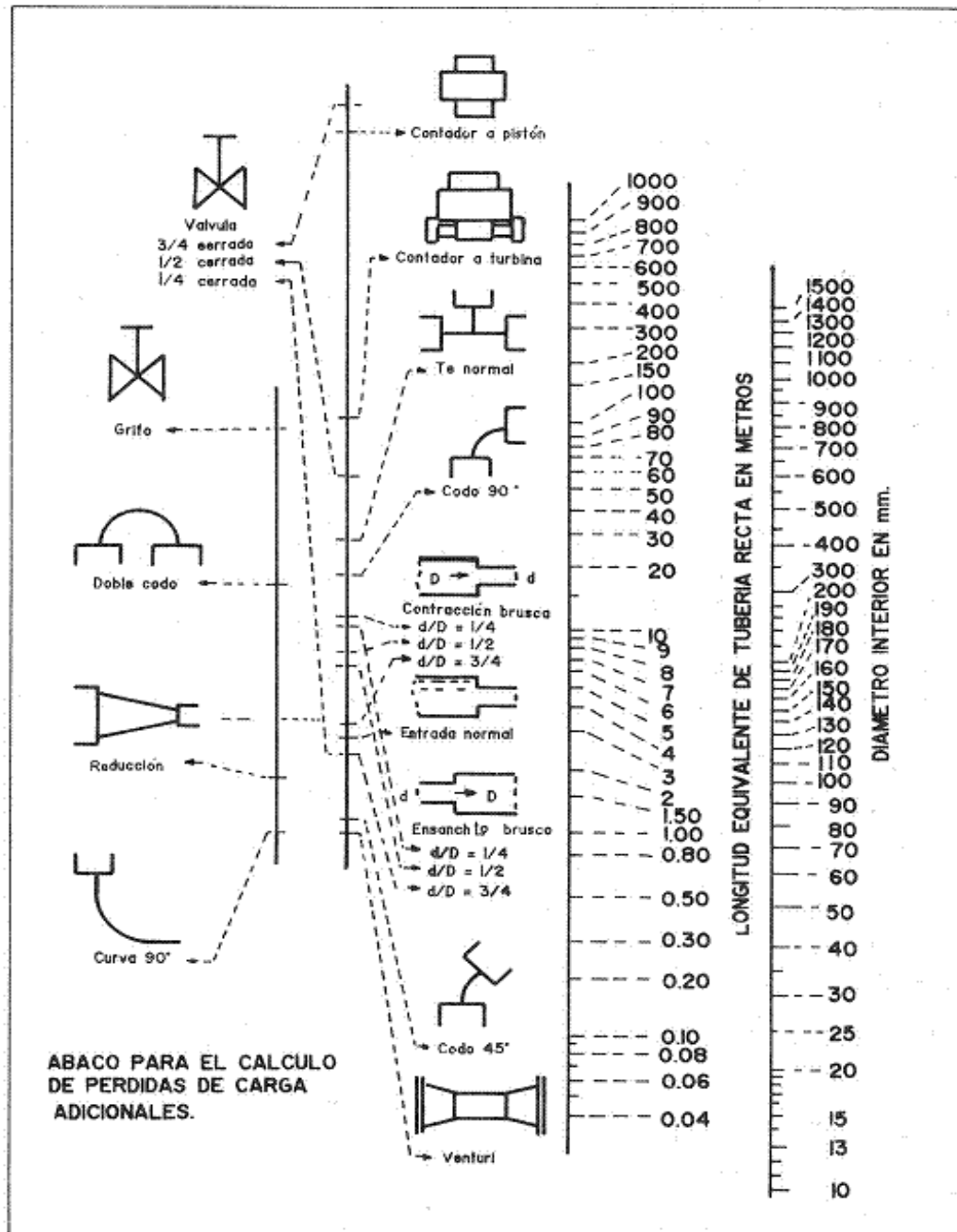
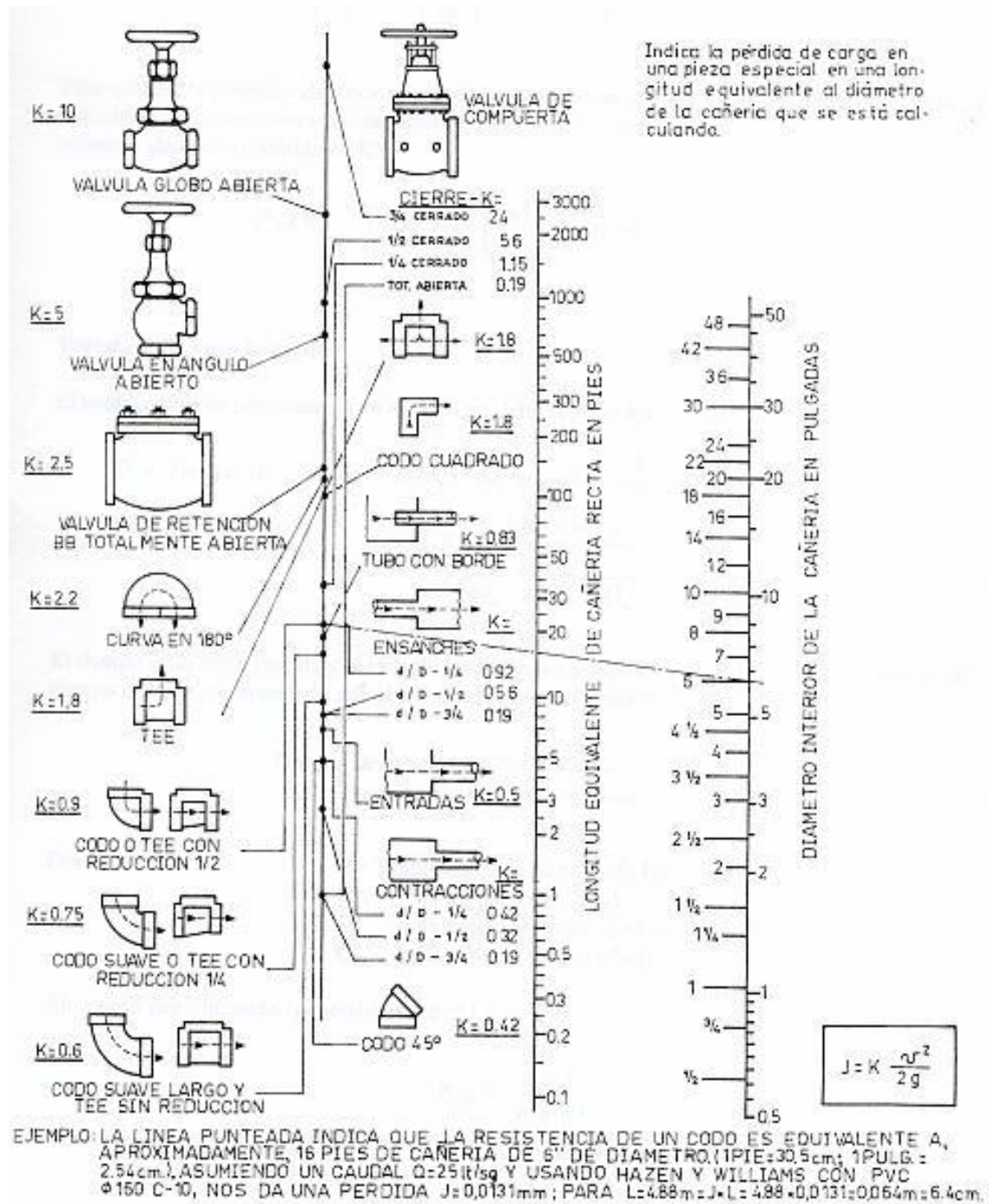


Figura 3.20. Nomograma para la determinación de pérdidas de carga localizadas



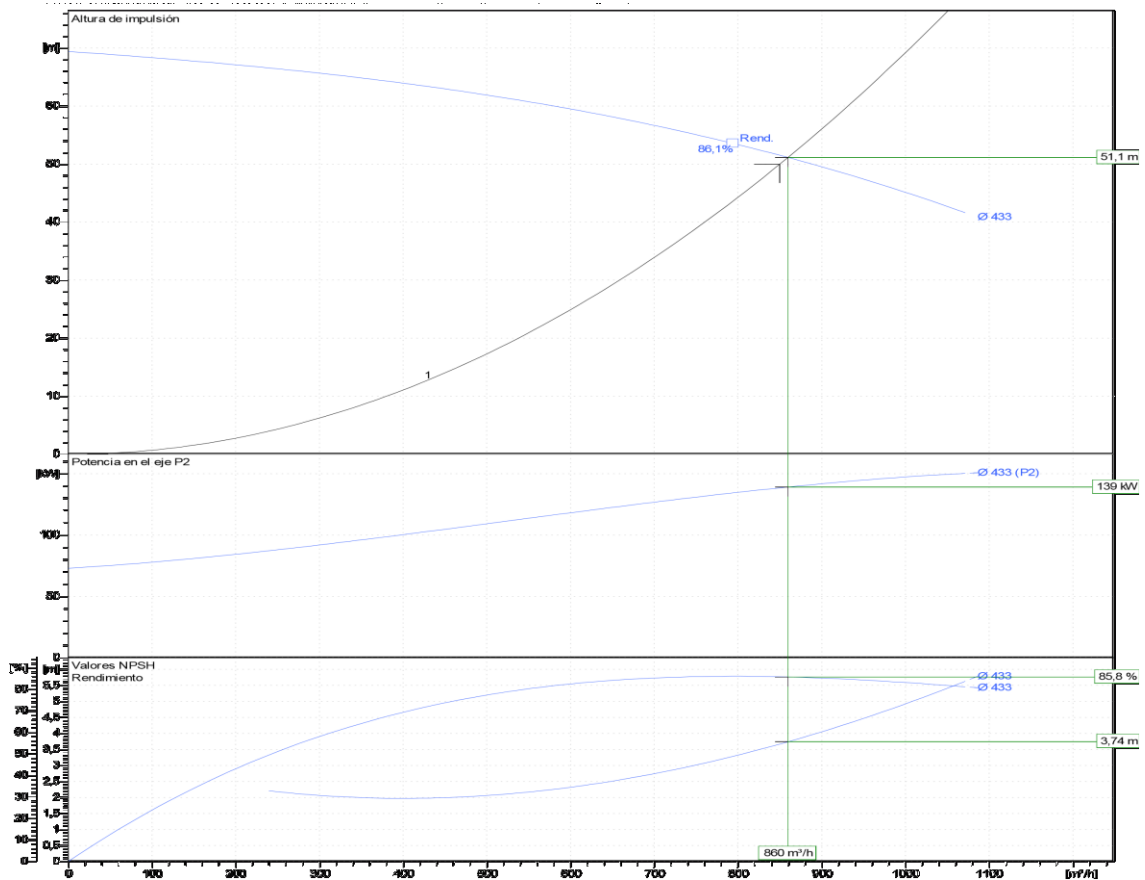
Anexo XII

PERDIDAS DE CARGA EN PIEZAS ESPECIALES





Anexo XIII

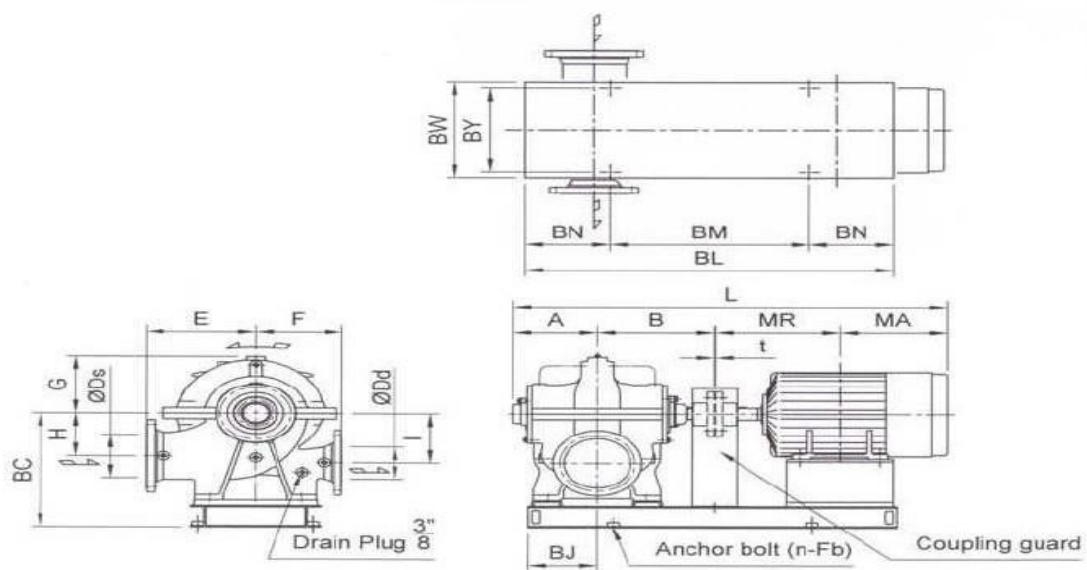


CARACTERÍSTICAS GRUPO MOTOBOMBA

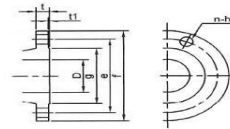
Caudal	850 m³/h	Tipo de construcción	Horizontal sobre bancada
Altura de impulsión	50 m	Potencia absorbida	139,05 kW
Frecuencia	50 Hz	rendimiento	85,8 %
Velocidad	1450 l/min	Caudal aspiración máx.	1090 m³/h
Presión entrada	10kPa	Potencia motor	150 kW
Nombre bomba	300x250CNHA	Peso motor	1030 kg
Fabricante	P5EI	Tensión eléctrica	400 V
		Corriente eléctrica	262 A



Anexo XIV



Flange Dimension - Flange (JIS 16K RF)



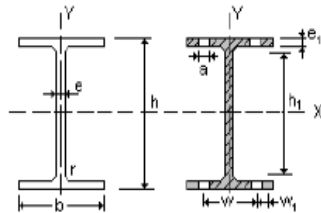
Dimensiones (mm)				Lado aspiración (mm)		Lado impulsión (mm)	
A	300	Fb	M20	D	300	D	250
B	500	G	337	e	430	e	380
BC	636	H	275	f	480	f	430
BJ	295	I	295	g	395	g	345
BL	1800	L	2031	h	27	h	25
BM	2x725	MA	552,5	n	12	n	12
BY	580	MR	614,5	t	36	t	34
Dd	250	n	6	t1	3	t1	2
Ds	300	t	4				
E	495	weight	1866				
F	405						



Anexo XV

DIMENSIONES PERFILES METÁLICOS HEB, HEA

Tabla 2.A1.3.- Perfiles HEB, HEA



A = Área de la de la sección
 S_x = Momento estático de media sección, respecto a X.
 I_x = Momento de inercia de la sección, respecto a X.
 $W_x = 2I_x : h$. Módulo resistente de la sección, respecto a X.
 $i_x = (I_x : A)^{1/2}$. Radio de giro de la sección, respecto a X.
 I_y = Momento de inercia de la sección, respecto a Y.
 $W_y = 2I_y : b$. Módulo resistente de la sección, respecto a Y.
 $i_y = (I_y : A)^{1/2}$. Radio de giro de la sección, respecto a Y

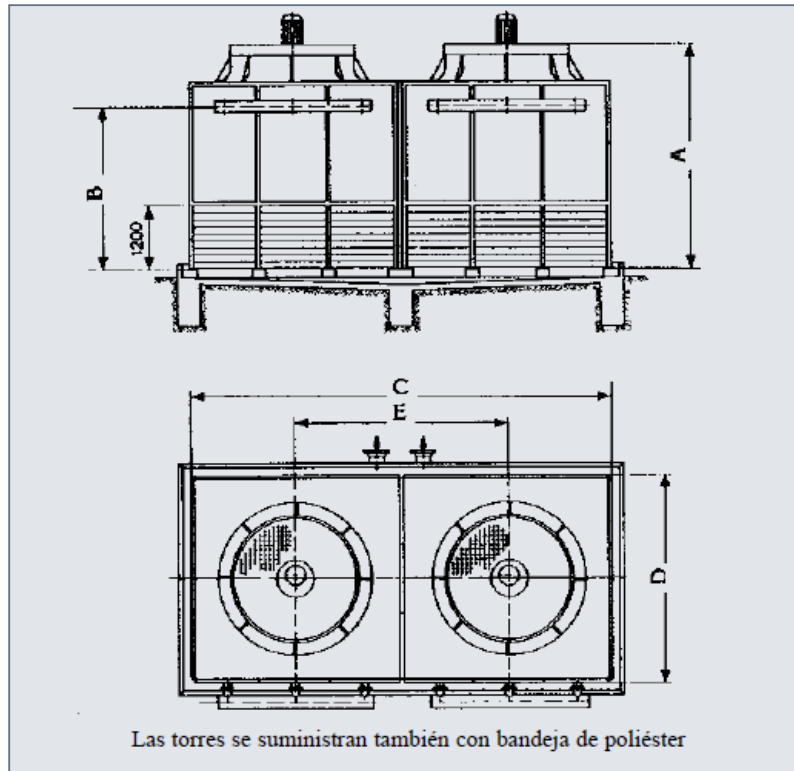
I_t = Módulo de torsión de la sección.
 I_a = Módulo de alabeo de la sección.
u = Perímetro de la sección.
a = Diámetro del agujero del roblón normal.
w = Gramil, distancia entre ejes de agujeros.
 h_1 = Altura de la parte plana del alma.
p = Peso por metro.

Perfil	Dimensiones							Términos de la sección										Agujeros			Peso p kp/m
	h mm	b mm	e mm	e ₁ mm	r mm	h ₁ mm	u mm	A cm ²	S _x cm ³	I _x cm ⁴	W _x cm ³	i _x cm	I _y cm ⁴	W _y cm ³	i _y cm	I _t cm ⁴	I _a cm ⁶	w mm	w ₁ mm	a mm	
HEB 100	100	100	6,0	10	12	56	567	26,0	52,1	450	90	4,16	167	33	2,53	9,34	3375	55	-	13	20,4
HEB 120	120	120	6,5	11	12	74	686	34,0	82,6	664	144	5,04	318	53	3,06	14,9	9410	65	-	17	26,7
HEB 140	140	140	7,0	12	12	92	805	43,0	123	1509	216	5,93	550	79	3,58	22,5	22480	75	-	21	33,7
HEB 160	160	160	8,0	13	15	104	918	54,3	177	2492	311	6,78	889	111	4,05	33,2	47940	85	-	23	42,6
HEB 180	180	180	8,5	14	15	122	1040	65,3	241	3831	426	7,66	1363	151	4,57	46,5	93750	100	-	25	51,2
HEB 200	200	200	9,0	15	18	134	1150	78,1	321	5696	570	8,54	2003	200	5,07	63,4	171100	110	-	25	61,3
HEB 220	220	220	9,5	16	18	152	1270	91,0	414	8091	736	9,43	2843	258	5,59	84,4	295400	120	-	25	71,5
HEB 240	240	240	10,0	17	21	164	1380	106,0	527	11259	938	10,3	3923	327	6,08	110	486900	90	35	25	83,2
HEB 260	260	260	10,0	17,5	24	177	1500	118,4	641	14919	1150	11,2	5135	395	6,58	130	753700	100	40	25	93
HEB 280	280	280	10,5	18	24	196	1620	131,4	767	19270	1380	12,1	6595	471	7,09	153	1130000	110	45	25	103
HEB 300	300	300	11,0	19	27	208	1730	149,1	934	25166	1680	13,0	8563	571	7,58	192	1688000	120	50	25	117
HEB 320	320	300	11,5	20,5	27	225	1770	161,3	1070	30823	1930	13,8	9239	616	7,57	241	2069000	120	50	25	127
HEB 340	340	300	12,0	21,5	27	243	1810	170,9	1200	36656	2160	14,6	9890	646	7,53	278	2454000	120	50	25	134
HEB 360	360	300	12,5	22,5	27	261	1850	180,6	1340	43193	2400	15,5	10140	676	7,49	320	2893000	120	50	25	142
HEB 400	400	300	13,5	24	27	298	1930	197,8	1620	57680	2880	17,1	10819	721	7,4	394	3817000	120	50	25	155
HEB 450	450	300	14,0	26	27	344	2030	218	1990	79887	3550	19,1	11721	781	7,33	500	5258000	120	50	25	171
HEB 500	500	300	14,5	28	27	390	2120	238,6	2410	107176	4290	21,2	12624	842	7,27	625	7018000	120	45	28	187
HEB 550	550	300	15,0	29	27	438	2220	254,1	2800	136091	4970	23,2	13077	872	7,17	701	8856000	120	45	28	199
HEB 600	600	300	15,5	30	27	486	2320	270,0	3210	171041	5700	25,2	13530	902	7,08	783	10965000	120	45	28	212
HEA 100	96	100	5,0	8	12	56	561	21,2	41,5	349	73	4,06	134	27	2,51	4,83	2581	55	-	13	16,7
HEA 120	114	120	5,0	8	12	74	677	25,3	59,7	606	106	4,89	231	38	3,02	5,81	6472	65	-	17	19,9
HEA 140	133	140	5,5	8,5	12	92	794	31,4	86,7	1033	155	5,73	389	56	3,52	8,22	15060	75	-	21	24,7
HEA 160	152	160	6,0	9	15	104	906	38,8	123	1673	220	6,57	616	77	3,98	11,3	31410	85	-	23	30,4
HEA 180	171	180	6,0	9,5	15	122	1020	45,3	162	2510	294	7,45	925	103	4,52	14,7	60210	100	-	25	35,5
HEA 200	190	200	6,5	10	18	134	1140	53,8	215	3692	389	8,28	1336	134	4,98	19,2	108000	110	-	25	42,3
HEA 220	210	220	7,0	11	18	152	1260	64,3	284	5410	515	9,17	1955	178	5,51	28	193300	120	-	25	50,5
HEA 240	230	240	7,5	12	21	164	1370	76,8	372	7763	675	10,1	2769	231	6,0	39,4	328500	90	35	25	60,3
HEA 260	250	260	7,5	12,5	24	177	1480	86,8	460	10455	836	11,0	3668	282	6,5	47,8	516400	100	40	25	68,2
HEA 280	270	280	8,0	13	24	196	1600	97,3	556	13673	1010	11,9	4763	340	7,0	58,3	785400	110	45	25	76,4
HEA 300	290	300	8,5	14	27	208	1720	112,5	692	18263	1260	12,7	6310	421	7,49	77,7	1200000	120	50	25	88,3
HEA 320	310	300	9,0	15,5	27	225	1780	124,4	814	22928	1480	13,6	6985	466	7,49	105	1512000	120	50	25	97,6
HEA 340	330	300	9,5	16,5	27	243	1790	133,5	925	27693	1680	14,4	7436	496	7,46	127	1824000	120	50	25	105
HEA 360	350	300	10,0	17,5	27	261	1830	142,8	1040	33090	1890	15,2	7887	526	7,43	152	2177000	120	50	25	112
HEA 400	390	300	11,0	19	27	298	1910	159	1280	45069	2310	16,8	8564	571	7,34	197	2942000	120	50	25	125
HEA 450	440	300	11,5	21	27	344	2010	178	1610	63722	2900	18,9	9465	631	7,29	265	4148000	120	50	25	140
HEA 500	490	300	12,0	23	27	390	2110	197,5	1970	86975	3550	21,0	10367	691	7,24	347	5643000	120	45	28	155
HEA 550	540	300	12,5	24	27	438	2210	211,8	2310	111932	4150	23,0	10819	721	7,15	398	7189000	120	45	28	166
HEA 600	590	300	13,0	25	27	486	2310	226,5	2680	141208	4790	25,0	11271	751	7,05	464	8978000	120	45	28	178



Anexo XVI

TORRE DE REFRIGERACIÓN



Torres tipo EWB 3460 - EWB 7200

Torre tipo	Potencia en KW con th. = 24°C		Peso en		Potencia Motor KW	Dimensiones (mm)				
	35/30°C	40/30°C	Servicio Kg	Vacío Kg		A	B	C	D	E
EWB 3460/03	5087	6686	7675	5870	2 x 22	4052	2848	7350	4900	3650
EWB 3460/06	5669	7558	8140	6335	2 x 22	4052	2848	7350	4900	3650
EWB 3460/09	-	8605	8605	6800	2 x 22	4052	2848	7350	4900	3650
EWB 4600/03	6686	9186	11050	7550	2 x 22	4268	2848	9750	4900	4850
EWB 4600/06	7500	10174	11675	8175	2 x 22	4268	2848	9750	4900	4850
EWB 4600/09	-	11453	12300	8800	2 x 22	4268	2848	9750	4900	4850
EWB 5750/03	8372	-	14950	9950	2 x 30	4322	2848	9750	6100	4850
EWB 5750/06	9390	12741	15525	10725	2 x 30	4322	2848	9750	6100	4850
EWB 5750/09	-	14244	16300	11500	2 x 30	4322	2848	9750	6100	4850
EWB 7200/06	11628	15988	20230	15030	2 x 37	4266	2848	12250	6150	6100
EWB 7200/09	-	17733	21200	16000	2 x 37	4266	2848	12250	6150	6100