



FACULTAD DE QUÍMICA

“IMPLEMENTACIÓN Y EVALUACIÓN DE UN NUEVO DISEÑO DE SISTEMA DE COLADA Y ALIMENTACIÓN DE UNA PIEZA COMERCIAL DE ACERO PARA MINIMIZAR DEFECTOS.”

TESIS

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:

INGENIERO QUÍMICO METALÚRGICO

PRESENTA:

SAMUEL OSWALDO ZEPEDA SALAS

DIRECTOR DE TESIS

M. EN I. AGUSTÍN GERARDO RUIZ TAMAYO





Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

JURADO ASIGNADO:

PRESIDENTE: M. EN M. EUSEBIO CÁNDIDO ATLATENCO TLAPANCO

VOCAL: M. EN I. AGUSTÍN GERARDO RUIZ TAMAYO

SECRETARIO: M. EN I. LUIS ENRIQUE JADÓN PÉREZ

1er. SUPLENTE: I.Q.M. LEOPOLDO ARZATE ORTEGA

2° SUPLENTE: DR. JOSÉ ALEJANDRO GARCÍA HINOJOSA

SITIO DONDE SE DESARROLLÓ EL TEMA:

FACULTAD DE QUÍMICA, DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA.
CONJUNTO D.

FUNDICIÓN Y MECÁNICA SUSANO SOLÍS S.A. (FYMSSSA)

ASESOR DEL TEMA:

M. EN I. AGUSTÍN GERARDO RUIZ TAMAYO

SUPERVISOR TÉCNICO:

DR. JOSÉ ALEJANDRO GARCÍA HINOJOSA

SUSTENTANTE (S):

SAMUEL OSWALDO ZEPEDA SALAS.

Contenido

Resumen.....	1
Hipótesis.....	2
Objetivo general.....	2
Objetivos particulares.....	2
Capítulo 1. Marco teórico.....	3
1.1 Fundición.....	3
1.2 Moldeo Autofraguante (No-Bake).....	5
1.2.1 Autofraguante con aglutinantes furánicos catalizados con ácido.....	5
1.2.2 Autofraguante con aglutinantes fenólicos catalizados con ácido.....	6
1.3 Defectos generados en la fundición.....	8
1.3.1 Contracción y generación de rechupes.....	9
1.3.2 Inclusiones de arena y erosión del molde [1].....	13
1.4. Sistema de alimentación.....	15
1.4.1 Distancia de alimentación [2].....	17
1.4.2 Método Chvorinov.....	20
1.4.3 Método Adams & Taylor.....	24
1.4.4 Volumen de metal demandado.....	27
1.5 Sistema de colada.....	28
1.5.1 Flujo de fluidos.....	31
1.5.1.1 Efectos de momentum (número de Reynolds y tipos de fluidos).....	32
1.5.1.2 Ecuación de Bernoulli.....	33
1.5.1.3 Ley de Continuidad.....	35
1.5.2 Tiempo de llenado del molde [8].....	37
1.5.3 Diseño de los componentes del sistema de colada.....	37
1.5.3.1 Bajada.....	37
1.5.3.2 Corredores.....	39
1.5.3.3 Entradas.....	39
1.5.3.4 Consideraciones de los corredores y entradas.....	40
1.5.3.5 Igualación del flujo a través las entradas [2,13].....	41
1.5.4 Sistemas de colada presurizados y no presurizados [1].....	43
Capítulo 2. Desarrollo experimental.....	45
2.1 Estudio de la pieza problema.....	46
2.1.1 Selección de la pieza problema.....	46
2.2 Información del proceso de manufactura.....	46
2.2.1 Área de fusión.....	46
2.2.2 Área de moldeo.....	48

2.2.3 Ingeniería	50
Capítulo 3. Resultados preliminares	54
3.1 Sección A	54
3.1.1 Simulaciones	54
3.1.2 Control de calidad	58
3.1.3 Diagrama causa efecto	62
3.2 Sección B	65
3.2.1 Seccionamiento en módulos	65
3.2.2 Diseño de sistema de alimentación	67
3.2.2.1 Distancia de alimentación	67
3.2.2.2 Cálculo para alimentadores	69
3.2.3 Diseño de sistema de colada	77
Capítulo 4. Resultados de prueba experimental	82
4.1 Diseño del sistema de colada y alimentación	82
4.2 Simulación del sistema de colada propuesto	88
4.3. Comparación de simulaciones	90
4.3.1. Simulaciones de solidificación	90
4.3.2 Simulación de llenado	92
4.3.3 Simulación de puntos calientes	94
4.4 Prueba experimental	95
4.4.1 Área de Fusión	95
4.4.2 Caracterización de la mezcla autofraguante	96
4.5 Control de calidad	98
4.5.1 Inspección visual	98
4.5.2 Líquidos penetrantes	100
4.5.3 Prueba de ultrasonido	107
Capítulo 5. Conclusiones	110
Capítulo 6. Propuesta de mejora	111
Bibliografía	115
Recomendaciones	I
Observaciones	II
Anexo A. Diseño de alimentadores	IX
Anexo B. Diseño de sistema de colada	XV
Anexo C. Diseño de sistema de colada para nueva propuesta de mejora	XXI

Tabla de figuras.

Figura 1. Tolva de suministro de mezcla de arena en el proceso autofraguante	7
Figura 2. Tipos de contracción. a) metal líquido. b) contracción liquido-liquido. c) contracción liquido-solido. d) contracción solido- solido.	10
Figura 3. Modo esquemático de solidificación en aleaciones con rango de solidificación largo.	12
Figura 4. Secuencia de la contracción por solidificación en un cubo de hierro. a) Metal líquido. b) Cascara sólida y formación de rechupe. c) Rechupe interno.	13
Figura 5. Zonas de saturación térmica, donde es propensa la formación de rechupes.	13
Figura 6. Distancia de alimentación para distintos acomodos del sistema de alimentación.	18
Figura 7. Efecto de enfriadores sobre la distancia de alimentación.	19
Figura 8. Enfriador colocado entre alimentadores.	19
Figura 9. Gráfico de la ecuación de Adams y Taylor. a) Coordenadas son Ar/Ac y Vr/Vc b) Coordenadas son Vc/ Vr y Ac /Ar.	25
Figura 10. Ilustración que muestra la explicación de las sumas de contracciones considerada por Adams & Taylor.	26
Figura 11. Componentes básicos y auxiliares de un sistema de colada.	29
Figura 12. Numero de Reynolds y la relación con la caracterización de flujos. a) $Re < 2000$, Flujo laminar. b) $20000 >$ Flujo severamente turbulento.	33
Figura 13. Diagrama que toma como referencia dos puntos para explicar el teorema de Bernoulli.	34
Figura 14. Esquema de ecuación de continuidad.	35
Figura 15. Posición de la pieza de acuerdo con la línea de partición.	38
Figura 16. Sistema de colada con las entradas colocadas en la parte superior del corredor.	40
Figura 17. Comparación de patrones de flujo en dos sistemas de colada verticales. a) sistema pobremente diseñado. b) sistema propiamente diseñado utilizando una reducción de corredor que iguala el flujo a través de las entradas.	41
Figura 18. Patrón de flujo en un sistema sin reducción de corredor.	42
Figura 19. Patrón de flujo en un sistema con reducción de corredor, igualando la velocidad en la que entra el metal.	42
Figura 20. Fotografía de dos Bearing Housing terminados.	46
Figura 21. Plano 2D con todas las dimensiones del Bearing Housing.	51
Figura 22. Dibujo en 3D de la pieza junto con sistema de alimentación y de colada.	52
Figura 23. Esquema del sistema de colada y alimentación. vista desde arriba.	53
Figura 24. Simulación de contracción.	54

Figura 25. Simulación de contracción en vista superior.	55
Figura 26. Colocación de material enfriador en el molde de arena.	55
Figura 27. Secuencia de simulación de solidificación, de la imagen 1 a 6.	56
Figura 28. Simulación de llenado y perfil de temperaturas de la imagen A – E.	57
Figura 29. Puntos calientes según el modelo de simulación.	58
Figura 30. Localización de rechupe por prueba de ultrasonido al interior de una pieza.	59
Figura 31. Zonas con presencia de rechupes, reparadas con soldadura.....	59
Figura 32. Secuencia de evidencia visual en la detección de defectos por líquidos penetrantes.	60
Figura 33. Fotografías de líquidos penetrantes que revelan el daño causado por arrastre de arena a lo largo de la superficie.	61
Figura 34. Diagrama causa y efecto de las posibles variables en la generación de inclusiones por arrastre de arena.	63
Figura 35. Diagrama causa y efecto de las posibles variables en la generación de rechupes	64
Figura 36. Dibujo 3D de la pieza problema, indicando la posición de la línea de partición (LP).	65
Figura 37. Seccionamiento de la pieza por módulos.	66
Figura 38. Esquema de la geometría de un alimentador superior.	70
Figura 39. Esquema de la implementación del sistema de colada y de alimentación propuesto.	83
Figura 40. Esquema del nuevo sistema de colada con todas las dimensiones en cm.	84
Figura 41. Tina de colada o vaciado propuesta. (mm).....	85
Figura 42. Colchón colocado en la base de la bajada (mm).	86
Figura 43. Expansión del diámetro inferior de la bajada (cm).	86
Figura 44. Reducción de área transversal del corredor(cm).....	87
Figura 45. Simulación de solidificación con el nuevo sistema de colada.	88
Figura 46. Simulación de llenado y perfil de temperatura del nuevo sistema de colada.	89
Figura 47. Simulación de contracción (posibles rechupes) en el nuevo sistema de colada.	89
Figura 48. Pliegues superficiales, causados por material frío.	98
Figura 49. Pliegues superficiales, causados por material frío.	99
Figura 50. Evidencia de cavidades atrapamiento de inclusiones no metálicas (A) y por material frío (B y C).	99
Figura 51. Atrapamiento de inclusiones en los corredores.	100
Figura 52. Zonas de pliegues: A) del lado contrario al sistema de colada y B) sobre la corona.	101
Figura 53. Pliegue en el interior de la pieza.	102
Figura 54. Porosidades en el exterior.	102

Figura 55. Porosidades en el exterior.	103
Figura 56. Superficie afectada por pliegues y porosidades.	104
Figura 57. Pliegue y porosidad en la parte trasera de la pieza.	104
Figura 58. Zona de concentración de imperfecciones.	105
Figura 59. Porosidad en el lado opuesto al sistema de colada.	105
Figura 60. Identificación de zonas con cavidades internas. A) Pieza V300 y B) pieza V299.	108
Figura 61. Localización de rechupe interno y cavidades superficiales por pliegues.	109
Figura 62. Identificación de rechupe interno de difícil acceso.	109
Figura 63. Propuesta de colocación de alimentadores.	111
Figura 64. Esquemas de la colocación y dimensiones de alimentadores.	112
Figura 65. Esquema con dimensiones (cm) del sistema de colada propuesto. Vista lateral.	112
Figura 67. Esquema con dimensiones (cm) del sistema de colada propuesto. Vista superior.	113
Figura 66. Esquema con dimensiones (cm) del sistema de colada propuesto. Vista trasera.	113
Figura 68. Esquema general del sistema de colada propuesto.	114
Figura 69. Esquema final de ambos sistemas (de alimentación y de colada).	114
Figura 70. Ficha técnica de la resina furánica utilizada.	IV
Figura 71. Ficha técnica del catalizador rápido utilizada.	V
Figura 72. Ficha técnica de la pintura refractaria utilizada.	VIII

Resumen.

Debido a que el proceso de fundición es uno de los procesos de manufactura más directos que hay en la producción de piezas metálicas, es muy recurrente hacer por este medio fundiciones de geometría compleja, combinando zonas de sección muy pesada, así como zonas de secciones muy delgadas.

Para el trabajo presente se estudió el proceso de producción de una pieza **comercial de acero denominada como "Bearing Housing"**, la cual se fabrica por el proceso autofraguante en la planta Fundición y Mecánica Susano Solís S.A.

Para el estudio pertinente se obtuvo información general de toda la metodología que se emplea en su fabricación, desde el moldeo en autofraguante como son las propiedades mecánicas de la mezcla, porcentajes de resina y catalizador, pintura refractaria, etc. así como del área de fusión, obteniendo datos de temperaturas de colada, composición química y demás. Finalmente, mediante el uso del software de simulación SolidCast se hizo la evaluación pertinente para el sistema de colada y de alimentación, formulando propuestas que pudiesen minimizar los defectos encontrados en la pieza.

Para contrastar, se realizaron los cálculos manualmente y se compararon con los datos obtenidos con el software de simulación. Posteriormente se hizo la propuesta de sistema de colada y alimentación presente en el trabajo, reduciendo considerablemente los defectos generados.

Hipótesis.

Un buen diseño de sistema de alimentación será capaz de proveer de metal líquido a los módulos significativos de la pieza de interés, haciendo que las cavidades por contracción disminuyan considerablemente. Con respecto al sistema de colada, la selección de un buen diseño repercutirá en el llenado completo de la pieza a la velocidad requerida por lo que se minimiza el flujo turbulento y en consecuencia se evita la generación de defectos (principalmente arrastre de arena y gases atrapados).

Objetivo general.

Disminuir la generación de defectos como son rechupes localizados y porosidad por arrastre de arena o atrapamiento de gases en una pieza comercial de acero, al establecer metodologías de cálculos de sistemas de colada y alimentación en la pieza fabricada por el proceso de autofraguante.

Objetivos particulares.

- Reunir información de los parámetros de fabricación de la pieza problema (temperatura de colada, tiempo de llenado, condiciones de moldeo) para llevar a cabo un mejor estudio para el diseño de sistemas de colada y alimentación.
- Evaluar el efecto de los diseños de sistemas de colada y alimentación en una pieza comercial mediante la técnica de líquidos penetrantes y ultrasonido para generar la información sobre los defectos presentados.
- Corroborar los cálculos del diseño del sistema de colada propuesto para predecir la generación de defectos mediante la implementación de SolidCast.

Capítulo 1. Marco teórico.

1.1 Fundición.

La fundición de metales es un proceso fundamental para prácticamente el resto de industrias de manufactura, y tiene como objetivo el producir piezas metálicas mediante el vaciado de material fundido dentro de una cavidad interna en un molde el cual se construye siguiendo la forma negativa de la pieza a manufacturarse, ya sea para hacer formas simples o muy complejas en una producción masiva. La simplicidad de este proceso, el más directo en la industria metalúrgica, ha provisto a la fundición de un crecimiento vasto, con una amplia diversidad de productos. Existen dos principales etapas consecutivas: proceso de llenado y proceso de solidificación en la producción de fundiciones. [1,2]. La mayoría de fundiciones son hechas vertiendo el metal líquido en la apertura del sistema de colada bajo la acción de la gravedad [5].

El moldeo con arena es uno de los procesos de fundición más versátil, ya que se pueden obtener productos de colada de diferentes geometrías y tamaños, por lo que se puede decir que éste proceso de manufactura comienza con la elaboración de dicho molde. Éste contiene una cavidad cuya forma geométrica determina la forma de la pieza a fundir. La cavidad debe diseñarse de forma y tamaño ligeramente sobredimensionado, esto permitirá la contracción libre del metal durante la solidificación y el enfriamiento.

Previo a la acción de fusión, se recomienda que la carga metálica (chatarras) que se usará se caliente a una temperatura lo suficientemente alta como para eliminar humedad o quemar grasas o aceites en la superficie, además este precalentamiento evita la oxidación excesiva del metal en su estado líquido y ayuda a mejorar el rendimiento energético.

Posterior a esto, la chatarra se introduce a un horno, donde se calentará a una temperatura lo suficientemente alta como para transformarlo completamente al estado líquido. Después se vierte directamente en la cavidad del molde.

Tan pronto como el metal líquido en el molde empieza a enfriarse, y conforme desciende la temperatura lo suficiente, comienza la solidificación que involucra cambios de fase del metal. Durante este proceso, el metal adopta la forma de la cavidad en el molde.

Una vez que la fundición se ha enfriado lo suficiente, se remueve del molde. Pueden necesitarse procesamientos posteriores tales como el desbaste del metal excedente de la fundición, la limpieza de la superficie de la pieza, la inspección del producto y el tratamiento térmico para mejorar sus propiedades. Además, puede requerirse maquinado para lograr tolerancias estrechas en ciertas partes de la pieza y remover la superficie fundida y la microestructura asociada. [3]

Las posibilidades y ventajas que tiene este proceso de manufactura son las siguientes:

- La fundición se puede usar para crear partes de compleja geometría, incluyendo formas externas e internas.
- Algunos procesos de fundición pueden producir partes de compleja geometría que no requieren operaciones subsecuentes para llenar los requisitos de la geometría y dimensiones de la pieza.
- Se puede usar la fundición para producir piezas muy grandes.

Algunos métodos de fundición son altamente aceptables a la producción en masa. No obstante, también hay desventajas asociadas con la fundición y sus diferentes métodos. Estas incluyen las limitaciones de algunos procesos en las propiedades mecánicas como porosidad, baja precisión dimensional y acabado deficiente de la superficie. [1].

1.2 Moldeo Autofraguante (No-Bake).

Como se mencionó en el apartado anterior, el moldeo con arena es de los procesos más utilizados y baratos en la industria y los más comunes son moldeo en arena verde, en silicato-CO₂ y autofraguante, siendo este último el proceso de interés en el presente trabajo ya que fue el que se implementó en la experimentación.

El proceso autofraguante o No-Bake se basa en el fraguado a temperatura ambiente de dos o más aglomerantes después de que se mezclan con arena. El fraguado comienza inmediatamente después de que todos los componentes son combinados. Por un periodo de tiempo después del mezclado inicial, la mezcla de arena es muy fluida y trabajable para permitir el llenado de modelo del molde/corazón. Después de un periodo de tiempo adicional la mezcla de arena fragua hasta el punto en el que el molde se puede sacar de la caja de moldeo. La diferencia de tiempo entre el llenado y el desmontaje de la caja dura desde unos cuantos minutos hasta varias horas, dependiendo del tipo de aglomerantes que se usa, la cantidad e incluso la temperatura de la arena [2].

1.2.1 Autofraguante con aglutinantes furánicos catalizados con ácido.

El alcohol furfurílico es la sustancia en bruto básica usada como aglutinante en el proceso No-Bake. Los aglutinantes furánicos pueden ser modificados con urea, formaldehidos, fenoles y una variedad de otros reactivos como aditivos.

La extensa cantidad de aglutinantes furánicos disponibles proporcionan una gran variedad de características y propiedades para el uso en varias aplicaciones de la fundición. El contenido de humedad puede ser tan alto como 15% y su contenido de nitrógeno puede estar en 10% en resinas

modificadas con urea. La elección de un aglutinante específico depende del tipo de metal que se vaciara y de las propiedades mecánicas que se requiera en la mezcla. La cantidad de aglutinante furánico tiene rangos que van desde 0.9% hasta 2.0%, basado en el peso de arena. Los niveles de ácido catalizador varían entre 20% a 50% basado en el peso del aglutinante. La velocidad de fraguado puede ser ajustada cambiando el tipo de catalizador o el porcentaje, suponiendo que el tipo de arena y la temperatura son constantes.

El proceso autofraguante con aglutinantes furánicos da una gran exactitud dimensional y una gran resistencia a la mezcla en la interfase metal/molde, aun así, el molde puede fragmentarse fácilmente después de que el metal haya solidificado, proveyendo así de una excelente colapsabilidad.

1.2.2 Autofraguante con aglutinantes fenólicos catalizados con ácido.

Las resinas fenólicas son productos de la reacción de condensación de fenoles y aldehídos. Así como los aglutinantes furánicos, estas resinas se pueden modificar con aditivos reaccionantes o no reaccionantes.

Estas resinas van de claras a oscuras en apariencia, y su rango de viscosidad va de medio a alto. Las mezclas de arena hechas con estas resinas tienen una adecuada fluidez para el llenado de moldes o corazones [13].

Una desventaja de usar resinas fenólicas es su pobre estabilidad para almacenarse. Usualmente los aglutinantes fenólicos no deben estar almacenados por más de 6 meses.

El catalizador necesario para las resinas fenólicas es un tipo fuerte de ácido sulfónico. Los ácidos fosfóricos pueden no endurecer a las resinas

en el tiempo requerido para las aplicaciones en la industria de la fundición. [4].

El proceso del moldeo es el siguiente:

- Preparación de la mezcla (automatizada, en circuito cerrado. Ver Figura 1): la preparación de la arena (sílice, cromita, olivino o zirconio) o mezcla de arenas, se realiza en mezcladoras compuestas por tolvas dosificadoras que descargan la cantidad de arena o arenas necesaria para obtener la formulación adecuada para el moldeo a realizar. Una vez preparada la arena o mezcla de arenas, en la zona del distribuidor, y mediante el husillo de transporte, se incorpora la resina (aglomerante) y el catalizador, dando como resultado la mezcla húmeda óptima para el moldeo.



Figura 1. Tolva de suministro de mezcla de arena en el proceso autofraguante

- Moldeo: se puede realizar en una o dos etapas. En el caso de moldeo en una única etapa, la mezcla húmeda cae por gravedad creando a modo de "cama" del modelo unas capas en el fondo de la caja. Se coloca el modelo y se sigue depositando la mezcla formando las capas necesarias hasta que el modelo quede completamente

rodeado y cubierto. A medida que se van añadiendo estas capas se deben ir compactando con el objetivo de que la resistencia después del fraguado sea la adecuada. Cuando el moldeo se realiza en dos etapas, el modelo se deposita directamente sobre el fondo de la caja y se va cubriendo con la mezcla que cae por gravedad, siguiendo la misma técnica descrita anteriormente. Una vez cubierto totalmente el molde se le da la vuelta y se repite la operación sobre la parte que resta por cubrir.

- La compactación puede realizarse: 1) Mecánicamente, bien sea por impacto de aire, por vibración o mediante el uso de martillos neumáticos especialmente adaptados a esta tarea denominados pisonos o atacadores; 2) Con los pies, pisando la mezcla. Opción que se emplea sobre todo en fosos debido a su gran tamaño; 3) Manualmente, aplastando la mezcla directamente con las manos o utilizando alguna herramienta manual.

A continuación, se indican los productos y agentes químicos más habituales en el moldeo con resinas autofraguantes:

- Resinas fenólicas: formaldehído, fenol, hidróxido de sodio, hidróxido de potasio.
- Resinas furánicas (resina de alcohol furfurílico-formol-urea): alcohol furfurílico, fenol, formaldehído.
- Endurecedores: gamma-butirolactona, carbonato de propileno.
- Catalizadores: ácido paratoluensulfónico, ácido sulfúrico.

1.3 Defectos generados en la fundición.

En el proceso de fundición es muy común encontrar imperfecciones en las piezas terminadas que pueden ser causantes del rechazo por parte del cliente. Un defecto de fundición es cualquier imperfección en una pieza

final que no satisface una o más especificaciones de diseño o de calidad requeridas. [4]

La generación de defectos es un problema que involucra un sinnúmero de variables a lo largo de todo el proceso de manufactura entre las cuales están la calidad del molde, temperatura de vaciado, composición química, medio ambiente, diseño de sistema de alimentación, diseño de sistema de colada, entre otras, siendo estas dos últimas de gran interés para este trabajo.

Los defectos de fundición, por mencionar algunos, son los siguientes [5]:

- Proyecciones metálicas.
- Porosidades/sopladuras.
- Discontinuidades.
- Fundiciones incompletas.
- Dimensiones incorrectas.
- Inclusiones.
- Rechupes.

1.3.1 Contracción y generación de rechupes.

Es importante considerar a estos defectos por sobre los demás, ya que están directamente asociados al sistema de alimentación.

La contracción del metal líquido durante el enfriamiento, desde la temperatura de colada hasta la temperatura de solidificación, causa que la altura del líquido se reduzca desde el nivel inicial.

La contracción ocurre en tres pasos (ver Figura 2) [6]:

1) Contracción líquido-líquido. Durante el enfriamiento desde la temperatura de vaciado hasta la de inicio de solidificación (liquidus), se

presenta una primera contracción que puede ser del orden del 0.5% del volumen total.

2) Contracción líquido-sólido. Una vez se ha alcanzado la temperatura de liquidus, se inicia el proceso de solidificación propiamente dicho, que no finalizará hasta que el sistema alcance la temperatura de *sólidus*, durante esta transición líquido-sólido de nuevo se produce una contracción, la más importante del proceso y también conocida como contracción de solidificación.

3) Contracción sólido - sólido. Cuando el metal se halle totalmente sólido, su temperatura disminuirá desde la temperatura *sólidus* hasta la temperatura final del proceso (ambiente o no), y en esta última etapa de nuevo tendrá lugar una contracción más o menos importante en la función del material.

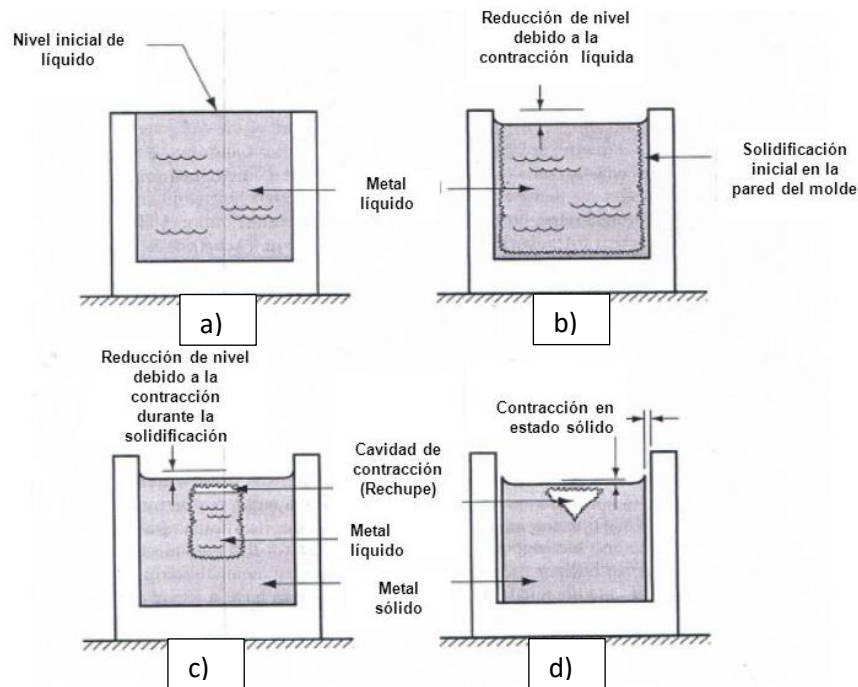


Figura 2. Tipos de contracción. a) metal líquido. b) contracción líquido-líquido. c) contracción líquido-sólido. d) contracción sólido-sólido.

La contracción que se produce durante el cambio de estado líquido a sólido es la que puede conducir a la formación de cavidades internas, ya que

puede producirse solidificación del material próximo a las paredes del molde, mientras que un volumen importante de líquido, aún en el interior, se contraerá cuando solidifique. A estas cavidades o discontinuidades que se generan debido a la contracción del metal de líquido a sólido y la falta de material para compensar esta se le llama rechupe. En la Tabla 1 se presentan algunos valores típicos de la contracción volumétrica para diferentes metales de fundición debidos a la contracción por solidificación. [2].

Tabla 1. Contracción para diferentes metales de fundición debido a la contracción por solidificación.

Metal	Contracción por solidificación (%)
Aluminio	7.0
Aleación de aluminio (típica)	7.0
Fundición de hierro gris	1.8
Fundición de hierro gris al alto carbono	0
Fundición de acero al bajo carbono	3.0
Cobre	4.5
Bronce	5.5

Hay dos tipos de rechupes, los microrechupes y los macrorechupes.

Los microrechupes son una imperfección de la fundición que consisten en espacios vacíos interdendríticos. Esta imperfección de debe a la contracción durante la solidificación cuando no hay una oportunidad adecuada para suministrar metal líquido y así compensar la contracción.

Generalmente ocurre en aleaciones con un rango de solidificación largo y en secciones con espesores grandes, uniones, esquinas y en regiones entre dos o más corazones, debido a la acumulación de calor en estas

zonas. Un ejemplo esquemático de este fenómeno se muestra en la Figura 3 [2].

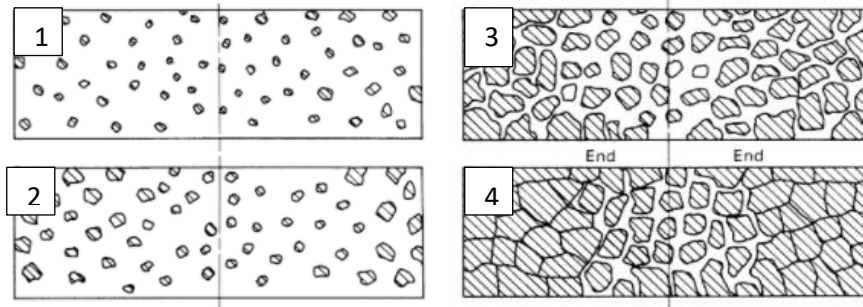


Figura 3. Modo esquemático de solidificación en aleaciones con rango de solidificación largo.

En el fenómeno, el calor se absorbe y se transmite a través de la pared del molde a medida que el metal líquido entra a la cavidad. La solidificación avanza capa por capa desde la pared hasta el interior de la fundición. Mientras se solidifica el material, el volumen se va reduciendo. Cuando la capa solidificada alcanza la zona más profunda y no queda más metal líquido se genera este tipo de cavidad conocida como micro rechupe.

El efecto de las porosidades por contracción sobre las propiedades mecánicas es prácticamente idéntico al de cualquier otra porosidad. En una fractura superficial, es común identificar al poro como el origen de la falla.

Ahora bien, en situaciones donde el problema de contracción se da en una región central de la pieza de interés, un material con un rango corto de solidificación dará una única cavidad la cual ocasionalmente es llamada como macro rechupe o rechupe localizado, puede tomar forma de cono delgado o una gran cavidad para aleaciones eutécticas, como se esquematiza en la Figura 4.

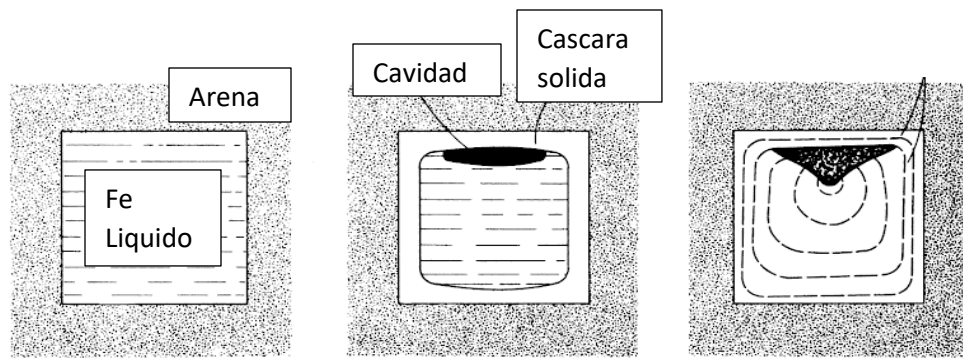


Figura 4. Secuencia de la contracción por solidificación en un cubo de hierro. a) Metal líquido. b) Cascara sólida y formación de rechupe. c) Rechupe interno.

Generalmente este defecto se forma en las ultimas zonas en solidificar, es decir, donde la saturación térmica sea mayor tal como se muestra en la Figura 5.

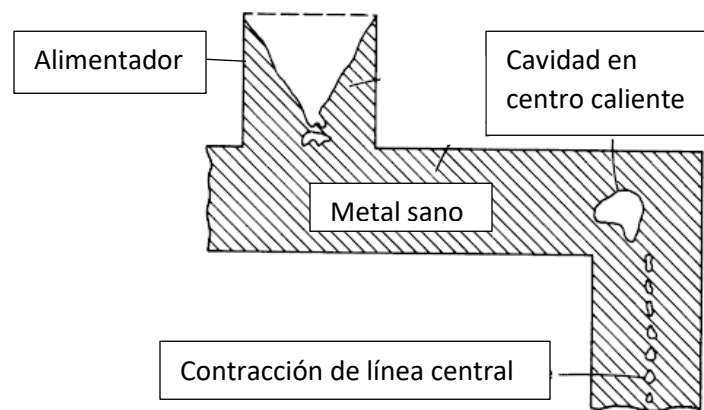


Figura 5. Zonas de saturación térmica, donde es propensa la formación de rechupes.

Cada tipo de porosidad por contracción es señal clara de que existe una inadecuada alimentación.

1.3.2 Inclusiones de arena y erosión del molde [1].

Las inclusiones de arena del molde son quizás las inclusiones extrínsecas más comunes en la fundición, pero su mecanismo de generación es más complicado. No es fácil prever en que momento el grano de arena va a penetrar la superficie del metal líquido a pesar de la acción repulsiva de la tensión superficial y la presencia de la capa de oxido que actúa como

una barrera mecánica. La penetración de la superficie del líquido requiere que el grano de arena sea expulsado a la superficie a una gran velocidad.

El mecanismo es el siguiente: en un sistema de colada o llenado bien diseñado para una fundición en arena, el metal líquido llena completamente el sistema, y su presión metalostática actúa contra las paredes del molde, dejando los granos en su lugar. Así la superficie del molde comienza a calentarse. Si el fraguado de la arena es con resinas aglutinantes, el aglutinante a menudo primero se ablandará, luego se endurecerá y se fortalecerá a medida que se pierdan los volátiles. Los aglutinantes de los granos de arena en contacto con el metal finalmente se degradan a tal punto que quede solamente carbón remanente, ahora más rígido y duro, como coque, formando lazos mecánicos más fuertes entre los granos. La capa remanente de carbón sobre los granos tiene una alta refractabilidad. Esta continúa protegiendo a los granos y a su vez está protegiendo de la oxidación ya que la mayoría del oxígeno local ha sido consumido produciendo así monóxido de carbono. El carbono forma una interfase impermeable con el metal, mejorando así la protección de penetración y erosión.

La situación es diferente si el sistema de colada o llenado tiene un diseño pobre, ya que permite la entrada de aire junto con el metal líquido. Este problema comúnmente se asocia al uso de sistemas de colada que tienen áreas de sección transversal sobredimensionadas y por lo tanto permanece sin llenarse de metal. En tales sistemas el metal líquido puede rebotar hacia delante y hacia atrás en el canal. El impacto mecánico, semejante al efecto de cavitación¹, es un factor que promueve la erosión. No obstante, también son importantes otros factores. El contacto del metal líquido con la pared del molde calienta la superficie de arena. Como

¹ Cavitación: Formación de cavidades llenas de vapor o de gas en el seno de un líquido en movimiento.

el metal rebota contra la pared, el aire se extiende a lo largo de la superficie del molde, y al rebote de retorno, el flujo de aire se regresa. De este modo, el aire es bombeado hacia atrás y hacia delante sobre la arena caliente, lo que hace que los aglutinantes se quemen, esta acción se intensifica más con este efecto de bombeado, similar a lo que ocurre con los fuelles en las forjas de un herrero. Cuando el carbón es finalmente quemado de la superficie de los granos, la arena ya no está unida a los granos adyacentes en el molde. Además, el óxido en la superficie del metal líquido puede ahora reaccionar con la nueva superficie de granos de sílice expuestos, permitiendo la adherencia a ellos. Si el metal líquido vuelve a rebotar con la superficie de arena, la capa líquida de óxido despegara los granos del molde y como la superficie comienza a plegarse, los granos de arena quedan envueltos en una capa de óxido.

Las inclusiones de arena son por lo tanto una señal de que el diseño de sistema de colada es pobre, involucrando significativamente la presencia de turbulencia[1].

1.4. Sistema de alimentación.

Como se discutió en el apartado anterior, es esencial tener una alimentación de metal líquido adecuada para evitar principalmente cavidades o discontinuidades en la pieza de interés, pero ¿Qué es alimentación? Alimentación el proceso requerido durante la contracción del líquido que toma lugar en el enfriamiento. Este proceso toma desde unos minutos y puede alcanzar horas dependiendo del tamaño de la pieza fundida. Se hace necesario como resultado de que el volumen sólido ocupa menos espacio que el líquido, así que esta diferencia tiene que ser compensada de algún lugar. Esta contracción en la solidificación es una

consecuencia necesaria de que el líquido comience una estructuración reensamblando una matriz compacta de átomos al azar, comparado con el sólido, la cual tiene un embalaje cerrado regular conocido como estructura cristalina. [1]

El volumen de contracción durante el enfriamiento puede ser alimentado por varios mecanismos, pero principalmente por líquido remanente de un alimentador. Un alimentador es una reserva de metal líquido conectada a la pieza de interés para proveer metal adicional a la fundición, requerida por el resultado de la contracción antes y durante la solidificación. [4]

El papel de los métodos ingenieriles en el diseño de alimentadores puede comenzar simplemente como para asegurarse de que proveerán el metal:

- En la cantidad correcta.
- En el lugar correcto.
- En el momento preciso.

A esta lista se pueden agregar otras consideraciones:

- La unión alimentadora/pieza debe ser diseñada para minimizar el costo de remoción del alimentador.
- El número y tamaño de alimentadores deben ser minimizados para incrementar el espacio en el molde y reducir los costos de producción.
- Los lugares de colocación de los alimentadores deben elegirse para no exagerar los problemas potenciales en un diseño de moldeo específico.

En la práctica, estas consideraciones están regularmente en conflicto, y el diseño final de los alimentadores se ve comprometido.

El alimentador debe ser el adecuado para satisfacer los requerimientos de contracción líquido-sólido. En adición el alimentador debe de solidificar

por sí mismo, así que el total de los requerimientos por contracción debe considerar la combinación de la pieza de interés y del alimentador [2].

El total de alimentadores dependerá de la aleación en específico, del sobrecalentamiento, de la geometría de la pieza y del medio de moldeo.

La geometría de la pieza afectará al tamaño necesario del alimentador para cumplir con los requerimientos; mientras más grande sea la pieza, más tiempo tardará en solidificarse por lo que el alimentador debe mantener una reserva de metal líquido por más tiempo. Para secciones largas, delgadas, donde la solidificación será rápida, los requerimientos de metal alimentado pueden ser más pequeños de los que ordinariamente se calculan [7].

Para determinar la correcta localización del alimentador, los métodos ingenieriles deben de considerar el concepto de solidificación direccional. Si se quiere evitar la formación de rechupes, la solidificación debe proceder de manera direccional desde la zona más lejana del alimentador, pasando por las zonas intermedias y hasta llegar al alimentador donde ocurrirá la solidificación final [2,7].

1.4.1 Distancia de alimentación [2].

Ahora bien, la aleación específica y la configuración de secciones se combinarán para imponer una limitación a la *distancia de alimentación* sobre la cual la pieza puede solidificar libre de una línea central de contracción.

Como se muestra en la Figura 6 el total de la distancia de alimentación en una sección con una punta enfriadora es la suma del efecto del alimentador y el efecto de dicha punta.

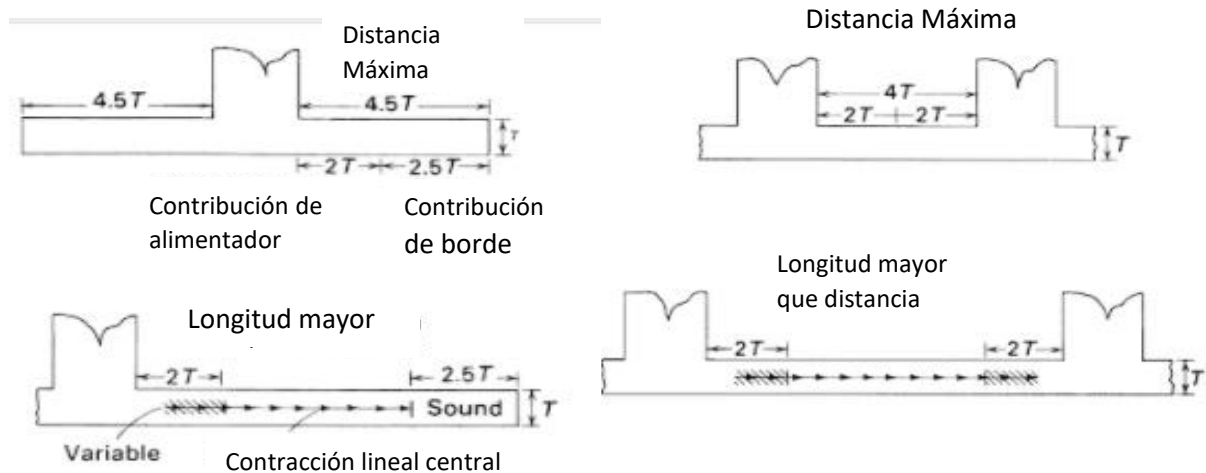


Figura 6. Distancia de alimentación para distintos arreglos de alimentadores.

Esta misma Figura (6) muestra otros puntos a considerar:

- La contribución del efecto de la punta mejora la distancia de alimentación
- En la ausencia de puntas enfriadoras, la distancia de alimentación entre alimentadores es reducida significativamente.
- Si la distancia de alimentación máxima en una sección es excedida, el efecto de punta la dará un borde sólido extra (sound Edge) a esta longitud inicial, pero la contracción de la línea central puede extenderse por una distancia variable en el área que normalmente se esperaba que fuera sólida debido al efecto del alimentador.

La Figura 7 se muestra el uso de enfriadores para extender la distancia de alimentación. Cuando se colocan en los extremos de alguna sección de la pieza, el enfriador extraerá el calor más rápidamente, mejorado el comportamiento de la solidificación direccional desde el borde.

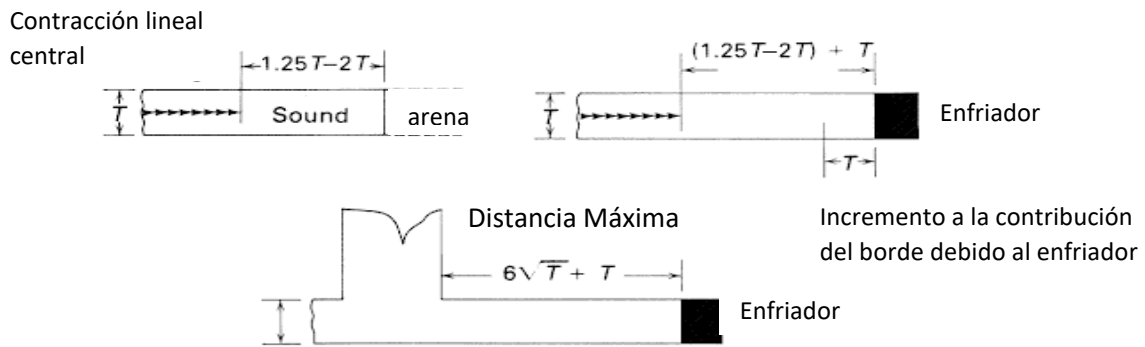


Figura 7. Efecto de enfriadores sobre la distancia de alimentación.

Adicionalmente, si un enfriador es colocado entre alimentadores en una sección de la pieza donde no hay un borde natural de enfriamiento, este se puede usar para establecer un efecto final artificial (ver Figura 8).

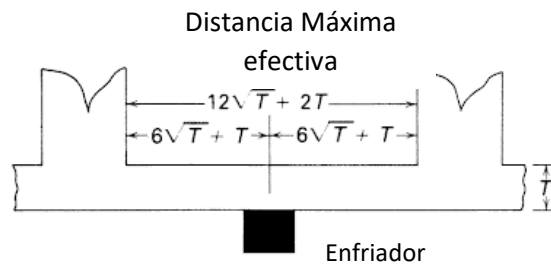


Figura 8. Enfriador colocado entre alimentadores.

En este sentido, la distancia entre los alimentadores puede ser dramáticamente incrementada, reduciendo así el número de alimentadores necesarios para asegurar una pieza sana.

Para el presente trabajo se consideran dos métodos de cálculo de este sistema, el método de Chvorinov y el método de Adams & Taylor.

1.4.2 Método Chvorinov.

También conocido como método de los módulos, éste está basado en el concepto de tiempo de solidificación de la pieza o de una sección de ella usando una aproximación con la regla de Chvorinov (Ec.1) [2] . La solidificación direccional deseada se logra aplicando dicha regla al diseño de la pieza, a su orientación dentro del molde y al diseño del sistema de alimentación. La Ecuación 1 establece que el tiempo de solidificación en un molde de arena es proporcional al cuadrado de la relación de volumen y área de la pieza, tal y como se muestra a continuación [7,11]:

$$t = K_{m,p} \left(\frac{V}{A}\right)^2 \dots\dots\dots\text{Ec. 1}$$

Donde;

t= Tiempo de solidificación.

$K_{m,p}$ = Constante de las propiedades del molde y de la aleación.

V= Volumen.

A= Área de transferencia de calor.

Este concepto fue desarrollado para hacer más prácticos los cálculos de alimentadores, eliminando la necesidad de calcular los tiempos de solidificación reales y favoreciendo la determinación simplificada de tiempos de solidificación relativos de secciones de las piezas fundidas y de los alimentadores, teniendo así una regla de Chvorinov más simplificada:

$$t \sim \frac{V_{a,p}}{A_{a,p}} \dots\dots\dots\text{Ec. 2}$$

Donde:

t=Tiempo se solidificación.

$V_{a,p}$ =Volumen del alimentador o pieza.

$A_{a,p}$ =Área de transferencia de calor del alimentador o pieza.

La relación volumen-área es denominada como módulo de solidificación (m), ya sea de la pieza o del alimentador:

$$m_{a,p} = \frac{V_{a,p}}{A_{a,p}} \dots\dots\dots\text{Ec. 3}$$

Donde:

$m_{a,p}$ =Modulo de solidificación del alimentador o de la pieza.

Los requerimientos de transferencia de calor, según la regla de Chvorinov, para satisfacer la alimentación debe de seguir el siguiente parámetro: *El alimentador debe solidificar al mismo tiempo o después de la pieza de interés.*

De acuerdo con lo anterior, el tiempo de enfriamiento de cualquier cuerpo solidificando es aproximadamente controlado por la relación *volumen/área (V/A_t) de transferencia de calor* conocido como módulo de solidificación(m). Así el problema de asegurar que el material alimentado tenga un tiempo de solidificación mayor que el de la pieza de interés se simplifica a asegurar que el módulo del alimentador, m_a , sea más grande que el módulo de la pieza, m_p como se muestra en la ecuación 4 [2].

$$m_a > Km_p \dots\dots\text{Ec. 4}$$

Donde;

m_A = módulo de solidificación del alimentador.

m_P = módulo de solidificación de la pieza.

K = Factor de seguridad dimensional

Para permitir un factor de seguridad, particularmente en vista del potencial de errores de casi del 20% cuando se convierte de módulo a tiempo de solidificación, es normal incrementar el tiempo de solidificación del alimentador en un 20%, por ejemplo, con el factor de 1.2. Así la condición de transferencia de calor se vuelve simple [1]:

$$m_a > 1.2m_p$$

Por ejemplo, si K= 1.2, en aceros, algunas aleaciones base cobre y algunas base aluminio la alimentación será satisfactoria [2].

Ahora bien, el tiempo de solidificación del alimentador puede ser artificialmente incrementado por el uso de camisas exotérmicas. Esto puede ser aumentado aún más por la aplicación de polvos exotérmicos en la parte superior abierta del molde después de vaciar. Como la relación de Chvorinov considera únicamente la geometría de la pieza, para un estudio más adecuado de la solidificación se deben considerar las condiciones de solidificación reales en las que se encuentra la pieza en el molde, como el uso de materiales exotérmicos, el efecto de los corazones incrustados, puntos calientes, etc. [1].

A partir de esto, se tiene que la relación del módulo del alimentador debe de tomar en cuenta las propiedades de los factores anteriormente mencionados, por lo que lo anterior se describe en la Ecuación 5.

$$K_A \frac{V_A}{A_A} \geq K_p \frac{V_P}{A_P} \dots\dots \text{ Ec.5}$$

Donde;

K_A = Constante del alimentador.

K_P = Constante de la pieza.

V_M = Volumen del alimentador.

A_M = Área superficial de la mazarota.

V_P = Volumen de la pieza.

A_P = Área de la pieza.

Estas constantes K_A y K_P involucran las propiedades termofísicas del material con el que están fabricados y se pueden asociar en una relación entre ambas, teniendo así la Ecuación 6:

$$\frac{K_A}{K_P} = \frac{\sqrt{K_A \rho_A C_A}}{\sqrt{K_P \rho_P C_P}} = \sqrt{\frac{K_A \rho_A C_A}{K_P \rho_P C_P}} = C \quad \dots\dots \quad \text{Ec.6.}$$

Donde:

K_a = Conductividad térmica del medio de moldeo que rodea al alimentador.

ρ_a = Densidad del medio de moldeo que rodea al alimentador.

C_a = Calor específico del medio de moldeo que rodea al alimentador.

K_p = Conductividad térmica del medio de moldeo que rodea a la pieza.

ρ_p = Densidad del medio de moldeo que rodea a la pieza.

C_p = Calor específico del medio de moldeo que rodea a la pieza.

Teniendo esto en cuenta se puede hacer una corrección a la Ecuación 4, con una reducción de hasta 30%, o bien se pueden considerar los valores de las propiedades mencionadas si es que se cuenta con su valor y asociarla con la constante C de la Ecuación 6 [13].

Actualmente este problema puede ser resuelto por simulación en computadora de la solidificación de la pieza, pero se tiene que tener en mente que la simulación en computadora puede no ser tan precisa ya que muchos de los datos básicos introducidos son algunas veces incorrectos o desconocidos. Sin embargo, los resultados que arroja la computadora pueden ser utilizados para evitar defectos generados.

1.4.3 Método Adams & Taylor.

Una de las primeras aproximaciones cuantitativas para el diseño de alimentadores fue dada por Adams & Taylor. El desarrollo de la ecuación del alimentador se basa en el balance de materia y energía. Ellos sugieren en su análisis que sólo es necesario el conocimiento del volumen y el área superficial de la pieza para diseñar un alimentador eficiente. Por otro lado, la inspección de los cálculos por computadora del flujo de calor y solidificación en una fundición muestran que la posición del sistema de colada puede influenciar significativamente el modo de solidificación de la pieza, y por lo tanto esto también afectará al funcionamiento del alimentador.

Adams y Taylor, en su evaluación de alimentadores, usan la regla de Chvorinov, referenciada anteriormente en la Ecuación 1. Como una primera aproximación, ellos asumen un metal puro, nulo sobrecalentamiento, con los alimentadores y la pieza de interés completamente rodeados por arena. No había enfriadores, aislantes o pérdidas por radiación, sin grandes cambios de secciones y sin factor de seguridad; es decir, el alimentador está completamente lleno de metal líquido al instante de la solidificación de la pieza. Ellos obtuvieron lo siguiente (Ecuación 7):

$$\frac{(1-\beta)V_r}{V_c} = \frac{A_r}{A_c} + \beta \dots \text{Ec. 7}$$

Donde;

$\beta = (\rho_1 - \rho_2) / 100$ es la contracción de solidificación.

V_r , V_c , A_r y A_c son los volúmenes y áreas del alimentador y de la pieza y ρ_1 , ρ_2 son las densidades. Adams y Taylor trazaron esta ecuación usando dos sistemas coordenados. En la Figura 9(a) las coordenadas son A_r/A_c y V_r/V_c , y en la Figura 9 b) las coordenadas son V_c/V_r y A_c/A_r . Esto da referencias de un mapa de propensas contracciones y sistemas de alimentación acertado demarcado por la ecuación planteada.

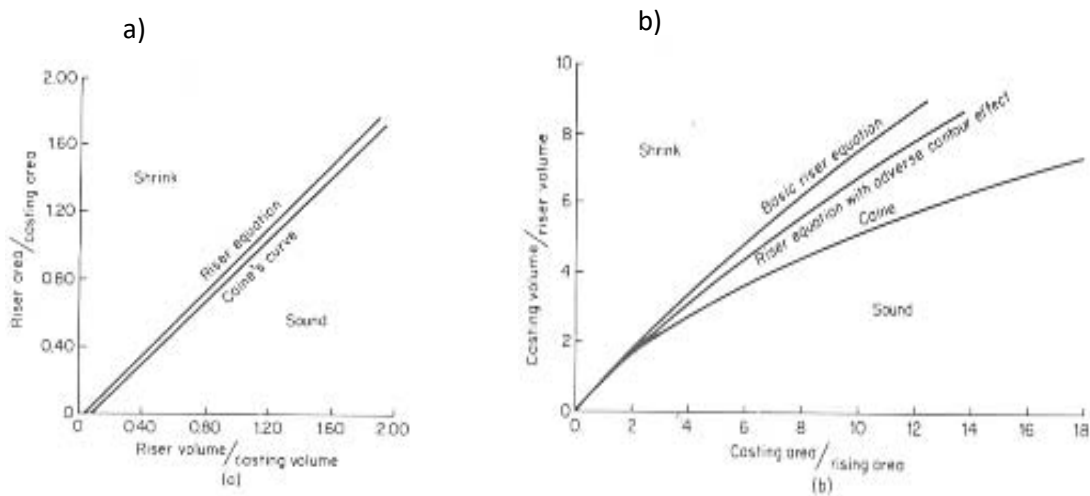


Figura 9. Gráfico de la ecuación de Adams y Taylor. a) Coordenadas son A_r/A_c y V_r/V_c b) Coordenadas son V_c/V_r y A_c/A_r .

La Figura 9 además muestra una gráfica con lo reportado por Caine (otro investigador de este ámbito) ésta está indicada en la Figura 9 a) y está hecha preferentemente para grandes valores de V_c/A_c , mientras que la Figura 9 b) es mejor para bajos valores de V_c/A_c (piezas semejantes a placas).

Esta búsqueda además continua para considerar aleaciones de solidificación gradual.

Se asumió que el alimentador cesa de funcionar después de la solidificación de una fracción P . (para aleaciones de aluminio, por ejemplo, esto se puede considerar como que el alimentador no puede alimentar a la pieza después del 70% de solidificación). Entonces la ecuación del alimentador queda de la siguiente manera, Ecuación 8:

$$(1 - \beta) \frac{V_r}{V_c} = \frac{1}{P} \frac{A_r}{A_c} + \beta \dots \text{Ec. 8}$$

Adams & Taylor además tomaron en cuenta el efecto de enfriadores y el problema del sobrecalentamiento.

Considerando que el tiempo total de solidificación de la pieza es igual al tiempo de solidificación del alimentador o sea $t_{SP} = t_{SA}$. Esto siempre y cuando se considere a un nuevo parámetro VFA (volumen final del alimentador), lo anterior se muestra en la Figura 10.

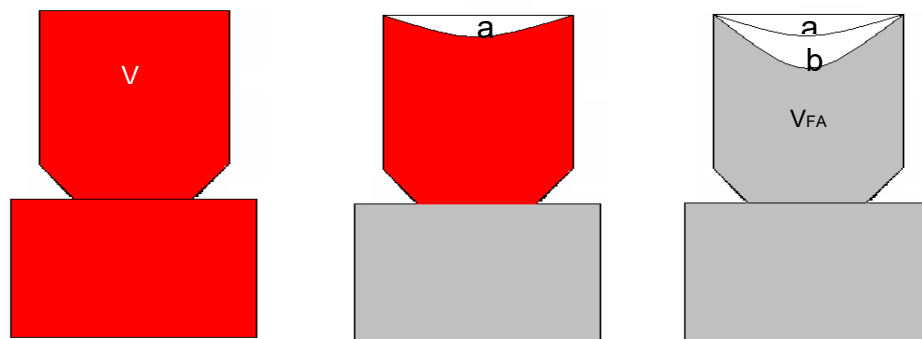


Figura 10. Ilustración que muestra la explicación de las sumas de contracciones considerada por Adams & Taylor.

Donde;

a = Contracción debida a la pieza.

b = Contracción debida al alimentador.

$a + b$ = Contracción total.

La ecuación de Adams & Taylor se describe en la Ecuación 9.

$$M_{SA} = \frac{M_{SP} \frac{K_A + \beta \frac{V_P}{A_A}}{1 - \beta}}{1 - \beta} \dots\dots \text{Ec. 9}$$

Donde;

M_{SA} = Módulo de solidificación del alimentador.

M_{SP} = Módulo de solidificación del alimentador.

β = Contracción líquido-líquido y contracción por solidificación.

V_P = Volumen total de la pieza o parte de la pieza.

A_A = Área de transferencia de calor del alimentador.

1.4.4 Volumen de metal demandado.

Para corroborar que el alimentador proveerá de metal suficiente a la pieza a causa de la contracción, se debe de conocer el concepto de *requerimiento de volumen de metal demandado*.

Se tiene que tener provisión de un alimentador de tal tamaño que teóricamente pueda contener el metal líquido después de que la pieza solidifique. Aun así, este puede ser todavía pequeño como para proveer el volumen de metal líquido a la demanda de la pieza. Este puede ser prematuramente absorbido, y el resultado será la formación del rechupe dentro de la pieza de interés. [1].

Diferentes metales y aleaciones necesitan cantidades significativamente diferentes de metal. Este volumen final, considera el volumen global de la contracción de cada elemento de la pieza de interés V_p , por la **contracción del líquido en un porcentaje β y multiplicado por un coeficiente K asociado al rendimiento de la mazarota**, teniendo así la Ecuación 10 [15]:

$$V_{MD} = K\beta V_p \dots\dots \text{Ec. 10.}$$

Donde;

V_{MD} = Volumen de metal demandado

K = Coeficiente asociado al rendimiento de la mazarota.

β = contracción total.

V = Volumen de cada elemento de la pieza de interés.

Donde k toma el valor de 6 para alimentadores ordinarios, 4 para alimentadores con camisa exotérmica y para el uso de productos exotérmicos toma el valor de 2 [15].

1.5 Sistema de colada.

Anteriormente se mencionó que el buen diseño del sistema de colada en una fundición es esencial para evitar la generación de defectos ocasionados por inclusiones de arena, evitando que el molde se erosione por la gran velocidad a la que el metal líquido entra, pero hay que definir formalmente lo que es un sistema de colada.

También llamado sistema de llenado o sistema de entradas (gating system), este es una red o una serie de conductos a través del cual el metal líquido entra al molde para llenar la cavidad de la pieza de interés, donde el metal entonces puede solidificar para definir la forma de la fundición, y donde este metal debe de ir a una cierta presión, velocidad y gasto másico (flujo). [5]

Los componentes básicos y algunos auxiliares del sistema de colada, ver Figura 11, son:

- 1) Copa o tina de vaciado.
- 2) Bajada.
- 3) Corredor(es).

- 4) Entradas o ataques
- 5) Base de bajada.
- 6) Extensión de corredor

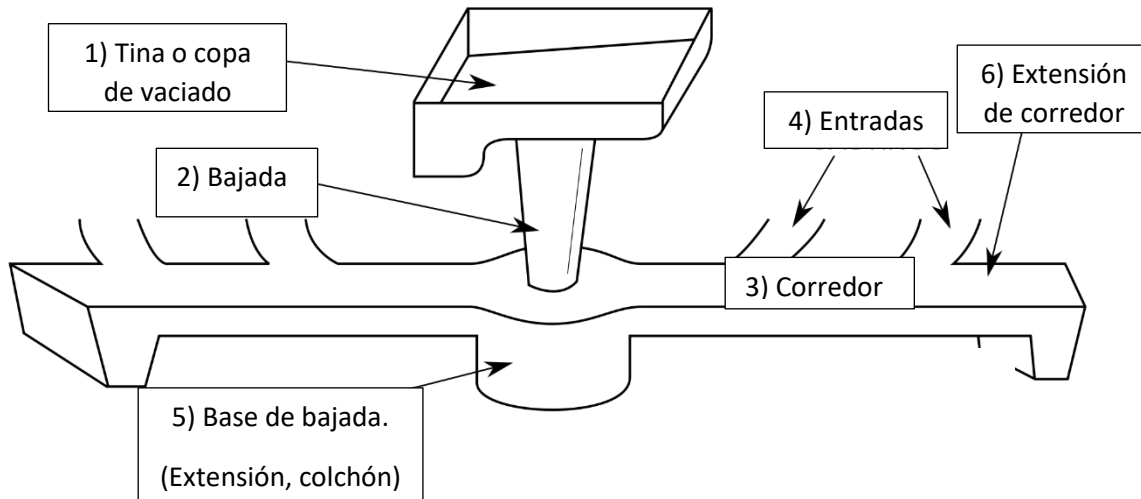


Figura 11. Componentes básicos y auxiliares de un sistema de colada.

El sistema de colada debe de cumplir ciertos requerimientos para que sea eficiente y que las piezas de fundición se obtengan lo más sanas posibles, entre estos requerimientos se encuentran:

Llenado rápido del molde [2,8]: Especialmente en secciones delgadas, la pérdida de calor proveniente del metal líquido durante el llenado del molde puede resultar en una solidificación prematura, produciendo defectos superficiales como líneas de metal frío o secciones incompletamente llenadas. El sobrecalentamiento del metal líquido incrementará la fluidez y retardará la solidificación, pero el excesivo sobrecalentamiento puede incrementar el problema de atrapamiento de gases. En adición, el tiempo de llenado del molde deberá ser lo más corto posible.

Minimizar turbulencia [2,8]: el llenado y flujo turbulento en el sistema de colada y en la cavidad del molde incrementa el ataque mecánico y térmico dentro de éste. Más importante aún, la turbulencia podría

producir defectos superficiales por promover la entrada de gases dentro del flujo de metal líquido. El flujo turbulento también incrementa el área superficial del metal líquido expuesto al aire interno en el molde, la susceptibilidad de diferentes aleaciones a la oxidación varía considerablemente. Para algunas aleaciones con alta sensibilidad a la oxidación, la turbulencia puede generar extensas capas de óxido las cuales pueden estar internamente en la pieza, causando regularmente defectos inaceptables.

Evitar erosión del molde y corazones [2,8]: La alta velocidad del flujo o su inapropiada dirección hacia la cavidad del molde o de la superficie del corazón pueden producir defectos por erosión de la superficie del molde por la penetración de partículas sueltas del molde, produciendo inclusiones.

Remover escoria e inclusiones no metálicas [2]: este factor incluye materiales que pueden ser introducidos desde fuera del molde (por ejemplo, escorias en el horno y residuos refractarios de la cucharilla para tomar preliminares) y estas pueden ser generadas dentro del sistema. Varios métodos pueden ser incorporados dentro del sistema de colada para atrapar dichas partículas (por ejemplo, filtros) o para permitirles tiempo para flotar fuera de la corriente de metal antes de entrar a la cavidad del molde.

Promover un gradiente térmico favorable [2,9]: Debido a que el último metal que ingresa al molde de la cavidad regularmente será el más caliente, generalmente es deseable introducir metal en aquellas partes del molde que ya se esperaba que fueran las últimas en solidificarse. Un método obvio de lograr esto es verter directamente el flujo de metal desde el sistema de colada a un alimentador, desde donde después entrara a la cavidad del molde. Debido a que el alimentador es

generalmente diseñado para que sea la última parte en solidificar, el arreglo del sistema de colada deberá ayudar a la solidificación direccional de la pieza al alimentador.

Si el sistema de colada no puede ser diseñado para promover el gradiente térmico deseable, debería al menos ser diseñado para que este no produzca gradientes desfavorables. Esto regularmente involucra la introducción del metal en la cavidad del molde a través de múltiples entradas que no estén en una localización que pueda promover puntos calientes.

Evitar distorsiones a la pieza [2,9]: Esto es especialmente importante en secciones delgadas y larga, en las cuales la distribución desigual de calor a medida que la cavidad del molde se llena puede producir patrones de solidificación indeseables, causando que la pieza se deforme. En adición, la contracción del sistema de colada conforme solidifica puede tirar de las secciones de la pieza solidificando, resultando en un agrietamiento caliente o distorsión.

1.5.1 Flujo de fluidos.

Las leyes de la hidrodinámica son válidas para cualquier fluido, esto incluye a los metales líquidos, por lo que, para realizar los cálculos del sistema de colada se considera que el metal líquido se comporta como un fluido **incompresible ($\rho=\text{cte}$) y newtoniano ($\mu=\text{cte}$)** que se mueve por ductos o canales cerrados. En principio no toma en cuenta el incremento de viscosidad por el enfriamiento del mismo durante el llenado del molde [10,13].

1.5.1.1 Efectos de momentum (número de Reynolds y tipos de fluidos).

La primera ley de Newton establece que un cuerpo en movimiento continuara su tendencia en una dirección dada hasta que fuerzas externas hagan cambiar su dirección. El flujo de los líquidos puede ser caracterizado por una medida especial llamada *Número de Reynolds* el cual se puede calcular como indica la Ecuación 11.

$$Re = \frac{vd\rho}{\mu} \dots \text{Ec. 11}$$

Donde:

Re= Numero de Reynolds

v= Velocidad del fluido.

d= Diámetro o espesor del conducto o canal.

μ = Viscosidad dinámica del líquido.

Con respecto a esto, es importante que el flujo del metal líquido sea lo menos turbulento posible. Como se muestra en la Figura 12, si el número de Reynolds es menor a 2000 se considera que el flujo es laminar, si esta entre 2000 a 20000 se considera un flujo laminar-turbulento, y si el Reynolds es mayor a 20000 el flujo es severamente turbulento ocasionado por una alta velocidad, canales muy largos y baja viscosidad [6].

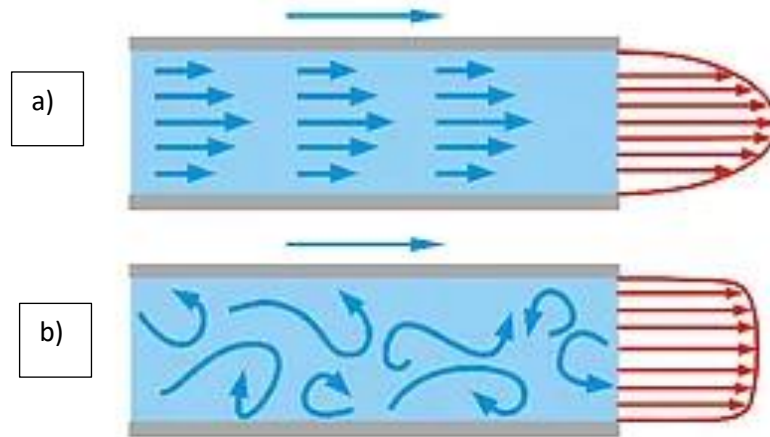


Figura 12. Numero de Reynolds y la relación con la caracterización de flujos. a) $Re < 2000$, Flujo laminar. b) $20000 > Re$ Flujo severamente turbulento.

1.5.1.2 Ecuación de Bernoulli.

Varias relaciones gobiernan el flujo del metal líquido a través del sistema de colada. Una relación importante es el teorema de Bernoulli, el cual establece que la suma de las energías (altura, presión dinámica, energía cinética y fricción) en dos puntos cualquiera de un líquido que fluye son iguales. Esto se puede escribir de acuerdo con la Ecuación 12 [5,8].

$$h_1 + \frac{P_1}{g\rho} + \frac{v_1^2}{2g} + F_1 = h_2 + \frac{P_2}{g\rho} + \frac{v_2^2}{2g} + F_2 \dots\dots\dots \text{Ec 12.}$$

Donde:

h=Altura.

P= Presión en el líquido.

ρ = Densidad.

v= Velocidad de flujo.

g= Aceleración gravitacional.

F= Perdidas de fricción.

La ecuación de Bernoulli se puede simplificar de varias maneras. Si se ignoran las pérdidas por fricción y se asume que el sistema permanece a presión atmosférica en toda su extensión, entonces la Ecuación 12 puede reducirse a la Ecuación 13:

$$h_1 + \frac{v_1^2}{2g} = h_2 + \frac{v_2^2}{2g} \dots\dots\dots \text{Ec. 13.}$$

La Ecuación 13 puede usarse para determinar la velocidad del metal fundido en la base de la bajada de colada. Se define el punto (1) en la parte superior de la bajada y el punto (2) en la base como se muestra en la ilustración 2. Si el punto (2) se usa como referencia, entonces la altura en ese punto es 0 ($h_2=0$) y h_1 es la altura de la bajada, lo anterior se ilustra en la Figura 13.

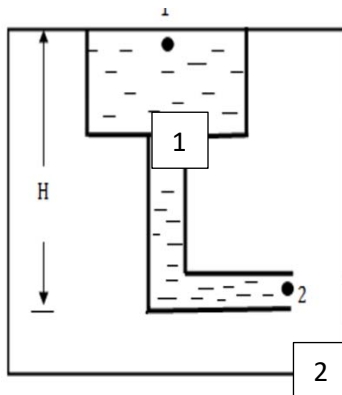


Figura 13. Diagrama que toma como referencia dos puntos para explicar el teorema de Bernoulli.

Cuando el metal es vertido desde la copa de vaciado y fluye hacia abajo, su velocidad inicial en la parte superior es 0 ($v_1=0$). Entonces la Ecuación 13 se simplifica y por tanto queda como en la Ecuación 14.

$$h_1 = \frac{v_2^2}{2g} \dots\dots \text{Ec. 14.}$$

Y con esto se puede determinar la velocidad del flujo, ver Ecuación 15.

$$v_2 = \sqrt{2gh_1} \dots \text{Ec. 15.}$$

Donde:

V_2 = Velocidad del metal líquido en la base de la bajada (punto 2).

g = 9.81 m/s².

h_1 = Altura de la bajada.

1.5.1.3 Ley de Continuidad.

Otra relación de importancia durante el vaciado es la ley de Continuidad, la cual sólo es válida en un sistema con paredes impermeables para líquidos incompresibles, es decir, que la densidad permanece aproximadamente constante a lo largo de todo el flujo. Esta ley establece que la velocidad volumétrica del flujo permanece constante a través del líquido. La velocidad del flujo volumétrico es igual a la velocidad multiplicada por el área de la sección transversal del líquido, ver Figura 14 [2,8].

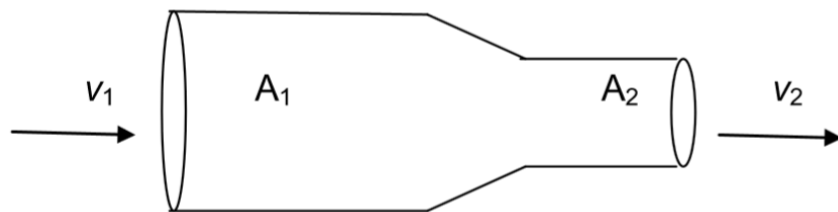


Figura 14. Esquema de ecuación de continuidad.

La ley de continuidad puede expresarse de acuerdo con la Ecuación 16:

$$Q = v_1A_1 = v_2A_2 \quad \dots \text{Ec. 16}$$

Donde:

Q= Flujo volumétrico.

v= Velocidad.

A= Área de la sección transversal.

Entonces un incremento en el área produce un decremento en la velocidad y viceversa.

Tanto la ecuación de continuidad como el teorema de Bernoulli indican que el diseño de la bajada es crucial. El área de la sección trasversal del canal debe reducirse conforme el metal se acelera durante su descenso en la bajada; de otra manera, puede aspirarse aire dentro del líquido debido al incremento de la velocidad del metal que fluye hacia la base de la bajada y conducirlo a la cavidad del molde.

Si se combinan los dos teoremas fundamentales anteriores (Ec. 15 y Ec. 16) se obtiene la Ecuación 17:

$$v = \sqrt{2gh} \quad \dots \text{Ec.15} \quad ; \text{ y si se sabe que: } \quad Q = vA \dots \text{Ec 16}$$

Por lo tanto, se tiene una nueva expresión para el gasto volumétrico.

$$Q = A\sqrt{2gh} \quad \dots \text{Ec.17}$$

De igual modo, se puede hacer una relación para convertir el gasto volumínico en gasto másico, únicamente añadiendo la densidad de la siguiente manera, Ecuación 18.

$$Q_m = \rho A \sqrt{2gh} \dots\dots \text{Ec. 18}$$

A partir de lo anterior se puede calcular el área transversal de la sección de estrangulamiento, considerando que el gasto másico es: la masa del metal (W) que entra a la cavidad en un tiempo dado (t) es decir W/t teniendo, por tanto, se obtiene la Ecuación 19 [9].

$$\frac{W}{t} = \rho A \sqrt{2gh} \quad ; \quad A = \frac{W}{t \rho \sqrt{2gh}} \dots\dots \text{Ec. 19}$$

1.5.2 Tiempo de llenado del molde [8].

Un dato importante para calcular el área transversal es el tiempo de llenado.

El estudio realizado por Lange y Bukowski (1958) dice que el tiempo de llenado para aceros se calcula por medio de la Ecuación 20 [9].

$$t_v = (2.4335 - 0.3953 \log W) \sqrt{W} \dots\dots \text{Ec. 20.}$$

Donde:

W=Peso de la pieza (s) en Kg.

1.5.3 Diseño de los componentes del sistema de colada.

1.5.3.1 Bajada.

La bajada es un componente del sistema de colada, que transporta al metal líquido desde el exterior hacia los corredores. Para su diseño y cálculo de la sección transversal se necesita la siguiente información: peso, espesor crítico y altura de la pieza, de esta última se puede calcular de acuerdo con la posición en la que se encuentra con respecto a la línea de partición, como se ilustra en la Figura 15 [9].

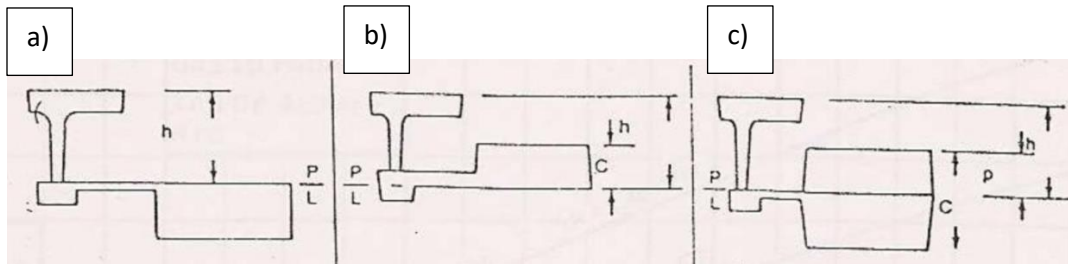


Figura 15. Posición de la pieza respecto a la línea de partición.

Dependiendo de la posición de la pieza con respecto a la línea de partición, se obtiene la *altura metalostática calculada*, por lo que se tendrán tres Ecuaciones y se describen a continuación:

- a) Si la pieza se encuentra localizada en la parte inferior de la línea de partición, la altura metalostática calculada queda establecida por la Ecuación 21

$$H = h \text{Ec. 21.}$$

- b) Si la pieza se encuentra localizada en la parte superior de la línea de partición, la altura metalostática calculada queda establecida por la Ecuación 22.

$$H = h - \left(\frac{C}{2}\right) \text{Ec. 22.}$$

- c) Si la pieza se encuentra localizada en la parte inferior y superior de la línea de partición, la altura metalostática calculada queda establecida por la Ecuación 23.

$$H = h - \left(\frac{P^2}{2C}\right) \text{Ec. 23.}$$

Donde:

H=Altura metalostática calculada.

h=Altura de la bajada.

p=Altura de la pieza desde el suministro de metal líquido.

C=Altura total de la pieza.

Una vez realizado el cálculo de $H_{\text{Calculada}}$, se procede con el cálculo del área transversal de la bajada mediante la Ecuación 19 antes mencionada.

1.5.3.2 Corredores.

Los corredores son la parte del sistema de colada que actúa para distribuir el metal líquido horizontalmente ya sea, alrededor o por debajo del molde. El corredor es necesariamente horizontal, simplemente porque sigue la unión normal del molde en los moldes convencionales divididos horizontalmente [1,9].

Los corredores tienen la intención de reducir la velocidad del flujo del metal líquido, por lo tanto, existen recomendaciones para el diseño del corredor.

1. La superficie transversal de los corredores debe ser mayor que la de la unión bajada-expansión o de la estrangulación del sistema de colada.
2. Las partes internas deben ser lo más lisas posibles.
3. Los corredores deben ser llenados totalmente antes de que el metal líquido entre a los ataques, por lo tanto, se deben colocar en el drag.
4. La sección transversal del corredor se debe reducir después de cada ataque, una cantidad igual al área de la sección transversal del ataque.

Las dimensiones de los corredores serán calculadas a partir del área transversal del componente anterior (bajada) y de la relación de presurización que se maneje en el sistema de colada.

1.5.3.3 Entradas.

Las entradas, o ataques, son los últimos componentes del sistema de colada que introducen el metal a la cavidad del molde. Estas pueden tener un efecto en el flujo dentro de la cavidad, para bien o para mal. Regularmente estos son colocados en el drag cuando se trabaja con

aleaciones ferrosas, para aleaciones ligeras, como aluminio se suelen colocar en el cope.

Estas entradas deben estar colocadas adecuadamente para que el metal llene por completo la forma de la pieza y que a su vez el flujo entre a la misma velocidad en todos los contactos con la cavidad [1,9].

1.5.3.4 Consideraciones de los corredores y entradas.

En la Figura 16 se muestra un sistema de colada con las entradas saliendo de la parte superior del corredor. Este arreglo de entradas superiores y del corredor colocado en el drag es común y tiene la ventaja de que el corredor se llenara de metal antes que las entradas.

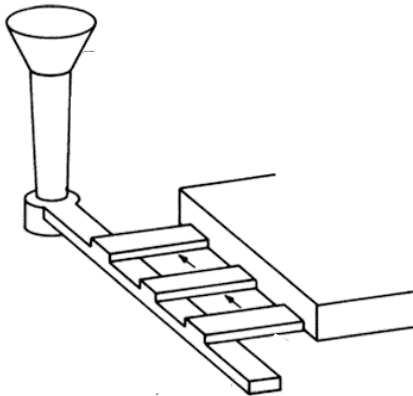


Figura 16. Sistema de colada con las entradas colocadas en la parte superior del corredor.

Esto estabiliza las condiciones del flujo del fluido. Un corredor lleno reducirá la turbulencia y ayudará a permitir que cualquier inclusión de gran densidad, con respecto a la aleación, en la corriente se hunda y queden atrapadas en el corredor. Esta consideración aplica para aleaciones de baja densidad como el aluminio [2,13].

El mismo principio se usa en aleaciones pesadas como las ferrosas. Un sistema con los corredores en el cope y las entradas en el drag (o las entradas salientes desde la base del corredor) es muy común y tiene fuertes propuestas. La base de este diseño es que los efectos del

momentum llevaran primero a que el metal pase por las entradas, y si el corredor puede ser llenado rápidamente (al menos por encima del nivel de las entradas), el metal limpio fluiría desde el fondo del corredor, mientras que las inclusiones flotarían arriba de las entradas, quedando atrapadas. [4].

Un elemento común en estos sistemas es que el total del área de sección transversal de las entradas debe ser menor que el área total de la sección transversal de los corredores. Tal sistema presurizado está destinado a forzar el metal a retroceder a las entradas y llenar más rápidamente el corredor a pesar de que el llenado completo del corredor a menudo dependerá de al menos un llenado parcial de la pieza de interés. Durante este periodo de llenado incompleto, la turbulencia, entrada de aire y generación de escoria serán incrementados.

1.5.3.5 Igualación del flujo a través las entradas [2, 13].

La igualación del flujo se logra al disminuir la sección trasversal del corredor después de las entradas, como se muestra en el esquema de un sistema de colada vertical en la Figura 17.

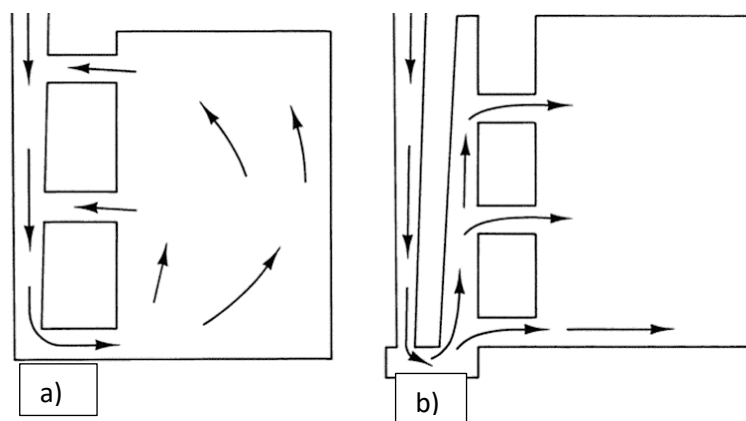


Figura 17. Comparación de patrones de flujo en dos sistemas de colada verticales. a) sistema pobremente diseñado. b) sistema propriadamente diseñado utilizando una reducción de corredor que iguala el flujo a través de las entradas.

En la primera entrada, la velocidad es tan alta como el efecto del momentum que transporta la corriente del fluido. En la segunda entrada la velocidad decrece en el corredor a medida que se alcanza el final, causando una presión más alta y resultando en un flujo más alto a través de la entrada, como se muestra en la Figura 18.

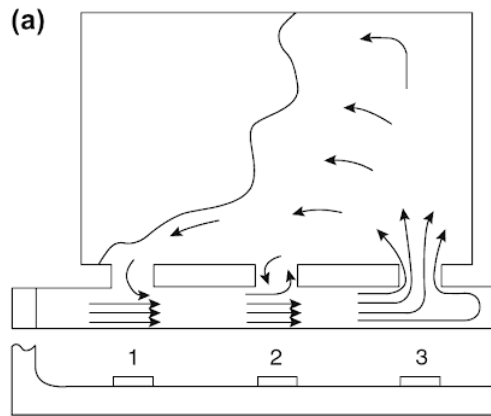


Figura 18. Patrón de flujo en un sistema sin reducción de corredor.

Al recorrer el corredor después del primer ataque, las velocidades y presiones del metal pueden ser igualadas en las dos entradas. Este efecto puede ser logrado por una reducción gradual del área transversal a lo largo del corredor como se muestra en la Figura 19.

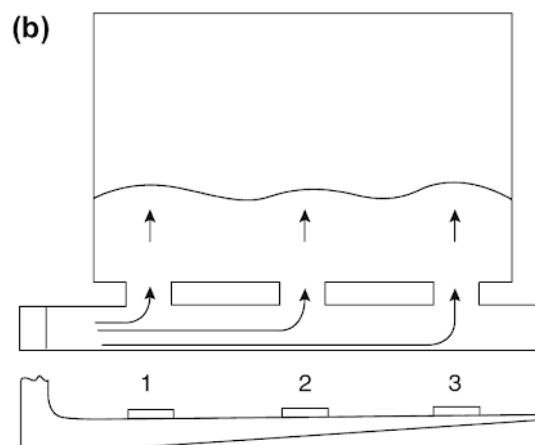


Figura 19. Patrón de flujo en un sistema con reducción de corredor, igualando la velocidad en la que entra el metal.

1.5.4 Sistemas de colada presurizados y no presurizados [1].

La diferencia entre estos dos sistemas está en la elección de la localización del estrangulamiento controlante del flujo, el cual determinara la tasa definitiva de flujo para el sistema de colada. Esta decisión involucra la determinación de un área de entrada deseada, que son, las áreas relativas de la sección transversal de la bajada, los corredores y las entradas. Este valor, numéricamente expresado en orden bajada:corredor:entradas, define si un sistema de colada tiene incremento de área (no presurizado) o una reducción (presurizado). En sistemas no presurizados la estrangulación se encuentra generalmente en la bajada, mientras que en sistemas presurizados se encuentra en las entradas. Cuando se consideran las áreas transversales relativas de los componentes clave del sistema de colada, la salida de la bajada convencionalmente se considera como 1, las áreas de sección transversal de los corredores y de las entradas se enumeran como comparación. Así, 1:2:4 es una serie típica, indicando que los corredores tienen el doble del área transversal de la salida de la bajada, y las entradas son cuatro veces el área transversal de la salida de la bajada. Comúnmente, las relaciones no presurizadas son 1:2:2, 1;2;4 y 1:4:4 mientras una relación típica presurizada son 4:8:3, 3:2:1, 4;2;1, etc. [3].

Otras series de relaciones pueden ser de ayuda en aspectos como los que a continuación se mencionan. Si se supone que después de que el metal entra por la bajada y toma un cambio de dirección en un ángulo recto hacia los corredores, se espera que el flujo de metal líquido pierda un poco de energía, aproximadamente un 20%, por lo que, esto permitiría expandir el canal esta cantidad. Se debe asumir que los corredores pueden permanecer paralelos, reteniendo esta área de 1.2 a lo largo de su longitud completa. Después de girar a través de otro cambio de dirección en ángulo recto al entrar a las entradas este giro podría

contribuir a la pérdida de velocidad de 20%, dando una serie de relaciones de área permisible de 1:1.2:1.4.

Si la supuesta expansión del 20% del área después de cada cambio de dirección no está completamente permitida, la corriente podría experimentar una ligera presurización. Esta presurización es de hecho solo una presión bastante modesta contra las paredes del sistema de corredores, pero será de valor para contrarrestar cualquier efecto de formación de burbujas y actuará como soporte para evitar que las paredes del sistema de canales colapsen. [1].

Ambos tipos de sistema son ampliamente utilizados. El sistema no presurizado tiene la ventaja de reducir la velocidad del metal en las entradas a la cavidad del molde. Velocidades bajas ayudan a fomentar un flujo laminar (o menos turbulento), así que los sistemas no presurizados son recomendados para aleaciones de una alta sensibilidad al oxígeno y por lo tanto a formar óxidos y escorias.

Los sistemas presurizados generalmente tienen la ventaja de reducir el tamaño y peso para una pieza dada, incrementando así el rendimiento del molde y metal. La más grande desventaja de los sistemas presurizados es que, por el diseño, las velocidades de las corrientes son mayores en las entradas justo cuando el metal entra a la cavidad del molde. Esto incrementa la erosión potencial del molde y del corazón, y otorga una importancia especial a la ubicación adecuada de las entradas para minimizar ese daño.

Capítulo 2. Desarrollo experimental.

A continuación, se describe la metodología implementada para el desarrollo de la parte experimental.

Sección A) Estudio de la pieza problema.

- 1) Selección de la pieza problema para llevar a cabo la implementación de la metodología de cálculo de sistemas de colada y alimentación.
- 2) Obtener la información pertinente de cada proceso para valorar variables importantes.
- 3) Seguimiento de fabricación de la pieza mediante el proceso Autofraguante (arena sílice, resina furánica y catalizador).
- 4) Evaluación de la calidad superficial de la pieza empleando la técnica de líquidos penetrantes y ultrasonido para caracterizar los defectos presentes.
- 5) Realización de diagrama Causa-Efecto (Ishikawa) para establecer las causas principales de los defectos aportados por los diseños de sistemas de colada y de alimentación.

Sección B) Cálculo de sistema de colada:

- a) Evaluar los diseños de sistemas de colada y de alimentación actuales de piezas fabricadas por el proceso de autofraguante.
- b) Establecer metodologías de cálculo de sistemas de colada y alimentación para piezas fabricadas en autofraguante y comparar éstas con los cálculos de sistemas actuales.
- c) Proponer un nuevo diseño de ambos sistemas que se aplicará para una pieza comercial obtenida por el proceso de autofraguante.
- d) Identificar mediante técnicas no destructivas (líquidos penetrantes y ultrasonido) los defectos generados en piezas producidas.

2.1 Estudio de la pieza problema.

2.1.1 Selección de la pieza problema.

Después del análisis con los ingenieros de la empresa, encargados cada uno en su respectiva área, se decidió otorgar una de las piezas, en la cual se presentan más defectos tanto superficiales como internos, y que, por lo tanto, el cliente las rechaza. La pieza problema lleva por nombre **"Bearing Housing"** (Figura 20), esta sirve como soporte de balero en una turbina de agua, pero no está expuesta a presión o al agua como tal, en funcionamiento solo es expuesta a aceite. Es importante resaltar que es de las piezas más pequeñas que produce la planta, pesando alrededor de 50kg.



Figura 20. Fotografía de dos Bearing Housing terminados.

2.2 Información del proceso de manufactura

2.2.1 Área de fusión.

El Bearin Housing es una pieza fabricada de acero grado WCB según la norma ASTM A 216/A 216M_07, donde la composición química se especifica en la Tabla 2.

Tabla 2. Composición química acero WCB, de acuerdo con la norma ASTM A 216/A216M_07.

Elementos de aleación	% Elemento (Max.)	Elementos residuales	% Elemento residual (Max.)
C	0.3	Cu	0.3
Mn	1	Ni	0.5
P	0.04	Cr	0.5
S	0.045	Mo	0.2
Si	0.6	V	0.3

De acuerdo con las especificaciones del cliente, la composición química en planta se ajusta a los rangos de composición que se muestran en la Tabla 3.

Tabla 3. Ajuste de composición química de acuerdo con los requerimientos del cliente.

Elementos de aleación	% Elemento	Elementos residuales	% Elemento residual
C	0.2-0.3	Cu	0.3
Mn	0.3-1	Ni	0.5
P	0.035	Cr	0.5
S	0.035	Mo	0.2
Si	0.3-0.6	V	0.3

La temperatura de colada de esta aleación se encuentra en el rango de 1540-1580°C, pero esta temperatura nunca es constante para todas las coladas ya que está en función del clima en la región al igual que de otros datos que se corroboran en los distintos laboratorios.

La cantidad de metal demandado por molde en la colada original, que comprende tanto el peso del Bearing Housing como el sistema de colada y mazarotas es de 106 kg, pero si se considerara solamente el peso de la pieza éste es de 57 kg aproximadamente (Rendimiento metálico del 53.77%).

De acuerdo con la composición química de la pieza, ésta debe de cumplir con ciertas propiedades mecánicas, las cuales se muestran en la Tabla 4.

Tabla 4. Propiedades mecánicas acero WCB, de acuerdo con la norma ASTM A 216/A216M_07.

Resistencia a la tensión, Ksi [MPa]	70 a 95 [485 a 655]
Resistencia a la cedencia, KSI [MPa]	36, [250]
Elongación en 2" [%]	22
Reducción de área, %	35

2.2.2 Método de moldeo.

El método de moldeo que se maneja es autofraguante, siendo los principales constituyentes la arena sílice, resina y catalizador. La manera de llenado de la caja de moldeo consiste en un flujo constante de la mezcla de arena, tanto nueva como usada, además, el tiempo de mezclado no es obtenible ya que la tolva expulsa la arena y antes de llegar a la boquilla se agrega la resina y el catalizador. El llenado total de la caja y la elaboración del molde es de aproximadamente 14 minutos, tanto el cope como el drag. El método de compresión es manual, es decir, entre varios trabajadores apisonan la arena y colocan los aditamentos como las camisas exotérmicas. Los corazones, en esta y en demás fundiciones se hacen con la misma mezcla de autofraguante, y posteriormente se pintan con pintura refractaria de zirconio, alrededor de 4 aplicaciones de ésta.

A continuación, se mencionan los datos de la mezcla de autofraguante empleada en el moldeo de unas piezas representativas con el antiguo sistema de colada:

- * Proporción de arena nueva: recuperada= 70: 30 (en conjunto, esta proporción corresponde a la Mezcla que entra en contacto con la placa modelo y el resto se rellena con arena recuperada).
- * Granulometría específica por el proveedor: 40-45 AFS.

En la Tabla 5 se muestran los porcentajes empleados de la resina en las distintas mezclas de autofraguante.

Tabla 5. Porcentajes de resina y catalizador empleados en la elaboración de mezclas, así como el número AFS de las mismas.

	No. AFS	% de Finos	% de Resina furánica	% de Catalizador
Arena recuperada	41.08	0.2	1.1	20
Arena nueva	40-45	-----	-----	-----
Arena recuperada: Arena nueva	39.8	0.2	1.4	25

La caracterización de las propiedades mecánicas y LOI de la mezcla de autofraguante con proporción 70: 30, se muestran en las Tablas 6 y 7.

Tabla 6. Propiedades mecánicas de Mezcla 70: 30.

Propiedades	2 horas	4 horas	12 horas	24 horas	Promedio	Objetivo
R. Tensión [psi]	100.3	117.0	108.6	113.0	109.725	75
Dureza	55.3	55.3	56.3	54.6	55.375	50
Permeabilidad	410				410	420

Tabla 7. Perdidas de material orgánico (LOI) en mezcla 70: 30.

LOI 1	LOI 2	LOI 3	Promedio	Objetivo
1.97	1.98	1.98	1.976	2

La caracterización de las propiedades mecánicas y LOI de la arena recuperada, se muestran en las Tablas 8 y 9.

Tabla 8. Propiedades mecánicas de Arena recuperada.

Propiedades	2 horas	4 horas	12 horas	24 horas	Promedio	Objetivo
R. Tensión [psi]	109.3	117.6	113.6	114.3	113.7	85
Dureza	58.3	62.3	56.6	56.6	58.45	60
Permeabilidad	410				410	420

Tabla 9. Perdidas de material orgánico (LOI) en arena recuperada.

LOI 1	LOI 2	LOI 3	Promedio	Objetivo
3.4	3.21	3.19	3.26	2

2.2.3 Ingeniería.

Dimensiones generales.

La pieza "Bearing Housing" tiene geometrías complejas, tanto externa como internamente, el diseño y las dimensiones requeridas por el cliente se presentan a continuación en la Figura 21.

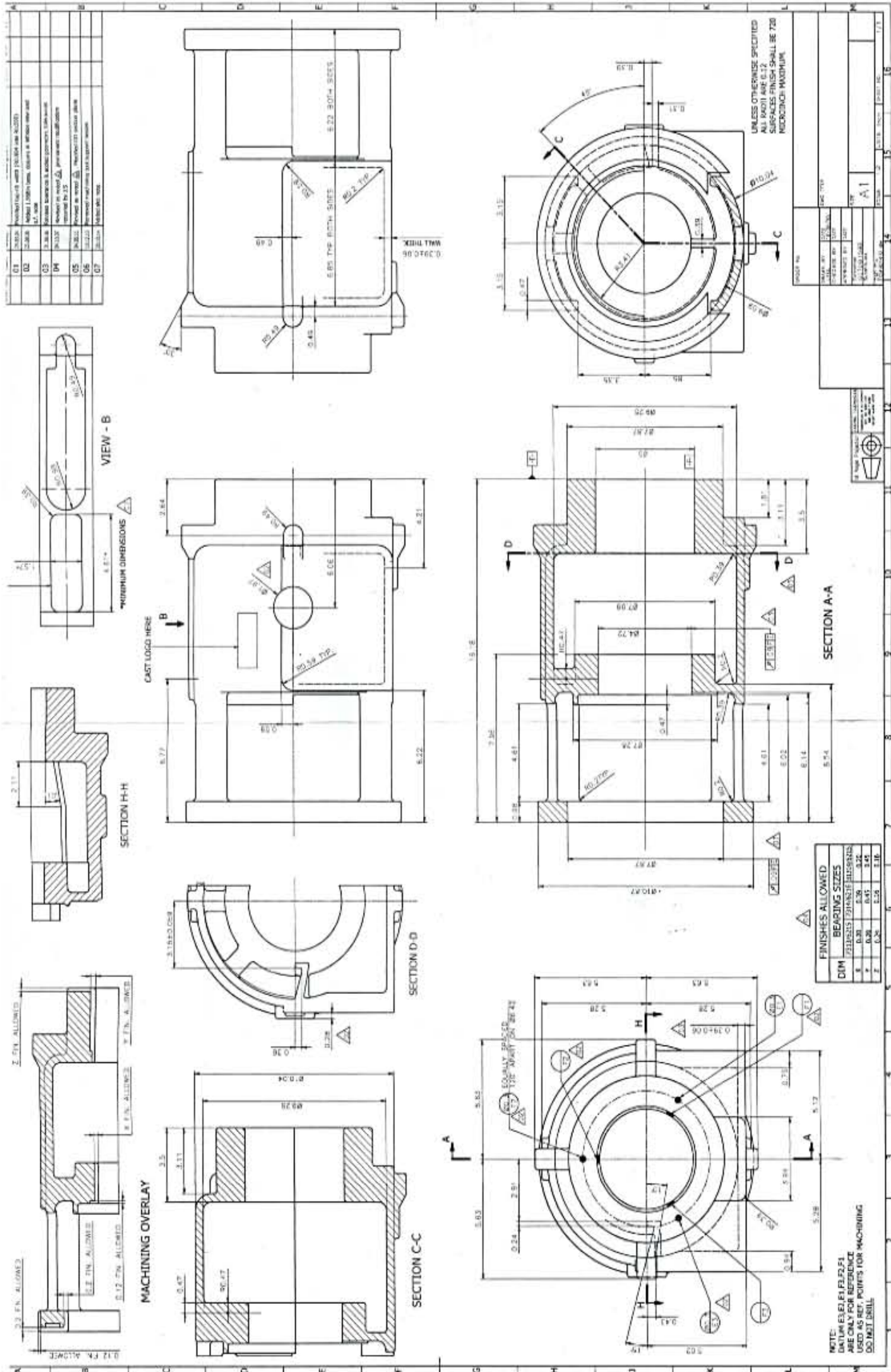


Figura 21. Plano 2D con todas las dimensiones del Bearing Housing.

Los sistemas de colada y alimentación que se utiliza constan de:

Una bajada, dos corredores, dos entradas que conectan a dos alimentadores hechos con el mismo material de moldeo y de estas se conectan 4 más a la pieza, además se cuenta con tres alimentadores (se emplean camisas exotérmicas aislantes) posicionados como se muestra en la Figura 22.

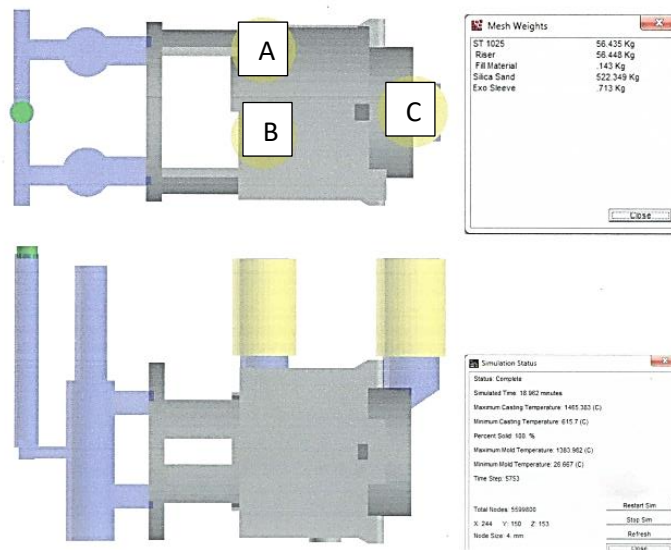


Figura 22. Dibujo en 3D de la pieza junto con sistema de alimentación y de colada.

La bajada es cilíndrica y sus dimensiones son: diámetro de 38 mm y una altura de 300 mm.

El corredor tiene dimensiones de 25.4 X 31.75 X 300 (mm).

Con respecto a las entradas, se tienen en total 6. Dos de ellos conectan al corredor con camisas exotérmicas y los cuatro restantes conectan de las camisas a la pieza, las dimensiones se muestran en la Tabla 10.

Tabla 10. Dimensiones de contactos o entradas que se tienen en planta.

Número de entradas	Dimensión a [mm]	Dimensión b [mm]
2 contactos	50.03	31.75
4 contactos	53.55	44.45

Las dimensiones de los alimentadores se muestran en la Tabla 11.

Tabla 11. Dimensiones de alimentadores utilizados en la planta.

Alimentador	Diámetro [mm]	Altura [mm]
A	76.2	15.24
B	76.2	15.24
C	88.9	15.24
Distancia entre alimentadores [mm]		
A-B	133.03	
A, B-C	230.82	

De acuerdo con las dimensiones dadas anteriormente, se deduce que es un sistema no presurizado, con relación de áreas 1:4:4.

La información anterior está respaldada en el siguiente diagrama que se muestra en la Figura 23.

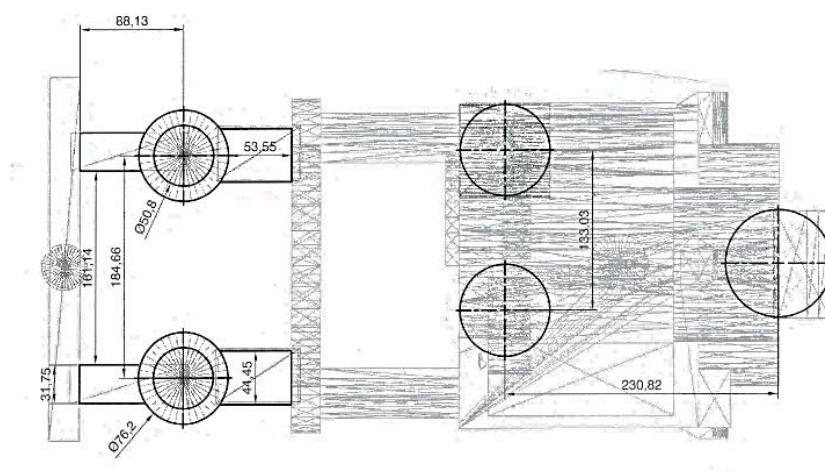


Figura 23. Esquema del sistema de colada y alimentación. vista superior.

Capítulo 3. Resultados preliminares

3.1 Sección A. Diseño original (actual) y análisis.

3.1.1 Simulaciones.

La simulación de la pieza con las condiciones origiales se muestra en diferentes etapas. La simulación para localizar las posibles contracciones (rechupes), se presentan en la Figura 24 y 25.

Es importante mencionar que las consideraciones a tomar en cuenta con respecto a los datos requeridos por el Software Solid Cast son: tipo de aleación, peso total, etc. Con base a esto, el Software propone el sistema de alimentación y las dimensiones de cada componente.

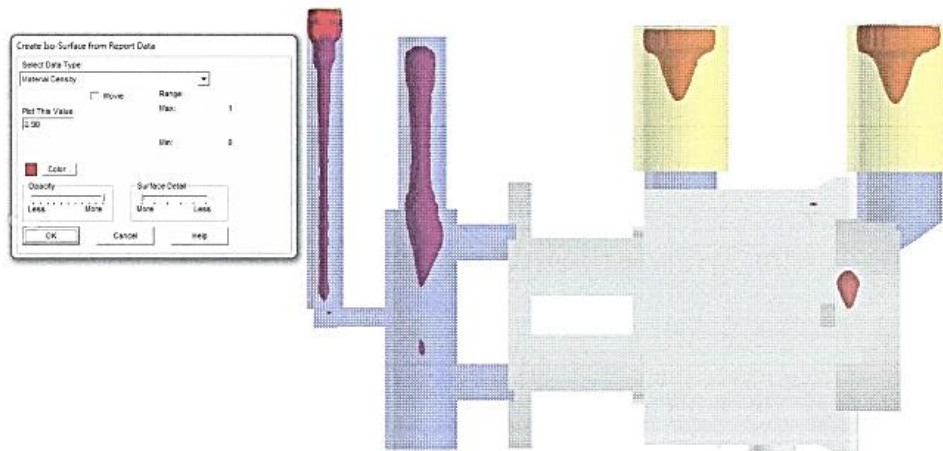


Figura 24. Simulación de contracción para la ubicación de rechupes.

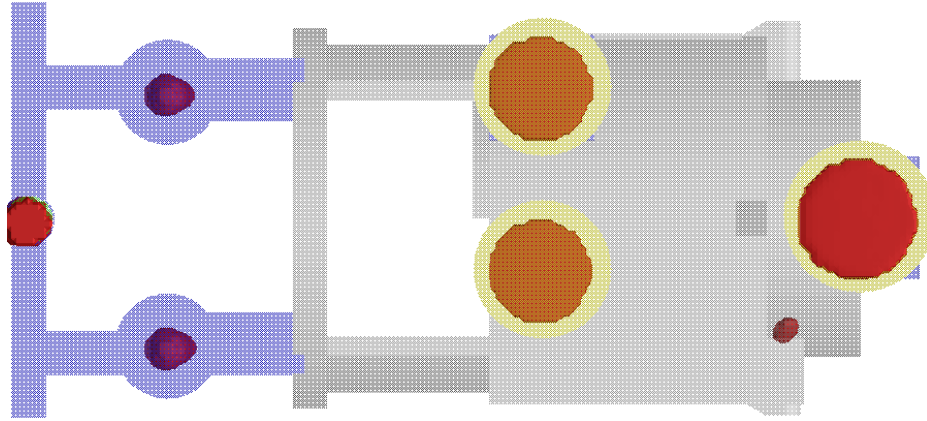


Figura 25. Ubicación de alimentadores y simulación de contracción en vista superior.

En las Figuras 24 y 25, se puede observar la contracción, o diferencia de densidad tanto en la pieza como en el sistema de alimentación y entrada. Se aprecia la posible aparición en el interior de la pieza y para este problema, se da una solución que el software no da, que es la colocación de un material enfriador en el molde (templaderas o chill), cercano a esa zona como se muestra en la Figura 26, además no es la única zona de riesgo de defecto, en la práctica se ven la formación de más rechupes en las conexiones contacto/pieza.



Figura 26. Colocación de material enfriador en el molde de arena.

Simulación para la solidificación.

La simulación para la solidificación se muestra en la Figura 27.

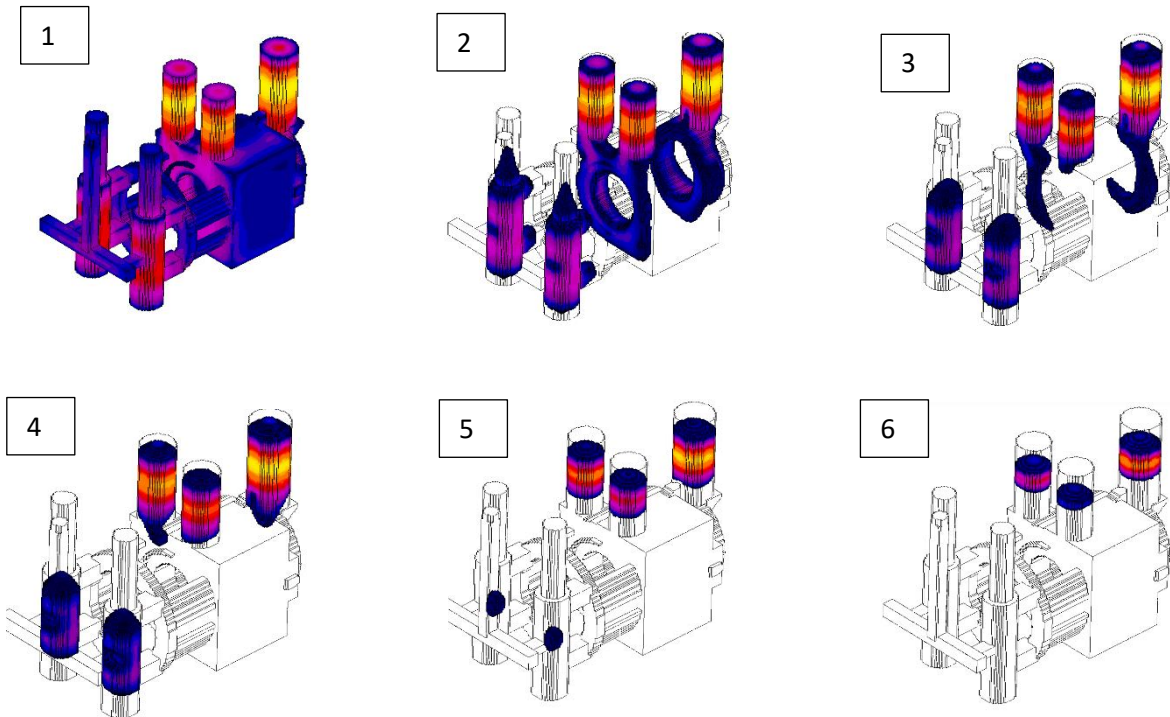


Figura 27. Secuencia de simulación de solidificación, de la imagen 1 a 6.

Esta simulación de la solidificación muestra un orden de las secciones que solidifican antes y después. Como apreciamos en la Figura 27 las últimas secciones de la pieza en solidificar son las centrales, precisamente donde hay mayor presencia de rechupes internos, pero aquí no se muestra lo que ocurre realmente con los rechupes de la corona, únicamente se pueden deducir con lo que a continuación se analiza en la simulación de llenado y enfriamiento.

Simulación de llenado y enfriamiento.

La simulación del llenado y enfriamiento del molde (Sistema de colada, alimentación y pieza), se muestra en la Figura 28.

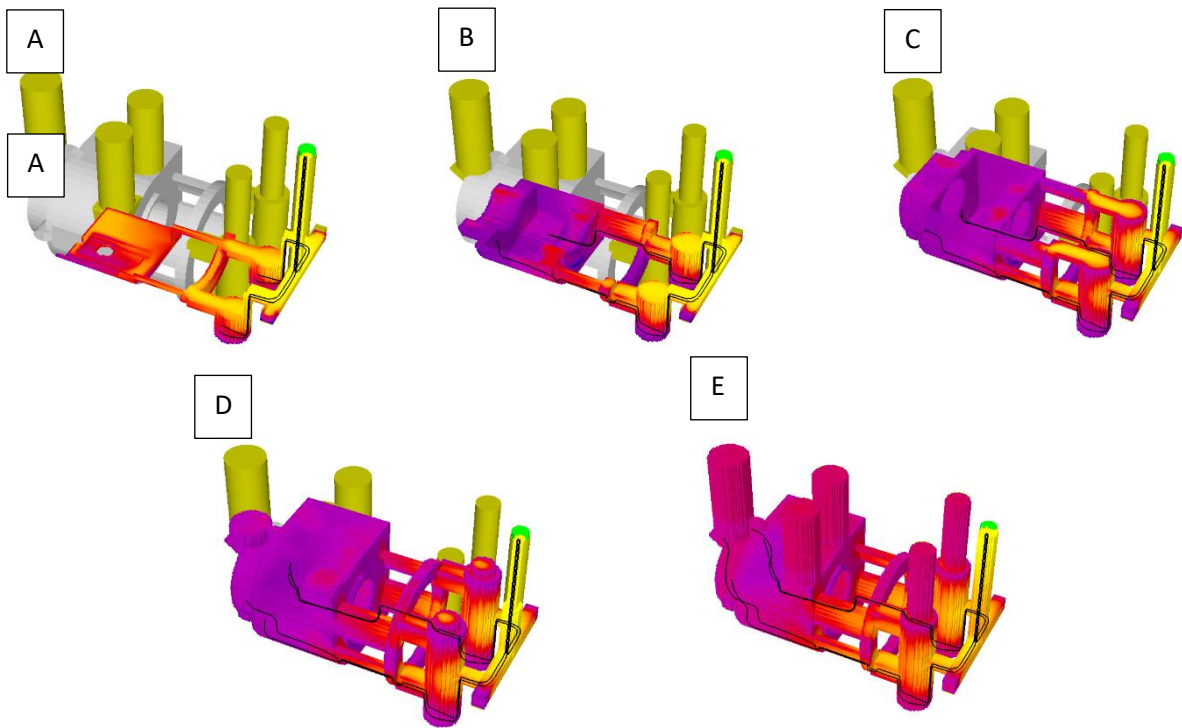


Figura 28. Simulación de llenado y perfil de temperaturas de la imagen A – E.

Esta simulación es de gran ayuda porque muestra el gradiente térmico y de llenado de la pieza, aquí se aprecia que las zonas más distantes al sistema de colada tienen menor temperatura a comparación de las más próximas y debido a esto se tiene que las últimas zonas en solidificar y enfriar en los alimentadores se encuentran justamente en el centro de los entradas unidos a los alimentadores, esto puede significar que, al contraerse estas zonas necesiten metal de la pieza de interés justificando así la aparición de los rechupes en el anillo.

Localización de puntos calientes.

Los puntos calientes son zonas a en las que hay acumulación de calor excesiva, lo que puede representar una zona propensa a formar rechupes. Estos puntos calientes se generan principalmente en zonas pesadas de la pieza, en uniones o secciones de espesor variable que promueven la

saturación térmica. Para contrarrestar este efecto es necesario la colocación de enfriadores que hagan la extracción de calor correspondiente, tal y como se referencio anteriormente en la figura 26.

La localización de puntos calientes definidas por el simulador se muestra en la Figura 29.

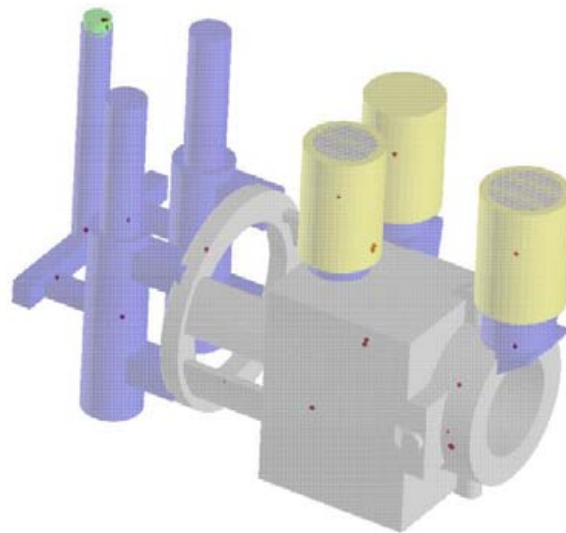


Figura 29. Puntos calientes según el modelo de simulación.

3.1.2 Control de calidad.

Analizando todo el conjunto de corredores, entradas y sistema de alimentación se presentan serios problemas. Los principales defectos que se presentan en esta pieza son rechupes internos y arrastre de arena, que se pueden analizar con mayor detalle en las Figuras 30, 31, 32 y 33.

En la unión de los cuatro contactos y la pieza se presentan rechupes, siendo algo de extrañar ya que la sección del Bearing Housing es muy delgada a comparación con el resto. También se identifican al hacer una prueba de ultrasonido (Figura 30) y posteriormente haciendo un barrenado de cerca de 0.75 pulgadas de profundidad cerca del área hasta encontrar los defectos, los cuales suelen presentarse en el aro delgado. Debido a

que este defecto es totalmente inaceptable, de inmediato la pieza es resanada con soldadura, ver Figura 31.

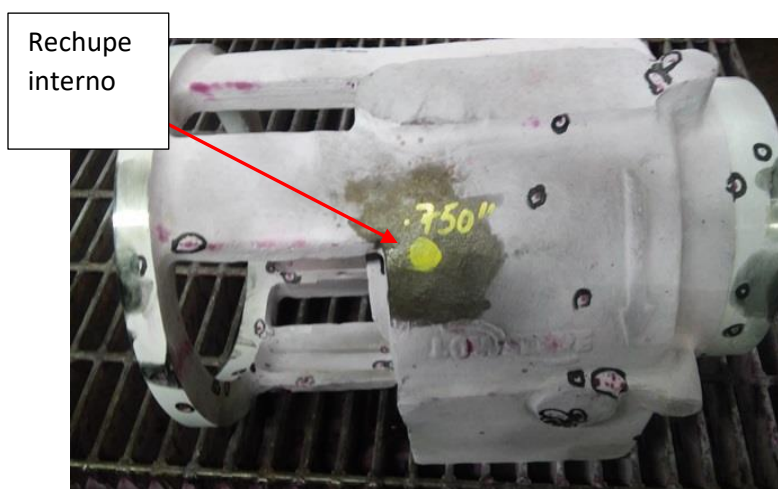


Figura 30. Localización de rechupe por prueba de ultrasonido al interior de una pieza.

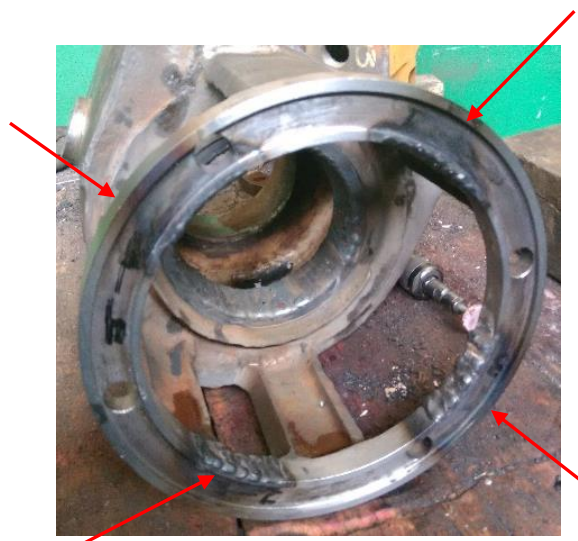


Figura 31. Zonas con presencia de rechupes, reparadas con soldadura.

Analizando la aparición de rechupes, como se mencionó anteriormente, estos se presentan en las zonas de contacto entre el anillo y las entradas como se hace referencia en la Figura 31 y en secciones pesadas de la pieza como se hace referencia en la Figura 30. Con respecto a los rechupes ubicados en el anillo, se presentan ya que el tipo de unión entre éste y las entradas tienen forma de "T", generando una concentración de calor (saturación térmica) en estas zonas y provocando que solidifiquen

después que el resto de la pieza. Los rechupes internos de las secciones pesadas pueden deberse a que los alimentadores no sean los suficientes, o bien, al problema de la distribución no uniforme del metal líquido que se mencionó anteriormente.

A continuación, en las Figuras 32 y 33, se presentan una serie de imágenes donde se aprecian los defectos superficiales revelados por líquidos penetrantes.

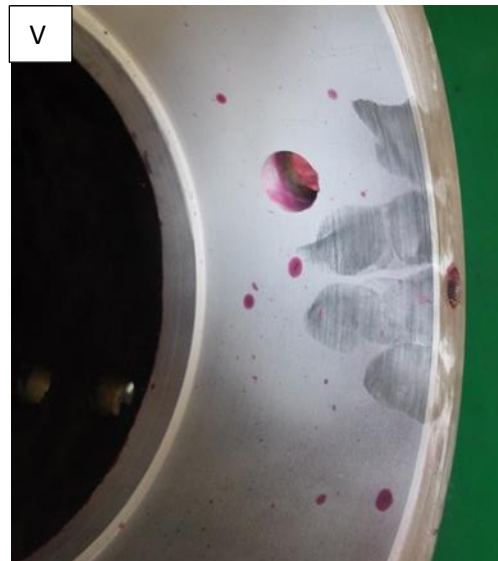
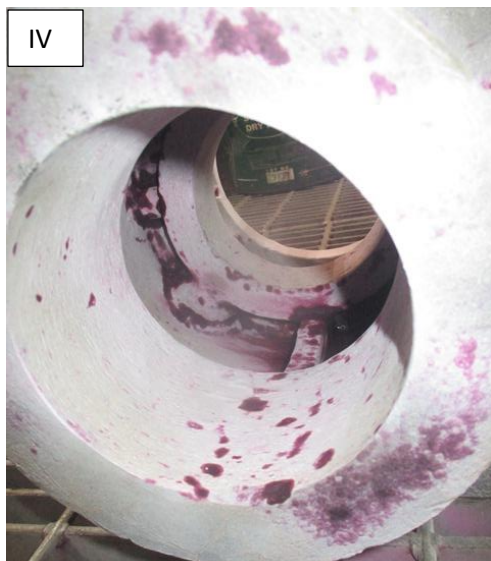
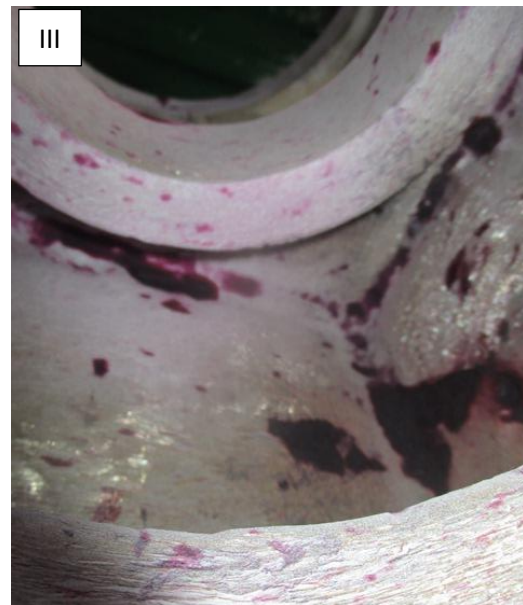


Figura 32. Secuencia de evidencia visual en la detección de defectos por líquidos penetrantes.



Figura 33. Fotografías de líquidos penetrantes que revelan el daño causado por arrastre de arena a lo largo de la superficie.

Como se describió en el Capítulo 1, los arrastres de arena están relacionados con el flujo del metal líquido. Si se analiza el sistema de colada, la bajada es muy alta, sin embargo no se puede modificar mucho este parámetro ya que la posición de la pieza requiere que este componente llegue hasta la línea de partición, por lo que se debería de contar con accesorios tales como una tina de vaciado o un colchón, pero por desgracia tampoco se cuenta con esto, lo que puede provocar una turbulencia excesiva que, no solo produce las inclusiones de arena, sino que también puede llegar a producir atrapamiento de gases por la turbulencia que se presenta.

El mal acomodo de los corredores y las entradas también pueden producir efectos en el llenado y la solidificación de la fundición, por ejemplo, el hecho de que estén en una zona en la que el metal no se distribuye uniformemente provoca gradientes de temperatura significativos, haciendo que solidifique antes en algunas zonas y tarde mucho más en otras, de igual modo no se presenta una velocidad de llenado uniforme a lo largo de la pieza.

3.1.3 Diagrama causa efecto.

Analizado lo anterior, se realizó el diagrama de Causa- Efecto, con el fin de analizar todas las variables que afectan en el proceso de fabricación de la pieza, justificando así el análisis que se llevó a cabo y la información que posteriormente se tratará.

Como se muestra en las Figuras 34 y 35, la generación de defectos está asociada a un gran número de variables en el proceso de producción y, con respecto al tema tratado en este proyecto, el diseño del sistema de colada es solo una de tantas variables asociadas a la generación de defectos.

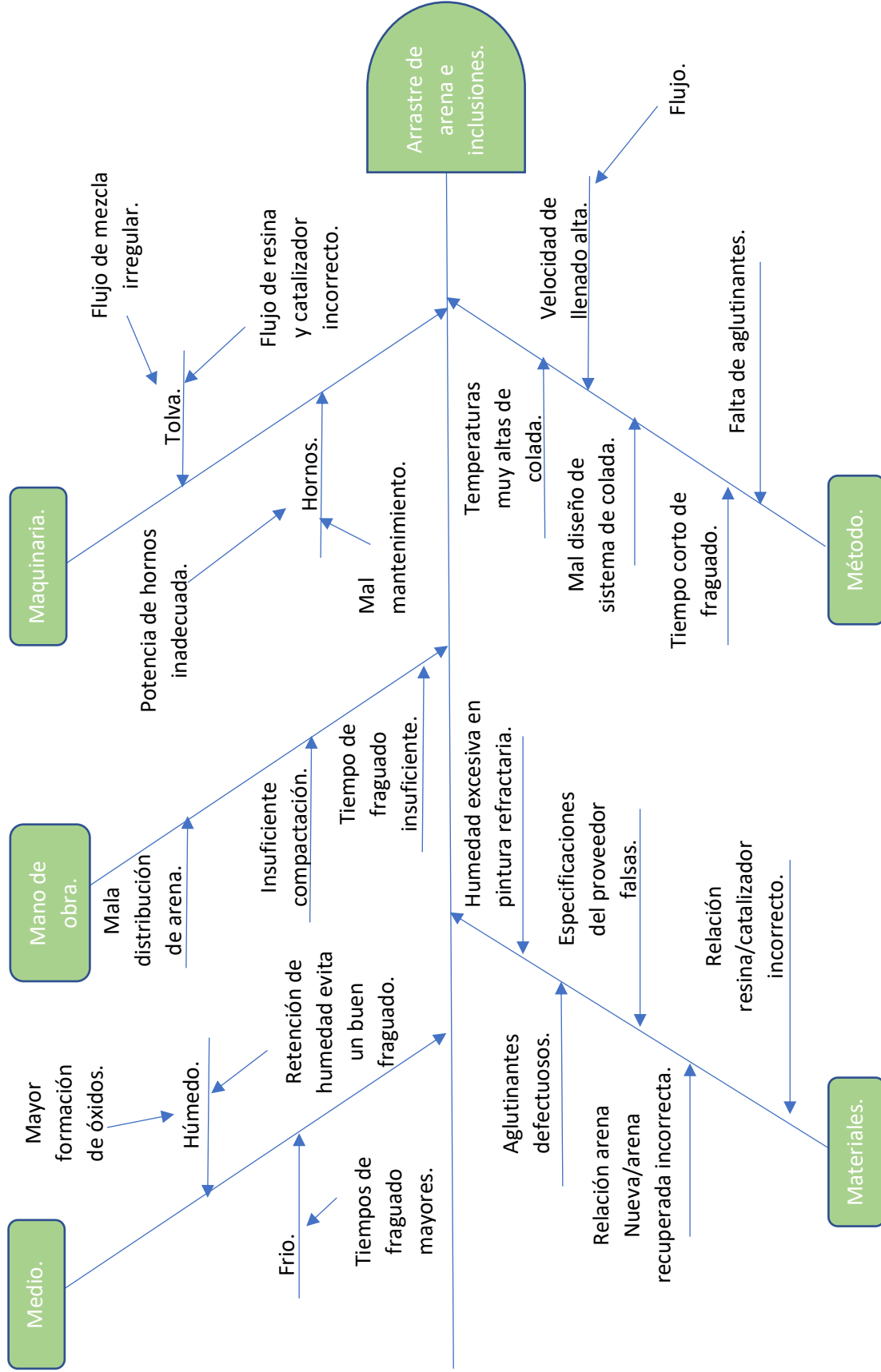


Figura 34. Diagrama causa y efecto de las posibles variables en la generación de inclusiones por arrastre de arena

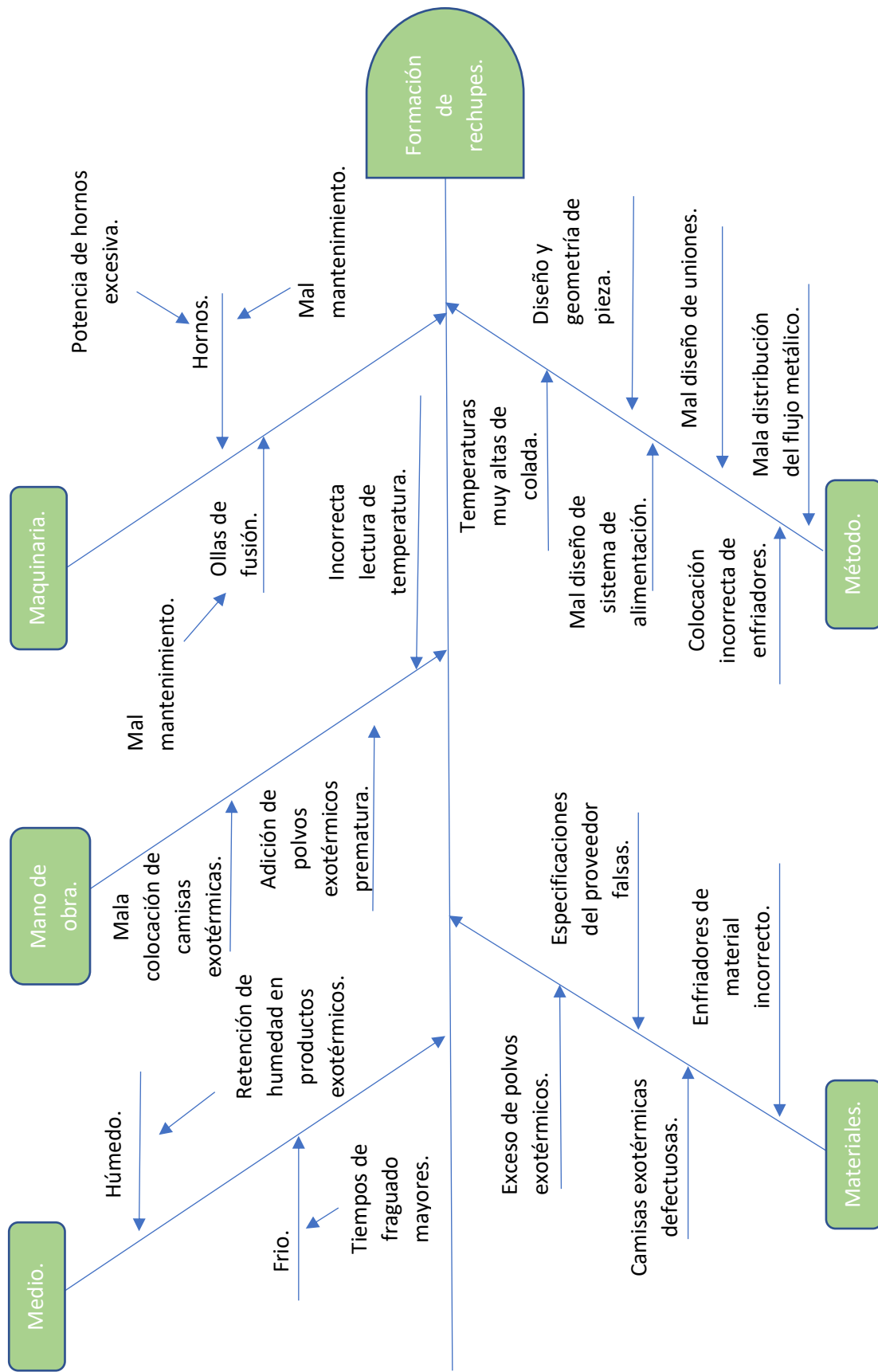


Figura 35. Diagrama causa y efecto de las posibles variables en la generación de rechupes

3.2 Sección B. Rediseño de los sistemas de colada y alimentación

3.2.1 Seccionamiento en módulos.

Considerando todos estos factores planteados en la Sección A, se establece una metodología de cálculo para el diseño de un nuevo sistema de colada y alimentación, respetando las condiciones del cliente y considerando las limitaciones que la placa modelo (provista por el mismo cliente) establece. Gracias al dibujo en 3D (Figura 35), los planos proporcionados y los esquemas de cómo se moldea la pieza, se logró realizar los cálculos pertinentes para la obtención de dimensiones de varias propuestas de un nuevo sistema de alimentación y de colada.

Se consideraron dos casos para el diseño de sistema de alimentación donde se variaba la relación altura/ diámetro ($H/D=1$, $H/D=1.5$) del alimentador, afectando así al volumen total de la pieza y por ende a las dimensiones de sistema de colada. A continuación, se presentan los cálculos de dichas dimensiones por el Método de Adams & Taylor y por el Método de Chvorinov

Bearing Housing.

La pieza problema se seccionó en cinco módulos como se muestra en la Figura 36.

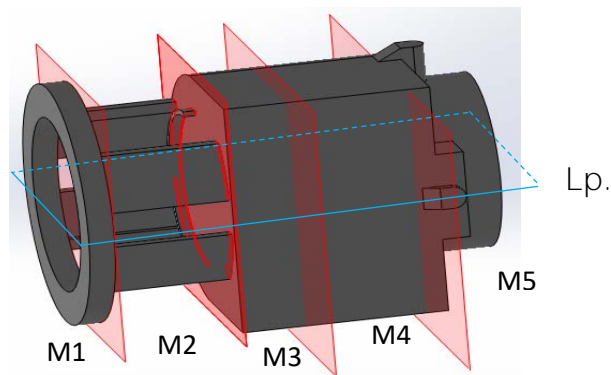


Figura 36. Dibujo 3D de la pieza problema, indicando la posición de la línea de partición (LP).

Se calculan los módulos de solidificación de cada sección y finalmente se determina la ruta de solidificación como se muestra en la Figura 37.

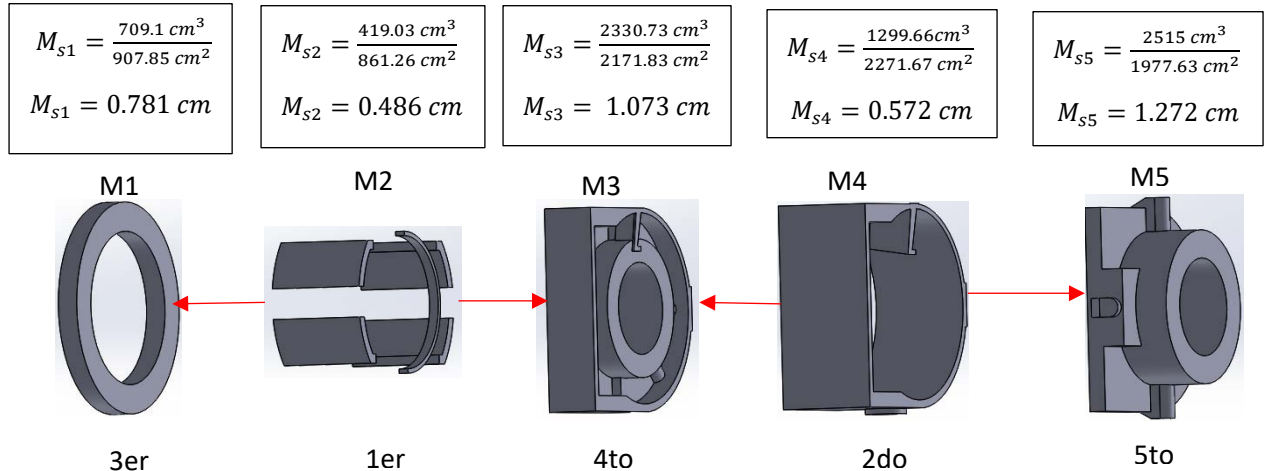


Figura 37. Seccionamiento de la pieza por módulos.

Ruta de solidificación:

- M_{s2}

Debido a que el módulo 2 está compuesto por geometrías delgadas, no llega a ser una zona propensa a la formación de cavidades por rechupe, al contrario, será alimentada por los módulos adyacentes; por lo tanto, no se colocan alimentadores en esta zona.

- M_{s4}

En las piezas fabricadas con anterioridad, no se presentan rechupes en esta zona, debido a que, al igual que en el módulo 2, esta se compone de secciones muy delgadas y no necesita alimentadores.

3.2.2 Diseño de sistema de alimentación.

3.2.2.1 Distancia de alimentación.

Todas las dimensiones citadas en el siguiente apartado corresponden a la pieza Bearing Housing, y se pueden corroborar en la Figura 34 del presente capítulo.

* Módulo 1

La geometría del módulo 1 se asemeja a un anillo, sin embargo, si se visualiza a manera de una barra, imaginando un corte en la sección y plegándola se puede usar como referencia la Figura 6 del Capítulo 1, donde la distancia de alimentación es igual a:

$$D.A = 4.5T$$

Donde T(espesor) = 3.81 cm

Por lo tanto: $D.A^* = 4.5(3.81 \text{ cm}) = 17.145 \text{ cm}$,

*Efecto de distancia máxima en un sólo sentido.

La distancia de alimentación máxima efectiva es de:

$$D.A_{efe} = 17.145 \text{ cm} \times 2 = 34.29 \text{ cm}$$

Considerando las dimensiones del módulo 3, se obtiene un perímetro promedio, el cual deberá de ser alimentado en su totalidad.

$$\bar{D} = \frac{27.61 \text{ cm} + 19.99 \text{ cm}}{2} = 23.8 \text{ cm}$$

Comparando el diámetro promedio \bar{D} con la distancia de alimentación total, bastara con un alimentador para suministrar completamente el módulo.

$$\# \text{ Alimentadores} = \frac{\bar{D}}{D.A_{efe}} = \frac{23.8 \text{ cm}}{34.29 \text{ cm}}$$

$$\# \text{ Alimentadores} = 0.69 \sim 1 \text{ alimentador}$$

* Módulo 3

Como se observa en la Figura 35, y con más detalle en la Figura 36, la zona más pesada del módulo 3 es la sección central, que tiene forma de anillo semejante al módulo 1, esto es sin considerar las geometrías aledañas ya que son formas de secciones delgadas e irregulares; sin embargo como se observó en el presente capítulo, en la Figura 26, se utilizan enfriadores en esta sección por lo que se considera que la distancia de alimentación es similar al esquema de la Figura 7 del capítulo 1.

$$D.A = 6\sqrt{T} + T$$

Donde T(espesor) = 3 cm

Por lo tanto: $D.A = 6\sqrt{3} + 3 = 13.39 \text{ cm}$

La distancia de alimentación máxima efectiva es de:

$$D.A_{efe} = 12\sqrt{3} + 2(3) = 26.78 \text{ cm}$$

Considerando las dimensiones del módulo 3, se obtiene un perímetro promedio, el cual deberá de ser alimentado en su totalidad.

$$\bar{D} = \frac{18 \text{ cm} + 11.99 \text{ cm}}{2} = 14.99 \text{ cm}$$

Comparando el diámetro promedio \bar{D} con la distancia de alimentación total, bastará con un alimentador para suministrar completamente el módulo.

$$\# \text{ Alimentadores} = \frac{\bar{D}}{D.A_{efe}} = \frac{14.99 \text{ cm}}{26.78 \text{ cm}}$$

$$\# \text{ Alimentadores} = 0.56 \sim 1 \text{ alimentador}$$

Sin embargo, se debe recordar que el módulo cuenta con secciones complejas que también demandaran suministro de metal por lo que se considerara colocar dos alimentadores en lugar de uno para asegurar un mejor resultado.

* Módulo 5

Siguiendo con la metodología realizada para el módulo 3, en el módulo 5 también se considera el efecto de enfriadores para hacer una solidificación direccional, sin embargo, debido a la geometría compleja de este módulo y a las restricciones del diseño del cliente es muy difícil colocar más de un alimentador.

La distancia de alimentación máxima efectiva es de:

$$D.A_{efe} = 6\sqrt{T} + (T)$$

Donde $T = 8.31$, esto considerando el espesor del aro más pesado de esta sección.

$$D.A_{efe} = 6\sqrt{8.31} + (8.31) = 25.61 \text{ cm}$$

Considerando las dimensiones del módulo 8, se obtiene un perímetro promedio, el cual deberá de ser alimentado en su totalidad.

$$\bar{D} = \frac{24.84 \text{ cm} + 12.7 \text{ cm}}{2} = 18.77 \text{ cm}$$

Comparando el diámetro promedio \bar{D} con la distancia de alimentación total, bastara con un alimentador para suministrar completamente el módulo.

$$\# \text{ Alimentadores} = \frac{\bar{D}}{D.A_{efe}} = \frac{18.77 \text{ cm}}{25.61 \text{ cm}}$$

$$\# \text{ Alimentadores} = 0.56 \sim 1 \text{ alimentador}$$

3.2.2.2 Cálculo para alimentadores.

La forma geométrica recomendada para los alimentadores es cilíndrica, con una base, o cuello, en forma de cono truncado para los alimentadores superiores, tal y como se muestra en la figura 38.

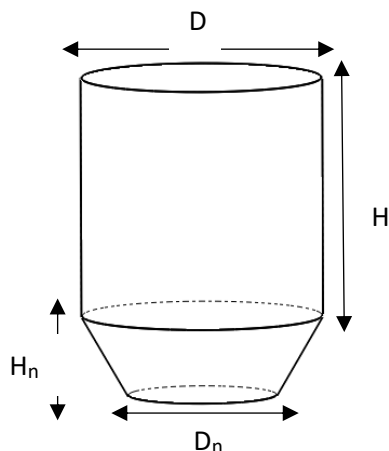


Figura 38. Esquema de la geometría de un alimentador superior.

Donde:

D = Diámetro.

H = Altura.

D_n = Diámetro del cuello (neck).

H_n = Altura del cuello.

A pesar de que no es necesario colocar alimentadores en los módulos 2 y 4 como se especificó con anterioridad, éstos aun así van a tener su correspondiente contracción, por lo que se considerara que el 50% del volumen de cada uno de estos módulos lo terminara(n) compensando el metal líquido de los módulos adyacentes, por lo que dicho volumen se considerara al hacer los cálculos del diseño de alimentadores.

A continuación, se presenta un ejemplo de cada método sobre el cálculo de alimentadores. Para analizar el resto de cálculos sobre el diseño de alimentadores, véase el Anexo A.

Método Adam y Taylor.

❖ Caso 1: $\frac{H}{D} = 1$; $H = D$

Se calcula el módulo del alimentador de la siguiente manera:

$$V = \frac{\pi}{4} D^2 H = \frac{\pi}{4} D^2 (D) = \frac{\pi}{4} D^3$$

$$A = \frac{2\pi}{4} D^2 + \pi D H = \frac{2\pi}{4} D^2 + \pi D (D) = \frac{\pi}{2} D^2 + (\pi D^2) = \frac{3\pi}{2} D^2$$

$$\frac{V}{A} = \frac{\frac{\pi}{4} D^3}{\frac{3\pi}{2} D^2} = \frac{2D}{12} = \frac{D}{6} = M_{SA}$$

- M_{s1} (1 alimentador superior).

$$\frac{D}{6} = \frac{(0.781 \text{ cm})(0.4489) + (0.03) \frac{(709.1 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3)}{\frac{3}{2} \pi D^2}}{1 - 0.03}$$

$$\frac{D}{6} = 0.361 + \frac{6.029}{D^2} \quad ; \quad D = 2.169 + \frac{36.159}{D^2}$$

$$D^3 - 2.169D - 36.159 = 0$$

$$D = 4.21 \text{ cm} \quad \& \quad H = 4.21 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{4.21 \text{ cm}}{3} = 1.4 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 1.4 \text{ cm} + 0.2(4.21 \text{ cm}) = 2.25 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{D_n}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{D_n}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (4.21 \text{ cm})^2 (4.21 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3} (1.4 \text{ cm}) \left[\left(\frac{4.21}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{2.25}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{4.21}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{2.25}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 70.44 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$V_{MD} = K'\beta V_p$ (Ec 5, Cap. 1) Donde $k'=2$ debido al uso de camisas y polvo exotérmicos

$$V_{MD} = (2)(0.03)(709.1 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 55.12 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal necesario para compensar la contracción.

- *Ms3 (2 alimentadores superiores).*

$$\frac{D}{6} = \frac{(1.073 \text{ cm})(0.4489) + (0.03) \frac{(2330.73 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3 + 649.86 \text{ cm}^3)}{2 \left(\frac{3}{2} \pi D^2\right)}}{1 - 0.03}$$

$$\frac{D}{6} = 0.497 + \frac{10.468}{D^2} \quad ; \quad D = 2.979 + \frac{62.811}{D^2}$$

$$D^3 - 2.979 - 62.811 = 0$$

$$D = 5.25 \text{ cm} \quad \& \quad H = 5.25 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{5.25 \text{ cm}}{3} = 1.75 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 1.75 \text{ cm} + 0.2(5.25 \text{ cm}) = 2.8 \text{ cm}$$

Teniendo así un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2}\right)^2 + \left(\frac{D_n}{2}\right)^2 + \left(\frac{D}{2}\right) \left(\frac{D_n}{2}\right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (5.25 \text{ cm})^2 (5.25 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3} (1.75 \text{ cm}) \left[\left(\frac{5.25}{2} \text{ cm}\right)^2 + \left(\frac{2.8}{2} \text{ cm}\right)^2 + \left(\frac{5.25}{2} \text{ cm}\right) \left(\frac{2.8}{2} \text{ cm}\right) \right]$$

$$V_A = 136.6 \text{ cm}^3 \times 2 \text{ alimentadores} = 273.2 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K'\beta V_p$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(2330.73 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3 + 649.5 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 191.38 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal necesario para compensar la contracción.

- Ms5 (1 alimentador superior).

$$\frac{D}{6} = \frac{(1.272 \text{ cm})(0.4489) + (0.03) \frac{(2515 \text{ cm}^3 + 649.86 \text{ cm}^3)}{\frac{3}{2} \pi D^2}}{1 - 0.03}$$

$$\frac{D}{6} = 0.589 + \frac{20.771}{D^2} \quad ; \quad D = 3.532 + \frac{124.628}{D^2}$$

$$D^3 - 3.532 - 124.628 = 0$$

$$D = 6.49 \text{ cm} \quad \& \quad H = 6.49 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{6.49 \text{ cm}}{3} = 2.16 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 2.16 \text{ cm} + 0.2(6.49 \text{ cm}) = 3.46 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{D_n}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{D_n}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (6.49 \text{ cm})^2 (6.49 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3} (2.16 \text{ cm}) \left[\left(\frac{6.49}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{3.46}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{6.49}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{3.46}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 258.06 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K' \beta V_p$$

Donde $K'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(2515 \text{ cm}^3 + 649.86)$$

$$V_{MD} = 189.89 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal.

Método Chvorinov.

Se considera un factor de seguridad del 30% en la Ecuación 2 del Capítulo 1 teniendo así un valor de $K=1.3$. Ahora bien, debido a que se usan camisas exotérmicas se considera que este valor se reduce un 30%, por lo que el valor de K termina siendo de 0.91.

$$M_{sA} = KM_{SL} \qquad M_{sA} = 0.91M_{SL}$$

❖ Caso 1: $\frac{H}{D} = 1 ; H = D$

- M_{s1} (1 alimentador superior).

$$\frac{D}{6} = 0.91(0.781 \text{ cm}) \quad D = 0.91(6)(0.781 \text{ cm})$$

$$D = 4.26 \text{ cm} \qquad H = 4.26 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \qquad L_n = \frac{4.26 \text{ cm}}{3} = 1.42 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \qquad D_n = 1.42 \text{ cm} + 0.2(4.26 \text{ cm}) = 2.27 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{Dn}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{Dn}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (4.26 \text{ cm})^2 (4.26 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3} (1.42 \text{ cm}) \left[\left(\frac{4.26}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{2.27}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{4.26}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{2.27}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 72.98 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K'\beta V_p \text{ (Ec 5, Cap. 1)}$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(709.1 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 55.12 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal necesario para compensar la contracción.

- *Ms3 (2 alimentadores superiores).*

$$\frac{D}{6} = 0.91(1.073 \text{ cm}) \quad D = 0.91(6)(1.073 \text{ cm})$$

$$D = 5.86 \text{ cm} \quad H = 5.86 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{5.86 \text{ cm}}{3} = 1.95 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 1.95 \text{ cm} + 0.2(5.86 \text{ cm}) = 3.13 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{Dn}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{Dn}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (5.86 \text{ cm})^2 (5.86 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3} (1.95 \text{ cm}) \left[\left(\frac{5.86}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{3.13}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{5.86}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{3.13}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 189.97 \text{ cm}^3 \times 2 \text{ alimentadores} = 379.93$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K'\beta V_p \text{ (Ec 5, Cap. 1)}$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(2330.73 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3 + 649.86 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 191.41 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal necesario para compensar la contracción.

- Ms5 (1 alimentador superior).

$$\frac{D}{6} = 0.91(1.272 \text{ cm}) \quad D = 0.91(6)(1.272 \text{ cm})$$

$$D = 6.95 \text{ cm} \quad H = 6.95 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{6.95 \text{ cm}}{3} = 2.32 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 2.32 \text{ cm} + 0.2(6.95 \text{ cm}) = 3.7 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{D_n}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{D_n}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (6.95 \text{ cm})^3 + \frac{\pi}{3} (2.32 \text{ cm}) \left[\left(\frac{6.95}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{3.7}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{6.95}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{3.7}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 316.93 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K' \beta V_p \quad (\text{Ec 5, Cap. 1})$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(2515 + 649.86 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 189.89 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal necesario para compensar la contracción.

Para su fácil análisis se presenta a continuación una tabla comparativa (Tabla 12) con las dimensiones de cada componente.

Tabla 12. Dimensiones y gasto volumetrico de las propuestas del nuevo sistema de alimentación.

Relación H/D	Módulo		A y T (cm)	Chvorinov (cm)	Volumen alimentador(es) A y T (cm ³)	Volumen Alimentador(es) Chvorinov (cm ³)	Volumen deman. (cm ³)
1	M1	D	4.21	4.26	70.44	72.98	55.12
		H	4.21	4.26			
		Dn	2.25	2.27			
		Ln	1.4	1.42			
	M3	D	5.25	5.86	273.2	379.93	191.38
		H	5.25	5.86			
		Dn	2.8	3.13			
		Ln	1.75	1.95			
	M5	D	6.49	6.95	258.06	316.93	189.89
		H	6.49	6.95			
		Dn	3.46	3.7			
		Ln	2.16	2.32			
1.5	M1	D	3.69	3.79	67.16	72.77	55.12
		H	5.54	5.68			
		Dn	1.97	2.02			
		Ln	1.23	1.26			
	M3	D	4.61	5.21	261.92	378.08	191.38
		H	6.91	7.81			
		Dn	2.46	1.74			
		Ln	1.54	2.78			
	M5	D	5.91	6.17	275.93	313.98	189.89
		H	8.86	9.26			
		Dn	3.15	3.3			
		Ln	1.97	2.06			

3.2.3 Diseño de sistema de colada.

Para el diseño del nuevo sistema de colada se tiene que considerar el gasto másico total que demandara la pieza junto con el sistema de alimentación, por lo que es necesario hacer los cálculos correspondientes con ambos métodos de diseño de alimentadores (Chvorinov y Adams & Taylor)

Como se mencionó en la Sección A en el apartado de simulación de llenado y enfriamiento, el gradiente de temperatura que se tiene actualmente es bastante drástico en las zonas más distantes con respecto a la entrada del metal. Para evitar esto se propone que la entrada del metal sea de forma lateral con respecto a la posición de la pieza, teniendo

así una bajada cónica centrada entre dos corredores, de los cuales conectan tres entradas o contactos en zonas de la pieza que no comprometan a la geometría o diseño de ésta, sin embargo, es por esta misma razón que el sistema de colada propuesto tendría distintas distancias entre entradas por lo que se tendrá en mente que en una sección entrará más metal líquido que en otra. Para solucionar esto se considerará que en las dos entradas más cercanas a la bajada entrará el 80% del flujo total, 40% en cada una, mientras que en la última entrada más lejana a la bajada entrará el 20% restante, distribuyendo así uniformemente el metal. Sabiendo esto se realizan los siguientes cálculos (debido a que los cálculos son muy similares, solo se muestra un ejemplo de éstos para una relación H/D= 1 del método Adams & Taylor. Para analizar los cálculos con la relación H/D=1.5 y los realizados considerando el método Chvorinov véase el Anexo B):

Adams y Taylor.

Relación H/D = 1

❖ Cálculo de la masa total de la pieza.

$$V_{AM1} = 70.44 \text{ cm}^3 \quad V_{AM3} = 273.2 \text{ cm}^3 \quad V_{AM5} = 258.06 \text{ cm}^3$$

$$V_{BH} = 7302.24 \text{ cm}^3$$

$$V_T = (70.44 + 273.2 + 258.06 + 7302.24) \text{ cm}^3 = 7903.94 \text{ cm}^3$$

Masa total. Se calcula multiplicando el volumen total por la densidad de la aleación:

$$W = 7903.94 \text{ cm}^3 \left(\frac{7.86 \text{ g}}{1 \text{ cm}^3} \right) = 62124.97 \text{ g} = 62.13 \text{ kg}$$

❖ Velocidad de flujo.

Considerando una altura de bajada de 30 cm, en la Ecuación 11:

$$v = \sqrt{2gh}$$

$$v = \sqrt{2(981 \text{ cm/s}^2)(30 \text{ cm})} = 242.61 \text{ cm/s}$$

❖ Tiempo de llenado del molde.

Tomando la Ecuación 16 para el cálculo de tiempo de llenado:

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log W)\sqrt{W}$$

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log 61.91)\sqrt{61.91} = 13.59 \text{ s} \sim 14 \text{ segundos}$$

❖ Cálculo para sistema de colada.

Cálculo de la bajada.

Se calculan las dimensiones de la bajada a partir del área transversal de ésta, de acuerdo con la ecuación 15 y a la corrección de altura.

$$A_T = \frac{W}{C_D \rho L t \sqrt{2gH_{cal}}} \quad H_{cal} = h - \frac{p^2}{2x}$$

- $H_{cal} = 30 \text{ cm} - \frac{(13.723 \text{ cm})^2}{2(22.645 \text{ cm})} = 25.84 \text{ cm}$

De acuerdo con el sistema de colada propuesto, se considerará una pérdida de energía por fricción del 30%, por lo que el coeficiente de descarga C_D será de 0.7:

$$A_T = \frac{62124.97 \text{ g}}{(0.7)(7.644 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3})(14 \text{ s})\sqrt{2(981 \frac{\text{cm}^2}{\text{s}})(25.84 \text{ cm})}} = 3.68 \text{ cm}^2$$

Si:

$$A = \frac{\pi}{4} D^2 \quad D = \sqrt{\frac{4}{\pi} A}$$

Donde D= diámetro inferior de la bajada.

$$D_{iB} = \sqrt{\frac{4}{\pi} (3.68 \text{ cm}^2)} = 2.16 \text{ cm}$$

Si se maneja una relación de colada de 1: 4: 4.

Cálculo de los corredores.

Debido a que los corredores son de geometría rectangular se calculan las dimensiones de a y b, y de acuerdo a la relación de colada se tiene:

$$4A = B \quad 4(3.68 \text{ cm}^2) = B = 14.72 \text{ cm}^2 / 2 \text{ corredores} = 7.36 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 7.36 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{7.36}{4} \text{ cm}^2} = 1.92 \text{ cm} \quad b = \frac{7.36}{1.92} = 3.84 \text{ cm}$$

Cálculo de las entradas.

Debido a que las entradas son de geometría rectangular se calculan las dimensiones de a y b, y de acuerdo a la relación de colada se tiene:

$$4A = C \quad 4(3.68 \text{ cm}^2) = B = 14.72 \text{ cm}^2$$

Entradas 40% de flujo:

$$A_T = 0.4(14.72 \text{ cm}^2) = 5.888 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 5.888 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{5.888}{2} \text{ cm}^2} = 1.72 \text{ cm} \quad b = \frac{5.888}{1.72} = 3.43 \text{ cm}$$

Entrada 20% de flujo:

$$A_T = 0.2(14.72 \text{ cm}^2) = 2.944 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 2.944 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{2.944}{2} \text{ cm}^2} = 1.21 \text{ cm} \quad b = \frac{2.944}{1.21} = 2.43 \text{ cm}$$

- ❖ Todas las consideraciones antes trabajadas, tales como la altura corregida, la velocidad de flujo, el coeficiente de descarga, la relación de presurización y porcentaje de flujo se trabajan por igual en el resto de cálculos de sistemas de colada.

Para su fácil análisis se presentan a continuación tablas comparativas (Tabla 13 y 14) con las dimensiones de cada componente.

Tabla 13. Dimensiones de la propuesta del sistema de colada con ambos métodos de diseño de alimentadores (Relación 1).

Relación	Parámetro	Adams y Taylor		Chvorinov		
1	Bajada H=30 cm					
	D _{ib}	2.16		2.18		
	A _t	3.68		3.76		
	Corredores (2)					
	A _t	7.36		7.52		
	a	1.92		1.37		
	b	3.84		3.87		
	Entradas					
			40%	20%	40%	20%
	A _t	5.888	2.994	6.016	3.008	
	a	1.72	1.21	1.73	1.23	
	b	3.43	2.43	3.46	2.45	

Tabla 14. Dimensiones de la propuesta del sistema de colada con ambos métodos de diseño de alimentadores (Relación 1.5).

Relación	Dimensión	Adams y Taylor		Chvorinov		
1.5	Bajada H=30 cm					
	D _{ib}	2.16		2.18		
	A _t	3.68		3.76		
	Corredores					
	A _t	7.36		7.52		
	a	1.92		1.94		
	b	3.84		3.87		
	Entradas					
			40%	20%	40%	20%
	A _t	5.888	2.994	6.016	3.008	
	a	1.72	1.21	1.73	1.23	
	b	3.43	2.43	3.46	2.45	

Capítulo 4. Resultados de prueba experimental.

4.1 Diseño del sistema de colada y alimentación.

Como es de esperar, en la industria no siempre se logra cumplir con todos los requerimientos teóricos, en este caso, no se cuenta con camisas exotérmicas de las dimensiones proporcionadas en el capítulo anterior debido a que estos productos se compran por lotes y se trabaja con estos mismos. Si se llegasen a requerir otras dimensiones de camisas exotérmicas se hace el pedido igualmente por lotes, por lo que no tiene caso comprar tantas camisas para hacer pocas pruebas, de manera que hubo que adaptar el sistema a las menores dimensiones de camisas exotérmicas disponibles en la planta.

Considerando esto, se tomó la decisión de trabajar con el sistema de colada propuesto que va de la mano con las mayores dimensiones de alimentadores calculadas y que se adaptasen mejor al modo de moldeo. Siendo así que el Método de Chvorinov, con una relación $H/D=1.5$ es el que se utilizó para establecer el sistema de colada propuesto.

En la Figura 39 se presenta el esquema donde se muestra la utilización de camisas exotérmicas disponibles en la planta con las menores dimensiones, Tabla 15.

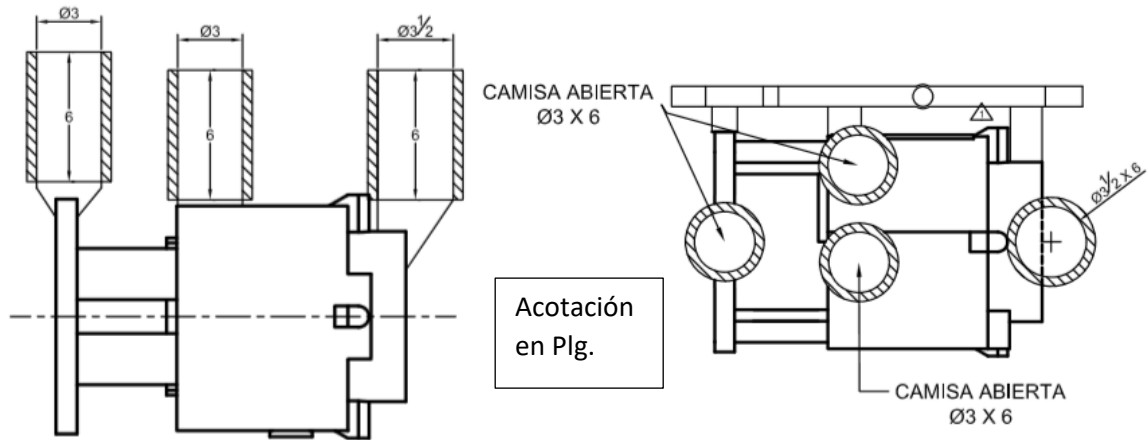


Figura 39. Esquema de la implementación del sistema de colada y de alimentación propuesto.

Tabla 15. Dimensiones de las camisas exotérmicas usadas.

Modulo	Diámetro (in)	Altura (in)
1	3	6
2	3	6
3	3.5	6

En cuanto a las dimensiones del sistema de colada, éstas si respetan los cálculos del Método de Chvorinov con una relación de $H/D = 1.5$, teniendo así el esquema del nuevo sistema de colada, Figura 40.

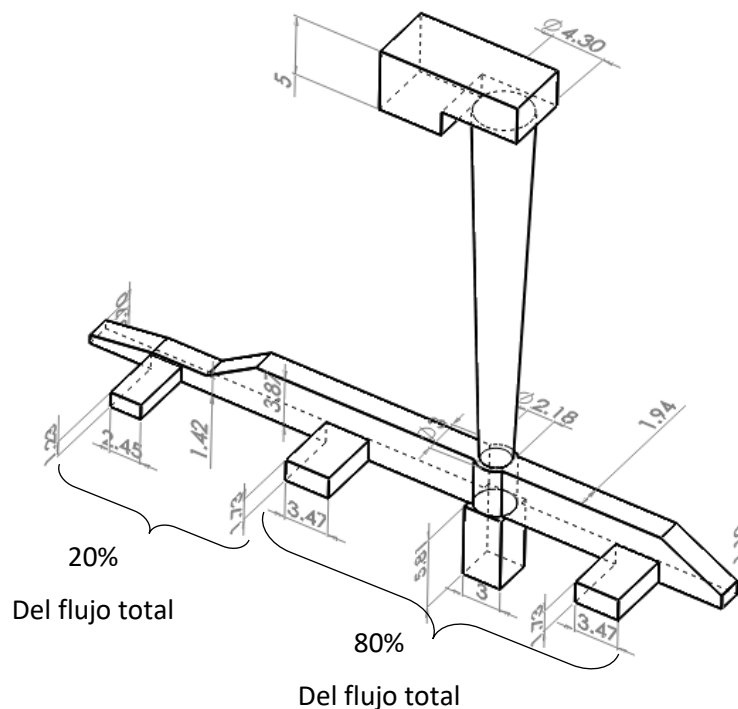


Figura 40. Esquema del nuevo sistema de colada con todas las dimensiones en cm.

Accesorios.

Los accesorios, como son la tina de vaciado, el colchón, la extensión de la bajada y la reducción de corredor no son tomados en cuenta para la elaboración de los cálculos correspondientes. Sin embargo, estos son de gran ayuda para evitar imperfecciones y son implementados basándose en la experiencia que se obtiene al trabajar en esta área.

Tina de vaciado.

El diseño de la tina de colada, o de vaciado suele ser muy relativo, ya que no está en función de algún parámetro en específico, sino más bien se define de acuerdo con la facilidad del operador de vaciar el metal líquido en el molde.

Dicho esto, se propone una tina con las características plasmadas en la Figura 41:

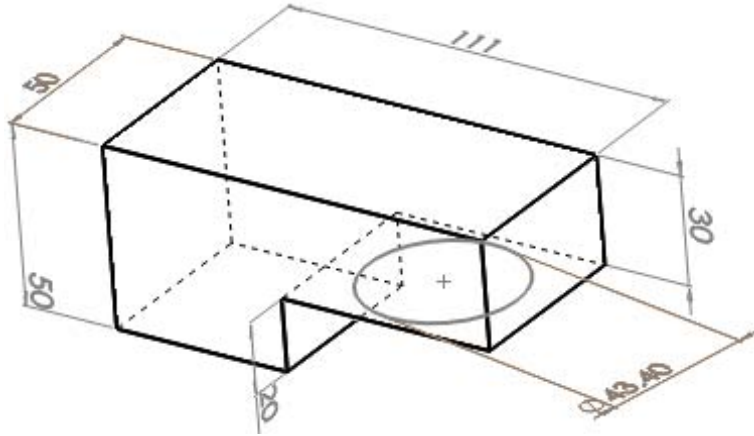


Figura 41. Tina de colada o vaciado propuesta. (mm)

Colchón.

El colchón es un componente que ayuda a reducir la turbulencia generada al momento de vaciar este va en función del espesor del corredor siendo su altura definida como:

$$h = CT$$

dónde:

C= 1.5 a 2

T= espesor del canal.

Así pues, si $c = 1.5$ y $T = 3.87$ $h = 1.5(3.87 \text{ cm}) = 5.805 \text{ cm}$

Se tiene un diseño como se muestra en la Figura 42.

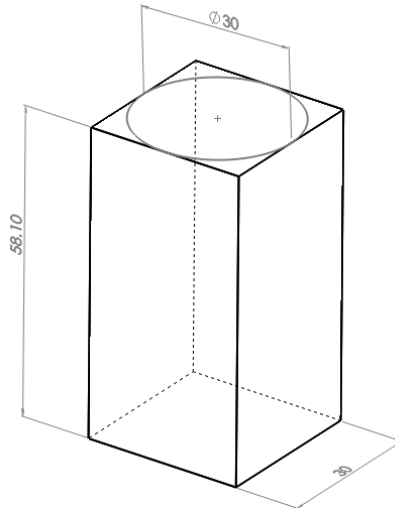


Figura 42. Colchón colocado en la base de la bajada (mm).

Expansión de diámetro de la bajada

Debido a que puede existir turbulencia cuando el metal líquido cae, es recomendable hacer una expansión en la base de la bajada y que, en conjunción con el colchón se reduzca este efecto. Las dimensiones de este accesorio pueden ser definidas como el doble del diámetro del diámetro inferior de la bajada, pero en este caso sería algo excesivo, por lo que se decidió hacer la expansión a un número redondo y fácil de moldear, como se muestra en el siguiente esquema de la Figura 43.

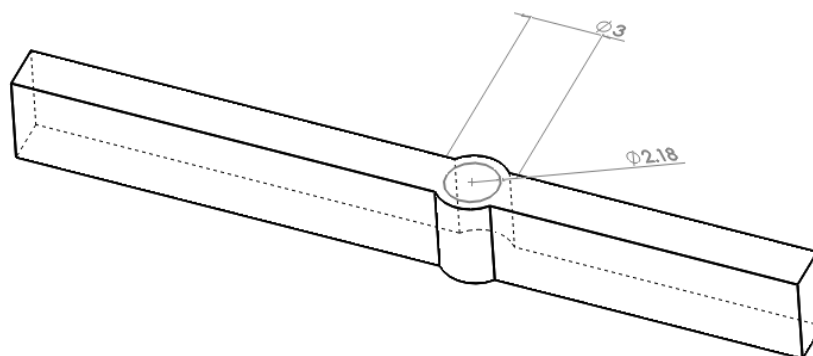


Figura 43. Expansión del diámetro inferior de la bajada (cm).

Área reducida del corredor.

Como se mencionó en el Capítulo 1, en el diseño de componentes del sistema de colada, se debe hacer que el flujo del metal líquido entre a la misma velocidad por todas las entradas. Esto se logra con una reducción del área del corredor, la cual se sitúa después de la primera entrada y esta tendrá una reducción del 40% con respecto al área de corredor actual teniendo así el siguiente esquema de la Figura 44.

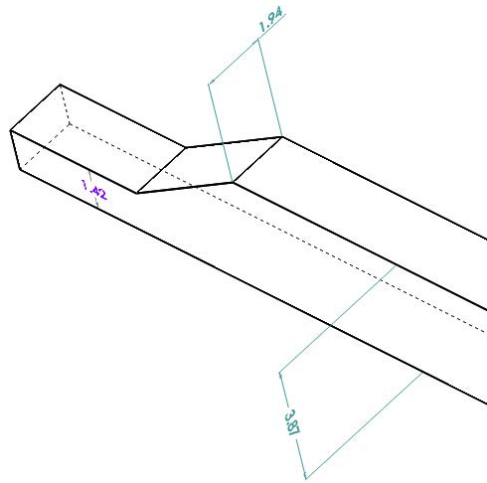


Figura 44. Reduccion de area transversal del corredor(cm).

4.2 Simulación del sistema de colada propuesto.

Analizando el tiempo de solidificación, al igual que en la simulación de los sistemas actuales (Figura 16), las zonas interiores pesadas son las últimas en solidificar en la pieza, sin embargo, en la simulación de los sistemas propuestos se da de una manera más direccionada hacia los alimentadores, con se muestra en la Figura 45.

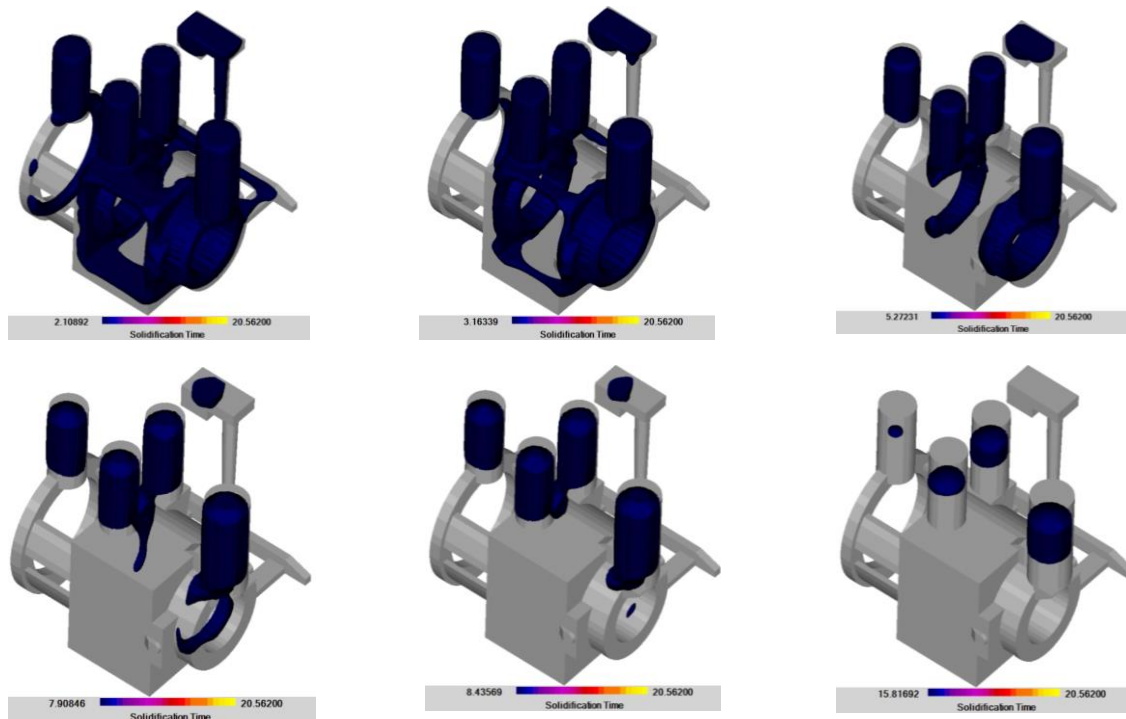


Figura 45. Simulación de solidificación con el nuevo sistema de colada.

En cuanto al llenado y enfriamiento, se presenta un llenado más uniforme en la pieza y una temperatura un poco más homogénea como a continuación se presenta en la Figura 46:

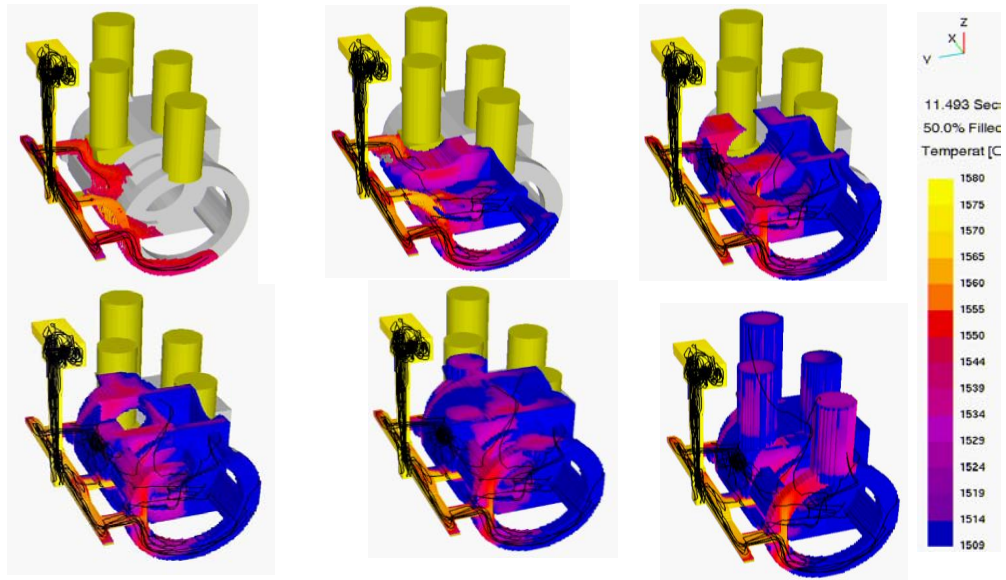


Figura 46. Simulación de llenado y perfil de temperatura del nuevo sistema de colada.

También se tiene la localización de posibles rechupes en ciertas zonas, pero estos se pueden resolver si se colocan enfriadores en zonas aledañas, ver Figura 47.

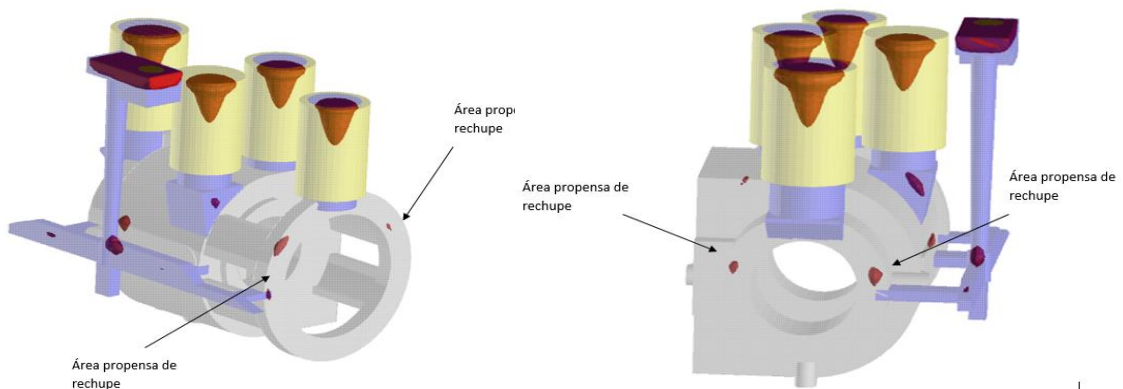


Figura 47. Simulación de contracción (posibles rechupes) en el nuevo sistema de colada.

4.3. Comparación de simulaciones

Ahora bien, se hace una comparación entre la simulación de los antiguos sistemas de colada y alimentación y los nuevos sistemas, esto con el fin de tener una mejor perspectiva sobre lo que ocurre en las pruebas experimentales.

4.3.1. Simulaciones de solidificación.

Tabla 16. Comparación de simulaciones de solidificación entre antiguos vs nuevos sistemas de colada y alimentación

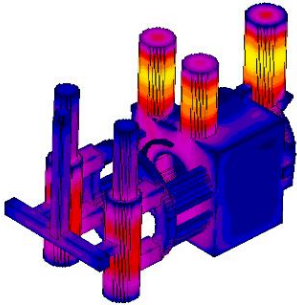
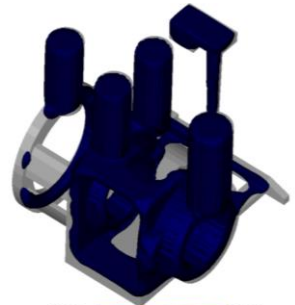
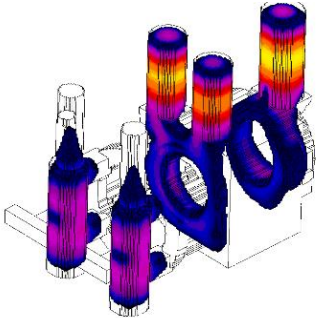
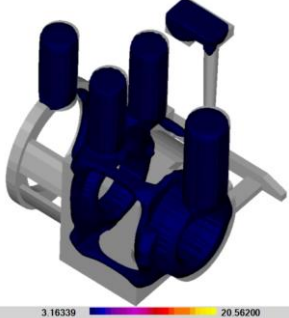
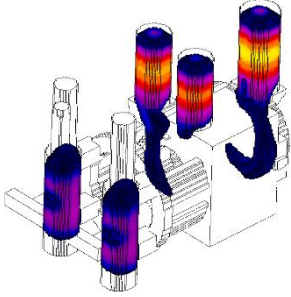
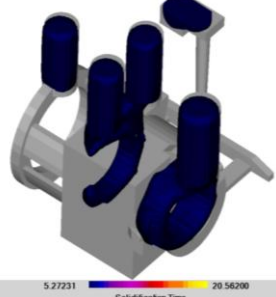
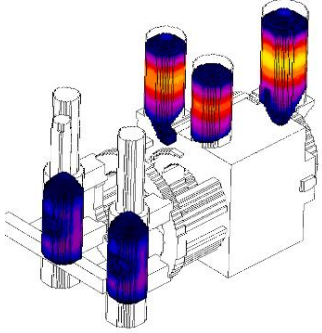
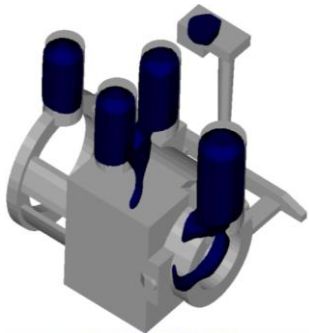
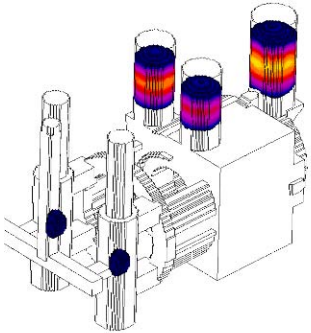
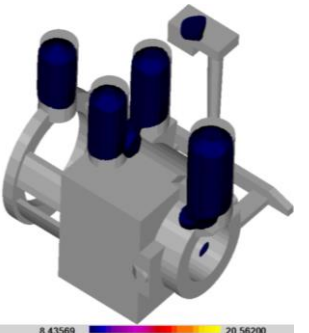
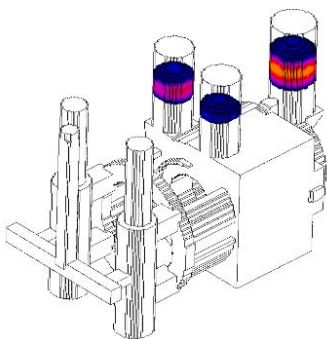
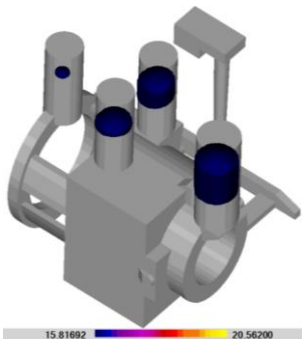
Antiguo sistema de colada y alimentación	Nuevo sistema de colada y alimentación
1 	 2.10892 20.56200 Solidification Time
2 	 3.16339 20.56200 Solidification Time
3 	 5.27231 20.56200 Solidification Time

Tabla 17. Continuación de la comparación de simulaciones de solidificación entre antiguos vs nuevos sistemas de colada y alimentación

Antiguo sistema de colada y alimentación	Nuevo sistema de colada y alimentación
<p>4</p> 	
<p>5</p> 	
<p>6</p> 	

Se observa en los primeros recuadros (1 y 2) que la solidificación es similar, las secciones interiores tardan más en solidificar. En los siguientes recuadros (3 y 4) se observa que la solidificación es más lenta en las secciones más pesadas e interiores, sin embargo, en la simulación con los nuevos sistemas la solidificación se nota más direccionada hacia los alimentadores que en la otra simulación. Finalmente, en la simulación de los antiguos sistemas, en el recuadro 5 se observa que hay puntos sin

solidificar cerca del módulo 1, mientras que en los nuevos sistemas estos puntos no se observan, aunque si se nota una pequeña zona localizada en el módulo 5.

La diferencia de visualización de las figuras se debe únicamente al formato de la figura con la que se realizó la simulación, pero ambas están hechas en el mismo software.

4.3.2 Simulación de llenado.

Tabla 18. Comparación de simulaciones de llenado y enfriamiento entre antiguos vs nuevos sistemas de colada y alimentación

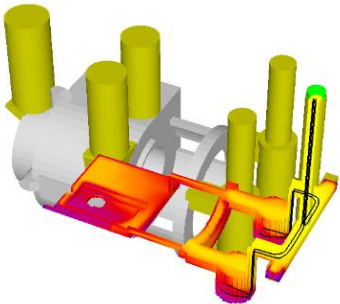
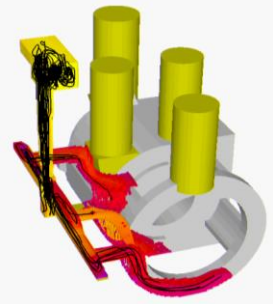
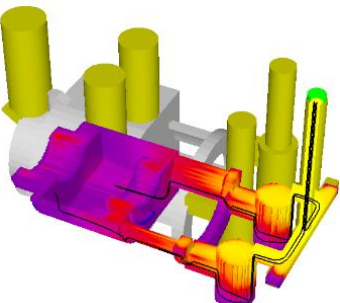
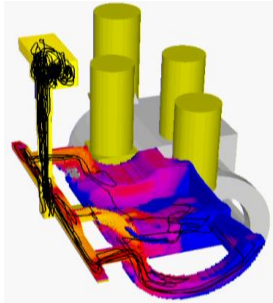
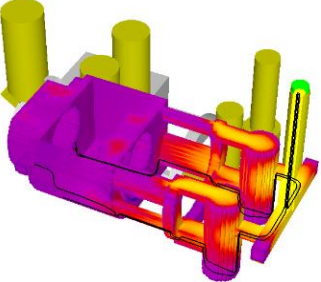
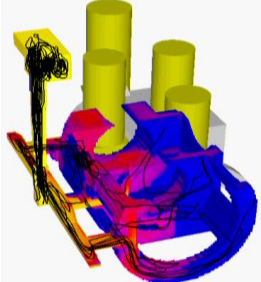
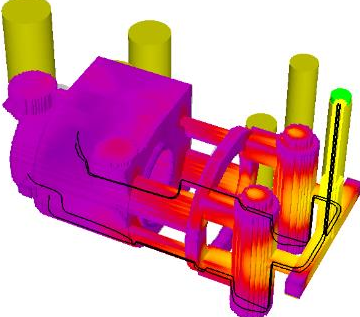
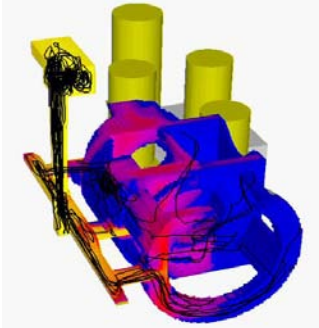
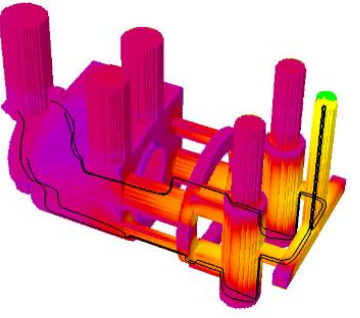
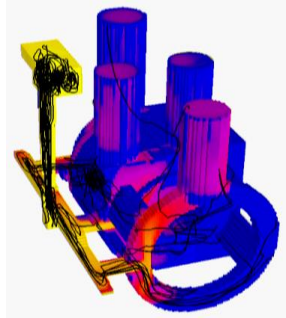
Antiguo sistema de colada y alimentación	Nuevo sistema de colada y alimentación
<div data-bbox="228 867 282 926" style="border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">1</div> 	
<div data-bbox="228 1188 282 1247" style="border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">2</div> 	
<div data-bbox="228 1512 282 1570" style="border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;">3</div> 	

Tabla 19. Continuación de la comparación de simulaciones de llenado y enfriamiento entre antiguos vs nuevos sistemas de colada y alimentación

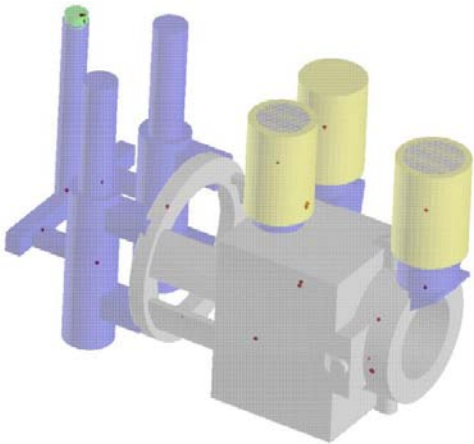
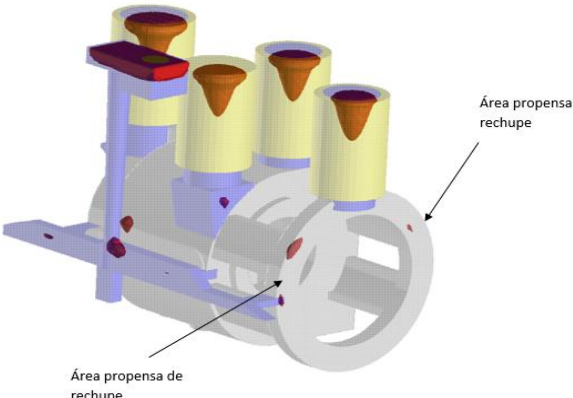
Antiguo sistema de colada y alimentación	Nuevo sistema de colada y alimentación
<div data-bbox="228 367 284 420" style="border: 1px solid black; padding: 2px; width: 30px; text-align: center;">4</div> 	
<div data-bbox="228 718 284 770" style="border: 1px solid black; padding: 2px; width: 30px; text-align: center;">5</div> 	

La simulación de llenado y enfriamiento da mucho de qué hablar. Primero, se observa en el recuadro 1 que, con el antiguo sistema de colada, la pieza se va llenando por partes, siendo las más cercanas a la alimentación del metal líquido las que se llenan primero, comparándolo con el nuevo sistema de colada. En los recuadros 2 y 3 se puede ver que el llenado de la pieza comienza a volverse más parejo, sin embargo, lo interesante de estos recuadros es el perfil de temperaturas, que es marcadamente mayor en el antiguo sistema de colada a comparación con el nuevo sistema, con relación a la posición del sistema de colada, lo que significa que con el nuevo sistema la distribución del metal líquido a lo largo de la pieza es mejor. Finalmente, en los últimos recuadros se observa el enfriamiento de la pieza donde, al igual que en recuadros anteriores, el gradiente e temperaturas con respecto a la posición del suministro de

metal líquido es mayor con el antiguo sistema, mientras que con el nuevo sistema se nota que el enfriamiento es más homogéneo e incluso más rápido.

4.3.3 Simulación de puntos calientes.

Tabla 20. comparación de simulaciones de puntos calientes entre antiguos vs nuevos sistemas de colada y alimentación

Antiguo sistema de colada y alimentación	Nuevo sistema de colada y alimentación
	

Es cierto que, en esta simulación, los puntos calientes más significativamente grandes se generan con los nuevos sistemas de colada y alimentación, sin embargo, en el antiguo sistema presenta puntos calientes menores, pero más dispersos.

Este efecto se ve reflejado en las pruebas experimentales, ya que se encontraron rechupes donde se predijo con las simulaciones anteriores y que se analizarán en el siguiente capítulo.

4.4 Prueba experimental.

4.4.1 Área de Fusión.

Se realizaron dos coladas de esta pieza, la primera con el nombre clave de V300 y la segunda con la clave V299 y en este mismo orden fueron coladas.

De la prueba experimental se recabaron los datos importantes del proceso, entre los cuales están las temperaturas de trabajo, tiempos de llenado y pruebas mecánicas de arena. A continuación, se presenta dicha información en las Tablas 21 y 22 mientras que en la Tabla 23 se muestra la composición química final.

Tabla 21. Temperaturas significativas del proceso.

Temperatura de trabajo (°C)	Temperatura de colada (°C)
1602	1577

Tabla 22. Tiempos de llenado del molde y temperatura de vaciado de las pruebas experimentales.

Prueba	Tiempo de llenado (s)	Temperatura de colada (°C)
B.H. 1 (V300)	39.57	1577
B.H. 2 (V299)	52.57	1575

Tabla 23. Composición química final de la pieza.

Elementos de aleación	% Elemento	Elementos residuales	% Elemento residual
C	0.219	Cu	0.04
Mn	0.781	Ni	0.104
P	0.02	Cr	0.227
S	0.013	Mo	0.003
Si	0.502	Al	0.065

Observaciones:

En el momento de vaciar el metal líquido al molde de la pieza V300, se derramó un poco de material, ya que la tina de vaciado se llenó muy pronto y no hubo tiempo de reaccionar, además se presentó una fuga de metal líquido al costado del molde. Finalmente se controló la velocidad de flujo y la fuga de metal líquido y se obtuvo un molde completamente lleno.

Los tiempos de llenado fueron muy largos, esto debido a lo anteriormente dicho sobre las dimensiones de la tina de colada.

La fusión, ajuste de carga y colada tuvo una duración de 3 horas 40 minutos, se recomienda no exceder las 2 horas en todo este proceso para evitar el atrapamiento de nitrógeno e hidrogeno, aunque esta consideración puede llegar a ser difícil de cumplir.

Se propone aumentar las dimensiones de la tina de colada para pruebas posteriores.

4.4.2 Caracterización de la mezcla autofraguante.

Las siguientes propiedades de la mezcla en las Tablas 24 y 25 son las registradas del día en las que se fabricó el molde para las pruebas. La temperatura ambiente ese día fue de 23.1°C y la humedad relativa de 37%.

Arena Mezcla

- Resina 1.4%
- Catalizador 25%

Tabla 24. Propiedades de arena utilizadas para moldeo. Arena Mezcla.

Resistencia a la tensión [psi]	Dureza	Permeabilidad	% LOI
123.3	62.475	430	1.95
Finos		0.2%	

Arena Recuperada.

- Resina 1.1%
- Catalizador 20%

Tabla 25. Propiedades de arena utilizadas para moldeo. Arena recuperada.

Resistencia a la tensión [psi]	Dureza	Permeabilidad	% LOI
118.65	58.55	430	3.43
Finos		0.3%	

A pesar de la alta humedad relativa, las propiedades de las mezclas son óptimas, los valores de permeabilidad, dureza y resistencia a la tensión están dentro de la especificación de la empresa.

La única diferencia que se nota es la dureza del molde ya fabricado, teniendo así valores como los plasmados en la Tabla 26:

Tabla 26. Dureza superficial del molde.

Clave molde	Dureza
V300 (1 ^{er} Bearing housing)	50
V299 (2 ^{do} Bearing housing)	57

Ambas durezas están dentro de especificación y se tomaron sobre la superficie que tiene contacto con el metal líquido, en zonas donde no pudiese afectar significativamente la fabricación de la pieza. Es una diferencia pequeña, pero probablemente significativa dentro del proceso.

4.5 Control de calidad.

4.5.1 Inspección visual.

A continuación, se muestra evidencia fotográfica de los resultados de la prueba experimental que se hizo con los nuevos sistemas de colada y alimentación.

La calidad superficial de la pieza es regular a simple vista. Se encontraron varios defectos **superficiales**, la mayoría son “**pliegues**” ocasionados principalmente por la solidificación temprana en algunas zonas como se muestra en las Figuras 48 y 49.

A pesar de que la cantidad de pliegues es considerable, este defecto no es preocupante ya que al no ser pliegues profundos no afecta al funcionamiento de la pieza, solo afecta a la estética de la superficie.

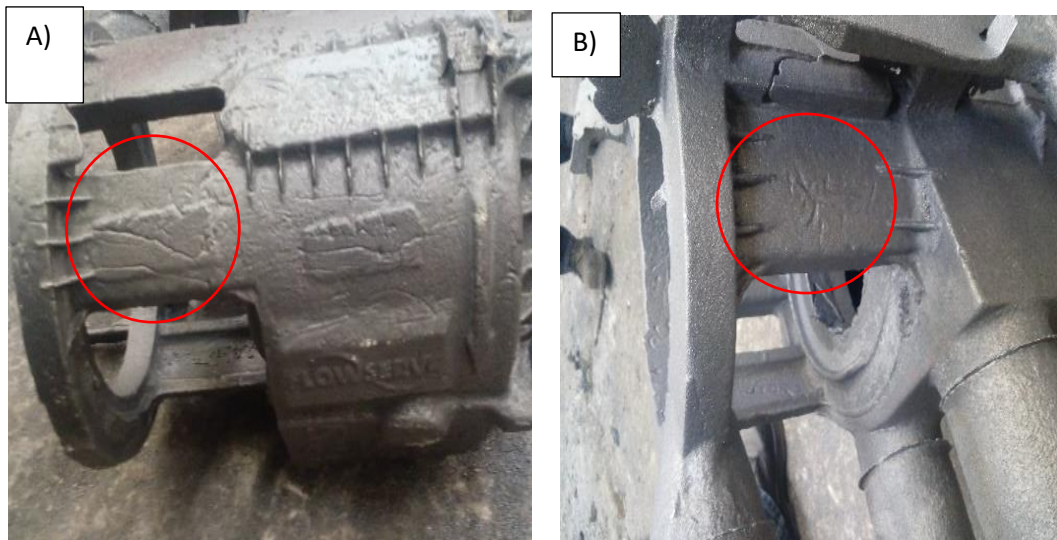


Figura 48. Pliegues superficiales, causados por material frío.



Figura 49. Pliegues superficiales, causados por material frío.

Además, se presentan problemas de porosidades, parece ser que fueron generadas por el mismo problema de metal frío y atrapamiento de escoria o inclusiones no metálicas, como se muestra en la Figura 50:



Figura 50. Evidencia de cavidades atrapamiento de inclusiones no metálicas (A) y por material frío (B y C).

El diseño de los corredores parece haber cumplido su función, ya que, en la parte superior de estos, bastantes inclusiones no metálicas quedaron atrapadas como se muestra en la Figura 51.



Figura 51. Atrapamiento de inclusiones en los corredores.

4.5.2 Líquidos penetrantes.

La prueba de líquidos penetrantes se realizó de la manera cotidiana. El líquido penetrante fue aplicado y se dejó actuar por 16 minutos, posteriormente la limpieza se hizo a chorro de agua y el secado con aire comprimido. El revelador se aplicó ya seca la pieza y se deja actuar por cerca de 3 minutos. Los resultados de dicha prueba se muestran a continuación, analizando las dos piezas (V300 y V299) por separado.

- Pieza V300.



Figura 52. Zonas de pliegues: A) del lado contrario al sistema de colada y B) sobre la corona.

Analizando las imágenes anteriores se puede ver que la pieza V300 fue la más afectada por la entrada de material frío. En la Figura 52 A) se aprecia que hay una zona donde los pliegues forman una cavidad significativa, sin embargo, también se puede observar que hay pliegues contiguos que son más superficiales ya que los líquidos no penetraron en ellos.

La zona de interior mostrada en la Figura 53 es más preocupante, ya que el pliegue es significativamente mayor, además de que por su posición es prácticamente imposible hacer reparación alguna debido a su difícil acceso.

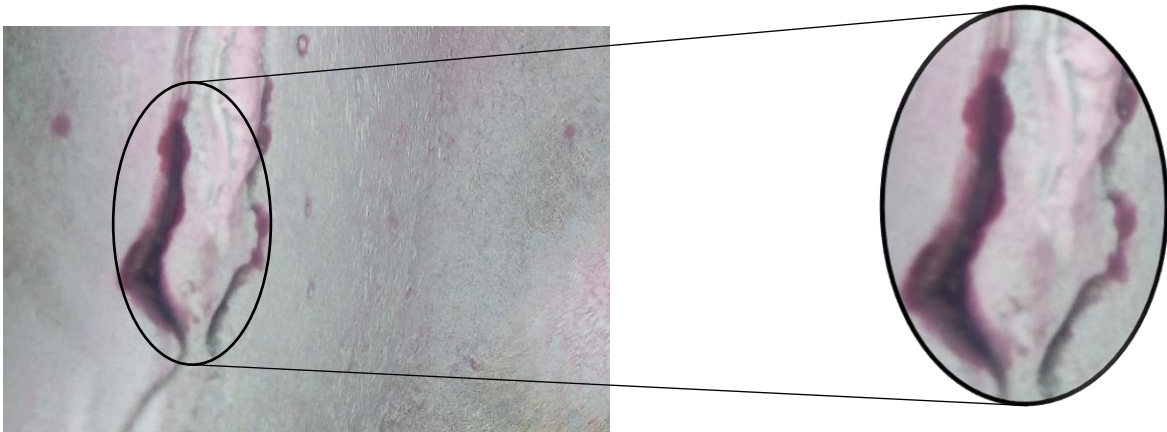


Figura 53. Pliegue en el interior de la pieza.

Ahora bien, esta pieza también fue la más afectada por inclusiones y porosidades. La Figura 54 muestra la zona lateral con más defectos por porosidad, esta parece no haber sido por arrastre de arena, más bien parecen ser por atrapamiento de gases.



Figura 54. Porosidades en el exterior.

En la Figura 55, también se observan porosidades e inclusiones solamente que estas son internas.

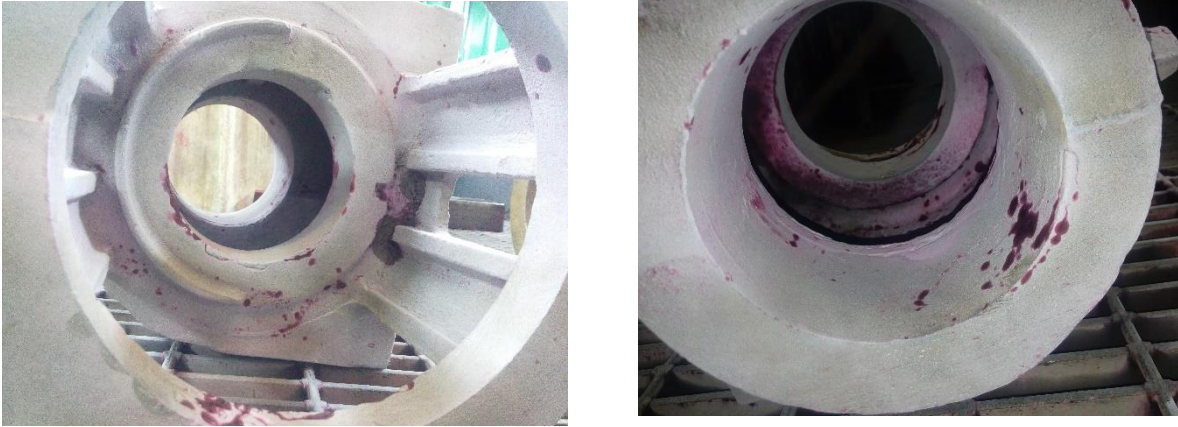


Figura 55. Porosidades en el exterior.

Hay múltiples motivos por las que se pueden generar este defecto, uno de ellos es la humedad en el molde. Si el molde se dejó a la intemperie con mala o nula protección es posible que se haya retenido cierto porcentaje de agua, la mala permeabilidad también es un factor, sin embargo, con los resultados plasmados en las *pruebas de arena* de la *sección B*), este factor puede ser descartado ya que los valores de permeabilidad están dentro de la especificación. El atrapamiento de otros gases como nitrógeno e hidrogeno es provocado por factores como el tiempo de permanencia en hornos del metal líquido y, finalmente, el diseño del sistema de colada también es un factor clave para evitar sopladuras, por lo que no hay que descartar las posibles mejoras que se le pueden hacer a éste.

Es importante recordar que, en el proceso, con esta pieza en especial hubo un derrame de metal líquido debido al colapso de una parte de molde en los respiradores, cabe la posibilidad de que la arena suelta debido a este accidente pudo haberse introducido al seno de la fundición. Relacionado con esto la fabricación del molde también es un factor

importante que considerar. A pesar de haber tenido buenas propiedades físicas de la mezcla, o haber tenido un buen control de las temperaturas de vaciado, si en la elaboración del molde no se presta atención a factores como la cantidad de pintura que se utiliza para recubrir corazones y superficies (la cual también aporta gases con el contacto con el metal) de nada sirve haber tenido un buen control del resto de las variables.

Dicho las consideraciones anteriores se procede a analizar la pieza V299, donde se tienen los resultados siguientes (Figura 56 y 57).

- Pieza V299.

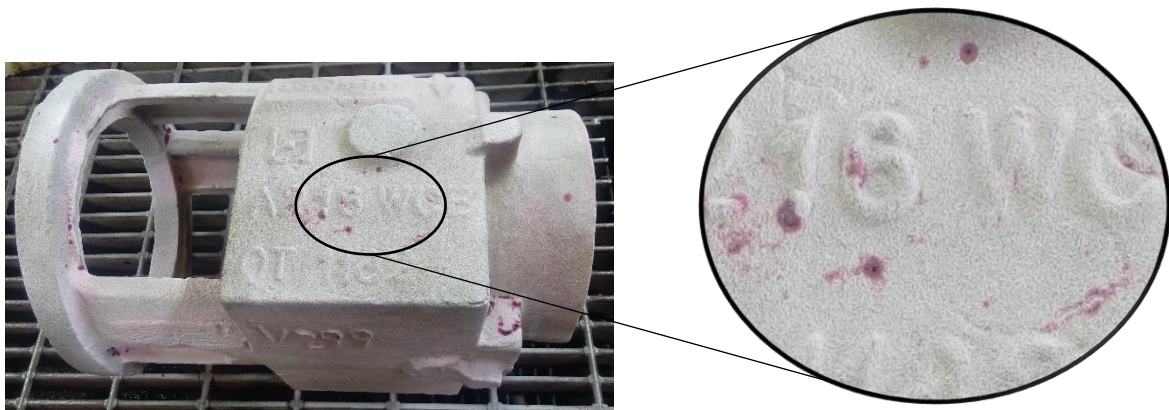


Figura 56. Superficie afectada por pliegues y porosidades.



Figura 57. Pliegue y porosidad en la parte trasera de la pieza.

Como se aprecia en la Figura 56 y la Figura 57, la pieza V299 fue significativamente menos afectada, pero eso no quita que aun tenga defectos. En las mismas figuras se observan porosidades en la superficie que parecen tener forma esférica, relacionada en la mayoría de los casos con gases. Adyacente se encuentra lo que parecen ser pliegues lo suficientemente profundos como para que el líquido penetre, consecuencia del material frío que solidifico antes en ciertas zonas.

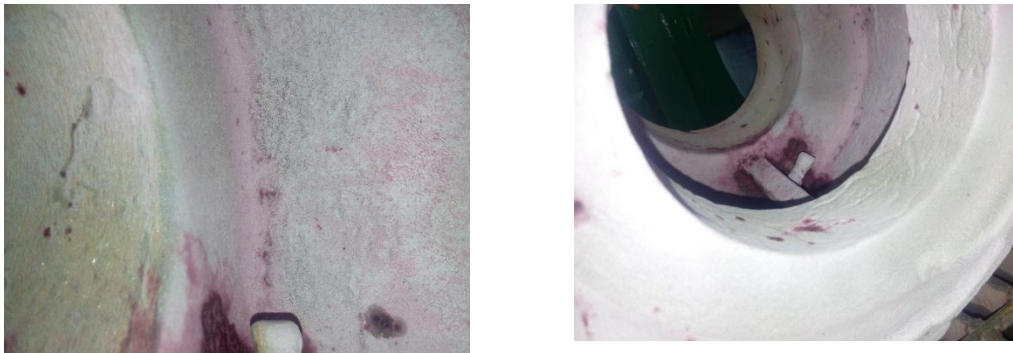


Figura 58. Zona de concentración de imperfecciones.

De igual manera se encuentran imperfecciones en el interior de la pieza en menor escala a comparación de la V300, pero sí existe una zona que fue crítica donde parece ser que la mayor parte de los defectos se concentraron. Si se analiza la zona de la pieza (Ver Figura 58) en donde se encuentra este defecto, se nota que es un cambio de sección muy drástico, por lo que se puede asociar con la formación de rechupes.

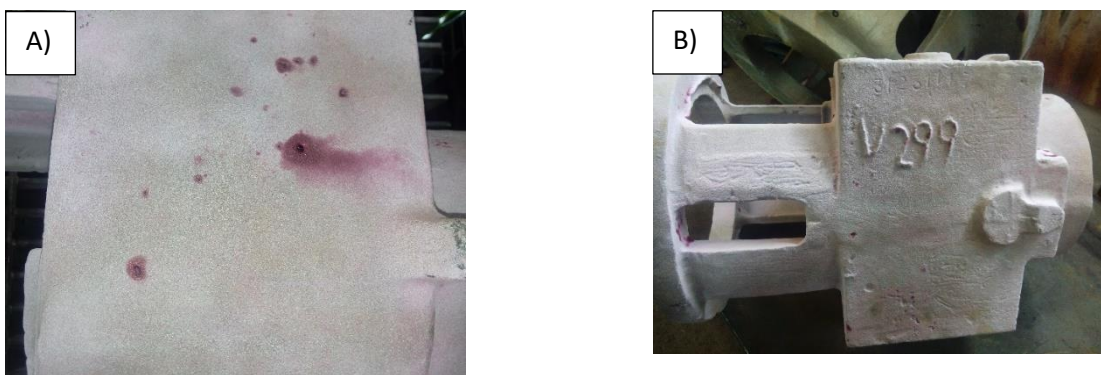


Figura 59. Porosidad en el lado opuesto al sistema de colada.

Del otro lado de la superficie se observa también la presencia de porosidades, pero en mucho menor proporción. Se aprecia una cavidad de tamaño significativo en la Figura 59 A) de geometría esférica, aunque es muy grande como para ser sopladura. Se tiene la idea de que podría ser un rechupe localizado.

Ahora bien, en la Tabla 27 y 28 se comparan los resultados obtenidos con los presentados en la parte A y algunas imágenes extra, que fueron aquellos que dieron pie para hacer un nuevo diseño de sistema de colada. Para esta comparación se contrastarán las ya mencionadas evidencias y las fotografías de la pieza experimental V299 ya que fue la que mejores resultados obtuvo.

Tabla 27. Comparación de resultados antiguo sistema de colada vs nuevo sistema de colada.

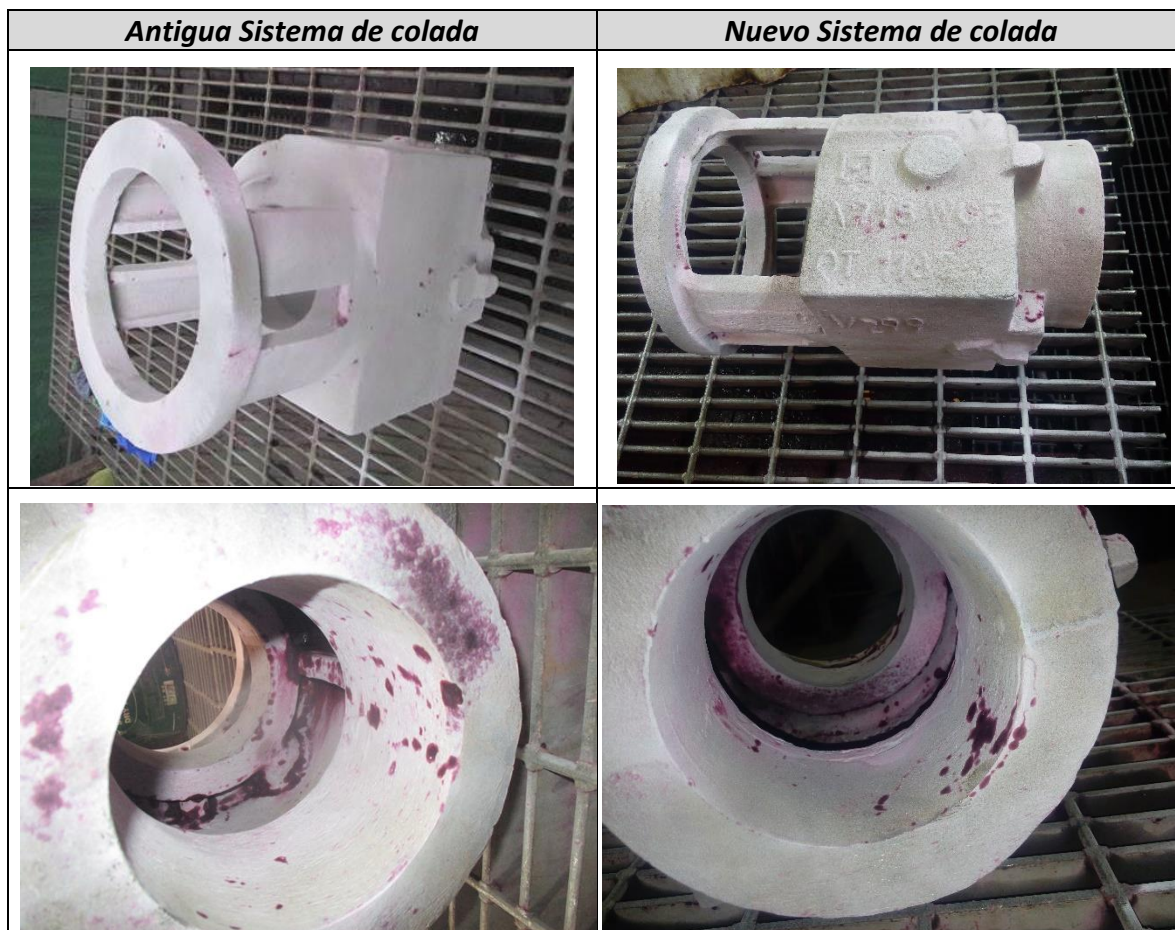
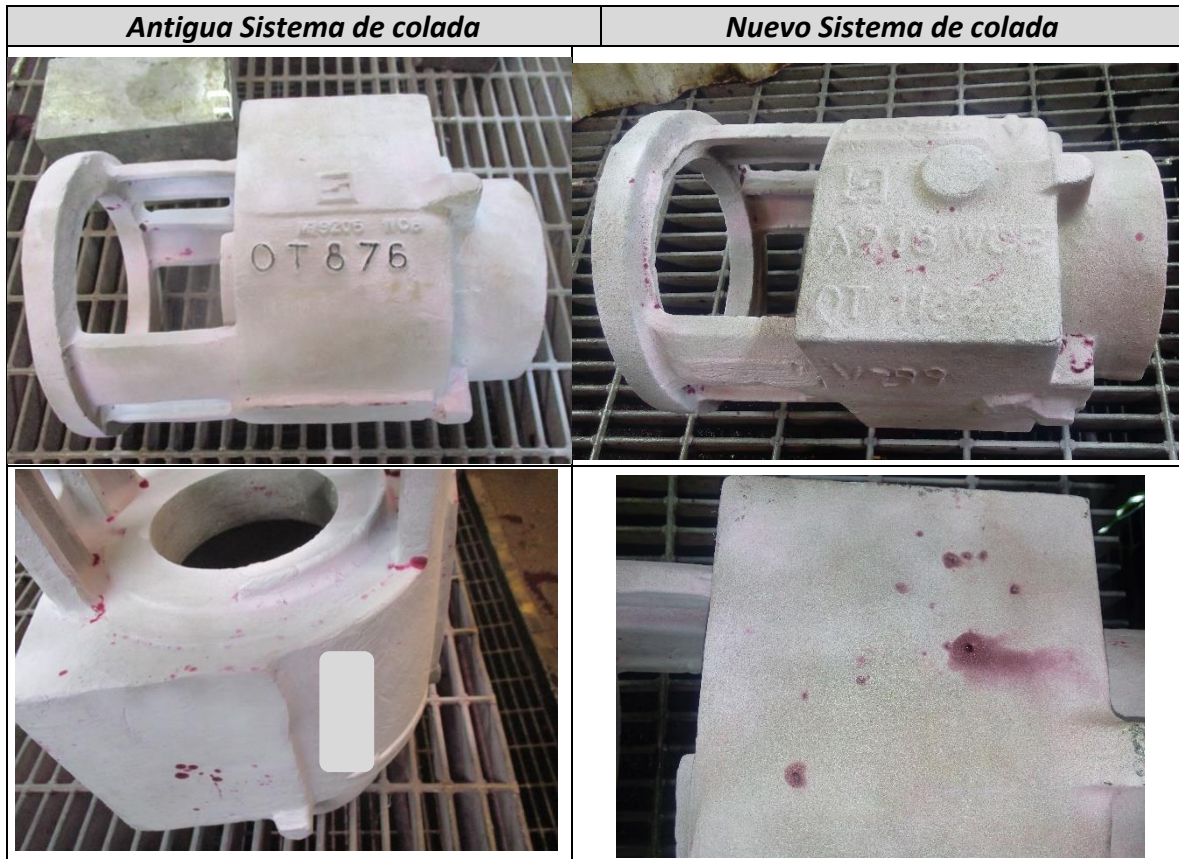


Tabla 28. Continuación de la comparación de resultados antiguo sistema de colada vs nuevo sistema de colada.



Se observa una mejora superficial, sin embargo, también se debe hacer un análisis con otros ensayos no destructivos para poder tener un mejor panorama de la calidad de la pieza.

4.5.3 Prueba de ultrasonido.

La prueba de ultrasonido se hace en la pieza metálica una vez que está limpia de revelador y líquidos penetrantes. El objetivo de esta prueba es identificar cavidades internas como rechupes localizados o material faltante, y se realiza con un equipo que emite ondas sonoras que al chocar con el metal sólido regresan a este y dan una lectura de la frecuencia. Cuando hay falta de material, evidentemente no habrá lectura por lo que se deduce que hay rechupes localizados en la pieza.

A continuación, se muestran los resultados de ultrasonido realizadas en las pruebas experimentales.

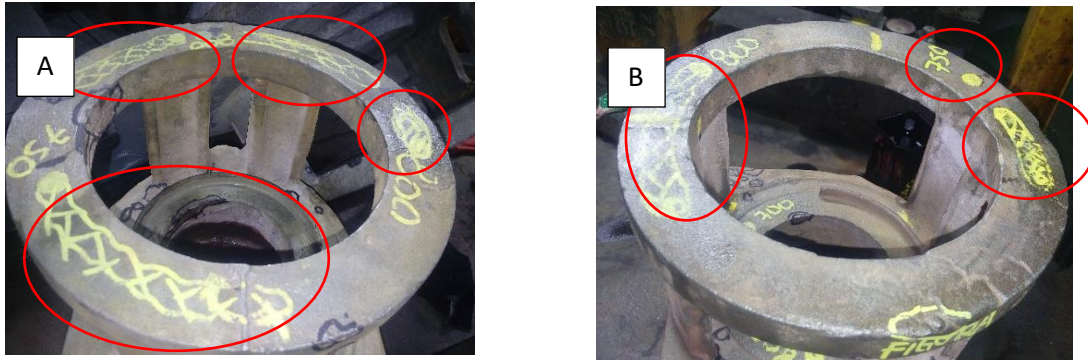


Figura 60. Identificación de zonas con cavidades internas. A) Pieza V300 y B) pieza V299.

Tanto en la pieza V300 como la V299 presentaron cavidades internas en la zona del anillo (módulo 1) tal como se aprecia en la Figura 60. Estos rechupes ubicados en el módulo 1 eran de esperarse debido a que la simulación de puntos calientes mostro cerca de estas zonas había probabilidades de encontrar dichos defectos, como se analizó en el capítulo 4, en la sección 4.3.3. Sin embargo, en la pieza V299 (derecha) las cavidades fueron menores a comparación de la V300; esto puede asociarse a la fuga de material cuando fue colada en el molde, causando la solidificación prematura de algunas zonas a pesar de haber llenado completamente el molde.

Debido a esto, al igual que con la técnica de líquidos penetrantes, solo se analizará la pieza V299 que es aquella que no presento problemas en el vaciado.

Como podemos ver en la siguiente Figura 61, hay presencia de rechupes internos que se encuentran en el costado de la pieza y que de la misma manera fueron predichos por la simulación. Son relativamente superficiales y pueden repararse con soldadura, a diferencia del próximo caso.



Figura 61. Localización de rechupe interno y cavidades superficiales por pliegues.

En la Figura 62 se aprecia un rechupe interno que es de difícil acceso y está a una profundidad considerable de 0.8 pulgadas de profundidad. Dadas sus características no es posible repararlo con soldadura.



Figura 62. Identificación de rechupe interno de difícil acceso.

La formación de este rechupe interno se puede asociar a la posición de los alimentadores. Aunque la teoría dice que la distancia de alimentación es de forma horizontal, parece ser que también hay que considerar alguna distancia vertical. Sin duda aún se pueden hacer mejoras en el sistema de colada que ayuden a disminuir mucho más los defectos ocasionados por el arrastre de arena, porosidades y demás.

Finalmente se puede decir que la eliminación de los defectos presentes no sólo depende de un nuevo diseño de sistema de colada o alimentación, es multifactorial por lo que se deben de cuidar variables como propiedades de la mezcla, tiempo de permanencia del metal en el horno, uso de trampas de escoria y demás accesorios, entre otros.

Capítulo 5. Conclusiones.

Las conclusiones a las que se llegaron en el presente trabajo son:

- El nuevo sistema de colada funciona, sin embargo, aún se podrían hacer ajustes para poder tener mejores resultados.
- La posición de los alimentadores no es la correcta.
- El tamaño de la tina de colada, junto con el diámetro de la bajada son demasiado pequeños. Esto provocó la generación de pliegues por metal frío.
- Las simulaciones resultan ser una herramienta esencial, ya que predijeron la generación de rechupes en ciertas zonas de la pieza.
- Como se vio en la comparación de simulaciones, el sistema de colada nuevo hace que el flujo metálico sea más uniforme, lo que hace que la generación de defectos sea significativamente menor

Capítulo 6. Propuesta de mejora.

Con base a los resultados analizados en el Capítulo 4, se propone una modificación en el sistema de alimentación, el cual consiste en colocar dos alimentadores laterales en el módulo 1, un alimentador lateral y otro superior en el módulo 3. Sin embargo, al no haber alimentadores disponibles con las dimensiones especificadas se considerarán las dimensiones de los alimentadores trabajados en la planta, tal y como se especificó en el Capítulo 4. Con respecto al alimentador del módulo 5, éste tendrá la misma posición y las mismas dimensiones que las dada en el capítulo antes mencionado.

En la Figura 63 se presenta el dibujo en 3D, donde se aprecia la distribución y colocación de los alimentadores.

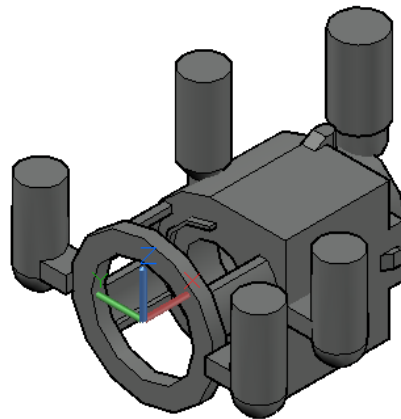


Figura 63. Propuesta de colocación de alimentadores.

Los siguientes esquemas de la Figura 64 muestran la colocación de los alimentadores y sus dimensiones.

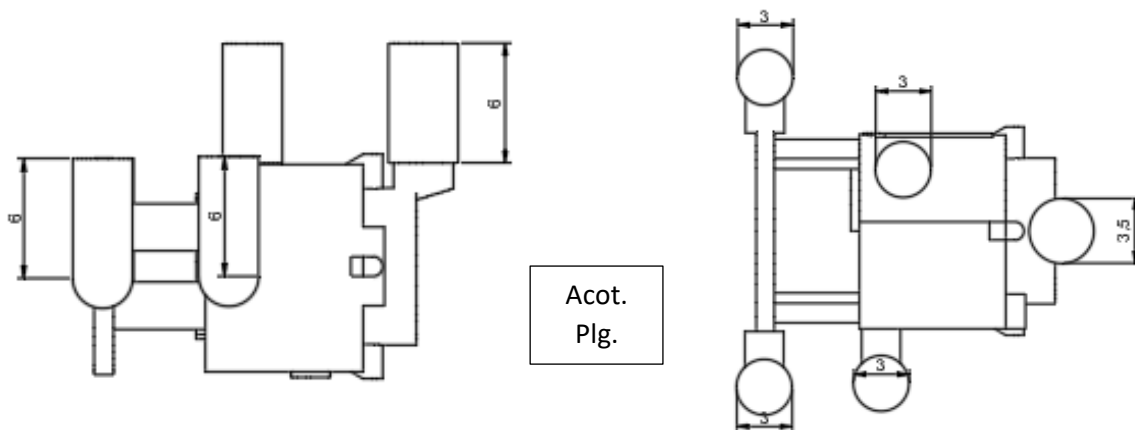


Figura 64. Esquemas de la colocacion y dimensiones de alimentadores.

Ahora bien, para promover un flujo mejor distribuido de metal líquido y un llenado más homogéneo del molde, se propone un sistema de colada que llene la pieza por ambos laterales.

A continuación, se presenta un esquema en las Figuras 65, 66 y 67 del sistema anteriormente descrito. Los cálculos para llegar a estas dimensiones se presentan en el Anexo A del presente trabajo.

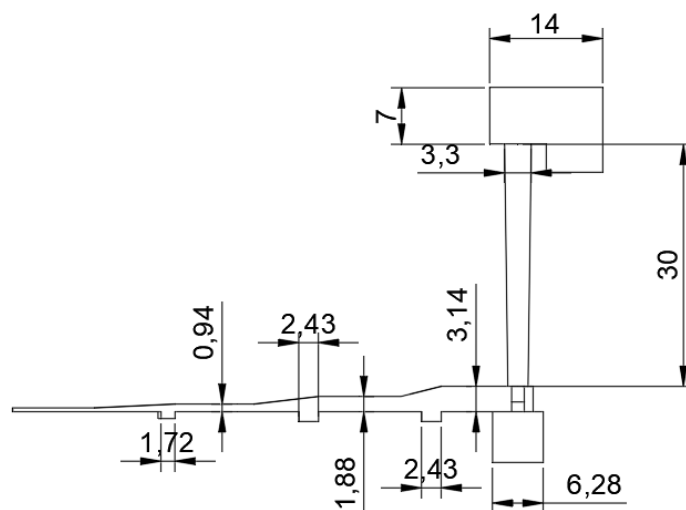


Figura 65. Esquema con dimensiones (cm) del sistema de colada propuesto. Vista lateral.

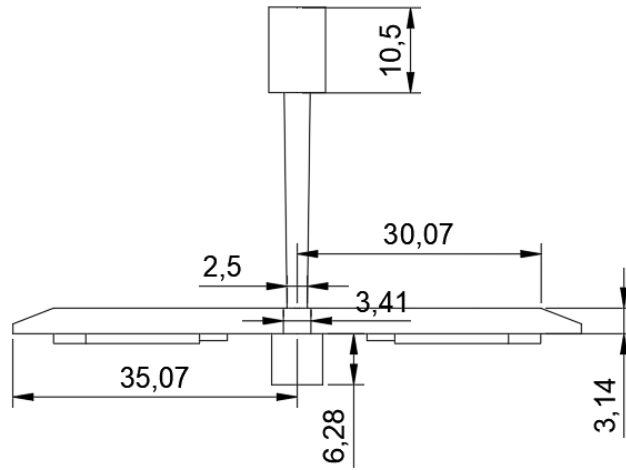


Figura 67. Esquema con dimensiones (cm) del sistema de colada propuesto. Vista trasera.

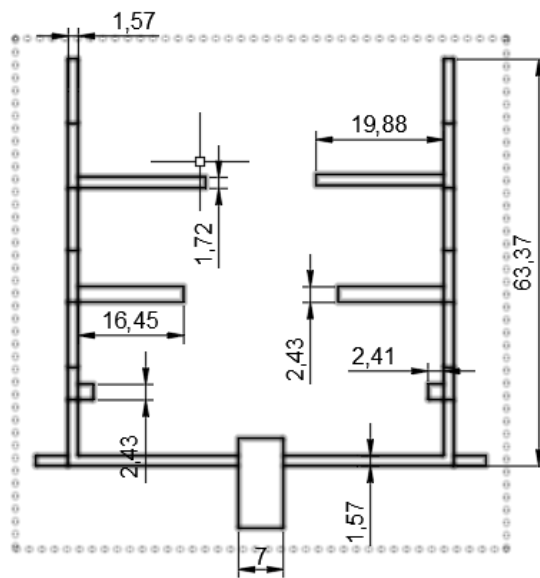


Figura 66. Esquema con dimensiones (cm) del sistema de colada propuesto. Vista superior.

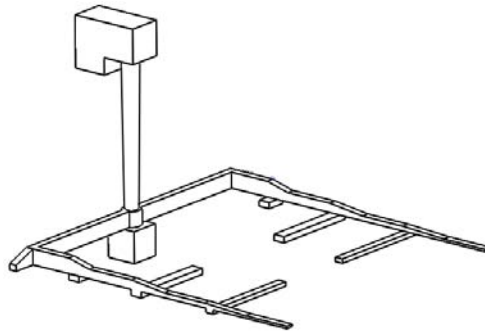


Figura 68. Esquema general del sistema de colada propuesto.

Finalmente, en la Figura 69, se presenta el esquema de ambos sistemas ensamblados.

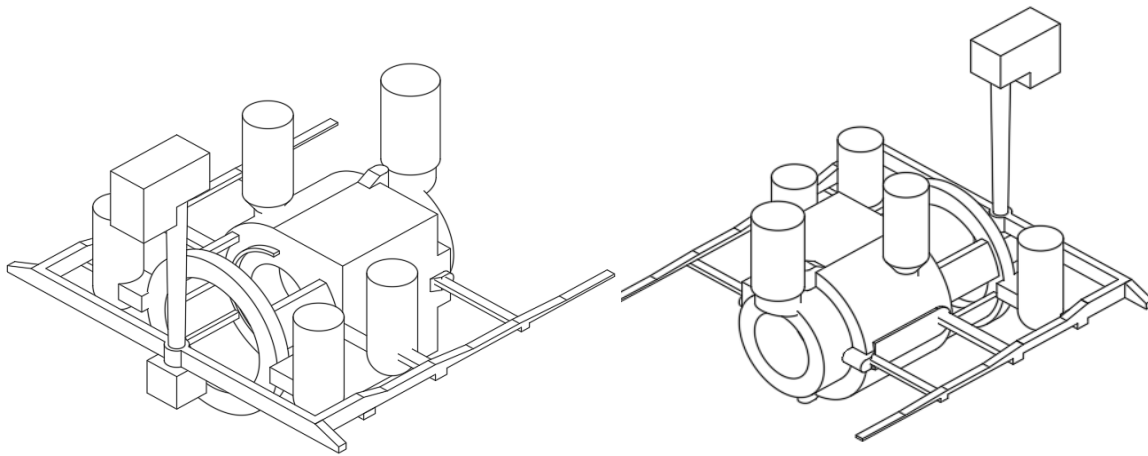


Figura 69. Esquema final de ambos sistemas (de alimentacion y de colada).

Bibliografía.

- [1] Campbell, J. (2011). "Complete Casting Handbook. Metal Casting Processes, Metallurgy, Techniques and Design". Editorial Elsevier. Inglaterra. Reino Unido.
- [2] ASM, I. (2009). "Casting Design and Performance" Vol 15. Editorial The Materials Information Society. Ohio, U.S.A.
- [3] Groover., M. P. (1997). "Fundamentos de Manufactura Moderna". Editorial Pearson. Lehigh. U.S.A.
- [4] Ballesteros, N. S. (2005). "Tecnología de Proceso y transformación de Materiales". Ediciones UPC. Barcelona, España.
- [5] Kalpakjan, Schmid. (2002.). "Manufactura, ingeniería y tecnología". Cuarta edición. Editorial Pearson educación. New Jersey, U.S.A.
- [6] Peinado, N. P. (2006). "Tecnología de los Metales y Procesos de Manufactura". Editorial UPC. Caracas, Venezuela.
- [7] Ranjan R., K. N. (2004). "Agent-based design framework for riser and gating design for sand casting". International Journal of Production Research, 4827-4847. India.
- [8] Alireza Modaresi, A. S. (2016). "Gating System Design and Simulation of Gray Iron Casting to Eliminate Oxide Layers Caused by Turbulence". Journal of Metalcasting, 328-339. U.S.A.
- [9] Sachin L. Nimbalkar y Rajenda S. Dalu. (2015). "Design Optimization of gating and feeding system through simulation technique for sand casting of wear plate". Elsevier, 39-42. India.
- [10] **Gómez García José Hiram. (2014). "Diseño de un sistema de alimentación para una pieza de acero empleando un software CFD". (Tesis de licenciatura). Universidad Nacional Autónoma de México. Facultad de química. México.**
- [11] Vaghasia Dólar. (2009). "Gating System Design Optimization for sand casting". (Tesis de maestría). Indian Institute of Technology Bombay. India.
- [12] <http://materias.fcyt.umss.edu.bo/tecno-II/PDF/cap-213.pdf>. [Fecha de consulta: sábado 21 de noviembre de 2017]
- [13] <http://es.calameo.com/read/00167975928134b38f45a>. [Fecha de consulta: viernes 13 de diciembre de 2017]
- [14] <http://www.ptolomeo.unam.mx:8080/xmlui/bitstream/handle/132.248.52.100/2548/05-MPM-Cap2-Final.pdf>. [Fecha de consulta: lunes 02 de enero de 2018]
- [15] Devaux Hubert M. (1984). "Traité pratique de masselottage des pièces moulées en sable". Editions Techniques des industries de la Fonderie. Paris, Francia.

Recomendaciones.

- La calidad de la mezcla, en general, parece ser la adecuada ya que se cuentan con buenas propiedades mecánicas necesarias para hacer un buen molde de acuerdo con las pruebas de laboratorio, sin embargo, la producción de éstos debe de ser más cuidadosa en cuanto a la distribución homogénea sobre toda la placa modelo. La compactación de la mezcla debería de ser homogénea en todas partes y no solo donde los trabajadores se posicionen. Cuidar que el flujo de resina y catalizador sean los adecuados ya que si no es así no se tendrían las propiedades deseadas en todo el molde y habría variaciones que pueden provocar la erosión. Tener cuidado en la aplicación de la pintura refractaria, ya que en ocasiones se colocaba en exceso o no se consumía el alcohol de manera inmediata, lo que puede provocar que exista otra fuente de gases. Para tener un contexto más amplio sobre las propiedades de la mezcla con relación a la elaboración de este proyecto, préstese un momento a analizar las observaciones con respecto al estudio de **arenas, plasmado en el apartado "Observaciones.**
- De ser posible, se recomienda que el tiempo de permanecía del metal líquido en el horno sea igual o menor a dos horas, o bien, en el menor tiempo posible. Debido a que la composición química no es un factor sujeto a cambios, no se hace un análisis detallado sobre el efecto de la composición química para la generación de defectos.
- Aun se tienen ideas que se pueden implementar para mejorar el sistema de colada y alimentación para así poder reducir con mayor impacto los defectos presentados.

Observaciones.

Estudio de la mezcla para Autofraguante.

En FYMSSSA, el proceso de moldeo que se utiliza es de resina autofraguante, que consiste en mezclar arena, tanto nueva como recuperada, con un porcentaje resina y catalizador para su endurecimiento.

Actualmente la relación arena nueva: arena recuperada con la que se trabaja es de 70-30 (en porcentaje) y así ha sido desde aproximadamente tres años, esto se debe a que se tienen registros sobre esta proporción y se obtienen propiedades mecánicas aceptables de acuerdo con sus especificaciones. Cada día se hace un registro de las propiedades de la mezcla, así como su granulometría y también se tiene un control mensual sobre dichos datos. A continuación, en la Tabla 29 y 30, se presentan los promedios de los meses de agosto y septiembre de 2017 con los datos antes mencionados. Evidentemente, la empresa tiene un registro con mucho más detalle y control estadístico, y es difícil que lo proporcionen.

Tabla 29. Promedios de propiedades de arenas de los meses Agosto Septiembre de 2017. Arena Mezcla.

Mezcla (arena nueva 70% -30% arena recuperada)				
Propiedad	Valor Óptimo	Promedio Agosto	Promedio Septiembre	Desv. Estándar.
Permeabilidad	420	416.09	399	12.08
Dureza	50	54.58	53.16	1.004
Resistencia a la tensión [psi]	75	111.63	100.1	8.152
%L.O.I.	2	1.9487	1.908	0.0002
%Finos	0.5	0.113	0.315	0.222

Tabla 30. Promedios de propiedades de arenas de los meses Agosto-Septiembre de 2017. Arena Recuperada.

Arena recuperada				
Propiedad	Valor Óptimo	Promedio Agosto	Promedio Septiembre	Desv. Estándar.
Permeabilidad	420	421.3	408.5	9.051
Dureza	60	57.3	56.99	0.219
Resistencia a la tensión [psi]	85	113.45	109.83	2.559
% L.O.I.	3	3.2552	3.345	0.063
%Finos	0.5	0.113	0.2	0.061

Al igual que la proporción mezcla-recuperada, las cantidades de resina y catalizador no se han modificado para nada, teniendo un porcentaje de resina de 1.4% con respecto a la mezcla y 25% de catalizador con respecto a la resina. Se han hecho pruebas y no se encontraron mejoras al cambiar esta relación, por lo que sigue y seguirá siendo la relación utilizada, lo único que varía en este punto es tipo de catalizador, teniendo **así catalizador "rápido" y catalizador "lento"**. El catalizador lento es usado cada vez que el clima es favorable en condiciones atmosféricas, es decir, baja humedad y temperaturas cercanas a los 26°C, este catalizador contiene un porcentaje de humedad mayor con respecto al catalizador rápido, el cual se usa cuando el clima es húmedo y/o frío. A continuación, se presentan las hojas técnicas de la resina y del catalizador rápido únicamente (figuras 70 y 71), ya que la del catalizador lento no fue proporcionada por el proveedor.



FOUNDRY PRODUCTS: Procurement Data Sheet



PRODUCT: FURAN NO BAKE RESIN SYSTEM NB 250 Ultra

HIGH HOT STRENGTH, LOW NITROGEN CONTENT, GOOD RELEASE, FURAN RESIN

DESCRIPTION

A high furfuryl alcohol furan resin, clear and brown in colour with less than 0.25% nitrogen content. Very low odour resin. Contains a small amount of plasticizing modifiers to help the mold release as well as a thru-cure agent. Excellent for large and medium sized molds.

FIELD OF APPLICATION

Cores and molds for steel and iron castings. It is particularly suitable for use with reclaimed foundry sands. Exceptionally good performance for very large, thick and heavy section castings. Exhibits superior thru-cure properties which makes it an excellent resin for core making operations.

PHYSICAL AND CHEMICAL SPECIFICATIONS **

Specific Gravity @ 25°C	1.120 - 1.165 kg/l	pH @ 25°C	5.5 - 8.0
Refractive Index @ 25°C	1.4810 - 1.5030	Water Content	4 max
Viscosity @ 25°C	50 cps. max.	% Nitrogen (calculated)	0.25 max

** Values will be reported on Certificate of Analysis

In addition, every 5th lot number will be tested by analysis for actual Nitrogen content and the values submitted to Acerlan.

SAFETY MEASURES

Resin and catalyst are to come in contact only in the presence of sand; without the sand a violent reaction takes place. Never mix resin and catalyst alone. Never store resins in containers that have stored catalysts or other acids and vice versa. It is recommended that the sand/catalyst/resin mixture be handled using rubber gloves to avoid loss of natural oils in the skin. Refer to MSDS for further information.

METHOD OF APPLICATION

It is generally used at 0.9 – 1.1% based on sand. Levels of 0.8 % are obtained in foundries with good sand control. When using cold or new sand, levels of 1.2% may be necessary. Hardening is obtained with one of the following Mancuso Chemicals Limited catalysts:

- Catasol H6PM for slow and long bench life conditions
- Catasol H60 for normal hardening.
- Catasol TMS0 or XSA for rapid hardening or in winter.

SHELF LIFE Good for at least twelve months if not stored in direct sunlight.

ALWAYS READ AND FOLLOW THE DIRECTIONS CONTAINED ON THE LABEL AND MATERIAL SAFETY DATA SHEET BEFORE USE.

** The information presented, while not guaranteed, it is to the best of our knowledge true and accurate. No warranty or guarantee, express or implied, is made regarding the performance or stability of any product, since the manner of use and conditions of storage and handling are beyond our control. No suggestions for product use are intended as and nothing herein shall be construed as a recommendation to infringe any existing patents or to violate any government laws.

MANCUSO CHEMICALS LIMITED, 5725 Progress St., Niagara Falls ON Canada L2E 6X8
www.mancusochemicals.com MPDS NB250 Ultra v1 Jan 09, 2013



Purchase Specification

Figura 70. Ficha técnica de la resina furánica utilizada.



Prop 20



FOUNDRY PRODUCTS: Technical Data Sheet

PRODUCT: CATASOL H60/TSA

TOLUENE SULPHONIC ACID CATALYST FOR HIGH FA CONTENT RESINS OR HOT SAND

Technical Data

DESCRIPTION:

A light yellow liquid, clear, very fluid and made up of toluene sulfonic acids and water. It obtains very high strengths when used with high content FA resins without using sulphuric acid to achieve the through cure. This results in diminished casting defects due to sulphur contamination. This product is manufactured at our Niagara Falls, Ontario facility and is exported to over 12 countries. This catalyst is recommended with all the 'no-bake' resins (with a furan and/or resol no-bake). It can be used with any type of mixer, continuous or batch type. This catalyst is also excellent for Mancuso Chemicals Limited furan modified resins such as NB 159-4 / NB 047 / NB 189 and the highly modified resins such as NB 030. Also it performs well when used with hot sand or in hot weather.

CHEMICAL & PHYSICAL PROPERTIES:**

TSA Content	60.0 – 63.0 % Typical
Viscosity @ 25 °C	0.3 Poise
pH @ 25 °C.	<1.0
Free Sulphuric Acid	0.95 % max (0.7 typical)
Water	39% max.
Nitrogen	0

METHOD OF APPLICATION:

Used in variable quantities ranging from 20% to 40% of resin weight, depending on the desired setting time. The quantity of the catalyst needed is influenced by sand type, quantity of resin, temperature and relative humidity

SHELF LIFE:

Must be stored in polylined containers. Not to be stored at temperatures below 5 °C. Minimum: Three year shelf life. Below freezing point, crystals may form in the product, if stored in cold temperatures.

SAFETY MEASURES:

It is a strong acid and therefore, all precautions for handling these materials must be taken (safety glasses and rubber gloves when transferring and using). The product must come in contact with the resin only in the presence of sand, where a violent reaction takes place. Never mix the catalyst and resin alone. Refer to MSDS for further information.

PRODUCT AVAILABLE IN PAILS, DRUMS, TOTES AND BULK

BEFORE USE, ALWAYS READ AND FOLLOW THE DIRECTIONS CONTAINED ON THE LABEL, AND MATERIAL SAFETY DATA SHEET.

** The information presented, while not guaranteed, is to the best of our knowledge true and accurate. No warranty or guarantee, express or implied, is made regarding the performance or stability of any product, since the manner of use and conditions of storage and handling are beyond our control. No suggestions for product use are intended as and nothing herein shall be construed as a recommendation to infringe any existing patents or to violate any government laws.

MANCUSO CHEMICALS LIMITED
5725 Progress St.
Niagara Falls, Ont.
Canada L2E 6X8
www.mancusochemicals.com

MTDS Catasol H60 v2 April 13, 2012



FOUNDRY – COATINGS – STEEL MILL - SULPHONIC ACIDS - PSA
TOMORROW'S GREEN CHEMISTRY, TODAY

Figura 71. Ficha técnica del catalizador rápido utilizada.

Uno de los procedimientos finales del moldeo, antes del ensamble de moldes es colocar una capa de pintura en la superficie del molde que tendrá contacto con el metal líquido. Esta pintura es de óxido de zirconio y es base alcohol isopropílico. Los trabajadores la aplican homogéneamente dos veces y al terminar de pintarla prenden fuego para que el alcohol se evapore y la pintura se adhiera perfectamente

Notas:

La arena utilizada para el moldeo, tanto de mezcla como recuperada, tiene buenas propiedades mecánicas, no es necesario cambiar los porcentajes de resina y catalizador por la misma causa.

De la forma del procedimiento que se ha observado, se pueden decir varias cosas. La primera es la forma de compactar la arena, esta es manual hecha por los trabajadores, es probable que en algunas zonas la arena este más compacta que en otras, lo que puede causar diferencias en las propiedades y desprendimiento de arena.

El clima es un factor crucial, los últimos días ha sido muy lluvioso y sin **embargo también es caluroso, provocando el famoso "bochorno"**. Los moldes se preparan con anticipación de 1 a 2 días, por lo que en ese tiempo es muy probable que el molde absorba humedad del ambiente, teniendo así una caída de propiedades. De la mano con esto, el tiempo de fraguado que se le da a los moldes y corazones a veces no es el óptimo simplemente porque el clima no lo permite. A pesar de esto no se le ha dado una solución que puede ser tan simple como meter los moldes a un horno a baja temperatura y por poco más de media hora; sin duda este procedimiento puede ayudar mucho a un mejor control de calidad.

Finalmente, la colocación de pintura también es crucial. esta se tiene que adherir en menos de 1 minuto, lo cual es imposible por el tamaño de los

moldes y corazones, sin embargo, se ha propuesto que se seccionen por partes y se pinte poco a poco, de manera que cuando se termine de pintar una zona antes de un minuto se le prenda fuego para que inmediatamente se adhiera y así no permita tan fácilmente la absorción de humedad. También hay que checar la forma de pintar. Generalmente los trabajadores hacen un buen trabajo al dejar la superficie homogénea y lisa, pero hay muchas otras veces en las que, debido a la geometría de la pieza hay secciones de muy difícil acceso con la brocha que se utiliza, por lo que se acude al aire comprimido para poder conducir la pintura a estas zonas. El problema se encuentra al ver que el aire comprimido no va seco la mayor parte del tiempo, regularmente también expulsa rocío de agua la buena práctica de purgar las bombas de aire no se ha implementado aún. A continuación, se presenta la hoja técnica de la pintura utilizada (figura 72).

	SAFETY DATA SHEET	Page : 1
		Revised edition no : 1
		Date : 24 / 12 / 2009
		Supersedes : 0 / 0 / 0
RISA5100		RISA5100

1 IDENTIFICATION OF THE SUBSTANCE/PREPARATION AND OF THE COMPANY/UNDERTAKING

Identification of the product : Pasta.
 Trade name : FQH500
 Use : Industrial.
 Company identification : Shengquan Group
 Diaozhen Industrial Development zone
 Zhangqiu - Jinan 250204 CHINA
 Tel: +86-531-8370011

 Emergency phone nr
 Name and function of the responsible person : Mrs. Tang Hui QC Manager e-mail: tanghui@shengquan.com

2 HAZARDS IDENTIFICATION

Risk Phrases : Irritating to eyes.
 Dangerous product : In use, may form flammable vapour-air mixture.
 Symptoms relating to use
 - Inhalation : Cough, Sore throat.
 - Skin contact : Redness, pain.
 - Eye contact : Redness, pain, blurred vision.
 - Ingestion : Abdominal pain, nausea.

3 COMPOSITION/INFORMATION ON INGREDIENTS

Components : This product is hazardous.

Substance name	Content	CAS No.	EC No.	Annex VI	Rh/REACH	Classification
Etanol	between 20 and 25 %	67-175	222-59-2	EG 003-003	---	F+BT
Water	between 1 and 2 %	7732-18-2	201-201-2	---	REACH	
Acid Phosph.	between 70 and 75 %	1314-92-7	---	---	---	

4 FIRST AID MEASURES

First aid measures
 - Inhalation : Remove victim to fresh air. Allow the victim to rest. Inhalation of vapour can cause breathing difficulties. Obtain medical attention.
 - Skin contact : Wash skin with mild soap and water. Seek medical attention if ill effect or irritation develops.
 - Eye contact : Rinse immediately with plenty of water. Obtain medical attention if pain, blinking, tears or redness persist.
 - Ingestion : Rinse mouth. Seek medical advice.

5 FIRE-FIGHTING MEASURES

Flammable class : This product is flammable.
 Specific hazards : May form flammable/explosive vapour-air mixture.
 Prevention : No naked lights. No smoking.
 Extinguishing media : Foam, Dry powder, Carbon dioxide (CO2), AFFF.
 Protection against fire : Do not enter fire area without proper protective equipment, including respiratory protection.

Shengquan Group In case of emergency : Please call anytime 1-800-535-5003 or 1-352-323-3500.
 Diaozhen Industrial Development Zone Zhangqiu - Jinan 250204 CHINA
 Tel : +86-531-8370011

Figura 72. Ficha técnica de la pintura refractaria utilizada.

Anexo A. Diseño de alimentadores

En el presente anexo, se muestran los cálculos para el diseño de alimentadores por el método de Chvorinov y Adams/Taylor, maneando una relación H/D de 1.5.

Método Adams & Taylor

$$\frac{H}{D} = 1.5 ; H = \frac{3}{2}D$$

Se calcula el módulo del alimentador de la siguiente manera:

$$V = \frac{\pi}{4}D^2H = \frac{\pi}{4}D^2\left(\frac{3D}{2}\right) = \frac{3\pi}{8}D^3$$
$$A = \frac{2\pi}{4}D^2 + \pi DH = \frac{2\pi}{4}D^2 + \pi D\left(\frac{3D}{2}\right) = \frac{\pi}{2}D^2 + \left(\frac{3\pi}{2}D^2\right) = 2\pi D^2$$
$$\frac{V}{A} = \frac{\frac{3\pi}{8}D^3}{2\pi D^2} = \frac{3}{16}D = M_{SA}$$

- *Ms1 (1 alimentador superior).*

$$\frac{3D}{16} = \frac{(0.781 \text{ cm})(0.4489) + (0.03) \frac{(709.1 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3)}{2\pi D^2}}{1 - 0.03}$$

$$\frac{3D}{16} = 0.361 + \frac{4.52}{D^2} ; \quad D = 1.928 + \frac{24.106}{D^2}$$

$$D^3 - 1.928 - 24.106 = 0$$

$$D = 3.69 \text{ cm} \quad \& \quad H = 5.54 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{3.69 \text{ cm}}{3} = 1.23 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 1.23 \text{ cm} + 0.2(3.69 \text{ cm}) = 1.97 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{Dn}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{Dn}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (3.69 \text{ cm})^2 (5.54 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3} (3.69 \text{ cm}) \left[\left(\frac{5.54}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{1.97}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{3.69}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{2.45}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 67.16 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K' \beta V_p \quad (\text{Ec 5, Cap. 1})$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(709.1 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 55.12 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal.

- *Ms3 (2 alimentadores superiores).*

$$\frac{3D}{16} = \frac{(1.073 \text{ cm})(0.4489) + (0.03) \frac{(2330.73 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3 + 649.86 \text{ cm}^3)}{2(2\pi D^2)}}{1 - 0.03}$$

$$\frac{3D}{16} = 0.497 + \frac{7.851}{D^2} \quad ; \quad D = 2.648 + \frac{41.874}{D^2}$$

$$D^3 - 2.648 - 41.874 = 0$$

$$D = 4.61 \text{ cm} \quad \& \quad H = 6.91 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{4.61 \text{ cm}}{3} = 1.54 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 1.54 \text{ cm} + 0.2(4.61 \text{ cm}) = 2.46 \text{ cm}$$

Teniendo así un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{Dn}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{Dn}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4}(4.61 \text{ cm})^2(6.91 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3}(1.54 \text{ cm}) \left[\left(\frac{4.61}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{2.46}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{4.61}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{2.46}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 130.96 \text{ cm}^3 \times 2 \text{ alimentadores} = 261.92 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K'\beta V_p$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(2330.73 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3 + 649.5 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 191.41 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de estos alimentadores si cubrirán la demanda de metal.

- Ms5 (1 alimentador superior).

$$\frac{3D}{16} = \frac{(1.272 \text{ cm})(0.4489) + (0.03) \frac{(2515 \text{ cm}^3 + 649.86 \text{ cm}^3)}{2\pi D^2}}{1 - 0.03}$$

$$\frac{3D}{16} = 0.589 + \frac{15.578}{D^2} \quad ; \quad D = 3.532 + \frac{83.085}{D^2}$$

$$D^3 - 3.532 - 83.085 = 0$$

$$D = 5.91 \text{ cm} \quad \& \quad H = 8.86 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{5.91 \text{ cm}}{3} = 1.97 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 1.97 \text{ cm} + 0.2(5.94 \text{ cm}) = 3.15 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{D_n}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{D_n}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4}(5.91 \text{ cm})^2(8.86 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3}(1.97 \text{ cm}) \left[\left(\frac{5.91}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{3.15}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{5.91}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{3.15}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 275.93 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K'\beta V_p$$

Donde $k'=3$

$$V_{MD} = (3)(0.03)(2515 \text{ cm}^3 + 649.86)$$

$$V_{MD} = 284.84 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal.

Método Chvorinov.

$$\frac{H}{D} = 1.5 ; \quad H = 1.5D$$

- *Ms1 (1 alimentador superior).*

$$\frac{3D}{16} = 0.91(0.781 \text{ cm}) \quad D = \frac{0.91(16)(0.781 \text{ cm})}{3}$$

$$D = 3.79 \text{ cm} \quad H = 5.68 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{3.79 \text{ cm}}{3} = 1.26 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 1.26 \text{ cm} + 0.2(3.79 \text{ cm}) = 2.02 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4}D^2H + \frac{\pi}{3}L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{D_n}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{D_n}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4}(3.79 \text{ cm})^2(5.68 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3}(1.26 \text{ cm}) \left[\left(\frac{3.79}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{2.02}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{3.79}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{2.02}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 72.77 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K'\beta V_p \text{ (Ec 5, Cap. 1)}$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(709.1 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 55.12 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal necesario para compensar la contracción.

- *Ms3 (2 alimentadores superiores).*

$$\frac{3D}{16} = 0.91(1.073 \text{ cm}) \quad D = \frac{0.91(16)(1.073 \text{ cm})}{3}$$

$$D = 5.21 \text{ cm} \quad H = 7.81 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{5.21 \text{ cm}}{3} = 1.74 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 1.74 \text{ cm} + 0.2(5.21 \text{ cm}) = 2.78 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{Dn}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{Dn}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (5.21 \text{ cm})^2 (7.81 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3} (1.74 \text{ cm}) \left[\left(\frac{5.21}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{2.78}{2} \text{ cm} \right)^2 + \left(\frac{5.21}{2} \text{ cm} \right) \left(\frac{2.78}{2} \text{ cm} \right) \right]$$

$$V_A = 189.04 \text{ cm}^3 \times 2 \text{ alimentadores} = 378.08 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K'\beta V_p \text{ (Ec 5, Cap. 1)}$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(2330.73 \text{ cm}^3 + 209.515 \text{ cm}^3 + 649.86 \text{ cm}^3)$$

$$V_{MD} = 191.41 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal necesario para compensar la contracción.

- Ms5 (1 alimentador superior).

$$\frac{3D}{16} = 0.91(1.272 \text{ cm}) \quad D = \frac{0.91(16)(1.272 \text{ cm})}{3}$$

$$D = 6.17 \text{ cm} \quad H = 9.26 \text{ cm}$$

Si se calculan las dimensiones de cuello se obtienen los siguientes resultados:

$$L_n = \frac{D}{3} \quad L_n = \frac{6.17 \text{ cm}}{3} = 2.06 \text{ cm}$$

$$D_n = L_n + 0.2D \quad D_n = 2.06 \text{ cm} + 0.2(6.17 \text{ cm}) = 3.3 \text{ cm}$$

Teniendo un volumen igual a:

$$V_A = \frac{\pi}{4} D^2 H + \frac{\pi}{3} L_n \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{D_n}{2} \right)^2 + \left(\frac{D}{2} \right) \left(\frac{D_n}{2} \right) \right]$$

$$V_A = \frac{\pi}{4} (6.17 \text{ cm})^2 (9.26 \text{ cm}) + \frac{\pi}{3} (2.06 \text{ cm}) \left[\left(\frac{6.17 \text{ cm}}{2} \right)^2 + \left(\frac{3.3 \text{ cm}}{2} \right)^2 + \left(\frac{6.17 \text{ cm}}{2} \right) \left(\frac{3.3 \text{ cm}}{2} \right) \right]$$

$$V_A = 313.98 \text{ cm}^3$$

Calculando el volumen demandado por el módulo:

$$V_{MD} = K' \beta V_p$$

Donde $k'=2$

$$V_{MD} = (2)(0.03)(2515 \text{ cm}^3 + 649.86)$$

$$V_{MD} = 189.89 \text{ cm}^3$$

Por lo tanto, las dimensiones de este alimentador si cubrirá la demanda de metal necesario para compensar la contracción.

Anexo B. Diseño de sistema de colada

En el presente anexo se muestran los cálculos realizados para el sistema de colada propuestos, considerando el método de Chvorinov y de Adams & Taylor, presentándose únicamente la relación $H/D=1.5$ de este último.

Adams y Taylor.

Relación $H/D = 1.5$

❖ Cálculo de la masa total de la pieza.

$$V_{AM1} = 67.16 \text{ cm}^3 \quad V_{AM3} = 261.92 \text{ cm}^3 \quad V_{AM5} = 275.93 \text{ cm}^3$$

$$V_{BH} = 7302.24 \text{ cm}^3$$

$$V_T = (67.16 + 261.92 + 275.93 + 7302.24) \text{ cm}^3 = 7907.25 \text{ cm}^3$$

Masa total. Se calcula multiplicando el volumen total por la densidad de la aleación:

$$W = 7907.25 \text{ cm}^3 \left(\frac{7.86 \text{ g}}{1 \text{ cm}^3} \right) = 62150.98 \text{ g} = 62.15 \text{ kg}$$

❖ Tiempo de llenado del molde.

Tomando la Ecuación 16 para el cálculo de tiempo de llenado:

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log W) \sqrt{W}$$

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log 62.15) \sqrt{62.15} = 13.6 \text{ s} \sim 14 \text{ segundos}$$

❖ Cálculo para sistema de colada.

Cálculo de la bajada.

$$A_T = \frac{62150.98 \text{ g}}{(0.7) \left(7.644 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) (14 \text{ s}) \sqrt{2 \left(981 \frac{\text{cm}^2}{\text{s}} \right) (25.84 \text{ cm})}} = 3.68 \text{ cm}^2$$

Si:

$$A = \frac{\pi}{4} D^2 \quad D = \sqrt{\frac{4}{\pi} A}$$

Donde D= diámetro inferior de la bajada.

$$D_{iB} = \sqrt{\frac{4}{\pi} (3.68 \text{ cm}^2)} = 2.16 \text{ cm}$$

Cálculo de los corredores.

Debido a que los corredores son de geometría rectangular se calculan las dimensiones de a y b, y de acuerdo a la relación de colada se tiene:

$$4A = B \quad 4(3.68 \text{ cm}^2) = B = 14.72 \text{ cm}^2 / 2 \text{ corredores} = 7.36 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 7.36 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{7.36}{4} \text{ cm}^2} = 1.92 \text{ cm} \quad b = \frac{7.36}{1.92} = 3.84 \text{ cm}$$

Cálculo de las entradas.

Debido a que las entradas son de geometría rectangular se calculan las dimensiones de a y b, y de acuerdo a la relación de colada se tiene:

$$4A = C \quad 4(3.68 \text{ cm}^2) = B = 14.72 \text{ cm}^2$$

Entradas 40% de flujo:

$$A_T = 0.4(14.72 \text{ cm}^2) = 5.888 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 5.888 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{5.888}{2} \text{ cm}^2} = 1.72 \text{ cm} \quad b = \frac{5.888}{1.72} = 3.43 \text{ cm}$$

Entrada 20% de flujo:

$$A_T = 0.2(14.72 \text{ cm}^2) = 2.944 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 2.944 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{2.944}{2} \text{ cm}^2} = 1.21 \text{ cm} \quad b = \frac{2.944}{1.21} = 2.43 \text{ cm}$$

➤ Chvorinov.

$$\text{Relación } H/D = 1$$

❖ Cálculo de la masa total de la pieza.

$$V_{AM1} = 72.98 \text{ cm}^3 \quad V_{AM3} = 379.93 \text{ cm}^3 \quad V_{AM5} = 316.93 \text{ cm}^3$$
$$V_{BH} = 7302.24 \text{ cm}^3$$

$$V_T = (72.98 + 379.93 + 316.93 + 7302.24) \text{ cm}^3 = 8072.08 \text{ cm}^3$$

Masa total: Se calcula multiplicando el volumen total por la densidad de la aleación:

$$W = 8072.08 \text{ cm}^3 \left(\frac{7.86 \text{ g}}{1 \text{ cm}^3} \right) = 63446.55 \text{ g} = 63.45 \text{ kg}$$

❖ Tiempo de llenado del molde.

Tomando la Ecuación 16 para el cálculo de tiempo de llenado:

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log W) \sqrt{W}$$
$$t = (2.4335 - 0.3953 \log 63.45) \sqrt{63.45} = 13.71 \text{ s} \sim 14 \text{ segundos}$$

❖ Cálculo para sistema de colada.

Cálculo de la bajada:

$$A_T = \frac{63446.55 \text{ g}}{(0.7) \left(7.644 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) (14 \text{ s}) \sqrt{2 \left(981 \frac{\text{cm}^2}{\text{s}} \right) (25.84 \text{ cm})}} = 3.76 \text{ cm}^2$$

Si:

$$A = \frac{\pi}{4} D^2 \quad D = \sqrt{\frac{4}{\pi} A}$$

Donde D= diámetro inferior de la bajada.

$$D_{iB} = \sqrt{\frac{4}{\pi} (3.76 \text{ cm}^2)} = 2.18 \text{ cm}$$

Cálculo de los corredores.

Debido a que los corredores son de geometría rectangular se calculan las dimensiones de a y b, y de acuerdo a la relación de colada se tiene:

$$4A = B \quad 4(3.76 \text{ cm}^2) = B = 15.04 \text{ cm}^2 / 2 \text{ corredores} = 7.52 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 7.52 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{7.52}{2}} \text{ cm} = 1.94 \text{ cm} \quad b = \frac{7.52}{1.94} = 3.88 \text{ cm}$$

Cálculo de las entradas.

Debido a que las entradas son de geometría rectangular se calculan las dimensiones de a y b, y de acuerdo a la relación de colada se tiene:

$$4A = C \quad 4(3.76 \text{ cm}^2) = B = 15.04 \text{ cm}^2$$

Entradas 40% de flujo:

$$A_T = 0.4(15.04 \text{ cm}^2) = 6.016 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 6.016 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{6.016}{2}} \text{ cm} = 1.73 \text{ cm} \quad b = \frac{6.016}{1.73} = 3.46 \text{ cm}$$

Entrada 20% de flujo:

$$A_T = 0.2(15.04 \text{ cm}^2) = 3.008 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 3.008 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{3.008}{2}} \text{ cm} = 1.23 \text{ cm} \quad b = \frac{3.008}{1.23} = 2.45 \text{ cm}$$

$$\text{Relación } H/D = 1.5$$

❖ Cálculo de la masa total de la pieza.

$$V_{AM1} = 72.77 \text{ cm}^3 \quad V_{AM3} = 378.08 \text{ cm}^3 \quad V_{AM5} = 313.98 \text{ cm}^3$$

$$V_{BH} = 7302.24 \text{ cm}^3$$

$$V_T = (72.98 + 379.93 + 316.93 + 7302.24) \text{ cm}^3 = 8067.07 \text{ cm}^3$$

Masa total: Se calcula multiplicando el volumen total por la densidad de la aleación:

$$W = 8067.07 \text{ cm}^3 \left(\frac{7.86 \text{ g}}{1 \text{ cm}^3} \right) = 63407.17 \text{ g} = 63.41 \text{ kg}$$

❖ Tiempo de llenado del molde.

Tomando la Ecuación 16 para el cálculo de tiempo de llenado:

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log W) \sqrt{W}$$

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log 63.41) \sqrt{63.41} = 13.70 \text{ s} \sim 14 \text{ segundos}$$

❖ Cálculo para sistema de colada.

Calculo de la bajada:

$$A_T = \frac{63407.17 \text{ g}}{(0.7) \left(7.644 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) (14 \text{ s}) \sqrt{2 \left(981 \frac{\text{cm}^2}{\text{s}} \right) (25.84 \text{ cm})}} = 3.76 \text{ cm}^2$$

Si:

$$A = \frac{\pi}{4} D^2 \quad D = \sqrt{\frac{4}{\pi} A}$$

Donde D= diámetro inferior de la bajada.

$$D_{iB} = \sqrt{\frac{4}{\pi} (3.76 \text{ cm}^2)} = 2.18 \text{ cm}$$

Cálculo de los corredores.

Debido a que los corredores son de geometría rectangular se calculan las dimensiones de a y b, y de acuerdo a la relación de colada se tiene:

$$4A = B \quad 4(3.76 \text{ cm}^2) = B = 15.04 \text{ cm}^2 / 2 \text{ corredores} = 7.52 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 7.52 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{7.52}{2} \text{ cm}^2} = 1.94 \text{ cm} \quad b = \frac{7.52}{1.94} = 3.88 \text{ cm}$$

Cálculo de las entradas.

Debido a que las entradas son de geometría rectangular se calculan las dimensiones de a y b , y de acuerdo a la relación de colada se tiene:

$$4A = C \quad 4(3.76 \text{ cm}^2) = B = 15.04 \text{ cm}^2$$

Entradas 40% de flujo:

$$A_T = 0.4(15.04 \text{ cm}^2) = 6.016 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 6.016 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{6.016}{2} \text{ cm}^2} = 1.73 \text{ cm} \quad b = \frac{6.016}{1.73} = 3.46 \text{ cm}$$

Entrada 20% de flujo:

$$A_T = 0.2(15.04 \text{ cm}^2) = 3.008 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 3.008 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{3.008}{2} \text{ cm}^2} = 1.23 \text{ cm} \quad b = \frac{3.008}{1.23} = 2.45 \text{ cm}$$

Anexo C. Diseño de sistema de colada para nueva propuesta de mejora

En el presente anexo se desarrollan los cálculos correspondientes a la propuesta de mejora del sistema de colada.

❖ Cálculo de la masa total de la pieza.

$$V_{AM1} = (988.61 \times 2) \text{ cm}^3 = 1977.22 \text{ cm}^3 \quad V_{AM3} = (988.61 + 765.11) \text{ cm}^3 = 1753.72$$
$$V_{AM5} = 1035.94 \text{ cm}^3$$

$$V_{BH} = 7302.24 \text{ cm}^3$$

$$V_T = (1977.22 + 1753.72 + 1035.94 + 7302.24) \text{ cm}^3 = 12069.12 \text{ cm}^3$$

Masa total:

$$W = 12069.12 \text{ cm}^3 \left(\frac{7.86 \text{ g}}{1 \text{ cm}^3} \right) = 94863.28 \text{ g} = 94.86 \text{ kg}$$

❖ Velocidad de flujo.

Considerando una altura de bajada de 30 cm, en la Ecuación 11:

$$v = \sqrt{2gh}$$

$$v = \sqrt{2(981 \text{ cm/s}^2)(30 \text{ cm})} = 242.61 \text{ cm/s}$$

❖ Tiempo de llenado del molde.

Tomando la Ecuación 16 para el cálculo de tiempo de llenado:

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log W) \sqrt{W}$$

$$t = (2.4335 - 0.3953 \log(94.86)) \sqrt{94.86} = 16 \text{ segundos}$$

❖ Cálculo para sistema de colada.

Calculo de la bajada:

Se calculan las dimensiones de la bajada a partir del área transversal de esta de acuerdo con la Ecuación 15 y a la corrección de altura.

$$A_T = \frac{W}{C_D \rho L t \sqrt{2gH_{cal}}} \quad H_{cal} = h - \frac{p^2}{2x}$$

- $H_{cal} = 30 \text{ cm} - \frac{(13.723 \text{ cm})^2}{2(22.645 \text{ cm})} = 25.84 \text{ cm}$

De acuerdo con el sistema de colada propuesto, se considerará una pérdida de energía por fricción del 30%, por lo que el coeficiente de descarga C_D será de 0.7:

$$A_T = \frac{94863.28 \text{ g}}{(0.7)(7.644 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3})(16 \text{ s}) \sqrt{2(981 \frac{\text{cm}^2}{\text{s}})(25.84 \text{ cm})}} = 4.92 \text{ cm}^2$$

Si:

$$A = \frac{\pi}{4} D^2 \quad D = \sqrt{\frac{4}{\pi} A}$$

Donde D= diámetro inferior de la bajada.

$$D_{iB} = \sqrt{\frac{4}{\pi} (4.92 \text{ cm}^2)} = 2.5 \text{ cm}$$

Si se maneja una relación de colada de 1:4:4.

Cálculo de los corredores.

$$4A = B \quad 4(4.92 \text{ cm}^2) = B = 19.68 \text{ cm}^2 / 4 \text{ corredores} = 4.92 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 4.92 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{4.92}{2} \text{ cm}^2} = 1.57 \text{ cm} \quad b = \frac{4.92}{1.57} = 3.14 \text{ cm}$$

Cálculo de las entradas.

$$4A = C \quad 4(4.92 \text{ cm}^2) = B = 19.68 \text{ cm}^2$$

Entradas 20% de flujo:

$$A_T = 0.2(14.72 \text{ cm}^2) = 2.944 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 2.944 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{2.944}{2}} \text{ cm} = 1.21 \text{ cm} \quad b = \frac{2.944}{1.21} = 2.433 \text{ cm}$$

Entrada 10% de flujo:

$$A_T = 0.1(14.72 \text{ cm}^2) = 1.472 \text{ cm}^2$$

$$\text{Si: } (2a)(a) = 1.472 \text{ cm}^2 \quad a = \sqrt{\frac{1.472}{2}} \text{ cm} = 0.86 \text{ cm} \quad b = \frac{1.472}{0.86} = 1.72 \text{ cm}$$