



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA MECÁNICA

APLICACIONES DE GLP PARA REFINADO A FUEGO (RAF) DE COBRE BLISTER

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL MECÁNICO

SEBASTIÁN MAASS MARTINEZ

PROFESOR GUÍA:
LEONEL NUÑEZ LAZO

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
RODRIGO PALMA HILLERNS
AQUILES SEPÚLVEDA OSSES

SANTIAGO DE CHILE
NOVIEMBRE 2019

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR
AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL MECÁNICO
POR: SEBASTIÁN MAASS MARTINEZ
FECHA: NOVIEMBRE 2019
PROF. GUÍA: LEONEL NUÑEZ LAZO

APLICACIONES DE GLP PARA REFINADO A FUEGO (RAF) DE COBRE BLISTER

En Chile el año 2018 se impusieron normas a las fundiciones con el fin de contaminar menos, esto significó una inversión en la renovación tecnológica para sus procesos.

El presente trabajo se desarrolla debido a una renovación tecnológica en una fundición chilena que requiere estudiar la posibilidad de inyectar GLP (gas licuado de petróleo) a un horno Peirce Smith. El objetivo general del trabajo es diseñar un sistema de refinado a fuego de cobre Blister empleando reducción con GLP vaporizado, enfocada en lograr una alta desoxidación del cobre en menos tiempo. Para lograr este objetivo, se plantean los siguientes objetivos específicos: Determinar las condiciones de proceso requeridas para lograr una alta desoxidación del Cu blíster, empleando GLP como agente reductor, en una fundición chilena; desarrollar un modelo de simulación fluido dinámico simple (CFD) para evaluar la interacción GLP-Cu líquido que permita estimar el efecto de la cantidad de GLP y disposición de toberas, sobre la eficiencia del proceso; desarrollar los diseños típicos aplicables para la instalación de la tecnología en una fundición chilena. La metodología de trabajo empleada para el desarrollo de la memoria parte por una revisión bibliográfica y de antecedentes generales de los temas relacionados con la memoria. Al instante en que concluye dicha actividad, se procede a calcular las condiciones de inyección requeridas para el cumplimiento del primer objetivo específico; posteriormente se procede a realizar los modelos computacionales; finalmente se desarrollan cálculos que permiten obtener un diseño típico de los equipos requeridos para el uso de GLP en una fundición chilena.

Finalmente, se procede adjuntar los resultados obtenidos en las actividades y realizar un análisis de estos. Concluyendo las condiciones y equipos requeridos para obtener una buena reducción del cobre blíster mediante el uso de GLP como agente reductor.

Para nani.

Agradecimientos

En primer lugar quiero pedirle perdón a mis padres, por todo el sufrimiento que les he causado a lo largo de estos años, mas que por demorarme en la carrera, es por todo lo que me han tenido que aguantar en silencio. Estaré para siempre agradecido de ustedes por lo que hacen por nosotros y las oportunidades que nos han dado a mi y a mis hermanos.

El proceso universitario ha sido lo mas difícil que me ha tocado enfrentar en mi vida, por la variedad de desafíos a los que me expuse y el desarrollo humano que tuve que lograr gracias a estos.

Partiré agradeciendo a mi profesor guía que me aceptó en un momento donde me había rendido y me dió la oportunidad de estar terminando mi carrera, por esto estaré eternamente agradecido.

Agradecer a mis amigos que fueron el escape que necesité tantas veces y que siempre estuvieron ahí para subirme el ánimo y ayudarme a sobrevivir esta etapa.

Agradezco a mis abuelos, a quienes admiro por la vida que han tenido y de quienes intento aprender esa forma positiva de ver el mundo.

Agradezco a mi hermano mayor por toda la vida entenderme y preocuparse siempre de sacarme de mi frustración en momentos difíciles.

Agradezco a mi hermano menor por su lealtad y por aguantarme todos estos años, espero que aprendas y enseñarte de los errores que yo cometí para que logres el éxito en esta etapa.

Finalmente, agradezco a mi polola que llegó en quizás el momento mas complejo para mí y me saco del hoyo en el que estaba metido. Gracias por estar siempre a mi lado apoyandome.

Tabla de Contenido

| | |
|---|-----------|
| 1. Introducción | 1 |
| 1.1. Problema | 1 |
| 1.2. Contexto y Motivación | 2 |
| 1.3. Objetivos | 3 |
| 1.3.1. Objetivo General | 3 |
| 1.3.2. Objetivos Específicos | 3 |
| 1.4. Alcances | 3 |
| 2. Revisión de Antecedentes | 4 |
| 2.1. Producción de Cu por vía pirometalúrgica | 4 |
| 2.1.1. Fusión de concentrados de cobre | 5 |
| 2.1.2. Conversión | 11 |
| 2.1.3. Refinación | 16 |
| 2.2. Procesos RAF | 16 |
| 2.2.1. Oxidación | 17 |
| 2.2.2. Reducción | 18 |
| 2.3. Tecnología RAF con Hidrocarburos (HC) | 19 |
| 2.4. Equipamiento para RAF con hidrocarburos | 20 |
| 2.5. Tecnología de plantas que emplean GLP | 22 |
| 2.5.1. Consideraciones de seguridad | 24 |
| 3. Metodología | 26 |
| 3.1. Propiedades de los Fluidos | 26 |
| 3.2. Obtención de caudal de inyección de GLP | 28 |
| 3.3. Cálculo de la presión de inyección | 29 |
| 3.3.1. Requerimiento de penetración de jet | 29 |
| 3.3.2. Cálculo de la velocidad del jet y número de Mach | 29 |
| 3.3.3. Presión de inyección | 30 |
| 3.4. Metodología numérica | 31 |
| 3.4.1. Casos a simular | 31 |
| 3.4.2. Geometrías 2-D | 31 |
| 3.4.3. Geometría 3-D | 33 |
| 3.4.4. Mallado | 33 |
| 3.4.5. Modelos a utilizar | 34 |
| 3.5. Recursos Tecnológicos | 35 |
| 3.5.1. Set-up FLUENT | 35 |

| | |
|--|-----------|
| 3.5.2. Metodología computacional | 35 |
| 3.6. Metodología de diseño de instalación | 41 |
| 3.6.1. Cálculo de tuberías | 41 |
| 3.6.2. Tamaño de estanques de almacenamiento | 42 |
| 3.6.3. Dimensionamiento de equipos | 43 |
| 4. Resultados | 44 |
| 4.1. Estimación de caudal y presión de inyección de GLP vaporizado | 44 |
| 4.2. Parámetros de inyección para simulaciones | 45 |
| 4.3. Simulaciones 2D | 46 |
| 4.3.1. Simulación 2D, 1 inyector | 46 |
| 4.3.2. Simulación 2D, 2 inyectores | 48 |
| 4.3.3. Simulación 2D, 4 inyectores | 49 |
| 4.3.4. Simulación 2D, Transversal | 50 |
| 4.4. Simulación 3D | 51 |
| 4.5. Diseños para instalación | 52 |
| 4.5.1. Diámetro mínimo de cañería | 52 |
| 4.5.2. Capacidad de estanque | 52 |
| 4.5.3. Diseño típico de instalación | 52 |
| 5. Análisis y Discusión | 57 |
| 5.1. Carga total requerida de GLP | 57 |
| 5.2. Parametros de inyección | 57 |
| 5.3. Análisis de simulaciones | 59 |
| 5.4. Análisis de la instalación | 60 |
| 6. Conclusiones | 61 |
| 7. Bibliografía | 62 |

Índice de Tablas

| | |
|---|----|
| 2.1. Elementos requeridos por un estanque de almacenamiento | 24 |
| 3.1. Propiedades de fluidos a trabajar | 26 |
| 3.2. Presiones de vapor de distintas mezclas de GLP | 27 |
| 3.3. Simulaciones a realizar | 31 |
| 3.4. Diferencia de temperatura y humedad relativa | 42 |
| 4.1. Resultados presiones de inyección, velocidades y alcance del jet | 44 |
| 4.2. Estimación de tiempo del proceso de reducción | 45 |
| 4.3. Parametros inlet simulaciones | 45 |
| 4.4. Parametros de malla simulación longitudinal con 1 tobera | 46 |
| 4.5. Parametros de malla simulación longitudinal con 2 toberas | 48 |
| 4.6. Parametros de malla simulación transversal con 1 tobera | 50 |
| 4.7. Diámetro mínimo de tuberías | 52 |

Índice de Figuras

| | |
|---|----|
| 2.1. Convertidor Teniente [7] | 10 |
| 2.2. Reactor Noranda [7] | 11 |
| 2.3. Convertidor Peirce-Smith[7] | 13 |
| 2.4. Proceso Mitsubishi | 14 |
| 2.5. Equipamiento Horno[9] | 21 |
| 2.6. Toberas[9] | 21 |
| 3.1. Gráfico de presión de vapor vs. temperatura para mezclas de GLP. | 27 |
| 3.2. Modelo bidimensional inyector de GLP y del jet en el cobre líquido | 29 |
| 3.3. Modelo 2-D, Corte longitudinal, 1 inyector | 31 |
| 3.4. Modelo 2-D, Corte longitudinal, 2 inyectores | 32 |
| 3.5. Modelo 2-D, Corte longitudinal, 4 inyectores | 32 |
| 3.6. Modelo 2-D, Corte transversal, Detalle inyector | 33 |
| 3.7. Modelo 3-D, Corte transversal, 1 inyector | 33 |
| 3.8. Condiciones generales de simulación en FLUENT | 35 |
| 3.9. Modelos en ANSYS FLUENT | 36 |
| 3.10. Modelo VOF en ANSYS FLUENT | 36 |
| 3.11. Modelo de Turbulencia en ANSYS FLUENT. | 37 |
| 3.12. Propiedades aire en ANSYS FLUENT | 38 |
| 3.13. Propiedades cobre en ANSYS FLUENT | 38 |
| 3.14. Propiedades GLP en ANSYS FLUENT | 39 |
| 3.15. Configuración de Solver en ANSYS FLUENT | 40 |
| 3.16. Definición de la región de fluido en ANSYS FLUENT. | 41 |
| 4.1. Mallado para simulación longitudinal de una tobera | 46 |
| 4.2. Resultado simulación longitudinal de una tobera | 47 |
| 4.3. Mallado para simulación longitudinal de dos toberas | 48 |
| 4.4. Resultado simulación longitudinal de dos toberas | 49 |
| 4.5. Resultado simulación longitudinal de cuatro toberas | 50 |
| 4.6. Resultados simulación transversal | 51 |
| 4.7. P&ID sección 1 | 53 |
| 4.8. P&ID sección 2 | 54 |
| 4.9. P&ID sección 3 | 55 |
| 4.10. Detalle de tobera | 56 |
| 5.1. Porcentaje de área de contacto entre GLP y Cobre vs. Tiempo | 59 |

Capítulo 1

Introducción

1.1. Problema

El año 2005 en Chile, la Organización para la Cooperación y el Desarrollo Económico (OCDE) realizó una Evaluación del Desempeño Ambiental en la que se indica que “las actividades de fundición todavía son causantes del grueso de las emisiones y deben reducir aún más”, recomendando a Chile “avanzar en el desarrollo de normas de emisión nacional, que incluyan la regulación de contaminantes tóxicos en el aire y que reduzcan aún más el impacto de la contaminación generado por las fundiciones”. [1]

De acuerdo a información del año 2007, las fundiciones habrían contribuido con un 33 % de las emisiones declaradas de MP del sector industrial y con un 58 % del SO₂. Por su parte, al año 2008 las fundiciones aportaban casi cuatro veces lo que emitía de SO₂ todo el parque de termoeléctricas, y eso considerando un período anterior a la implementación de la norma que actualmente rige para estas centrales, la que debiera reducir sus emisiones a menos del 20 % actual. [2]

Debido a todo lo anterior, en mayo de 2013 el Consejo de Ministros para la Sustentabilidad aprobó el Decreto Supremo número 28 del Ministerio de Medio Ambiente (DS 28, 2013), esto obligó a las fundiciones locales a invertir cerca de 2.500 millones de dólares para adaptar sus operaciones a la nueva normativa medioambiental, esto conlleva un desarrollo en las tecnologías actuales lo que no implica una mayor producción. [3]

1.2. Contexto y Motivación

Una importante fundición en Chile, requiere para su proceso de pirorefinación, estudiar la posibilidad de inyectar GLP (gas licuado del petróleo) a un horno Peirce Smith, bajo condiciones estructurales de las toberas y requerimientos de flujo másico necesarios para desarrollar la correcta reducción del oxígeno presente en el cobre blíster y así generar una combustión más limpia, esto debido a la renovación tecnológica para adaptarse a la nueva normativa medioambiental que entró en vigencia el año 2018 (D.S 28).

El proceso de refinación a fuego es un proceso discontinuo que se efectúa en hornos de tipo Peirce Smith, que se caracterizan por tener en su interior ladrillos de cromo-magnesita y recubrimiento exterior de refractario aluminio-silicato, con el fin de evitar las pérdidas de calor dada la elevada temperatura de operación en el interior.

En una primera etapa se procesa el cobre blíster proveniente de los convertidores, en un proceso denominado oxidación que consiste esencialmente en remover las impurezas contenidas en éste.

Producto de la oxidación, el oxígeno remanente tiende a disolverse en el cobre. Con lo anterior se da paso a la subsecuente etapa, consistente en la desoxidación o reducción del oxígeno disuelto en el cobre blíster. La inyección entonces de un agente reductor al cobre líquido se hace necesaria para conseguir una concentración de 99,7% de cobre, el cual es denominado cobre RAF (refinado a fuego), que es moldeado posteriormente para su venta o sigue como cobre anódico para el proceso de refinación electrolítica.

En el presente trabajo se analizan los factores que se requiere estudiar para realizar correctamente el cambio de inyección en una fundición en Chile. En primer lugar se estudian los procesos de la pirometalurgia, seguido de una revisión del estado del arte en cuanto a tecnología utilizada en el proceso de refino a fuego, además del equipamiento requerido. Se muestran las tecnologías utilizadas actualmente en Chile y se genera un estudio que permite obtener las condiciones óptimas para diseñar las instalaciones asociadas, en las cuales se utiliza GLP como combustible principal para el proceso de refino a fuego.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Diseñar un sistema de Refinado a Fuego de cobre Blister empleando reducción con GLP vaporizado

1.3.2. Objetivos Específicos

- Determinar las condiciones de proceso requeridas para lograr una alta desoxidación del Cu blíster, empleando GLP como agente reductor, en una fundición chilena
- Desarrollar un modelo de simulación fluido dinámico simple (CFD) para evaluar la interacción GLP-Cu líquido que permita estimar el efecto de la cantidad de GLP y disposición de toberas, sobre la eficiencia del proceso.
- Desarrollar los diseños típicos aplicables para la instalación de la tecnología en fundiciones chilenas (planos de disposición general, P&ID y planos de piping)

1.4. Alcances

- Es un trabajo de ingeniería de perfil que pretende hacer una revisión tecnológica de las opciones disponibles, sus fundamentos operacionales, niveles de rendimiento y eficiencia alcanzables.
- La sección de modelación se refiere a un modelo esencialmente convectivo (no de reacción química), para aproximarse a la evaluación de la tasa de reducción de Oxígeno disuelto en Cu Líquido.
- El desarrollo de diseños típicos se refiere a planos generales, no detallados, cuyo objetivo es comprender la composición de los proyectos típicos de RAF GLP, el equipamiento considerado, sus principales elementos de piping y su filosofía de control.

Capítulo 2

Revisión de Antecedentes

2.1. Producción de Cu por vía pirometalúrgica

La pirometalurgia es la técnica tradicional de extracción de metales. Permite obtener metales a partir de sus minerales o de sus concentrados por medio del calor. Se trata principalmente de extraer el metal del mineral, eliminar la ganga del mineral y purificar los metales. Para incrementar progresivamente la ley o contenido de cobre del material sometido a fundición, el proceso Pirometalúrgico considera fases consecutivas de Fusión, Conversión y Refinación.[4]

Este proceso aplicado específicamente en la refinación del Cobre, depende de que el mineral sean sulfuros, cuyo objetivo es transformar el cobre contenido en los concentrados, precipitados y minerales de fundición directa en Cobre metálico y separarlo de otros metales y minerales que constituyen impurezas.[5]

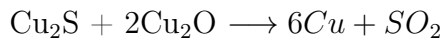
Los minerales sulfurados son difícilmente solubles en soluciones ácidas, sin embargo, pierden su estabilidad y son fácilmente oxidables a altas temperaturas, Cabe hacer notar que el 80 % del cobre primario mundial se extrae de minerales sulfurados, y así continuará siendo por largo tiempo dadas las características de los minerales que se proyecta explotar y las reservas caracterizadas. [5]

Las principales características de los procesos pirometalúrgicos son [6] :

- Cuentan con grandes velocidades de reacción.
- El control de la temperatura puede usarse para alterar el equilibrio de la reacción.
- Los sulfuros metálicos son también combustibles".
- Los flujos involucrados son altamente concentrados en el metal.
- En estado líquido, la mayoría de los metales son inmiscibles con la escoria, es decir, no se mezclan con ésta.
- Los metales preciosos son solubles en el metal fundido (oro, plata en cobre).
- Las presiones de vapor son, por lo general, bastante altas a temperaturas elevadas.

- Invariablemente, todos los procesos pirometalúrgicos originan subproductos gaseosos.
- Las escorias metalúrgicas son relativamente estables en el medio ambiente natural

Equilibrio de la reacción El amplio rango de temperaturas en el que pueden moverse estos procesos, permite la obtención de los productos deseados, por ejemplo la conversión de metal blanco a cobre blister mediante la inyección de aire, depende del equilibrio de la reacción[7]:



la cual es favorable a 1200 °C y desfavorable a 800 °C.[7]

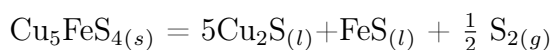
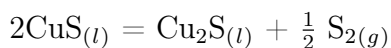
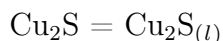
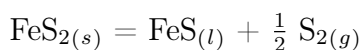
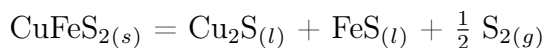
Sulfuros combustibles Los minerales sulfurados pueden entregar, a altas temperaturas, cantidad apreciable de calor por oxidación del azufre y del hierro; dicho calor puede utilizarse para reemplazar el uso de combustible.[7]

Concentración del metal Los flujos del material en una operación pirometalúrgica contienen una alta concentración del metal. Basta con señalar que los valores típicos son del rango de 500 a 2000 g/l. [7]

Equilibrio de fases En los sistemas fundidos se produce en forma natural, una marcada inmiscibilidad entre la fase escoria y la fase metálica (sulfuros o metal). Ello permite realizar una concentración natural del metal. Esta propiedad, inherente a los sistemas a alta temperatura, no tiene su contrapartida en los procesos hidrometalúrgicos.[7]

2.1.1. Fusión de concentrados de cobre

El proceso de fusión de concentrados de cobre se realiza por calentamiento directo del material. Este proceso consiste en aportar calor al sistema, a través de la combustión de un combustible que aporta el calor suficiente para fundir el concentrado. Se tiene que el concentrado está formado por CuFeS_2 , FeS_2 , Cu_2S , CuS y Cu_5FeS_4 , las principales reacciones químicas de este proceso serían las siguientes[7]:



Se puede ver que en el simple proceso de fusión se elimina azufre gaseoso, el que se denomina azufre pirítico. Se forma además un material fundido compuesto por Cu_2S (l) y FeS (l) que recibe el nombre de eje o mata. La ganga que acompaña al concentrado también se funde y se denomina escoria. La escoria y la mata son líquidos inmiscibles y además tienen distinta densidad, por esta razón se separan por gravedad. El eje, más pesado se va al fondo del horno y la escoria (más liviana) flota sobre el eje.[7]

El eje, posteriormente, se carga en hornos de conversión, en donde se elimina el Fe presente en forma de escoria, oxidándolo con la adición de aire, controlando la formación de Fe_3O_4 (de alto punto de fusión) con la adición de fundente (SiO_2). En esta operación también se elimina el azufre, en la forma de gas SO_2 . [7]

Se han desarrollado procesos alternativos de fusión de concentrados que aprovechan en forma más eficiente la energía, los que se han denominado procesos de fusión por oxidación, estos pueden considerarse químicamente como una progresiva oxidación del hierro y el azufre contenido en el concentrado. La razón termodinámica fundamental que posibilita la producción de cobre metálico mediante esta secuencia de procesos oxidantes es la mayor afinidad del hierro por el oxígeno, relativa a la del cobre. Esto indica que el hierro se oxida preferentemente al cobre y que al estar en contacto cobre oxidado líquido, con FeS , este último sulfidizará al óxido completamente. [7]

Por otro lado, el azufre presente como Cu_2S puede actuar como agente reductor del Cu_2O , lo cual posibilita la producción de cobre blíster por oxidación selectiva del azufre del metal blanco.[7]

Los aspectos térmicos del proceso son también de gran interés, ya que el concentrado al reaccionar con oxígeno libera una cantidad importante de calor, cercano a los 925 kcal/kg, este es mucho mayor al calor necesario para calentar y fundir un concentrado típico, cuyo valor que es aproximadamente 400 kcal/kg, por lo que es de gran utilidad.[7]

Los equipos utilizados para llevar a cabo la fusión de los concentrados hacen uso de uno u otro de los métodos descritos anteriormente, aunque por razones ambientales, cada vez se utiliza más el segundo, fusión por oxidación. [7]

Los principales materiales alimentados a hornos de fusión son [7]:

- Concentrado: formado por calcopirita y piritita, contienen 20-30 % de Cu, 25-35 % de Fe y 25-35 % de azufre.
- Fundente silicio (SiO_2): este reacciona con los óxidos de hierro formados durante la fusión, para formar, una escoria que pueda ser removida fácilmente.
- Aire (para oxidación del Fe y S o combustión del combustible)
- Oxígeno industrial para oxidación del Fe y S.

Equipos de Fusión Los procesos de fusión en general se clasifican como fusión en el baño (bath smelting) y fusión flash. En el primero grupo están aquellos en que el concentrado se funde agregándolo o inyectándolo a un baño fundido, mientras que en el segundo el concentrado se suspende en gas oxidante, ocurriendo fusión y conversión parcial al mismo tiempo.

Además, se puede clasificar como hornos de fusión por calentamiento de la carga en forma directa, aquellos que no funden ni en el baño ni en suspensión de gas oxidante, sino que utilizan un combustible (como petróleo), para aportar el calor necesario para la fusión del concentrado. [7]

Entre las principales unidades utilizadas para la fusión y conversión de concentrados de cobre, se pueden mencionar los siguientes equipos[7]:

- Hornos Reverbero (fusión por calentamiento)
- Hornos de fusión por oxidación
- Hornos Flash (fusión flash)
- Convertidor Teniente (fusión en el baño)
- Reactor Noranda (fusión en el baño)
- Hornos de Conversión
- Convertidores Peirce Smith

Horno Reverbero Es un horno de fusión por calentamiento directo. Este horno usa como fuente de calentamiento combustibles fósiles (petróleo) para fundir concentrados y producir mata y escoria fundida, más un tercer producto que es la generación de gases. El gas effluente (1.250 °C) del proceso, se genera principalmente de la combustión de hidrocarburos con aire, pero también contiene SO₂ (0,5 a 2 % en volumen) proveniente de la oxidación de parte de la carga de azufre (el azufre pirítico). Los gases arrastran polvo, principalmente partículas finas de concentrado (1 % de la carga). El gas del horno reverbero representa un serio problema de contaminación porque los gases están muy diluidos y la remoción de SO₂ desde estos gases es difícil y cara, lo cual ha transformado a este horno inadecuado desde el punto de vista ambiental en muchas partes del mundo. La concentración diluida de SO₂ en los gases de salida del reverbero es consecuencia de que es un proceso de fusión primaria, es decir, sólo una pequeña cantidad del S se oxida a SO₂, el cual queda fuertemente diluido en CO₂, H₂O y N₂. [7]

Fusión Flash El proceso de fusión flash, consiste esencialmente en oxidar un flujo de concentrado seco, que contiene principalmente Cu-Fe-S, en una corriente de aire enriquecido con oxígeno (aire con más de 21 % de O₂). La oxidación se lleva a cabo en el interior de una cámara cilíndrica vertical, llamada torre de reacción, en donde el concentrado seco y el aire enriquecido, son inyectados por un quemador, ubicado en la parte superior de la torre.[7]

A medida que la suspensión gas-sólido sale del quemador y fluye hacia abajo por la torre de reacción, las partículas sólidas se calientan por convección desde el gas que las rodea y por radiación desde las paredes de la torre, hasta que alcanzan una temperatura a la cual la reacción de oxidación de las partículas genera más calor que el que se puede disipar al ambiente. Esta temperatura es llamada de ignición y varía entre 400 y 550 C.[7]

Finalmente, las partículas alcanzan una temperatura a la cual la tasa de calor generado por la oxidación, iguala a la disipación por convección y por radiación hacia el ambiente. Durante esta etapa las partículas se funden, convirtiéndose en pequeñas gotas. El producto

final de la torre, es principalmente, una mezcla heterogénea de sulfuros de cobre fundido (Cu_2S), sulfuros de hierro (FeS), magnetita (Fe_3O_4), sílice (SiO_2) y ganga, los que se separan en dos fases en la zona llamada de asentamiento o settler, formando la escoria, el eje y los gases.[7]

Los productos del proceso flash son[7]:

- Un producto fundido rico en cobre, fierro y azufre, llamado eje o mata.
- Un producto fundido que contiene hierro oxidado (FeO) y óxidos del fundente, llamado escoria.
- Flujo de gases, los que contienen SO_2 de la oxidación del azufre y N_2 del aire de soplado, más CO_2 y H_2O si suplementariamente se usa un combustible fósil en el horno.

La mata fundida (también llamado eje), es el principal producto del horno flash. Esta contiene entre 40 y 65 % de Cu en la forma de Cu_2S , además de FeS e impurezas.

Hornos de fusión en el baño consisten en un cilindro horizontal de acero, de unos 5 m de diámetro x 20 m de largo, recubiertos internamente de material refractario, que los protege de las altas temperaturas. El aire enriquecido, es inyectado por toberas las que se ubican a un costado del horno, cercanas a la alimentación de concentrado. El concentrado y el fundente son alimentados por garr gun o inyectado por toberas. A continuación de las toberas, existe una zona de asentamiento, en donde se da tiempo al eje y a la escoria, para que puedan separarse en dos fases (eje y escoria). Sobre la zona de asentamiento se encuentra la boca del horno, por la que salen los gases del proceso. Los productos del proceso son: mata o eje de alta ley (70 a 75 % en peso Cu ($1.200\text{ }^\circ\text{C}$)), escoria con alto contenido de cobre (3 a 7 % en peso Cu) y gases con un 15 % de SO_2 en volumen.[7]

Los mecanismos de reacción son[7]:

1. Los concentrados y fundente alimentados dentro del horno son rápidamente absorbidos y fundidos, debido al violento régimen turbulento producido por el soplado de las toberas en el baño fundido.
2. Durante la fusión, el concentrado se descompone en Cu_2S y FeS (de igual forma que en el horno flash y el horno reverbero). Este último, es oxidado con aire enriquecido con oxígeno (el que se inyecta por las toberas), generando calor.
3. Al oxidarse el FeS se genera SO_2 gaseoso, el que abandona el horno por la boca.

Convertidor Teniente El convertidor Teniente es una tecnología desarrollada en la fundición de Caletones de Codelco-Chile. Esta clasificado como un proceso de fusión en el baño, con uso extensivo de oxígeno. Las potencialidades de esta tecnología están basadas en su alto nivel de fusión autógena de concentrados de cobre, una gran capacidad de conversión, y una alta y estable concentración de SO_2 en los gases de salida con un bajo arrastre de material particulado.[7]

Las fundiciones que cuentan con esta tecnología han reducido sus consumos de energía

y costos operacionales y también han mejorado su control del medio ambiente. Inicialmente en 1977, el proceso en el convertidor Teniente consistía en la simultánea conversión de ejes de cobre, mediante el soplado de aire enriquecido en oxígeno, y la fusión del concentrado usando el calor generado por las reacciones de conversión del eje. Este proceso produce un eje de alta ley o metal blanco (74 a 75% en peso de Cu) y una escoria alta en cobre (6 a 8% en peso). El convertidor Teniente es básicamente un reactor cilíndrico, de 5 m de diámetro y 22 m de largo, revestido con ladrillos refractarios, con una boca para la salida de gases ubicada cerca de una de las culatas de la nave. Está equipado con un garr –gun para la alimentación del concentrado y el fundente ubicado en la culata opuesta a la boca, y con sangrías ubicadas a distintos niveles para la descarga del metal blanco y escoria, una en cada culata. Una operación típica incluye la alimentación de eje por la misma boca de salida de gases a intervalos regulares, la alimentación continua de carga “verde”, esto es, concentrado con 7 a 8% de humedad y el fundente requerido (3 a 4% de H₂O) por el garr –gun, y la conversión continua del eje cargado y cuando sea necesario también la conversión del eje formado por la fusión del concentrado alimentado. La carga verde alimentada sobre el baño primero es calentada y posteriormente digerida bajo condiciones de agitación producto del soplado de aire a través de las toberas y finalmente fundidas. Tanto el metal blanco como la escoria son sangrados (descargados por orificios de sangría) a intervalos regulares sin interrumpir la operación de soplado y carguío de la alimentación.[7]

El metal blanco (74-76% Cu) es procesado en unidades de conversión (Peirce-Smith u otros alternativos) para producir cobre blister. La escoria generada en el convertidor Teniente, normalmente contiene 6- 8% de Cu, 25% de SiO₂ y 18% de Fe₃O₄, por lo que debe ser tratada separadamente para recuperar el cobre.[7]

Conceptualmente, el proceso en convertidor Teniente implica el uso del calor generado por la oxidación de la mata para fundir el concentrado húmedo (7 – 8% H₂O). Bajo esta condición de operación convencional, una parte importante del calor generado por la conversión del eje se pierde, pues se usa en calentar y evaporar el agua contenida en el concentrado desde la temperatura ambiente hasta 1200°C, la cual es la temperatura de los gases de salida por la boca del reactor. Esta consideración indujo el uso de concentrado seco en la alimentación. Alimentando concentrado seco, controlando la composición mineralógica del concentrado (o mezclas), controlando el flujo de aire y su enriquecimiento de oxígeno, es posible operar de modo estable el convertidor teniente sin el requerimiento de eje proveniente de la unidad de fusión. Sin embargo, es necesario tener un sistema de alimentación de concentrado seco al reactor para evitar las pérdidas de polvo arrastrado por el reactor en los gases de salida. Por esta razón, se fabricó un sistema de transporte neumático con un diseño especial de toberas intercaladas entre las toberas de soplado de aire. El sistema de alimentación de concentrado consta de equipos de dosificación, bombas neumáticas, tuberías, un divisor y un diseño especial de inyección por toberas. Esto es, la aplicación de la fusión sumergida de concentrados. [7]

La alta capacidad específica de fusión alcanzada en el convertidor Teniente a través de esta tecnología, ha sido favorecido por el alcance de altas velocidades de reacción, las cuales se alcanzan debido a dos razones[7]:

- Se alcanza una alta superficie de reacción al transportar el concentrado seco a la fase

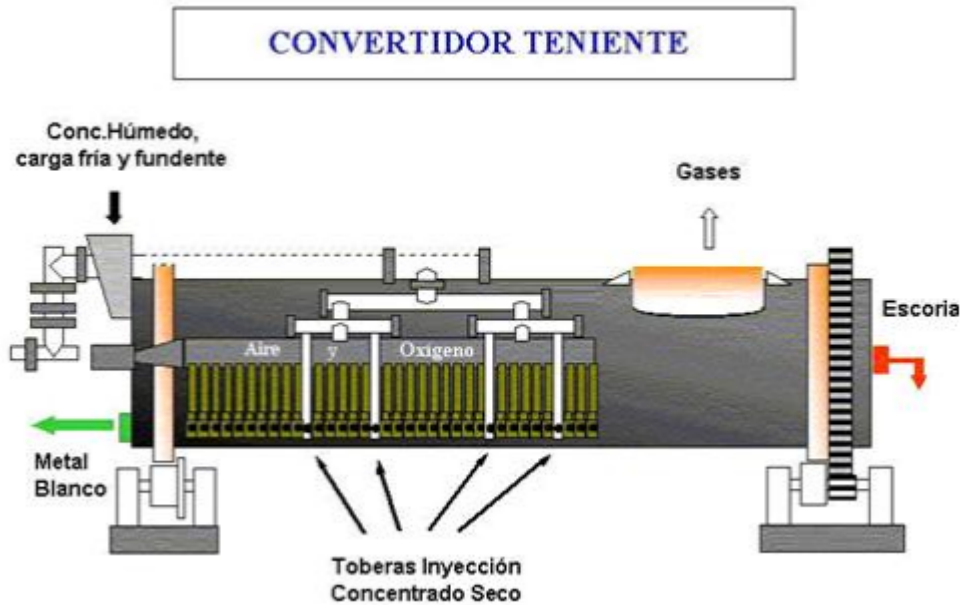


Figura 2.1: Convertidor Teniente [7]

líquida mediante el flujo de aire enriquecido.

- Al inyectar el concentrado seco y aire enriquecido por toberas forma un jet (chorro) que genera un alto mezclamiento de éstos en el baño líquido.

Es también importante mencionar el flujo constante de gases y composición de SO_2 (21.3 a 23.4 % SO_2) que se alcanza debido al uso intensivo de oxígeno y soplado continuo del reactor, lo que facilita el tratamiento del SO_2 en la planta de ácido.[7]

Otro resultado atractivo es la baja cantidad de polvo arrastrado en los gases (<1 % en peso del concentrado alimentado). Esto es una gran ventaja en relación a otros procesos que también usan concentrado seco.[7]

Los convertidores Teniente tienen una alta capacidad de fusión de concentrados sin el requerimiento de eje, convirtiéndose en la unidad de fusión primaria, esto es, capaz de operar una fundición sin una unidad de fusión previa, tal como; hornos reverberos, hornos eléctricos, cubilotes, etc.[7]

Reactor Noranda Es uno de los más importantes procesos continuos, usando una de las tecnologías más importantes en el mundo.[7]

El reactor de forma cilíndrica tiene 5,2 m de diámetro y 21,3 m de largo cuya temperatura interna alcanza unos 1.250°C. Los concentrados de cobre, fundentes y carbón que se usa como combustible se alimentan mediante una correa ubicada en la parte superior. Además se inyecta aire enriquecido en oxígeno a través de 54 toberas sumergidas ubicadas en la parte inferior del cilindro. El flujo de soplado es relativamente alto (59.000 a 76.000 Nm^3/hora) produciéndose un excelente mezclado del eje líquido, este comportamiento es homogéneo en

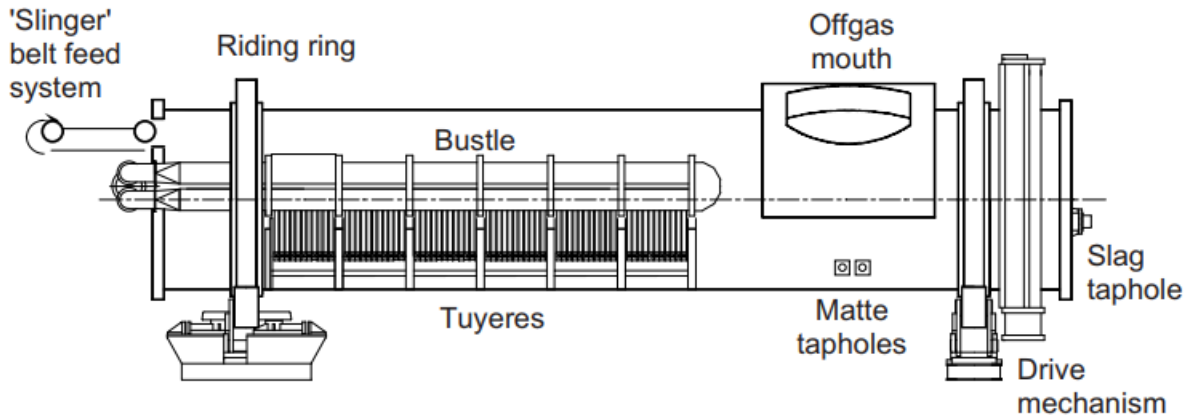


Figura 2.2: Reactor Noranda [7]

casi todo el largo del reactor. El efecto del alto soplado con una adecuada alimentación de concentrado por la correa superior permite la rápida digestión y oxidación de este dentro del baño. La mayoría del calor requerido se obtiene de la oxidación del hierro y azufre. El flujo de adición de carbón está determinado por la composición y flujo de alimentación y por el enriquecimiento de oxígeno de aire de soplado. Se ha alcanzado la operación por horas sin el uso de carbón o gas natural. Sin embargo, el carbón se emplea para mejorar la capacidad del reactor fundiendo materiales con menor poder calorífico.[7]

Una zona de sedimentación de 8,9 m de largo entre la última tobera y la escoria al final del reactor permite la separación del eje y escoria. La escoria con un contenido de 5,5 % en peso de Cu es descargada mediante una sangría ubicada en la culata opuesta a la alimentación en ollas de 33 m^3 de capacidad y enviadas al área de enfriamiento por 29 horas. De aquí es fracturada y enviada a concentración donde se obtiene un concentrado de 38 % de Cu y un relave de 0,35 % de Cu. El concentrado retorna al reactor y el relave se descarta.[7]

La ley del eje obtenido varía entre 55 a 75 % de Cu cuando opera en modo “eje” (producción de sulfuros de cobre). El eje es descargado desde una sangría ubicada en la parte inferior del cilindro. Se descarga en ollas de 18 m^3 de capacidad y se envía a los convertidores.[7]

Los gases de salida son colectados por una campana, y enfriados en una cámara con rociadores de agua y limpiados en precipitadores electrostáticos, que capturan la mayoría de los polvos arrastrados que son reciclados al reactor. [7]

2.1.2. Conversión

El proceso de conversión consiste en oxidar sucesivamente el hierro y el azufre contenido en el eje líquido proveniente del horno de fusión (se mantiene el proceso de oxidación, sólo que en este caso se oxida un material ya fundido), para formar cobre blister con un 99 % de cobre. Esto se logra, oxidando el fierro y el azufre contenido en la mata con aire, algunas veces enriquecido con oxígeno. La conversión del eje de cobre se lleva a cabo casi universalmente

en los convertidores Peirce-Smith, aunque también existen equipos alternativos tales como el convertidor Hoboken, Inspiration, Mitsubishi y otros en desarrollo.[7]

Convertidores Peirce-Smith El convertidor más usado hoy en día para tratar eje es el Peirce-Smith que tiene forma de barril, tal como lo indica la figura 2.3. Los convertidores están contruidos con una carcaza de acero de 4 a 5 cm de espesor revestidos con 0,35 a 0,45 m de refractario básico principalmente $MgO-Cr_2O_3$. El proceso de conversión requiere que el refractario deba estar en contacto tanto con sulfuros de cobre-hierro como con escorias óxido de hierro-sílice. Los refractarios basados en magnesita y cromo satisfacen esta necesidad. En la zona de toberas el refractario más común se fabrica con 98 % MgO con una baja razón $CaO:SiO_2$ el cual es calentado a $1.750^{\circ}C$ para desarrollar una espinela (enlace directo) y un ladrillo de baja porosidad y permeabilidad con excelente resistencia a las temperaturas de conversión. La conversión de cobre en convertidores Peirce-Smith produce cobre blister en un ciclo discontinuo de 8 a 12 horas usando de 3 a 5 convertidores alineados dentro de la nave de conversión. La operación de los convertidores se planifica de modo tal que no todos se estén usando al mismo tiempo, y los que están en la línea de operación estén en diferentes etapas del ciclo de conversión. Este ciclo se compone de carguío de eje al convertidor, soplado de oxígeno a través del baño fundido, vaciado de escoria, y finalmente el vaciado de cobre blister con lo que termina el ciclo. Los materiales son cargados y descargados de cada convertidor usando grandes ollas y transportándolas con un puente grúa. Los gases de salida de cada convertidor son capturados durante el soplado por una gran campana externa ubicada sobre la boca conectada un sistema de ventilación común que los envía a la planta de ácido sulfúrico. En el convertidor Peirce-Smith el eje se carga por la boca y la conversión se lleva a cabo inyectando aire por toberas.[7]

Los productos principales son cobre blister y escoria. Sin embargo durante el proceso también se producen grandes volúmenes de gases calientes que contienen SO_2 (5 a 15 % en volumen), que son colectados, enfriados y limpiados (de polvos), para ser tratados generalmente en una planta de ácido.[7]

La conversión del eje fundido (40-75 % en peso Cu) se lleva a cabo en dos etapas. Cada una involucra el soplado de aire o aire enriquecido con oxígeno en el seno de la fase sulfuro (mata o eje $Cu_2S + FeS$) fundida proveniente de un horno de fusión. [7]

- Etapa de soplado a escoria, en donde el FeS se oxida a FeO y Fe_3O_4 y se genera SO_2 gaseoso. El punto de fusión del FeO y Fe_3O_4 está en los $1.385C$ y $1.597C$ respectivamente, por lo que se adiciona fundente síliceo (SiO_2) para formar una escoria líquida de estos compuestos. La etapa de soplado a escoria se detiene cuando el contenido de hierro en el baño fundido no supera el 1%. El producto final de esta etapa es Cu_2S líquido impuro, llamado “metal blanco”, con una temperatura de $1.200C$, escoria líquida, a una temperatura de $1.250C$ y gases a $1.300C$.
- Etapa de soplado a cobre, en la cual se elimina el azufre contenido en el Cu_2S oxidándolo a SO_2 . Las reacciones de este proceso son exotermicoas por lo cual el proceso es autógeno. Los principales elementos eliminados son el hierro y azufre, pero muchas otras impurezas se eliminan ya sea como vapor o en la escoria (As, Sb, Bi).

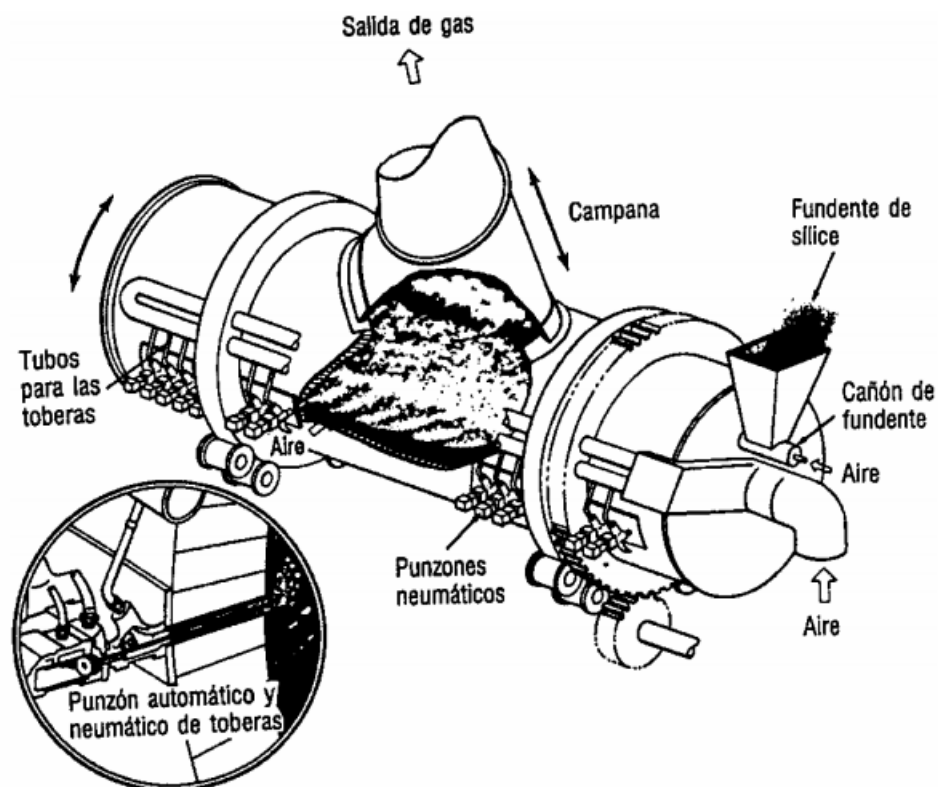


Figura 2.3: Convertidor Peirce-Smith[7]

Proceso Mitsubishi permite la producción directa a cobre blister.[7]

Los minerales sulfurados de cobre son tratados normalmente en dos etapas: la etapa de fabricación de eje y escoria, y la etapa de conversión, en la cual el hierro y el azufre son progresivamente oxidados para la producción de cobre blister. Aunque las reacciones químicas en ambos procesos son de oxidación, existe una significativa diferencia del poder de oxidación empleado en cada una. [7]

Para asegurar una alta recuperación de cobre, la etapa de fusión es menos oxidante, mientras que para asegurar la remoción de todo el hierro y azufre la etapa de conversión es más oxidante. Esta distinción en el poder de oxidación de las reacciones hace que cada etapa se realice en hornos separados. El proceso Mitsubishi es entonces un sistema continuo compuesto por tres hornos: un horno de fusión seguido de un horno de limpieza de escoria y finalmente un horno de conversión. El traspaso al horno de ánodos también es continuo y finalmente una etapa de moldeo de ánodos se usa para producir ánodos de cobre.[7]

El proceso Mitsubishi difiere de los métodos de fusión tradicional en que el eje de alta ley puede obtenerse rápidamente alcanzando un 65-70 % en peso de cobre manteniendo un bajo nivel de pérdidas de cobre en la escoria de descarte. En la conversión se introduce un fundente de caliza. El fundente colecta la magnetita de modo más eficiente y se genera un bajo tonelaje de escoria de conversión, la cual es fácilmente enfriada y granulada con agua y reciclada al horno de fusión.[7]

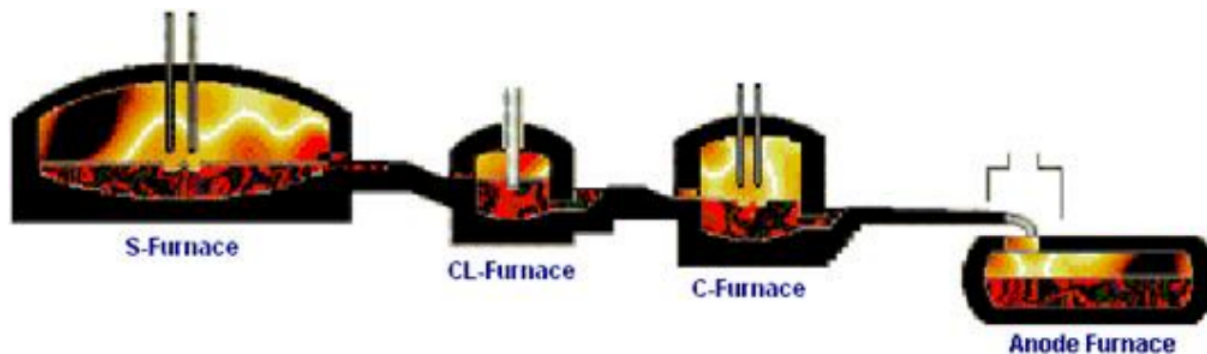


Figura 2.4: Proceso Mitsubishi

Debido a que los tres hornos están fijos, un buen diseño de sus techos y aberturas de evacuación de productos pequeñas aseguran una captación completa de los gases de salida, eliminando así el costoso y difícil mantenimiento de los sistemas de campanas usadas en la mayoría de los hornos cilíndricos rotatorios.[7]

Los materiales fundidos dejan el horno por flujo continuo o por sifón, y son transportados por gravedad al siguiente horno mediante canaletas, eliminando completamente las ollas, los gases fugitivos de las ollas, grúas, etc. Cada uno de los tres hornos que componen el sistema puede considerarse como un reactor estacionario. El nivel del baño es constante lo cual simplifica el diseño del refractario y enfriamiento de los ladrillos. El control del proceso mantiene la ley de cobre en el eje estable y asegura una óptima condición de continuidad hasta obtener el cobre blister y su traspaso al horno de ánodos. El moldeo de los ánodos se lleva a cabo en una rueda o en una correa de moldeo gemela Hazelett. Esta última se prefiere para alcanzar velocidades de moldeo de 100 t/hora acorde con la naturaleza continua del proceso Mitsubishi.[7]

La figura 2.4 describe esquemáticamente el Proceso Mitsubishi, ilustrando secuencialmente las etapas de fusión, limpieza de escoria y conversión y el traspaso continuo de cobre blister al horno de ánodos. [7]

Se usan tres canaletas que conectan los hornos: un horno de fusión circular (S), un horno de limpieza elíptico (CL), y un horno de conversión circular (C). La mezcla de eje y escoria formada en el horno de fusión fluye continuamente al horno de limpieza CL, donde el eje más denso se separa de la escoria de descarte. A continuación el eje es sifoneado al horno de conversión C, para ser continuamente convertido a cobre blister y escoria de conversión: esta última es granulada mediante enfriamiento con agua, secada y reciclada al horno de fusión, mientras que el cobre blister es sifoneado continuamente desde el horno de Conversión al hornos de ánodos. [7]

Conversión Flash Outokumpu Hoy en día, alrededor del 50% del cobre primario se funde utilizando la fusión Flash Outokumpu para fusión de ejes. Las razones de este alto porcentaje son la factibilidad y habilidad del proceso para controlar las emisiones gaseosas. En la conversión flash, se incluyen todos los beneficios de la fusión flash. La conversión es en

principio similar al proceso de fusión y algo más avanzada, proveyendo tecnologías que son usadas en ambos procesos.[7]

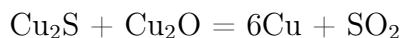
En un horno Flash (FSF) el concentrado es fundido con aire enriquecido en oxígeno en que emplea la energía termoquímica del concentrado para producir un eje de alta ley. La pequeña cantidad de escoria formada en el convertidor flash es fundida simultáneamente con el concentrado en el horno flash para recuperar los materiales de valor contenidos en la escoria y producir una escoria con un bajo contenido de cobre. Por lo tanto no hay limpieza de escoria del convertidor flash en una unidad adicional.[7]

En muchos casos, el horno de fusión y de conversión flash son aptos para operar en forma autógena sin un alto enriquecimiento de oxígeno y solo usando combustible externo para la fusión. El alto enriquecimiento de oxígeno en ambos hornos significa que el volumen de gases de salida del horno es menor. Por lo tanto, los costos de inversión para limpieza de gases son menores y el grado de fijación del azufre es alto.[7]

El eje de alta ley es directamente granulado desde el horno flash no siendo necesario transportarlo en ollas. Tanto la formación de carga circulante como las emisiones en la atmósfera de trabajo son bajas. El eje granulado es almacenado antes de alimentarlo dentro del convertidor flash. La mayor diferencia entre fusión y conversión flash es que en vez de usar leyes de concentrado relativamente bajas, la oxidación procede en orden de convertir ejes de alta ley en cobre blister. Como el material que se alimenta al convertidor flash esta constituido solo por Cu, Fe y S, es más beneficioso adicionar fundentes formadores de escoria cálcicas (ferríticas) que usar fundentes formadores de escorias hierro-sílice (fayalíticas). Esto disminuye la recirculación de cobre y mejora la eliminación de impurezas en la escoria.[7]

La misma energía termoquímica contenida en el eje, la cual se pierde en calentar el nitrógeno contenido en el aire de soplado en la conversión tradicional en Peirce-Smith, se utiliza en el convertidor flash. Las reacciones en la torre son principalmente exotérmicas. La temperatura del horno se controla mediante el grado de enriquecimiento de oxígeno mientras que el grado de oxidación se controla mediante la razón oxígeno/eje al igual que en el horno de fusión flash. [7]

Apenas entran en la torre de reacción las partículas de eje son rápidamente calentadas, igniciadas y las reacciones de oxidación proceden rápidamente. Además, es típico que en la torre de reacción exista algo de sub-oxidación y sobre-oxidación con la formación de cobre metálico. Las reacciones se completan en el sedimentador donde el cobre sobre-oxidado y cobre sulfídico reacciona produciendo cobre metálico y SO_2 de acuerdo a la siguiente reacción[7]:



El cobre blister es descargado del convertidor flash directamente al horno de ánodos mediante canaletas. Previo a su entrada al horno de fusión flash, la escoria es granulada. Alternativamente, la escoria puede retornar al estado fundido dentro del sedimentador del horno de fusión flash.[7]

Los gases de salida son ricos en SO_2 y fluyen continuamente a través de una caldera recuperadora de calor y sigue los pasos de limpieza para fijar el azufre en la planta de

ácido.[7]

El control del convertidor flash esta basado en dos criterios principales: el contenido de azufre en el blister que es controlado mediante la razón oxígeno / eje y un balance calórico, esto es, la temperatura dentro del horno, por el enriquecimiento de gas del proceso. La temperatura del blister y la escoria están alrededor de los 1.240°C y 1250°C, respectivamente. El control de la operación es más fácil que en el horno de fusión porque la calidad del material es más estable debido a que solo se alimentan Cu, Fe y S con fundente en vez de varias cantidades de materiales de ganga que tienen los concentrados. El contenido de azufre del blister se controla entre 0,2 a 0,4 % en peso, con un correspondiente 14 a 18 % en peso de Cu en la escoria con un 18 % de CaO

2.1.3. Refinación

Las operaciones que involucradas en la refinación del cobre blister son: carguío de cobre blister, refinación por oxidación, vaciado de escoria y reducción. La operación varía de una fundición a otra siguiendo un patrón común, con diferencias debido a condiciones locales, tipo de horno, calidad del cobre blister y especificación del producto.[7]

Todas las fundiciones chilenas producen ánodos de cobre, que son posteriormente electro-refinados y comercializados como cátodos de alto grado. La fundición de Caletones también produce cobre refinado y comercializado como producto final. Desde 1985 se emplean hornos basculantes (cilíndricos) para producir ánodos, por lo que reciben el nombre de horno de ánodos o anódico.[7]

Anteriormente se usaban también hornos reverberos pero fueron desplazados por las mayores ventajas de los basculantes. La capacidad de los hornos varía desde las 200 a 400 t, con dimensiones entre 4 a 7 m de largo por 4 a 5 m de diámetro. Existen aun hornos reverberos en algunas fundiciones, pero se usan ocasionalmente para tratar cargas sólidas, tales como circulantes internos, o blister proveniente de otras fundiciones. Las dimensiones de estos hornos son 15 m de largo, 5 m de ancho y 3 m de alto, con una capacidad de carguío de cobre de 200 a 400 t.[7]

El cobre refinado se vacía en lingoteras que están montadas en carruseles de moldeo, que pueden moldear normalmente desde 50 a 70 toneladas por hora. Posteriormente los ánodos son levantados y colocados en una nave de electrorefinación para producir cátodos de cobre.[7]

2.2. Procesos RAF

La refinación de cobre es un proceso discontinuo y como tal, se efectúa en hornos de tipo basculante ó estacionario (tipo reverbero) en etapas secuenciales de proceso.[7]

En el proceso químico de la refinación se pueden distinguir dos etapas[7]:

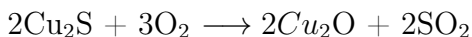
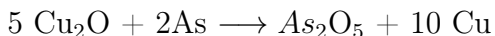
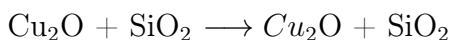
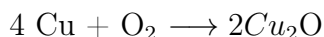
- Oxidación
- Reducción

2.2.1. Oxidación

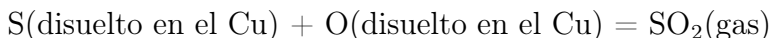
En la etapa de oxidación se sopla aire de proceso al cobre fundido para remover selectivamente por oxidación y escorificación impurezas tales como Fe, Zn, Si, Al, Mg, mientras otras son fijadas en la fase gaseosa, principalmente S, y algo de Pb, Zn, Cd, los cuales son parcialmente volatilizados. Otros elementos, tales como, As y Sb, solo pueden eliminarse escorificándolos con fundentes, tales como, CaO Na₂O. Industrialmente, la forma más eficiente de agregar fundentes es la inyección neumática mediante lanzas o toberas, bajo la superficie del baño, donde entra en contacto directo con el metal, previniendo su descomposición y dilución antes que reaccione efectivamente con las impurezas, y así evitando también su arrastre como polvo en los gases de salida. [7]

La escoria es retirada al final del período de oxidación, el cual continúa hasta que no hay más formación de escoria y empieza a notarse el óxido cuproso líquido sobre el baño. Este líquido tiene aspecto aceitoso y su presencia indica que la oxidación se ha completado y que el baño está saturado con oxígeno en la forma de óxido cuproso (Cu₂O) lo que corresponde a aproximadamente 0,6 a 0,9% C (o 6 a 10% de Cu₂O) a la temperatura de trabajo (1.150-1.200°C).[7]

Algunas reacciones son las siguientes:



Durante la desulfurización el oxígeno es inyectado dentro del baño fundido, el oxígeno disuelto reacciona con el azufre disuelto formando SO₂, lo cual puede formar burbujas y dejar el baño. La reacción es la siguiente[7]:

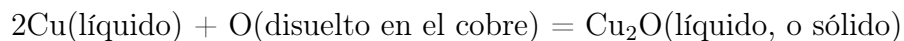


La presión de SO₂, puede tomar los valores de 0.21, 0,1 y 0,01 atm dependiendo del aire inyectado. Para una presión parcial de SO₂ fija, el contenido de oxígeno disuelto aumentara al disminuir el contenido de azufre remanente. Sin embargo, a presiones de SO₂ (0.01 atm) menores el contenido de oxígeno final será menor. Si la reacción es 100% eficiente, el oxígeno inyectado será completamente convertido a SO₂. Sin embargo, para calcular el oxígeno requerido se debe tomar en cuenta la solubilidad del oxígeno en el cobre. El oxígeno sin reaccionar puede disolverse en el cobre hasta saturarse, alcanzando las 7.000 a 13.000 ppm dependiendo

de la temperatura de operación. La inyección en exceso de oxígeno sobre el valor de saturación formará una fase escoria separada. Esta escoria puede disolver componentes del refractario, y ocurrirá una corrosión del refractario cerca de la tobera, aun cuando el oxígeno promedio disuelto no alcance la saturación.[7]

2.2.2. Reducción

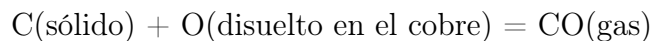
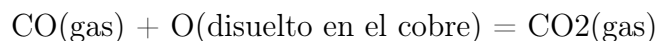
Después de la refinación oxidante del cobre, ante el ingreso de oxígeno este queda con un contenido entre 0,7 a 1% en peso de oxígeno, el cual se encuentra disuelto en el metal y no como gas. Al bajar la temperatura este oxígeno reaccionara con el metal produciendo óxido cuproso, según la siguiente reacción[7]:



El exceso de óxido de cobre en el ánodo es problemático porque es fácilmente disuelto por el ácido sulfúrico en los tanques de electrorefinación formando sulfato de cobre y aumentando el contenido de cobre en el electrolito. La refinera electrolítica opera normalmente con 40 a 50 kg/m³ de cobre. El exceso de oxígeno en el ánodo promueve también la pasivación del ánodo (no se disuelve) con la consecuente pérdida de eficiencia de corriente.[7]

La etapa de reducción tiene como objetivo remover el exceso de oxígeno contenido en el cobre fundido, para así obtener un cobre sólido producto con una superficie y propiedades físicas adecuadas para su uso. En el ánodo el contenido final de oxígeno es del orden de 1200 a 1800 ppm (partes por millón), mientras que para un cobre refinado a fuego se debe alcanzar de 300 a 500 ppm. Esto se lleva a cabo utilizando agentes reductores, sólidos, líquidos o gaseosos, los cuales directa o indirectamente suministran CO, H₂ y C.[7]

Las reacciones principales que ocurren con el oxígeno presente en el baño son las siguientes[7]:

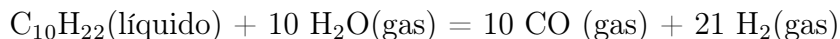


Todas las reacciones anteriores pueden tomar lugar con Cu₂O si este componente esta presente. La reducción del óxido cuproso es efectuada por la introducción de un reductor (petróleo, gas natural, palos de eucaliptos verdes (poling) en el baño). Los gases reductores reducen el óxido cuproso a cobre metálico. El grado de reducción o desoxidación del baño se controla por la apariencia de las muestras tomadas. Cuando el baño está suficientemente desoxidado la muestra tiene color lustre metálico y color rosado. Este cobre se conoce como “tough pitch”. Durante la etapa final el baño se cubre con una capa de carbón de leña o coque de bajo contenido de azufre, para prevenir la reoxidación.[7]

2.3. Tecnología RAF con Hidrocarburos (HC)

A escala industrial se emplean diferentes tipos de reductores: en algunos casos se han empleado troncos de eucalipto, los cuales actualmente han sido reemplazados por hidrocarburos líquidos o gaseosos (GLP, kerosene, diesel o petróleo) o por amoníaco. La selección de un agente reductor particular es una materia de conveniencia, disponibilidad y costos. Por lo anterior, los troncos de eucalipto han sido reemplazados por razones de seguridad, baja eficiencia (20%) y ecológicas. Una consideración adicional es el contenido de azufre del agente reductor, lo cual determina el contenido final del azufre en el cobre refinado a fuego o ánodo de cobre. Para el último, se puede aceptar un combustible hasta con un 2% de azufre. Para un cobre refinado a fuego es deseable usar un combustible bajo en azufre, al menos en la etapa final de la desoxidación, tal como kerosene, GLP o gas natural.[7]

Cuando se usa un hidrocarburo directamente como un agente reductor, generalmente ocurre un craqueo térmico antes que este reaccione con el oxígeno contenido en el baño fundido, disminuyendo su eficiencia, produciendo hollín con la subsecuente emisión de humos negros. Para evitar o minimizar estos efectos, se usan mezclas de vapor de agua con el agente reductor para reformarlo. Por ejemplo, el kerosene toma la siguiente reacción[7]:



Se recomienda un 20% en exceso de vapor sobre el estequiométrico para completar la reacción, reportándose un 50% de eficiencia. La mezcla vapor/reductor es generalmente inyectada al horno basculante por toberas, las cuales pueden estar compuestas por dos tubos concéntricos, mejorando su desempeño y vida.[7]

Los métodos más populares para reducir el cobre blister son el gas natural o el gas natural reformado a través de toberas sumergidas en la mata de cobre.[7]

El gas natural como agente reductor da tiempos de refinación relativamente cortos; Se minimizan los gastos de capital para reformadores y tanques de almacenamiento de combustible líquido y los vaporizadores, etc., pero se deben tomar precauciones especiales para evitar la emisión de humo negro.[8]

La primera fundición en utilizar reducción gaseosa fue la fundición de Douglas de la Phelps Dodge Corporation, utiliza gas natural reformado con aire. El gas contiene alrededor de 30% de hidrógeno y 17% de monóxido de carbono, se envía a las dos toberas a una presión de 20 psig. Una carga de 100 toneladas de cobre tarda aproximadamente 2 1/2 horas para refinar.[8]

La fundición de la "Magma Copper Company", San Manuel, utiliza un gas reformado producido a partir de gas natural y vapor, con un 70% de hidrógeno y 12% de monóxido de carbono. La presión de toberas en San Manuel es también de 20 psig., pero la tasa de refinación es algo más rápida que en Douglas, 70 ton/hora.[8]

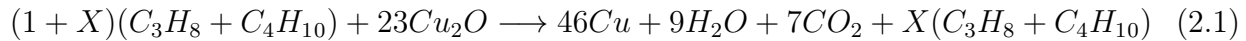
El gas reformado es un reductor eficiente y prácticamente no deja humo, pero el costo del gas reformado es alto.[8]

El gas reformado funciona mejor de forma continua en lugar de una forma intermitente,

según se requiera para propósitos de desoxidación con gases.[8]

El propano o GLP se ha utilizado con el propósito de realizar una desoxidación gaseosa en la división Ray Mines de Kennecott Copper Corporation (8) y en la fundición de Gaspe, Murdochville, Quebec. Gaspe está utilizando una tobera similar a la de Noranda pero con 50 psig de propano vaporizado. El uso de propano es conveniente cuando el gas natural no está disponible, ya que puede almacenarse y transportarse en forma líquida con relativa facilidad. El propano, debido a su mayor contenido de carbono en comparación con el gas natural, es más probable que forme una llama de hollín en la boca del recipiente de refinación.[8]

La reducción de cobre con GLP procede según la siguiente reacción:



donde X es el porcentaje de gas sin reaccionar.

La química indica que el GLP es capaz de efectuar la captura del Oxígeno combinado con Cobre, produciendo Cu metálico, vapor de agua y dióxido de carbono (CO₂). Dependiendo de las condiciones de proceso es posible que una fracción de GLP no alcance a reaccionar durante el periodo de contacto.[8]

2.4. Equipamiento para RAF con hidrocarburos

El equipamiento requerido para el proceso de refinación a fuego se observa en la figura 2.5, el horno anódico(25) tiene una boca(10) para cargar material y un orificio (12) para la piqueta a través del cual se puede retirar el material procesado. Uno o más toberas(14) se ubican en la pared del recipiente para la inyección subsuperficial de fluidos en el baño fundido (15). Un quemador(16) está montado en la pared final(18) para agregar calor. El horno está forrado con material refractario (20). [9]

Especificando las toberas (2.6), la pared del recipiente (30) tiene una superficie interior (31), una superficie exterior (32) y una cavidad (33) a través de las superficies interior y exterior. Preferiblemente, la cavidad (33) es cilíndrica con un diámetro dentro del intervalo de 0,5 a 4,0 in. Preferiblemente la cavidad (33) tiene una superficie interior revestida (34). El revestimiento puede ser cualquier material refractario o metálico adecuado, preferiblemente el forro es metálico. Dentro de la cavidad (33) se ubican uno o más tubos interiores. Esta disposición es la preferida en el ámbito de proceso pirometalúrgicos donde los tubos concéntricos 35 y 36 son los tubos interiores del ensamblaje de la tobera. Los tubos interiores 35 y 36 están conectados a fuentes de fluidos, por ejemplo gases, a través de los medios de acoplamiento (37). Los tubos interiores 35 y 36 se extienden hacia el exterior más allá de la superficie interna 31 y la superficie exterior (32) de la pared del recipiente (30). Es decir, los tubos internos se extienden dentro del recipiente, así como más allá de la pared del recipiente. También situado dentro de la cavidad (33) está el tubo exterior (38), que es concéntrico a los tubos interiores 35 y 36. Preferiblemente de forma cilíndrica. El fluido, como el gas, pasa a través del conducto 40, al tubo exterior 38 y luego al recipiente de refinación. Quemado el extremo (39) impide que este gas fluya hacia el recipiente fuera del tubo exterior(38).[9]

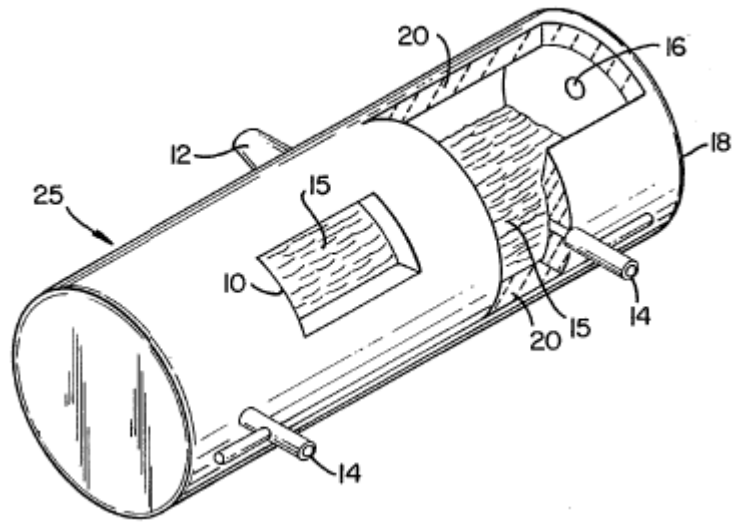


Figura 2.5: Equipamiento Horno[9]

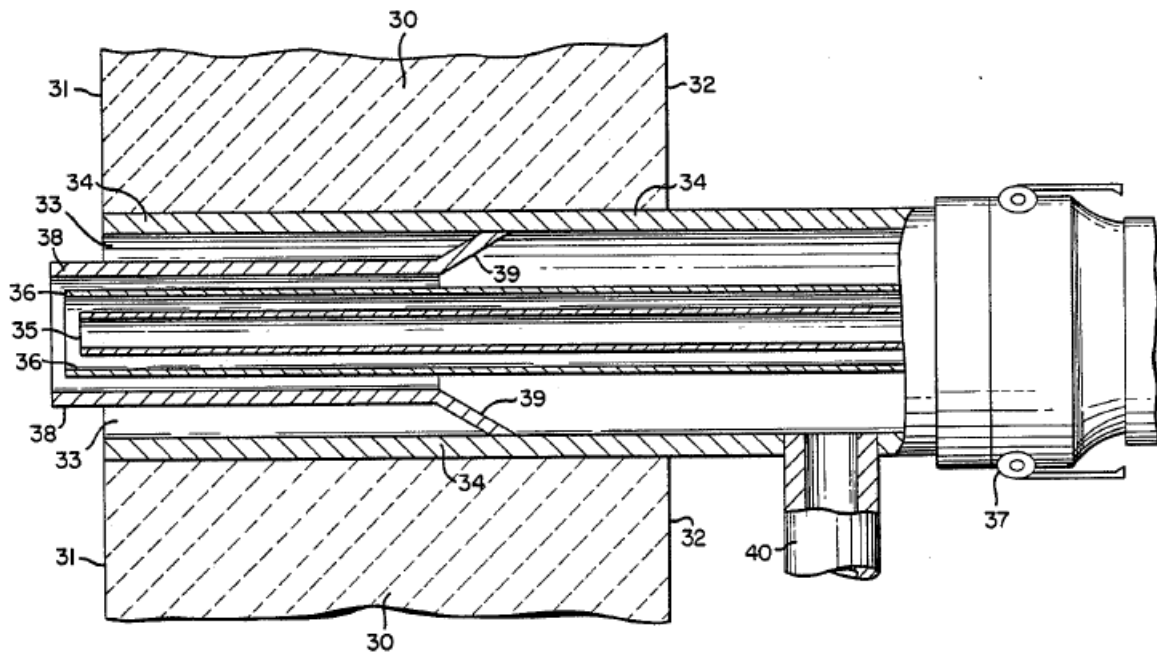


Figura 2.6: Toberas[9]

2.5. Tecnología de plantas que emplean GLP

Filtros En los sistemas de gas combustible son necesarios filtros para evitar que la suciedad y otros elementos que puedan venir con el combustible, entren a medidores o reguladores de presión causando daño a estos componentes. Dependiendo de la calidad del combustible se debe definir si es necesaria la instalación de un filtro.[10]

Estanques de almacenamiento La razón por la cual el GLP está licuado es para que sea fácil y eficiente transportarlo y almacenarlo. Una unidad de líquido tiene el mismo contenido energético que 270 unidades de gas. Si se deja como gas, el contenedor para contener el combustible sería 270 veces más grande de lo que se requiere como líquido. En otras palabras, el GLP tiene densidad (compacidad) para el almacenamiento y el transporte, sin embargo, todos los beneficios de un combustible limpio y vaporoso cuando se usa.[10]

Dentro de un contenedor de almacenamiento, el GLP existe tanto en estado líquido como en vapor. El GLP dentro del recipiente está hirviendo; algo similar al agua hirviendo, pero el punto de ebullición del GLP es tan bajo que puede hervir a temperatura ambiente. También se requiere calor para hervir GLP, pero en general, el calor eliminado del aire ambiente es suficiente.[10]

Cuando se consume algo de vapor; se evapora una cierta cantidad de líquido para llenar el espacio y la presión del recipiente no cambia. La presión dentro del recipiente depende de la temperatura. Cuando la temperatura aumenta, se evapora más líquido y aumenta la presión. Cuando cae la temperatura, se condensa algo de vapor y cae la presión.[10]

El GLP generalmente se almacena como líquido en tanques de almacenamiento de acero. Estos tanques pueden estar sobre el suelo o bajo tierra. Los tanques subterráneos tienen la ventaja de una temperatura constante de GLP en el tanque y por lo tanto tienen una vaporización mínima. [10]

Los tanques sobre el suelo son menos costosos de instalar, pero el GLP estará sujeto a fluctuaciones de temperatura y por lo tanto diferentes tasas de evaporación.[10]

Antes de llenar un tanque de almacenamiento con GLP, el tanque debe estar completamente purgado de agua y aire, generalmente con un gas inerte, como nitrógeno. La cantidad máxima de aire permitida está limitada al 6 por ciento. [10]

En aplicaciones de gran escala se requiere la instalación de baterías de tanques de almacenamiento para satisfacer la demanda de GLP.[10]

Tuberías Los materiales de tubería utilizados en los sistemas de tuberías de GLP incluyen acero al carbono, cobre y polietileno de alta densidad (HDPE). Las presiones de trabajo del sistema de tuberías de gas combustible deben ser inferiores a la presión de clasificación de la tubería, accesorios y válvulas utilizadas. Para acero al carbono los tubos y accesorios de clase 150, son adecuados para presiones de trabajo de hasta 20 bar a 38C.[10]

A medida que aumenta la temperatura de los servicios, la presión de trabajo permisible disminuye. Generalmente una distribución subterránea de gas combustible se construye con tuberías de plástico (HDPE). Estos tubos están enterrados a una profundidad mínima de 3 pies. Por razones de seguridad, un cable resistente a la corrosión metálico se entierra con el tubo de plástico para ubicar la línea utilizando un detector de metales.[10]

Cuando se utilizan tuberías de acero se utiliza generalmente ASTM A106 o A53. Los tubos y accesorios de acero están soldados, y el exterior de la tubería está recubierto y envuelto para evitar la corrosión de la tubería. Las tuberías sobre el suelo siempre se construyen con material de acero al carbono. No se permiten tuberías de plástico para la instalación sobre el suelo. [10]

Se deben utilizar válvulas anti-sísmicas en zonas propensas a terremotos, estas válvulas cierran automáticamente el suministro de gas combustible en el evento que exista un terremoto.[10]

Bombas Se requieren bombas para proporcionar la presión en las tuberías de gas comprimido para transportar un volumen dado de este desde el origen hasta el destino. Durante el proceso de bombear el gas comprimido desde las condiciones de entrada hasta la presión necesaria en el lado de descarga, la temperatura del gas aumenta con la presión.[10]

A veces la temperatura de descarga puede aumentar a niveles más allá del máximo que el revestimiento de la tubería puede soportar. Por lo tanto, será necesario enfriar el gas comprimido para proteger el revestimiento de la tubería. La refrigeración también tiene un efecto beneficioso sobre el gas transportado, ya que el gas más frío da como resultado una caída de presión menor a velocidad de flujo dada. Esto a su vez reducirá la potencia de la bomba necesaria.[10]

Las bombas se clasifican como bombas de desplazamiento positivo (PD) o centrífugas. Las bombas PD pueden ser alternativos o rotativos. En general, las bombas centrífugas son más comúnmente utilizadas en el transporte de glp debido a su flexibilidad y costos operativos reducidos.[10]

Vaporizadores El GLP se almacena en estado líquido y debe evaporarse antes de su uso. La evaporación puede producirse de forma natural, al absorber el calor de los alrededores, o se debe aplicar calor al GLP.[10]

La vaporización natural, que depende del calor tomado del entorno, puede funcionar para aplicaciones domésticas y en climas moderados. Las aplicaciones con alta demanda de gas y las instalaciones en ambiente frío requerirán vaporizadores. Los vaporizadores se clasifican según el medio que proporciona energía térmica.[10]

Los vaporizadores de combustión directa queman GLP directamente para obtener calor. Tienen una alta relación rendimiento / costo y equipos compactos y listos para usar. No necesitan electricidad.[10]

Los modelos operados por electricidad se usan generalmente para una capacidad de GLP de 25 a 300 kg / hora. Son compactos, seguros y generalmente preferidos para aplicaciones domésticas, comerciales y de industria ligera.[10]

Para mayores exigencias; Hay modelos de agua caliente o vapor. Estos requieren un generador externo de vapor o agua caliente, por lo tanto, se instalará una caldera separada o el vaporizador se conectará a una caldera existente. Estos modelos son rentables cuando hay algo de capacidad extra de caldera.[10]

En general, las instalaciones a pequeña escala dependen de un único vaporizador; sin embargo, en la mayoría de los casos, se instalan dos vaporizadores en paralelo. En este caso, uno de los vaporizadores tendrá suficiente capacidad para alimentar todo el sistema y el otro servirá como respaldo.[10]

También son posibles diferentes combinaciones con 3 o 4 vaporizadores en paralelo, uno de los cuales sirve como respaldo.[10]

2.5.1. Consideraciones de seguridad

Flamabilidad El GLP es altamente inflamable cuando se mezcla con aire en las proporciones correctas. Si la concentración de vapor de GLP en el aire está entre 2% a 9.5%; entonces la mezcla se vuelve inflamable. 2% es el LEL (límite explosivo inferior), lo que significa que, por debajo de este límite, la mezcla es demasiado magra para quemar. 9.5% es el UEL (límite superior de explosividad) lo que significa que, por encima de este límite, la mezcla es demasiado rica para quemar.[10]

Accesorios para estanques de almacenamiento Según la norma NFPA58 de la "National Fire Protection Association" de USA, que dicta los códigos de seguridad que se requieren para instalaciones de GLP se deben considerar los elementos de la siguiente tabla para la instalación de un estanque de almacenamiento[10]:

Tabla 2.1: Elementos requeridos por un estanque de almacenamiento

| Sistema | Elemento |
|------------------|---|
| Entrada de vapor | Valvula de retención + Válvula de cierre manual |
| Entrada de vapor | Válvula de exceso de flujo + válvula de cierre manual |
| Sálida de vapor | Válvula de exceso de flujo + válvula de cierre manual |
| Seguridad | Valvula de alivio de presión |
| Medición | Medidores de presión y temperatura |

Las válvulas de exceso de flujo y las válvulas de retención para el servicio del tanque de GLP están diseñadas para que los daños externos no obstaculicen su función. La válvula permanece completamente dentro del tanque. Una fuerza externa hará que la válvula se corte desde este punto, manteniendo las piezas de sellado críticas en su lugar.[10]

Las válvulas de cierre de emergencia son válvulas de cierre accionadas a distancia que se

pueden instalar en una tubería. Estos pueden ser accionados a través de cables, operación hidráulica o neumática; y se puede conectar a un sistema de control.[10]

Las válvulas de seguridad son equipos esenciales para las instalaciones de GLP. Cualquier sistema cerrado que contenga GLP líquido es propenso al riesgo de altas presiones. La transferencia de calor del entorno aumentará la presión a niveles tales que el equipo fallará, al liberar equipos altamente inflamables, se liberarán vapores altamente inflamables al medio ambiente. La válvula de alivio de seguridad es un medio eficaz y controlado para aliviar la presión peligrosa y prevenir la explosión de líquido en expansión de vapor hirviendo. Este es el accidente de incendio más peligroso que le puede pasar a un tanque de GLP. El fuego en contacto con el tanque hace que el líquido hierva, aumentando la presión y al mismo tiempo calentando la carcasa del tanque. El aumento de la temperatura debilita la carcasa del tanque, y la falla del tanque hace que todo el contenido se libere al medio ambiente, una nube de gas explosivo masivo y una fuerte explosión.[10]

Se deben utilizar válvulas anti-sismicas en zonas propensas a terremotos, estas válvulas cierran automáticamente el suministro de gas combustible en el evento que exista un terremoto.[10]

Capítulo 3

Metodología

3.1. Propiedades de los Fluidos

Como se indica en el primer objetivo se requiere obtener los parámetros y condiciones del proceso para lograr una alta desoxidación del cobre, para esto se deben tener determinadas las propiedades de los fluidos que se trabajan, estos son el cobre líquido y el GLP que esta compuesto de propano(95 %) y butano (5 %). Las propiedades se muestran en la siguiente tabla[12]:

Tabla 3.1: Propiedades de fluidos a trabajar

| Fluido | Cobre líquido | Propano | Butano | GLP |
|---|-----------------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------|
| Densidad [kg/m^3] | 7.687 | 1,83 | 2,52 | 1,865 |
| Viscosidad [kg/ms] | $4,03 \times 10^{-3}$ | 3.87×10^{-8} | 3.58×10^{-8} | 3.86×10^{-8} |
| Masa molar [g/mol] | 143 | 44 | 58 | 44,7 |
| Coefficiente de expansion adiabático [γ] | - | 1,13 | 1,04 | 1,09 |

Se define la presión de vapor como la presión de una sustancia en la cual la fase de vapor está en equilibrio con su fase líquida a una determinada temperatura, y este es independiente de las cantidades de líquido y vapor presentes mientras existan ambas.

Las sustancias más ligeras presentan una presión de vapor mas alta que las sustancias más pesadas. En este caso se tiene una mezcla de sustancias (propano y butano), por lo que la presión de vapor depende tanto de la composición, como de la temperatura.

En la Tabla 3.2 y gráfico 3.1 se puede observar como la presión de vapor varía dadas las condiciones mencionadas anteriormente.

Para efectos de esta memoria se usó una composición de 95 % de propano y 5 % de butano, donde la temperatura ambiente promedio es de 15 C, por lo que tenemos una presión de vapor de aproximadamente 7,1 bar. La presión de trabajo del GLP en las cañerías debe ser menor a este valor para asegurar que el GLP se encuentre en estado gaseoso.

Tabla 3.2: Presiones de vapor de distintas mezclas de GLP

| Composición (% VOL.) | | Temperatura | | | | |
|----------------------|--------|-------------|--------|--------|------|-------|
| Propano | Butano | 37,8 C | 15,0 C | 20,0 C | 0 C | -10 C |
| | | Bar | Bar | Bar | Bar | Bar |
| 100 | 0 | 14,34 | 7,38 | 7,75 | 4,83 | 2,6 |
| 95 | 5 | 14,27 | 7,1 | 7,38 | 4,62 | 2,43 |
| 90 | 10 | 14,2 | 6,83 | 7 | 4,41 | 2,27 |
| 80 | 20 | 13,17 | 6,27 | 6,25 | 4,07 | 1,93 |
| 75 | 25 | 12,62 | 6 | 5,88 | 3,86 | 1,77 |
| 70 | 30 | 12,13 | 5,72 | 5,5 | 3,65 | 1,6 |
| 65 | 35 | 11,58 | 5,45 | 5,13 | 3,45 | 1,43 |
| 60 | 40 | 11,03 | 5,17 | 4,75 | 3,31 | 1,27 |

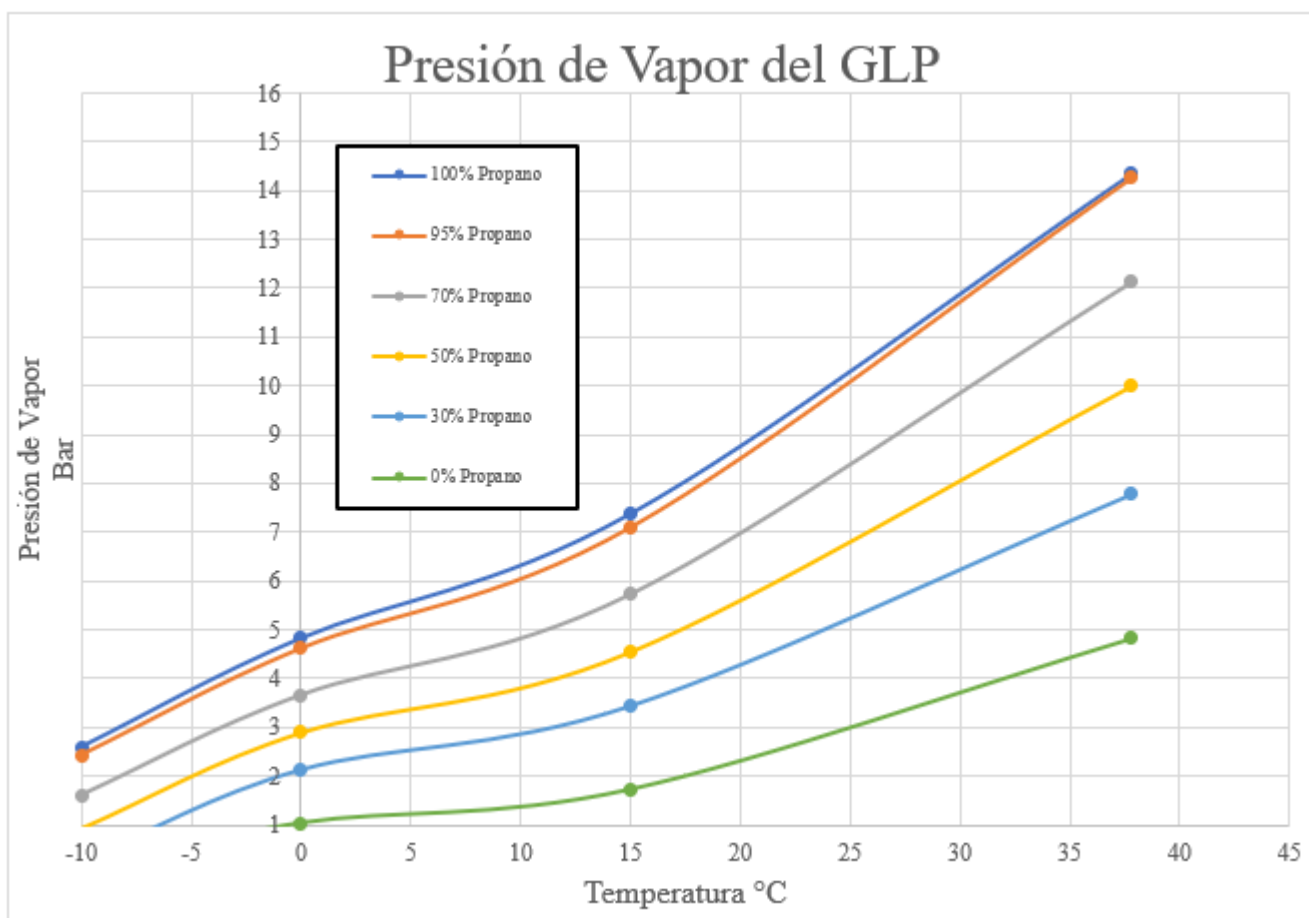


Figura 3.1: Gráfico de presión de vapor vs. temperatura para mezclas de GLP.

3.2. Obtención de caudal de inyección de GLP

Utilizando la ecuación (2.1) se debe realizar el balance másico que permita obtener una reacción con eficiencia de 100 % ($X=0$) y así obtener los moles de GLP requeridos para lograr esta reacción y reducir una carga de 240 toneladas de cobre líquido.

En la práctica, para hornos tipo Peirce Smith de dimensiones y capacidad similares a los de Potrerillos, Soltanieh [8] muestra que se requieren entre 1.250-1.500 m^3 de GLP para la reducción de una carga de cobre de 240 ton. Esta diferencia evidencia que para la remoción de oxígeno no es necesaria la completa reducción del cobre ya que, al estar el oxígeno ya disuelto, el efecto de las burbujas puede extraer una mayor cantidad de éste.

3.3. Cálculo de la presión de inyección

3.3.1. Requerimiento de penetración de jet

Para el cálculo de la penetración del jet, l [m], de gas requerido se utiliza la siguiente ecuación para jet sumergidos en líquidos [13,14]:

$$\frac{l}{d} = 10,7 \cdot Fr^{0,92} \cdot (\rho_g/\rho_l)^{0,35} \quad (3.1)$$

Donde d es el diámetro del inyector [m], ρ_g y ρ_l [kg/m^3] son las densidades del gas y del líquido respectivamente y Fr es el número de Froude. Cabe destacar que la ecuación es una correlación experimental valida en el rango entre 0-10.000 Fr .

Elaborando la ecuación anterior se puede obtener el número de Froude característico del fluido en función de la penetración del jet y del diámetro del inyector como:

$$Fr = \left(\frac{l}{10,7 \cdot d(\rho_g/\rho_l)^{0,35}} \right)^{1,087} \quad (3.2)$$

El modelo de jet de GLP sumergido en el Cu líquido se muestra en la Figura 3.2, donde se aprecian las variables y parámetros de interés: Nivel de llenado del horno, penetración del Jet y posición de la boquilla respecto del plano de llenado (sumergencia).

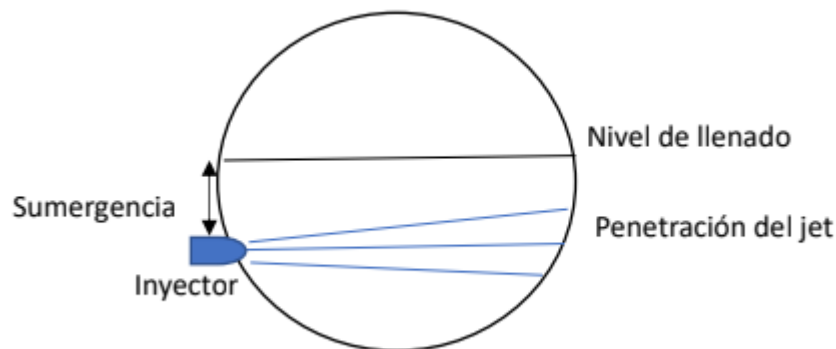


Figura 3.2: Modelo bidimensional inyector de GLP y del jet en el cobre líquido

Utilizando los datos típicos de un horno Peirce-Smith de 10 m de longitud y 4 m diámetro, con una altura de llenado de 1.366 mm, inyectores de 1" diámetro sumergidos unos 471 mm; se obtiene que la penetración del Jet para alcanzar el extremo opuesto del horno es de unos 2,86 m (caso extremo).

3.3.2. Cálculo de la velocidad del jet y número de Mach

Para el cálculo de velocidad del jet se considera el número de Froude[14]:

$$Fr = \left(\frac{\rho_g u^2}{g(\rho_l - \rho_g)d} \right) \quad (3.3)$$

Siendo u [m/s] la velocidad de salida del jet y g [m/s²] es la aceleración de gravedad. De esta manera, al conocer el Fr la velocidad del jet se estima con la ecuación anterior; con la que se puede calcular el caudal volumétrico Q [m³/h].

$$Q = \left(u \cdot \pi \cdot \frac{d^2}{4} \right) \quad (3.4)$$

Para calcular la presión de inyección se requiere conocer el número de Mach del jet[15] el cual se obtiene como:

$$Ma = \left(\frac{u}{V_s} \right) \quad (3.5)$$

Donde V_s [m/s] es la velocidad del sonido en el GLP a la presión de salida del jet, p_e [bar], que se obtiene a través de la siguiente ecuación:

$$V_s = \sqrt{\left(\frac{\gamma p_e \cdot 10^5}{\rho_g} \right)} \quad (3.6)$$

Donde γ corresponde al coeficiente de dilatación adiabático del GLP.

3.3.3. Presión de inyección

La presión de inyección, p_o [bar], se obtiene a través de la siguiente ecuación [15]:

$$p_o = p_e \left(Ma^2 \frac{(\gamma - 1)}{2} + 1 \right)^{\gamma/(\gamma - 1)} \quad (3.7)$$

Se considera que p_e es igual a la presión hidrostática del fluido a la altura el plano de inyección [15]:

$$p_e = g\rho_l h \cdot 10^{-5} + 1,01 \quad (3.8)$$

Siendo h [m] la sumergencia.

3.4. Metodología numérica

3.4.1. Casos a simular

En esta memoria se realizan simulaciones temporales de modelos 2-D y 3-D basados en un corte transversal de un horno Peirce-Smith, debido a las densidades de malla involucradas en las simulaciones 3-D, no es posible realizar un modelo del horno completo por lo que se analiza un corte pequeño en una zona de interés al rededor de la tobera. Además se realizan modelos 2-D basados en un corte longitudinal del horno P-S (Peirce-Smith) para observar la mezcla del gas con el cobre líquido variando el numero de inyectores (1,2 y 4). Se modela un horno cilíndrico cuyas dimensiones son 10 m. de longitud y 4 m. de diametro. A continuación se muestra una tabla que resume los casos a simular.

Tabla 3.3: Simulaciones a realizar

| Tipo | Corte | 1 inyector | 2 inyectores | 4 inyectores |
|------|--------------|------------|--------------|--------------|
| 2-D | Longitudinal | X | X | X |
| 2-D | Transversal | X | - | - |
| 3-D | Transversal | X | X | - |

3.4.2. Geometrías 2-D

Según lo descrito en la sección anterior se definen las geometrías que se utilizan para la simulación de la inyección dentro de un horno P-S. Todas las geometrías fueron construidas con el software ANSYS Design Modeler.

Corte longitudinal sobre horno con un inyector: Se construye un corte 2-D sobre el plano central de la tobera sumergida. El horno se ve como un rectángulo de 2,86 m de alto y 10 m de ancho, con una inyección de tobera de 1 in. (Figura 3.3).

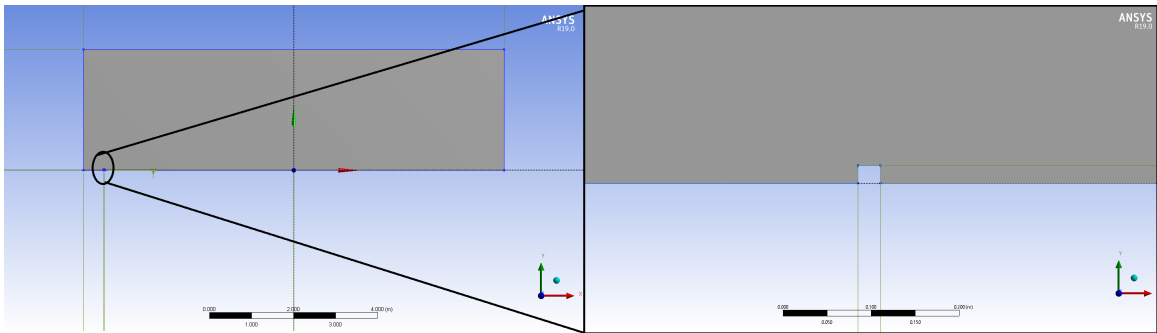


Figura 3.3: Modelo 2-D, Corte longitudinal, 1 inyector

Corte longitudinal sobre horno con dos inyectores Al igual que el modelo anterior, se construye sobre el mismo plano, esta vez con dos inyectores puestos a una distancia de 10 cm entre ellos.

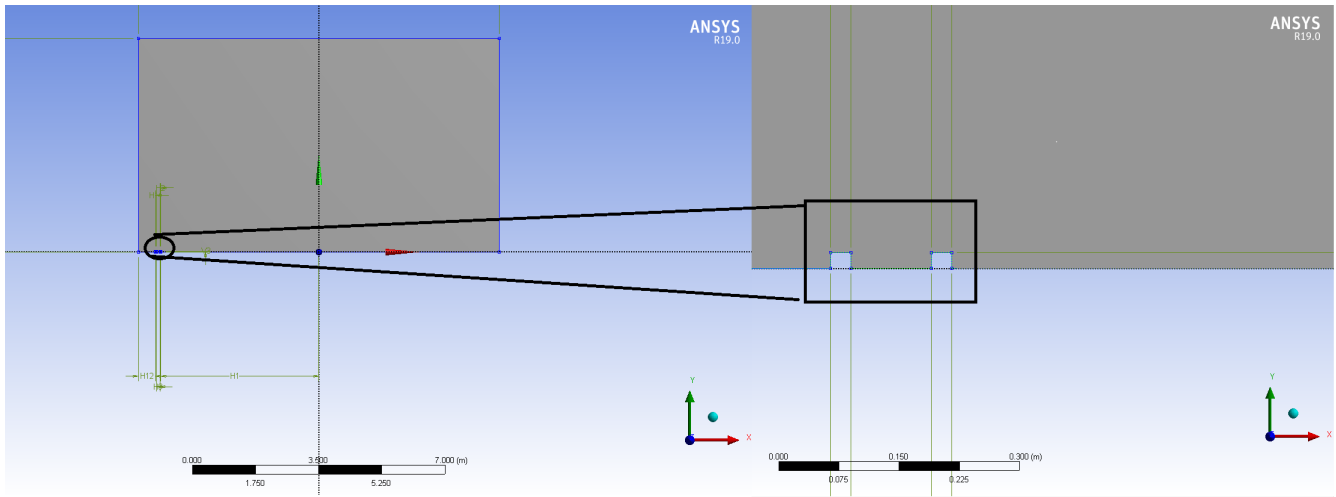


Figura 3.4: Modelo 2-D, Corte longitudinal, 2 inyectores

Corte longitudinal sobre horno con cuatro inyectores: Igual que en los otros dos casos, esta vez con cuatro inyectores separados por dos lados del horno, dos inyectores en la parte izquierda separados 10 cm. y en la derecha 2 inyectores también separados 10 cm.

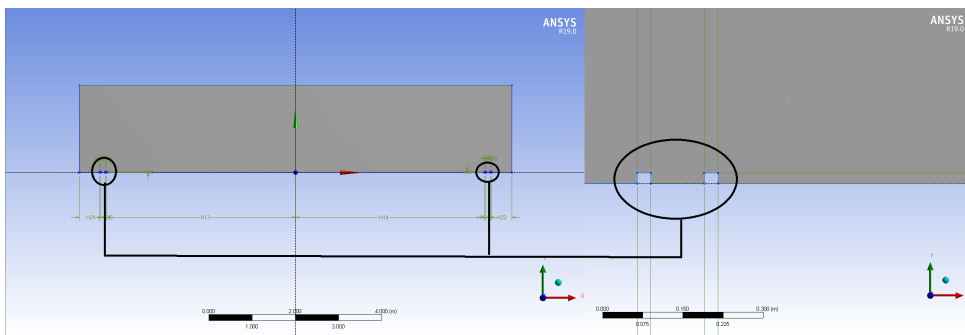


Figura 3.5: Modelo 2-D, Corte longitudinal, 4 inyectores

Corte transversal y un inyector: Se construye un corte 2-D sobre el plano que corta al horno de manera transversal, para modelar la tobera sumergida y observar como se comporta el GLP en contacto con el cobre. En la parte superior se observa un escape de gases como una línea recta. El inyector tiene un diámetro de 1 in y esta sumergido a 745 mm de la superficie libre del cobre (Figura 3.6).

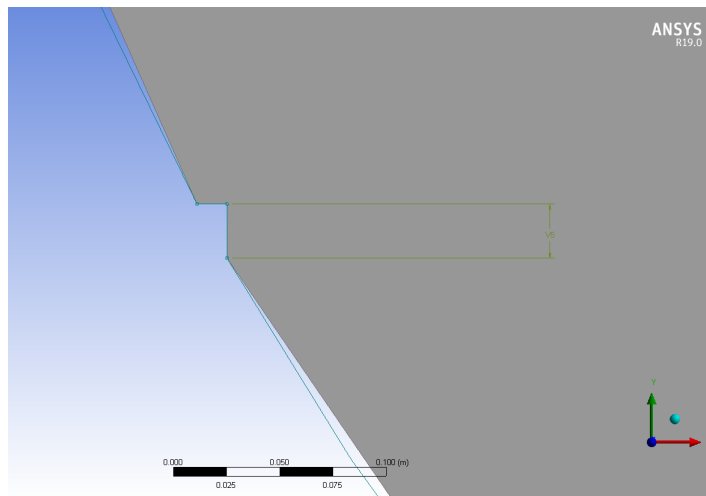


Figura 3.6: Modelo 2-D, Corte transversal, Detalle inyector

3.4.3. Geometría 3-D

Al igual que en la última parte de la sección anterior, se utiliza un corte transversal del horno y la geometría se ve en la figura 3.7. Esta tiene las mismas dimensiones del modelo 2-D y el largo de la sección de horno es de 50 cm. Esta geometría se utiliza para las 2 simulaciones 3-D antes señaladas, lo único que cambia es el set-up utilizado en Fluent.

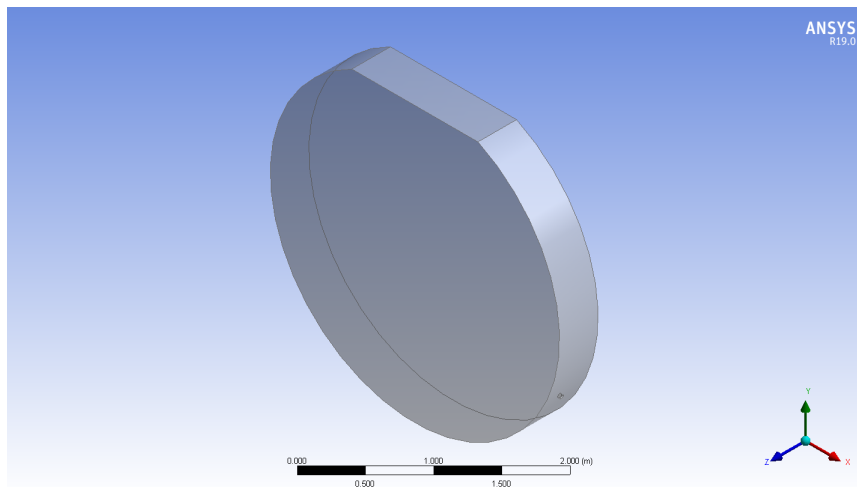


Figura 3.7: Modelo 3-D, Corte transversal, 1 inyector

3.4.4. Mallado

Es necesario validar la calidad de la malla debido a que ésta es un parámetro que afecta de manera significativa las simulaciones, es por esto que es necesario encontrar indicadores que validen la calidad; ya que con una baja calidad de malla se pueden generar errores en el cálculo o incluso divergencia. Una forma de medir la calidad de la malla es mediante

parámetros cuantitativos que otorga el software ANSYS Fluent, estos parámetros se describen a continuación[16]:

- **Orthogonal quality:** Hace referencia a la forma en que se intersectan los elementos de la malla, además permiten evaluar que tan robustos son los diseños del proceso y del producto con respecto a los factores de ruido [11]. cuando este valor es más cercano a 1, la calidad de la malla es buena y mientras es cercano a 0 la calidad es baja.
- **Skewness:** Esta característica tiene relación con el ángulo de deformación. Mientras menor es el valor de este, mejor es la calidad de la malla; por lo que se busca que el coeficiente sea lo más cercano a 0. Además, la regla general es que su valor máximo sea inferior a 0,95. Ya que un valor por encima de éste puede generar dificultades de convergencia.

Además, cabe destacar que para cada una de las simulaciones se comienza con una malla gruesa, la cual se afina para encontrar resultados que validen la decisión de diseño.

Al ser modelos temporales y turbulentos es importante definir el tamaño de malla junto con un paso de tiempo adecuado, esto es esencial para el éxito de la simulación. Se debe seleccionar un paso de tiempo que garantice un número de Courant-Friedrichs-Levy (CFL) inferior a la unidad[16] :

$$CFL = \frac{U\Delta t}{\Delta x} < 1 \quad (3.9)$$

Donde Δt es el paso de tiempo, Δx es el tamaño de elemento de malla y U es la velocidad del fluido. El número de CFL es calculado por el solver, es importante enfatizar que esto no es un límite numérico y que el solucionador puede mantener números CFL mucho más grandes. En aplicaciones complejas siempre hay regiones limitadas de celdas finas o velocidades grandes y no debe restringir el número de CFL en función de dichas zonas. La recomendación de $CFL = 1$ debe aplicarse en la región principal del modelo en combinación con una cuadrícula uniforme. Se varía el intervalo de tiempo para cada tipo de aplicación y se descubre su valor óptimo, esto ahorra sustancialmente en costos de computación. El valor óptimo de Δt para las simulaciones llevadas a cabo en esta memoria es de 10^{-5} s, con esto se busca el tamaño mínimo que debe tener la malla, que con las velocidades resueltas en base a la metodología mostrada en la sección 3.3 permiten determinar un tamaño mínimo de malla del orden de $4,2 \times 10^{-3}$ m.

3.4.5. Modelos a utilizar

Para modelar las tres fases presentes en el modelo: cobre líquido, aire y GLP. Se utiliza un modelo de VOF (Volume of Fluid), este permite modelar dos o más fluidos inmiscibles mediante la resolución de un solo conjunto de ecuaciones de impulso y el seguimiento de la fracción de volumen de cada uno de los fluidos en todo el dominio, estableciendo el seguimiento constante o transitorio de cualquier interfaz de líquido-gas.

Al utilizar este modelo se limita a utilizar un solver basado en presión, en el caso de Fluent

se utiliza el solver PISO.

3.5. Recursos Tecnológicos

Para llevar a cabo las simulaciones se cuenta con un procesador Intel(R) Core(TM) i5-7400 CPU@3.00 GHz con 4 núcleos, una memoria RAM de 16GB y una tarjeta de video NVIDIA Geforce gtx 1050 ti 4GB.

3.5.1. Set-up FLUENT

3.5.2. Metodología computacional

En primera instancia se deben definir las condiciones generales del problema. En específico, si el fenómeno se analiza en estado estacionario o transiente. Para este caso, se tiene que el problema se modela en estado transiente, dado que se requiere observar su comportamiento temporal. Además, se debe elegir como resolver el problema, en este caso se elige el método Pressure-Base, esto dado que se trabaja con fluidos incompresibles. En la Figura 3.8, se puede observar lo anterior.

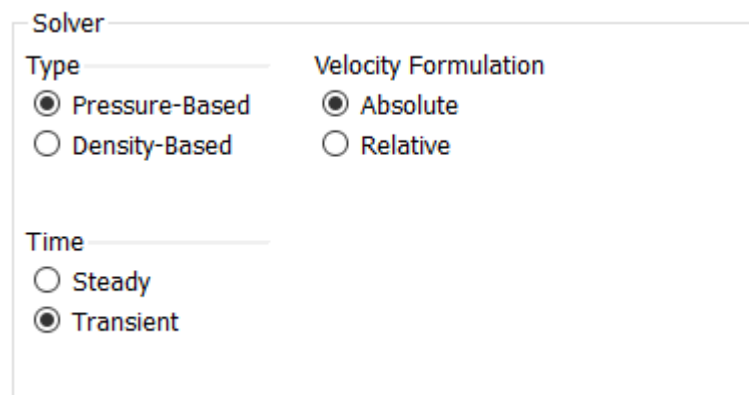


Figura 3.8: Condiciones generales de simulación en FLUENT

Luego se deben señalar los modelos que ocupa el programa para resolver el problema. Para todas las simulaciones se ocupa un modelo de turbulencia y un modelo multifásico. El modelo de turbulencia a elegir corresponde al $k-\epsilon$ Realizable, seleccionando un tratamiento específico en la pared. Como son modelos multifásicos, se selecciona el modelo VOF, especificando que se ocupan 3 fases continuas interactuando y que el método de solución es implicit.

Con respecto a las fases a ocupar, una vez seleccionados los modelos para resolver el problema, se procede a definir que materiales interactúan en las dos fases ya definidas. Para esto se deben especificar las propiedades de los materiales a trabajar, la densidad y la viscosidad de trabajo. La primera fase corresponde al aire presente en el horno, en la figura 3.12 se aprecian las propiedades de dicha fase.

Models

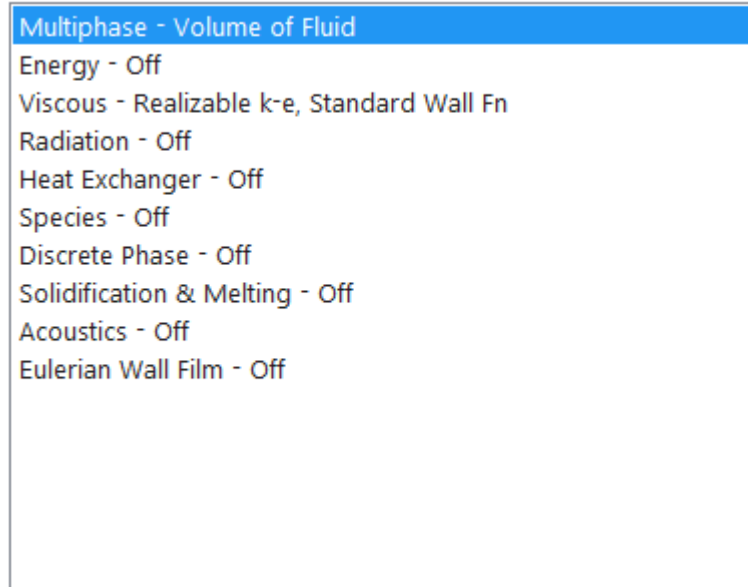


Figura 3.9: Modelos en ANSYS FLUENT

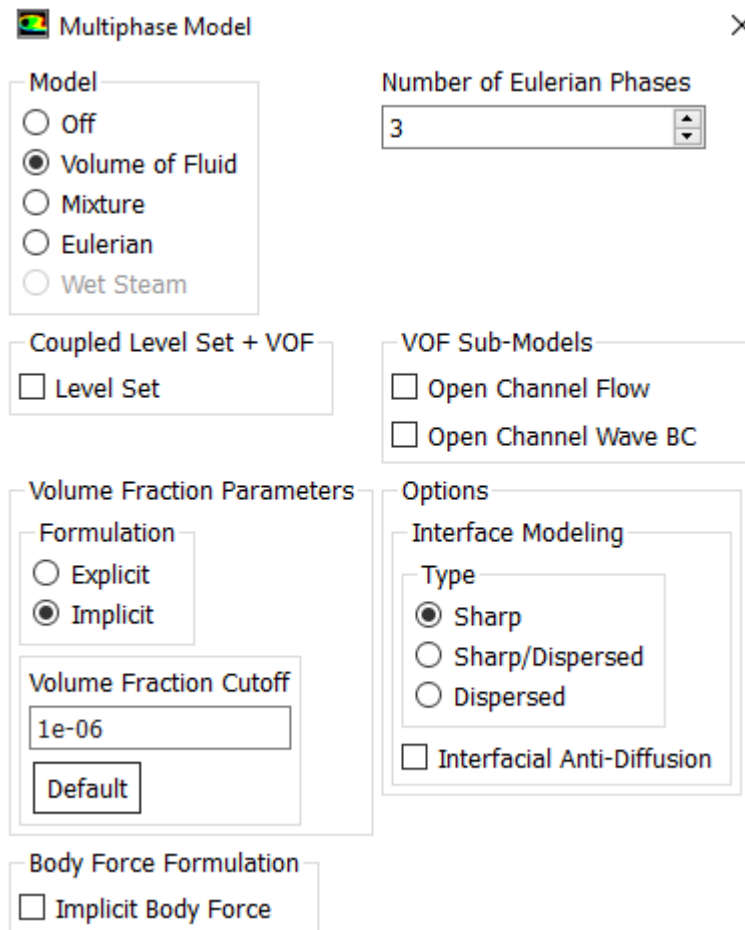


Figura 3.10: Modelo VOF en ANSYS FLUENT

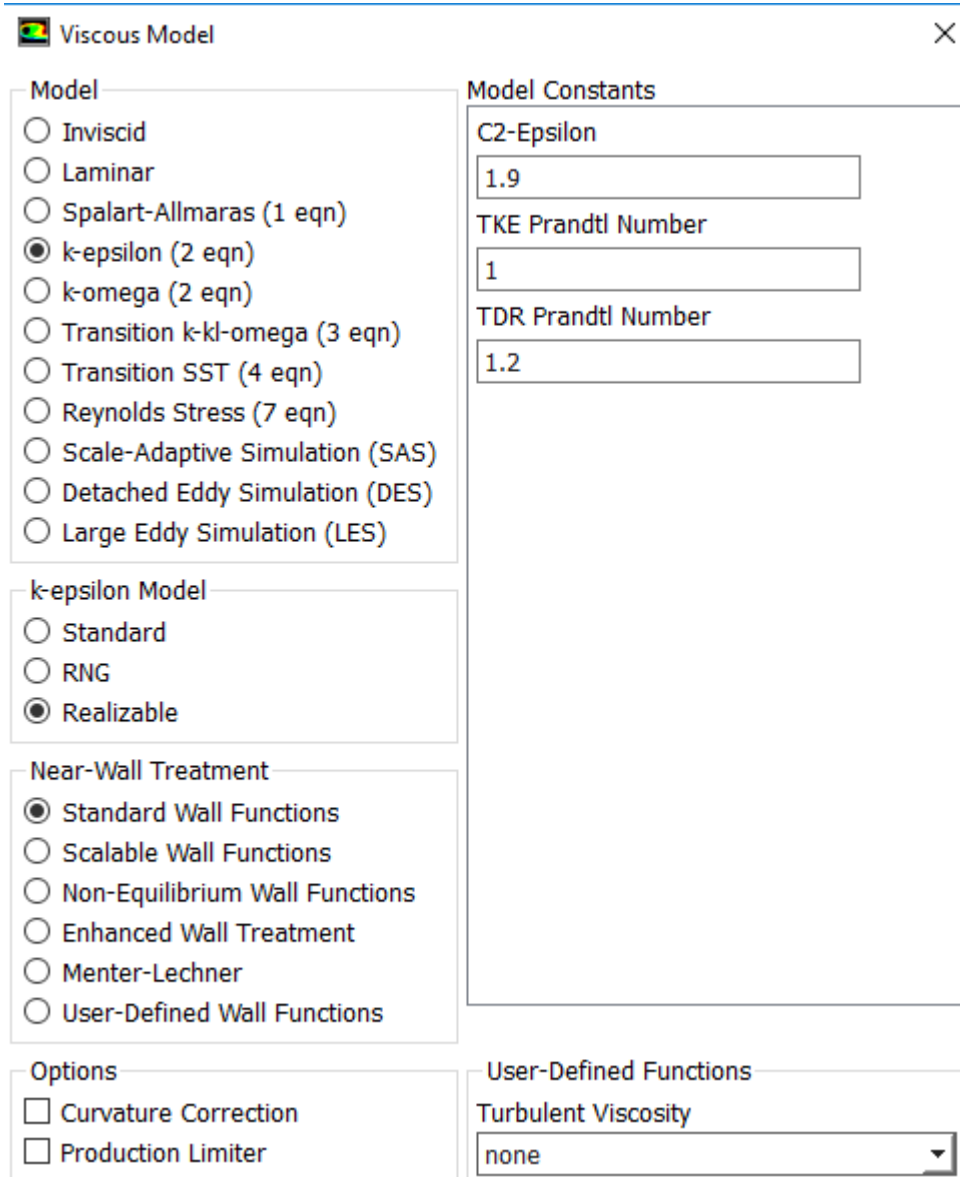


Figura 3.11: Modelo de Turbulencia en ANSYS FLUENT.

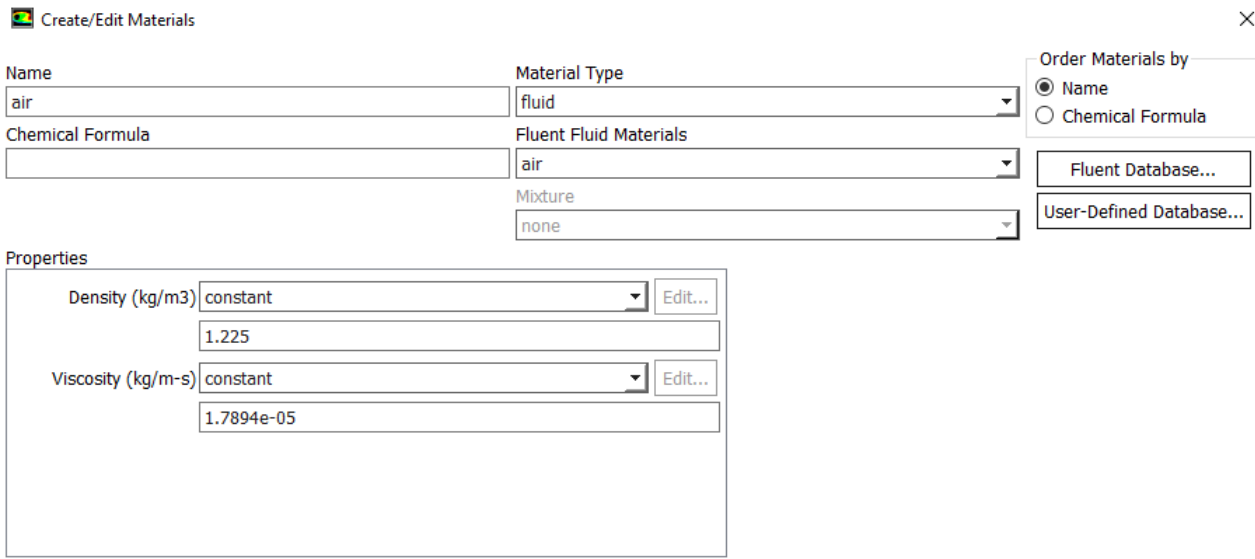


Figura 3.12: Propiedades aire en ANSYS FLUENT

La segunda fase, en este caso el cobre, se debe definir como un fluido newtoniano, es decir, que su viscosidad sea constante. Acá solo se debe variar el valor de la densidad y la viscosidad del material a ocupar. En la figura 3.13, se observan las propiedades ya mencionadas.

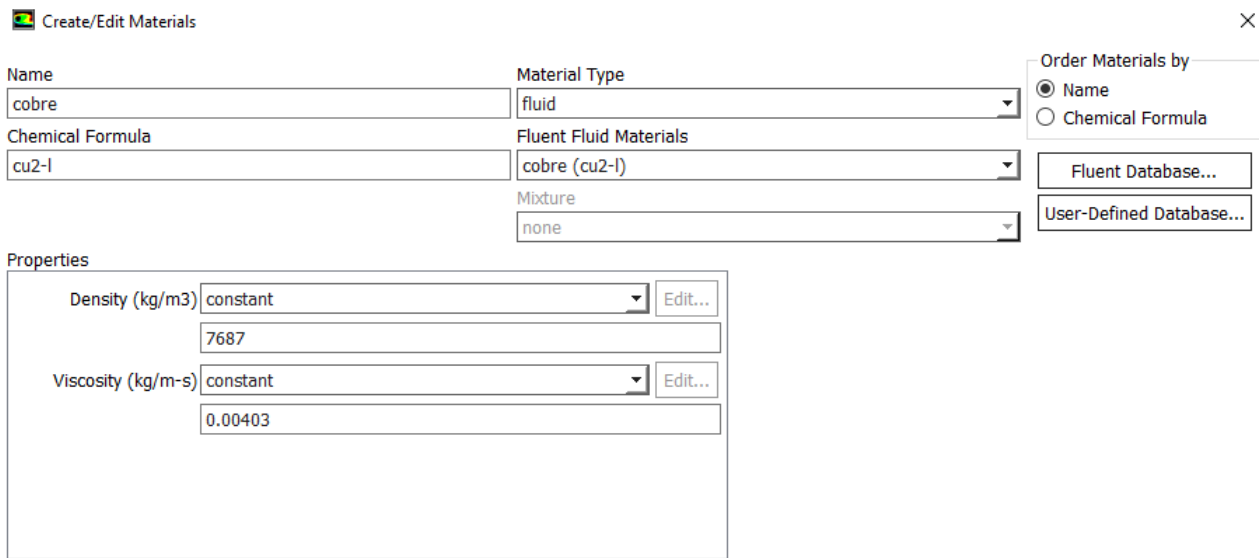


Figura 3.13: Propiedades cobre en ANSYS FLUENT

Finalmente se define la tercera fase, el GLP y al igual que el cobre se define de las misma forma. En la figura 3.14 se observan las propiedades.

| | | |
|------------------|------------------------|--|
| Name | Material Type | Order Materials by |
| glp | fluid | <input checked="" type="radio"/> Name |
| Chemical Formula | Fluent Fluid Materials | <input type="radio"/> Chemical Formula |
| c3h8 | propane (c3h8) | Fluent Database... |
| | Mixture | User-Defined Database... |
| | none | |

| | |
|--------------------|---|
| Properties | |
| Density (kg/m3) | constant <input type="button" value="Edit..."/> |
| | 1.865 |
| Viscosity (kg/m-s) | constant <input type="button" value="Edit..."/> |
| | 3.86e-08 |

Figura 3.14: Propiedades GLP en ANSYS FLUENT

Luego de establecer modelos y materiales con los que se trabaja se debe señalar la ubicación de las entradas de GLP y las salidas de los fluidos presentes, en donde se imponen las condiciones de borde definidas según cada simulación; esto se encuentra en la sección de resultados.

Es importante definir las regiones que ocupa cada fluido y su fracción de volumen, para esto se utiliza la opción Mark/Adapt Cells ->Region en Fluent, ahí se define la región del espacio que utiliza el cobre y el aire. Luego se define el método de solución para los problemas, como se menciona en la sección anterior se utiliza el solver PISO como se muestra en la figura 3.15, luego de esto se inicializa la solución de manera híbrida y se usa la opción patch para llenar las regiones antes definidas con los fluidos a utilizar (Figura 3.16).

Solution Methods

Pressure-Velocity Coupling

Scheme
PISO

Skewness Correction
1

Neighbor Correction
1

Skewness-Neighbor Coupling

Spatial Discretization

Pressure
PRESTO!

Momentum
Second Order Upwind

Volume Fraction
Geo-Reconstruct

Turbulent Kinetic Energy
First Order Upwind

Turbulent Dissipation Rate
First Order Upwind

Transient Formulation
First Order Implicit

Non-Iterative Time Advancement

Frozen Flux Formulation

Warped-Face Gradient Correction

High Order Term Relaxation

Figura 3.15: Configuración de Solver en ANSYS FLUENT

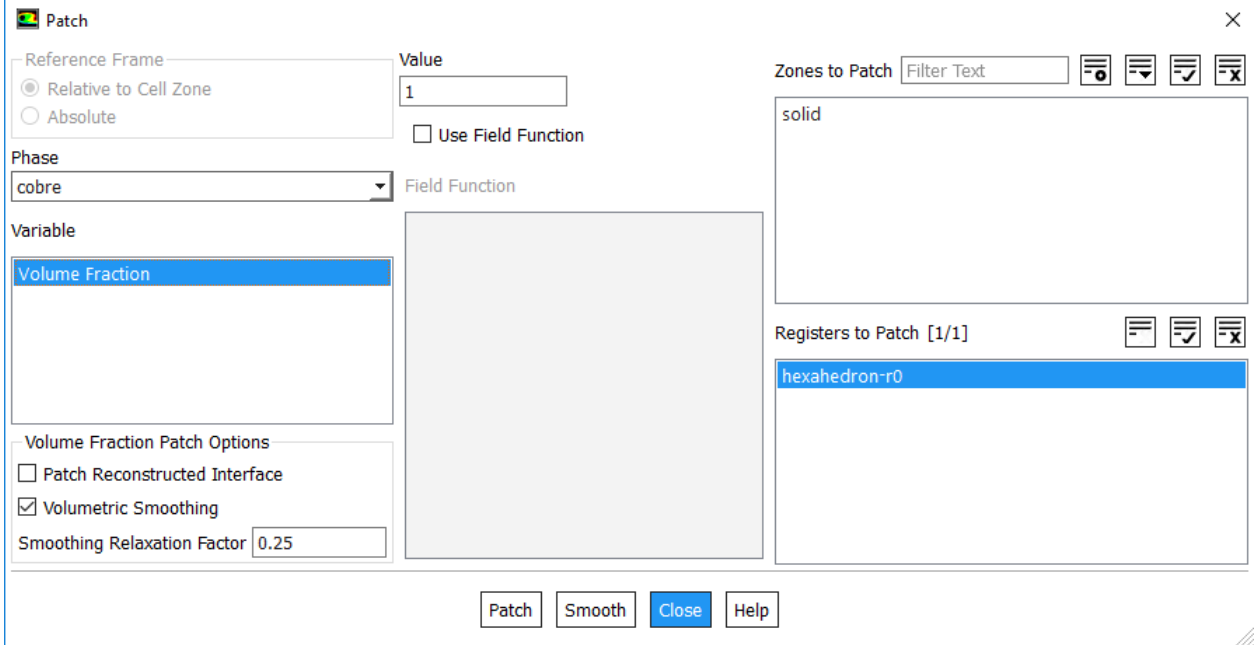


Figura 3.16: Definición de la región de fluido en ANSYS FLUENT.

3.6. Metodología de diseño de instalación

La instalación se va a desarrollar en la fundición Potrerillos Codelco Salvador, ubicada en la comuna de Diego de Almagro, Provincia de Chañaral, Región de Atacama, Chile. Está aproximadamente a unos 2.600 metros sobre el nivel del mar. Para el diseño de la instalación se debe realizar el cálculo de las tuberías, estanques y el dimensionamiento de los equipos que se requieran para el correcto funcionamiento del horno de refino a fuego.

3.6.1. Cálculo de tuberías

Para el cálculo del diámetro máximo de la tubería se debe considerar que dentro de ésta no puede existir un flujo supersónico, para evitar ondas de choque, por lo que se debe trabajar con un número de Mach inferior a 1, queda así limitada la velocidad dentro de la tubería a una menor a la velocidad del sonido del GLP. [10]

Con el caudal requerido por el horno se realiza el cálculo del diámetro máximo de tubería con la siguiente ecuación:

$$D_{max} = \sqrt{\frac{4Q}{\pi V_s}} \quad (3.10)$$

donde, D_{min} corresponde al diámetro mínimo, Q es el caudal requerido y V_s es la velocidad del sonido del gas. A partir de este cálculo se debe seleccionar en el mercado una tubería que cumpla el requerimiento de diámetro y los materiales propuestos en la sección 2.6 de la

revisión de antecedentes.[10]

3.6.2. Tamaño de estanques de almacenamiento

El tamaño del tanque de GLP está determinado por la demanda (en ft^3/h) de el combustible. La tasa de vaporización del propano determina la cantidad de combustible disponible de un tanque de tamaño particular a cierta temperatura ambiente. El tanque debe ser lo suficientemente grande como para proporcionar la tasa de vaporización cuando la temperatura ambiente es mínima. La tasa de vaporización se puede calcular considerando el área húmeda de GLP en el tanque. La siguiente fórmula se usa para calcular la velocidad de vaporización para un tanque sobre el piso, basado en la temperatura ambiente y la temperatura de GLP en el tanque.[10]

$$Q_t = U \cdot A \cdot \Delta T \quad (3.11)$$

Donde Q_t es la tasa de transferencia de calor necesaria para vaporizar una cantidad determinada de LPG en BTU/h; U es el coeficiente de transferencia de calor del tanque en $Btu/(h \cdot ft^2 \cdot F)$; A es el área que ocupa el LPG en el tanque en ft^2 y ΔT es la diferencia de temperatura entre el aire ambiente y la temperatura de LPG en el tanque. Para un tanque subterráneo, A puede tomarse como el área de superficie completa de el tanque.

Generalmente, la diferencia entre la temperatura exterior más fría y la temperatura de GLP más cálida se usa para calcular ΔT . Dependiendo de la humedad relativa del aire, puede producirse escarcha fuera del tanque. Se debe evitar la escarcha, ya que actúa como un aislamiento y por lo tanto inhibe la vaporización del GLP.

La tabla 3.4 muestra la diferencia de temperatura que se utiliza a diferentes niveles de humedad en Potrerillos.

Tabla 3.4: Diferencia de temperatura y humedad relativa

| Temperatura del Aire | | H umedad relativa | | |
|----------------------|----|-------------------|------|------|
| C | F | 20 % | 30 % | 40 % |
| -12,2 | 10 | 30 | 22,5 | 17 |
| -6,7 | 20 | 31,5 | 24 | 18 |
| -1,1 | 30 | 33 | 25 | 19,5 |
| 4,4 | 40 | 35 | 27 | 21 |

Para estanque sobre el piso se puede usar un valor de $U = 2,0$. Para tanques subterráneos se utiliza $U = 0,5$. Después de calcular la tasa de vaporización Q_t usando la ecuación (3.11), se calcula la cantidad de GLP vaporizado en gal/h de la siguiente manera:

$$V = \frac{Q_t}{L} \quad (3.12)$$

donde, V es el volumen de GPL vaporizado, en gal/h y L es el calor latente de vaporización del propano en Btu/gal.

En el caso de la fundición de potrerillos se tiene una humedad relativa de 30% a una temperatura ambiente promedio de 15C, además tienen un estanque de GLP de 110 m^3 , esto permite elegir una solución para las toberas dado que si el estanque soporta el consumo se elige la opción con mas toberas como la óptima.

3.6.3. Dimensionamiento de equipos

Dependiendo de las instalaciones de la fundición se diseñan tuberías de determinado largo, con esto se puede calcular las pérdidas de carga y con esto la presión a la que debe estar el GLP en su origen para llegar a la presión de diseño en la inyección por las toberas. Se bombea GLP liquido a vaporizadores cuando la capacidad del estanque no logra vaporizar GLP, cuando esto es necesario, se requieren bombas para impulsar el GLP hacia los vaporizadores que lo vuelven gaseoso para su recorrido hacia el horno.

Capítulo 4

Resultados

4.1. Estimación de caudal y presión de inyección de GLP vaporizado

En base a la metodología planteada en la sección 3.3 se determinan las condiciones óptimas para obtener una desoxidación cercana al 100 % . En primer lugar se obtiene que se requieren aproximadamente 3.262 kg de GLP para reducir una carga 240 toneladas de cobre blíster, esto equivale a $1.750 m^3$ de GLP.

En cuanto a la estimación de la presión de inyección y caudal de GLP en la Tabla 4.1 se muestran los resultados del modelo descrito en la sección 3.3, para distintas penetraciones del jet.

Tabla 4.1: Resultados presiones de inyección, velocidades y alcance del jet

| Alcance | l [m] | p_e [bar] | Fr | u [m/s] | V_s [m/s] | Ma | p_o [bar] | Q[m ³ /h] |
|---------|---------|-------------|-------|-----------|-------------|------|-------------|----------------------|
| 100 % | 2,86 | 1,31 | 306,5 | 560,7 | 255,795 | 2,2 | 14 | 1.022,8 |
| 90 % | 2,57 | 1,31 | 272,9 | 529,05 | 255,795 | 2,06 | 11 | 965,06 |
| 80 % | 2,29 | 1,31 | 240,7 | 496,9 | 255,795 | 1,94 | 8,75 | 906,41 |
| 70 % | 2 | 1,31 | 207,8 | 461,6 | 255,795 | 1,8 | 6,86 | 842,1 |
| 60 % | 1,71 | 1,31 | 175,2 | 424 | 255,795 | 1,65 | 5,37 | 773,37 |
| 50 % | 1,43 | 1,31 | 144,3 | 384,7 | 255,795 | 1,5 | 4,23 | 701,75 |
| 40 % | 1,14 | 1,31 | 112,8 | 340,1 | 255,795 | 1,33 | 3,31 | 620,42 |
| 30 % | 0,86 | 1,31 | 83 | 291,8 | 255,795 | 1,14 | 2,61 | 532,3 |
| 20 % | 0,57 | 1,31 | 53,1 | 233,4 | 255,795 | 0,91 | 2,04 | 425,67 |
| 10 % | 0,26 | 1,31 | 22,6 | 152,3 | 255,795 | 0,59 | 1,58 | 277,84 |

Tabla 4.2: Estimación de tiempo del proceso de reducción

| Alcance | 1 inyector | | 2 inyectores | | 4 inyectores | |
|---------|---------------------------|-----------|-------------------------|-----------|-------------------------|-----------|
| | Caudal[m ³ /h] | Tiempo[h] | Caudal[m ³] | Tiempo[h] | Caudal[m ³] | Tiempo[h] |
| 100 % | 1.022 | 1,7 | 2.045 | 0,9 | 4.091 | 0,42 |
| 90 % | 965,06 | 1,8 | 1930,12 | 0,9 | 3860,25 | 0,45 |
| 80 % | 906,41 | 1,9 | 1812,83 | 1 | 3625,66 | 0,48 |
| 70 % | 842,10 | 2,1 | 1684,21 | 1 | 3625,665 | 0,48 |
| 60 % | 773,37 | 2,3 | 1546,75 | 1,1 | 3093,50 | 0,56 |
| 50 % | 701,75 | 2,5 | 1403,5 | 1,2 | 2807 | 0,62 |
| 40 % | 620,41 | 2,8 | 1240,83 | 1,4 | 2481,67 | 0,7 |

4.2. Parámetros de inyección para simulaciones

Se decide por una velocidad y presión óptimas en base a la bibliografía (Tabla 4.3), explicado en detalle en la sección de análisis.

Tabla 4.3: Parametros inlet simulaciones

| | |
|---|------------|
| Velocidad de inyección GLP por inyector | 424 [m/s] |
| Presión de inyección | 5,37 [bar] |

4.3. Simulaciones 2D

4.3.1. Simulación 2D, 1 inyector

Mallado Para la definición del mallado se utilizan los conceptos estudiados en la sección 3.4.4 y se obtienen los siguientes parámetros de malla :

Tabla 4.4: Parametros de malla simulación longitudinal con 1 tobera

| | |
|-----------------------------|--------|
| Tamaño de elemento | 5e-2 |
| Numero de elementos | 11.381 |
| Numero de nodos | 11.640 |
| Skewness promedio | 0,1 |
| Orthogonal Quality promedio | 0.86 |
| Time Step | 1e-5 |
| Número Courant | 0,085 |

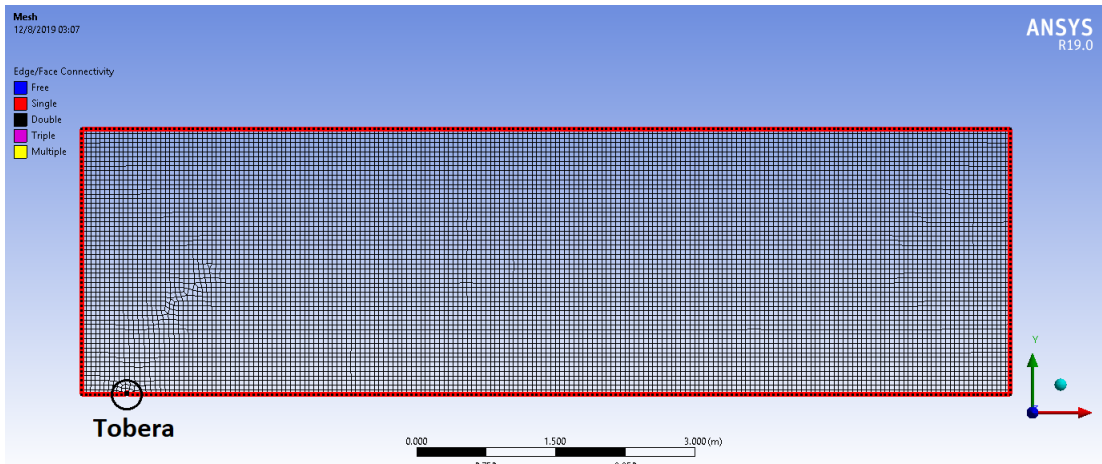


Figura 4.1: Mallado para simulación longitudinal de una tobera

Resultados temporales de mezcla entre GLP y Cobre Se muestran en la figura 4.2

Tiempo de simulación: 75 horas

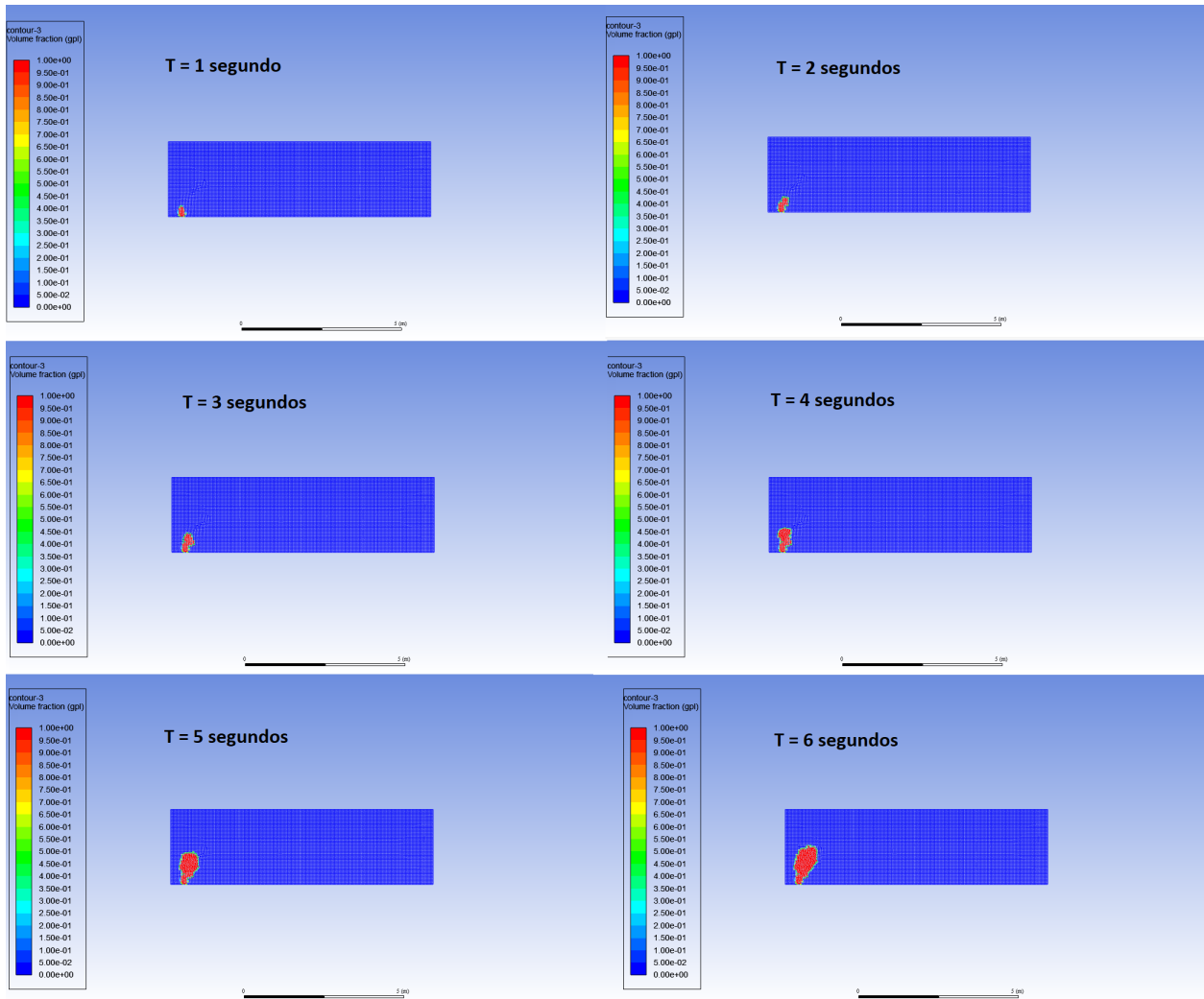


Figura 4.2: Resultado simulación longitudinal de una tobera

4.3.2. Simulación 2D, 2 inyectores

Mallado Para la definición del mallado se utilizan los conceptos estudiados en la sección 3.4.4 y se obtienen los siguientes parámetros de malla :

Tabla 4.5: Parametros de malla simulación longitudinal con 2 toberas

| | |
|-----------------------------|--------|
| Tamaño de elemento | 5e-2 |
| Numero de elementos | 23.614 |
| Numero de nodos | 23.936 |
| Skewness promedio | 0,08 |
| Orthogonal Quality promedio | 0.99 |
| Time Step | 1e-5 |
| Número Courant | 0,085 |

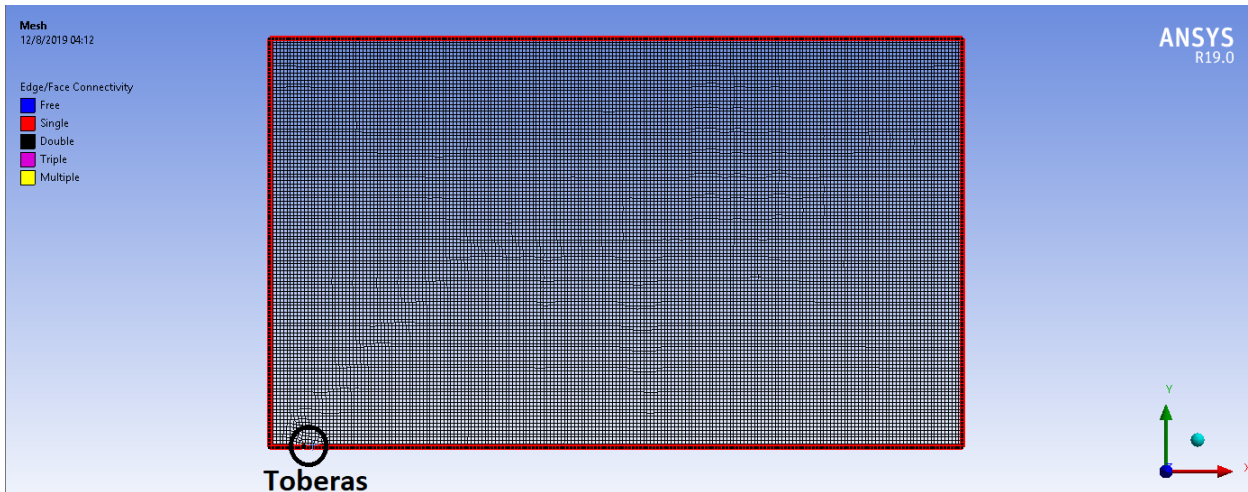


Figura 4.3: Mallado para simulación longitudinal de dos toberas

Resultados temporales de mezcla entre GLP y Cobre Se muestran en la figura 4.4

Tiempo de simulación: 87 horas

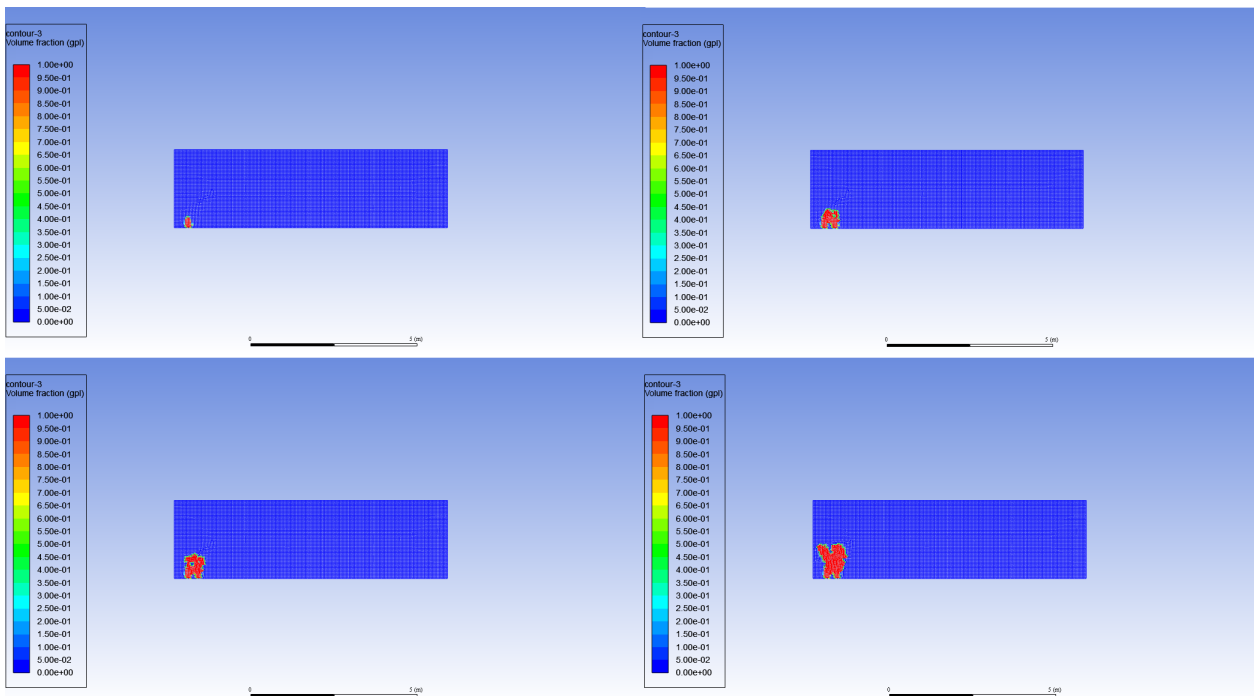


Figura 4.4: Resultado simulación longitudinal de dos toberas

4.3.3. Simulación 2D, 4 inyectores

Mallado Para la definición se utiliza el mismo mallado de la simulación de 2 toberas, fluent tiene la opción de simular el inlet simétrico para obtener los resultados de las 4 toberas, la figura 4.5 muestra la formación del jet en el primer segundo.

Tiempo de simulación: 87 horas

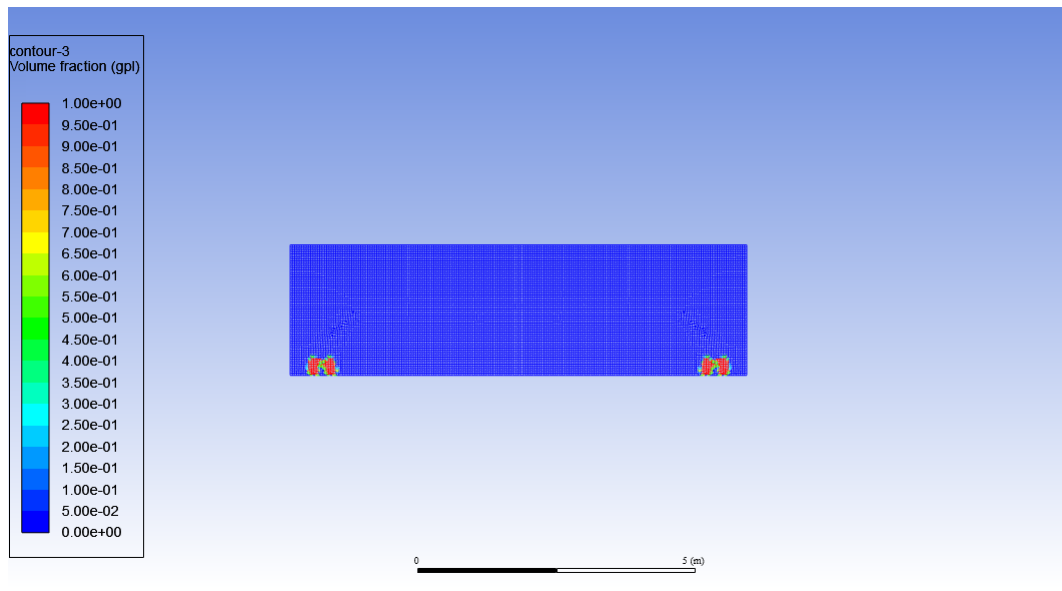


Figura 4.5: Resultado simulación longitudinal de cuatro toberas

4.3.4. Simulación 2D, Transversal

Mallado Para la definición del mallado se utilizan los conceptos estudiados en la sección 3.4.4 y se obtienen los siguientes parámetros de malla :

Tabla 4.6: Parametros de malla simulación transversal con 1 tobera

| | |
|-----------------------------|--------|
| Tamaño de elemento | 5e-3 |
| Numero de elementos | 13.456 |
| Numero de nodos | 13.223 |
| Skewness promedio | 0,3 |
| Orthogonal Quality promedio | 0.8 |
| Time Step | 1e-5 |
| Número Courant | 0,0085 |

Tiempo de simulación: 102 horas.

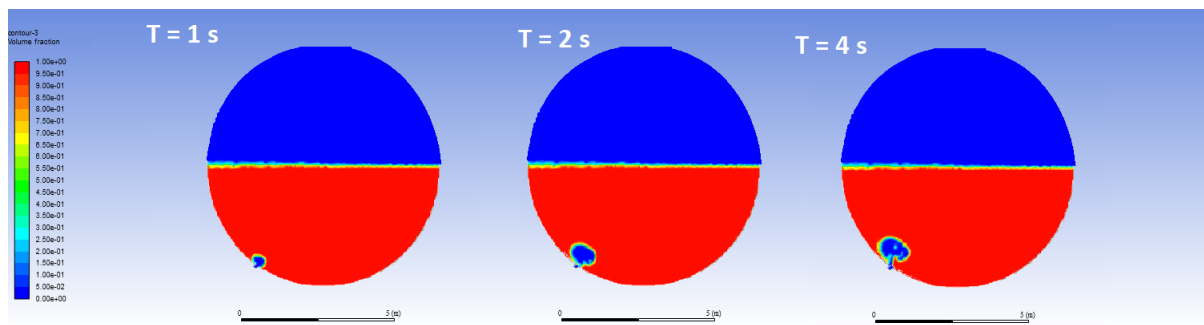


Figura 4.6: Resultados simulación transversal

4.4. Simulación 3D

Se decidió no realizar la simulación 3D tras un estudio de tiempo de simulación, pues en un mallado de calidad para ver los primeros 0,03 segundos del proceso, requiere una simulación de 27 horas, por lo que simular 5 segundos del proceso tomaría 187 días. La complejidad del modelo hace que quede fuera de los alcances de la memoria.

4.5. Diseños para instalación

4.5.1. Diámetro mínimo de cañería

Para cumplir con el caudal requerido para 1, 2 y 4 toberas, se estiman los diámetros de tubería mínimos que se pueden tener :

Tabla 4.7: Diámetro mínimo de tuberías

| N Toberas | Caudal [m^3/h] | D_{min} [in.] |
|-----------|--------------------|-----------------|
| 1 tobera | 773,37 | 1,3 |
| 2 toberas | 1.546,75 | 1,8 |
| 4 toberas | 3093,5 | 2,6 |

4.5.2. Capacidad de estanque

Se requieren estanques con capacidad superior a $80 m^3$

4.5.3. Diseño típico de instalación

A continuación se presentan planos con la instalación de GLP en la planta de potrerillos.

P&ID

Partes del plano P&ID se encuentran en las figuras 4.7,4.8,4.9, el completo se encuentra en el anexo 1.

Disposición general

El plano de disposición general se encuentra en el anexo 2.

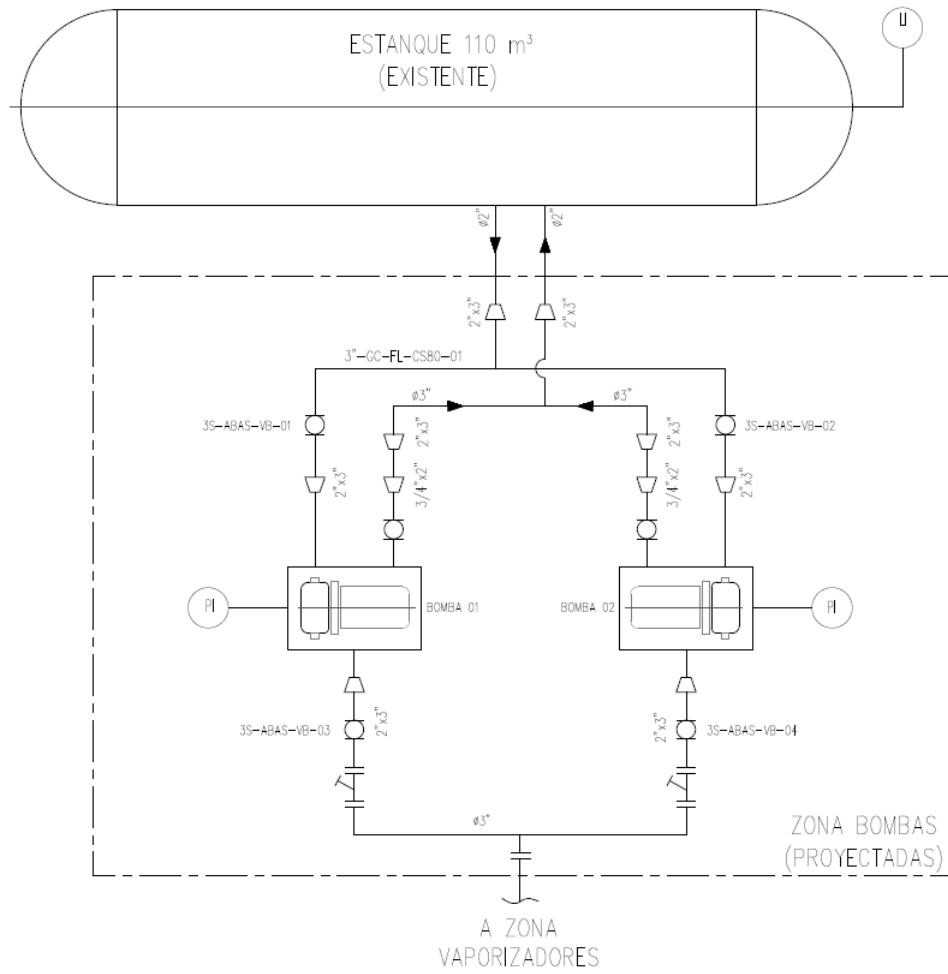


Figura 4.7: P&ID sección 1

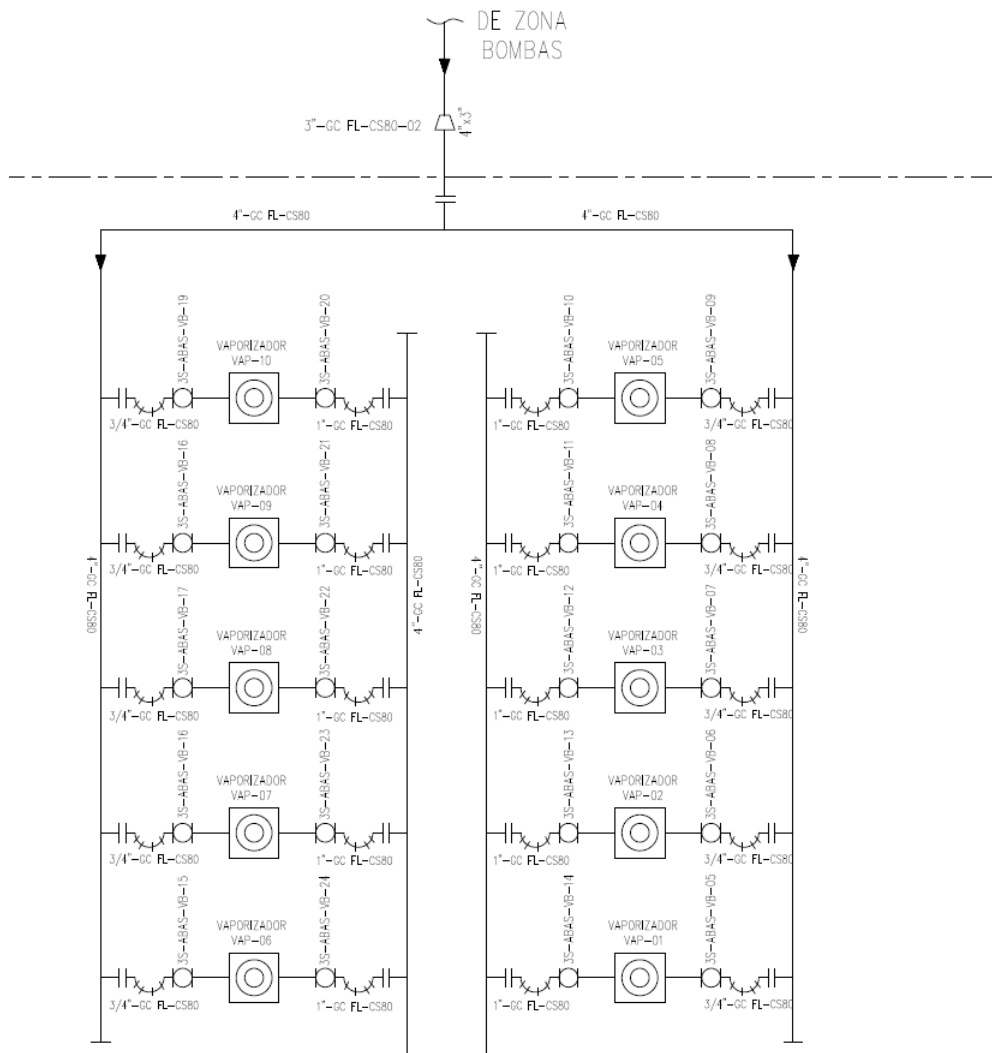


Figura 4.8: P&ID sección 2

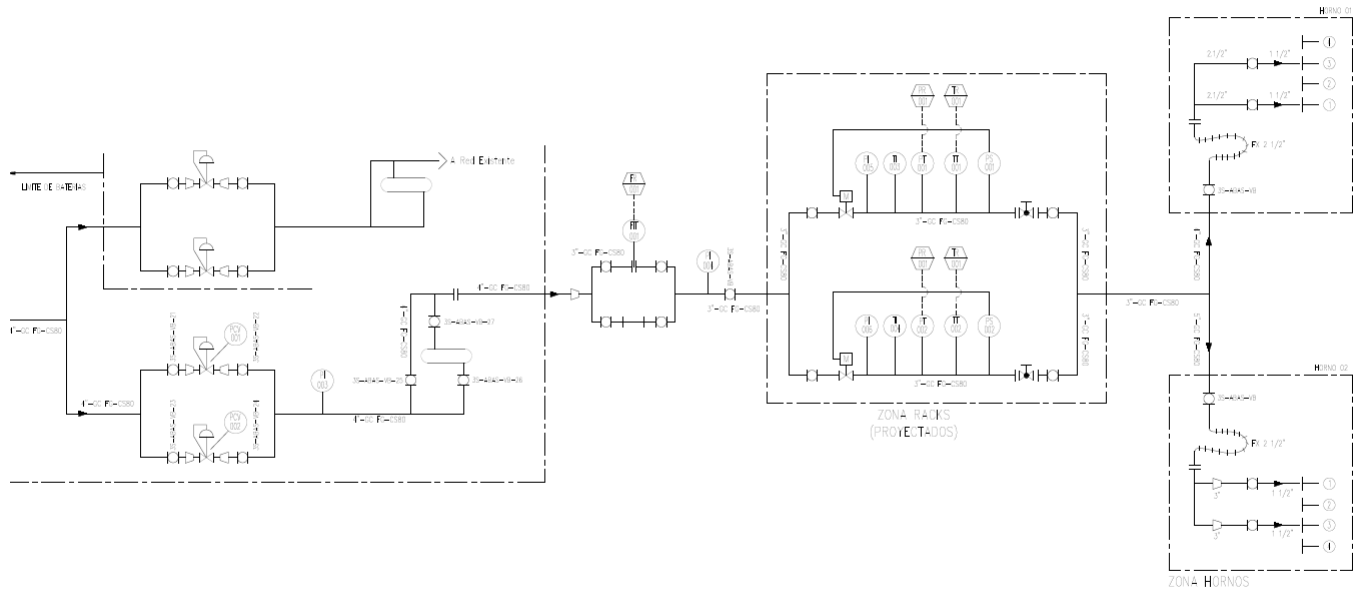


Figura 4.9: P&ID sección 3

Detalle de la tobera

El detalle de la tobera utilizada en fundición potrerillos se encuentra en la figura 4.10

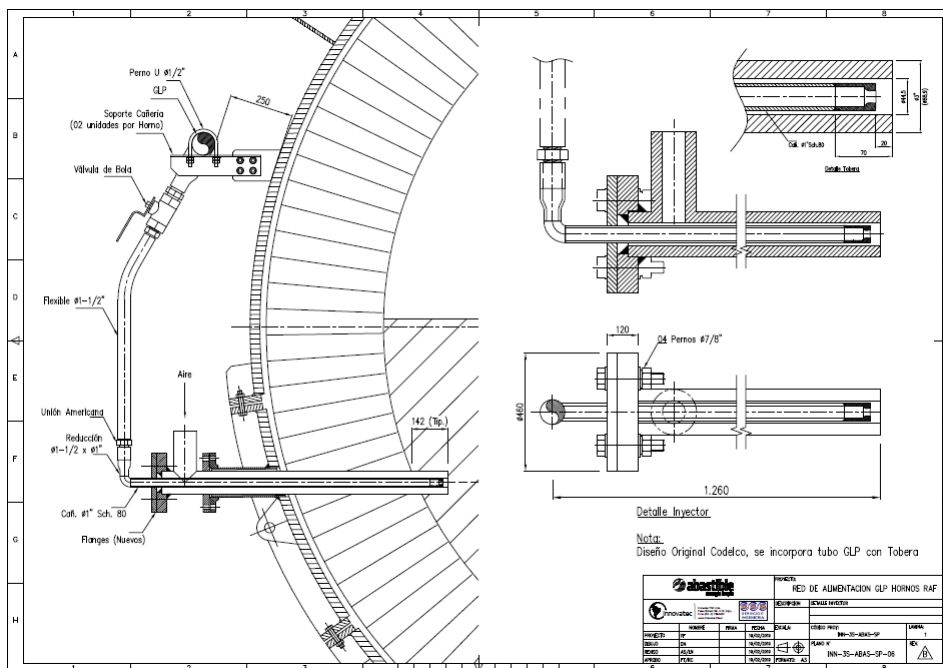


Figura 4.10: Detalle de tobera

Capítulo 5

Análisis y Discusión

En base a los resultados obtenidos en la sección anterior, se analizan los resultados a partir de los métodos de cálculo numérico y modelo CFD.

5.1. Carga total requerida de GLP

La carga total de la cantidad de GLP que se requiere para la desoxidación cercana al 100 % del Cu líquido fue estimada a partir de la ecuación (2.1), con la cual se asume que la cantidad de GLP que se le proporciona al proceso es capaz de reaccionar completamente durante el periodo de tiempo el proceso, donde se asume que el porcentaje de gas sin reaccionar es 0, obteniéndose una carga total mínima de 3.262 kg de GLP para reducir una carga de 240 toneladas de cobre blíster, lo que equivale a 1.750 m³ de GLP. Este valor es una aproximación del posible valor real, debido a que el método supone condiciones de reacciones químicas idóneas en el proceso, sin considerar pérdidas de GLP, este valor debiese ser mayor debido a los distintos factores externos del proceso, pero es un buen valor estimativo para trabajar con los resultados.

5.2. Parametros de inyección

La presión de inyección se obtuvo a partir de la ecuación (3.7), la que determina la presión de trabajo a la cual se inyecta el GLP a través de las toberas. Como se mencionó anteriormente, la presión de trabajo se tiene que situar por debajo de 7,1 bar, valor máximo que asegura la presión de vapor del GLP dada la composición del mismo. Se observa de la Tabla 4.1 que a partir de un alcance de inyección del 70 %, se tienen presiones de inyección menor a este valor, pero como a un 70 % de alcance la presión se aproxima lo suficiente a 7,1 bar (límite establecido), se debe utilizar un alcance inferior que asegure el cumplimiento de este límite.

En la Tabla se muestran los resultados del caudal y del tiempo requerido para la reducción completa de la carga de cobre (240 ton), sin considerar difusión, para un horno configurado con 1, 2 y 4 inyectores. La estimación del tiempo de refino para la condición de proceso indicada se obtuvo por interpolación simple de los datos de Soltanieh [8] y Valencia [3] vs. la cantidad de GLP estimada en el balance de masa. No obstante ello, el tiempo informado es una estimación gruesa porque en la práctica está determinado por la difusión del oxígeno en la mezcla [8]. Indistintamente se puede deducir que los tiempos de procesos debiesen reducirse en cuanto más inyectores se utilizan..

Los resultados de Soltanieh [8] muestran que se requiere aproximadamente entre 1.200 y 1.600 m^3/h de GLP con dos inyectores para la reducción del cobre. Al comparar con los resultados obtenidos se puede deducir que el proceso no requiere de un Jet que llegue al extremo opuesto del horno, si no que uno que penetre alrededor del 60 % del recorrido o menos, posiblemente por los efectos de difusión y de las burbujas de gas.

Los resultados de cálculo muestran que la presión de inyección de GLP es una función del alcance o longitud del jet en Cu líquido, a mayor alcance se requiere mayor presión de inyección. En el rango de 1,6 - 14 bar se logran alcances entre el 10 y el 100 % del requerido. En ese mismo rango de operación, el caudal inyectado progresa entre 277,84-1.022,8 m^3/h , valores que coinciden con las magnitudes experimentales que muestra la bibliografía especializada. Si se considera una ventana operacional entre 40-70 % del alcance máximo del jet, entonces la presión de inyección y el caudal, por boquilla, definen la operación con: 3-7 bar @620-780 m^3/h . Considerando los datos experimentales se requiere trabajar con presiones de diseño en el rango de 5-7 bar, con la posibilidad de regular convenientemente dicha variable, y caudales de unos 773 m^3/h por boquilla.

El caudal de trabajo estará asociado directamente con la cantidad de toberas que se utilice, además de el porcentaje de alcance que se estableció anteriormente (60 % alcance de jet).

Dada estas condiciones iniciales, se tiene que el caudal es de 773,37, 1.546,75 y 3.093,50 (m^3/h) para la disposición de una, dos y cuatro toberas respectivamente (Tabla 4.2).

De lo anterior, se observa que una vez seleccionado el caudal dada las condiciones del alcance de jet, este quedará en función de la cantidad de toberas con los que se diseñe el proceso, lo que influirá directamente en la capacidad del estanque, diámetro de cañerías, compresor, etc.

Además, se observa de la Tabla 4.2 que el tiempo de reducción del proceso disminuye a medida que aumenta el número de toberas dando un tiempo de aproximadamente 2,3, 1,1 y 0,56 horas para la disposición de una, dos y cuatro toberas respectivamente, lo cual es un resultado esperado dado el aumento considerable en el caudal de GLP para la reducción.

Según este análisis se deciden los parametros de inyección para las simulaciones mostrados en la tabla 4.3.

5.3. Análisis de simulaciones

Análisis de tiempo de simulaciones: Determinados los mallados para cada una de las simulaciones y realizado el set-up en fluent se procedió con estas, como el paso de tiempo debe ser muy pequeño y la malla también de serlo para asegurar que la solución sea convergente con un mallado de calidad, se generan tiempos de simulación muy altos que solo permiten ver los primeros segundos de la inyección, como se muestra en las figuras, pues cada simulación tomó cerca de 4 días para obtener los resultados mostrados en la sección anterior. Por esto el modelo 3D quedaría fuera del alcance del proyecto por la complejidad que implica la simulación, se estima que con los recursos tecnológicos con los que se cuenta la simulación tomaría mas de un año en obtener resultados para el comportamiento del GLP en contacto con el cobre en un horno anódico. Además, esta limitación tecnológica no permite obtener resultados que muestren el efecto de la disposición de las toberas sobre la eficiencia temporal del proceso. Por lo que no se podrá concluir en base a las simulaciones la disposición mas óptima para la reducción del cobre.

Aún así mediante una UDF utilizada en FLUENT se pudo comparar el tiempo y porcentaje del área de contacto entre las superficies de cobre y GLP mostrando que al comparar los modelos longitudinales y variar el numero de toberas, se puede observar que existe diferencia en los resultados al aumentar el parámetro ya mencionado. En específico, se muestra que al aumentar el número de toberas aumenta el área de contacto entre el GLP y el cobre en menor tiempo (Figura 5.1).

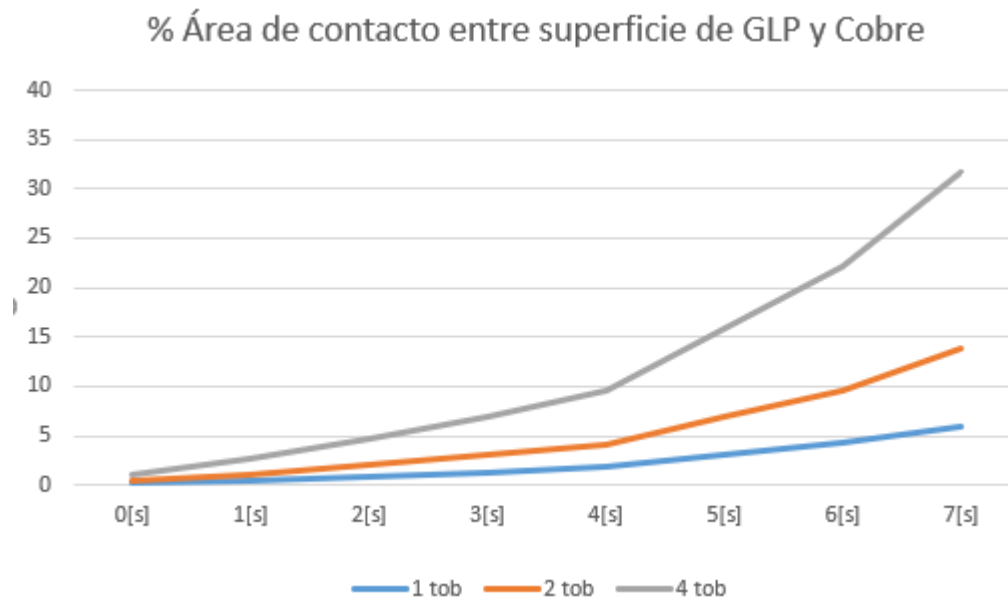


Figura 5.1: Porcentaje de área de contacto entre GLP y Cobre vs. Tiempo

Otro aspecto interesante en las simulaciones longitudinales realizadas es que permiten observar la formación del jet a lo largo del tiempo, teniendo un largo alcance en el horno rápidamente. La figura 4.6 muestra los resultados de el corte transversal al horno en los primeros 4 segundos, esta simulación no presenta formación de jet, lo que puede verse afectado por la inclusión de una salida de gases en el modelo.

Como no se puede determinar que opción es la óptima para el proceso de reducción en base a las simulaciones, se realizó el diseño aplicable en base a los caudales obtenidos en la sección anterior y se estima que la opción óptima en cuanto a costos de caudal, diametro de cañerías y tomando en consideración los tiempos del proceso será la configuración de 2 toberas basado en los resultados de la tabla en la sección 4.5

5.4. Análisis de la instalación

Como puede observarse en el plano de disposición general en el anexo 2 se utilizan los equipos descritos en la sección de antecedentes, en primer lugar se tiene un estanque donde se almacena el GLP de forma líquida a una alta presión, luego se impulsa con bombas de desplazamiento pósitoivo para gas licuado hacia los vaporizadores, estos gasifican el GLP y tras esto el combustible pasa por un regulador de presión y luego continua por las tuberías ,hechas de acero al carbono, hasta el sector de los hornos donde se conecta a estos mediante un flexible. Dentro del horno se inyecta a las toberas de 1".

El diseño ratifica las decisiones tomadas en esta memoria, las tuberías son de 4 pulgadas, esto es superior al tamaño mínimo calculado para la presión de trabajo y se utilizan dos toberas para cada uno de los hornos.

Capítulo 6

Conclusiones

A continuación se exponen las principales conclusiones de esta memoria:

- Se logran determinar las condiciones de proceso requeridas para lograr una alta desoxidación del Cu blíster, empleando GLP como agente reductor en base a la bibliografía permitiendo así tener las condiciones de entrada al horno de las toberas.
- Los costos de tiempo de cada una de las simulaciones, causa un impacto en los resultados obtenidos, pues estos no permiten concluir sobre el comportamiento de la mezcla a lo largo del tiempo pero si son consistentes con la bibliografía consultada.
- Se logra concluir que al aumentar el número de toberas se logra una mayor interacción entre el GLP y el cobre fundido lo que permite disminuir el tiempo de la reducción, haciendola mas eficiente.
- La falta de recursos tecnológicos no permitió obtener modelos que permitieran estudiar como afecta la disposición de toberas sobre el proceso de reducción en el refino a fuego.
- Se definieron los parámetros de diseño para los cuales se realizan los cálculos asociados a la instalación de la tecnología de GLP en una fundición chilena.
- Con el fin de complementar el trabajo de título realizado, es recomendable enfatizar en estudios experimentales a escala generando numeros adimensionales que permitan comprender mejor como afecta la disposición de toberas a la eficiencia de la reducción.
- Con los planos pueden observarse los equipos, tuberías y elementos típicos de una instalación de refino a fuego con uso de GLP como agente reductor.

Capítulo 7

Bibliografía

[1] CHILE. Ministerio del Medio Ambiente. 2013. Decreto 28: Establece norma de emisión para fundiciones de cobre y fuentes emisoras de arsénico. , diciembre 2013. 1p.

[2] GONZALEZ M., F. J. 2014. Análisis valor estratégico de las fundiciones chilenas. Tesis de magíster en gestión y dirección de empresas. Santiago, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas. 20p.

[3] PEREZ V., J. P. 2017. Problemática de las fundiciones de cobre en Chile y lean management como metodología de gestión. Tesis de magíster en gestión y dirección de empresas. Santiago, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas. iip.

[4] CURLEY, ROBERT. 2016. Pyrometallurgy. Encyclopaedia Britannica
<https://www.britannica.com/technology/pyrometallurgy>

[5] CANTALLOPS, JORGE. 2017. Sulfuros primarios: desafíos y oportunidades. COCHILCO, Ministerio de Minería. 40p

[6] BASTIDAS H., P. Y. CUYOS R., L. C. 2015. OPTIMIZACION DE LA EXTRACCION DE Cu CON LIX 9790N DE SOLUCIONES LIXIVIADAS DE MINERALES DE CuO DE LA EMPRESA FERROQUIMICA A NIVEL DE LABORATORIO. Tesis título Ingeniero Químico. Huancayo, Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería Química. 27p.

[7] BUSTAMANTE, RENÉ. 2003. Pirometalurgia del Cobre. En: SCHULZ E., BERND(Eds.). Introducción a la metalurgia. Santiago, Universidad de Santiago de Chile, Departamento de Ingeniería Metalúrgica. pp 140-187

[8] Soltanieh, Mansour Karimi, Y.. (2005). Copper reduction in anode furnaces with natural gas. Canadian Metallurgical Quarterly. 44. 429-434. 10.1179/000844305794409355.

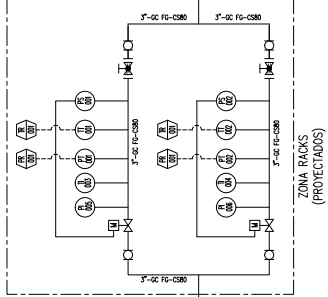
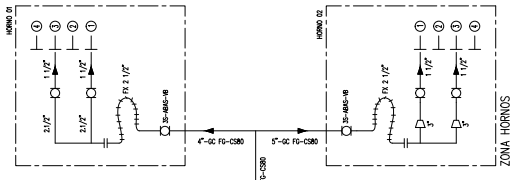
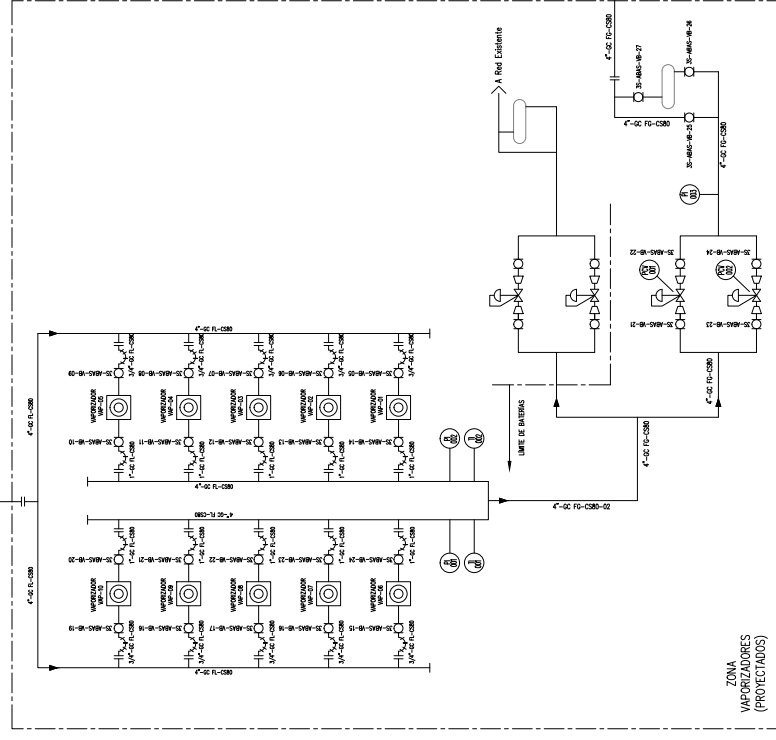
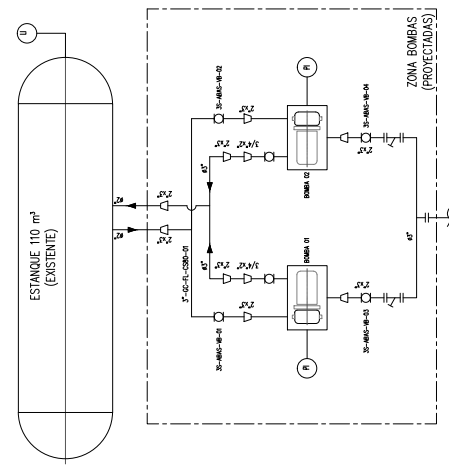
[9] Ian F. Masterson, Roger Bridgeman, Steven Bailey. 1988. Tuyere assembly and positioning method. United States patent US 4754951A.

- [10] E. SHASHI MENON, P.E. 2004. Piping Calculations Manual. New York, McGraw-Hill. pp 483-517.
- [11] USA. National Fire Protection Association, Inc. 1998. NFPA 58: Liquified Petroleum Gas Code. Technical Committee on LPG, November 1997. 104p
- [12] E. Kolczyk, Z. Miczkowski, J. Czernecki. Numerical modeling of copper reduction in fire refining process. Arch. Metall. Mater., Vol 61, No 2, p.521-528. 2016.
- [13] A. Valencia, M. Rosales, R. Paredes. Numerical and experimental investigation of the fluid dynamics in a Teniente type copper converter. 2006
- [14] E. Hoefele, J. Brimacombe. Flow regimes in submerged gas injection. Metallurgical Transaction. B, Process Metallurgy 10B. 1979.
- [15] G.H. Geiger, D. R. Poirier. Transport phenomena in metallurgy. Addison-Wesley Publishing Company. 1973.
- [16] ANSYS Inc. 2009. ANSYS FLUENT 12.0 User's Guide.

ANEXOS

Anexo 1:

P & ID



SIMBOLOGIA EQUIPOS DE PROCESO Y ACCESORIOS EN LINEA

| | | | | | | | |
|--|--|--|--|--|---------------------------------|--|---------------------------------------|
| | BOMBA PARA GAS LIQUIDO | | INDICADOR DE PRESION EN LINEA (MANOMETRO) | | FILTRO TIPO Y (7) | | REGISTRO DE FLUJO (DATA LOGGER) |
| | VALVULA DE GAS LIQUIDO CON TUBO INTERIOR | | INDICADOR DE TEMPERATURA EN LINEA (TERMOMETRO) | | REDUCCION P/ING | | REGISTRO DE PRESION (DATA LOGGER) |
| | VALVULA GUBO | | INDICADOR DE CAUDAL A EN LINEA (FLUJIMETRO) | | TAPON MACHO ROSCADO | | REGISTRO DE TEMPERATURA (DATA LOGGER) |
| | VALVULA SHUT OFF | | TRANSMISOR DE PRESION | | FLEMBLE | | |
| | UNION FLANJEADA | | TRANSMISOR DE TEMPERATURA | | VALVULA CONTROLADORA DE PRESION | | |
| | UNION AMERICANA | | TRANSMISOR DE FLUJO | | | | |
| | | | SWITCH DE PRESION EN LINEA (PRESOSTATO) | | | | |

IDENTIFICACION DE TUBERIAS

3" - AB - PPA4 - SSI
 PP-CODIGO DE PLANTA, AA: CODIGO AREA
 SERVICIO
 DIAMETRO NOMINAL

CODIGO TIPO DE SERVICIO

GS FL - GAS COMBUSTIBLE (GSP)
 FASE LIQUIDA Y BOMBA
 GS FL - GAS COMBUSTIBLE (GSP)
 FASE VAPOR A HORNIOS

MATERIAL DE LA TUBERIA

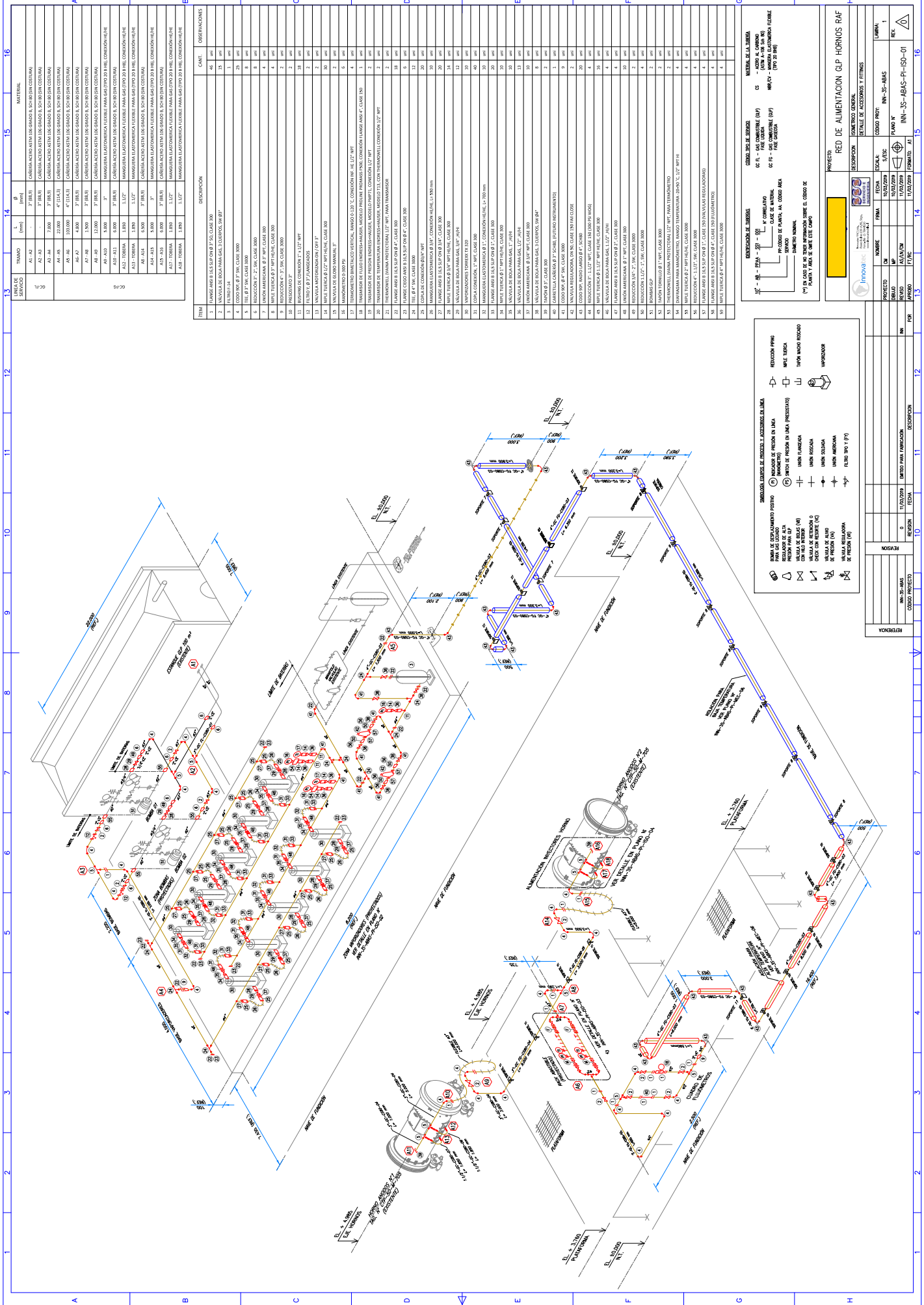
CS - ACERO AL CARBONO (ASTM A-106 S/A 80)
 NBR/CV - MANERA ELASTOMERICA FLEXIBLE (TIPO 20 BBE)

PROYECTO: RED DE ALIMENTACION GEP HORNIOS RAF

DESCRIPCION: EMPRESA DE P/ING E INSTRUMENTACION

| | | | |
|----------|-------------|----------|-----------------------|
| PROYECTA | INNOVA | REVISADO | INNOVA |
| DISEÑADO | INNOVA | APROBADO | INNOVA |
| FECHA | 11/03/2019 | ESCALA | 1:1 |
| PLANO N° | INN-S5-ABAS | FORMA | AI |
| FECHA | 11/03/2019 | PLANO N° | INN-S5-ABAS-PI-PID-01 |
| FORMA | AI | ESCALA | 1:1 |
| PROYECTO | INNOVA | REVISADO | INNOVA |
| DISEÑADO | INNOVA | APROBADO | INNOVA |
| FECHA | 11/03/2019 | ESCALA | 1:1 |
| PLANO N° | INN-S5-ABAS | FORMA | AI |
| FECHA | 11/03/2019 | PLANO N° | INN-S5-ABAS-PI-PID-01 |
| FORMA | AI | ESCALA | 1:1 |

Anexo 2:
Plano de disposición
general



| ITEM | DESCRIPCION | CANT. | OBSERVACIONES |
|------|--------------------------------------|-------|---------------|
| 1 | MANGUERA ELASTOMERICA CLASE 300 | 466 | UN |
| 2 | VALVULA DE BRONCE PARA GAS CLASE 300 | 15 | UN |
| 3 | VALVULA DE BRONCE PARA GAS CLASE 300 | 15 | UN |
| 4 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 25 | UN |
| 5 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 8 | UN |
| 6 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 8 | UN |
| 7 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 8 | UN |
| 8 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 4 | UN |
| 9 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 4 | UN |
| 10 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 11 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 12 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 13 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 14 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 15 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 16 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 17 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 18 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 19 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 20 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 21 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 22 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 23 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 24 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 25 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 26 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 27 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 28 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 29 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 30 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 31 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 32 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 33 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 34 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 35 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 36 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 37 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 38 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 39 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 40 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 41 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 42 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 43 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 44 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 45 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 46 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 47 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 48 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 49 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 50 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 51 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 52 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 53 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 54 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 55 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 56 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 57 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 58 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 59 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 60 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |

RED DE ALIMENTACION G.P. HORNOS RAF

PROYECTO: []

DESCRIPCION: []

SCALE: []

DATE: []

DESIGNER: []

DRAWN: []

CHECKED: []

APPROVED: []

PROYECTO: []

SCALE: []

DATE: []

DESIGNER: []

DRAWN: []

CHECKED: []

APPROVED: []

PROYECTO: []

SCALE: []

DATE: []

DESIGNER: []

DRAWN: []

CHECKED: []

APPROVED: []

| ITEM | DESCRIPCION | CANT. | OBSERVACIONES |
|------|--------------------------------------|-------|---------------|
| 1 | MANGUERA ELASTOMERICA CLASE 300 | 466 | UN |
| 2 | VALVULA DE BRONCE PARA GAS CLASE 300 | 15 | UN |
| 3 | VALVULA DE BRONCE PARA GAS CLASE 300 | 15 | UN |
| 4 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 25 | UN |
| 5 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 8 | UN |
| 6 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 8 | UN |
| 7 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 8 | UN |
| 8 | CONDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 4 | UN |
| 9 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 4 | UN |
| 10 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 11 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 12 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 13 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 14 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 15 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 16 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 17 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 18 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 19 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 20 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 21 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 22 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 23 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 24 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 25 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 26 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 27 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 28 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 29 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 30 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 31 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 32 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 33 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 34 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 35 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 36 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 37 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 38 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 39 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 40 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 41 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 42 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 43 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 44 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 45 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 46 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 47 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 48 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 49 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 50 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 51 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 52 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 53 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 54 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 55 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 56 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 57 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 58 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 59 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |
| 60 | REDUCCION 1/2" P.P. CLASE 3000 | 2 | UN |

RED DE ALIMENTACION G.P. HORNOS RAF

PROYECTO: []

DESCRIPCION: []

SCALE: []

DATE: []

DESIGNER: []

DRAWN: []

CHECKED: []

APPROVED: []

PROYECTO: []

SCALE: []

DATE: []

DESIGNER: []

DRAWN: []

CHECKED: []

APPROVED: []

PROYECTO: []

SCALE: []

DATE: []

DESIGNER: []

DRAWN: []

CHECKED: []

APPROVED: []