

Facultad de Ingeniería Mecánica Colectivo de Mecánica Aplicada

Evaluación de la resistencia mecánica del cuerpo del horno durante su reparación por soldadura

Autor: Elilaura Ruiz Gutiérrez

Tutores: Dr.C. Rafael Antonio Goytisolo Espinosa Ing. Raúl Alfonso Rodríguez Ing. Abdel Mendoza Fernández

> Junio 2013 "Año 55de la Revolución"

DECLARACIÓN DE AUTORIDAD UNIVERSIDAD DE CIENFUEGOS



Sistema de Documentación y Proyecto.

Hago constar que el presente trabajo constituye la culminación de los estudios en la especialidad de Ingeniería Mecánica en la Universidad de Cienfuegos, autorizando a que el mismo sea utilizado por el Centro de Estudio Superior para los fines que estime conveniente, ya sea parcial o totalmente, que además no podrá ser presentado sin la aprobación de dicha institución.

Firma del autor.

Los abajo firmantes certificamos que el presente trabajo ha sido según acuerdo de la dirección del centro y el mismo cumple los requisitos que debe tener un trabajo de esta envergadura, referido a la temática señalada.

Información Científico Técnico Nombre y Apellidos. Firma.

Vice Decano.

Firma del Tutor

Nombre y Apellidos. Firma.

Sistema de Documentación y Proyecto. Nombre y Apellido. Firma.



"Lo imposible solo reina en el pensamiento de los incapaces"

José martí



Dedico este trabajo de Diploma especialmente a mi mamá, a mi papá y mis hermanos porque sin ellos no hubiera sido posible. Porque son ellos el motor impulsor de mi vida.

También a mis suegros y a mi esposo que siempre están a mi lado apoyándome en todo.

A mi abuela Zoila que fue mi ejemplo de lucha incansable a pesar de no estar ya a mi lado y en general a toda mi familia y a mi amigo Jesús Ernesto que hicieron que este Trabajo de diplomase convirtiera en realidad.



A mí mamá, mí papá y mís hermanos por estar siempre presente en todo lo que hago, por ayudarme a levantarme de las batallas perdídas y darme fuerzas para construír un futuro.

A mi abuela que es la razón de ser de mi vida, por haber sido mi segunda mamá y a la vez mi papá.

A mís tías Maríza y Gloría que cada día me guían y me apoyan en cada paso que doy.

A mis primos y en especial a mi prima Andrisbel y Maider que son mi ejemplo y mi seres más querido por ser mis hermanas mayores y amigas.

A mís suegros que durante estos años me han acompañado.

A mí esposo y al bebe que víene en camíno por ser la ínspíración a conseguir cada día superarme y ser una mejor persona.

A mís tutores Rafael Antonio Goytisolo Espínosa Y Raúl Alfonso Rodríguez por su paciencia y su esfuerzo.

A mis amigos y compañeros de aula que siempre están a mi lado en especial a Javier y Yanier. A mis profesores por hacer de mi lo que soy hoy En general a todos los que hicieron posible este Trabajo de diploma.



Resumen

Durante la campaña del año 2012 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A.", se puso en operación, después de un período prolongado de parada, el Horno de Clinker de la Línea No. 1 producto de la gran demanda de cemento del país y por lo tanto la necesidad de la Empresa de poder satisfacer esta demanda. En los primeros meses de operación el horno sufrió una avería conocida como "ahorcamiento" del horno en la posición de los rolos No. 3, se hacía necesario sustituir las chapas del cuerpo del horno en toda la zona deformada. Las chapas disponibles tenían un espesor de 50 mm, en lugar de 70 mm que era la necesaria en la pared del horno. Se planteó entonces la siguiente Situación Problémica: ¿Sería posible que el horno reparado con chapas de ese espesor soportara las enormes cargas de trabajo? En el trabajo se le da respuesta a esta interrogante. Se elaboró el complejo esquema de análisis del horno, contemplando todas las cargas existentes sobre el mismo, como una viga hiperestática, para determinar las reacciones en los rolos y poder construir el diagrama de fuerzas de cortante y momentos flectores del cuerpo. Se evaluó la resistencia a la fatiga de la soldadura practicada en el cuerpo del horno durante su reparación, resultando ésta satisfactoria. Se aplicó la Tecnología de la Mecánica de la Fractura confirmándose los resultados.

<u>Palabras Clave:</u> Hornos de <u>clinker</u>, viga hiperestática, reacciones en los rolos de apoyo, resistencia a la fatiga del cuerpo, Mecánica de la Fractura.



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN
Capítulo I. Características de diseño, constructivas y de operación de los hornos rotatorios en la producción de cemento
1.1 Aparición del primer horno rotatorio para la producción de clinker
1.2 Características generales de los hornos rotatorios para la producción de cemento y del Horno No. 1 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A."
1.3 Características fundamentales de los elementos del sistema de transmisión del Horno No. 1 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A."
1.3.1 Motor eléctrico. 9
1.3.2 Reductor cilíndrico. 9
1.3.3 Reductor final
1.4 Características del material del tubo del horno
1.5 Estado tensional y deformacional del tubo del horno que condujo a la avería.
1.6 Conclusiones del Capítulo I
Capítulo II. Esquema de Análisis del Horno No. 1 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A." y evaluación de la resistencia de los cordones de soldadura a la fatiga después de la reparación16
2.1 Esquema de análisis y cargas sobre el horno16
2.2 Cálculo de las reacciones en los apoyos y diagramas de cortante y de momentos flectores del horno
2.3 Cálculo de los factores de seguridad a la fatiga
2.4 Conclusiones del Capítulo II
Capítulo III. Aplicación de la Mecánica de la Fractura a la evaluación de la resistencia a la fatiga y de la vida residual de los cordones de soldadura del Horno No. 1 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A." después de su reparación
3.1 Modelo de posible defecto en los cordones de soldadura
3.2 Evaluación de las tensiones y de Modelo de Grieta para los cordones transversales
3.3 Estimación de la Tenacidad a la Fractura del acero mediante la correlación de Rolfe – Barsón.
3.4 Gráficas de Resistencia Residual y de Crecimiento Subcrítico para los Cordones Transversales.
3.5 Evaluación de las tensiones y de Modelo de Grieta para los cordones longitudinales

3.6 Gráficas de Resistencia Residual y de Crecimiento Subcrítico para los	
Cordones Longitudinales.	42
3.7 Conclusiones del Capítulo III.	43
CONCLUSIONES GENERALES	46
RECOMENDACIONES	48
BIBLIOGRAFÍA	50



INTRODUCCIÓN

Desde la puesta en marcha de la Empresa de Cemento "Karl Marx" en el año 1980 se comenzó a presentar dificultades con la resistencia mecánica volumétrica y superficial de los rolos de apoyo de los hornos rotatorios de cemento, por agrietamiento de los rayos de los mismos y desarrollo progresivo de estas grietas hasta la fractura total del rayo y la posterior extensión de la misma a los restantes rayos hasta que prácticamente todos los rayos sufrieran fractura y además se producía el deterioro de la superficie de trabajo de los rolos por desgaste, picadura superficial y deformación plástica. Esta situación desde un inicio fue planteada por la Empresa a la firma productora la cual, evidentemente, comenzó a investigar el problema y en las sucesivas compras de rolos que realizó la Empresa para garantizar los repuestos, la geometría de los rolos fue cambiada por la firma buscando una solución definitiva de la situación. Estos cambios en un principio no resolvieron el problema y los rolos siguieron agrietándose y en los primeros 20 años de producción de la Empresa se fue creando un verdadero cementerio de rolos agrietados en el patio de la misma.

Con el desmantelamiento del campo socialista y la llegada del Período Especial para nuestro país arrecian las dificultades de suministro de repuestos para la Empresa; aunque por compromisos de contratos existentes en ese momento entre la Empresa y las firmas productoras, en los primeros años del Periodo Especial continuaron llegando algunos repuestos entre los cuales la firma productora suministró una nueva versión de rolos con variación en el número de rayos (de 8 a 6 rayos).

En todo este periodo la Empresa se vio obligada a emprender diferentes vías de recuperación de los rolos para poder garantizar el funcionamientos de los hornos, lo cual se lleva a cabo actualmente en la Empresa; sin embargo, éstas alargan un poco la vida de los rolos pero el agrietamiento de los rayos continua incluso hasta alcanzar la llanta del rolo.

La actual Empresa Mixta "Cementos Cienfuegos S.A." surgió a partir de la antigua Fábrica de Cementos "Karl Marx" sobre la base de negociaciones que se iniciaron en el año 2000 con la parte extranjera y a mediados del año 2001 se inició la inversión consistente en una rehabilitación general de la antigua Empresa de Cementos "Karl

Marx" y el montaje de equipamiento prácticamente nuevo en la Línea No. 3. Las líneas de producción No. 1 y No. 2 continuaron operando con el equipamiento viejo con sólo algunas nuevas inversiones, pero su trabajo sufría afectaciones por carencia de repuestos, hasta su total detención.

Durante la campaña del año 2012 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A.", comenzó la reparación, después de un período prolongado de parada, el Horno de Clinker de la Línea No. 1 producto de la gran demanda de cemento del país y por lo tanto la necesidad de la Empresa de poder satisfacer esta demanda. El horno había sufrido una avería conocida como "ahorcamiento" del horno en la posición de los rolos No. 3, se hacía necesario sustituir las chapas del cuerpo del horno en toda la zona deformada. La solución de esta situación constituye un problema complejo dadas las enormes cargas que los rolos soportan y las dificultades técnicas, para realizar la reparación dada la posición de la zona deformada. Se hacía necesario sustituir las chapas deformadas por tramos de 2m de longitud en el espacio entre rolos que era donde era posible cortar las chapas deformadas y colocar las nuevas. Los técnicos y obreros de la Empresa resolvieron sin dificultades esta problemática, pero se presentó una dificultad adicional: Las chapas disponibles tenían un espesor de 50 mm, en lugar de 70 mm que era la necesaria en la pared del horno. Se planteó entonces la siguiente Situación Problémica: Sería posible que el horno reparado con chapas de ese espesor soportara las enormes cargas de trabajo. Ante esta situación la Empresa solicitó los servicios del Colectivo de Mecánica Aplicada de la Facultad de Ingeniería de la Universidad "Carlos Rafael Rodríguez" de Cienfuegos para diagnosticar las posibles consecuencias de esta decisión.

Estos antecedentes motivaron el desarrollo de esta investigación formulándose en la misma los siguientes objetivos:

- Investigar en la literatura las características generales de diseño, constructivas y de operación de los hornos rotatorios empleados en la producción de cemento.
- 2. Elaborar el esquema de análisis del horno, contemplando todas las cargas existentes sobre el mismo, para determinar las reacciones en los rolos y poder

construir el diagrama de fuerzas de cortante y momentos flectores del tubo del horno.

- 3. Evaluar la resistencia a la fatiga de los cordones de soldadura practicados en el cuerpo del horno durante su reparación.
- 4. Aplicar los conceptos de la Mecánica de la Fractura para pronosticar la vida residual de los cordones de soldadura en presencia de algún micro defecto.



Capítulo I. Características de diseño, constructivas y de operación de los hornos rotatorios en la producción de cemento.

1.1 Aparición del primer horno rotatorio para la producción de clinker.

La fabricación del <u>clinker</u> de cemento portland, en los primeros tiempos, se realizaba en hornos verticales cargados y controlados manualmente. Este procedimiento exigía grandes esfuerzos físicos y presentaba el inconveniente de un funcionamiento irregular produciendo un <u>clinker</u> de composición química y mineralógica variable y, a menudo, de mala calidad. Además la capacidad de producción de dichos hornos era muy baja. Este sistema, tan poco satisfactorio, fue reemplazado por hornos verticales automáticos, en los cuales con un buen crudo y con un combustible conveniente, era posible obtener un funcionamiento regular del horno y, por tanto, un clinker más homogéneo. El inconveniente que seguía presentándose era el de una producción limitada, nunca superior a las 300 toneladas por día.

A finales del siglo XIX apareció en Gran Bretaña el horno rotatorio, y hoy en día el piro procesamiento del crudo con el fin de obtener el <u>clinker</u>, en la actualidad tiene lugar, casi exclusivamente, con este tipo de horno. Frederik Ransome introdujo el horno rotatorio en la industria del cemento. Ransome patentó su invención, primero en Inglaterra (Patente inglesa N° 5442 del 2 de mayo de 1885) con el título "Perfeccionamiento en la industria del cemento..." y después en EE.UU. (Patente U.S. N° 340.357 del 20 de abril de 1886) con el título "Fabricación del cemento..."). En la Figura 1.1 se reproduce el dibujo del horno anexo a la patente de Ransome. Ese horno para la cocción del <u>clinker</u> utilizaba gas pues entonces no se conocía la cocción por carbón. Más tarde se utilizó la calcinación por petróleo hasta que, finalmente, predominó en general la utilización del carbón.

Las dimensiones del primer horno rotatorio para cemento eran 1.80 - 2.0 m de diámetro, para una longitud de unos 20 – 25 m con caudales de 30 - 50 t/24 h. Como se advierte en la representación de la sección transversal del horno, Ransome aplicó ya ladrillos refractarios para reducir las pérdidas de calor y conseguir la mejor transmisión del calor entre los gases y el material. Decenios más tarde tales ladrillos refractarios encontraron aplicación renovada en el horno para cemento.



Figura 1.1 Esquema de horno rotatorio adjunto a la Patente de Ransome

La capacidad de producción de los hornos rotatorios, comparada con la de los hornos verticales, es mayor y aumentó considerablemente, especialmente después de la introducción de los sistemas de intercambiadores de calor y de precalcinación, así como del adecuado control y automatización del proceso de piro procesamiento. Hoy en día existen plantas con una capacidad de producción de 10000 t. clinker/24 h. Además hay que tener en cuenta que todo esto se ha logrado sin disminuir o incluso aumentando la calidad del <u>clinker</u>. A la vista de estos hechos, en el presente trabajo se limitará el estudio sólo a los hornos rotatorios.

1.2 Características generales de los hornos rotatorios para la producción de cemento y del Horno No. 1 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A."

En la actualidad en la producción de cemento se utilizan casi exclusivamente los hornos rotatorios. A pesar de que este tipo de horno se había inventado en Inglaterra a finales del siglo XIX, sin embargo no habían podido tener aplicación industrial por algunas

deficiencias. El español José Navarro encontró una solución satisfactoria del problema y con los hornos reformados por él fundó en 1896 la gran compañía "Atlas, Portland Cement" que alcanzó en 1900 una producción de 600 000 toneladas diarias. Con los hornos giratorios se consigue acortar mucho el tiempo de fabricación y reducir mano de obra. El funcionamiento de estos hornos es puramente mecánico, exige poca labor manual, no requiere gran habilidad por parte de los operarios y con él la producción de cemento es independiente del viento, de las lluvias etc. Estas ventajas compensan los inconvenientes que poseen como son: el mayor gasto de combustible y el costo de inversión e instalación.

Aun cuando pueden tener los hornos rotatorios diversas disposiciones y distintos tamaños, en general los modernos, están formados por un cilindro o tambor de acero de 45 a 50 *m* de longitud con una inclinación de 6% con respecto a la horizontal.

Estos hornos giran alrededor de un eje y están revestidos interiormente de material refractario. El diámetro suele ser de unos 2 metros. Los hornos modernos suelen ser algo más grandes, con un diámetro de 2 - 4 *m*, con lo cual se aprovecha más el calor de los gases calientes ya que así se logra disminuir la velocidad de la corriente gaseosa. Por la parte más elevada se introduce el material que se quiere calcinar. Por el otro extremo sale el material calcinado a una alta temperatura ya que en esa misma parte se encuentra el quemador.

La Empresa Mixta "Cemento Cienfuegos S.A." cuenta con tres hornos de este tipo, dos son utilizado para secar la caliza y otros minerales en la Planta de Trituración y Secado, y el otro es utilizado en la producción de <u>clinker</u>. Las características fundamentales de los hornos de <u>clinker</u>, así como sus partes y dimensiones principales se aprecian en las Figura 1.2 y 1.3.



Figura 1.2 Esquema y partes componentes de un Horno Rotatorio

T- Tubo; R – Rolo; B – Bandaje; C – Catalina; P – Piñón; Re – Reductor; M – Motor.



Figura 1.3 Esquema y Dimensiones del Horno No. 1 de <u>clinker</u> de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A."

Este horno está inclinado un 3% con respecto a la horizontal y gira a 1.7 *r.p.m.* El flujo máximo de material para el cual está diseñado es de 120 t/h, pero en la Empresa se trabaja con un flujo de 110 t/h.

Debido a esta inclinación y su rotación el horno tiende a correrse por gravedad, para que el horno se mantenga en su posición se giran los rolos de una de las bases, a este giro se le llama corte y al ángulo que se inclina el eje del rolo con respecto al eje del tubo del horno se le denomina ángulo de corte. En la Figura 1.4 se esquematiza exageradamente el corte de los rolos de una de las bases.



Figura 1.4 Vista superior del horno (Corte de los rolos centrales de apoyo)

Este corte se realiza principalmente en la base 2 y en la base 3, el horno está trabajando en esas condiciones durante un determinado tiempo hasta que suba a la parte superior.

El movimiento de rotación del horno se transmite mediante un sistema compuesto por un motor eléctrico, un reductor cilíndrico de tres pasos y un reductor final que lo componen un piñón y una catalina. Las características fundamentales del sistema de transmisión se dan a continuación.

1.3 Características fundamentales de los elementos del sistema de transmisión del Horno No. 1 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A."

```
1.3.1 Motor eléctrico.
```

Marca: Ercole Marellí 8C-5. P.A

Motor: CD

- n = 250 750 r.p.m.
- N = 107 320 kW.
- I = 820 A.
- V: 150 440 Volt.

1.3.2 Reductor cilíndrico. N = 240 Kw

i =72.27

Mt = 22 800 Kgf -m.

1.3.3 Reductor final.

Piñón.	Cata	lina.
Z = 25	Z = 146 m = 45 mm	d _e = 6 660 mm. B _C = 450 mm.
d _P = 500 mm.	$d_c = 6570$ mm.	20 100
B _P = 500 mm.		

Como es característico en los hornos, este tiene en su interior un recubrimiento de ladrillos refractarios en toda su longitud. Este ladrillado está conformado por ladrillos de varios tipos; en epígrafes posteriores se detalla sobre su distribución y composición.

1.4 Características del material del tubo del horno.

El material del tubo se corresponde con el acero GOST St. 35

Cuya composición química es:

C	Si	Mn	Р	S	Cr	Cu
0.32-	0.17-0.37	0,5-0,80	0.04	0.04	\leq 0.25	≤ 0.25

Y sus propiedades físicas y mecánicas en estado normalizado son:

Material	Límite de	Límite de	Límite de	Límite de	Módulo de	Coeficiente	Peso	Resiliencia
	resistencia	fluencia	fatiga	fatiga	Elasticidad	de Poisson	específico	(a _{k)}
	σ _u (MPa)	σ _f (MPa)	σ-1(<i>MPa</i>)	τ_1 (MPa)	E(MPa)	(μ)	γ (kgf /m³)	kgf – m/cm²
St. 35	540	320	230	120	2.×10 ⁵	0.3	7.81	8

1.5 Estado tensional y deformacional del tubo del horno que condujo a la avería.

El objetivo del presente epígrafe es presentar un análisis, realizado basado en el Método de los Elementos Finitos, por (Pacheco Sanjuán y Jesús Juha, 2004) que permita observar el comportamiento mecánico (patrón de deformación y tensión) del bandaje de un horno para producción de cemento y a su vez pueda ser el modelo utilizado en el proceso de diseño de las llantas de apoyo del horno. Se utilizó un programa profesional de Elementos Finitos de propósito general para simular la condición de carga debida al peso propio de este tipo de estructuras. Los esfuerzos

resultantes en la llanta de apoyo debidos al cambio de ovalidad del cuerpo del horno se tuvieron en cuenta.

El problema es no lineal debido a que la distribución de carga entre el cuerpo del horno y la llanta de soporte es inicialmente desconocida. Una solución típica para este tipo de sistemas requiere alrededor de 12 iteraciones. Los nodos y elementos del modelo se generaron por mallado automático de tipo mapeado.

Los hornos rotatorios son estructuras cilíndricas que en su interior se encuentran forradas con ladrillos refractarios y que se apoyan sobre los bandajes a lo largo de su longitud. Los bandajes, a su vez, descansan sobre dos o tres pares de rolos. Estos están orientados 30º respecto de la línea vertical central; su función es brindar apoyo y permitir la rotación del horno (Labanh y Kaminski, 1970) Cabe aclarar que el horno no se apoya directamente sobre los rodillos sino que se encuentra rodeado, en los sitios de apoyo, por el bandaje. El material constitutivo del bandaje y el tubo del horno es acero. En la Figura 1.5 se muestra un esquema de la sección transversal de un horno rotatorio en uno de sus puntos de apoyo.

Como puede apreciarse en la figura, existe una holgura entre el horno y la llanta en la parte superior. A esta se le denomina holgura de diseño y matemáticamente se expresa como el cociente de la diferencia de diámetros de la llanta y el cuerpo del horno entre el número π . Debido a esta holgura o huelgo aparece en funcionamiento un ángulo medido desde la vertical hasta los puntos de contacto de 60° a 80° (Erni et. al, 1979). Debido al peso propio de la estructura, los hornos rotatorios sufren deformaciones, es decir que durante operación no mantienen su forma inicial. Estas deformaciones se dan en la dirección longitudinal y en la transversal. Durante el funcionamiento la sección transversal del horno cambia de circular a elíptica u ovalada. El concepto de deformación en este caso se refiere al cambio del radio de curvatura durante el transcurso de una revolución (Bon y Saxer, 1976). La Figura 1.6 presenta un esquema para la definición de ovalidad según Rosenblad, en el cual *a y b* son los semiejes de la elipse.



Figura 1.5 Esquema de la sección transversal de un de un horno rotatorio en uno de sus apoyos.





Las ecuaciones de Nies fueron las primeras en ser ampliamente utilizadas por los proyectistas de hornos rotatorios. Esta base de cálculo está en uso desde los años cuarenta y ha demostrado ser muy conservadora en cuanto al cálculo de tensiones. Nies basa su análisis en la consideración de que la carga que tiene que soportar el bandaje y que proviene de su propio peso, del peso del horno y el peso del material refractario se transmite como una distribución de carga uniforme sobre la llanta. Nies propone un conjunto de expresiones para evaluar el patrón de momento y fuerza circunferencial necesarios para estimar los esfuerzos en las llantas usando las ecuaciones de la viga curva. La Figura 1.7 muestra un esquema de la sección

transversal de un horno rotatorio en la cual se definen los parámetros utilizados en las ecuaciones de Nies.



Figura 1.7. Carga sobre una sección transversal de un horno rotatorio en uno de sus puntos de apoyo, según Nies.

En la Figura 1.8 se observa la deformación del bandaje y del cuerpo obtenidas por (Pacheco Sanjuán y Jesús Juha, 2004), como se puede apreciar el estado de deformación bajo carga, al conjugarse con las dilataciones térmicas del tubo del horno, precisamente en la zona de los terceros rolos que son los más próximos al quemador, donde la temperatura es más alta, fueron los fenómenos que dieron lugar a la avería por "ahorcamiento" del tubo del horno que determinó la necesidad de reparación y dio origen al presente trabajo.



Figura 1.8 Deformaciones del bandaje y del cuerpo del horno obtenidas por (Pacheco Sanjuán y Jesús Juha, 2004)

1.6 Conclusiones del Capítulo I.

Como resultado de la revisión bibliográfica realizada se obtuvieron las siguientes conclusiones:

- Se profundizó en la historia y evolución de los hornos de <u>clinker</u> hasta llegar al diseño actual que se utiliza en el mundo y en particular en la fábrica de cemento de Cienfuegos.
- Se determinaron las características técnicas generales de los hornos rotatorios de <u>clinker</u> y todas las dimensiones, potencia, velocidad, pesos del cuerpo de los ladrillos, de la pegata y de otras partes componentes del horno para poder hallar las reacciones en los rolos y construir los diagramas de fuerzas de cortante y momentos flectores.
- 3. Se analizaron en la literatura los aspectos esenciales que originaron la avería por ahorcamiento que determinaron la necesidad del presente trabajo.



Capítulo II. Esquema de Análisis del Horno No. 1 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A." y evaluación de la resistencia de los cordones de soldadura a la fatiga después de la reparación.

2.1 Esquema de análisis y cargas sobre el horno.

El horno constituye un sistema hiperestático, a causa de que el número de apoyos es mayor que dos, por lo tanto se analizará como una viga continua. Las cargas que actúan sobre la misma son:

• Cargas concentradas.

Las cargas concentradas que actúan sobre el mismo son:

- 1. Peso del bandaje: $W_B = 44.2 \text{ t} = 433.602 \text{ kN}$. (Cada bandaje).
- 2. Peso de la catalina: W_{C} =19.068 t =187.057 kN.
- 3. Peso del sello de entrada: $W_{S,E} = 13.066 t = 128.177 kN$.
- 4. Peso del sello de salida: $W_{S.S}$ =19.07 t =187.076 kN.
- 5. Peso de los camones de entrada: $W_{C.E} = 0.203 \times 32 = 6.496$ t =63.725 kN. (Cada camón tiene una masa de 0.203 t).
- 6. Peso de los camones de salida: $W_{C.S} = 0.099 \times 32 = 3.168 \text{ t} = 31.078 \text{ kN}$. (Cada camón tiene una masa de 0.099 t).

La masa de todos los elementos mencionados se tomó de los planos existentes pertenecientes al horno.

- 7. Carga que introduce la transmisión mecánica en el plano XY: $W_{t.m}^V$ = 36.21 t =355.176 kN. (componente vertical de la fuerza).
- 8. Carga que introduce la transmisión mecánica en el plano XZ: $W_{t.m}^H$ = 30.38 t =298.028 kN (componente horizontal de la fuerza).

Para determinar las cargas provocadas por la transmisión mecánica en el horno fue necesario descomponer las fuerzas en sus componentes en los ejes X e Y; así como realizar el análisis de la transmisión y todos sus elementos.

La transmisión provoca en el horno una fuerza tangencial y una radial; estas fuerzas son las componentes de la fuerza normal. La fuerza normal es necesario

descomponerla en sus componentes X y Y; estas componentes serían las cargas $W_{t,m}^H$

y $W_{t,m}^V$ respectivamente.

Las componentes se muestran en la Figura 2.1 y se calculan como sigue:





Donde:

Fuerza normal se calcula como:

$$P_N = \frac{P_T}{\cos \alpha} = \frac{435.69}{\cos 20^\circ} = 463.65 kN.$$

$$P_T = \frac{2 \times M_T}{D_C} = 435.69 \, kN.$$
 (Fuerza tangencial).

Donde:

 $D_C = 6.57m$. (Diámetro de la catalina).

$$M_T = \frac{9.55 \times N_H}{n_H} = 1431.26 kN \cdot m \quad \text{(Momento torsor en el horno).}$$

Y

 $n_{H} = 1.7 r. p.m$ (Velocidad de giro del horno).

 $N_{H} = N_{mot} \times \eta_{r} \times \eta_{c}^{2} \times \eta_{rf} = 254.79 kW.$ (Potencia del horno).

Donde:

 η_{C} = 0.99 (eficiencia de los cojinetes).

 η_{rf} =0.97 (eficiencia del reductor final).

$$\eta_r = \eta_{pe}^3 \times \eta_c^4$$
 =0.876 (eficiencia del reductor).

Por ser este reductor de cuatro pasos tiene tres pares de ruedas engranadas y cuatro pares de cojinetes.

 η_{pe} =0.98 (eficiencia de los pares engranados (lusilievich, 1988; Dobrovolski, 1991) La eficiencia de los cojinetes (η_c) se determina como:

$$\eta_c = \eta_{CR} \times \Phi_{CD}$$
(2.1)

Ya que el reductor tiene un cojinete de rodamiento y tres de deslizamiento.

 η_{CR} = 0.99 (Eficiencia de los cojinetes de rodamiento). (Iusilievich, 1988; Dobrovolski, 1991)

 η_{CD} = 0.98 (Eficiencia de los cojinetes de deslizamiento). (lusilievich, 1988;

Dobrovolski, 1991)

La potencia real del motor (N_{mot}) se determinó empleando la relación potencia – velocidad de giro que se ofrece como datos de chapa del motor.

Tabla 2.1	Relación Po	otencia – Velocidad
<i>n</i> (r.p.m.)	250	750
<i>N</i> (kW)	107	320

Para conocer la potencia real del motor es necesario determinar la velocidad de giro real del motor (n_{mot}).

 $n_{mot} = n_H \times i_{rf} \times i_r = 717 r. p.m.$

Donde:

 i_r =72.27 (Relación de transmisión del reductor). Según datos de chapa.

$$i_{rf} = \frac{z_1}{z_2}$$
 (Relación de transmisión del reductor final). (2.2)

Donde:

z₁=146 (Número de dientes de la catalina).

z₂=25 (Número de dientes del piñón).

Interpolando para la velocidad obtenida entre los valores en la tabla anterior, se obtiene que la potencia del motor es: N_{mot} = 305.94 kW.

• Cargas distribuidas.

Las cargas distribuidas que actúan sobre el horno son:

1. Carga distribuida del tubo. (q_T)

Peso propio del tubo: $W_T = 321 t = 3149.01 kN$.

La expresión que se emplea es:

$$q_T = \frac{W_T}{l_T}$$
(2.3)

Donde:

Entonces:

$$q_T = \frac{3149.01kN}{69m} = 45.638 \frac{kN}{m} = 45.638 \times 10^{-3} \frac{kN}{mm}$$

2. Carga distribuida de la pegata. (q_P)

Peso de la pegata: W_P =473.2 t =4642.092 kN.

El peso de la pegata se determinó experimentalmente. Primero se determinó el volumen y el peso de pequeñas porciones de la pegata y con ambos datos se procedió a calcular valores de densidad. Para el cálculo se tomó el valor medio.

Considerando a la pegata dentro del horno como un cilindro hueco con un espesor de pared de 30 cm y 30 m de longitud aproximadamente se determinó su volumen total y conociendo la densidad se pudo conocer el peso total.

Esta carga se obtiene conocido el peso y la longitud de la pegata. La expresión empleada para determinar la carga distribuida es:

$$q_P = \frac{W_P}{l_P} \tag{2.4}$$

Donde:

W_P =473.2 t =4642.092 kN; I_P =30 m

Entonces:

$$q_P = \frac{4642.092kN}{30m} = 154.736 \frac{kN}{m} = 154.736 \times 10^{-3} \frac{kN}{mm}$$

3. Carga distribuida producto al recubrimiento de ladrillos refractarios.

Esta carga varía a lo largo de la longitud debido a que en el recubrimiento se emplean diferentes tipos de ladrillos y el peso de los mismos depende de la composición química. La distribución de los ladrillos, comenzando por el extremo donde se encuentra el quemador, es la siguiente:

• Ladrillo 1 (75% de Alúmina)

Son 2 m (10 hiladas).

Para el ladrillo de 75% de Alúmina se ponen 138 *unidades./*/*hilada*.

La cantidad de unidades es: $138 \times 10 = 1380$ unidades.

El peso de un ladrillo de 75% de Alúmina = 10.1 kg. (Este peso corresponde a los ladrillos de 79.1% de Alúmina que se emplean como sustitutos).

El peso total = 1 380×10.1 kg. =13 938 kg =136.592 kN.

• Ladrillo 2 (Cromo- Magnesita)

Son 19 m (95 hiladas).

Para el ladrillo de Cromo- Magnesita se ponen 192 *unidades./*/*hilada*.

La cantidad de unidades es: 192×95 =18240 unidades.

El peso de un ladrillo de Cromo- Magnesita = 8.9 kg.

El peso total = 18 240×8.9 kg. =1 623 366 kg =1 590.89 kN.

• Ladrillo 3 (75% de Alúmina)

Son 15 m (75 hiladas).

Para el ladrillo de 75% de Alúmina se ponen 138 *unidades./*/*hilada*.

La cantidad de unidades es: $138 \times 75 = 10350$ unidades.

El peso de un ladrillo de 75% de Alúmina = 10.1 kg. (Este peso corresponde a los ladrillos de 79.1% de Alúmina que se emplean como sustitutos).

El peso total = 10 350×10.1 kg. =104 793.75 kg =1 026.978 kN.

• Ladrillo 4 (60% de Alúmina)

Son 10 m (50 hiladas).

Para el ladrillo de 60% de Alúmina se ponen 138 *unidades./*/*hilada*.

La cantidad de unidades es: $138 \times 50 = 6900$ unidades.

El peso de un ladrillo de 60% de Alúmina = 9.65 kg.

El peso total = 6 900×9.65 kg. =66 585 kg =652.533 kN.

• Ladrillo 5 (45% de Alúmina)

Son 23 m (115 hiladas).

Para el ladrillo de 45% de Alúmina se ponen 138 *unidades./*/*hilada*.

La cantidad de unidades es: 138×115 =15 870 unidades.

El peso de un ladrillo de 45% de Alúmina = 9.74 kg.

El peso total = 15 870×9.74 kg. =154 573.8 kg =1 514.823 kN.

Conocido el peso de cada tipo de ladrillo y la longitud en que se distribuye. Empleando la expresión $q = \frac{W}{l}$ determinamos la carga distribuida que representa cada tipo de refractario, los cálculos son los siguientes:

• Ladrillo 1 (75% de Alúmina).

Con:

 $W = W_{L1} = 136.592 \text{ kN}; I = I_{L1} = 2 \text{ m}.$

Entonces:

$$q_{L1} = \frac{136.592kN}{2m} = 68.296 \frac{kN}{m} = 68.296 \times 10^{-3} \frac{kN}{mm}$$

• Ladrillo 2 (Cromo - Magnesita).

Con:

Entonces:

$$q_{L2} = \frac{1590.89kN}{19m} = 83.731 \frac{kN}{m} = 83.731 \times 10^{-3} \frac{kN}{mm}$$

• Ladrillo 3 (75% de Alúmina)

Con:

Entonces:

$$q_{L3} = \frac{1023.978kN}{15m} = 68.465 \frac{kN}{m} = 68.465 \times 10^{-3} \frac{kN}{mm}$$

• Ladrillo 4 (60% de Alúmina)

Con:

$$q_{L4} = \frac{652.533kN}{10m} = 65.253kN / m = 65.253 \times 10^{-3} kN / mm$$

• Ladrillo 5 (45% de Alúmina)

Con:

Entonces:

$$q_{L5} = \frac{1514.823kN}{23m} = 65.862 \frac{kN}{m} = 65.862 \times 10^{-3} \frac{kN}{mm}$$

4. Carga distribuida producto al material que se encuentra dentro del horno en un instante determinado (carga instantánea) (q_{mat}).

Se conoce por datos de operación del horno que el área que ocupa el material dentro del horno (en la sección transversal) es el 12% del área de esta sección. Entiéndase como área de la sección al área de la circunferencia que resulta del corte transversal del horno con un radio (R) igual al radio del tubo del horno menos el espesor de los ladrillos refractarios (200 *mm*). Esta área se conoce como nivel y el mismo debe permanecer siempre por debajo del alcance de la llama del quemador, o sea, por debajo del eje del cilindro. Para determinar el valor de la altura del nivel que ocupa el material (h) y comprobar que fuese menor que (R) fue necesario realizar el análisis geométrico de la sección (Figura 2.2) y a través de él arribamos a las expresiones que se muestran a continuación:



Figura 2.2 Análisis del área ocupada por el material.

$$l = R \times \alpha \tag{2.6}$$

$$C = 2 \times \sqrt{h \times \mathbf{Q} \times R - h}$$
(2.7)

$$\operatorname{sen}\left(\frac{\alpha}{2}\right) = \frac{C}{2 \times R} \to \alpha = 2 \times \operatorname{arcsen}\frac{C}{2 \times R}$$
(2.8)

Sustituyendo (2.7) en (2.8) y a su vez (2.6), (2.7) y (2.8) en (2.5) se obtiene:

$$A = R^{2} \times \operatorname{arcsen}\left(\frac{\sqrt{h \times \boldsymbol{\ell} \times R - h}}{R}\right) - \boldsymbol{\ell} - h \times \sqrt{h \times \boldsymbol{\ell} \times R - h}$$
(2.9)

Como $R = R_t - 200mm = 2100mm$ (siendo R_t el radio del tubo del horno) y $A = 0.12 \times \pi \times R^2$ se sustituyen estos valores en la ecuación (2.9) y mediante el empleo del sistema especializado Derive en su Versión 4 para Windows se obtiene el valor de *h* siendo el mismo h = 745.65mm = 0.7456m; comprobándose así que h < R. Debido a la existencia de la pegata en un tramo del tubo el valor del radio (R) disminuye, por lo tanto se realizó el cálculo de la altura (h) que tomaría el nivel para este nuevo radio (n) y considerando que la sección transversal del material debe continuar siendo el 12% del área del tubo se aplicó la expresión (2.9) con el nuevo valor de radio para comprobar que h < r. Como el espesor de la pegata promedia los 300 *mm* el valor de *r* sería r = R - 300mm = 2100mm - 300mm = 1800mm. Empleando la expresión (2.9) se obtuvo que h = 639.135mm = 0.639m. Como se puede apreciar, aun en estas condiciones el material no llega al alcance de la llama del quemador.



Figura 2.3 Sección del tubo con y sin pegata.

En la figura anterior se ilustra lo que se expone en los párrafos que la preceden. La inclinación que toma el material es debido al movimiento de rotación del horno, aunque ésta no es apreciable ya que la velocidad de rotación es muy baja. Como se ve el nivel de material se debe mantener al 12% del área de la sección transversal disponible para la circulación del mismo aun con la presencia de la pegata; por lo que el área de la sección transversal del material disminuye en la zona donde éste presente la misma.

• Cálculo de la carga (q_{mat}).

La carga se determina como:

$$q_{mat} = \frac{G}{l} = \frac{V \times \rho}{l} = \frac{A \times l \times \rho}{l} = A \times \rho$$
(2.10)

Donde:

G: Masa; V: Volumen; p: Densidad; I: Longitud; A: Área de la sección.

Todo lo anterior se refiere a la pegata.

El área que ocupa el material tiene dos valores a lo largo de la longitud debido a que en la zona donde hay pegata (30-40 *m* desde el quemador) el radio de la sección es menor y por consiguiente el 12% del área de la sección también va a ser menor. En la parte restante el área que ocupa el material tendrá un valor superior.

Como el área tiene dos valores:

• Área del material en la sección con pegata.

$$A_{m.peg} = 0.12 \times \pi \times r^2 = 0.12 \times \pi \times \langle 800 \rangle^2$$
$$A_{m.peg} = 1.22m^2$$

• Área del material en la sección sin pegata.

$$A_m = 0.12 \times \pi \times R^2 = 0.12 \times \pi \times \text{(}100^{\text{(}})$$
$$A_m = 1.66m^2$$

En la gráfica de la Figura 2.4 se muestra la distribución del área a lo largo de la longitud del horno. Se puede apreciar la diferencia entre el área de la zona donde hay pegata y donde no la hay. La densidad del material también varía a lo largo del horno. En la base 3 (salida) la densidad de carga a granel del <u>clinker</u> es $\rho_{Clinker} = 1.4t/m^3$, en la base 1 (entrada) la densidad de la harina oscila entre $\rho_{Harina} = \mathbf{0.8} - 1 \mathbf{f}/m^3$. (Según datos brindados por la Empresa).



Figura 2.4 Distribución del área del, material a lo largo de la longitud del horno Haciendo un gráfico de densidad contra longitud, suponiendo que la densidad responde a la ecuación de una recta $\oint = ax + b$ se obtiene:

$$\rho = \left(\frac{\rho_F - \rho_O}{l}\right) \times z + \rho_O \tag{2.11}$$

$$\rho_F = \rho_{harina}$$
$$\rho_O = \rho_{clinker}$$

En la Figura 2.5 se muestra la distribución lineal de la densidad con líneas de puntos. Para facilitar los cálculos se tomara una distribución escalonada con el valor medio en cada zona con el cual se procederá a calcular la carga. Los valores más significativos se encuentran tabulados en la Tabla 2.2.



Figura 2.5 Distribución de la densidad del material con la longitud.

Tabla 2.2 Valores de la densidad del material con la					
ρο	$ ho_{ m F}$	Ι	Z	ρ	
0.9	1,4	69	2,025	0,91467391	
0.9	1,4	69	4,05	0,92934783**	
0.9	1,4	69	6,075	0,94402174	
0.9	1,4	69	8,1	0,95869565	
0.9	1,4	69	15,35	1,01123188	
0.9	1,4	69	22,6	1,06376812**	
0.9	1,4	69	29,85	1,11630435	
0.9	1,4	69	37,1	1,16884058	
0.9	1,4	69	43,1	1,21231884	
0.9	1,4	69	49,1	1,2557971**	
0.9	1,4	69	55,1	1,29927536	
0.9	1,4	69	61,1	1,34275362	
0.9	1,4	69	63,075	1,35706522	
0.9	1,4	69	65,05	1,37137681**	
0.9	1,4	69	67,025	1,38568841	
0.9	1,4	69	69	1,4	

Los valores señalados con dos asteriscos (**) son los que se consideraron como valores medios para cada zona.

Como se indicó anteriormente la carga del material se calculó por la expresión:

$$q_{mat} = A \times \rho \tag{2.12}$$

Como el área y la densidad varían a lo largo de la longitud la carga distribuida que provoca el material también tiene diferentes valores a lo largo del horno. Esto valores de cada zona se dan en la siguiente Tabla 2.3.

	Tabla 2.3 Carga del material en kN/m en los intervalos en m.						
Zona	$0 \le L \le 8,1$	$8,1 \leq L \leq 37,1$	37,1≤ L≤ 39,0	$39 \leq L \leq 61,1$	$61,1 \le L \le 69$		
Carga	15.134	17.323	20.450	15.029	16.413		
La zon	a se da como	un intervalo en <i>m</i> .	La ca	rga se da en <i>l</i>	kN/m.		

Todas las cargas ya determinadas se pueden representar en el esquema de análisis que se muestra en la Figura 2.6.



Figura 2.6. Esquema de análisis de todas las cargas en el plano vertical.

2.2 Cálculo de las reacciones en los apoyos y diagramas de cortante y de momentos flectores del horno.

Para llegar a determinar las reacciones es necesario hacer el análisis del horno como sistema hiperestático con un grado de hiperestaticidad. Se asumió el esquema correspondiente a una viga continua que se resolvió aplicando el Método de Fuerzas y la Regla de Vereschaguin. Como la transmisión mecánica introduce una componente de fuerza en el plano horizontal se hace necesario hacer el análisis para ambos planos. A continuación se muestran los esquemas empleados así como los diagramas de momento correspondientes al efecto que provoca la fuerza unitaria (M₁) y las cargas externa (M_p) en cada caso.

• Análisis en el plano XZ (Horizontal).

En la Figura 2.7 se muestra el esquema de análisis para este plano y los diagramas de momentos flectores de la fuerza unitaria y de la carga externa.

Una vez realizadas todas las consideraciones se procede calculando las reacciones en los apoyos A_{Hp} y C_{Hp} . Se tiene como dato que $W_{t,m}^{H}$ =298.028 kN.



Figura 2.7 Diagramas unitario y de la carga externa en el plano horizontal. Realizamos una sumatoria de fuerzas en el eje Z y una sumatoria de momentos con respecto al Apoyo 1 y se obtiene que:

$$C_{Hp} = \frac{W_{t.m}^{H} \times l}{l_{6}} = 25.304 kN.$$
$$A_{Hp} = W_{t.m}^{H} - C_{Hp} = 272.724 kN.$$

La ecuación canónica para la viga es:

$$\delta_{11} \times X_1^H + \delta_{1p}^H = 0$$

Hallando los coeficientes se tiene que:

$$\delta_{11} = \left[\frac{4_1 \times 29^{\frac{3}{2}} \times 29}{3} + \frac{4_1 \times 29^{\frac{3}{2}} \times 24}{3}\right] \frac{1}{E \times I_X}$$

$$\delta_{11} = \frac{3046.641}{E \times I_X}$$
(2.13)

$$E \times I_X \tag{2.14}$$

El desplazamiento δ_{1p}^{H} se calculó aplicando el Método de las Integrales de Mohr. La integración se hace por intervalos:

$$\delta_{1p}^{H} = \left[\int_{0}^{l} \Psi_{p1} M_{1} dz + \int_{l}^{l_{3}} \Psi_{p2} M_{1} dz + \int_{l_{3}}^{l_{6}} \Psi_{p2} M_{2} dz \right] \frac{1}{E \times I_{X}}$$
(2.15)
$$\delta_{1p}^{H} = \frac{2.23968 \times 10^{5}}{E \times I_{X}}$$
(2.16)

Sustituyendo en la ecuación canónica y despejando
$$X_1^H$$
 se obtiene:

$$X_1^H = -\frac{\delta_{1p}^H}{\delta_{11}^H} = -73.5131 \text{kN}$$

Sustituyendo X_1^H en las expresiones de A_1 y A_2 obtenemos las reacciones en el gráfico de la carga unitaria:

$$A_{1} = \frac{X_{1}^{H} \P_{6} - l_{3}}{l_{6}} = -33.289, \text{kN}$$
$$C_{1} = X_{1}^{H} \left(1 - \frac{\P_{6} - l_{3}}{l_{6}}\right) = -40.224, \text{kN}$$

Las reacciones en este plano serán:

$$A_{H} = A_{Hp} + A_{H1} = 272.724 - 33.289 = 239.435 \,kN.$$

$$B_{H} = X_{1}^{H} = -73.5131 kN.$$

$$C_{H} = C_{Hp} + C_{H1} = 25.304 - 40.224 = -14.918 \,kN.$$

Los valores B_H y C_H negativos indican que el sentido asumido en el esquema no es correcto.

• Análisis del plano xy(vertical)

En la Figura 2.8 se muestra el esquema de análisis en este plano y los diagramas de momentos de la fuerza unitaria y de la carga externa. Como en el caso anterior lo primero que se planteó fueron las ecuaciones de equilibrio para el cálculo de las reacciones en los apoyos. Todas las cargas actuantes son conocidas.

$$X_{1} = 1, \ l = 4.5m, l_{1} = 14.9m, l_{2} = 24.9m, l_{3} = 29m, l_{4} = 30.9m, \ l_{5} = 39.9m, \\ l_{6} = 53m, \ A_{1} = \frac{X_{1} \left(4_{6} - l_{3} \right)}{l_{6}}, \ C_{1} = X_{1} \left(1 - \frac{\left(4_{6} - l_{3} \right)}{l_{6}} \right), \ M_{1} = A_{1} \times z, \ M_{2} = C_{1} \left(4_{6} - z \right)$$

(2.16)

Por sumatoria de fuerzas en el eje Y y sumatoria de momentos con respecto al Apoyo1 se obtiene que:

$$C_p = 9625.209kN.$$

 $A_p = 15380.486 - C_p = 5755.277kN$

La ecuación canónica para la viga es:

$$\delta_{11} \times X_1 + \delta_{1p} = 0$$

El gráfico del momento provocado por la fuerza unitaria para este caso es el mismo.

$$\delta_{11} = \frac{3046.641}{E \times I_X} \tag{2.17}$$

El desplazamiento δ_{1p} también se calcula de manera similar; sólo que ahora hay seis tramos, lo que conlleva a un número igual de ecuaciones de momento, las que se obtuvieron aplicando el método de las secciones a lo largo de la viga (horno). Los tramos y las ecuaciones de momento correspondientes para cada uno de ellos son:

Tabla 2.4 Momentos flectores de la carga externa en cada intervalo				
$0 \le z \le I$	$M = 64.413z^2 - 4104.034z + 5708.65$			
$I \le z \le I_1$	$M'_1 = 64.413z^2 - 4272.153z + 6465.185$			
$ _1 \le z \le _2$	$M'_2 = 64.107z^2 - 4263.064z + 6397.473$			
$ _{2} \le z \le _{3}$	$M'_{3} = 65.715z^{2} - 4343.117z + 7394.138$			
$ _{3} \le z \le _{4}$	$M'_4 = 67.277z^2 - 4000.1401z - 3866.25698$			
$ _4 \le z \le _5$	$M'_5 = 141.935z^2 - 8613.974z + 67417.47$			
$ _{5} \leq z \leq _{6}$	$M_6' = 149.567z^2 - 9223.047z + 79568.487$			

La expresión para el cálculo de δ_{1p} es la siguiente:

$$\delta_{1p} = \left[\int_{0}^{l} \mathbf{M} \cdot M_{1} \, dz + \int_{l}^{l_{1}} \mathbf{M}'_{1} M_{1} \, dz + \int_{l_{1}}^{l_{2}} \mathbf{M}'_{2} M_{1} \, dz + \right]$$

$$+ \int_{l_{2}}^{l_{3}} \mathbf{M}'_{3} M_{1} \, dz + \int_{l_{3}}^{l_{4}} \mathbf{M}'_{4} M_{2} \, dz + \int_{l_{4}}^{l_{5}} \mathbf{M}'_{5} M_{2} \, dz + \int_{l_{5}}^{l_{6}} \mathbf{M}'_{6} M_{2} \, dz \right] \frac{1}{E \times I_{X}}$$

$$\delta_{1p} = \frac{-17598654.78}{E \times I_{X}}$$
(2.18)

Despejando X_1 y sustituyendo los desplazamientos obtenemos:

$$X_1 = -\frac{\delta_{1p}}{\delta_{11}} = 5776.4115 \,\mathrm{kN}$$

Sustituyendo X_1 en las expresiones de A_1 y A_2 obtenemos las reacciones en el gráfico de la carga unitaria:

$$A_{1} = \frac{X_{1} \langle c_{6} - l_{3} \rangle}{l_{6}} = 2615.7335 \text{ kN}$$
$$C_{1} = X_{1} \left(1 - \frac{\langle c_{6} - l_{3} \rangle}{l_{6}}\right) = 3160.678 \text{ kN}$$

Las reacciones en este plano serán:

Av = 3 139 kN, Bv = 5 776 kN, Cv = 6 464 kN

En la Figura 2.8 se muestran los diagramas de cortante y momento flectores en el plano vertical.



Figura 2.8 Diagramas de fuerzas de cortante y momentos flectores en el Plano Vertical.

2.3 Cálculo de los factores de seguridad a la fatiga.

Sólo se realizarán los cálculos de los factores de seguridad a la fatiga bajo tensiones normales y tangenciales con las fuerzas de cortante y momentos flectores correspondientes al plano vertical pues las fuerzas internas en el plano horizontal exactamente en esa posición son cero.

Para tener un valor de referencia se calculará el factor de seguridad a la fatiga por flexión en la posición de momento máximo $Mf_{max} = 1 340 897 \text{ kN} - \text{cm}$, con las dimensiones originales del tubo D= 474 cm y d= 460 cm., c = d/D = 0,97. La tensión máxima de flexión es:

$$\sigma_{\max} = \frac{Mf_{\max}}{0.1 \cdot D^3 \cdot (-C^4)}$$

$$\sigma_{\max} = \frac{1340897}{0.1 \cdot 474^3 \cdot (-0.97^4)} = 1.27 \text{ kN/cm}^2$$

El factor de seguridad a la fatiga por flexión será:

Se tomará $\sigma_{-1} = 23 \text{ kN/cm}^2$, según los datos disponibles para el acero, $\epsilon = 0,7$ para el espesor de 7 cm, $\beta = 0,75$ en estado de laminación y k_o = 1,0 sin concentración de tensiones en la construcción original del horno sin cambio de espesor. Se obtiene:

$$n_{\sigma_{\text{secc}}} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{k_{\sigma} \cdot \sigma_{a}}{\xi \cdot \beta}} = \frac{\sigma_{-1} \cdot \varepsilon \cdot \beta}{k_{\sigma} \cdot \sigma_{a}} = \frac{23 \cdot 0.7 \cdot 0.75}{1.0 \cdot 1.27} = 9.5$$

En la sección donde se va a reparar el momento flector es mucho más pequeño y la tensión será también mucho más pequeña. Para el espesor original se tiene que:

$$\sigma_{ant} = \frac{10847267}{0.1 \cdot 474^3 \cdot (-0.97^4)} = 0.9 \ kN \ cm^2$$

Y el factor de seguridad será, considerando la concentración de algún cordón de soldadura:

$$n_{\sigma ant} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{k_{\sigma} \cdot \sigma_{a}}{\xi \cdot \beta}} = \frac{\sigma_{-1} \cdot \xi \cdot \beta}{k_{\sigma} \cdot \sigma_{a}} = \frac{23 \cdot 0.7 \cdot 0.75}{1.3 \cdot 0.9} = 10,23$$

En esa sección reparada el espesor de la pared se reduce a h = 5 cm, d = 470 cm y c = 0,978 y la concentración de tensiones combinada del cordón de soldadura y el cambio de espesor crece hasta k_{σ} = 3. (Pisarenko, 1989)

$$\sigma_{ant} = \frac{1084726}{0.1 \cdot 470^{3} \cdot (-0.978^{4})} = 1,57 \ kN/cm^{2}$$

$$n_{\sigma_{max}} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{k_{\sigma} \cdot \sigma_{a}}{\xi \cdot \beta}} = \frac{\sigma_{-1} \cdot \xi \cdot \beta}{k_{\sigma} \cdot \sigma_{a}} = \frac{23 \cdot 0,7 \cdot 0,75}{3 \cdot 1,57} = 2,6$$

Como se aprecia en la zona reparada el factor de seguridad se reduce con relación al factor de seguridad en esa zona antes de la reparación aproximadamente en cuatro veces, sin embargo se mantiene por encima de uno, lo que indica que la vida será prolongada.

La tensión máxima de cortante, para una sección circular hueca es:

$$\tau_{\max} = \frac{16 \,Q_{\max}}{3 \cdot 3,1416 \cdot D^2 \cdot (-C^2)}$$

$$\tau_{\max} = \frac{16 \cdot 3433}{3 \cdot 3,1416 \cdot 470^2 \cdot (-0.978^2)} = 0.6 \, kN \,/ \, cm^2 = 6 \, MPa$$

$$\tau_a = \tau_m = 0.3 \, kN \,/ \, cm^2 = 3 \, MPa$$

El factor de seguridad a la fatiga será, para ciclo intermitente:

$$n\tau = \frac{\tau_{-1}}{\frac{\tau_{a} \cdot k\tau}{\xi \cdot \beta} + \left(\frac{2 \cdot \tau_{-1} - \tau_{0}}{\tau_{0}}\right) \cdot \tau_{m}}$$
$$n\tau = \frac{12}{\frac{0,3 \cdot 3}{0,7 \cdot 0,75} + \left(\frac{2 \cdot 12 - 16}{16}\right) \cdot 0,3} = 6,44$$

El factor de seguridad a las tensiones tangenciales es mayor que a las tensiones normales. Los cordones longitudinales tienen una resistencia mucho mayor y su vida debe ser también mucho mayor.

2.4 Conclusiones del Capítulo II

- Se elaboró el esquema de análisis del horno como una viga continua de tres apoyos considerando todas las cargas concentradas y distribuidas existentes en el mismo y se resolvió el sistema hiperestático aplicando el Método de las Fuerzas, obteniéndose las reacciones en los rolos y construyendo los diagramas de fuerzas de cortante y momentos flectores.
- 2. Se evaluó la resistencia a la fatiga de la soldadura practicada en el cuerpo del horno durante su reparación, arrojando que el factor de seguridad a la fatiga a las tensiones normales, en los cordones transversales de la zona reparada se reduce con relación al existente en esa zona sin afectación del espesor en casi 4 veces, no obstante se mantiene superior a dos lo que es satisfactorio.
- El factor de seguridad de los cordones, longitudinales sometidos sólo al cortante longitudinal, da superior al de los cordones transversales, así que es de esperar en estos una vida superior.



Capítulo III. Aplicación de la Mecánica de la Fractura a la evaluación de la resistencia a la fatiga y de la vida residual de los cordones de soldadura del Horno No. 1 de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A." después de su reparación.

3.1 Modelo de posible defecto en los cordones de soldadura.

La necesidad de la Empresa "Cementos Cienfuegos S.A." es que el horno reparado sea capaz de producir los tres meses que quedan hasta el fin del año 2012, de manera de poder producir en el año la cantidad de cemento comprometida. Se propone evaluar entonces que influencia pudiera tener en la resistencia y durabilidad de los cordones la presencia de un microdefecto superficial interior de forma semielíptica superficial en los cordones de soldadura en la zona donde se produce el cambio de espesor en la chapa. En la Figura 3.1 se muestra un defecto de este tipo en los cordones. Se consideró el defecto en el borde interior de los cordones pues en esa posición es donde está la concentración de tensiones por el cambio de espesor.



Figura 3.1 Defecto semieliptico superficial en los cordones transversales de la soldadura.

3.2 Evaluación de las tensiones y de Modelo de Grieta para los cordones transversales.

Para el Caso 21 del Anexo I del Libro Fundamentos de la Mecánica de la Fractura (Goytisolo, 2000), la condición de fractura para las tensiones normales para este modelo de defecto en un cordón de soldadura se puede expresar por la ecuación:

$$K_{I} = \beta_{sold} \cdot \beta_{grieta} \cdot \sigma_{c} \cdot \sqrt{\pi \cdot a} = K_{Ic}$$

Donde:

$$\beta_{sold} = 1.3$$

$$\beta_{grieta} = \frac{\left[1 + 0.12 \cdot \left(1 - \frac{a}{b}\right)\right]}{\phi_o} \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot h}{\pi \cdot a} \cdot \tan\left(\frac{\pi \cdot a}{2 \cdot h}\right)}$$
(3.1)

$$\phi_o = \int_0^{\frac{\pi}{2}} \left[1 - \left(\frac{b^2 - a^2}{b^2} \right) \cdot sen^2 \mathbf{\Phi} \right]^{1/2} d\theta$$
(3.2)

La situación más crítica es cuando $\frac{a}{b} \rightarrow 0$

Se tomó, como sugiere (Broek, 1983) tomar $\frac{a}{b} = 0.1$. La integral elíptica (3.2) fue resuelta para esta relación con el software DERIVE, obteniéndose $\phi_0 = 1.016$. De donde:

$$\beta_{grieta} = 1.119 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot h}{\pi \cdot a}} \cdot \tan\left(\frac{\pi \cdot a}{2 \cdot h}\right)$$
(3.3)

La resistencia residual se obtiene entonces como:

$$\sigma_c = \frac{K_{Ic}}{1.455 \cdot \sqrt{2 \cdot h \cdot \tan\left(\frac{\pi \cdot a_c}{2 \cdot h}\right)}}$$
(3.4)

En la sección reparada el espesor de la pared se redujo a h = 5 cm, siendo d = 470 cm, c = 0,978 y la concentración de tensiones combinada del cordón de soldadura y el cambio de espesor crece hasta k_{σ} = 3. (Pisarenko, 1989)

$$\sigma = \frac{10847267}{0.1 \cdot 470^3 \cdot (-0.978^4)} = 1.57 \, kN/cm^2$$

 $\sigma_{max} = k_{\sigma}$ $\sigma = 4,71$ kN/cm² = 47 MPa

En estas condiciones se satisface la condición de la Mecánica de la Fractura Lineal Elástica. O sea, el radio de la zona plástica es:

$$r_p = \frac{a}{2} \cdot \left(\frac{\sigma}{\sigma_{0.2}}\right)^2 = 0.147 \cdot a$$

El radio de la zona plástica es un 14,7 % del tamaño de la grieta y se puede admitir hasta un 20 % (Broek, 1983).

3.3 Estimación de la Tenacidad a la Fractura del acero mediante la correlación de Rolfe – Barsón.

La Tenacidad a la Fractura de los aceros se puede estimar a través de la correlación clásica de Rolfe – Barsón entre KIc y la energía CVN del ensayo de impacto Charpy con probeta entallada en V, dada en (Rolfe y Barsón, 1977):

$$K_{Ic} = \sigma_f \sqrt{0.6478(\frac{CVN}{\sigma_f} - 0.0098)} \quad MPa \cdot \sqrt{m}$$
 (3.5)

Donde:

CVN = ak 9,81 0,8 Joules

ak - Resiliencia del acero en kgf – m/cm2.

 σ_f - Tensión de fluencia para el acero en MPa.

Para los datos del acero CVN = 8 9,81 0,8 = 62,8 Joules.

K_{lc} = 111 MPa

3.4 Gráficas de Resistencia Residual y de Crecimiento Subcrítico para los Cordones Transversales.

La curva de resistencia residual obtenida para K_{lc} = 111 MPa ⁻⁻ y h = 5 cm se muestra en la Figura 3.2.



Figura 3.2 Gráfico de Resistencia Residual de los cordones transversales

de la Pared del Horno

Como se puede apreciar para que una tensión de magnitud σ = 47 MPa produzca el crecimiento inestable de una grieta, el supuesto microdefecto tendría que desarrollarse por crecimiento subcrítico por fatiga hasta una profundidad a = 49 mm, casi a través de todo el espesor.

El análisis del crecimiento subcrítico por fatiga del hipotético defecto se realizó por la Ecuación de Paris (Shigley – Mischke, 2001) En la Figura 3.3 se muestra el Gráfico de Crecimiento Subcrítico obtenido. Para que un microdefecto en la soldadura crezca hasta una profundidad a = 49 mm, se requieren más de 900 años, lo que representa una vida extremadamente prolongada. Un factor de seguridad a la fatiga mayor que 1 en una instalación teóricamente garantiza una vida infinita, en este caso en los cordones transversales se obtuvo después de la modificación un factor de seguridad de $n_{\sigma} = 2,6$, de aquí la vida tan prolongada. El Horno se encuentra operando desde el mes de Octubre de 2012 sin dificultad.



Figura 3.3 Gráfico de Crecimiento Subcrítico de los cordones transversales de la Pared del Horno.

3.5 Evaluación de las tensiones y de Modelo de Grieta para los cordones longitudinales.

Los cordones longitudinales están exclusivamente sometidos al cortante longitudinal. Para el Caso 21 del Anexo I del Libro Fundamentos de la Mecánica de la Fractura (Goytisolo, 2000), la condición de fractura para las tensiones tangenciales longitudinales que corresponden al Modo III de Carga, para este modelo de defecto en un cordón de soldadura se puede expresar por la ecuación:

$$K_{III} = \beta_{sold} \cdot \beta_{grieta} \cdot \tau_c \cdot \sqrt{\pi \cdot a} = K_{Ic}$$
(3.6)

Donde:

$$\beta_{sold} = 1.3$$

$$\beta_{grieta} = \sqrt{\frac{2 \cdot h}{\pi \cdot a} \cdot \tan\left(\frac{\pi \cdot a}{2 \cdot h}\right)}$$
(3.7)

Despejando la tensión:

$$\tau_c = \frac{K_{Ic}}{1.3 \cdot \sqrt{2 \cdot h \cdot \tan\left(\frac{\pi \cdot a_c}{2 \cdot h}\right)}}$$
(3.8)

En la sección reparada el espesor de la pared se redujo a h = 5 cm, siendo d = 470 cm, c = 0,978 y la concentración de tensiones combinada del cordón de soldadura y el cambio de espesor se considerará que crece también hasta k τ = 3. La fuerza de cortante máxima es:

$$Q_{\text{max}} = 3\ 433\ \text{kN}$$
$$\tau = \frac{16 \cdot Q_{\text{max}}}{3 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot (-c^2)} = 0,6\ kN/cm^2 = 6\ MPa$$

 $\tau_{\text{max}} = \mathbf{k} \tau$ $\tau = 3 \cdot 6 \text{ kN/cm}^2 = 18 \text{ MPa}$

La curva de resistencia residual obtenida para K_{Ic} = 111 MPa $^{--}$ y h = 5 cm se muestra en la Figura 3.4

3.6 Gráficas de Resistencia Residual y de Crecimiento Subcrítico para los Cordones Longitudinales.

Como se puede apreciar de la gráfica, para que una tensión tangencial tan pequeña como τ = 18 MPa produzca el crecimiento inestable de una grieta, el supuesto microdefecto tendría que desarrollarse por crecimiento subcrítico por fatiga hasta una profundidad prácticamente: a = 50 mm, o sea, llegar a convertirse en una grieta pasante.



Figura 3.4 Gráfico de Resistencia Residual de los cordones longitudinales de la Pared del Horno

El análisis del crecimiento subcrítico por fatiga del hipotético defecto se realizó, igual que para las tensiones normales, por la Ecuación de Paris (Shigley – Mischke, 2001) En la Figura 3.5 se muestra el Gráfico de Crecimiento Subcrítico obtenido. Para que un microdefecto en la soldadura crezca hasta una profundidad a = 50 mm, se requieren más de 8 000 años, lo que representa una vida extremadamente prolongada. El Horno se encuentra operando desde el mes de Octubre de 2012 sin dificultad ni en los cordones transversales ni en los longitudinales.



Figura 3.5 Gráfico de Crecimiento Subcrítico de los cordones transversales de la Pared del Horno

3.7 Conclusiones del Capítulo III.

 Para analizar el pronóstico de Resistencia y Vida Residual de los cordones de soldadura tanto transversales como longitudinales, se consideró un defecto semielíptico superficial en el borde interior de los cordones pues en esa posición es donde está la concentración de tensiones por el cambio de espesor de la chapa de la pared de 70 mm a 50 mm que es la que se utilizó para la reparación. Para ese defecto se construyeron las curvas de Resistencia y Vida Residual, tanto para los cordones transversales sometidos a la tensión normal de flexión de la pared como para los cordones longitudinales sometidos a la tensión de transversales como longitudinales tendrían que crecer hasta llegar casi a través de todo el espesor de 50 mm, sin llegar a convertirse en pasantes.

2. La construcción de los gráficos de Vida Residual para ambos tipos de cordones arrojó que para que los defectos crezcan a través de todo el espesor tienen que transcurrir varios siglos, o sea, que la falla por fatiga de la pared, considerando las pequeñas tensiones normales y tangenciales que existen en la misma es en la práctica imposible. Esto se corresponde con la Teoría de la Mecánica de Materiales donde se afirma que para un factor de seguridad mayor que uno a la fatiga la vida es infinita.



CONCLUSIONES GENERALES

- Se profundizó en la literatura todo lo referente al diseño de los hornos de <u>clinker</u>, sus partes componentes las cargas que actúan y los aspectos fundamentales de su funcionamiento que tuvieron que ver con las avería producida.
- 2. Se concluyó evidentemente que la avería que dio origen a la reparación se produjo por un deficiente ajuste del cuerpo y el bandaje en la posición de los terceros rolos, (los más cargados). Las deformaciones bajo cargas y las deformaciones térmicas condujeron al "ahorcamiento" del cuerpo del horno en esa posición deformándose plásticamente las chapas del cuerpo.
- 3. Se elaboró el esquema de análisis del horno como una viga continua de tres apoyos considerando todas las cargas concentradas y distribuidas existentes en el mismo y se resolvió el sistema hiperestático aplicando el Método de las Fuerzas, obteniéndose las reacciones en los rolos y construyendo los diagramas de fuerzas de cortante y momentos flectores del tubo del horno.
- 4. El factor de seguridad a la fatiga de la zona de mayor momento flector del cuerpo del horno es de 9,5 muy elevado.
- 5. Se evaluó la resistencia a la fatiga de la soldadura practicada en el cuerpo del horno durante su reparación, arrojando que el factor de seguridad a la fatiga de la zona reparada se reduce con relación al existente en esa zona sin afectación del espesor en casi 4 veces, no obstante se mantiene superior a dos lo que es satisfactorio.
- 6. Se aplicaron los conceptos de la Mecánica de la Fractura para pronosticar la vida residual de los cordones de soldadura en presencia de un microdefecto. Un microdefecto tendría que crecer a través de todo el espesor para convertirse en crítico y ese proceso requiere cientos de años. Este resultado puede parecer falso, sin embargo se conoce que un factor de seguridad mayor que 1 a la fatiga corresponde a una vida teóricamente infinita. En un árbol se admite un factor de seguridad n ≥ 1,3, y el tubo del horno es un árbol que transmite flexión y torsión.



RECOMENDACIONES

- La recomendación fundamental es la de realizar examen ultrasónico al menos al 50 % de los cordones practicados.
- 2. De existir defectos considerables en estos cordones, extender el control ultrasónico al 100 % de los cordones.
- 3. Reparar sin excepción todos los defectos detectados.
- 4. Repetir el examen ultrasónico al 50 % de los cordones no evaluados en esta ocasión, al cabo de un año de la puesta en marcha del horno y analizar los resultados para evaluar posibles nuevas medidas.



BIBLIOGRAFÍA

Barsom, J. M. (1987). Correlations between KIc and Charpy V-Notch test results in the transition-temperature range", Impact Testing of Metals, ASTM STP 466, American Society for Testing and Materials.

Barsom, J. M. (1988). Fracture and Fatigue Control in Structures.

- Bauman V, A. (1966). Equipamiento mecánico de la industria de materiales de la construcción. Moscú: Editorial Mashinostroenie.
- Birger J, A, & Schneiderovich R, M. (n.d.). *Cálculo de la Resistencia de Piezas de Máquinas*. Moscú: Editorial Mashinostroenie.
- Bonn, W., & Saxer, B. (1976). Shelltest measurements on large rotary kilns. *ZKG International* 29, 9, 212 – 213.
- Broek, D. (1983). *Fracture Control for the Chemical Process Industries*. St. Louis: The Materials Technology Institute of the Chemical Process Industries.

Dobrovolski V. (1970). Elementos de Máquinas. Moscú: Editorial Mir.

- Dowling, N. E. (n.d.). *Mechanical behaviour of materials: engineering methods for deformation, fracture, and fatigue*. Upper Saddle River (NJ): Prentice Hall.
- Duda H. W. (n.d.). *Manual Tecnológico del cemento*. Barcelona: Editores Técnicos Asociados S.A.
- Erni, H, Saxer, B, & Schnider, F. (1979). Deformation of rotary kilns and their effect inlining life. *ZKG International*, *7*, 151.
- Feodosiev, V. (1985). Resistencia de Materiales (3º ed.). Moscú: Editorial MIR.
- Fernández Levy, Gilda. (1984). *Resistencia de Materiales* (Vols. 1-2). La Habana: Editorial Pueblo y Educación.
- Flórez Taybel, Carlos Arturo. (n.d.). *Análisis estructural mediante el método de los Elementos Finitos de un horno para la producción de cemento*. Tesis de maestría, Universidad del Norte. Barranquilla.

- Fong, J. T. (n.d.). *Fatigue Mechanisms*. Philadelphia: American Society for Testing and Materials.
- Goytisolo Espinosa, Rafael. (2005). Análisis y solución de la Avería del molino de Planta de Plástico Mixto de Cienfuegos. *Revista Ingeniería Mecánica: (Cienfuegos)*, 8(3), 51-58.
- Goytisolo Espinosa, Rafael. (2001). Mecánica de la Fractura. Universidad de Cienfuegos.
- Goytisolo Espinosa, Rafael. (n.d.). *Diseño de Elementos de Maquina III*. Universidad Central de las Villas.
- Hurd, N. J. (1982). Factors influencing propagation of mode III fatigue cracks under torsional loading. West Conshohocken: American Society for Testing and Materials.
- Iusilievich G.B. (1988). *Elementos de Máquinas*. Moscú: Editorial Mashinostroenie.

Ivanov, M.N. (1991). *Elementos de Máquinas*. Moscú: Editorial Vischaya Schkola.

Metallurgist's Handbook. Part I. (1970). . Promsyrioimport. Rusia.

Miroliubov I. (1985). Problemas de Resistencia de Materiales. Moscú: Editorial MIR.

Pacheco Sanjuán, A, & Juha, Mario Jesús. (n.d.). Análisis por elementos finitos del estado de esfuerzo y deformación de una sección geométricamente similar a la encontrada en un horno para producción de cemento. Mecánica Computacional Vol. XXIII (Vol. 13). Bariloche, Argentina.

Pisarenko G. S. (1989). *Manual de Resistencia de Materiales*. Moscú: Editorial MIR. Reshetov, D. (n.d.). *Elementos de Máquinas*. La Habana: Editorial Pueblo y Educación.

Roylance, T. (1966). *Engineering Design*. Great Britain: Pergamon Press.

Shigley, J.E. (n.d.). *Diseño en Ingeniería Mecánica*. México: Editorial McGraw Hill Interamericana.

Silenok S. G. (1969). Equipamiento mecánico para la producción de materiales de la construcción. Moscú: Editorial Mashinostroenie.

Stiopin, P.A. (1985). Resistencia de Materiales. Moscú: Editorial MIR.

- Tada, H. Paris. (1973). *The stress analysis of cracks handbook*. St. Louis (MO): Del Research Corporation.
- Troshenko, V.I. (1987). *Resistencia a la fatiga de los metales y aleaciones*. Kiev: Editorial Naukova Dumka.