

UNIVERSIDAD TECNICA FEDERICO SANTA MARIA
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA METALURGICA Y DE MATERIALES



**ESTUDIO DE PROCESO PIROMETALÚRGICO PARA OBTENCIÓN
DE ALEACIONES Fe-Si A PARTIR DE RELAVES DE FLOTACIÓN DE
ESCORIAS DE COBRE**

**Proyecto de trabajo de titulación presentado en conformidad a los
requisitos y reglamentos requeridos para obtener el título de Ingeniero
Civil Metalúrgico**

Profesor guía: Claudio Aguilar Ramírez

MARCELO NICOLÁS NIETO MILLÓN
2020

CONFIDENCIAL

*“A mis padres, Jeannette y Wilson,
a Carlitos por siempre creer en mí
y a mi Judipa que desde el Cielo
siempre me acompaña y me cuida
en cada paso que doy.”*

AGRACEDIMIENTOS

Primero gracias a Dios y a la vida, por darme la oportunidad y estas infinitas ganas de querer lograr cada sueño y meta que tengo. Quiero agradecer a mis padres, Jeannette y Wilson, por cada enseñanza, cada valor y por el gran apoyo que me han entregado durante toda mi vida, en especial en estos duros años de Universidad.

Papá, gracias por enseñarme el valor del esfuerzo, del trabajo, de avanzar a pesar del cansancio y que todo se puede lograr si uno se lo propone y está dispuesto a trabajar con todas las energías en eso. Gracias por tanto papito mío, aunque a veces no me entiendas estás ahí apoyándome y queriéndome en todo momento, te amo mucho.

Mamá, a ti te agradezco todo, porque que todo lo bueno que hay en mi es gracias a ti, cada logro mío es gracias a ti, sin ti nada hubiera sido posible, eres la persona más importante y que más amo en mi vida, sin tu guía, sin tu amor, nada de esto sería posible, este logro es tuyo también, agradecido de Dios que seas tu mi mamá.

Ahora quiero agradecer a una de las mejores personas que conozco, Carlitos, llegaste a nuestras vidas para llenarla de amor y de buenos momentos, tú has estado en cada logro y caída, apoyándome y motivándome a seguir, a creer en mí, enseñándome a ser mejor persona, personas como tú quedan pocas, por eso soy un convencido de que todo pasa por algo mejor y tu llegada a nuestra familia sin duda que lo ha sido, de corazón, gracias por tanto, por esta linda familia que hemos formado.

A mi hermano Matías, por ser uno de mis mejores amigos, por su apoyo y cariño, quiero que sepas que todo, pero todo se puede lograr, aquí estoy después de tantos años, por fin terminando este largo camino, tú puedes hermano, solo cree en ti.

A Nathalie, mi amada compañera de vida, te mereces todo mi amor y lo bueno del Mundo, eres una mujer fantástica, una compañera única, gracias por tanto amor, contención y apoyo en este proceso, tu más que nadie ha estado presente ahí este último tiempo, acompañando y ayudándome a seguir avanzando cuando las fuerzas decaen, eres la mejor, te amo mucho.

A mi profesor guía Claudio Aguilar, gracias por la oportunidad de aprender de él, por su tiempo y la disposición a siempre enseñarme. Gracias, a cada familiar, amigo y conocido que me dieron su apoyo en esta gran etapa, muchas gracias.

RESUMEN

La constante disminución de las leyes del cobre y la complejización de los yacimientos de mineral han generado aumentos en la extracción para mantener los niveles de producción, impactando en el aumento de los residuos provocados por la industria minera. Esto ha llevado a la búsqueda de nuevas soluciones para obtener beneficio tanto económico como medioambiental de los desechos del procesamiento de mineral de cobre, como lo son las escorias de cobre, las cuales mediante diferentes procesos busca actualmente recuperar el cobre contenido en ellas (cada 1 tonelada de cobre anódico producido se generan 2,2 toneladas de escoria aproximadamente). Entre los procesos para recuperar el cobre desde las escorias destacan la limpieza de escorias mediante hornos de reducción, lixiviación de escorias y flotación de escorias de cobre, en el cual mediante la concentración de mineral se obtiene concentrado de cobre, sin embargo, este también genera un relave, el cual se compone principalmente de óxidos de Fe y de Si, con bajo contenido de otros elementos. Lo que sugiere la recuperación de estos elementos como material base a la elaboración de aleaciones de Fe-Si.

Las aleaciones Fe-Si son ampliamente utilizadas en la industria eléctrica como chapas eléctricas (laminadas de grano orientado o no orientado), las cuales debido a sus buenas propiedades magnéticas son utilizadas en núcleos de motores eléctricos, transformadores, entre otros usos similares. Siendo esta una aleación competitiva tanto en prestaciones como económicamente respecto a láminas de otros materiales con similares propiedades.

Utilizando muestras de relave de flotación de escorias enviadas por la Fundición Hernán Videla Lira (ENAMI), la cual trata sus escorias del horno eléctrico de limpieza de escorias en la planta Manuel Antonio Matta Ruiz (ENAMI), se buscó establecer un proceso metalúrgico que permita la obtención de aleaciones Fe-Si, a través de la utilización y el análisis de datos de simulaciones termodinámicas desarrolladas en el programa ThermoCalc 2020b con la base de datos Slag 3. Dichas muestras fueron analizadas por la empresa mediante análisis EDS, los cuales determinaron con un 95% de confianza contenidos de Fe entre 46,6 – 52,1% en masa, Si entre 13,3 – 14,4% en masa y O entre un 27,6 – 32,8% en masa (principalmente asociado a dichos elementos), los elementos restantes registraron contenidos en orden decreciente como Ca, Al, Na, Mg, K, S y Cu.

Con esta composición de Fe, Si y O se calcularon las reacciones de oxidación de Fayalita a Magnetita y Sílice, y luego las posteriores reacciones de reducción con carbón coque de los óxidos de Fe y Si presentes. Se obtuvo un valor estequiométrico de C a adicionar de 25,57 [g], el cual fue incluido en la muestra y normalizado. Lo mismo se realizó para niveles de fracción porcentual de 0,5 – 0,7 – 0,9 – 1,0 – 1,1 – 1,3 – 1,5 respecto al C estequiométrico. Estos se normalizaron y simularon a temperaturas entre 1.200 – 3.000°C cada 100°C. Esto otorgó un campo muestral de 133 simulaciones.

La recuperación másica global de Fe que se registró a partir de las simulaciones fue de casi un 100% no generándose diferencias notables entre los niveles de C hasta los 1.800°C. A mayores temperaturas las recuperaciones máximas se encontraron desde el nivel de C estequiométrico hasta el 50%C en exceso, donde el comportamiento entre estos niveles se mantuvo constante y sin variaciones importantes en la cantidad de Fe recuperado, esto se debió a que el cálculo de C estequiométrico incluyó el C requerido para la reducción de la SiO₂, por lo que los porcentajes menores a C estequiométricos fueron suficientes para la reducción de Fe₃O₄ y FeO, ya que estas son reacciones más espontáneas a menores temperaturas y requieren una menor razón [CO]/[CO₂] que la reducción de la SiO₂. Entre las aleaciones que se obtuvieron en las simulaciones, destacó un resultado entre los máximos contenidos de Si, en la cual para un nivel del 90%C estequiométrico a 1.700°C el contenido de Si fue de 19,63% en masa de Si (máximo Si ~ 19,99% másico a una reducción con 10%C en exceso a 1.900°C), con un contenido de impurezas mínimo entre dichos máximos de 2,75 [g], la cual contiene C, Ca (~ 0%), Cu, S, O, Mg y Na (igual a 0%). En este nivel de agente reductor donde se encontró el máximo de recuperación de la aleación y una recuperación global de 92,96% en masa de Si, la cual es cercana al máximo (96,44%, 10%C en exceso a 1.900°C). Esta aleación destacó por sobre la que tiene los máximos de contenido y recuperación global Si, debido a que tuvieron pequeñas diferencias utilizando una cantidad considerablemente menor de carbón coque y temperatura, donde ambas llegaron a resultados similares. Es importante considerar la factibilidad y viabilidad del proceso, ya que al tener excesos de carbón coque, se incrementan los costos por insumos, las emisiones de CO y CO₂ a tratar para cumplir con la normativa ambiental vigente, en el caso de la temperatura, el exceso de esta produce un incremento importante en los costos y a su vez un desgaste acelerado en los ladrillos refractarios del horno de reducción.

ABSTRACT

The constant decrease in copper grades and the more complex mineral deposits have generated increases in extraction to maintain production levels, impacting on the increase in waste caused by the mining industry. This has led to the search for new solutions to obtain both economic and environmental benefits from copper ore processing waste, such as copper slag, which through different processes currently seeks to recover the copper contained in them (each 1 ton of anodic copper produced, approximately 2,2 tons of slag are generated). Among the processes to recover copper from slag, the cleaning of slag through reduction furnaces, slag leaching and copper slag flotation stand out, in which copper concentrate is obtained through the concentration of mineral, however, this also generates a tailings, which is composed mainly of Fe and Si oxides, with a low content of other elements. This suggests the recovery of these elements as a base material for the production of Fe-Si alloys.

Fe-Si alloys are widely used in the electrical industry as electrical sheets (grain-oriented or non-oriented laminates), which due to their good magnetic properties are used in electric motor cores, transformers, among other similar uses. This being a competitive alloy both in terms of performance and economically with respect to sheets of other materials with similar properties.

Using slag flotation tailings samples sent by the Hernán Videla Lira Smelter (ENAMI), which treats its slag from the electric slag cleaning furnace at the Manuel Antonio Matta Ruiz (ENAMI) plant, a process was established that allows the obtaining of Fe-Si alloys, through the use and analysis of data from thermodynamic simulations developed in the ThermoCalc 2020b program with the Slag 3 database. Said samples were analyzed by the company using EDS analysis, the which determined with 95% confidence Fe contents between 46,6 – 52,1% by mass, Si between 13,3 – 14,4% by mass and O between 27,6 – 32,8% by mass (mainly associated with these elements), the remaining elements registered contents in decreasing order as Ca, Al, Na, Mg, K, S and Cu. With this composition of Fe, Si and O, the oxidation reactions of Fayalite to Magnetite and Silica were calculated, and then the subsequent reduction reactions with coking carbon of the oxides of Fe and Si present. A stoichiometric value of C to be added of 25,57 [g] was obtained, which was included in the sample and normalized. The same was done for

levels of percentage fraction of 0,5 – 0,7 – 0,9 – 1,0 – 1,1 – 1,3 – 1,5 with respect to the stoichiometric C. These were normalized and simulated at temperatures between 1.200 – 3.000°C per 100°C. This yielded a sample field of 133 simulations.

The global mass recovery of Fe that was registered from the simulations was almost 100%, not generating notable differences between the C levels up to 1.800°C. At higher temperatures the maximum recoveries were found from the stoichiometric C level to 50%C in excess, where the behavior between these levels remained constant and without significant variations in the amount of Fe recovered, this was due to the calculation of Stoichiometric C included the C required for the reduction of SiO₂, so the percentages lower than stoichiometric C were sufficient for the reduction of Fe₃O₄ and FeO, since these are more spontaneous reactions at lower temperatures and require a lower ratio [CO]/[CO₂] than the reduction of SiO₂. Among the alloys obtained in the simulations, a result stood out among the maximum Si contents, in which for a stoichiometric level of 90% C at 1.700°C the Si content was 19,63% by mass of Si (maximum Si ~ 19,99% by mass at a reduction with 10% C in excess at 1.900°C), with a minimum impurity content between these maximums of 2,75 [g], which contains C, Ca (~0%), Cu, S, O, Mg and Na (equal to 0%). At this level of reducing agent where the maximum recovery of the alloy was found and an overall recovery of 92,96% by mass of Si, which is close to the maximum (96,44%, 10% C in excess at 1.900°C). This alloy stood out above the one with the highest content and overall Si recovery, due to the fact that they had small differences using a considerably lower amount of coking coal and temperature, where both reached similar results. It is important to consider the feasibility and viability of the process, since having excess coke coal increases the costs for inputs, the CO and CO₂ emissions to be treated to comply with current environmental regulations, in the case of temperature, the excess of this produces a significant increase in costs and in turn an accelerated wear in the refractory bricks of the reduction furnace.

TABLA DE CONTENIDOS

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN GENERAL	19
1.1. Introducción.....	19
1.2. Definición del problema.....	20
1.3. Hipótesis	20
1.4. Objetivo general	20
1.5. Objetivos específicos.....	20
CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO	21
2.1. Acumulación de escorias de cobre	21
2.1.1. Uso de extensos espacios dentro del área de operación.	24
2.1.2. Riesgos medioambientales y a la salud.....	32
2.1.3. Potencial económico de escorias	35
2.2. Alternativas de procesamiento de escorias de cobre	36
2.2.1. Horno de limpieza de escorias.....	37
2.2.2. Lixiviación de escorias	40
2.2.3. Flotación de escorias	42
2.3. Relaves de flotación de escorias de cobre como material base en la obtención de aleaciones Fe-Si.	44
2.3.1. Aleaciones Fe-Si en la industria de los materiales	45
2.3.2. Reutilización y valorización de relaves de flotación de escorias de cobre	48
2.4. Termodinámica de recuperación de Fe y Si desde relaves de flotación de escorias de cobre.	50
2.5. Origen de relaves de flotación de escorias a analizar.	56
CAPÍTULO 3. DESARROLLO EXPERIMENTAL	65
3.1. Descripción general de propuesta.	65

3.2. Programas y herramientas	66
3.3. Obtención de muestras.....	67
3.4. Establecimiento de diseño factorial.	67
3.5. Normalización de composiciones.....	70
3.6. Ingreso de datos al programa ThermoCalc 2020b.	70
3.7. Representación gráfica de los datos en Minitab.	74
3.8. Análisis estadístico de los datos en Statgraphics.	75
CAPÍTULO 4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	76
4.1. Caracterización de muestras.....	76
4.2. Niveles de adición de carbón coque.....	78
4.3. Composición química normalizada de muestra promedio a diferentes niveles de carbón coque.....	82
4.4. Fases producidas mediante reducción carbotérmica.....	88
4.5. Composición de aleaciones obtenidas de fase rica en Fe.	101
4.6. Recuperación másica global de Fe-Si en aleación.....	127
CAPÍTULO 5. CONCLUSIONES	138
REFERENCIAS.....	141
ANEXOS	147

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Composición química en peso de escorias de cobre de diferentes orígenes [5].	22
Tabla 2.2 Capacidad de fundición, producción de cobre, emisiones y cantidad de escorias 2018 [6].	24
Tabla 2.3 Concentración de metales en el suelo de sector botadero Fundición Ventanas, CODELCO [17].....	34
Tabla 2.4 Propiedades magnéticas de diferentes materiales [38].....	47
Tabla 2.5 Composición química de escorias de HR y CT de FHVL [48]......	49
Tabla 2.6 Datos termodinámicos de oxidación de Fayalita.	51
Tabla 2.7 Datos termodinámicos experimentación de reducción directa [50].	55
Tabla 2.8 Composición de concentrados secos alimentados en FHVL [35].	58
Tabla 2.9 Parámetros operacionales Convertidor Teniente en FHVL [35]......	59
Tabla 2.10 Composición de Mata y Escoria de Convertidor Teniente de FHVL [35].	60
Tabla 2.11 Composición en peso de circulante alimentado a HELE de FHVL [35].....	61
Tabla 2.12 Composición de metal blanco recuperado en HELE y escoria final a botadero [35].	62
Tabla 3.1 Diseño experimental de simulaciones de reducción carbotérmica (Parte 1) ..	69
Tabla 3.2 Diseño experimental de simulaciones de reducción carbotérmica (Parte 2) ..	69
Tabla 3.3 Condiciones de sistema en calculadora de equilibrio.....	72
Tabla 4.1 Rangos de composición de análisis EDS de muestras de relaves de flotación de escorias.	76
Tabla 4.2 Rangos de composición normalizada de análisis EDS muestra no magnética aumento de 700x.....	77
Tabla 4.3 Rangos de composición análisis EDS muestra magnética aumentos de 647x.	78
Tabla 4.4 Rangos de composición análisis EDS de muestra magnética a aumentos de 732x.	78
Tabla 4.5 Rango promedio de composición química de muestras de RFE (sin agregar carbón coque).	79
Tabla 4.6 Carbono estequiométrico requerido para reducción carbotérmica.....	81
Tabla 4.7 Niveles de adición de carbón coque (C).	82

Tabla 4.8 Masa de muestras más carbón coque.	82
Tabla 4.9 Composiciones normalizadas de muestra promedio a diferentes niveles de carbón coque respecto al C estequiométrico (Destacado en celeste composición a C estequiométrico).....	83
Tabla 4.10 Composición normalizada de muestra de todos los elementos (menos K) a diferentes niveles de C estequiométrico.....	84
Tabla 4.11 Composición final a simular de muestra normalizada (sin K y Al) a diferentes niveles de C estequiométrico.	88
Tabla 4.12 Carbón coque (C) requerido para reducción carbotérmica de RFE de FHVL.	103
Tabla 4.13 Niveles C requerido para reducción carbotérmica de muestras con y sin normalizar a 100 [g].....	103
Tabla 4.14 Máximo de recuperaciones Fase FeLiq y máximo de composición Fe y Si (todos % másico).....	120

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Descripción general de proceso de fundición de cobre [4].	21
Figura 2.2 Área de operaciones Fundición Chagres, Anglo American [7].	24
Figura 2.3 Área de escorial de Fundición Chagres, Anglo American [7].	25
Figura 2.4 Área de Operaciones de Fundición Ventanas, CODELCO [8].	25
Figura 2.5 Área de escorial Fundición Ventanas, CODELCO [8].	26
Figura 2.6 División Chuquicamata, CODELCO. En amarillo área de operaciones de fundición [9].	26
Figura 2.7 Área de operaciones de fundición División Chuquicamata, CODELCO[9].	27
Figura 2.8 Área de escorial División Chuquicamata, CODELCO [7].	27
Figura 2.9 Área de Operaciones Fundición Hernán Videla Lira (Paipote), Enami [10].	28
Figura 2.10 Área de escorial Fundición Hernán Videla Lira (Paipote), Enami [10].	28
Figura 2.11 Área de operaciones de Fundición Potrerillos División El Salvador, CODELCO [11].	29
Figura 2.12 Área de escorial Fundición Potrerillos División El Salvador, CODELCO [11].	29
Figura 2.13 Área de operaciones de Fundición Altonorte, Glencore [12].	30
Figura 2.14 Relave de flotación de escorias de Fundición Altonorte, Glencore [12].	30
Figura 2.15 Área de operaciones de Fundición Caletones, División El Teniente, CODELCO [13].	31
Figura 2.16 Potencial contaminante vs Potencial de lixiviación [17].	33
Figura 2.17 Diagrama de flujo de proceso de fundición de concentrados de cobre (Ejemplo de Fundición Hernán Videla Lira) [23].	37
Figura 2.18 Mecanismo de reducción de Magnetita (Fe_3O_4).	39
Figura 2.19 Diagrama de tratamiento de escorias de cobre a través de lixiviación [5].	41
Figura 2.20 Clasificación de materiales magnéticos según su coercitividad [38].	46
Figura 2.21 Diagrama de Energía Gibbs vs Temperatura para reacciones de oxidación de Fayalita y reducción carbotérmica óxidos de Fe.	52
Figura 2.22 Diagrama de Ellingham para oxidación de Fayalita [49].	53
Figura 2.23 Diagrama de Ellingham asociado a la reducción de Sílice [49].	56
Figura 2.24 Diagrama de producción Fundición Hernán Videla Lira [35].	57
Figura 2.25 Descripción proceso de Convertidor Teniente en FHVL [35].	59

Figura 3.1 Interfaz inicial ThermoCalc 2020b.	70
Figura 3.2 Definición de sistema ThermoCalc 2020b.	71
Figura 3.3 Definidor de sistema: Ingreso de composiciones.	72
Figura 3.4 Ingreso de condiciones de sistema a calculadora de equilibrio.	73
Figura 3.5 Generador de tablas de resultados.	74
Figura 4.1 Diagrama ternario FeO – Fe ₂ O ₃ -SiO ₂ [24].	80
Figura 4.2 Reducción carbotérmica de óxidos de Fe y Si.	81
Figura 4.3 Sistema ternario FeO – Fe ₂ O ₃ – SiO ₂ [24].	85
Figura 4.4 Sistema ternario FeO – SiO ₂ – Al ₂ O ₃ [51].	86
Figura 4.5 Sistema CaO-FeO-SiO ₂ [52].	87
Figura 4.6 Recuperación de fases a 50%C estequiométrico.	89
Figura 4.7 Recuperación de fases a 70%C estequiométrico.	90
Figura 4.8 Recuperación de fases a 90%C estequiométrico.	91
Figura 4.9 Recuperación de fases a C estequiométrico.	92
Figura 4.10 Recuperación de fases C estequiométrico (a), 10% (b), 30% (c) y 50% (d) de C en exceso.	92
Figura 4.11 Fase rica en Fe (FeLiq) a diferentes niveles de C.	93
Figura 4.12 Detalle fase rica en Fe (FeLiq) a diferentes niveles de C.	94
Figura 4.13 Recuperación de fase Sílice (SiO ₂ Tridimita y Cristobalita).	95
Figura 4.14 Evolución de fase rica en Fe (FeLiq) a diferentes niveles de C.	96
Figura 4.15 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación másica de la fase rica en Fe (“FeLiq”).	97
Figura 4.16 Evolución de fase escoria Slag 1 a diferentes niveles de C y temperatura.	97
Figura 4.17 Detalle de fases en menor cantidad presentes a nivel de C estequiométrico.	98
Figura 4.18 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación másica de la fase escoria “Slag 1”.	99
Figura 4.19 Fase Grafito a diferentes niveles de C.	100

Figura 4.20 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación másica de Fase Grafito.....	101
Figura 4.21 Aleación de fase rica en Fe (FeLiq) obtenida a 50%C estequiométrico. ...	102
Figura 4.22 Aleación de fase rica en Fe (FeLiq) obtenida a 70%C estequiométrico. ...	102
Figura 4.23 Diagrama de Energía Libre de Gibbs vs Temperatura de óxidos de Fe y Si.	104
Figura 4.24 Aleación de fase rica en Fe (FeLiq) a 90%C estequiométrico.....	104
Figura 4.25 Aleación fase rica en Fe C estequiométrico (a), 10% (b),30% (c) y 50%C (d) en exceso.....	105
Figura 4.26 Carbono disuelto en la aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	106
Figura 4.27 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de C en aleación de fase rica en Fe (“FeLiq”).	107
Figura 4.28 %Fe en masa en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.....	108
Figura 4.29 Evolución de Fe en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).....	109
Figura 4.30 %Si en masa en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.....	110
Figura 4.31 Recuperación de fases a reducción al 70%C estequiométrico. La flecha destaca el punto donde ya no se registra masa de escoria (Slag 1).	111
Figura 4.32 Evolución de Si en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).....	112
Figura 4.33 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de Fe en aleación de fase rica en Fe (“FeLiq”).	113
Figura 4.34 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de Si en aleación de fase rica en Fe (“FeLiq”).	113
Figura 4.35 %Cu en masa en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.....	114
Figura 4.36 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de Cu en aleación de fase rica en Fe (“FeLiq”).	115

Figura 4.37 %S másico en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	115
Figura 4.38 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de S en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").	116
Figura 4.39 %Mg en masa en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.	116
Figura 4.40 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de Mg en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").	117
Figura 4.41 %O en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.	118
Figura 4.42 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de O en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").	119
Figura 4.43 Reducción carbotérmica de óxidos asociados a RFE.	122
Figura 4.44 Diagrama de Ellingham señalando razón CO/CO ₂ para reducción de elementos en la muestra [49].	123
Figura 4.45 Razón de concentración de gas [CO]/[CO ₂].	124
Figura 4.46 Razón de concentración de gas [CO]/[CO ₂] en escala logarítmica.	125
Figura 4.47 Evolución de razón de concentración de gas [CO]/[CO ₂] a los diferentes niveles de C estequiométrico y temperatura (Escala logarítmica).	126
Figura 4.48 Recuperación en masa de Fase Grafito.	126
Figura 4.49 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre razón de concentraciones de gas [CO]/[CO ₂].	127
Figura 4.50 %Recuperación másica global de Fe en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	128
Figura 4.51 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de Fe en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	129
Figura 4.52 %Recuperación másica global de Si en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	129

Figura 4.53 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de Si en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	131
Figura 4.54 %Recuperación másica global de Cu en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	131
Figura 4.55 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de Cu en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	132
Figura 4.56 %Recuperación másica global de C en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	133
Figura 4.57 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de C en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	133
Figura 4.58 %Recuperación másica global de O en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	134
Figura 4.59 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de O en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	135
Figura 4.60 %Recuperación másica global de S en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	135
Figura 4.61 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de S en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	136
Figura 4.62 %Recuperación másica global de Mg en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	136
Figura 4.63 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de Mg en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).	137

SIGLAS Y SIMBOLOGÍA

SIGLAS

CODELCO	:	Corporación Nacional del Cobre
CPS	:	Convertidor Peirce Smith
CT	:	Convertidor Teniente
EDS	:	Energy Dispersive Spectroscopy (Espectroscopia de dispersión de energía)
ENAMI	:	Empresa Nacional de Minería
FHVL	:	Fundición Hernán Videla Lira
HELE	:	Horno Eléctrico de Limpieza de Escorias
HLE	:	Horno de Limpieza de Escorias
RFE	:	Relave de Flotación de Escorias

SÍMBOLOS

Al	:	Aluminio
As	:	Arsénico
C	:	Carbono
Ca	:	Calcio
Co	:	Cobalto
$[CO]/[CO_2]$:	Razón de concentración entre monóxido y dióxido de carbono.
Cu	:	Cobre
Fe	:	Hierro
FeO	:	Wustita
Fe ₃ O ₄	:	Magnetita

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

K	:	Potasio
kL	:	Kilolitros
km	:	Kilómetros
kt	:	Kilotoneladas
kt/año	:	Kilotoneladas por año
m	:	Metro
Mg	:	Magnesio
Mn	:	Manganeso
Nm ³ /min	:	Normal metro cúbico por minuto
Na	:	Sodio
O	:	Oxígeno
S	:	Azufre
Si	:	Silicio
SiO ₂	:	Sílice
SiO ₂ (C)	:	Sílice Cristobalita
SiO ₂ (T)	:	Sílice Tridimita
t	:	Toneladas
t/d	:	Toneladas por día
Zn	:	Zinc

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN GENERAL

1.1. Introducción

Actualmente existe una preocupación creciente debido a la acumulación de desechos del procesamiento del cobre, esto debido a que los yacimientos porfíricos bordean leyes del 1% de cobre siendo el 99% restante desecho. Anualmente en Chile se generan alrededor de 4,5 millones de toneladas de escoria de cobre provenientes del proceso de fundición, por 1 tonelada de cobre obtenido se generan aproximadamente 2,2 toneladas de escorias de cobre [1], siendo clasificado como pasivo ambiental el cual si bien tiene baja posibilidad de lixiviar metales pesados hacia el suelo es considerado de alto potencial contaminante debido a los elementos en su composición. Esta escoria de cobre en términos generales contiene compuestos químicos tales como óxidos de hierro, sílice, alúmina, cobre, entre otros. Existen varios procesos para recuperar cobre desde las escorias, tales como limpieza de escorias en Horno de Limpieza y/o Horno Eléctrico, lixiviación y flotación de escorias, este último permite recuperar el cobre arrastrado físicamente en las escorias, principalmente asociado a sulfuros, el cual se encuentra entre el 0,5% a 1,5% en peso [2]. Luego de recuperar el Cu, la escoria queda compuesta principalmente por altas cantidades de Fe y Si como óxidos, los cuales son elementos de interés para su recuperación. Esto se debe a que existen aleaciones Fe-Si las cuales son ampliamente utilizadas para aplicaciones eléctricas ya que estas poseen una alta permeabilidad magnética y disminuye las pérdidas por histéresis magnética (retraso de la inducción magnética respecto al campo magnético) en los núcleos de transformadores eléctricos [3]. Por lo que recuperar el alto contenido de Fe y Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre genera la oportunidad de la utilización de un residuo de un proceso metalúrgico para ser material base en la obtención de aleaciones Fe-Si.

El proceso de reducción carbotérmica se basa en la reducción del oxígeno asociado a distintas especies dentro del relave de flotación de escorias, por lo que es una opción viable para esto. Los principales parámetros para la reducción carbotérmica son la temperatura y el nivel de C asociado a la reacción. Por lo que mediante un estudio termodinámico a través de simulaciones y el análisis estadístico de los resultados se logrará establecer el efecto de dichas variables sobre la obtención de aleaciones Fe-Si,

siendo esto la base para el diseño de un proceso que permita la recuperación de dichas aleaciones.

1.2. Definición del problema

Existe una creciente acumulación de escorias de cobre sin utilizar depositadas en escoriales las cuales poseen alto contenido de hierro, silicio, cobre y otros elementos por lo que es necesario otorgar valorización y recuperación de elementos valiosos como la obtención de aleaciones Fe-Si.

1.3. Hipótesis

Se puede obtener una aleación Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de Cu a través de procesos de oxidativos y reductivos a alta temperatura.

1.4. Objetivo general

Estudiar un proceso pirometalúrgico para la obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre.

1.5. Objetivos específicos

- Caracterizar química y mineralógicamente los relaves de flotación de escorias de cobre.
- Analizar el efecto de variables termodinámicas sobre la obtención de aleaciones Fe-Si a través de simulación.
- Analizar del punto de vista estadístico la influencia relativa de la composición sobre la obtención de la aleación Fe-Si.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1. Acumulación de escorias de cobre

Actualmente el exponencial crecimiento del desarrollo tecnológico a nivel Mundial hace requerir una mayor cantidad de recursos bases como materiales, metales y por ende minerales que abastezcan este gran requerimiento. Para enfatizar en el tema central, está la acumulación de residuos del procesamiento de fundición de cobre (principalmente como sulfuro) como lo son las escorias de fundición.

El proceso de fundición tiene como finalidad concentrar el cobre contenido en el concentrado obtenido desde flotación separándolo así de los compuestos de no interés, este proceso se compone principalmente de 4 etapas tales como la fusión, conversión, refinación y limpieza de escorias como se observa en la Figura 2.1. Cada escoria obtenida varía principalmente en su contenido de cobre atrapado (química o físicamente), sulfuros y óxidos de hierro, sílice, entre otros elementos de menor contenido [4].

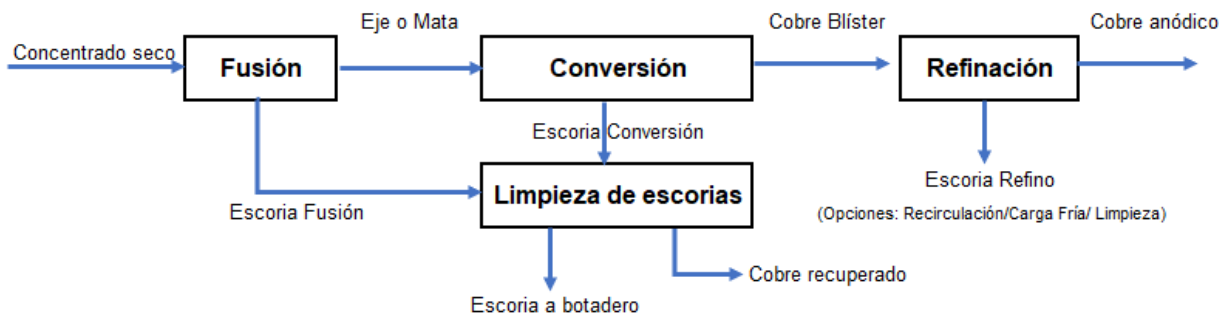


Figura 2.1 Descripción general de proceso de fundición de cobre [4].

Al finalizar el proceso de limpieza de escorias la escoria es depositada en un botadero llamado escorial, estas poseen composiciones variables dependiendo de la operación como se observa en la Tabla 2.1 [5]. El contenido de elementos varía según la planta de fundición y sus prácticas operacionales, principalmente las escorias se componen en mayor contenido por óxidos de Fe y Si, en menor cantidad óxidos de Ca, Mg y Al, mientras que las pérdidas de cobre en la escoria que se observan se generan de 2 formas: Una por el cobre arrastrado mecánicamente se debe principalmente a la presencia de compuestos de poca fluidez como lo es la Magnetita (Fe_3O_4), la cual presenta mayor viscosidad que la de Fayalita ($2\text{FeO}\cdot(\text{SiO}_2)$), atrapando así en su estructura al cobre presente y por otra parte la pérdida química debido al cobre oxidado disuelto en la escoria

producto del alto potencial de oxígeno disponible en el proceso para llevar a cabo la fusión y conversión de concentrados de cobre mediante la oxidación de sulfuros.

Tabla 2.1 Composición química en peso de escorias de cobre de diferentes orígenes [5].

Origen	Fe [%]	SiO ₂ [%]	CaO [%]	MgO [%]	Al ₂ O ₃ [%]	S [%]	Cu [%]	Co [mg/kg]	Mn [mg/kg]	Ni [mg/kg]	Zn [mg/kg]
1	44,78	40,97	5,24	1,16	3,78	1,06	-	-	-	-	-
2	39,65	31,94	3,95	2,82	2,4	-	1,01	1.040	420	150	7220
3	41,53	37,13	-	-	-	0,11	0,79	-	-	-	-
4	47,8	29,9	-	-	-	-	0,7	-	-	-	-
5	44,7-47,7	28,5-32	1,6-3,9	-	-	0,3-0,9	0,5-0,95	Tr-8	-	1.420	1.700-2.850
6	47,13	-	-	-	-	1,47	0,68	2.200	300	500	500
7	44	28	-	-	-	-	0,6	1.300	-	600	-
8	47,8	26,1	0,7	1	6,8	1,5	0,82	4.000	-	-	1.500
9	44,8 (óxido)	24,7	10,9	1,7	15,6	0,28	2,1	-	4.000 (óxido)	-	-
10	34,62 (óxido)	27,16	17,42	3,51	14,7	0,33	1,64	-	4.900 (óxido)	-	-

Orígenes: (1) Industrias Nacionales del Cobre de Irán; (2) Planta de Cobre Etibank Ergani, Elazig, Turquía; (3) Planta de Fundición Caletones, Chile; (4,5,6,7) Varias plantas de cobre de la India; (8) Escorias de cobre de Kure y (9, 10) Reina de cobre, Prince, EE.UU [5].

Los escoriales generan la ocupación de grandes cantidades de espacios para el depósito, ya que el concentrado de cobre a procesar posee alrededor de un 25 – 30% Cu el cual se procesa hasta obtener cobre anódico (~99,5% Cu) [4], es decir la razón entre cobre anódico y escoria producida es de aproximadamente entre 2 – 3 toneladas de escoria por cada tonelada de cobre anódico, generando así grandes volúmenes de escorias, las cuales una vez depositadas en el escorial quedan sin tener ninguna utilidad ni valorización, con potenciales riesgos medioambientales y a la salud de las personas ya que a ciertas condiciones puede generar levantamiento de polvos, posible lixiviación de los escoriales, entre otros.

Los escoriales de cobre son catalogados como pasivos ambientales, los cuales si no son bien manejados son potencialmente contaminantes. La legislación actual en Chile sobre disposición de residuos sólidos se encuentra en la Ley N°19.300 sobre las bases generales del medioambiente sin embargo en estas no se establece una normativa ni reglamento específico de las escorias. El Ministerio del Medio Ambiente, define escoria como una mezcla de óxidos de hierro y silicatos u otros compuestos producidos durante el proceso de fusión y conversión de concentrados sulfurados, que no se realimenten

directamente a ninguna operación unitaria considerada en la fuente emisora y que es descartada para su disposición final a botadero o para un posterior tratamiento en una unidad de procesamiento de minerales [1].

Anualmente en Chile se generan alrededor de 4,5 millones de toneladas de escoria de cobre provenientes del proceso de fundición, en promedio por cada 1 tonelada de cobre obtenido se generan aproximadamente 2,2 toneladas de escoria [1]. Para dimensionar la gran acumulación de las escorias de cobre se debe considerar que para el año 2004 se calculaba en Chile existían aproximadamente 50 millones de toneladas de escoria de cobre acumuladas, en ese momento a nivel mundial se estaban generando 24,6 millones de toneladas de escoria de cobre al año [5]. En el caso de China el año 2015 reportó 12 millones de toneladas de escoria anual y un histórico acumulado de 140 millones toneladas de escoria [2].

Generando un análisis más reciente de la situación actual respecto a la acumulación de escorias se observa en la Tabla 2.2 la capacidad de procesamiento de concentrados de cobre de las actuales 7 fundiciones a nivel nacional, 5 estatales (Chuquicamata, Potrerillos, Caletones, Hernán Videla Lira y Ventanas) y 2 privadas (Chagres y Altonorte), las emisiones de estas y mediante un balance másico simple respecto a la producción de cobre considerando un 25% de Cu en los concentrados de cobre procesados en las fundiciones se logra obtener los datos de generación de escorias aproximados [6]. Estos datos son similares a los descritos por otros autores, considerando que al año 2004 se tenía un registro aproximado de 50 millones de toneladas de escorias acumuladas en Chile [1]. Suponiendo una producción constante de escorias de 4.423,8 [kt/año] se obtiene que existen aproximadamente 120.780.960 [t] de cobre acumuladas a nivel nacional, es decir casi 121 millones de toneladas de escorias de cobre se han generado a la fecha, cabe mencionar que este cálculo puede variar debido a que actualmente estas escorias pueden haber sido reutilizadas, comercializadas o dispuestas según sea el caso. Sin embargo, se puede apreciar que sin una reutilización de las escorias de cobre el problema de acumulación de estas se irá incrementando a través del tiempo y sus riesgos potenciales aumentando.

Tabla 2.2 Capacidad de fundición, producción de cobre, emisiones y cantidad de escorias 2018 [6].

Nombre	Capacidad de fundición [kt/año]	Emisión SO ₂ [kt/año]	Emisión As [kt/año]	Cobre producido [kt/año]	Escoria total producida [kt/año]
Altonorte	1.160	24,00	0,126	290	845,9
Chuquicamata	1.400	49,70	0,467	350	999,8
Potrerosillos	680	24,40	0,157	170	485,4
Hernán Videla Lira	450	12,88	0,017	112,5	324,6
Chagres	660	14,40	0,035	165	480,6
Ventanas	430	14,65	0,048	107,5	307,8
Caletones	1.370	47,68	0,130	342,5	979,7
Total	6.150	187,71	0,98	1537,5	4.423,8

2.1.1. Uso de extensos espacios dentro del área de operación.

A continuación, se presenta un análisis de superficie utilizada por los escoriales respecto al área total de operaciones de las diferentes fundiciones a lo largo de Chile. Una de ellas es Fundición Chagres perteneciente a Anglo American que posee un escorial el cual utiliza aproximadamente un 31,82% del espacio de la planta de operaciones como se puede observar en las Figura 2.2 y Figura 2.3 [7].



Figura 2.2 Área de operaciones Fundición Chagres, Anglo American [7].

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

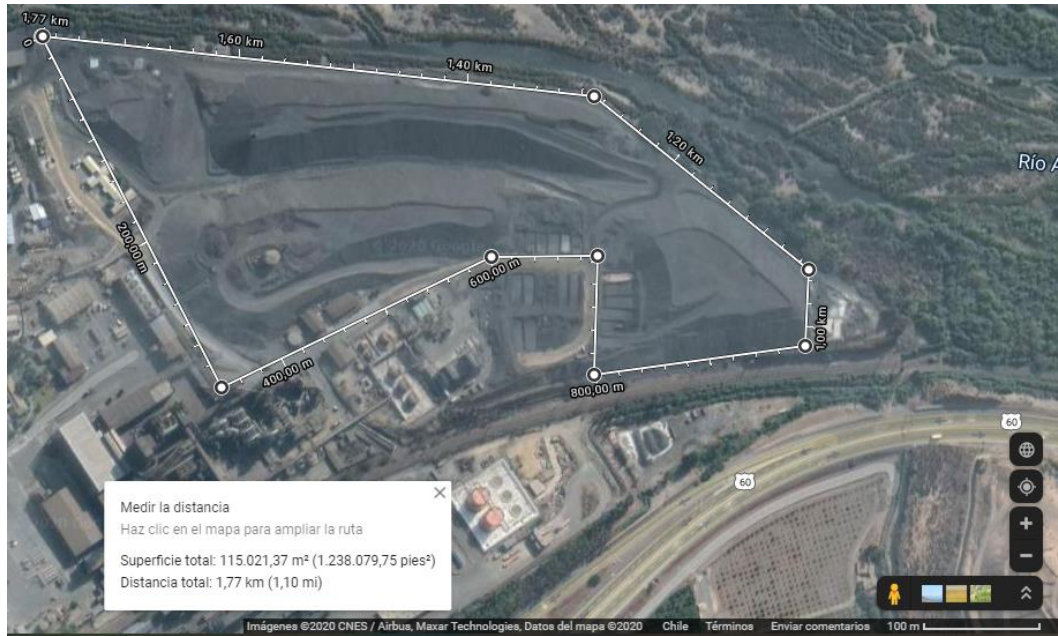


Figura 2.3 Área de escorial de Fundición Chagres, Anglo American [7].

En el caso de la División Ventanas (CODELCO) sucede algo similar como se observa en las Figura 2.4 y Figura 2.5 [8], donde la ocupación de la superficie del escorial respecto al área de operaciones de la fundición es de alrededor de un 18,03%.

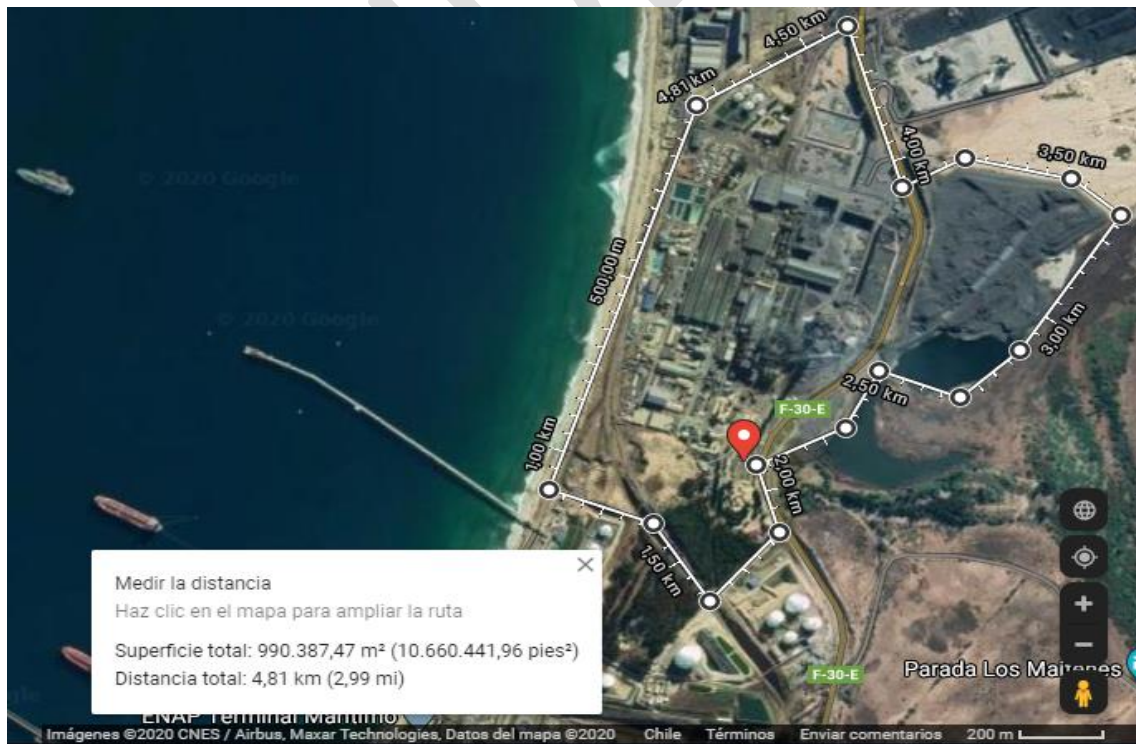


Figura 2.4 Área de Operaciones de Fundición Ventanas, CODELCO [8].

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

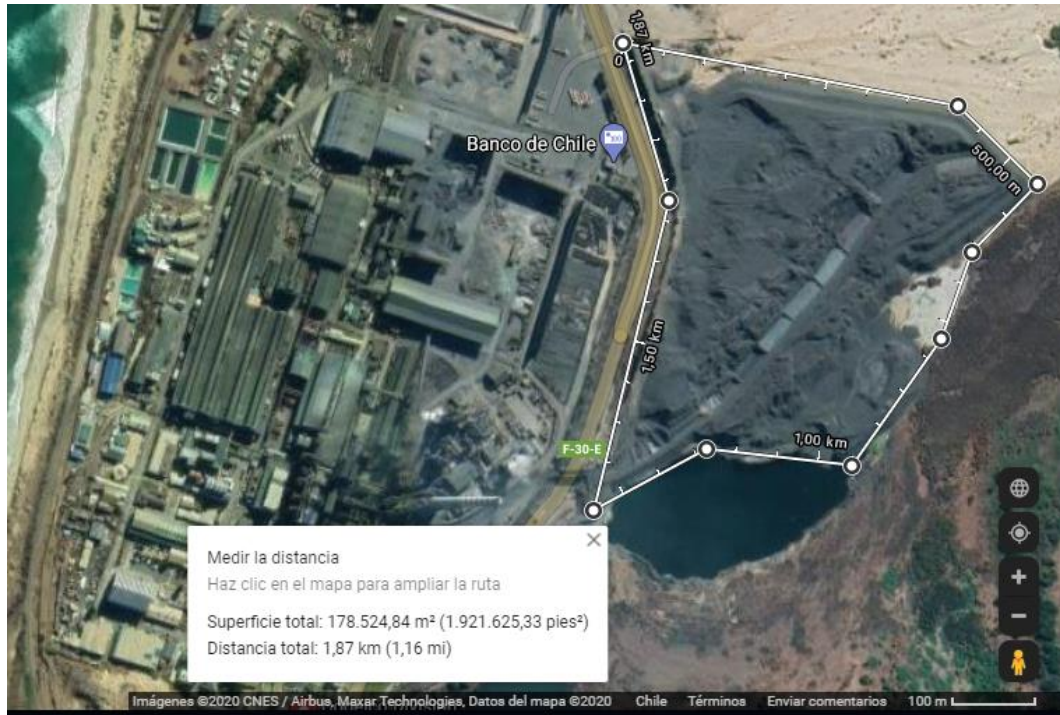


Figura 2.5 Área de escorial Fundición Ventanas, CODELCO [8].

Otro caso es el de la fundición de la División Chuquicamata (CODELCO), se observa en la Figura 2.6 el escorial respecto al área de operaciones de fundición (en amarillo) [9].



Figura 2.6 División Chuquicamata, CODELCO. En amarillo área de operaciones de fundición [9].

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

El escorial utiliza aproximadamente el 86,11% del espacio disponible de la fundición, esto queda descrito en las Figura 2.7 y Figura 2.8. Por lo que se puede prever que con el paso del tiempo la acumulación de estas escorias irá en aumento hasta que esta superficie llegue a su capacidad máxima de almacenamiento de escorias.



Figura 2.7 Área de operaciones de fundición División Chuquicamata, CODELCO[9].



Figura 2.8 Área de escorial División Chuquicamata, CODELCO [7].

En el caso de la Fundición Hernán Videla Lira (Enami) que el escorial utiliza un 45,32% de la superficie disponible del área de operaciones de fundición como se observa en la Figura 2.9 y Figura 2.10 [10]. Actualmente la escoria se procesa mediante flotación en la Planta Antonio Matta Ruiz para la recuperación de concentrado de cobre.



Figura 2.9 Área de Operaciones Fundición Hernán Videla Lira (Paipote), Enami [10].



Figura 2.10 Área de escorial Fundición Hernán Videla Lira (Paipote), Enami [10].

Por otra parte, en el caso de la Fundición Potrerillos, División El Salvador de CODELCO Figura 2.11 y Figura 2.12 [11], el escorial utiliza solo un 10% del espacio disponible del área de fundición, esto se debe a la existencia del proceso de flotación de escorias de cobre como se observa a la derecha del escorial.



Figura 2.11 Área de operaciones de Fundición Potrerillos División El Salvador, CODELCO [11].



Figura 2.12 Área de escorial Fundición Potrerillos División El Salvador, CODELCO [11].

En el caso de la fundición Altonorte de Glencore esta no posee un escorial, como se observa en la Figura 2.13 [12], ya que poseen un sistema de flotación de escorias de

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

cobre generando un concentrado que es recirculado al proceso de fundición, mientras que el relave es dispuesto en otro sector como se observa en la Figura 2.14.



Figura 2.13 Área de operaciones de Fundición Altonorte, Glencore [12].



Figura 2.14 Relave de flotación de escorias de Fundición Altonorte, Glencore [12].

Finalmente se tiene en la Figura 2.15 [13] la Fundición Caletones, División El Teniente perteneciente a CODELCO no posee un escorial como tal ya que actualmente posee la planta de tratamiento de escorias en la cual se procesan las escorias provenientes del proceso de fundición.



Figura 2.15 Área de operaciones de Fundición Caletones, División El Teniente, CODELCO [13].

Como se ha podido observar en los diferentes casos el procesamiento de las escorias a través de la flotación ha dado resultados considerables en la disminución de los escoriales y por ende en la superficie utilizada estos, así como también en la recuperación de cobre a través de concentrado y en la disminución de emisión de gases y partículas de arsénico (As) debido al proceso realizado por el horno de limpieza de escorias, sin embargo se debe considerar también que además del concentrado de cobre se obtiene un volumen considerable de relave de flotación de escorias de cobre.

El uso de espacios dentro de las plantas de fundición debido a escoriales es considerable y tiende al aumento, se debe prever que si este subproducto de la fundición no es reutilizado en un futuro estos espacios completarán su capacidad y se requerirá de nuevos espacios, los cuales deben cumplir ciertas características para ser utilizados como escoriales.

2.1.2. Riesgos medioambientales y a la salud

Los escoriales están catalogados como pasivos ambientales, su disposición se encuentra bajo la Ley N°19.300 sobre las bases generales de medio ambiente, sin embargo hace referencia a residuos sólidos de la minería bajo el Artículo N°10 letra i):“Los proyectos o actividades susceptibles de causar impacto ambiental, en cualesquiera de sus fases, que deberán someterse al sistema de evaluación de impacto ambiental” el cual incluye en el inciso i)” Proyectos de desarrollo minero, incluidos los de carbón, petróleo y gas comprendiendo las prospecciones, explotaciones, plantas procesadoras y disposición de residuos y estériles, así como la extracción industrial de áridos, turba o greda” [14]. Al no estar específicamente descrito, el código sanitario a través del DFL 725, Párrafo III de los desperdicios y basuras Artículo 78 y 80 establece que se requiere un reglamento de manejo y acumulación de residuos [15]. Este reglamento lo establece el Ministerio de Minería a través de los permisos relacionados con los depósitos de botaderos descritos en el Título VII del Decreto Supremo N° 132/2004 [16] llamado Reglamento de Seguridad Minera el cual especifica los permisos para evacuar, tratar o disponer residuos industriales, el cual debe cumplir con el artículo 71 letra b) del Código Sanitario respecto a “construcción, modificación y ampliación de cualquier obra destinada a la evacuación, tratamiento o disposición final de residuos industriales o mineros” [15]. Pese a que la ley establece la disposición de residuos sólidos mineros como lo son los botaderos de escorias de cobre no menciona nada sobre su reutilización, valorización y reciclaje de estas.

Pese a ser un pasivo ambiental las escorias de cobre si pueden generar un efecto en el medioambiente y, por ende, en la salud de alguna comunidad cercana. Si un material, en este caso escoria entra en contacto con el agua en un tiempo finito (pese a que sea extenso) da la posibilidad de disolver algunos de sus elementos, ya que no se puede hablar de materiales totalmente insolubles. A este proceso de disolución de elementos desde un material se le llama lixiviación, el agua pura corresponde al agente lixivante y el agua contaminada con elementos disueltos el agente lixiviado. En la Figura 2.16 se aprecia en el eje vertical el potencial contaminante de un material mientras que en el eje horizontal el potencial a ser lixiviado naturalmente, si se observa elemento numerado 1 corresponde a las escorias de horno eléctrico de limpieza de escoria (HELE), el potencial contaminante es alto esto se debe a la cantidad de metales pesados presentes en las

escorias (recordar que se compone de Fe, Si, Mg, Al, Ca, S, Cu, Co, Mn, Ni, Zn, Pb, As, entre otros) pero por otra su potencial a ser lixiviado es uno de los más bajos dentro de la diagrama, por ende es potencialmente contaminante debido a sus elementos pero con baja probabilidad de ocurrencia de una lixiviación a condiciones ambientales normales, esto se debe a que encuentran total o parcialmente vitrificados, lo que se traduce en que los contaminantes que componen el residuo difícilmente podrán salir al entorno [17]. De todas maneras, es de importante consideración la impermeabilización del suelo para así disminuir cualquier riesgo a contaminación de napas subterráneas.

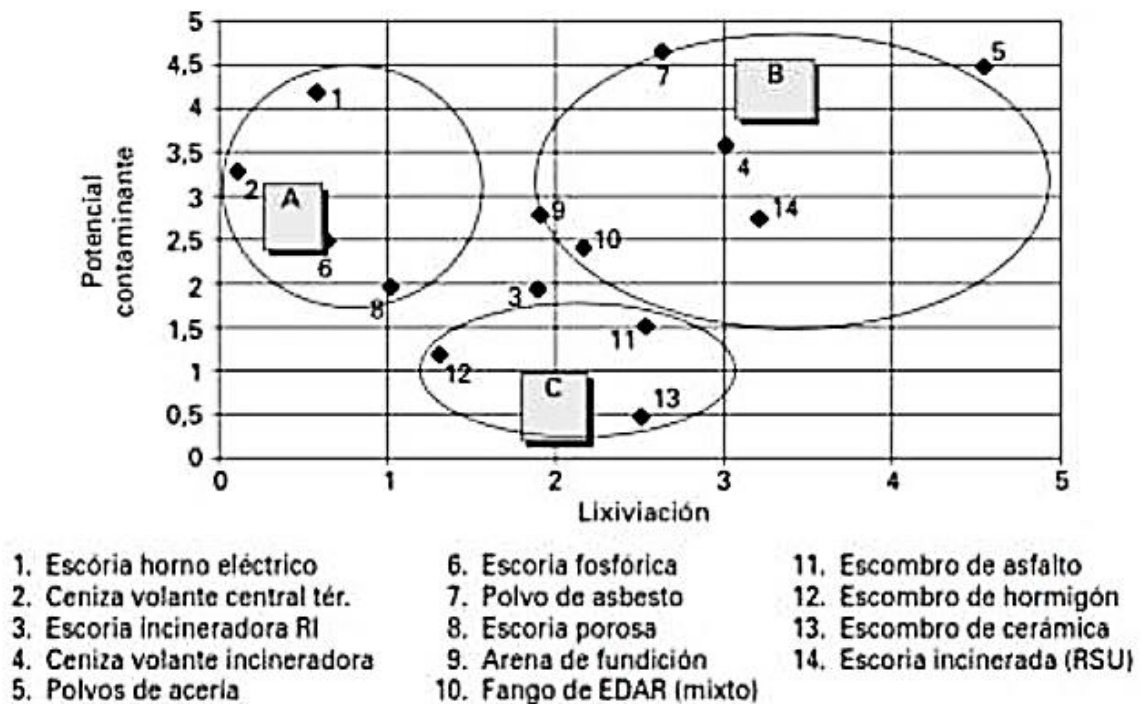


Figura 2.16 Potencial contaminante vs Potencial de lixiviación [17].

Por otra parte, existe una adsorción por la vegetación aledaña al lugar del escombro debido a los vientos y al relieve del espacio que desplazan polvos del escombro hacia ellos. Algunas plantas como las del grupo metalofitas son capaces de desarrollarse en sitios cercanos a las minas y fundiciones de metales; las metalofitas estrictas que solo crecen en ambientes contaminados, las pseudometalofitas las cuales toleran especies comunes y las del grupo de hiperacumuladoras las cuales son capaces de concentrar altas concentraciones de metales. En Chile solo se han encontrado 6 especies metalofitas para cobre, aunque ninguna del grupo de las hiperacumuladoras. Si bien estas 6 especies

tienen una tolerancia alta no llegan al nivel de las hiperacumuladoras, esto se aprecia en las cercanías de los escoriales ya que mientras más cerca se está del escorial menor es la cantidad de vegetación existente debido al alto contenido de cobre y otros metales en la biomasa de aire absorbido por la vegetación del lugar. Es decir, la vegetación normal no metalofitas tienden a perecer en las cercanías de un escorial debido a que no pueden procesar los metales presentes en el ambiente y arrastrados por el viento [18].

Por otra parte, estudios han revelado como se observa en la Tabla 2.3 la existencia de contaminación del suelo donde se ubica el botadero de escorias, donde se constata que los niveles de arsénico superan los rangos según la norma internacional utilizada llamada “Risk Management Criteria for Metals at BLM Mining Sites” en todos los sitios muestreados mientras que los niveles de cobre superan la norma en cuatro de seis sitios muestreados [17].

Tabla 2.3 Concentración de metales en el suelo de sector botadero Fundición Ventanas, CODELCO [17].

	Punto	1 (Botadero 1)	2 (Botadero 2-1)	3 (Botadero 2-2)	4 (Botadero 2-3)	5 (Humedal 1)	6 (Humedal 2)
Coordenadas WGS 84 195		N 6.372.287 E 267.808	N 6.372.485 E 267.863	N 6.372.485 E 267.863	N 6.372.502 E 267.882	N 6.372.269 E 267.810	N 6.372.229 E 267.826
Elemento	CRI [ppm]	[ppm]	[ppm]	[ppm]	[ppm]	[ppm]	[ppm]
Mn	28.000	825 ± 17	1.113 ± 111	1.719 ± 484	1.103 ± 105	1.718 ± 26	545 ± 19
Ni	4.000	No Detectado	No Detectado	No Detectado	No Detectado	No Detectado	No Detectado
Cu	7.400	6.457 ± 65	70.639 ± 1.575	12.391 ± 643	11.068 ± 284	16.082 ± 124	5.717 ± 65
Zn	60.000	440 ± 15	6.990 ± 214	7.784 ± 412	9.243 ± 232	18,46 ± 28	488 ± 16
As	12	149 ± 7	925 ± 53	344 ± 76	356 ± 51	652 ± 13	533 ± 13
Se	1.000	10,7 ± 1,7	No Detectado	No Detectado	No Detectado	55 ± 3	44 ± 3
Ag	1.000	No Detectado	164 ± 27	No Detectado	198 ± 27	22 ± 7	37 ± 9
Cd	100	No Detectado	No Detectado	No Detectado	No Detectado	35 ± 10	No Detectado
Sb	100	No Detectado	370 ± 69	358 ± 75	303 ± 67	61 ± 17	No Detectado
Hg	60	No Detectado	No Detectado	No Detectado	No Detectado	No Detectado	No Detectado
Pb	2.000	201 ± 7	1.297 ± 57	1.608 ± 109	2.198 ± 75	848 ± 13	556 ± 12

2.1.3. Potencial económico de escorias

A medida que la acumulación de escorias de cobre ha aumentado, diferentes investigaciones han orientado sus esfuerzos en la reutilización de estas. Entre las aplicaciones que se han investigado están la utilización como:

- i. Sustituto parcial de cemento hidráulico.
- ii. Gravilla para líneas férreas.
- iii. Árido en mezclas asfálticas de obras viales.
- iv. Árido constituyente de los morteros y hormigones de cemento.
- v. Abrasivo en la limpieza por chorro de arena de estructuras metálicas.
- vi. Albañilerías de bloques de escoria moldeados.

Diferentes estudios revelan la factibilidad del uso de escorias de cobre como reemplazo parcial o total de áridos que actualmente son extraídos de ríos y esteros, lo cual es beneficio para el medio ambiente tanto por la reducción de extracción de áridos como la disminución del depósito de escoriales. Las escorias presentan propiedades muy similares e incluso en algunos casos superiores que los áridos convencionales [17]. También se ha enfocado en la utilización como remplazo parcial del cemento Portland, en algunos tipos de escorias de cobre se han registrado propiedades cementosas y pueden considerarse como alternativas al cemento [1]. Mientras que en nuestro país se han registrado estudios con resultados comparativos de la resistencia a la compresión de hormigones fabricados con áridos de escoria de cobre de la Fundición Hernán Videla Lira versus un hormigón con áridos convencionales de río. Los resultados alcanzados son favorables se observa que, a los 28 días de edad, la resistencia a la compresión del hormigón con escoria de cobre fue 34% mayor que en el hormigón convencional [19].

Por otra parte, existe una potencial fuente de material base para el procesamiento de minerales a partir de escorias de cobre. Se debe considerar que las escorias de cobre son altas en contenidos de Fe y Si en mayor cantidad, también en menores cantidades de Al, Mg, Ca y Cu principalmente, así como metales preciosos. Actualmente se recupera el contenido de Cu a través de procesos como la flotación y la lixiviación de escorias de cobre, ya que el contenido de este en las escorias es similar al de la producción primaria de extracción minera que bordea el 1% Cu haciendo rentable la reutilización de estos residuos como recurso minero a procesar [5]. Por lo que la producción secundaria de este

metal posee una buena proyección para el futuro de la industria del cobre a nivel nacional. Actualmente los estudios apuntan a la recuperación de elementos valiosos además del cobre, tales como aleaciones en base a Fe [20] , como aleaciones Fe-Cu [5], Fe-Mo [21] pero sin embargo pese a que existe un alto contenido de Sílice (SiO_2) alrededor de un 30% en peso, no se registran estudios sobre la recuperación de aleaciones Fe-Si por lo que no se recupera el alto contenido de silicio presente en las escorias de cobre.

La utilización de las escorias de cobre como material base de otros procesos a través de la recuperación de elementos valiosos está siendo cada vez una realidad más factible debido a los costos de la extracción minera, la creciente exigencia de las normativas medio ambientales para la realización de procesos, cuidado del agua, captación de emisiones y disposición segura de residuos mineros. Se debe considerar que para cumplir tanto con la normativa como con la producción rentable se deben realizar grandes inversiones en tecnología y en el buen funcionamiento de estas para lograr cumplir con las normativas ambientales vigentes, así como también la producción necesaria considerando la disminución de leyes de mineral, complejización y agotamiento de yacimientos. Todos estos factores hacen considerar la utilización de residuos mineros en la recuperación de elementos valiosos como un proceso factible y rentable.

2.2. Alternativas de procesamiento de escorias de cobre

Se debe considerar que las escorias provienen del proceso pirometalúrgico el cual comienza cuando el concentrado es fundido y de él se obtienen 2 fases inmiscibles: Mata rica en Cu y escoria de fusión. La mata pasa a un proceso de conversión el cual se compone de 2 etapas: Soplado a Escoria o Fe obteniéndose metal blanco rico en cobre y escoria de conversión, luego el metal blanco es sometido a Soplado a Cobre, del cual se obtiene cobre blíster y escoria óxido, la cual generalmente es recirculada a la etapa de Soplado de Fe, mientras que el cobre blíster pasa al horno de refinación, donde se obtiene cobre anódico y óxido de refino (escoria). El cobre anódico pasa a ser moldeado en ánodos de cobre y el óxido de refino puede ser utilizado como carga fría rica en cobre o ser recirculada a la etapa de conversión [22]. Principalmente las escorias de fusión y conversión van al proceso de limpieza de escorias como se observa, por ejemplo, en el diagrama de procesos de la Fundición Hernán Videla Lira descrito en la Figura 2.17 [23].

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

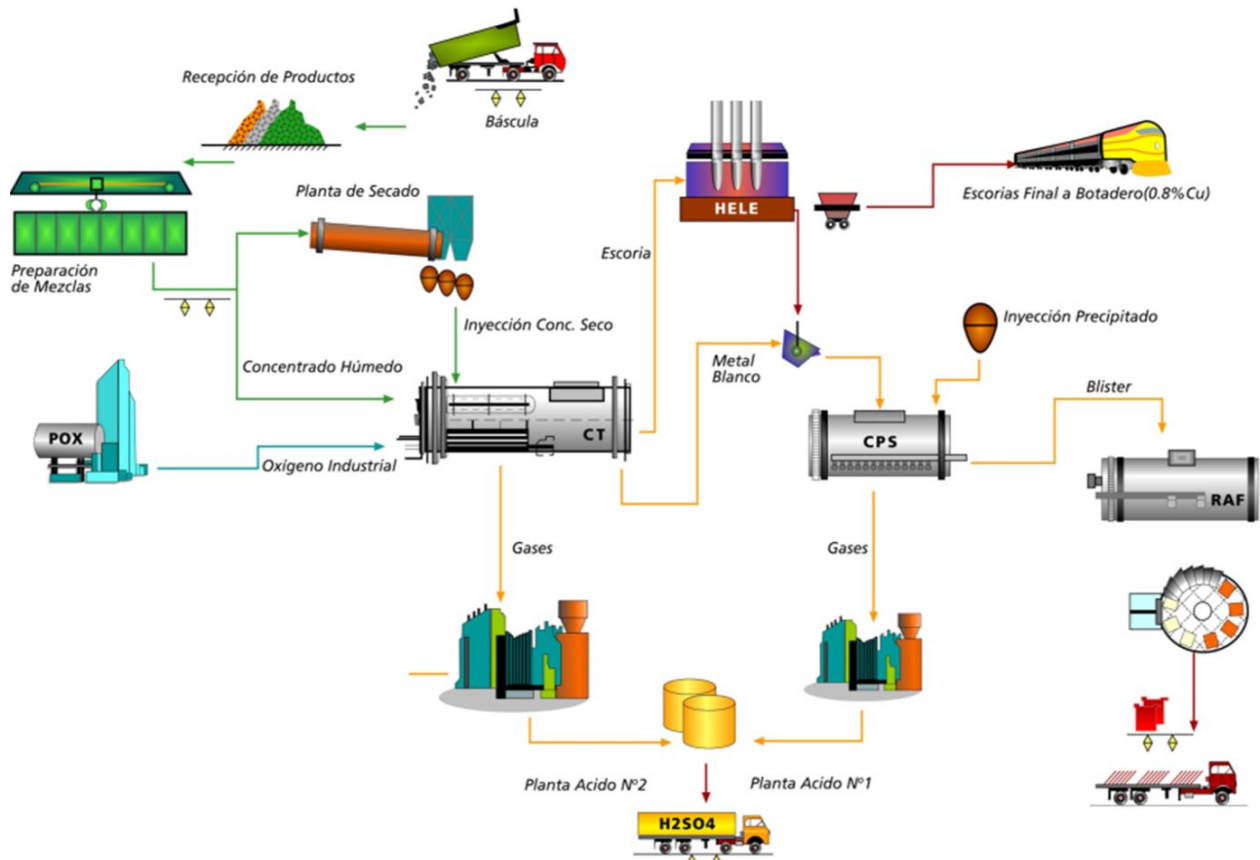


Figura 2.17 Diagrama de flujo de proceso de fundición de concentrados de cobre (Ejemplo de Fundición Hernán Videla Lira) [23].

Actualmente en Chile el principal objetivo del procesamiento de las escorias de cobre es la recuperación de cobre y que la escoria que se va a botadero (escorial) sea una ley lo más baja posible, por lo que para llevar a cabo este objetivo se dispone principalmente de 3 procesos industrialmente aplicables:

1. Horno de reducción.
2. Lixiviación.
3. Flotación.

Cada uno de estos procesos diferentes entre sí tienen por objetivo recuperar la mayor cantidad de cobre posible desde las escorias a través de diferentes mecanismos pirometalúrgicos o hidrometalúrgicos según sea el caso.

2.2.1. Horno de limpieza de escorias

Los hornos de limpieza de escorias son principalmente hornos eléctricos de limpieza de escorias (HELE) y hornos basculante del tipo El Teniente (se le llamara Horno de

Limpieza de Escorias, HLE), a pesar de sus diferencias de operación ambos realizan básicamente el mismo proceso que tiene como principal objetivo la reducción de la Magnetita (Fe_3O_4), esto se lleva a cabo utilizando un agente reductor el cual puede estar en estado sólido, líquido o gaseoso, generalmente se utiliza carbono, hidrógeno y algo de sulfuro, luego de lograr la reducción de la Magnetita (lo cual cambia sus propiedades físicas y químicas) se deja sedimentar la mezcla para luego recuperar la fase rica en cobre (50 – 70%) la cual es recirculada a los convertidores y una escoria de descarte que es llevada a los botaderos (entre 0,7 – 1 %Cu). El proceso en ambos casos se compone de 4 etapas principalmente [22]:

- 1) Carga del horno con las escorias de fusión y/o conversión.
- 2) Reducción de la Magnetita, esto es un proceso endotérmico el cual requiere calor mediante quemadores para tener una temperatura aproximadamente de 1.200°C que permita la reducción esto se traduce a una disminución de la viscosidad de la escoria permitiendo la separación de la fase rica en cobre de la escoria final. El mecanismo tanto para horno eléctrico como para horno a combustión es el mismo este queda descrito en la Figura 2.18 con sus respectivas ecuaciones químicas, en el cual las partículas de agente reductor tales como carbón coque o hidrocarburos (como el petróleo, Enap 6, entre otros) comienzan a descomponerse generando gases de H_2 , CO , H_2O y CO_2 , los cuales comienzan a burbujear y a subir hacia la superficie del baño fundido, es aquí donde los gases CO y H_2 comienzan a interactuar inmediatamente con la Magnetita (Fe_3O_4). En el caso de utilizar solo carbón coque la reducción directa genera un film gaseoso alrededor de la partícula de carbón por lo que la reacción de reducción se lleva a cabo en la interfase líquido-gas de la escoria produciendo así gotas de mata y cobre metálico disminuyendo así la cantidad de cobre en la escoria final [24].

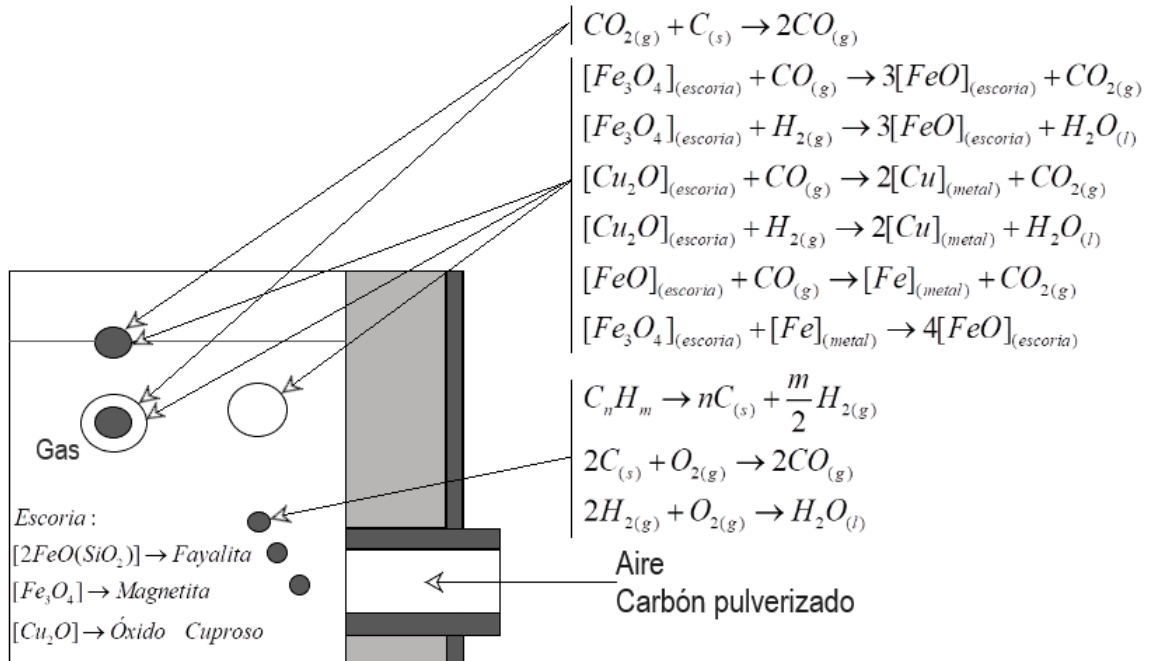


Figura 2.18 Mecanismo de reducción de Magnetita (Fe_3O_4).

- 3) Sedimentación de la mezcla ya reducida, es requerida debido a que, una vez reducida la magnetita, la disminución de la viscosidad permite la liberación de partículas sulfuradas de cobre atrapadas en la escoria, estas partículas poseen una mayor densidad y requieren un tiempo de sedimentación que varía entre 30 y 60 minutos.
- 4) Sangrado de eje producido y descarga de la escoria limpia, esto se realiza gracias a la diferencia de densidades de la escoria limpia y la fase rica en cobre [24].

Sin embargo, se pueden diferenciar ambas tecnologías respecto a su funcionamiento. Una de las diferencias entre el Horno Eléctrico y el Horno Basculante HLE es que el segundo utiliza combustible gas o petróleo para mantener la temperatura del reactor a través de los quemadores, por lo que se debe tener en consideración aquellas emisiones de carbono a la atmósfera. Por otra parte, el HELE es una de las mejores tecnologías de recuperación de cobre desde las escorias ya que presenta la ventaja de estar compuesto por electrodos de grafito dentro del baño fundido que conducen la corriente eléctrica (los cuales al desgastarse se rellenan con una pasta electrolítica), lo que sumado a la inyección de carbón pulverizado al baño fundido favorece considerablemente la reducción de la Magnetita [25].

Fenómenos respecto a la inducción de un campo electromagnético constantes y cruzados en el baño fundido del proceso de limpieza de escorias han mostrado un incremento de hasta 5 veces la velocidad de reducción de la Magnetita [26], se requiere reducirla a niveles entre 5 – 6% para permitir la liberación del cobre arrastrado físicamente y adicionalmente la reducción del cobre disuelto como óxido cuproso, esto se logra debido a la electrólisis que se genera en la escoria donde la mata de cobre funciona como un cátodo y la cama de agente reductor como un ánodo, esto genera un gradiente de temperatura a lo largo de la altura de la escoria y un campo magnético permanente superpuesto el cual pone en movimiento el baño fundido líquido de la escoria debido a la interacción entre campos eléctricos y magnéticos no homogéneos, este movimiento produce agitación la cual es beneficiosa ya que aumentará el coeficiente de transferencia de masa lo que se traduce en un aumento de la velocidad de reducción de la escoria [27].

2.2.2. Lixiviación de escorias

Actualmente existen diversos estudios sobre la recuperación de elementos valiosos a partir de las escorias a través de la disolución selectiva. El proceso de lixiviación de escorias de cobre consiste principalmente en la disolución de los compuestos que contienen cobre tales como Cu_2S , Cu_2O y Cu metálico, para esto se requieren condiciones oxidantes y generalmente a altas temperaturas para que el cobre se disuelva en solución. Los estudios se han centrado en la búsqueda de agentes oxidantes, lixiviantes, determinación de parámetros de temperatura y agitación óptimos para la lixiviación en un reactor. Debido a la cantidad de sulfuros de cobre se ha descrito otra alternativa es modificar previamente los compuestos a través de una tostación oxidativa a la escoria obteniendo así una calcina oxidada, donde los compuestos de cobre se transforman en CuO y CuSO_4 , los cuales se disuelven fácilmente con ácido sulfúrico a temperatura ambiente. Luego de finalizada la lixiviación se realiza la separación sólido-líquido debido a que compuestos de hierro como la Hematita y Magnetita son insolubles a la lixiviación con ácido sulfúrico, luego se realiza una extracción por solventes y/o intercambio iónico metales disueltos en la solución rica en cobre según sea el caso como se observa en Figura 2.19 en el cual se plantea un diagrama base de procesamiento de escorias de cobre a través de lixiviación a temperatura con ácido sulfúrico (H_2SO_4) y agente oxidante como ion Fe^{+3} o H_2O_2 y lixiviación a temperatura con ácido sulfúrico con previa tostación oxidativa [5].

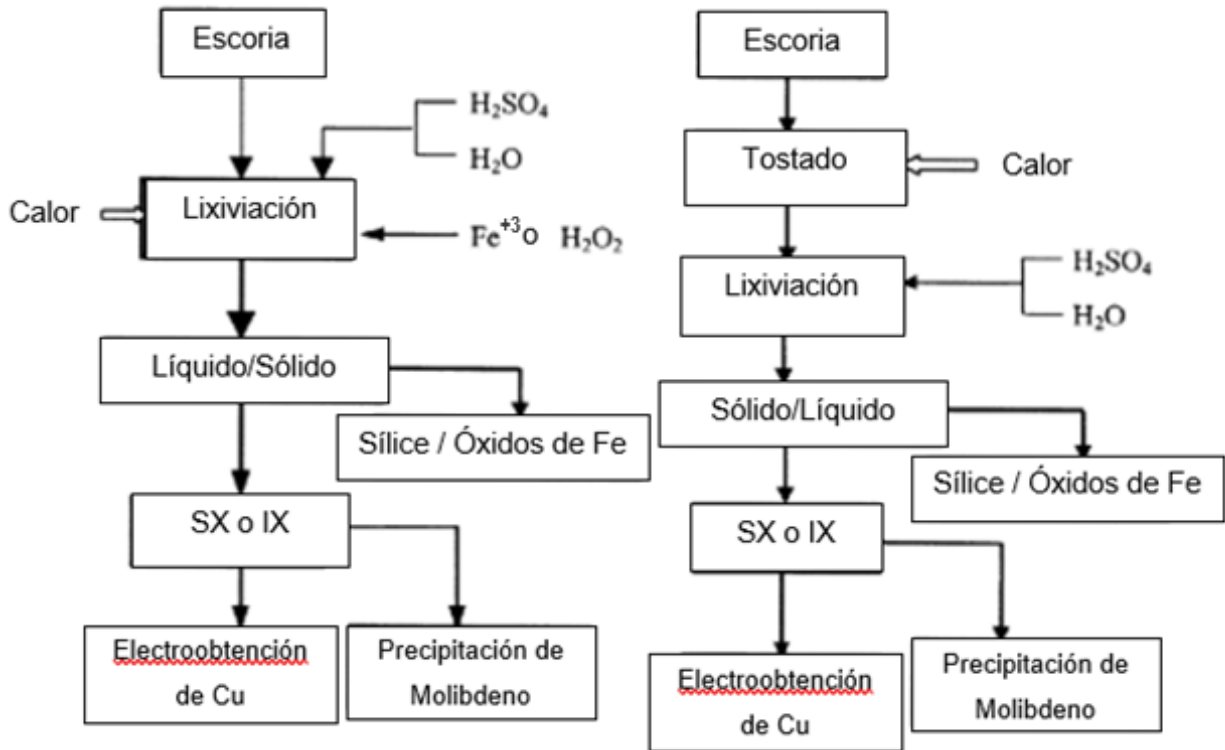
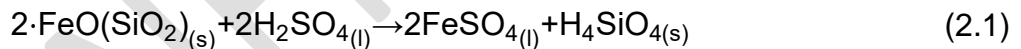


Figura 2.19 Diagrama de tratamiento de escorias de cobre a través de lixiviación [5].

Estudios señalan que el efecto del aumento la temperatura favorece la recuperación de cobre llegando a resultados de 60% de Cu recuperado a 80°C, sin embargo, durante la lixiviación con ácido sulfúrico se forma gel de sílice descrito en la ecuación (2.1).



El gel de sílice hace difícil la filtración en la pulpa, disminuyendo así la recuperación, para evitar este efecto se adiciona peróxido de hidrógeno (H_2O_2) en función al consumo de la escoria (alrededor de un 62,5 [L/t escoria] el cual es mayor al estequiométrico de oxidación del sulfuro de cobre y hierro ferroso), resultando en un considerable aumento en la recuperación de cobre de un 60% a un 85% y una notable disminución en la disolución de un 90% a un 5%, por otra parte las recuperaciones de cobalto y zinc no se vieron afectadas (alrededor de un 90% ambas) [28], en otros casos se sustituye el peróxido de hidrógeno por clorato de sodio (NaClO_3) el cual en conjunto con el ácido sulfúrico logra una lixiviación selectiva de cobre, cobalto y zinc. El clorato de sodio inhibe eficazmente la generación de gel de sílice debido a que el Fe^{+2} generado a partir de la lixiviación ácida de la fayalita, se oxida rápidamente a Fe^{+3} , otorgando resultados de

recuperaciones de un 89%, 97% y 98% para cobre, zinc y cobalto a una temperatura óptima de 95°C [29].

En la búsqueda de nuevos procesos lixiviantes efectivos y rentables se ha incursionado en la utilización de agentes lixiviantes de tipo amoniacal, entre los cuales destaca la utilización de hidróxido de amonio (NH_4OH) y cloruro de amonio (NH_4Cl). En el caso de la utilización del hidróxido de amonio se logra establecer una importante disminución en el consumo de ácido sulfúrico disminuyendo desde 473,9 hasta 3,8 [kg H_2SO_4 /t de escoria], con una recuperación de 87,7% de cobre con impurezas debajo del 2% a temperatura ambiente 25°C, el aumento del hidróxido de amonio aumenta la tasa de lixiviación sin afectar la recuperación. Las principales especies lixiviadas son Cu_2O y CuO , mientras que CuFeO_2 no se lixivia debido a su naturaleza altamente refractaria. El cobre en el PLS es recuperado mediante la precipitación con bisulfato de sodio (NaSH) produciendo una calcantita de alta pureza ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) [30]. Por otra parte, estudios relacionado con la lixiviación utilizando cloruro de amonio el cual a temperatura ambiente es un compuesto seguro, no volátil y benigno para el medio ambiente, mientras que a 338°C este se descompone en amoníaco (NH_3) y ácido clorhídrico (HCl), la escoria de cobre tratada con cloruro de amonio (relación en peso 1:2) a una temperatura de 320°C y posteriormente lixiviada en agua registra recuperaciones de 91,5% Zn , 89,7% Cu y 88,3% Fe para luego precipitar selectivamente a través del pH hidróxidos de zinc, cobre, hierro, calcio y magnesio al añadir agua amoniacal.

2.2.3. Flotación de escorias

El proceso de flotación de escorias de cobre es semejante al de flotación de mineral ya que se extrae eficientemente a través del concentrado los minerales de sulfuro y metálicos de cobre, mientras que los minerales oxidados permanecen en las colas de relave [31] las cuales son ricas en óxidos de Fe y Si principalmente.

Actualmente en Chile, la flotación de escorias de cobre es uno de los procesos más utilizados para la recuperación de cobre proveniente de los hornos de fusión esto debido a las leyes actuales de emisiones que fijan los límites máximos de emisiones de azufre y arsénico así como también la captura de gases y fijación del 95% de cada elemento respectivamente [32], es por esto que algunas plantas de fundición se han visto en la obligación de reemplazar sus hornos de limpieza de escoria por plantas de flotación de

escorias, debido a que los hornos de limpieza utiliza el principio de reducción en el cual se libera una cantidad de arsénico importante a la atmósfera la cual no permite cumplir con la normativa vigente. La implementación de este sistema de flotación está presente en 4 de las 7 fundiciones presentes en el país: Fundición Potrerillos, Fundición Caletones, Fundición Hernán Videla Lira y Fundición Altonorte, también se podría considerar la Fundición Chuquicamata ya que sus escorias de descarte que son enviadas a botadero son procesadas posteriormente en Maquila Cerro Dominador (empresa externa) la cual mediante flotación recupera concentrados de alrededor de un 33% Cu el cual es devuelto a la planta de Fundición Chuquicamata [25]. Otro ejemplo es la Fundición Altonorte, la cual procesa mediante flotación la escoria de cobre del horno continuo la cual posee aproximadamente un 6%Cu y recupera un concentrado de entre un 35 – 40%Cu, para esto se dispone de fosos divididos en secciones donde se realiza un enfriamiento natural y en otras ocasiones con agua, por otra parte el relave de la flotación es dispuesto a unos kilómetros de la fundición en un embalse perteneciente a esta [33]. En el caso de la Fundición Caletones, la cual mediante el tratamiento de las escorias del Convertidor Teniente (CT) logra un concentrado de alrededor de un 35%Cu y un relave de aproximadamente 0,5%Cu. Similar es el caso de la Fundición Potrerillos, la cual procesa las escorias provenientes de CT las cuales bordean leyes de 9 – 11%Cu de los cuales se obtienen concentrados entre 30 – 35%Cu con relaves de aproximadamente 0,4%Cu (anteriormente mediante la utilización de Hornos de Limpieza de Escorias se tenían escorias de botadero de un 1,3%Cu aproximadamente) [34]. Finalmente, en el caso de la Fundición Hernán Videla Lira (Fundición Paipote) esta procesa sus concentrados en la planta Manuel Antonio Matta Ruiz ambas pertenecientes a ENAMI, el procesamiento es similar a las escorias anteriores, cabe destacar que la fundición se encuentra en un proceso de modernización donde ya cumplió la primera etapa para cumplir con el D.S. 28 y ahora se encuentra en la segunda etapa de un recambio tecnológico, en esto se han obtenido resultados con el procesamiento de la escoria proveniente del CT la cual se compone entre 4 – 8%Cu y de escorias del HELE con aproximadamente un 0,8%Cu, las cual alimenta al proceso de flotación de escorias obteniendo concentrados de alrededor de un 25,42% y un relave de 0,43%Cu [35].

Estudios a nivel laboratorio contemplan las variables que influyen en la recuperación de escorias de cobre entre ellas está el tipo de enfriamiento (controlado lento y rápido o no

controlado), granulometría de la escoria y tiempo de flotación. Los resultados arrojados por las investigaciones dan como conclusión que un enfriamiento controlado presenta una disminución del índice de trabajo (Work Index) considerable de 27,88 [kWh/t] en enfriamiento no controlado a 18,23 y 17,12 [kWh/t] en enfriamiento controlado rápido y lento respectivamente. Esto permite una disminución en el consumo energético de la molienda de las escorias. Las pruebas a nivel laboratorio también han descrito recuperaciones más altas en enfriamientos controlados lentos. Las escorias enfriadas sin controlar dieron resultados de recuperación de cobre del 89,99% con un relave de 1,90%Cu, en cambio las recuperaciones conjuntas de las escorias tratadas con enfriamientos controlados rápidos y lentos fueron de 97,23% y 98,11% con relaves de 0,59% y 0,40% de Cu respectivamente [36]. A nivel industrial los resultados reflejados son concordantes respecto a las investigaciones mencionadas ya que mediante el manejo de estas variables son capaces de generar un ahorro energético y de recursos en los procesos de molienda y flotación. Para lograr los enfriamientos de escorias se dispone de canchas, fosos y/o en ollas, dependiendo de la operación estos enfriamientos pueden ser al aire libre (no controlado) o con control mediante la adición de agua para luego ser procesada en Molienda previa a la flotación. Estos concentrados recuperados son secados y devueltos al proceso de fundición, en este punto es importante recalcar que los relaves de la flotación de escorias de cobre contienen un alto contenido de Fe y Si principalmente, con la presencia en menores cantidades de Ca, Al, Mg, Zn y Cu, entre otros elementos, lo que genera una proyección en ellos como candidato a ser procesado para la obtención de material base de aleaciones de hierro (Fe) como se discutirá en la siguiente sección.

2.3. Relaves de flotación de escorias de cobre como material base en la obtención de aleaciones Fe-Si.

Anteriormente se planteó la existencia de cantidades considerables de Fe y Si en los relaves de flotación de escorias de cobre como elementos valiosos para la generación de material base de aleaciones Fe-Si. Estas aleaciones Fe-Si más bien conocidas como Acero al Silicio, Acero Eléctrico o Acero Magnético son conocidos por sus propiedades magnéticas las cuales le permiten ser un material con excelentes prestaciones para la fabricación de núcleos de transformadores eléctricos. En los siguientes ítems se planteará la utilización actual de las aleaciones Fe-Si y como la reutilización de los relaves

de flotación de escorias de cobre se proyecta como una buena opción de material base para su fabricación.

2.3.1. Aleaciones Fe-Si en la industria de los materiales

El acero al silicio fue inventado por Sir Robert Abbott Hadfield, quien fue un famoso metalurgista porque en 1882 inventó el acero al manganeso, el cual fue uno de los primeros aceros aleados. El acero al silicio, patentando en 1886, inicialmente fue utilizado en resortes y algunas hojas finas. Con el paso del tiempo se hizo importante en aplicaciones eléctricas debido a su comportamiento magnético [37].

Actualmente las aleaciones Fe-Si son ampliamente utilizadas en la industria eléctrica como materiales magnéticos blandos (coercitividad mayor a 10^4 [A·m⁻¹] la cual es la intensidad del campo magnético que se debe aplicar a ese material para reducir su imanación a cero después de que la muestra haya sido magnetizada hasta saturación como se observan en el diagrama de la Figura 2.20 [38]) los cuales poseen bajas pérdidas por corrientes de Foucault (corrientes parásitas inducidas en el material debido la variación del campo magnético (B) las cuales producen un calentamiento por efecto Joule) y baja magnetoestricción (respuesta mecánica del material de hierro al campo magnético que se está sometido un ejemplo de esto es el zumbido que se escucha en los transformadores), esto permite aumentar la permeabilidad magnética y la disminución de pérdidas por histéresis (la histéresis magnética se define como el retraso de la inducción magnética respecto a al campo magnético que lo acciona, esta pérdida se observa como pérdida de calor y disminuye el rendimiento del equipo) [39].

Principalmente los aceros al silicio se comercializan en forma de chapas y/o láminas las cuales son utilizadas para:

- a) Núcleos de transformadores de potencia, generadores y grandes motores.
- b) Piezas de máquinas eléctricas que estén sometidas a un campo magnético variables.

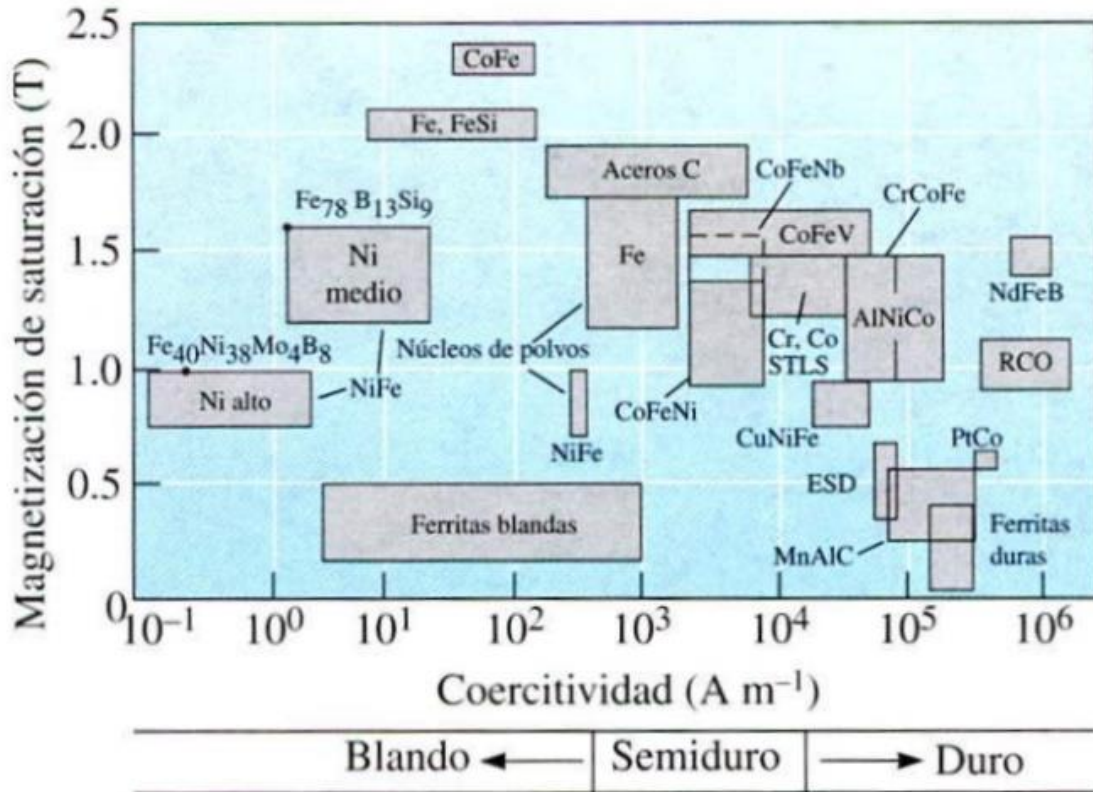


Figura 2.20 Clasificación de materiales magnéticos según su coercitividad [38].

Actualmente los aceros al silicio son los más utilizados para esta finalidad debido a sus buenas prestaciones, bajo costo y teniendo la consideración que para la fabricación de estos núcleos se requiere una gran cantidad de material. La comparación de las propiedades magnéticas queda descrita en la Tabla 2.4 [38] en la cual se pueden comparar las propiedades de diferentes materiales magnéticos, se observa que el acero al silicio de grano no orientado (posee propiedades magnéticas son en todas las direcciones) y grano orientado (propiedades magnéticas con una fuerte orientación respecto al laminado) poseen una alta densidad de flujo magnético, especialmente se puede destacar que el acero al silicio de grano orientado también posee una mayor permeabilidad magnética y a su vez una baja coercitividad (menor grado de pérdidas por histéresis). Estas propiedades son suficientes para las prestaciones eléctricas y magnéticas para las que son requeridas en los núcleos de transformadores eléctricos, para los cuales se requiere una gran cantidad de material para ser fabricados por lo que el acero al silicio es apto técnica y económicamente ya que su valor es considerablemente menor que fabricarlos con otra aleación de mayores propiedades.

Tabla 2.4 Propiedades magnéticas de diferentes materiales [38].

Nombre	Composición	Permeabilidad		Coercitividad H _c [A/m]	Retentividad B _r (T)	B _{máx} (T)	Resistividad (μW·m)
		Inicial	Máxima				
Hierro en lingotes	99,8% Fe	150	5.000	80	0,77	2,14	0,1
Acero al bajo carbono	99,5% Fe	200	4.000	100		2,14	1,12
Hierro al silicio, sin orientación	Fe-3% Si	270	8.000	60		2,01	0,47
Hierro al silicio, de grano orientado	Fe-3% Si	1.400	50.000	7	1,2	2,01	0,5
4750 Aleación	Fe-48% Ni	11.000	80.000	2		1,55	0,48
Permalloy 4-79	Fe-4% Mo-79% Ni	40.000	200.000	1		0,8	0,58
Superalloy	Fe-5% Mo-80% Ni	80.000	450.000	0,4		0,78	0,65
Permendur 2V	Fe-2% V-49% Co	800	450.000	0,4		0,78	0,65
Supermendur	Fe-2% V-49% Co		100.000	16	2	2,3	0,4
Metglas ^a 2650SC	Fe ₈₁ B ₁₃ Si _{3,5} C ₂		300.000	3	1,46	1,61	1,35
Metglas ^a 2650S-2	Be ₇₈ B ₁₃ S ₉		600.000	2	1,35	1,56	1,37
Ferita MnZn	H5C2 ^b	10.000		7	0,09	0,4	1,5E+06
Ferrita MnZn	H5E ^b	18.000		3	0,12	0,44	5,0E+04
Ferrita NiZn	K5 ^b	290		80	0,25	0,33	2,0E+12

^a Marca registrada de Allied Corporation.
^b Código de ferrita TDK.

Los aceros al silicio varían en su composición entre un 1 – 4%Si en peso, según sean los requerimientos para los usos del material [40], mientras que los demás elementos deben tener composiciones de C < 0,030%, Al ~ 0,8%, S < 0,025% y Mn entre un 0,10 – 0,70%. Otros elementos están en cantidades residuales tales como el fósforo, cobre, níquel, cromo, molibdeno y antimonio, solo en algunos casos el fósforo, estaño o antimonio pueden estar en cantidades de hasta un 0,15% [41]. Las normas asociadas a la generación de estos aceros se encuentran dentro de la norma ASTM A 664-99 “Standard Practice for Identification of Standard Electrical Steel Grades in ASTM Specifications” donde se plantea la denominación de las aleaciones de aceros eléctricos y la norma que lo especifica [42], principalmente el método de fabricación de chapas de aceros eléctricos

para motores es mediante laminación en frío y en algunas ocasiones con un recocido adicional.

Las propiedades magnéticas y eléctricas mejoran a medida que aumenta el contenido de silicio, incluso para aplicaciones eléctricas las mejores propiedades se consiguen cuando la aleación contiene un 6,5% en peso de Si, donde existe una alta resistividad eléctrica, bajas pérdidas en el núcleo, alta polarización magnética y casi nula magnetoestricción, esto se traduce en que para sus aplicaciones en transformadores, generadores y motores eléctricos disminuye las pérdidas eléctricas (debido a las corrientes de Eddy) y el ruido generado [43]. Sin embargo, para contenidos superiores a un 4% en peso de Si las aleaciones Fe-Si se hacen frágiles debido a la presencia de una superestructura ordenada del tipo $D0_3$ haciendo imposibles de procesar las aleaciones por medios convencionales de laminación [32-33]. Diversos estudios se han centrado en aumentar la cantidad de silicio y que este siga siendo laminable, sin embargo se ha corroborado que la deformabilidad disminuye a medida que aumenta el contenido de silicio, además las aleaciones presentan un mayor maclaje en las aleaciones más ricas en silicio [46]. Por otra parte, se han conseguido buenos resultados con el proceso de inmersión en caliente y recocido de difusión donde la lámina de aleación con hasta 3,5% en peso de silicio se sumerge en un baño hipereutéctico de Al-Si para depositar en su superficie una capa rica en silicio, el recocido posterior permite lograr diferentes perfiles de Si, obteniendo composiciones homogéneas de 6,5% en peso de Si en la superficie y 3,5% en el interior de la lámina, pese a tener un mayor contenido de Al en su estructura se obtuvieron excelentes propiedades en cuanto a las pérdidas eléctricas de la aleación [43]. Otros métodos asociados a la fabricación de aleaciones de Fe con alto silicio es por la metalurgia de polvos donde se han patentado proceso para la obtención de artículos sinterizados de Fe-Si de alta densidad [47], también se registran nuevos estudios que proponen métodos de sinterización nuevos con resultados alentadores respecto a las propiedades magnéticas y eléctricas de las aleaciones Fe-Si sinterizadas [39].

2.3.2. Reutilización y valorización de relaves de flotación de escorias de cobre

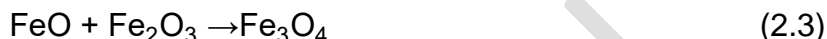
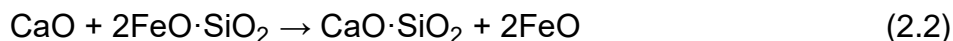
Es importante generar una analogía entre los puntos anteriores 2.2.3 y 2.3.1, ya que se logra apreciar que los relaves de flotación de escorias (RFE) de cobre además de poseer un bajo contenido de cobre también cuentan con altos contenidos de óxidos de Fe y Si,

por lo que se puede generar una proyección de su recuperación para el uso como material base de aleaciones Fe-Si. Si bien los estudios están solamente relacionados a la recuperación de Fe, Cu y otros elementos valiosos, no considerando el Si presente como Sílice (SiO_2) mediante la búsqueda bibliográfica se puede dar sustento a esto, se ha encontrado que los RFE contienen un 59% de óxidos de Fe, estando presentes principalmente como Fayalita ($2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$) y Magnetita (Fe_3O_4) [35], mientras que aproximadamente un 30% es de Sílice (SiO_2), el resto son compuestos en menor proporción tales como Alúmina (Al_2O_3), Cal (CaO), Magnesia (MgO) y Óxido Cuproso (Cu_2O). Estos contenidos lo hacen una fuente atractiva como materia prima para la obtención de aleaciones Fe-Si. Esto se respalda con estudios realizados en la Planta Manuel Antonio Matta Ruiz donde mediante la utilización de escorias de cobre del HELE pertenecientes a la Fundición Hernán Videla Lira (FHVL) con contenidos de 1,9% Cu, 51,58% Fe y 12,5% Si (recordar Fe y Si están asociados a óxidos) las cuales se sometieron a flotación con diferentes colectores los cuales arrojaron resultados máximos de recuperación de cobre del 84,82% (mezcla 40:160 g/t de isopropil xantato de sodio (SIPX) con di-etil ditiofosfato (DTP) en comparación con 78,11% con el mejor colector individual) [35]. Otros estudios respecto a la recuperación de escorias, pero del antiguo Horno Reverbero (HR) y Convertidor Teniente de la FHVL, las cuales con leyes iniciales presentes en Tabla 2.5 se realizaron pruebas a nivel laboratorio para establecer parámetros para su realización a nivel industrial, en la fase de laboratorio se obtuvieron recuperaciones de 59,2% escoria HR y 86,8% para la escoria del CT, cuyas leyes de cobre en el concentrado fueron de 3,7% y 23,6% respectivamente, donde la baja recuperación puede deberse a las bajas leyes. Luego aplicando los parámetros obtenidos a nivel laboratorio se aplican a nivel industrial con leyes de alimentación de 1,06%Cu para escorias de HR y 6,4% para escorias de CT, donde finalmente se registraron resultados más favorables con leyes de 18,2% de cobre (recuperación de 56,1%) para escoria HR, mientras que para la escoria CT se obtuvo una ley de 39,1% de cobre con una recuperación de 91,4% [48].

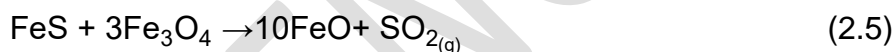
Tabla 2.5 Composición química de escorias de HR y CT de FHVL [48].

Escoria	Cu	Fe	S	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Na_2O	K
H. Reverbero (HR)	0,83	33,3	0,5	37,9	7,7	1,4	7,5	2,1	1,1
C. Teniente (CT)	4,56	40,3	1,53	20,3	0,33	0,75	2,86	1,2	0,8

Por otra parte, estudios hablan sobre la modificación de la escoria de los hornos de limpieza, mediante la adición de CaO y aditivos en base a sulfuros de Fe. La fayalita reacciona con el CaO generando un complejo con la Sílice y liberando el FeO el cual reacciona para convertirse en Magnetita, como se observa en las reacciones de cada etapa planteadas a continuación:



Por otra parte, el aditivo en base a sulfuro de hierro reacciona con el óxido cuproso como para sulfidizar el cobre (favoreciendo la flotación de este) y además reducir la Magnetita disminuyendo la viscosidad de la escoria favoreciendo el proceso de escoriado y el enfriamiento lento. Esto se observa en las siguientes reacciones químicas:

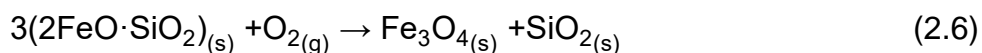


Finalmente, este estudio concluye que la escoria modificada aumenta de 6.43% a 11.04% de Cu la ley de concentrado rougher, mientras que la recuperación de Fe se incrementó significativamente de un 32,40 a 63,36% [2].

2.4. Termodinámica de recuperación de Fe y Si desde relaves de flotación de escorias de cobre.

Actualmente los estudios e investigaciones están centradas en la recuperación de Fe y no del Si, es por esto que para generar información válida se requerirá cruzar información de investigaciones con estudios termodinámicos apoyados en software de bases de datos como en este caso HSC Chemistry 6.0.

Dentro de las opciones para recuperación de Fe desde las escorias es la reducción directa de estos, como la mayor cantidad de estos óxidos está asociado a la Fayalita y en menor proporción a la Magnetita, considerando que los relaves de flotación contienen un menor porcentaje de cobre lo que favorece la recuperación de cobre. Inicialmente se requiere la oxidación de la Fayalita para que esta se descomponga en Magnetita y Sílice, como se plantea en la siguiente ecuación:



Mediante el apoyo del programa HSC 6.0 se logran obtener los datos termodinámicos de la oxidación de la Fayalita los cuales están representados en la Tabla 2.6.

Tabla 2.6 Datos termodinámicos de oxidación de Fayalita.

$3(2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2)_{(s)} + \text{O}_2_{(g)} \rightarrow 2\text{Fe}_3\text{O}_4_{(l)} + 3\text{SiO}_2_{(l)}$											
T	deltaG	K	T	deltaG	K	T	deltaG	K	T	deltaG	K
[°C]	[kJ]	[-]	[°C]	[kJ]	[-]	[°C]	[kJ]	[-]	[°C]	[kJ]	[-]
0	-460,28	1,07E+88	620	-328,58	1,65E+19	1.240	-226,39	6,54E+7	1.860	-45,10	1,27E+1
20	-455,45	1,45E+81	640	-325,30	4,07E+18	1.260	-219,41	2,99E+7	1.880	-41,01	9,89E+0
40	-450,62	1,49E+75	660	-322,05	1,07E+18	1.280	-212,42	1,40E+7	1.900	-36,91	7,71E+0
60	-445,82	8,06E+69	680	-318,82	2,97E+17	1.300	-205,42	6,63E+6	1.920	-32,80	6,04E+0
80	-441,05	1,74E+65	700	-315,60	8,74E+16	1.320	-198,40	3,20E+6	1.940	-28,68	4,75E+0
100	-436,30	1,20E+61	720	-312,40	2,70E+16	1.340	-191,38	1,58E+6	1.960	-24,55	3,75E+0
120	-431,60	2,22E+57	740	-309,20	8,77E+15	1.360	-184,33	7,87E+5	1.980	-20,41	2,97E+0
140	-426,92	9,56E+53	760	-306,02	2,97E+15	1.380	-177,28	4,00E+5	2.000	-16,26	2,36E+0
160	-422,28	8,48E+50	780	-302,83	1,05E+15	1.400	-170,21	2,06E+5	2.020	-12,10	1,89E+0
180	-417,68	1,41E+48	800	-299,65	3,86E+14	1.420	-163,13	1,08E+5	2.040	-7,93	1,51E+0
200	-413,11	4,07E+45	820	-296,55	1,48E+14	1.440	-156,04	5,73E+4	2.060	-3,74	1,21E+0
220	-408,57	1,90E+43	840	-293,48	5,93E+13	1.460	-148,93	3,08E+4	2.080	0,45	9,77E-1
240	-404,06	1,36E+41	860	-290,42	2,45E+13	1.480	-141,81	1,68E+4	2.100	4,66	7,90E-1
260	-399,60	1,42E+39	880	-287,35	1,04E+13	1.500	-134,67	9,28E+3	2.120	8,88	6,40E-1
280	-395,16	2,08E+37	900	-284,27	4,55E+12	1.520	-127,53	5,19E+3	2.140	13,11	5,20E-1
300	-390,77	4,13E+35	920	-281,19	2,05E+12	1.540	-120,37	2,94E+3	2.160	17,35	4,24E-1
320	-386,41	1,07E+34	940	-278,11	9,45E+11	1.560	-113,19	1,68E+3	2.180	21,61	3,47E-1
340	-382,10	3,58E+32	960	-275,02	4,47E+11	1.580	-106,01	9,73E+2	2.200	25,88	2,84E-1
360	-377,83	1,49E+31	980	-271,92	2,16E+11	1.600	-99,27	5,87E+2	2.220	30,16	2,33E-1
380	-373,61	7,61E+29	1.000	-268,81	1,07E+11	1.620	-95,02	4,19E+2	2.240	34,46	1,92E-1
400	-369,44	4,68E+28	1.020	-265,69	5,41E+10	1.640	-90,75	3,01E+2	2.260	38,77	1,59E-1
420	-365,34	3,42E+27	1.040	-262,57	2,79E+10	1.660	-86,47	2,17E+2	2.280	43,09	1,31E-1
440	-361,29	2,92E+26	1.060	-259,43	1,46E+10	1.680	-82,18	1,58E+2	2.300	47,43	1,09E-1
460	-357,31	2,88E+25	1.080	-256,28	7,83E+9	1.700	-77,87	1,15E+2	2.320	51,78	9,05E-2
480	-353,41	3,25E+24	1.100	-253,13	4,26E+9	1.720	-73,55	8,47E+1	2.340	56,15	7,54E-2
500	-349,58	4,17E+23	1.120	-249,96	2,36E+9	1.740	-69,49	6,36E+1	2.360	60,53	6,30E-2
520	-345,84	6,00E+22	1.140	-246,78	1,33E+9	1.760	-65,45	4,80E+001	2.380	64,93	5,27E-2
540	-342,19	9,62E+21	1.160	-243,58	7,56E+8	1.780	-61,39	3,65E+001	2.400	69,34	4,41E-2
560	-338,64	1,71E+21	1.180	-240,38	4,38E+8	1.800	-57,33	2,78E+001			
580	-335,21	3,35E+20	1.200	-237,16	2,57E+8	1.820	-53,26	2,13E+001			
600	-331,88	7,18E+19	1.220	-233,35	1,46E+8	1.840	-49,19	1,64E+001			

Estos datos sumados a los obtenidos de las reacciones descritas en el Anexo 1 en el cual se plantean las reacciones presentes en la reducción carbotérmica de óxidos de Fe presentes en las escorias de cobre, de manera gráfica se puede observar a través del diagrama planteado en la Figura 2.21 donde se identifican 2 temperaturas importantes de aproximadamente 1.200°C y 1.600°C que es donde cambia de pendiente la curva de la oxidación de la Fayalita, teóricamente una es el punto de fusión, mientras que la segunda es el punto de ebullición, respectivamente.

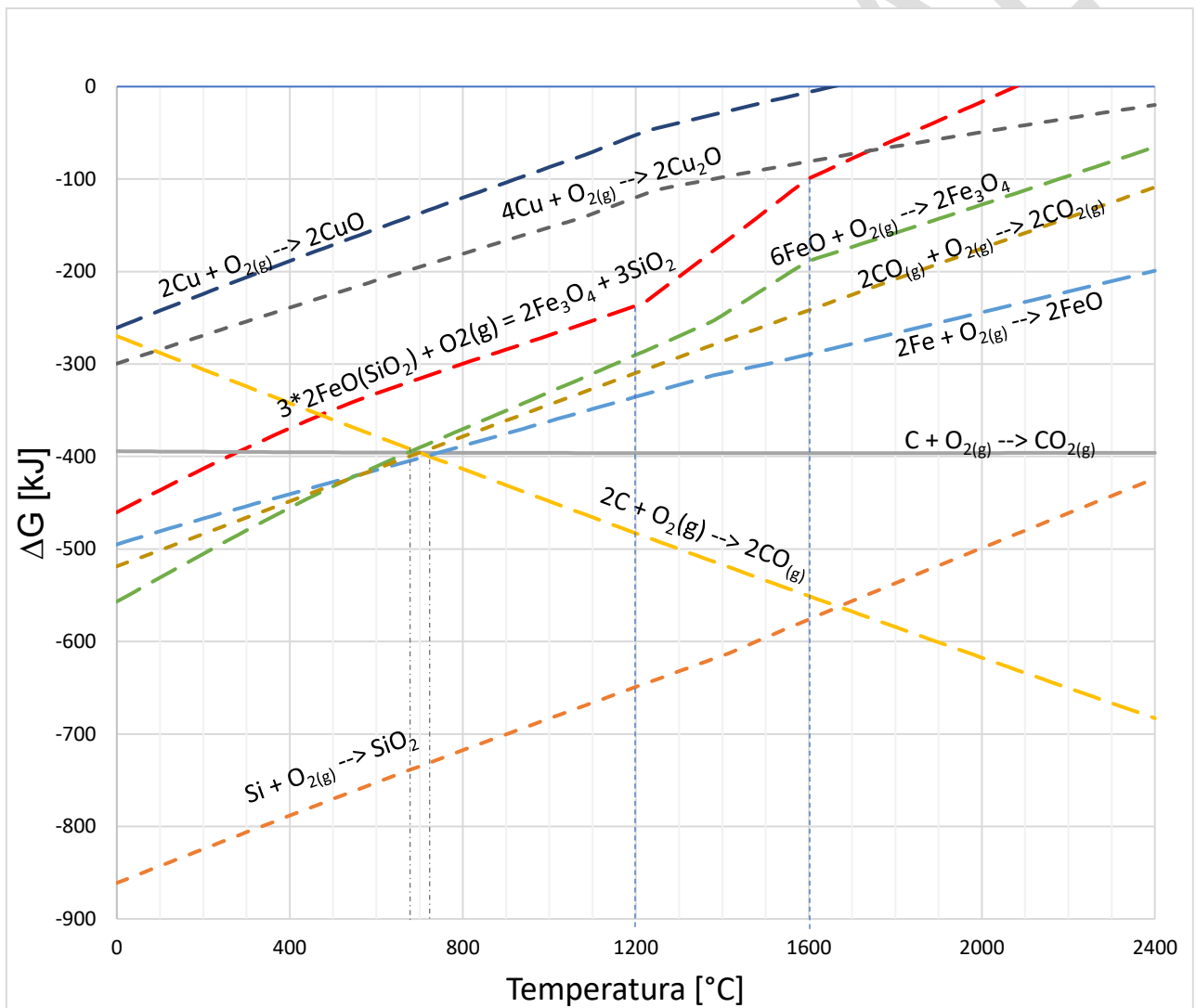


Figura 2.21 Diagrama de Energía Gibbs vs Temperatura para reacciones de oxidación de Fayalita y reducción carbotérmica de óxidos de Fe.

Por otra parte, se puede calcular la presión parcial de O_2 a las temperaturas de 1.200°C y 1.600°C mediante la utilización del Diagrama de Ellingham presente en la Figura 2.22

la cual entrega información importante sobre la presión parcial de O_2 para que la reacción de oxidación de la Fayalita suceda espontáneamente. Para la temperatura de fusión de $1.200^\circ C$ se tiene que la presión parcial de O_2 es de aproximadamente 10^{-3} [atm] mientras que por otra parte a los $1.600^\circ C$ que es el punto de ebullición de la Fayalita se requiere una presión parcial de O_2 de 10^{-8} [atm]. Cabe recalcar que termodinámicamente la única reacción que compite, pero en bastante menor cantidad es la oxidación de Cu ya que la reacción según la energía libre de Gibbs es mucho menor siendo esta menos espontánea que la oxidación de la Fayalita.

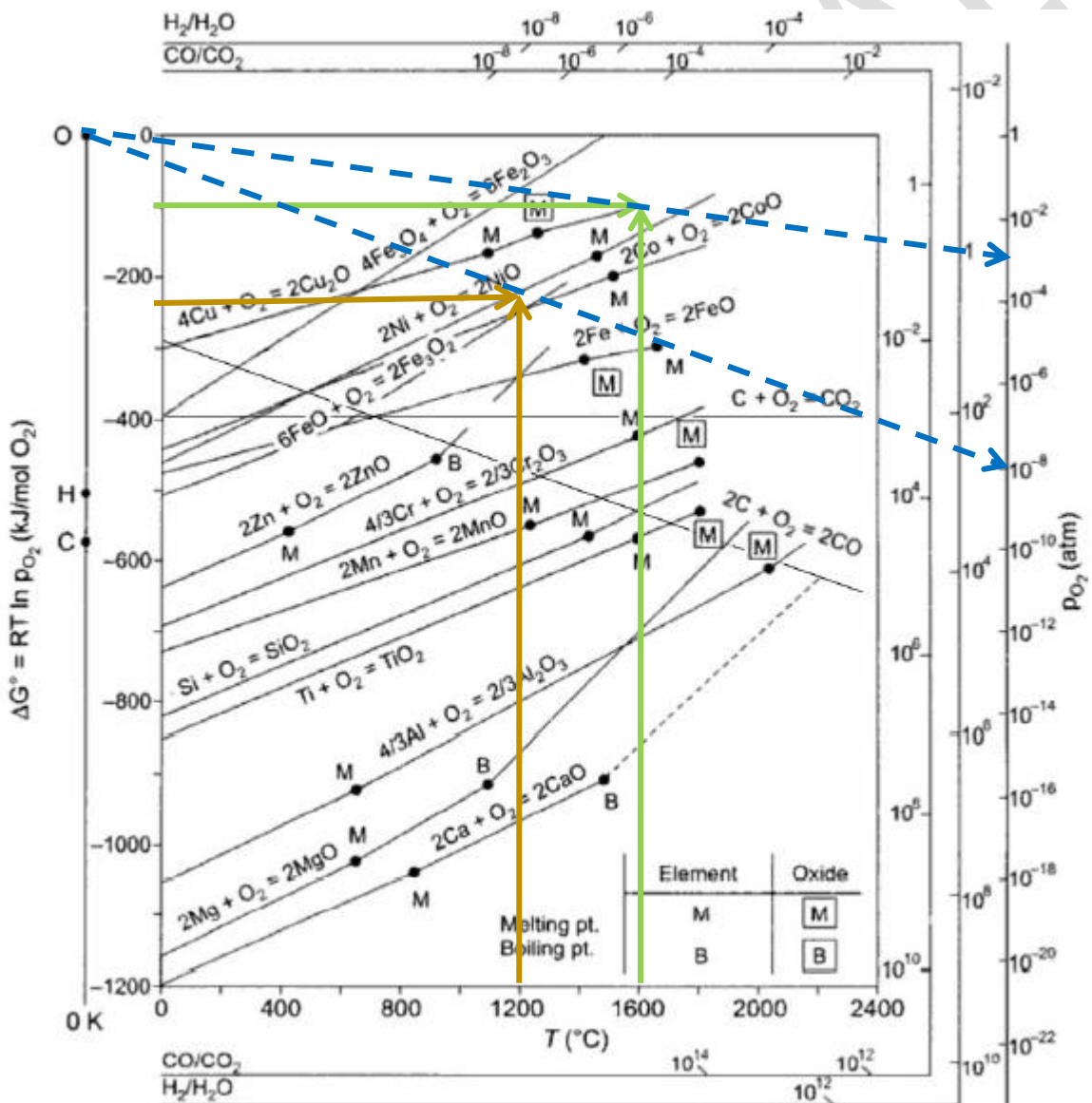
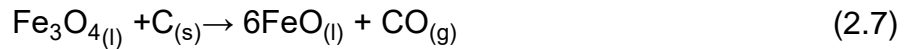
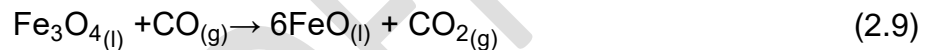


Figura 2.22 Diagrama de Ellingham para oxidación de Fayalita [49].

Una vez oxidada la Fayalita se tiene Magnetita y Sílice (Fe_3O_4 y SiO_2 respectivamente), la reducción carbotérmica de la Magnetita ocurre de manera más espontánea observa en la Figura 2.21 iniciándose a 680°C y luego a 720°C la reducción carbotérmica de la Wustita (FeO), el mecanismo queda descrito en las Ecuaciones (2.7) y (2.8) [24].



Este mecanismo además considera la reacción del CO gaseoso (generado por la reacción del C) con partículas de elementos oxidados de Fe. Estas al ascender en el baño fundido (suponiendo un Horno de Limpieza de Escorias) entran en contacto con las partículas de Fe_3O_4 y FeO reduciendo el oxígeno en ellas y obteniendo Fe, sin embargo estas reacciones plasmadas en las Ecuaciones (2.9) y (2.10), poseen un menor delta de energía libre de Gibbs que al aumentar la temperatura del sistema vuelve cada vez menos espontáneas las reacciones de reducción como se observa en la Figura 2.22.



Es por esto que para estudiar un proceso de reducción carbotérmica se debe considerar el tipo de reactor que se utilizará, control de atmósfera, sus dimensiones y analizar si el tiempo de residencia de las burbujas de CO gaseoso dentro del baño fundido será suficiente para llevar a cabo la reducción del oxígeno. Esto es importante de mencionar ya que si el proceso se lleva a cabo a nivel de laboratorio en un crisol de dimensiones pequeñas el gas CO escapará rápidamente a la atmósfera, por ende no se llevarán a cabo las reacciones de las Ecuaciones (2.9) y (2.10) por lo que para el cálculo del carbono estequiométrico se tendría que considerar la adición de agente reductor C tanto para la Magnetita como para la Wustita, suponiendo que las burbujas de gas CO no tienen un tiempo de residencia que les permita reaccionar con los óxidos de Fe.

Estudios plantean que para recuperar aleaciones en base a Fe una reducción carbotérmica directa con carbón coque en un horno de inducción eléctrica a temperaturas de alrededor 1.600°C presentan en la fase rica un 87,45% Fe mientras que en su fase escoria no presenta composiciones de Fe. El rango de temperaturas a trabajar en la publicación se definió mediante la energía libre de Gibbs respecto a las reacciones de

reducción de los elementos expresados en la Tabla 2.7 de la cual se obtiene un dato relevante para la obtención de aleaciones Fe-Si, este dato es el que se observa que a temperaturas sobre 1.700°C se comienza a reducir la Sílice (SiO₂ en Si), debido a que la reacción de reducción asociada comienza a ser espontánea [50].

Tabla 2.7 Datos termodinámicos experimentación de reducción directa [50].

T [°C]	Fe ₂ O ₃ + 3C = 2Fe + 3CO _(g)			CuO + C = Cu + CO _(g)			SiO ₂ + 2C = Si + 2CO _(g)			CaO + C = Ca + CO _(g)			Al ₂ O ₃ + 3C = 2Al + 3CO _(g)		
	ΔH [kcal]	ΔS [cal/K]	ΔG [kcal]	ΔH [kcal]	ΔS [cal/K]	ΔG [kcal]	ΔH [kcal]	ΔS [cal/K]	ΔG [kcal]	ΔH [kcal]	ΔS [cal/K]	ΔG [kcal]	ΔH [kcal]	ΔS [cal/K]	ΔG [kcal]
0	117,4	129,5	82,0	10,8	43,5	-1,1	164,7	85,9	141,3	125,3	46,6	112,6	321,0	138,2	283,3
100	117,4	129,7	69,0	10,8	43,6	-5,4	165,1	86,9	132,6	125,4	46,8	107,9	321,7	140,3	269,3
200	117,0	128,7	56,1	10,7	43,3	-9,8	165,1	87,0	123,9	125,3	46,6	103,2	321,8	140,6	255,3
300	116,3	127,4	43,3	10,5	42,9	-14,1	164,9	86,7	115,2	125,1	46,3	98,6	321,6	140,2	241,2
400	115,5	126,1	30,6	10,2	42,5	-18,4	164,6	86,1	106,6	125,0	46,1	94,0	321,1	139,4	227,3
500	114,5	124,8	18,1	9,9	42,1	-22,6	164,1	85,5	98,0	125,1	46,2	89,3	320,6	138,7	213,4
600	113,5	123,5	5,7	9,6	41,7	-26,8	163,4	84,6	89,5	125,0	46,1	84,7	320,1	138,1	199,5
700	112,5	122,5	-6,6	9,2	41,3	-30,9	162,9	84,1	81,1	124,9	46,0	80,1	324,7	143,0	185,5
800	112,5	122,4	-18,9	8,9	40,9	-35,0	162,4	83,7	72,7	124,9	46,1	75,5	324,0	142,3	171,3
900	112,1	122,1	-31,1	8,5	40,6	-39,1	161,5	82,8	64,4	126,9	47,8	70,8	323,3	141,7	157,0
1.000	111,7	121,7	-43,3	8,2	40,3	-43,2	160,9	82,3	56,1	126,8	47,7	66,0	322,6	141,1	142,9
1.100	110,8	121,1	-55,5	11,0	42,4	-47,2	160,4	81,9	47,9	126,7	47,6	61,3	321,8	140,5	128,8
1.200	109,9	120,4	-67,5	10,6	42,1	-51,4	159,9	81,6	39,7	126,5	47,5	56,5	321,0	140,0	114,8
1.300	109,0	119,9	-79,6	-1,6	34,0	-55,1	159,4	81,2	31,6	126,4	47,4	51,8	320,1	139,4	100,8
1.400	108,6	119,6	-91,5	-2,2	33,6	-58,5	158,9	80,9	23,5	126,2	47,3	47,0	319,3	138,9	86,9
1.500	107,9	119,2	-103,4	-2,8	33,3	-61,8	170,3	87,7	14,8	126,0	47,2	42,3	318,4	138,4	73,1
1.600	113,6	122,3	-115,6	-3,4	33,0	-65,1	169,7	87,4	6,0	125,8	47,1	37,6	317,5	137,9	59,2
1.700	112,7	121,9	-127,8	-3,9	32,7	-68,4	169,1	87,1	-2,7	125,6	47,0	32,9	316,5	137,4	45,5
1.800	111,7	121,4	-139,9	-4,5	32,4	-71,7	166,1	85,5	-11,3	125,3	46,9	28,2	315,6	136,9	31,8
1.900	110,8	120,9	-152,0	-5,1	32,1	-74,9	165,2	85,1	-19,8	125,1	46,7	23,5	314,6	136,4	18,1
2.000	109,8	120,5	-164,1	-5,7	31,8	-78,1	164,3	84,7	-28,3	124,8	46,6	18,8	313,6	136,0	4,5

Lo anterior es corroborado con el Diagrama de Ellingham de la Figura 2.23 en la cual se observa que mediante la reducción con carbono (C) se requiere aproximadamente una temperatura de 1.600°C a una razón de concentración de CO/CO₂ ~ 10⁴ (10¹ para reducción de óxidos de Fe en temperaturas que bordean 700°C). Con esta información se genera una base de información para plantear un proceso pirometalúrgico de reducción carbotérmica para la obtención de aleaciones Fe-Si.

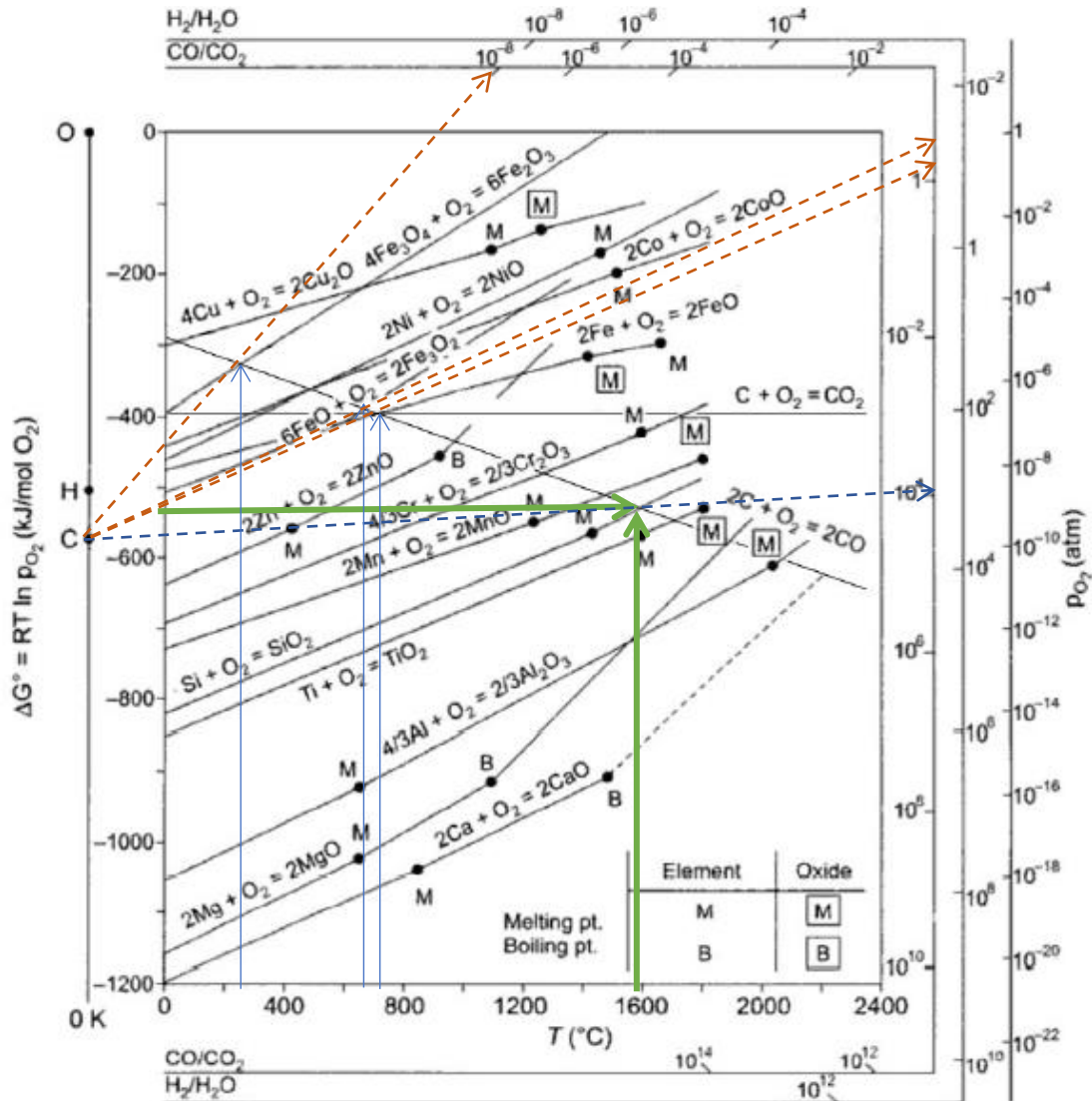


Figura 2.23 Diagrama de Ellingham asociado a la reducción de Sílice [49].

2.5. Origen de relaves de flotación de escorias a analizar.

El material para analizar es relave de escorias de flotación proveniente de las escorias de Fundición Hernán Videla Lira (FHVL) que es flotada en la Planta Manuel Antonio Matta Ruiz ambas pertenecientes a la Empresa Nacional de Minería (ENAMI).

La fundición Hernán Videla Lira (FHVL) está localizada 8 [km] al sur este de la ciudad de Copiapó, Chile. La planta cuenta con capacidad para tratar 340 [kt/año] de concentrados secos y de producir hasta 100 [kt/año] de cobre anódico dependiendo de la ley de concentrados. En el 2015 produjo 74 [kt] de cobre anódico, recibe y trata una amplia variedad cantidades y calidades de concentrados provenientes de pequeñas y medianas empresas mineras de la región de Atacama. La fundición recibe concentrados de las

plantas Manuel Antonio Matta Ruiz, Osvaldo Martínez – El Salado, José Antonio Moreno – TalTal y Planta Vallenar [35]. En la Figura 2.24 se observa el diagrama general de procesos de la fundición, el cual consta de una etapa de secado que disminuye la humedad del concentrado desde un 8 – 10% a un 0,2 – 0,3% en un secador rotatorio con un intercambiador de calor con gases de combustión [35].

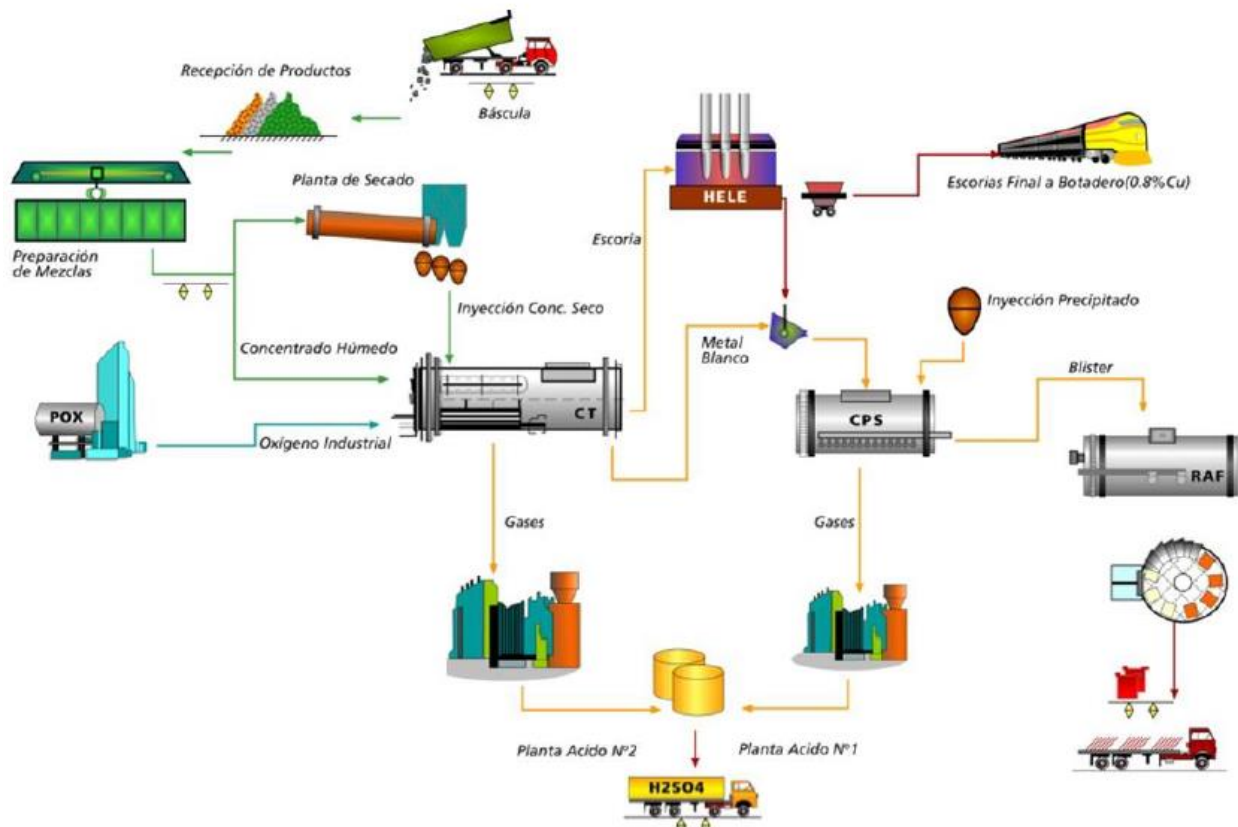


Figura 2.24 Diagrama de producción Fundición Hernán Videla Lira [35].

Estos concentrados poseen leyes entre un 25 – 30%Cu (Tabla 2.8), una vez secados son enviados a una tolva con capacidad de 440 [t], luego son transportados a través de un sistema de tuberías y vasos presurizados hacia 2 toberas de inyección dentro del baño del Convertidor Teniente, el cual posee una capacidad de 1000 [t/d] de concentrados, 100 [t/d] de circulantes sólidos y 150 [t/d] de metal fundido proveniente del Horno Eléctrico de Limpieza de Escorias.

Es importante mencionar que un 95% de los concentrados son inyectados directamente al baño mientras que el otro 5% son adicionados como circulantes y fundente de grano grueso a través del Garr-Gun en la zona de mezclador del reactor [35].

Tabla 2.8 Composición de concentrados secos alimentados en FHV L [35].

Elemento	Rango [% en peso]	Promedio [% en peso]
Cu total	25,5 – 27,30	26,4
Fe total	26,8 – 31,20	29,15
Fe ₃ O ₄	0,90 – 1,40	1,11
SiO ₂ total	3,80 – 13,26	6,84
SiO ₂ libre	1,42 – 6,46	3,84
Al ₂ O ₃	0,75 – 3,18	1,53
CaO	0,17 – 0,66	0,36
MgO	0,26 – 1,07	0,39
S	30,48 – 35,18	33,03
Cl	0,02 – 0,28	0,09
Sb	0,01 – 0,03	0,01
As	0,02 – 0,06	0,03
Zn	0,20 – 1,73	0,82
Pb	0,02 – 0,10	0,06
Bi (ppm)	1 – 114	28,12
Ni (ppm)	1,73 – 220	170,63
Ag (ppm)	1 – 12	5,47
Au (ppm)	5,07 – 7,60	6,05

El diagrama de proceso de fusión en el Convertidor Teniente (CT) está planteado en la Figura 2.25 el cual consiste básicamente en el ingreso directo al baño de concentrado seco y oxígeno mientras que la otra entrada es para circulantes y fundente, obteniendo como productos Eje o Mata (Metal Blanco) de aproximadamente 75%Cu, escoria y gases principalmente de SO₂. Para llevar a cabo esta separación de fases de productos se requiere una temperatura de trabajo de aproximadamente 1220°C con una razón Fe/SiO₂ entre 1,6 – 1,7. Algunos de los parámetros operacionales más importantes están descritos en la Tabla 2.9 [35].

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

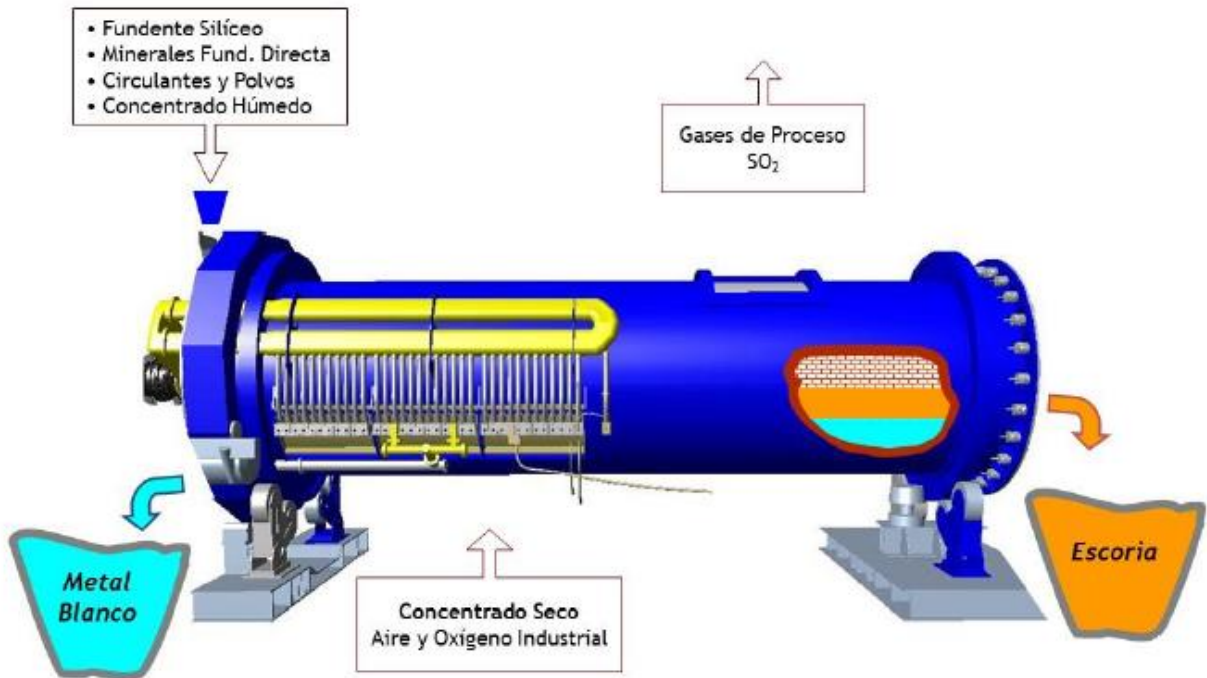


Figura 2.25 Descripción proceso de Convertidor Teniente en FHV [35].

Tabla 2.9 Parámetros operacionales Convertidor Teniente en FHV [35].

Parámetros de operación	Rango
Tasa de alimentación [t/d]	850 – 1.100
Circulantes [t/d]	60 – 100
Tasa de fusión [t/d]	35 – 55
Enriquecimiento de oxígeno en aire de soplado [%]	36 – 39
Tasa específica de soplado [Nm ³ aire/ton concentrado]	275 – 290
Producción de escoria [t/d]	530 – 640
Temperatura de escoria [°C]	1.180 – 1.250 (~1220)
Producción de metal blanco [t/d]	250 – 320
Temperatura del metal [°C]	1.080 – 1.150

Las cantidades y composiciones obtenidas de metal blanco y escoria estarán definidas por la calidad del concentrado y de los parámetros operacionales en el momento de la operación. A continuación, en la Tabla 2.10 se describe una composición aproximada de ambos productos obtenidos del proceso de fusión en el Convertidor Teniente. Por una parte el metal blanco rico en cobre continua a ser procesador en las etapas de conversión

y refino, mientras que la escoria es procesada en el horno eléctrico de limpieza de escorias con el fin de recuperar el contenido de cobre atrapado en ellas [35].

Tabla 2.10 Composición de Mata y Escoria de Convertidor Teniente de FHVL [35].

Escoria CT			Metal Blanco (Eje o Mata)		
Elemento [%peso]	Rango [%peso]	Promedio [%peso]	Elemento [%peso]	Rango [%peso]	Promedio [%peso]
Cu	4,28 - 8,43	6,19	Cu	72,80 - 76,00	74,56
Fe Total	40,40 - 44,40	42,29	Fe Total	2,80 - 6,80	4,06
S	0,99 - 2,20	1,58	S	19,77 - 21,66	20,9
SiO ₂	23,16 - 28,94	25,68	SiO ₂	0,02 - 1,96	0,94
Al ₂ O ₃	2,31 - 4,26	3,39	Sb	0,01 - 0,03	0,01
ZnO	0,90 - 3,61	1,98	As	0,03 - 0,09	0,05
CaO	0,31 - 1,70	0,71	Pb	0,05 - 0,23	0,13
MgO	0,57 - 1,07	0,74	Zn	0,09 - 0,37	0,21
Cr ₂ O ₃	-	-	Otros (Ag, Au)	0,02 - 0,05	0,03
Otros (As, Sb, Pb, Ag, Au)	0,05 - 1,62	0,27			
Razón Fe/SiO ₂	1,4 - 1,8	1,7			
Fe ₃ O ₄	19,35 - 24,50	21,42			

El metal blanco (Mata o Eje) obtenido de la fusión es llevado mediante ollas al proceso de conversión en el cual se cuenta con 3 convertidores Peirce Smith con capacidad de 600 [t/d], sin embargo, se utiliza un solo horno en línea por cada campaña (20 - 21 días). En el proceso de conversión a cobre también se alimenta circulante de la nave de conversión (150 [t/d]) y carga nueva útil (mezcla CPS ~ 40 [t/d]) que se inyecta a través de un sistema de dos vasos presurizados. Se realizan 8 a 11 ciclos de soplado por día en el CPS obteniéndose como producto cobre blíster (98,5 % en peso Cu), escoria (39,8% en peso de Cu) y gases con 8,5% en volumen de SO₂. El cobre blíster es transportado

en ollas hacia el horno de refino a fuego (Horno RAF) en el cual se obtiene el cobre anódico en ciclos de aproximadamente 3,5 a 4 horas, el proceso consiste en una primera etapa de oxidación mediante la inyección de aire ($350 \text{ Nm}^3/\text{min}$) para la remoción del azufre principalmente, luego se realiza una etapa de reducción del oxígeno mediante la inyección de petróleo para obtener cobre anódico de 99,6%Cu el cual es enviado a la rueda de moldeo para obtener ánodos de cobre. Por otra parte, las escorias de conversión y refino son enfriadas, trituradas para disminuir tamaño y retornadas como circulantes sólidos al CT y HELE, la composición está descrita en la Tabla 2.11 [35].

Tabla 2.11 Composición en peso de circulante alimentado a HELE de FHVL [35].

Elemento	Rango [% en peso]	Promedio [% en peso]
Cu	29,57 – 47,20	37,45
Fe	20 – 30	24,56
ZnO	0,50 – 1,66	0,91
Fe ₃ O ₄	11,30 – 24,30	15,82
Otros (Au, Ag, Pb, As, Sb)	0,07 – 0,60	0,35

Por otra parte, las escorias provenientes del CT son transportadas mediante ollas al HELE, el cual es un horno eléctrico de limpieza de escorias este tiene una capacidad de tratar 800 [t/d] de escoria líquida y 150 [t/d] de circulantes, opera con tres electrodos de pasta Söderberg de 0,89 [m] de diámetro, los cuales son alimentados con corriente eléctrica alterna, este horno trabaja a temperaturas que promedian los 1.220°C y utilizando como agente reductor carbón coque, el cual tiene como finalidad la reducción de óxidos presentes en la escoria, principalmente de la Magnetita (Fe₃O₄) y la posterior sedimentación de gotas de mata atrapada o cobre a través del líquido. Finalmente de este proceso se obtiene Metal Blanco el cual es rico en cobre (este es recirculado a conversión) y una escoria final la cual es llevada a botadero, las composiciones de ambos están descritos en la Tabla 2.12 [35].

Tabla 2.12 Composición de metal blanco recuperado en HELE y escoria final a botadero [35].

Escoria a botadero			Metal blanco HELE		
Elemento [%peso]	Rango [%peso]	Promedio [%peso]	Elemento [%peso]	Rango [%peso]	Promedio [%peso]
Cu	0,77 - 1,05	0,82	Cu	69,54 - 74,94	72,46
Fe	44,80 - 48,80	46,47	Fe	5,20 - 9,40	7,07
S	0,50 - 71	0,59	S	19,56 - 21,75	20,92
SiO ₂	23,50 - 31,32	27,99	SiO ₂	0,02 - 2,55	1,29
Al ₂ O ₃	2,56 - 4,71	3,63	Sb	0,02 - 0,09	0,05
ZnO	0,83 - 3,32	1,83	As	0,07 - 0,19	0,13
CaO	0,36 - 1,94	0,89	Pb	0,11 - 0,37	0,21
MgO	0,70 - 1,20	0,83	Zn	0,09 - 0,41	0,25
Cr ₂ O ₃	0,01 - 0,05	0,03			
Otros (As, Sb, Pb, Ag, Au)	0,06 - 0,61	0,25			
Razón Fe/SiO ₂	1,4 - 2,1	1,6			
Fe ₃ O ₄	6,10 - 9,10	7			

La escoria final que es destinada a botadero en la actualidad es enfriada naturalmente para luego ser procesada en la planta Manuel Antonio Matta Ruiz la cual se encuentra ubicada en la Región de Atacama, a 10 kilómetros al noreste de la ciudad de Copiapó en Paipote y a 1 [km] de la fundición Hernán Videla Lira. Esta planta concentradora se encarga del tratamiento de mineral sulfurado. En los años 2015 a 2017 la planta presentó una disminución en la cantidad de mineral a procesar desde las 100 [kt/año] a 40 [kt/año] respectivamente, generando un aumento en el costo de producción y una disminución en la producción de concentrado de cobre enviado a Fundición Hernán Videla Lira. Es por este motivo que instalan 2 circuitos de flotación con el objetivo de procesar escoria proveniente de FHVL para producir un concentrado de cobre que presente una ley de cobre sobre el 25% para ser comercializado en la fundición [35].

Actualmente la planta posee una capacidad de tratamiento de 110.000 [ton/mes] procesando minerales de cobre sulfurado, cobre oxidado, oro y escorias [35].

La planta principalmente cuenta con una planta de chancado de 4 líneas independientes, de las cuales 3 procesan lotes de mineral menores a 60 [t] y la otra línea restante lotes sobre 100 [t] de mineral. Cuenta con etapas de chancado primario, secundario y terciarios, utilizando chancadores de mandíbula para el chancado primario y secundario mientras que el terciario es un chancador de cono, también se utilizan correas de transporte y harneros vibratorios para la clasificación de tamaños. Luego de esta etapa se transporta el mineral hacia la zona de molienda donde mediante alimentadores de cinta variable se carga el mineral al molino. Se cuenta con 5 molinos de bolas de diferentes capacidades y usos. La clasificación se realiza mediante circuitos de hidrociclones para luego alimentar a la etapa de flotación: Esta etapa cuenta con 2 circuitos de flotación, el circuito N°1 se alimenta al acondicionador N°1 con material bajo tamaño clasificado por los hidrociclones de los 5 molinos mencionados anteriormente, aquí se adiciona a la pulpa con reactivos y lechada de cal [35].

El proceso cuenta con una primera etapa rougher, de la cual se obtiene un concentrado que es enviado a remolineda y un relave que es enviado hacia dos celdas cilíndricas tipo tanque Outokumpu OK40 de 40 [kL] de donde se obtiene un concentrado que es enviado a remolienda mientras que el relave es el relave final el cual es impulsado por una estación de bombeo. Por otra parte, ambos concentrados de esta etapa rougher es impulsado a la etapa de remolienda en un molino de bolas. donde el sobre tamaño de los ciclones cae por medio de chutes a la alimentación del molino y el bajo tamaño es enviado a la etapa de limpieza del circuito que está formado por una celda columnar de diámetro 2,4 [m]. Se produce un concentrado final el cual es transportado por gravedad a través de una tubería de HDPE hacia la etapa de espesamiento, mientras que el relave de la celda columnar es impulsado mediante bombas hacia la etapa scavenger, donde el concentrado scavenger alimenta la etapa de limpieza y el relave scavenger es bombeado hacia las celdas cilíndricas tipo tanque OK20, 2 celdas Outokumpu de 20 [kL] de volumen cada una, en esta etapa el concentrado OK20 se transporta a la etapa de remolienda y el relave OK20 es impulsado al inicio del circuito al acondicionador N°1. El concentrado de cobre producto de la celda columnar es espesado en un equipo espesador Dorr Oliver de 15 [m] de diámetro y 3,65 [m] de altura, aumentando el contenido de sólidos desde un 24% hasta un 70%. Este concentrado ya espesado pasa por un filtro el cual permite

obtener un concentrado final con 14% de humedad el cual será transportado mediante correa transportadora y apilado en la cancha de concentrados de la planta [35].

Por otra parte, el circuito N°2 de flotación es preferentemente utilizado para flotar escoria de cobre. Este consta de un acondicionador el cual es alimentado con el flujo de pulpa bajo-tamaño clasificado por los hidrociclones de los molinos N°2, N°3 y N°5, aquí la pulpa es acondicionada con reactivos y luego transportada por gravedad hacia el circuito rougher, el cual está compuesto por 3 bancos de un total de 8 celdas Dorr Oliver con un volumen de 8,5 [kL] donde el relave de este circuito se convierte directamente en el relave final. Por otra parte, el concentrado pasa a un siguiente proceso que consiste en 4 celdas Dorr Oliver de 8,5 [kL] de volumen cada una, el cual se divide en 2 bancos de 2 celdas cada una, donde las celdas del primer banco corresponden a una etapa de limpieza y las celdas N°3 y N°4 corresponden a la etapa scavenger. La etapa de limpieza es alimentada con concentrado del primer banco de la etapa rougher más el concentrado obtenido de las celdas de la etapa scavenger. A su vez la etapa scavenger es alimentada con el relave de la etapa de limpieza más el concentrado del segundo y tercer banco de la etapa rougher. Por otra parte, el relave de las celdas scavenger es devuelto al inicio del circuito al acondicionador N°2. Mientras que concentrado final producido por la etapa de limpieza es transportado por gravedad hacia el espesador N°2 y/o N°3. Ambos espesadores obtienen un relave de aproximadamente un 30% sólidos, este relave espesado es ingresado a un filtro de prensa que permite obtener un concentrado final seco, el cual se transporta por correa transportadora a la cancha de concentrados para ser apilados [35].

CAPÍTULO 3. DESARROLLO EXPERIMENTAL

3.1. Descripción general de propuesta.

La metodología propuesta para el desarrollo del proyecto se basa en 3 ejes principalmente:

- 1) Recopilación bibliográfica.
- 2) Establecimiento de variables termodinámicas y niveles de diseño experimental a simular.
- 3) Análisis estadístico de resultados.

El proyecto consta de una primera etapa de recopilación bibliográfica enfocada a visibilizar los problemas de la acumulación de escorias de cobre, para luego plantear y discutir sobre las alternativas de procesamiento de estas. El material que se consideró son relaves de flotación de escorias, con el fin de visualizar si son aptas para la recuperación aleaciones Fe-Si, identificando el proceso de reducción carbotérmica y las variables más relevantes a considerar.

Una vez concretada la primera fase, se pasa a la caracterización química de las muestras enviadas y ya analizadas a través de análisis EDS (Energy Dispersive Spectroscopy, en español "Espectroscopia de dispersión de energía") de la Fundición Hernán Videla Lira perteneciente a ENAMI (el análisis es confidencial y no se entregaron más detalles de su realización), la cual facilitará muestras de su relave de flotación de escorias de cobre de la Planta Manuel Antonio Matta Ruiz que es donde se procesa su escoria de cobre. Se requerirá identificar el proceso productivo tanto de la fundición como de la planta concentradora con el fin de sumar información que sustente el análisis de las muestras, para así establecer una composición promedio que permita trabajar en las simulaciones posteriores.

Luego de haber establecido las variables del proceso de reducción carbotérmica y la caracterización química de las muestras, se prosigue a realizar los cálculos estequiométricos que permitan establecer la variable de agente reductor y sus rangos de exceso a analizar, por otra parte se establece un rango de temperatura a trabajar para luego utilizar el software de simulaciones termodinámicas ThermoCalc 2020b, el cual contiene una amplia base de datos que permite la simulación de procesos tales como

SLAG 3 la cual fue otorgada para la reducción carbotérmica requerida. En este punto se deben reducir la cantidad de elementos a simular por efectos prácticos ya que tanto los recursos computacionales como la licencia otorgada poseen limitantes en torno a la cantidad de iteraciones que pueda realizar el programa, es por esto que mediante la utilización de diagramas ternarios e información teórica se logra establecer que elementos son relevantes a considerar en las simulaciones.

Una vez obtenidas las simulaciones se da paso a los análisis estadísticos de los datos, estos serán realizados mediante el apoyo de diferentes programas estadísticos tales como Minitab19 y Statgraphics dependiendo de lo que se requiera. Esto permitirá visualizar, correlacionar y cuantificar los datos obtenidos en las simulaciones con las variables consideradas (Temperatura y porcentaje de exceso de agente reductor).

3.2. Programas y herramientas

Como se ha mencionado los programas computacionales que se usaron en el desarrollo de las simulaciones termodinámicas y su posterior análisis son:

a) Programas termodinámicos:

1. ThermoCalc 2020b: Programa principal que realizará las simulaciones termodinámicas. Se utilizará la base de datos SLAG 3 la cual fue por el soporte del programa. Esta base de datos cuenta con las composiciones probables de escorias de fundición de cobre. Es importante señalar que posee limitaciones en la cantidad de iteraciones que puede realizar.
2. HSC Chemistry 6.0: Programa de apoyo que permitirá la obtención de datos termodinámicos de reacciones para generar o corroborar datos.

b) Programas de análisis estadísticos:

1. Minitab19: Programa estadístico que permitirá graficar y correlacionar los datos obtenidos con las variables simuladas.
2. Statgraphics: Programa estadístico de apoyo el cual se encargará de correlacionar y cuantificar el efecto de las variables simuladas.

3.3. Obtención de muestras.

Las muestras para analizar provienen del relave de flotación de escorias de la planta Manuel Antonio Matta Ruiz la cual procesa la escoria del horno eléctrico de limpieza de escorias de la Fundición Hernán Videla Lira, ambas pertenecientes a ENAMI.

Debido a la contingencia actual las muestras fueron tomadas por la empresa y la composición química fue caracterizada por medio de EDS (sigla en inglés para Energy Dispersive Spectroscopy, en español se traduce como “Espectroscopia de dispersión de energía”).

La empresa entrega el análisis de 4 muestras de relaves de flotación de escorias del circuito de flotación de escorias. Es importante mencionar que por órdenes de los encargados de la empresa la información del análisis EDS es confidencial de un informe realizado y que por ende no se puede referenciar ni entregar mayores detalles sobre de su realización respecto a equipos, parámetros y otras variables.

Respecto a la constitución de compuestos químicos presentes en estas muestras se obtuvieron análisis EDS adicionales de muestras de relaves de flotación de escorias que pasaron por una clasificación magnética y luego analizaron la composición de la partícula de relave a diferentes aumentos ópticos.

3.4. Establecimiento de diseño factorial.

Mediante la búsqueda bibliográfica de procesos de recuperación de hierro se logra establecer que la opción a simular es un proceso de reducción carbotérmica la que permite la reducción de óxidos de Fe y Si. En estos estudios se logran establecer las variables de interés a analizar: Temperatura y Concentración de agente reductor.

Se selecciona como agente reductor el carbón coque de alta pureza, debido a que su composición es casi completamente de carbono (para efectos prácticos se utilizará como 100% en masa de carbono), ha sido estudiado en estudios anteriores y es utilizado industrialmente en el procesamiento de minerales.

Primero, se establece trabajar con 100 [g] de muestra, cuya composición será el promedio de todas las muestras analizadas por EDS, esto debido a que es más práctico al momento de analizar los datos de manera porcentual.

Luego, se debe calcular la cantidad de carbón coque estequiométrico a reaccionar con los óxidos de Fe y Si. Una vez obtenido este valor se puede determinar las cantidades a simular respecto al C estequiométrico. Con el fin de analizar la evolución completa de la recuperación de Fe y Si se generarán 7 niveles de carbón coque respecto a cuanto representan del carbón coque (Menores y mayores respecto del C estequiométrico). Los niveles de factores (en tanto por uno) respecto al C estequiométrico calculado son los siguientes: 0,5 – 0,7 – 0,9 – 1,0 – 1,1 – 1,3 – 1,5.

Por otra parte, la variable de temperatura es determinada mediante la información recopilada que convergen a que el punto de fusión de la escoria es aproximadamente de 1.200°C dependiendo de la composición de esta. Por lo que se considera generar un campo muestral desde 1.200°C hasta 3.000°C en escalones de 100°C lo que permitirá evaluar tanto la evolución composiciones como de las fases presentes en el sistema (Fases ricas en hierro, escoria, sílice remanente, gaseosa, silicatos, etc.). Finalmente se generará un campo muestral de 19 niveles de temperatura, siendo la temperatura inicial de 1200°C el punto de fusión de la Fayalita aproximadamente.

El diseño experimental presenta un total de 133 simulaciones las cuales se pueden observar en la Tabla 3.1. y Tabla 3.2. Estas composiciones a diferentes porcentajes respecto al C estequiométrico serán adicionadas a la cantidad de muestra promedio a analizada, debido a esto se deben normalizar las composiciones para poder ser ingresadas al programa, esto se verá en el siguiente punto del capítulo.

Tabla 3.1 Diseño experimental de simulaciones de reducción carbotérmica (Parte 1).

Niveles Temperatura [°C]	%C	Nivel 1 50%C est.	Nivel 2 70%C est.	Nivel 3 90%C est.	Nivel 4 C est.
Nivel 1	1200	50%C est. 1200[°C]	70%C est. 1200[°C]	90%C est. 1200[°C]	C est. 1200[°C]
Nivel 2	1300	50%C est. 1300[°C]	70%C est. 1300[°C]	90%C est. 1300[°C]	C est. 1300[°C]
Nivel 3	1400	50%C est. 1400[°C]	70%C est. 1400[°C]	90%C est. 1400[°C]	C est. 1400[°C]
Nivel 4	1500	50%C est. 1500[°C]	70%C est. 1500[°C]	90%C est. 1500[°C]	C est. 1500[°C]
Nivel 5	1600	50%C est. 1600[°C]	70%C est. 1600[°C]	90%C est. 1600[°C]	C est. 1600[°C]
Nivel 6	1700	50%C est. 1700[°C]	70%C est. 1700[°C]	90%C est. 1700[°C]	C est. 1700[°C]
Nivel 7	1800	50%C est. 1800[°C]	70%C est. 1800[°C]	90%C est. 1800[°C]	C est. 1800[°C]
Nivel 8	1900	50%C est. 1900[°C]	70%C est. 1900[°C]	90%C est. 1900[°C]	C est. 1900[°C]
Nivel 9	2000	50%C est. 2000[°C]	70%C est. 2000[°C]	90%C est. 2000[°C]	C est. 2000[°C]
Nivel 10	2100	50%C est. 2100[°C]	70%C est. 2100[°C]	90%C est. 2100[°C]	C est. 2100[°C]
Nivel 11	2200	50%C est. 2200[°C]	70%C est. 2200[°C]	90%C est. 2200[°C]	C est. 2200[°C]
Nivel 12	2300	50%C est. 2300[°C]	70%C est. 2300[°C]	90%C est. 2300[°C]	C est. 2300[°C]
Nivel 13	2400	50%C est. 2400[°C]	70%C est. 2400[°C]	90%C est. 2400[°C]	C est. 2400[°C]
Nivel 14	2500	50%C est. 2500[°C]	70%C est. 2500[°C]	90%C est. 2500[°C]	C est. 2500[°C]
Nivel 15	2600	50%C est. 2600[°C]	70%C est. 2600[°C]	90%C est. 2600[°C]	C est. 2600[°C]
Nivel 16	2700	50%C est. 2700[°C]	70%C est. 2700[°C]	90%C est. 2700[°C]	C est. 2700[°C]
Nivel 17	2800	50%C est. 2800[°C]	70%C est. 2800[°C]	90%C est. 2800[°C]	C est. 2800[°C]
Nivel 18	2900	50%C est. 2900[°C]	70%C est. 2900[°C]	90%C est. 2900[°C]	C est. 2900[°C]
Nivel 19	3000	50%C est. 3000[°C]	70%C est. 3000[°C]	90%C est. 3000[°C]	C est. 3000[°C]

Tabla 3.2 Diseño experimental de simulaciones de reducción carbotérmica (Parte 2).

Niveles Temperatura [°C]	%C	Nivel 5 10%C exc.	Nivel 6 30%C exc.	Nivel 7 50%C exc.
Nivel 1	1200	10%C exc. 1200[°C]	30%C exc. 1200[°C]	50%C exc. 1200[°C]
Nivel 2	1300	10%C exc. 1300[°C]	30%C exc. 1300[°C]	50%C exc. 1300[°C]
Nivel 3	1400	10%C exc. 1400[°C]	30%C exc. 1400[°C]	50%C exc. 1400[°C]
Nivel 4	1500	10%C exc. 1500[°C]	30%C exc. 1500[°C]	50%C exc. 1500[°C]
Nivel 5	1600	10%C exc. 1600[°C]	30%C exc. 1600[°C]	50%C exc. 1600[°C]
Nivel 6	1700	10%C exc. 1700[°C]	30%C exc. 1700[°C]	50%C exc. 1700[°C]
Nivel 7	1800	10%C exc. 1800[°C]	30%C exc. 1800[°C]	50%C exc. 1800[°C]
Nivel 8	1900	10%C exc. 1900[°C]	30%C exc. 1900[°C]	50%C exc. 1900[°C]
Nivel 9	2000	10%C exc. 2000[°C]	30%C exc. 2000[°C]	50%C exc. 2000[°C]
Nivel 10	2100	10%C exc. 2100[°C]	30%C exc. 2100[°C]	50%C exc. 2100[°C]
Nivel 11	2200	10%C exc. 2200[°C]	30%C exc. 2200[°C]	50%C exc. 2200[°C]
Nivel 12	2300	10%C exc. 2300[°C]	30%C exc. 2300[°C]	50%C exc. 2300[°C]
Nivel 13	2400	10%C exc. 2400[°C]	30%C exc. 2400[°C]	50%C exc. 2400[°C]
Nivel 14	2500	10%C exc. 2500[°C]	30%C exc. 2500[°C]	50%C exc. 2500[°C]
Nivel 15	2600	10%C exc. 2600[°C]	30%C exc. 2600[°C]	50%C exc. 2600[°C]
Nivel 16	2700	10%C exc. 2700[°C]	30%C exc. 2700[°C]	50%C exc. 2700[°C]
Nivel 17	2800	10%C exc. 2800[°C]	30%C exc. 2800[°C]	50%C exc. 2800[°C]
Nivel 18	2900	10%C exc. 2900[°C]	30%C exc. 2900[°C]	50%C exc. 2900[°C]
Nivel 19	3000	10%C exc. 3000[°C]	30%C exc. 3000[°C]	50%C exc. 3000[°C]

3.5. Normalización de composiciones.

Conociendo las cantidades de carbón coque a agregar respecto al C estequiométrico las nuevas composiciones se normalizarán a 100 [g] de muestra, es decir al tener 100 [g] de muestra inicial más la adición agente reductor el resultado será mayor a 100, por lo que para trabajar de manera porcentual como lo requiere el programa ThermoCalc se debe recalcular el porcentaje de cada elemento respecto a la masa total (Muestra promedio más carbón coque) para posteriormente poder simularlos.

3.6. Ingreso de datos al programa ThermoCalc 2020b.

Una vez establecidas las composiciones normalizadas con la adición de agente reductor éstas deben ser ingresadas al programa ThermoCalc 2020b.

Al abrir el programa se visualiza la interfaz de este como se observa en la Figura 3.1, la cual corresponde al Modo Gráfico que utilizará en el desarrollo del proyecto.

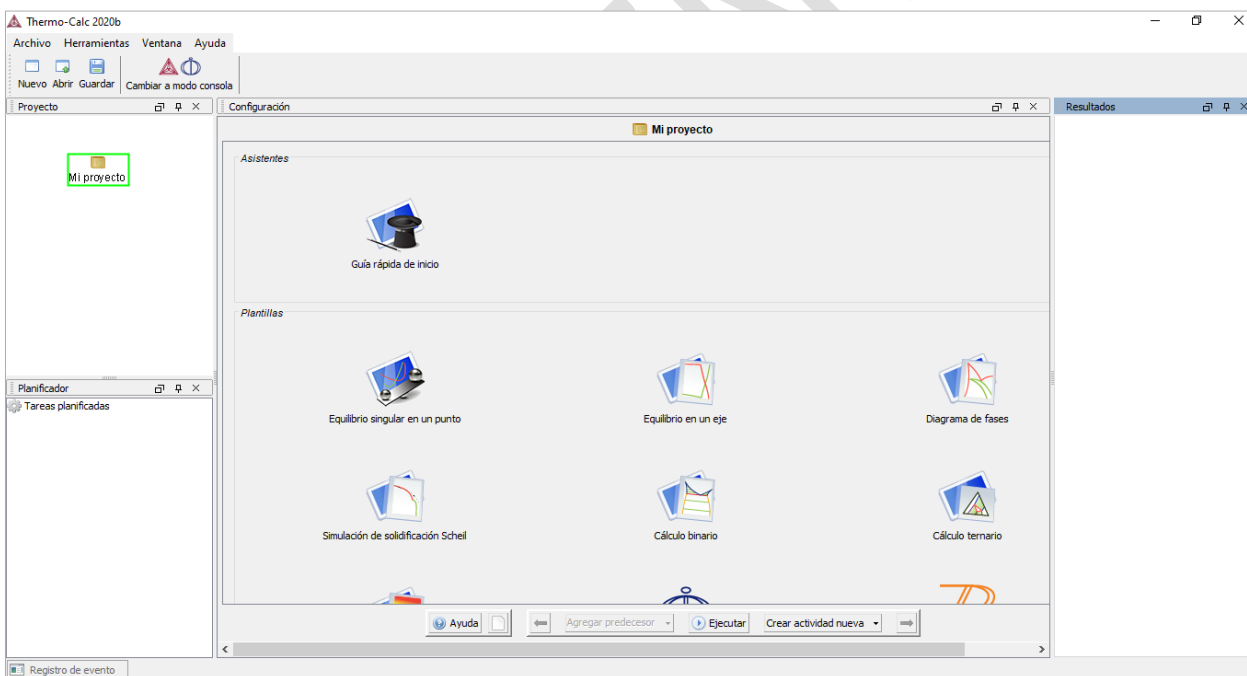


Figura 3.1 Interfaz inicial ThermoCalc 2020b.

Primero, se debe definir el sistema de trabajo que se desea simular en el programa. Para esto se seleccionan las opciones sobre el ícono “Mi Proyecto” (el cual puede ser renombrado según estime conveniente), luego seleccionar “Crear actividad nueva” y posteriormente elegir “Definidor de sistema”. Esto se observa gráficamente posteriormente en la Figura 3.2.

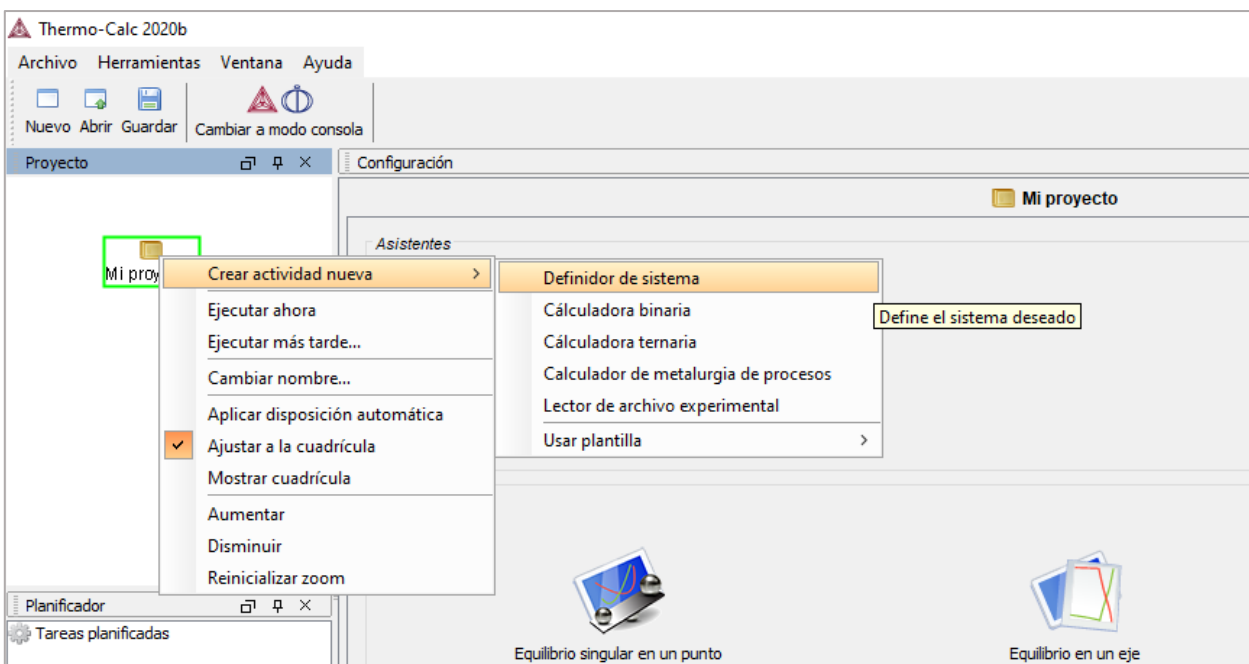


Figura 3.2 Definición de sistema ThermoCalc 2020b.

Luego de seleccionar “Definidor de sistema” se abrirá una nueva interfaz del programa, el cual permite seleccionar los elementos químicos presentes en la muestra, el ingreso de las composiciones en porcentaje o fracción en peso o molar según se requiera para trabajar, además da la opción de elegir las especies químicas que se requieren simular y las fases en las que se encuentran estos elementos. Estas opciones se pueden observar en la Figura 3.3.

Se utilizará la composición promedio de las muestras analizadas por EDS. Sin embargo, es importante recalcar que el programa tiene recursos computacionales limitados y arrojó errores que describían una alta cantidad de iteraciones no soportadas por el programa al intentar simular con la composición química completa de las muestras. Se genera un error asociado a las simulaciones que contienen Ca, Al y C en el mismo sistema. Es por esto que se recurrió a análisis según diagramas de fases ternarios para elegir los elementos que influyen de mayor manera en la formación de compuestos a alta temperatura. A su vez la base de datos de escorias (SLAG 3) no permite la adición de K.

Finalmente se eligen los siguientes elementos para generar las simulaciones más representativas: Fe, Si, O, Ca, Na, Mg, S, Cu y C (agente reductor). Estos elementos

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

deben ser nuevamente normalizados al igual que en el punto anterior con el fin de trabajar con porcentajes en peso.

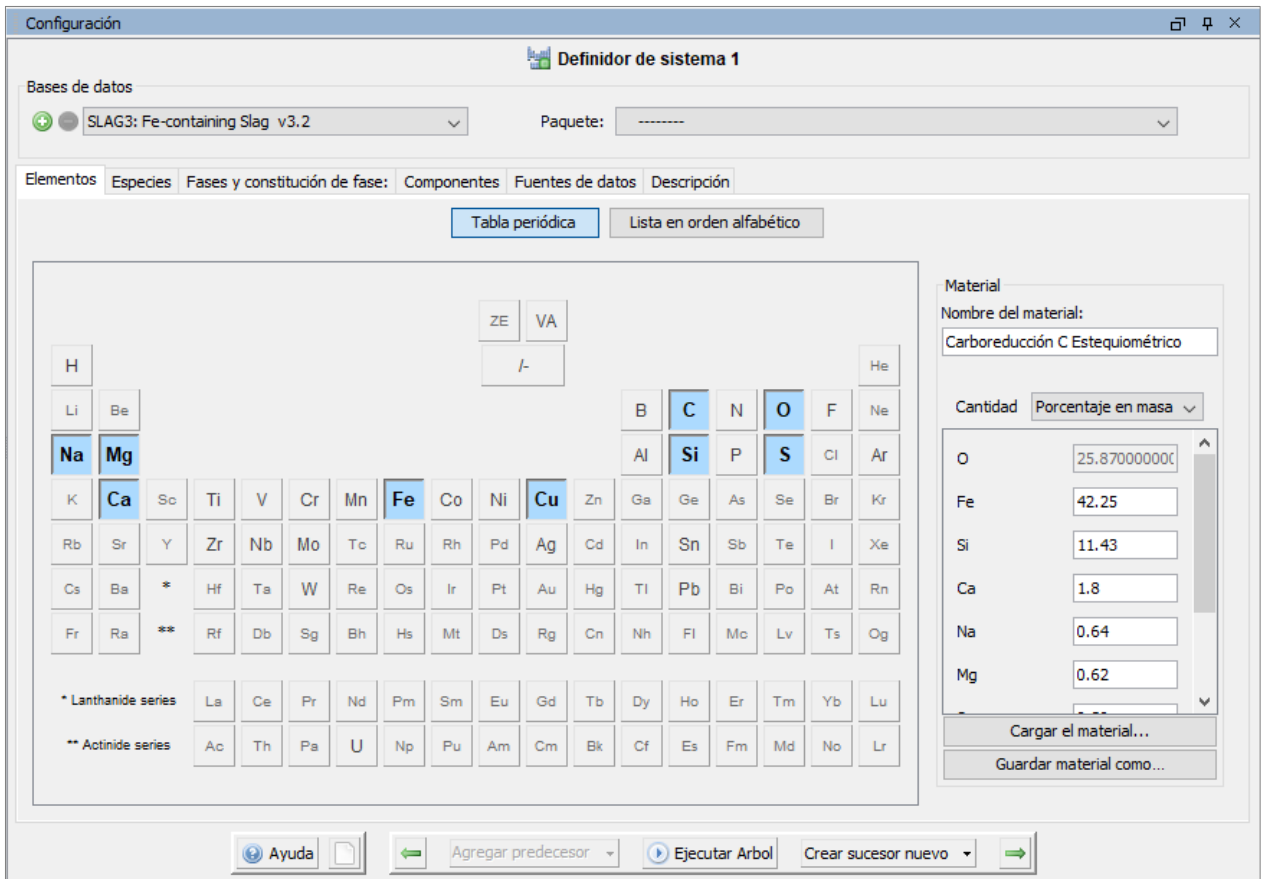


Figura 3.3 Definidor de sistema: Ingreso de composiciones.

Posteriormente se ingresa a “Crear sucesor nuevo” y se selecciona “Calculadora de Equilibrio” la cual permite definir las condiciones de Temperatura, Presión y Dimensión del Sistema, a su vez se elige el tipo de cálculo equilibrio singular en cada temperatura del diseño experimental. Estas condiciones están especificadas en la Tabla 3.3 y son ingresadas en la interfaz del programa como se observa en la Figura 3.4.

Tabla 3.3 Condiciones de sistema en calculadora de equilibrio.

Condiciones	Valor
Temperatura	1.200 – 3.000 °C cada 100°C
Presión	1 [atm]
Dimensión del sistema	100 [g]
Tipo de cálculo	Equilibrio singular

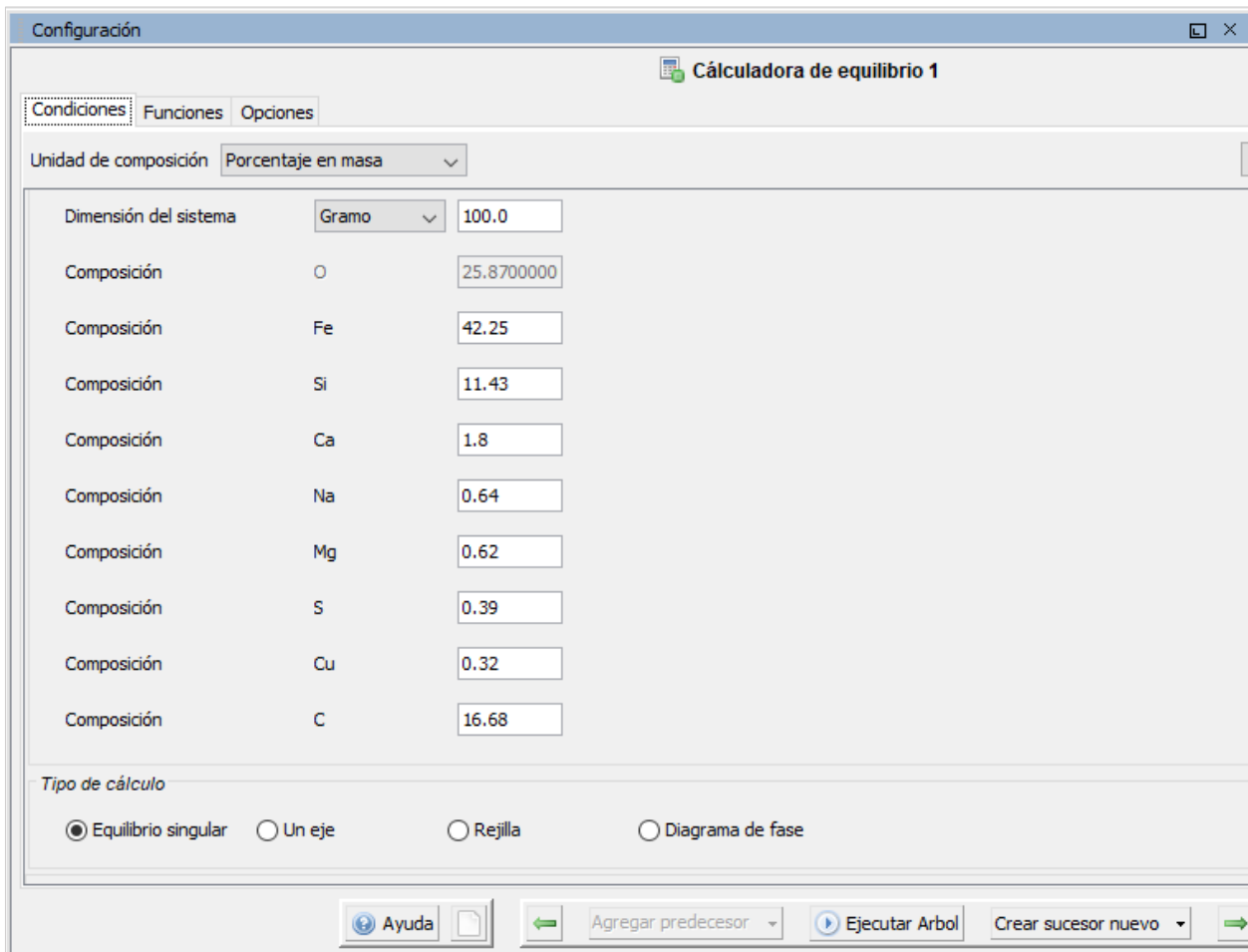


Figura 3.4 Ingreso de condiciones de sistema a calculadora de equilibrio.

Finalmente se selecciona “Crear sucesor nuevo” y se selecciona “Generador de tablas” el cual representa la forma en que se entregarán los datos. Este sucesor permite seleccionar que valor se desea plasmar en las columnas de la tabla, como en este caso se está variando la temperatura a diferentes adiciones de carbón coque por lo que se selecciona la temperatura. Finalmente se presiona “Ejecutar” y automáticamente el programa comenzará a simular y entregará la información en la ventana de “Resultados” ubicada en el lado derecho del interfaz del programa (Figura 3.5)

Las tablas otorgan información termodinámica sobre la cantidad, composición y constitución de las fases presentes en la muestra a la temperatura indicada como se observa a modo de ejemplo en la Figura 3.5. Las tablas serán copiadas y ordenadas en el programa Excel para posteriormente ser analizadas en los programas estadísticos.

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

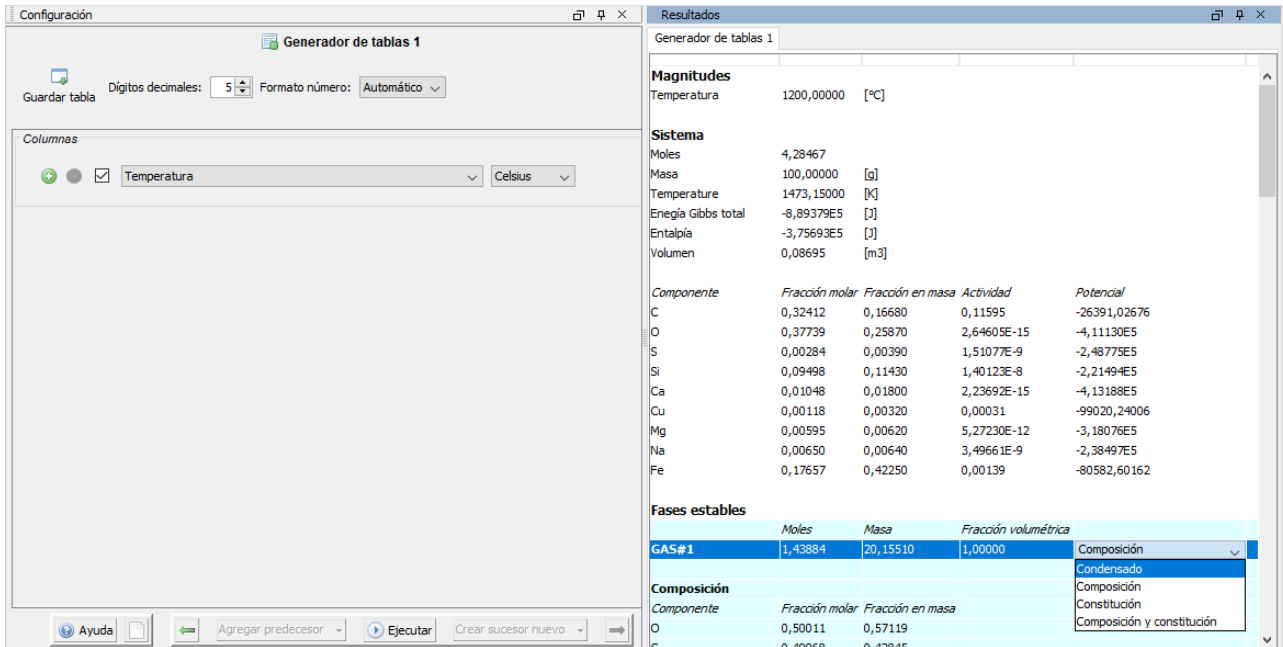


Figura 3.5 Generador de tablas de resultados.

3.7. Representación gráfica de los datos en Minitab.

Luego de tener los datos estos son ordenados en de manera tal que permita visualizar los siguientes gráficos:

1. Composición química en peso de la fase rica en Fe a diferentes niveles de temperatura y carbono.
2. Recuperación másica de la fase rica en Fe a diferentes niveles de temperatura y carbono.
3. Cantidad en peso de elementos químicos específicos presentes en la fase rica en Fe a través del aumento de temperatura a diferentes niveles de carbono.
4. Masa total de cada elemento químico en la fase rica en Fe de cada escenario del diseño experimental.
5. Recuperación másica global (Masa de elemento en fase rica en fe respecto a la composición de la muestra) en cada escenario del diseño experimental.
6. Recuperación de las fases presentes en el sistema en cada escenario del diseño experimental.
7. Razón de concentración de $\text{CO}_{(g)}/\text{CO}_{2(g)}$ en el sistema a diferentes niveles de carbono y temperatura.

3.8. Análisis estadístico de los datos en Statgraphics.

En el programa Statgraphics se busca principalmente generar un análisis factorial de todo el diseño experimental de las simulaciones de reducción carbotérmica. Para esto se ingresan los datos ordenados en columnas (factor respecto al C estequiométrico, niveles de temperatura y los datos entregados por las simulaciones). De esta manera se generarán los siguientes análisis factoriales:

1. Recuperación de fases presentes en el sistema.
2. Recuperación másica global de elementos presentes en la fase rica en Fe.
3. Razón de concentración de $\text{CO}_{(g)}/\text{CO}_{2(g)}$.

Estos análisis entregarán principalmente el efecto estandarizado las variables de temperatura y agente reductor sobre la obtención de fases ricas en Fe-Si. Es decir, se podrá determinar y cuantificar cómo afecta cada variable en el proceso de reducción carbotérmica.

CAPÍTULO 4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Caracterización de muestras.

El informe del análisis EDS entregado por la empresa contempla muestras de la Planta Manuel Antonio Matta Ruiz tomadas del circuito de flotación de escorias de cobre provenientes del HELE de FHVL. Los resultados de la caracterización química han sido entregados de manera confidencial por parte de la empresa, por lo que no se puede detallar sus resultados y métodos exactos, estos contemplan gráficos del espectro de radiación obtenidas por el análisis EDS de cada muestra, los máximos obtenidos de estos espectros de radiación se identifican con un elemento químico por lo cual es posible establecer la composición en porcentaje en peso.

A través de los análisis EDS se logran establecer los rangos de composición (debido a que el informe es confidencial) como se observa en la Tabla 4.1, donde se aprecia una baja dispersión de los datos y se logra determinar intervalos de confianza con un 5% de incertidumbre para cada elemento.

Tabla 4.1 Rangos de composición de análisis EDS de muestras de relaves de flotación de escorias.

Elemento	Intervalo de confianza (95%) [%peso]	
	Límite Inferior	Límite Superior
Fe	46,6	52,1
O	27,6	32,8
Si	12,3	14,4
Ca	2,0	2,2
Al	1,8	2,0
Na	0,7	0,8
Mg	0,7	0,8
K	0,6	0,9
S	0,3	0,6
Cu	0,3	0,5

Además de esto, se obtuvo un análisis EDS adicional de relave de flotación de escorias (RFE) el cual fue realizado posterior a una separación magnética a diferentes niveles de

acercamiento. Este análisis tiene como objetivo analizar la composición de una partícula de RFE por lo que se encuentra a aumentos mayores a 100x. A su vez, es importante mencionar que la separación magnética no es totalmente efectiva, ya que existe la posibilidad que partículas no magnéticas queden atrapadas físicamente en la fracción magnética, esto se debe a que la fracción magnética está compuesta principalmente por Magnetita (Fe_3O_4) la cual dentro del baño fundido presenta mayor viscosidad y menor fluidez que la escoria fayalítica, de esta manera atrapando partículas de otras fases a medida que avanza la solidificación. Sin embargo, este ayuda a corroborar la existencia de diferentes compuestos químicos dentro de la muestra.

Posteriormente el análisis EDS arroja distinción de elementos dentro de la partícula, se pueden distinguir ciertas fracciones de ocupación de cada uno de ellos. Básicamente se logra observar que O, Si, Fe, Ca, Al, Zn Mg y K poseen una tendencia de ocupación similar, esto logra dar indicios de que estos elementos están asociados con el oxígeno ($2FeO \cdot (SiO_2)$, SiO_2 , CaO , Al_2O_3 , ZnO , MgO , K_2O , Cu_2O y CuO).

Es importante destacar que el contenido de C corresponde a la pegatina de la cual es utilizada para montar la muestra, es por esto que se resta este contenido y se normalizan las composiciones finales, estas quedan descritas en la Tabla 4.2 donde se distinguen 3 elementos principales: Fe, O y Si. Esto sugiere que la composición química del relave de flotación de escorias (RFE) se compone principalmente de Fayalita ($2FeO \cdot (SiO_2)$), óxidos de Fe (tales como Wustita y Magnetita, FeO y Fe_3O_4 respectivamente) y Sílice remanente del proceso (SiO_2).

Tabla 4.2 Rangos de composición normalizada de análisis EDS muestra no magnética aumento de 700x.

Elementos	Fe	O	Si	Al	Ca	S	Mg	Zn	Cu	K
Porcentaje en peso	30 - 40	37 - 47	5 - 15	1 - 3	2 - 4	1 - 2	<1	2 - 3	1 - 2	<1

En el caso de la fracción magnética de muestra de RFE, el análisis sobre la composición de la partícula es similar al de la fracción no magnética, como se observa en la Tabla 4.3 y Tabla 4.4 donde se observa un aumento de la cantidad de Fe lo que da como indicio que principalmente se compone de Magnetita (Fe_3O_4), sin embargo como se explicó en el párrafo anterior, la mayor viscosidad y menor fluidez de la Magnetita genera el atrapamiento físico de partículas no magnéticas en su estructura al solidificar. Esto

sucede con partículas de Sílice (SiO_2) y principalmente con las partículas de Eje o Mata las cuales son compuestos de Cu_2S , lo cual concuerda con el resultado descrito debido a que no se observa un contenido de Cu en el análisis EDS de la fracción magnética del RFE a aumentos de 647x y 732x, esto quiere decir que el cobre sulfurado fue flotado y por otra parte que el cobre oxidado queda depositado en los relaves de flotación de escorias (RFE).

Tabla 4.3 Rangos de composición análisis EDS muestra magnética aumentos de 647x.

	Análisis EDS aumento 647x									
Elementos	Fe	O	Si	Al	Ca	Na	Mg	K	Ti	Cl
Masa [%peso]	44 - 54	26 - 36	2 - 12	4 - 5	0,3 - 0,5	0,2 - 0,4	4 - 5	2 - 3	<0,4	<0,3

Tabla 4.4 Rangos de composición análisis EDS de muestra magnética a aumentos de 732x.

	Análisis EDS aumento 732x										
Elementos	Fe	O	Si	Al	Ca	Zn	Na	Mg	S	K	Ti
Masa [%peso]	38 - 48	27 - 37	9 - 19	2 - 3	1 - 2	2,5 - 3,5	<1.1	<1	<0,4	<1	<0,4

Se debe considerar que el análisis de partículas de la fracción magnética y no magnética del RFE es un análisis adicional para otorgar indicios de los compuestos presentes en estos y que, debido a su naturaleza, a la clasificación magnética y los aumentos a los que se realiza tienen una alta variabilidad, sin embargo, otorgan una noción de los elementos presentes en una partícula de RFE.

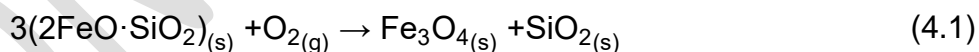
4.2. Niveles de adición de carbón coque.

Para establecer los niveles estequiométricos de carbón coque (C) a adicionar para llevar a cabo la reducción carbotérmica de los relaves de flotación de escorias (RFE), se requerirá utilizar la composición promedio de las muestras de RFE analizadas por EDS, la cual como se mencionó anteriormente debido a que el análisis es confidencial por parte de la Fundición Hernán Videla Lira, perteneciente a Enami, es por esto que los resultados de este se plantean en rangos de composición, los cuales se resumen en la Tabla 4.5 (a estas muestras aún no se le adiciona el agente reductor).

Tabla 4.5 Rango promedio de composición química de muestras de RFE (sin agregar carbón coque).

Elemento	Composición [%peso]
Fe	46,9 – 51,8
O	28,7 – 31,7
Si	12,7 – 14,0
Ca	2,0 – 2,2
Al	1,8 – 2,0
Na	0,7 – 0,8
Mg	0,7 – 0,8
K	0,7 – 0,8
S	0,4 – 0,6
Cu	0,3 – 0,4

Es importante considerar que estos elementos se encuentran relacionados principalmente a a compuestos de Fayalita ($2\text{FeO}\cdot(\text{SiO}_2)$), Magnetita (Fe_3O_4), Sílice (SiO_2) entre otros elementos como CaO , Al_2O_3 , ZnO , MgO , K_2O , Cu_2O y CuO). Sin embargo, el contenido de Magnetita es menor que el de Fayalita, debido a que estos relaves provienen de la flotación de escorias del HELE de la FHVL, en el cual se lleva a cabo una reducción de la Magnetita para la recuperación del cobre atrapado físicamente en ella. Debido a esto la Fayalita debe oxidarse para obtener Magnetita y Sílice por separado como se observa en la reacción de la ecuación (4.1).



En el estudio bibliográfico del CAPÍTULO 2 en el punto 2.4 llamado “Termodinámica de recuperación de Fe y Si desde relaves de flotación de escorias de cobre.”, se logra cruzar información de investigaciones [5] con datos obtenidos en el programa HSC Chemistry 6.0 (Anexo 1) para lograr determinar mediante el diagrama de Ellingham (Figura 2.22) que a temperaturas de 1.200°C (Fusión) y 1.600°C (Ebullición) la Fayalita puede ser oxidada a una presión parcial de O_2 para cada caso respectivamente es de aproximadamente 10^{-3} [atm] y 10^{-8} [atm]. A su vez esta información se corrobora con el diagrama ternario de la Figura 4.1, este indica que al aumentar la presión parcial de oxígeno y la temperatura en el sistema forma de Magnetita y Wustita a partir de la

Fayalita. Por lo que a presión atmosférica la $P_{\text{Oxígeno}}$ (0,21) por lo que a temperaturas sobre 1.400° y $P_{\text{Oxígeno}} > 10^{-3}$ se tendría solo Magnetita.

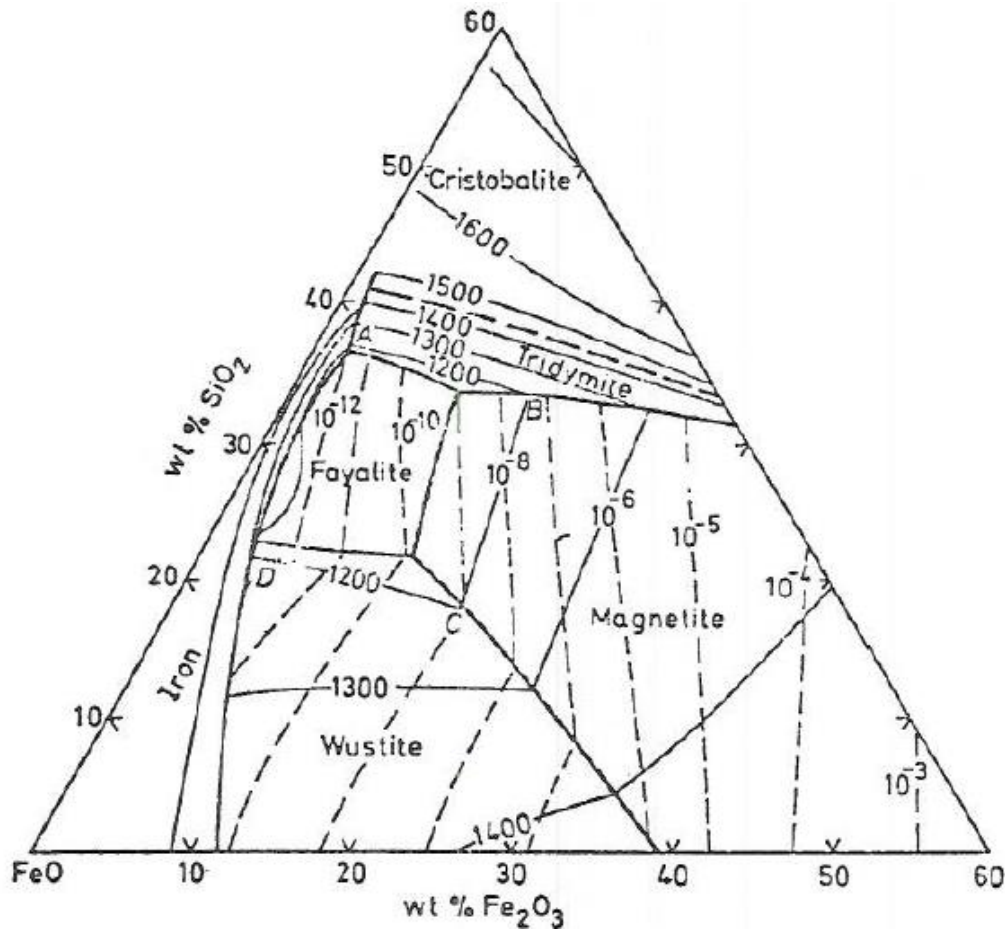


Figura 4.1 Diagrama ternario FeO – Fe₂O₃ -SiO₂ [24].

Una vez oxidada la Fayalita, el carbono presente en el sistema reaccionará primero con algunos elementos y luego con otros, en este caso primero será con la Magnetita, luego la Wustita y finalmente la Sílice, esto se observa con datos obtenidos del programa HSC Chemistry 6.0 (Anexo 2) como se observa en la Figura 4.2, en el cual se describe los deltas de energía libre de Gibbs a diferentes temperaturas para las reacciones de reducción carbotérmica de dichos óxidos, donde la reacción de reducción de Magnetita es aquella que posee un valor más negativo, siendo esta la más espontánea por sobre las otras hasta 2.700°C , donde comienza a ser más espontánea la reducción de la Sílice.

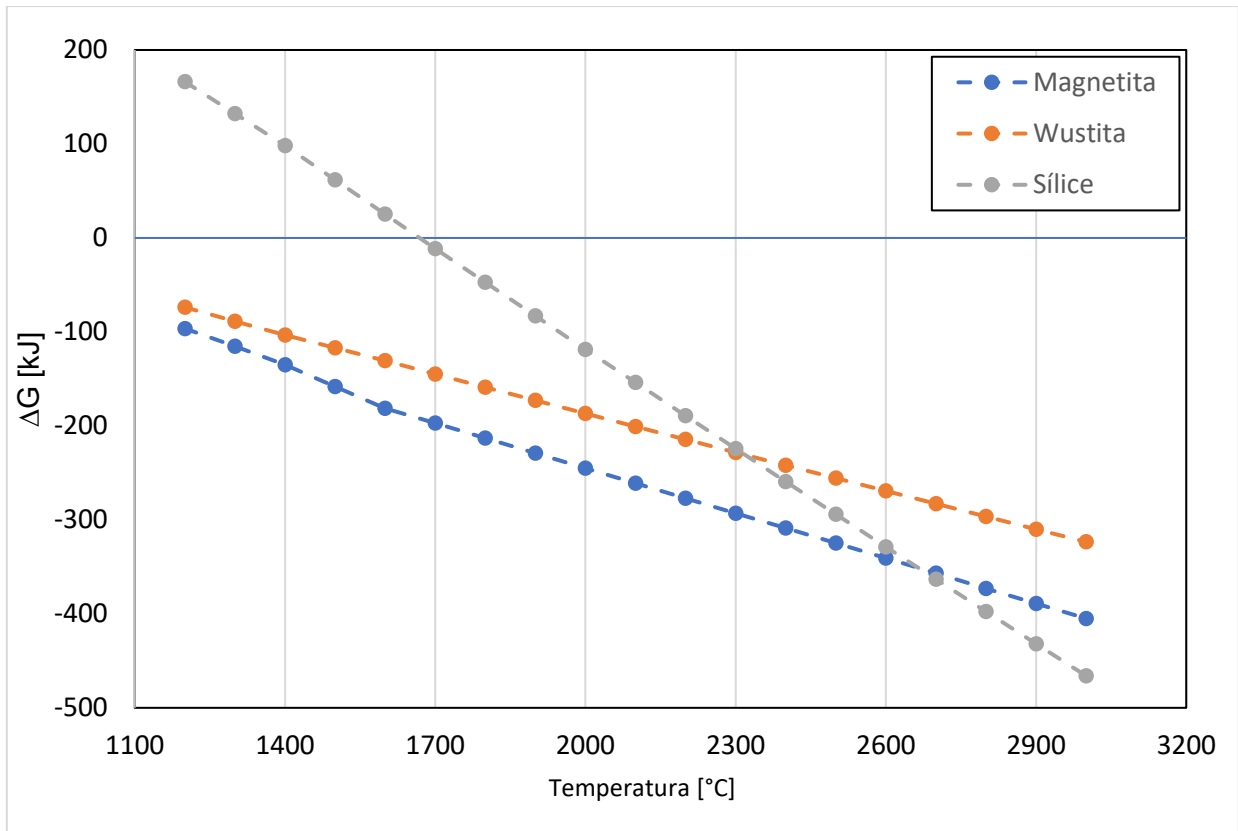


Figura 4.2 Reducción carbotérmica de óxidos de Fe y Si.

Los cálculos estequiométricos se plantean en el Anexo 3, los cuales siguen este orden de reacciones de reducción carbotérmica dan como resultado una cantidad de carbono estequiométrico total de 25,57 [g] especificado en la Tabla 4.6.

Tabla 4.6 Carbono estequiométrico requerido para reducción carbotérmica.

Reducción	Mol	Gramos
Magnetita	0,29	3,54
Wustita	0,88	10,61
Sílice	0,44	11,42
Total	1,62	25,57

Una vez establecida la cantidad estequiométrica de agente reductor este será es calculado a diferentes fracciones porcentuales, los cuales serán los niveles para simular en el programa ThermoCalc 2020b, estos se especifican en la Tabla 4.7.

Tabla 4.7 Niveles de adición de carbón coque (C).

Nivel de Carbón Coque (C)	Fracción C estequiométrico	Gramos
50%C estequiométrico	0,5	12,79
70%C estequiométrico	0,7	17,90
90%C estequiométrico	0,9	23,01
C estequiométrico	1	25,57
10%C en exceso	1,1	28,13
30%C en exceso	1,3	33,24
50%C en exceso	1,5	38,36

4.3. Composición química normalizada de muestra promedio a diferentes niveles de carbón coque.

Como se observa en la Tabla 4.8 al adicionar el carbono estequiométrico la muestra pesa más de 100 [g]. Es por esta razón que la composición de la muestra se debe normalizar a 100 [g], lo que facilita su ingreso al programa ya que equivale a porcentaje en peso de cada elemento, ya que de esta manera es como lo requiere el programa para el ingreso de las composiciones.

Tabla 4.8 Masa de muestras más carbón coque.

Nivel de Carbón Coque (C)	Fracción C estequiométrico	Masa [g]
50%C estequiométrico	0,5	112,76
70%C estequiométrico	0,7	117,87
90%C estequiométrico	0,9	122,99
C estequiométrico	1	125,55
10%C en exceso	1,1	128,10
30%C en exceso	1,3	133,22
50%C en exceso	1,5	138,33

El cálculo para normalizar los elementos de las muestras y plantearlas en porcentaje en masa se realiza mediante la ecuación (4.2).

$$\% \text{Masa normalizado} = \frac{(\% \text{Masa elemento en } 100 \text{ [g] de muestra})}{(100 \text{ [g] de muestra}) + (\text{Nivel de carbón coque [g]})} \quad (4.2)$$

Los resultados de las composiciones normalizadas de la muestra a diferentes niveles de carbón coque están definidas en la Tabla 4.9.

Tabla 4.9 Composiciones normalizadas de muestra promedio a diferentes niveles de carbón coque respecto al C estequiométrico (Destacado en celeste composición a C estequiométrico).

Niveles de carbón coque [Fracción de C estequiométrico]							
Fracción de C est.	0,5	0,7	0,9	1	1,1	1,3	1,5
Elementos [% másico]	50%C est.	70%C est	90%C est.	C est.	10%C exc.	30%C exc.	50%C exc.
Fe	43,77	41,87	40,13	39,31	38,52	37,04	35,68
O	26,80	25,64	24,58	24,07	23,59	22,69	21,85
Si	11,84	11,33	10,85	10,63	10,42	10,02	9,65
Ca	1,86	1,78	1,71	1,67	1,64	1,58	1,52
Al	1,68	1,61	1,54	1,51	1,48	1,43	1,37
Na	0,67	0,64	0,61	0,60	0,59	0,56	0,54
Mg	0,64	0,62	0,59	0,58	0,57	0,54	0,52
K	0,67	0,64	0,61	0,60	0,59	0,56	0,54
S	0,40	0,38	0,37	0,36	0,35	0,34	0,33
Cu	0,33	0,32	0,30	0,30	0,29	0,28	0,27
C	11,34	15,19	18,71	20,37	21,96	24,95	27,73

Al intentar ingresar estas composiciones al programa ThermoCalc 2020b se observa que la base de datos SLAG 3 no permite adicionar K. Es por esto que se elimina el K de la composición y nuevamente se normalizan los elementos restantes a 100 [g] como se observa en la Tabla 4.10. Sin embargo, al intentar simular la composición de todos los elementos menos K, el programa arroja una serie de errores a diferentes rangos de temperatura. Estos errores del programa no permiten simular a las temperaturas

requeridas para evaluar la reducción carbotérmica, generando saltos importantes en las simulaciones de hasta 7 niveles de temperaturas faltantes, lo cual no permite la obtención de datos relevantes para posteriormente generar un análisis estadístico adecuado.

Tabla 4.10 Composición normalizada de muestra de todos los elementos (menos K) a diferentes niveles de C estequiométrico.

Niveles de carbón coque [Fracción de C estequiométrico]							
Fracción de C est.	0,5	0,7	0,9	1	1,1	1,3	1,5
Elementos [% másico]	50%C est.	70%C est.	90%C est.	C est.	10%C exc.	30%C exc.	50%C exc.
Fe	44,06	42,13	40,37	39,54	38,75	37,25	35,87
O	26,98	25,81	24,73	24,22	23,73	22,82	21,97
Si	11,92	11,40	10,92	10,70	10,48	10,08	9,70
Ca	1,87	1,79	1,72	1,68	1,65	1,59	1,53
Al	1,70	1,62	1,55	1,52	1,49	1,43	1,38
Na	0,67	0,64	0,61	0,60	0,59	0,57	0,55
Mg	0,65	0,62	0,59	0,58	0,57	0,55	0,53
S	0,40	0,38	0,37	0,36	0,35	0,34	0,33
Cu	0,33	0,32	0,31	0,30	0,29	0,28	0,27
C	11,41	15,28	18,83	20,49	22,09	25,09	27,88

Por esta razón, se ha determinado reducir la cantidad de elementos y volver a normalizar la composición. Se requiere de diagramas de fases ternarios para determinar el efecto de los mayores componentes.

Los elementos químicos con mayores composiciones son Fe, O, Si, Ca y Al, de mayor a menor respectivamente. De estos elementos el Fe, O y Si poseen sobre un 90% de la composición química del promedio de las muestras. Por lo que la mayor influencia en el sistema estará determinada por estos elementos. El sistema FeO – Fe₂O₃ – SiO₂ se encuentra en la Figura 4.3, donde se puede observar que según las composiciones aproximadas se obtiene escoria fayalítica a 1200°C.

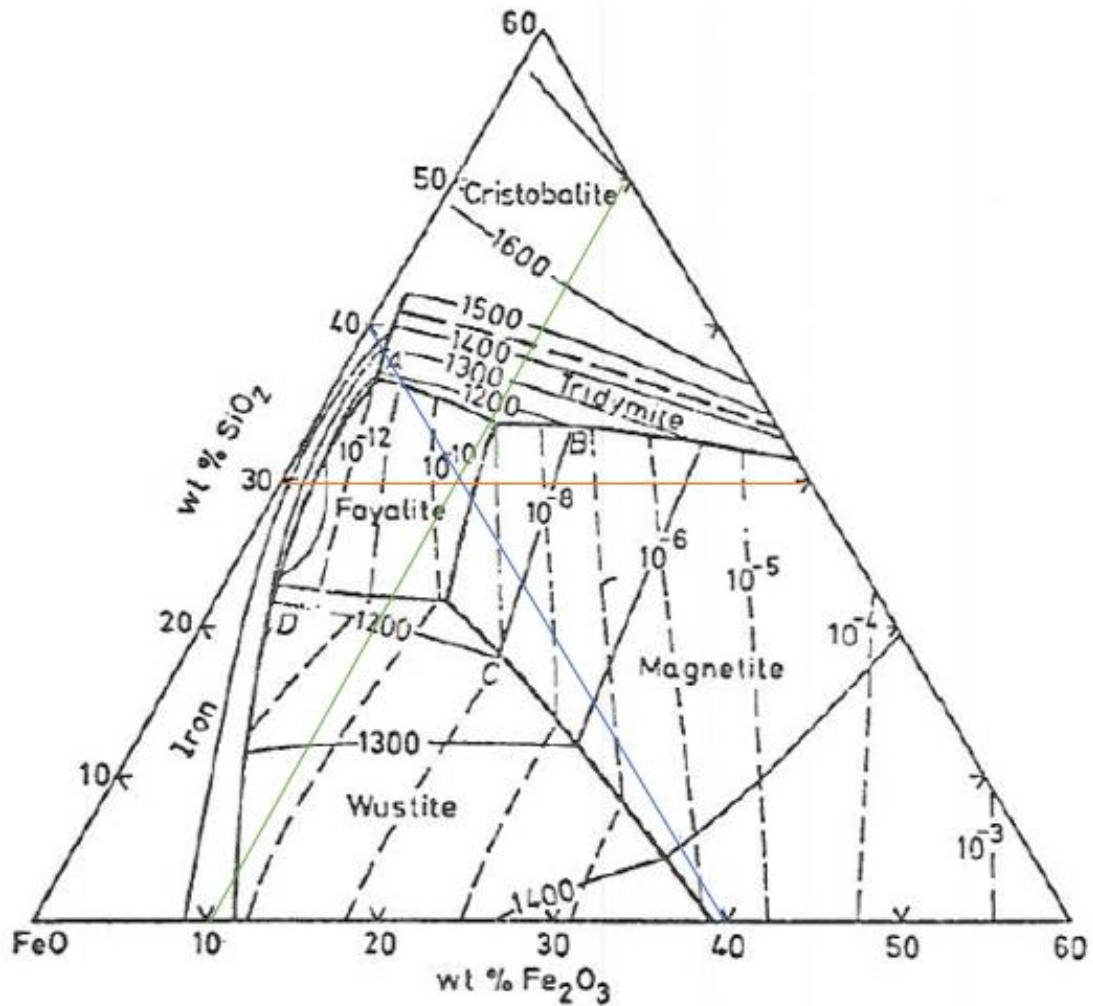


Figura 4.3 Sistema ternario FeO – Fe₂O₃ – SiO₂ [24].

Prosiguiendo con el análisis en la Figura 4.4 se aprecia el sistema FeO – SiO₂ – Al₂O₃, el cual se proyectan aproximadamente las composiciones del promedio de las muestras, sin embargo se logra corroborar que para la composición de aluminio (1,9%Al másico que equivale a 0,7 moles de Al que se asocian en razón 2:1 respecto a la molécula de Al₂O₃ por estequiometría, suponiendo que todo está asociado a Al₂O₃ este da una composición de 3,6% másico) la fase de escoria fayalítica se sigue manteniendo sin formar otros compuestos asociados con el aluminio. Por lo que sería una buena suposición descartarlo de las simulaciones y contribuir con la capacidad de iterar del programa (además de esta razón se corroboró mediante simulaciones preliminares que el Al presenta errores al intentar simularlo en conjunto al Ca y C del carbón coque correspondiente a la reducción carbotérmica).

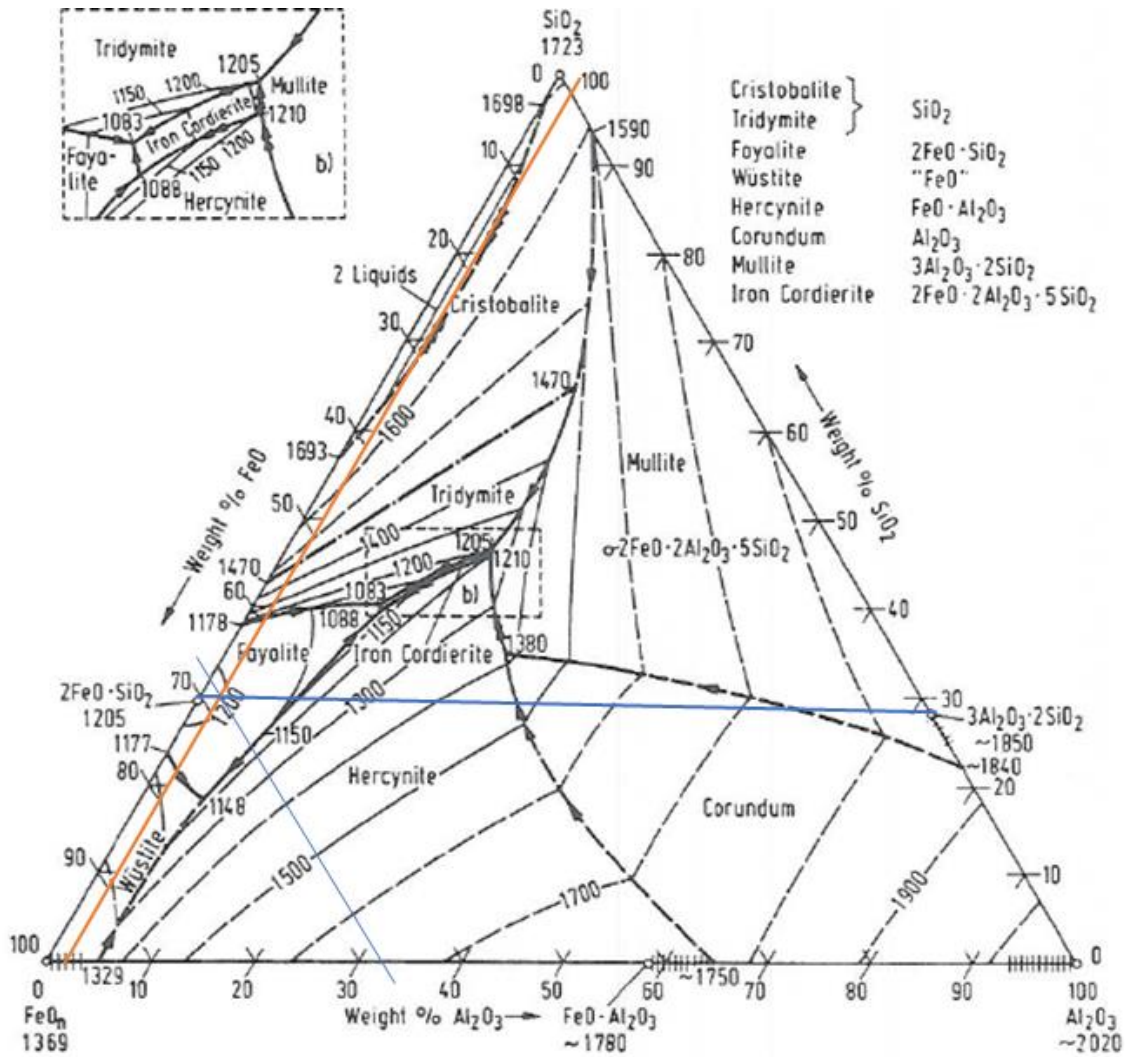


Figura 4.4 Sistema ternario FeO – SiO₂ – Al₂O₃ [51].

En el caso del sistema CaO – FeO – SiO₂ descrito en la Figura 4.5 el Ca está presente en un 2,1% en peso (0,052 moles asociados en 1:1 a la molécula de CaO, suponiendo que está asociado al compuesto de CaO este poseería un 2,9% en peso) y como se observa en el diagrama asociado esta composición está fuera del límite del campo de la escoria fayalítica lo que da como indicio que exista formación de otros tipos escorias o compuestos asociados, es por esta razón que se escoge el Ca por sobre el Al como elemento a simular (sumado al error propio de las limitaciones del programa y la base de datos SLAG 3 al simular simultáneamente Al, Ca y C a las cantidades requeridas).

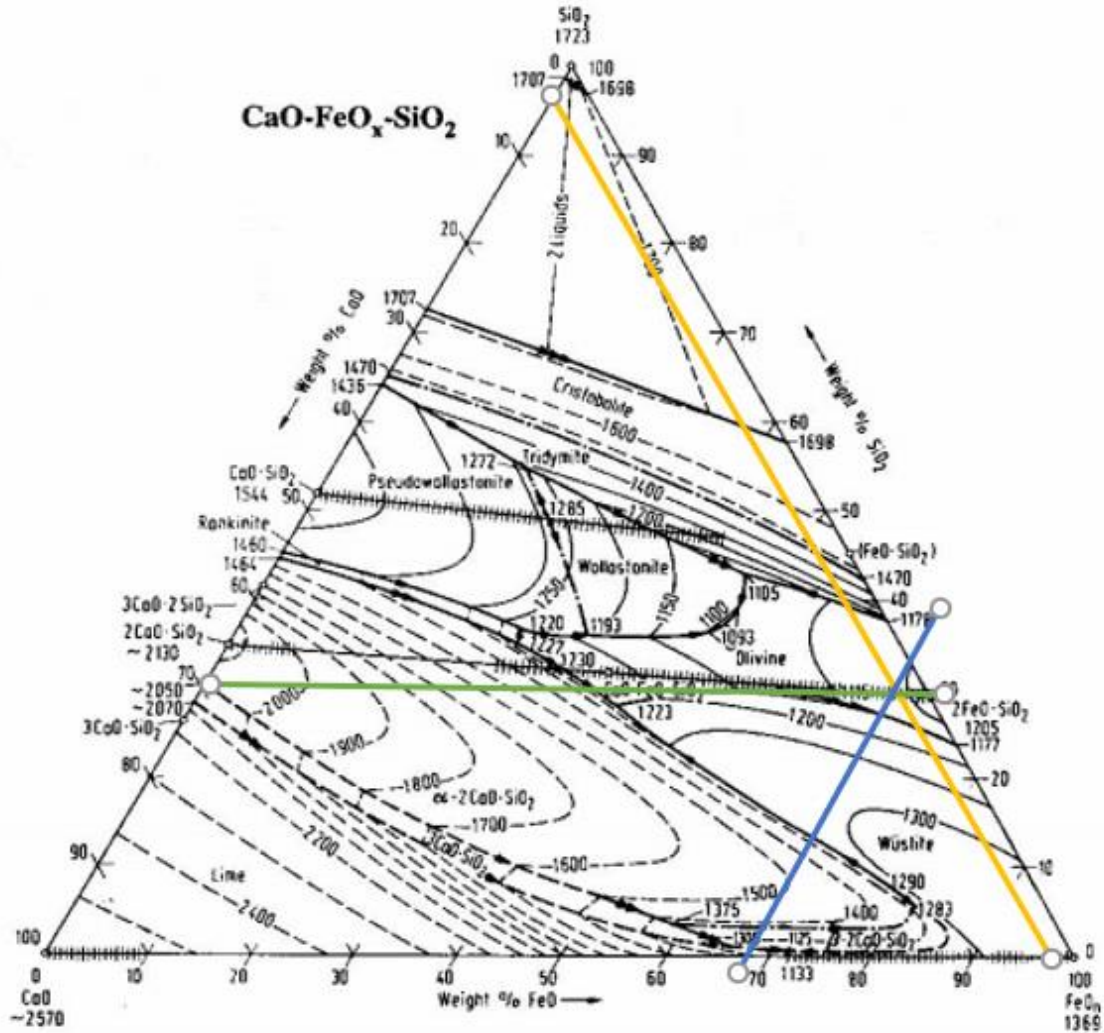


Figura 4.5 Sistema CaO-FeO-SiO_2 [52].

Mediante todo este análisis se llega a la decisión de simular los elementos de Fe, O, Si, Ca, Na, Mg, S, Cu y C (carbón coque como agente reductor) con el fin de que el programa y su base de datos tenga los recursos necesarios para generar las simulaciones. Es por esto que se deben recalculan las composiciones normalizadas anteriormente y solo considerar estos elementos químicos. Una vez recalculadas las normalizaciones de la composición del promedio de las muestras con la adición de carbón coque a diferentes niveles, se obtienen las composiciones finales que serán ingresadas al programa ThermoCalc 2020b con el fin de simular el proceso de reducción carbotérmica, estas se observan en la Tabla 4.11.

Tabla 4.11 Composición final a simular de muestra normalizada (sin K y Al) a diferentes niveles de C estequiométrico.

Niveles de carbón coque [Fracción de C estequiométrico]							
Fracción de C est.	0,5	0,7	0,9	1	1,1	1,3	1,5
Elementos [% másico]	50%C est.	70%C est.	90%C est.	C est.	10%C exc.	30%C exc.	50%C exc.
Fe	44,82	42,83	41,01	40,16	39,34	37,80	36,37
O	27,45	26,23	25,12	24,59	24,09	23,15	22,28
Si	12,12	11,59	11,09	10,86	10,64	10,22	9,84
Ca	1,91	1,82	1,75	1,71	1,67	1,61	1,55
Na	0,68	0,65	0,62	0,61	0,60	0,57	0,55
Mg	0,66	0,63	0,60	0,59	0,58	0,56	0,53
S	0,41	0,39	0,37	0,37	0,36	0,34	0,33
Cu	0,34	0,33	0,31	0,31	0,30	0,29	0,28
C	11,61	15,53	19,12	20,81	22,42	25,46	28,27

4.4. Fases producidas mediante reducción carbotérmica.

Una vez realizadas las simulaciones a los diferentes niveles de temperatura y factores respecto al C estequiométrico se obtienen una serie de fases dentro del sistema de las cuales destaca la de mayor interés denominada por el programa como “FeLiq”, esta fase es la que se encuentra rica en Fe y elementos disueltos en este.

A continuación, se presentarán una serie de figuras que permitirán visualizar la evolución de las diferentes fases en función de la temperatura: Gas, FeLiq, Slag 1 (escoria), Slag 2 (escoria), Slag 3 (escoria), SiO₂ (Tridimita), SiO₂ (Cristobalita), CaO·MgO·Si₂O₄, CaO·SiO₂, Grafito (Carbono), Ca₂O₂·SiO₂ y CaS. **Es importante mencionar que el tamaño de la muestra a simular es de 100 [g] por lo que estos valores pueden estar tanto en gramos como en porcentaje másico (% másico).** En la Figura 4.6 se observa el primer resultado de las simulaciones a 50% del carbono estequiométrico requerido para la reducción de óxidos de Fe y la Sílice, en esta gráfica se logra apreciar que predomina sobre la fase FeLiq (Fase rica en hierro, alcanzando una masa máxima de

47,91 [g] a 1.600°C) hasta los 2.200°C donde comienza el aumento de la fase Gas, mientras que la fase Slag 1 (fase escoria), se presenta en niveles máximos llegando a 21,87 [g] a 2.000°C. Se aprecia que la fase SiO₂ T (Tridimita) en 1.200°C está en cantidades de 16,68 [g] los cuales disminuyen a medida que aumenta la temperatura teniendo una disminución considerable de 1.400°C a 1.500°, esto es atribuible a la reducción de sílice por la adición de carbón coque y temperatura. Por otra parte, la fase rica en Fe ebulle totalmente a aproximadamente 2.600°C donde no registra masa de esta a su vez una disminución considerable de la fase escoria debido al mismo efecto, esto genera aumento en masa de la fase gaseosa. También se logran apreciar, pero considerablemente en menor cantidad de masa fases como Slag 2 (escoria), SiO₂ (Tridimita y Cristobalita) y compuestos silicatados las cuales aparecen hasta 1.900°C.

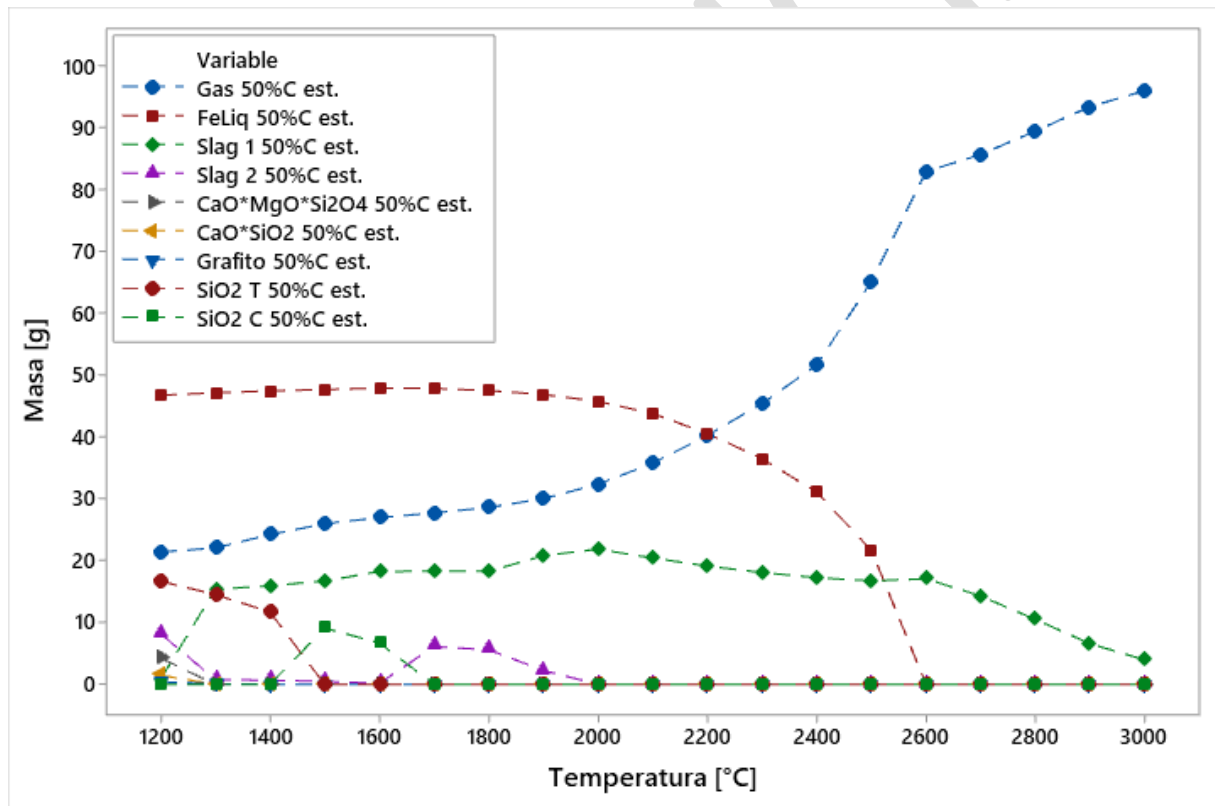


Figura 4.6 Recuperación de fases a 50%C estequiométrico.

Prosiguiendo con el siguiente nivel de C (70%C estequiométrico) se logra observar en la Figura 4.7 un aumento de la masa recuperada de la fase denominada FeLiq con un máximo de 50,67 [g] a 1.500°C y una predominancia por sobre la masa de escoria Slag 1 (máximo de recuperación de 21,87 [g] a 2.000°C) en todas las temperaturas de proceso,

debido a que la fase FeLiq por su ebullición hacia la fase gaseosa, comienza a decrecer a mayor razón desde los 2.300°C aproximadamente generando un aumento en similar razón en la fase gaseosa. Por otra parte, se logra apreciar cantidades de Sílice remanente y fase escoria 2 (Slag 2) están presentes a temperaturas menores a 1.500°C lo que coincide con un aumento en la cantidad de fase rica en Fe (FeLiq) y la fase Gas, lo que hace suponer que estas fases de escoria reaccionan con la temperatura para generar la reducción de sus óxidos y la reacción de C a CO gas.

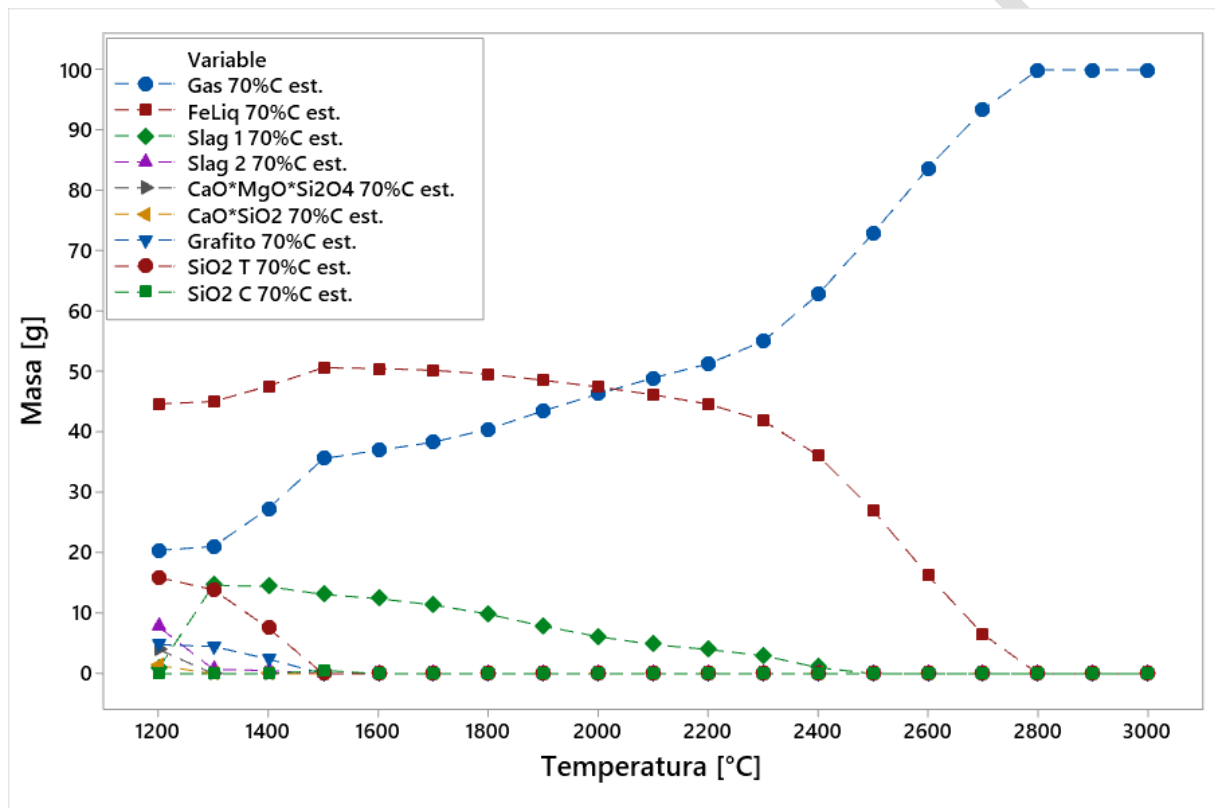


Figura 4.7 Recuperación de fases a 70%C estequiométrico.

Continuando con el análisis de las gráficas de recuperación de fases, se observa en la Figura 4.8 el proceso de reducción a 90%C estequiométrico una clara disminución de la fase escoria (Slag 1), esta solo registra masa hasta los 1.900°C, lo mismo sucede con las demás fases como SiO₂ (T), escoria (Slag 2), compuestos silicatados, Grafito y CaS. La fase Grafito (composición de 100% de carbono) desde este nivel de carbono comienza a hacerse cada vez más notable, se genera un aumento importante de casi el doble entre la simulación realizada a 70%C y 90%C respecto al estequiométrico. Sin embargo, el contenido de fase Grafito disminuye a medida que aumenta la temperatura.

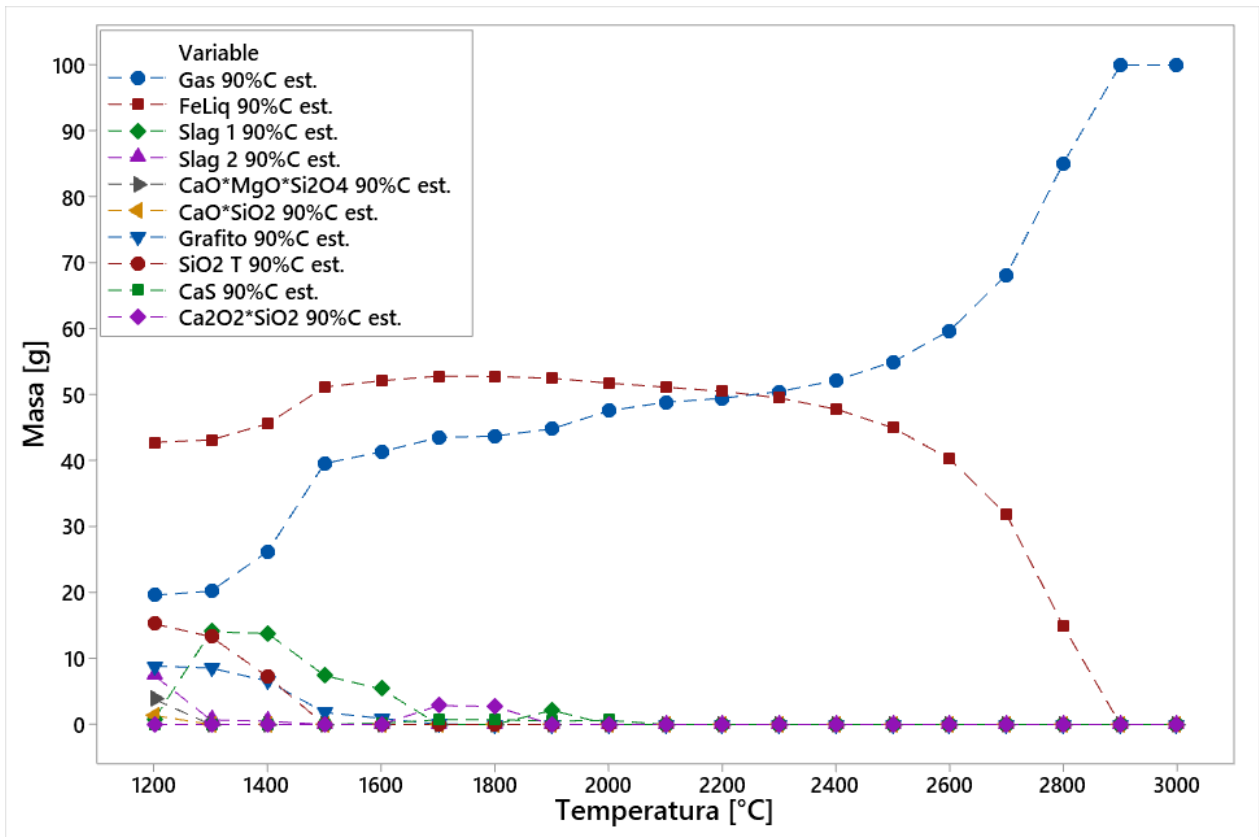


Figura 4.8 Recuperación de fases a 90%C estequiométrico.

La reducción a C estequiométrico presenta un comportamiento similar al de 90%C estequiométrico como se observa en la Figura 4.9. También un leve incremento de la fase Grafito la cual se empieza a hacer más notoria respecto a la simulación anterior de carboreducción al 90%C estequiométrico. Por otra parte, las fases de menor composición como la Sílice, compuestos silicatados y CaS, mantienen el mismo comportamiento y cantidades similares en el producto de la reducción. Lo mismo sucede con el producto de interés la fase rica en Fe (FeLiq). Esto denota un comportamiento asintótico hacia un máximo de recuperación de fase rica en Fe, lo cual debe ser corroborado con el análisis de los demás niveles de carbón coque a simular en la reducción carbotérmica como se observa en Figura 4.10. Esta figura compara la recuperación de fases en función del C estequiométrico y temperatura. Se observa que el comportamiento de la fase de interés se mantiene constante en los diferentes niveles de C, mientras que la mayor diferencia es el aumento de la fase Grafito, la cual aumenta con el contenido de C, llegando a estar presente en todos los niveles de temperaturas desde la reducción al 30%C en exceso.

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

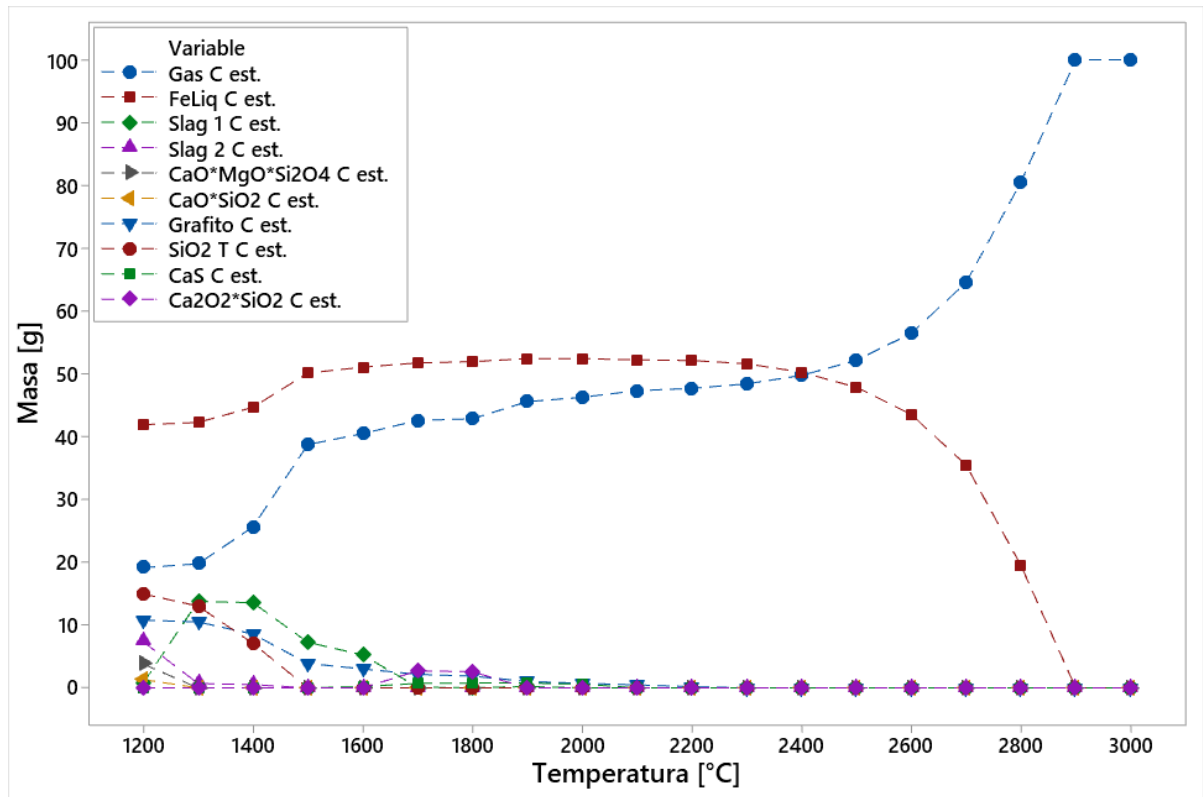


Figura 4.9 Recuperación de fases a C estequiométrico.

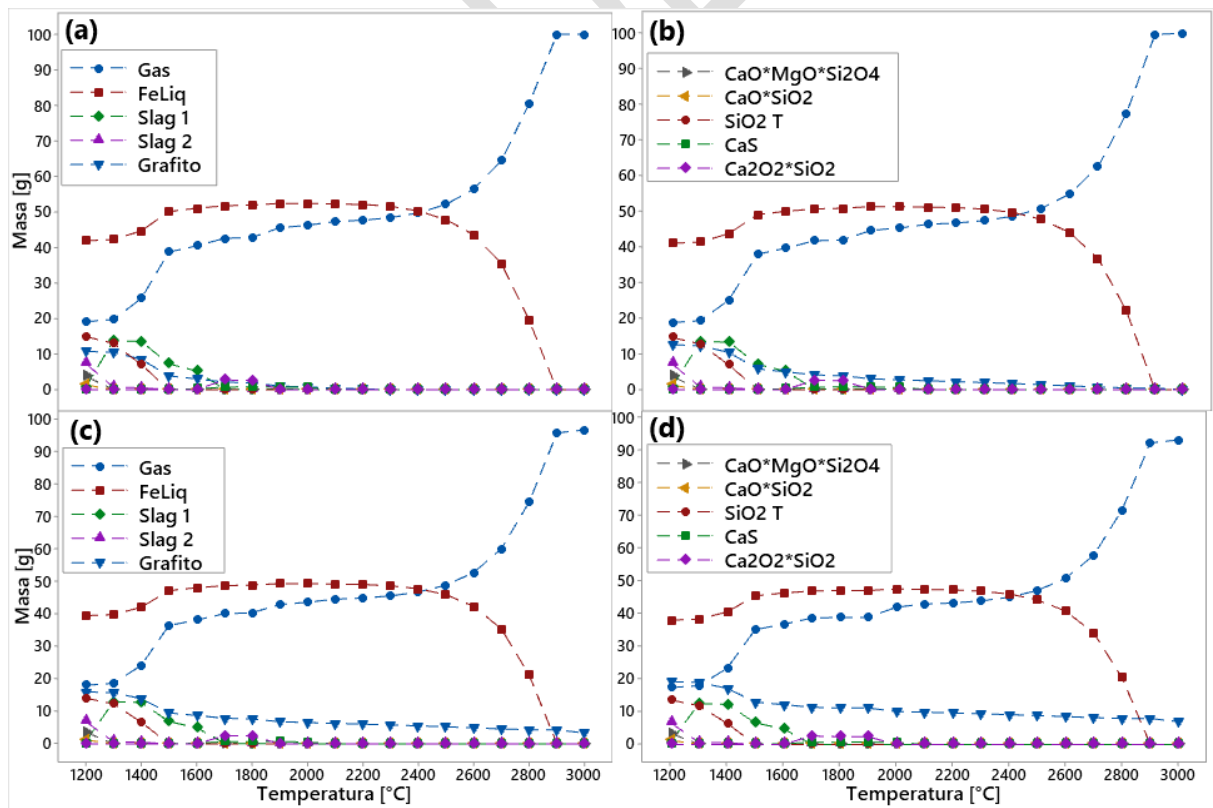


Figura 4.10 Recuperación de fases C estequiométrico (a), 10% (b), 30% (c) y 50% (d) de C en exceso.

Por otra parte, como se ha podido apreciar desde el 90%C estequiométrico hasta el 50%C en exceso las curvas referentes a la recuperación en masa de Fe y Gas mantienen un comportamiento similar en todos los casos, poseen una etapa de aumento de masa la cual coincide con la disminución de elementos de escoria, algunos silicatos y sílice remanente (Tridimita) a medida que se aumenta hasta cierto punto la temperatura y el nivel de C estequiométrico.

En la fase de interés rica en Fe (FeLiq) se logra encontrar los máximos y mínimos de recuperaciones en masa mediante el análisis de las curvas, como se observa en la Figura 4.11 se aprecia la evolución de la fase FeLiq a diferentes niveles de C estequiométrico respecto a la temperatura.

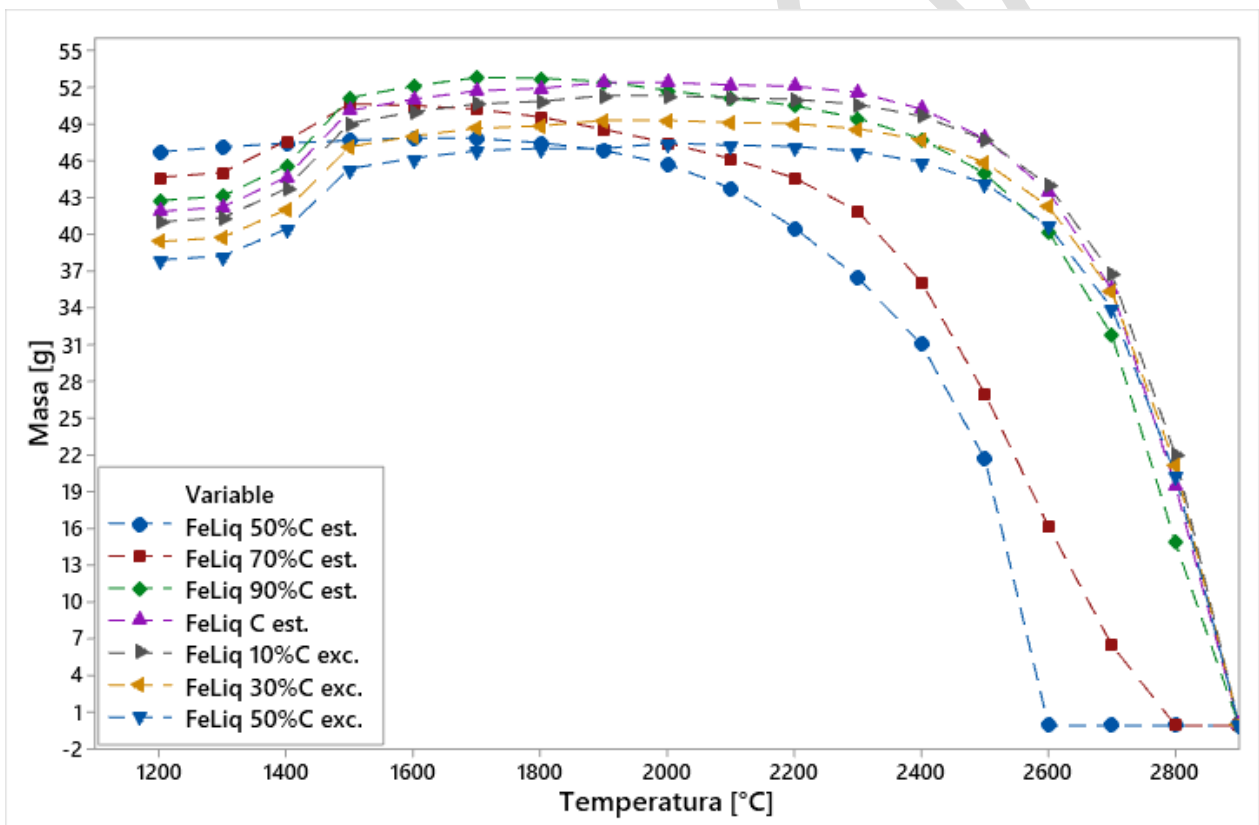


Figura 4.11 Fase rica en Fe (FeLiq) a diferentes niveles de C.

Entre los niveles de reducción 90%C respecto al estequiométrico y C estequiométrico se genera un punto importante dentro de las simulaciones ya que es donde se genera el máximo de recuperación de la fase FeLiq rica en Fe (aleación de interés), con recuperaciones de 52,822 [g] y 52,418 [g] a 1.700°C y 1.900°C respectivamente como se observa en Figura 4.12.

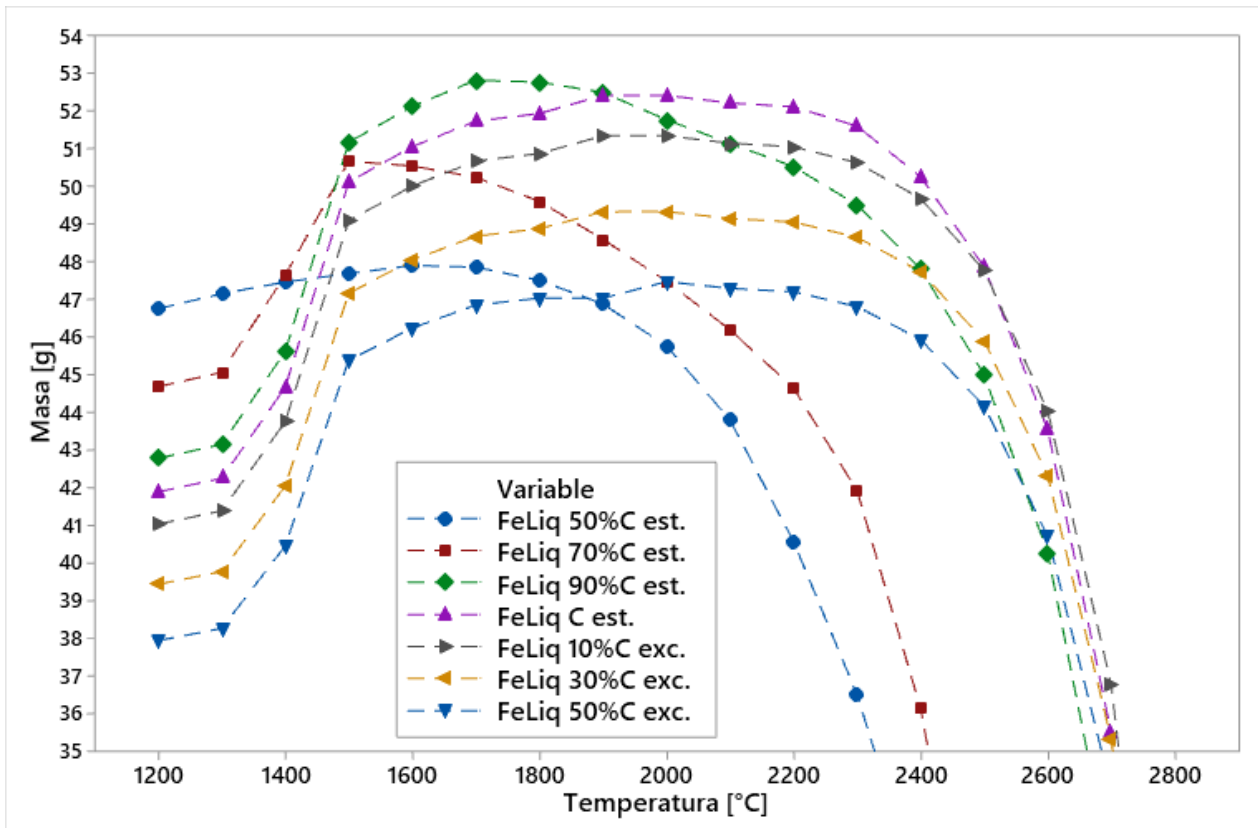


Figura 4.12 Detalle fase rica en Fe (FeLiq) a diferentes niveles de C.

La recuperación de la fase rica en Fe (FeLiq) presenta un comportamiento similar en todos sus niveles, el cual se basa en un incremento exponencial de la cantidad de masa (excepto 50% C estequiométrico) el cual se debe principalmente a la reacción de las otras correspondiente a las escorias, compuestos no disueltos y sílice remanente las cuales pasan a formar parte de la composición de la fase rica en Fe, lo que es observable en la Figura 4.13 para el caso de la fase SiO₂ (Tridimita y Cristobalita esta última solo a 50-70%C est.), la Sílice Tridimita no posee masa en el sistema a la temperatura de 1.500°C que es donde se registra el máximo de crecimiento exponencial en esta primera etapa descrita para la fase FeLiq, este efecto se ve sumado a la disminución constante de la fase escoria a medida que aumenta la temperatura.

Luego de este primer incremento, se genera una zona de aumento con pendiente pequeña para luego decaer debido a la ebullición de los elementos disueltos en la fase rica en Fe, pasando a ser parte de la fase gaseosa.

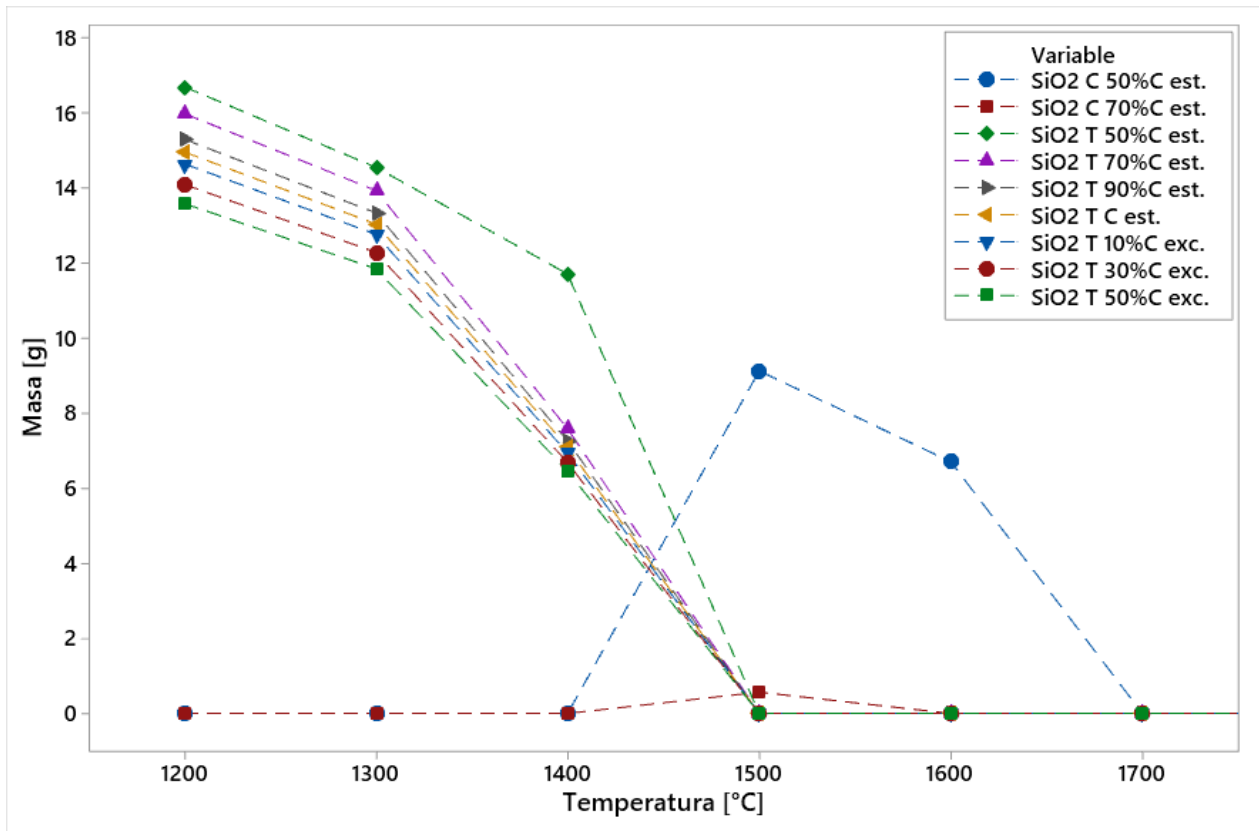


Figura 4.13 Recuperación de fase Sílice (SiO_2 Tridimita y Cristobalita).

En la Figura 4.14 se logra apreciar la evolución de la fase rica en Fe (denominada por programa como FeLiq) a diferentes niveles de C, donde a simulaciones por sobre 70% C en exceso poseen comportamientos y cantidades muy similares a medida que se incrementa la temperatura. Esto denota un máximo de adición de agente reductor y temperatura lo que lograría optimizar el proceso de reducción para obtener un máximo de fase rica en Fe (FeLiq). También se logra identificar el máximo del primer incremento exponencial en el cuarto punto observable en el panel de gráficas el cual corresponde a 1.500°C.

Es importante identificar en qué punto las variables de temperatura y fracción respecto al C estequiométrico ya no afectan de mayor manera al proceso de reducción carbotérmica, esto con el fin de la optimización de recursos valiosos actualmente, tales como la energía necesaria para llevar a cabo el proceso y la cantidad de insumos, en este caso carbón coque (de alta pureza), ya que estos valores impactan de gran manera la factibilidad y viabilidad de llevar a cabo un proceso a nivel experimental y posteriormente industrial.

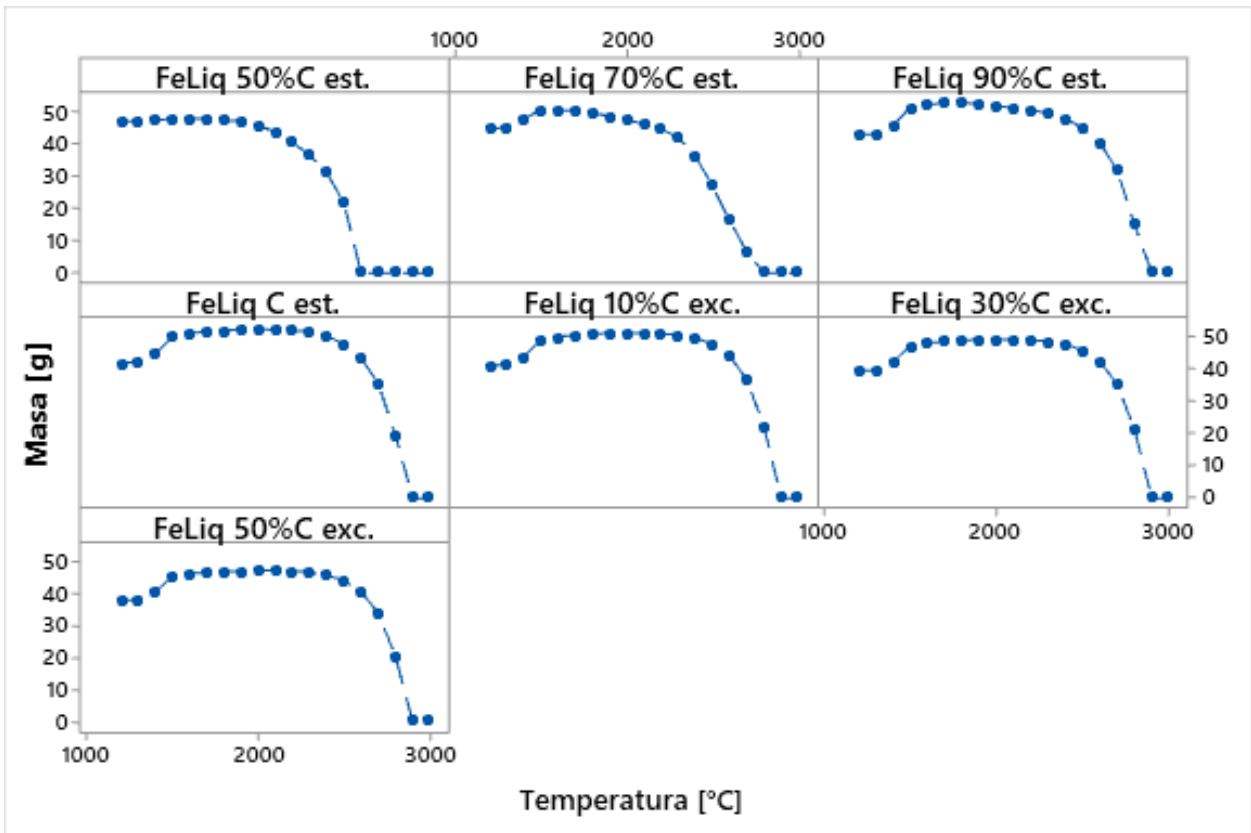


Figura 4.14 Evolución de fase rica en Fe (FeLiq) a diferentes niveles de C.

Respecto a la influencia de las variables de temperatura y nivel de carbón coque (C) como agente reductor sobre la recuperación de la fase rica en Fe (FeLiq), se observa en el Diagrama de Pareto graficado en la Figura 4.15 que la variable de mayor influencia es la temperatura (B), sucedido de la misma por la variable duplicada (BB) con un menor influencia teniendo ambas un efecto inverso en la recuperación de la fase, mientras en una cantidad considerable afecta positivamente en el aumento de la fase rica en Fe pero en menor medida el efecto combinado (AB) de la temperatura B) del nivel de C estequiométrico (A), lo prosigue la variable duplicada AA (efecto negativo) y finalmente la fracción de C respecto al estequiométrico (A, con efecto menor y positivo).

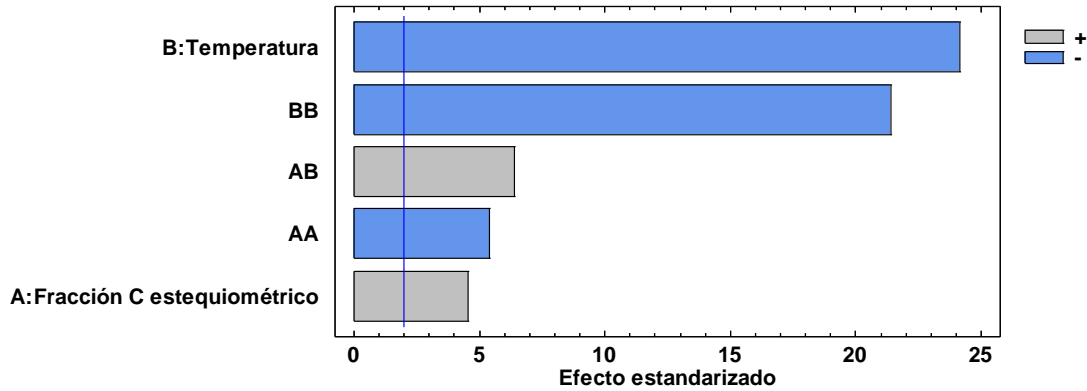


Figura 4.15 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación másica de la fase rica en Fe ("FeLiq").

Es importante también mencionar la disminución de la fase Slag 1 y el aumento de la fase Grafito los cuales son claramente observables en los gráficos de recuperación de fases. Abordando primero la fase escoria Slag 1 la cual comenzó siendo mayoritaria al nivel de 50%C estequiométrico con 21,87 [g] decreciendo a medida que avanza el nivel de C y la temperatura como se observa en Figura 4.16, donde a el comportamiento de la fase comienza a ser similar a partir de la reducción a 90%C estequiométrico.

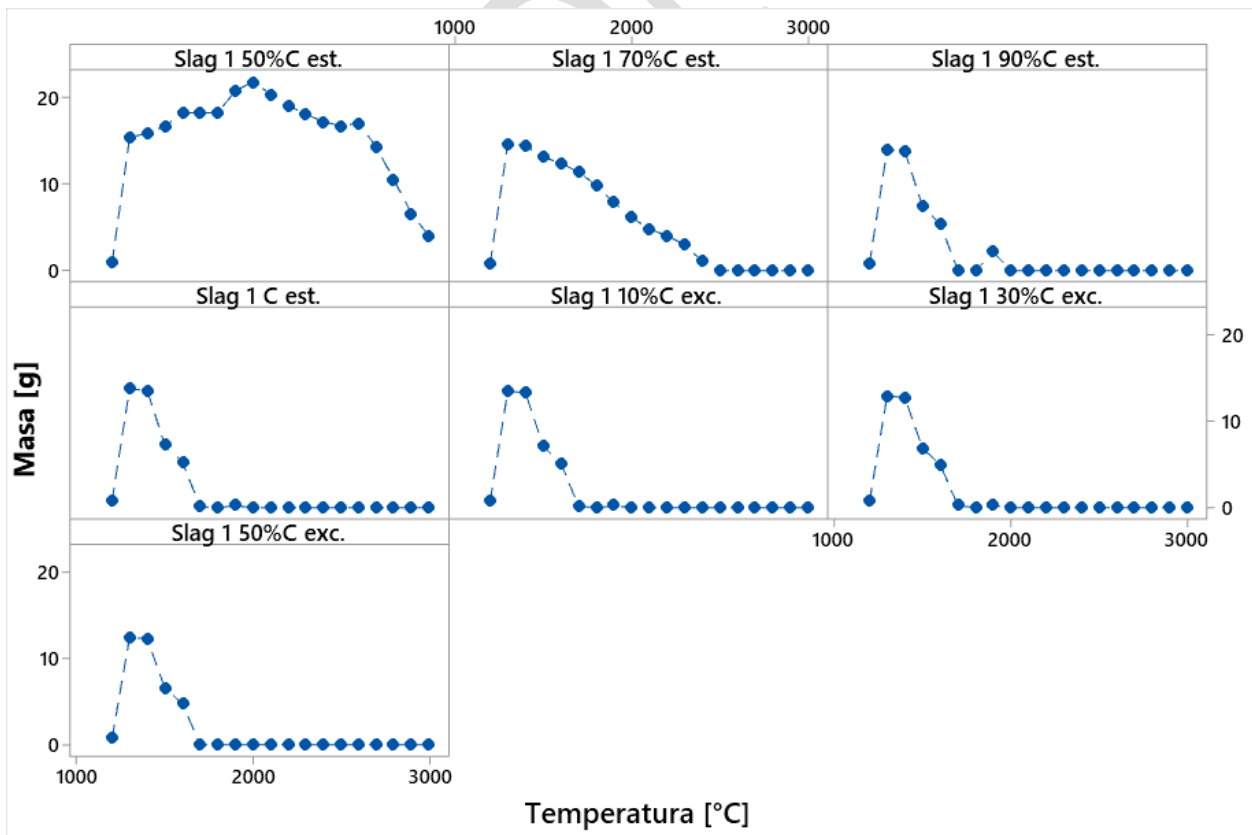


Figura 4.16 Evolución de fase escoria Slag 1 a diferentes niveles de C y temperatura.

Desde el nivel de C estequiométrico, otras fases tales como fases de escoria (Slag 1 y Slag 2) están presentes hasta 1.700°C y 1.500°C respectivamente, mientras que silicatos asociados a Ca y/o Mg, y la aparición de pequeñas cantidades de fases como CaS entre 1.600 – 2.000°C y de $\text{Ca}_2\text{O}_2\cdot\text{SiO}_2$ entre 1.700 – 1.900°C en cantidades menores a 1% y 3% másico respectivamente como se observa en la Figura 4.17. La tendencia de las fases hace poder predecir que el incremento inicial de 1.200°C a 1.300°C de la fase Slag 1 se debe a la disminución y reacción de las fases Slag 2, $\text{CaO}\cdot\text{MgO}\cdot\text{Si}_2\text{O}_4$ y $\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$. Por otra parte, se asocia la disminución de la fase SiO_2 Tridimita a su reducción y disolución en la fase rica en Fe (FeLiq) como se mencionó anteriormente debido al aumento de recuperación de la fase FeLiq y aumento de Si en la composición a esa temperatura, lo que coincide con la disminución de la fase Grafito (100%C) en el sistema, ya como se observa en 1.500°C se observa una disminución en la razón que disminuye dicha fase con el aumento de la temperatura, lo que es atribuible a la reducción total Sílice (T). En el caso de la fase escoria (Slag 1) una vez alcanzado su máximo de masa recuperada a 1.300°C esta comienza a decrecer hasta no registrar masa en 1.700°C, lo que coincide con uno de los máximos de recuperación de la fase rica en Fe.

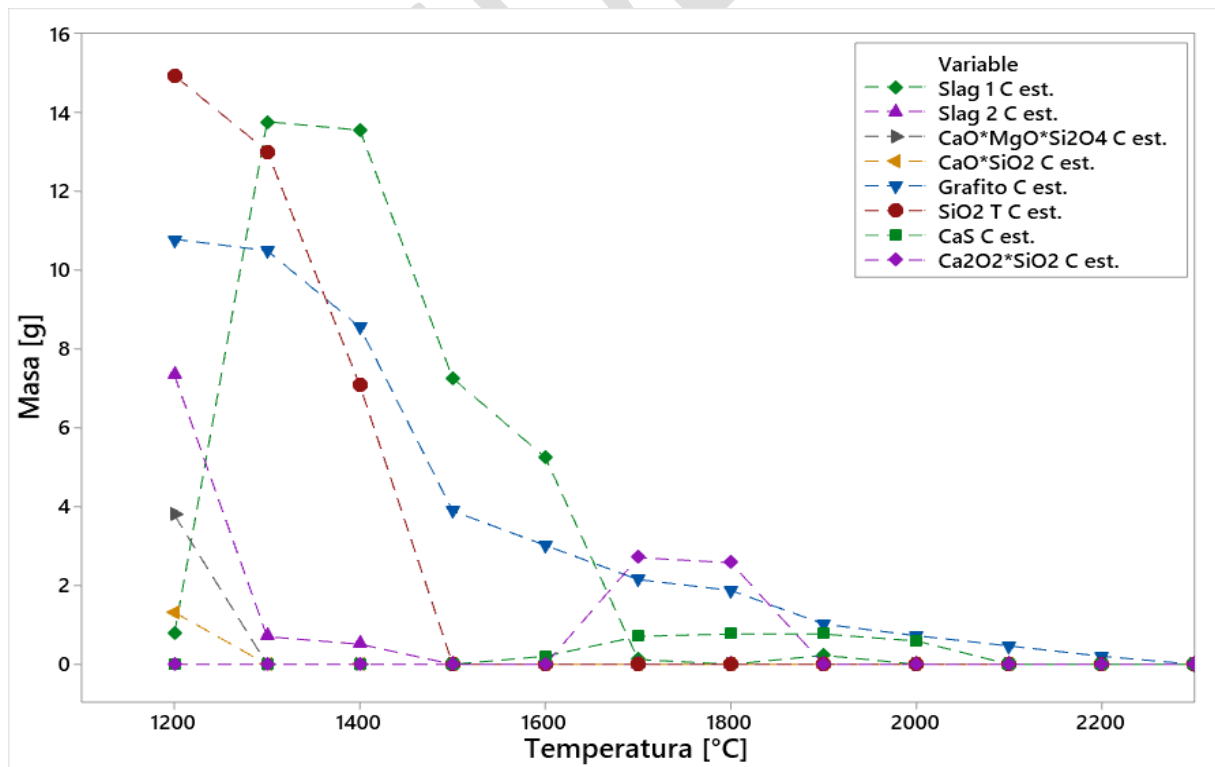


Figura 4.17 Detalle de fases en menor cantidad presentes a nivel de C estequiométrico.

Los efectos que influyen en la cantidad de masa recuperada de la fase escoria (Slag 1) se aprecian en el Diagrama de Pareto de la Figura 4.18 en el cual se expresan los efectos estandarizados con un 95% de confianza de las variables: Factor C estequiométrico (A), temperatura (B), efecto combinado (AB) y los efectos duplicados (AA y BB), como se observa en el diagrama el efecto que más afecta en la recuperación de masa de la fase escoria Slag 1 es la fracción de C respecto al estequiométrico requerido para la reducción (A) generando una disminución de dicha cantidad. Luego en menor nivel, el efecto duplicado AA aumenta la masa de la fase, mientras que a un mismo nivel la disminuye la temperatura (B). Cabe destacar que la línea azul del Diagrama de Pareto define si el efecto es significativo o no, siendo los valores por encima de dicha línea los efectos significativos.

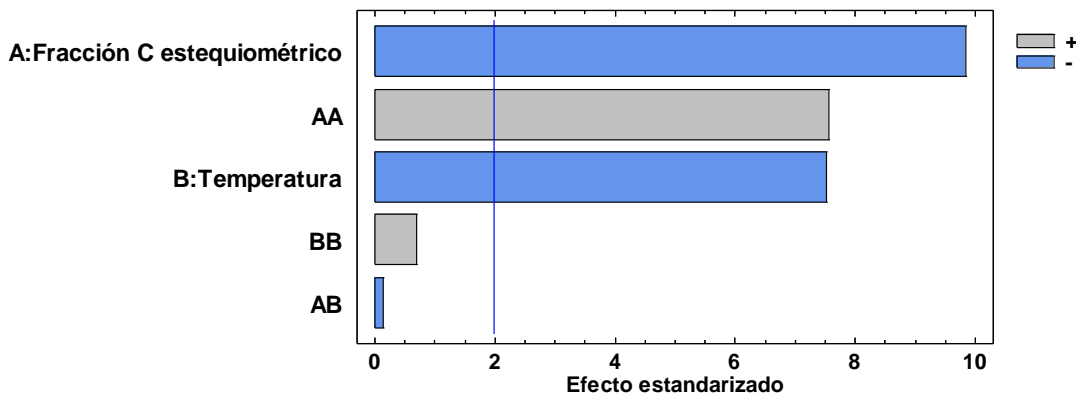


Figura 4.18 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación másica de la fase escoria "Slag 1".

El otro punto importante por abordar que se mencionó en los párrafos anteriores es el aumento de la fase Grafito, la cual llega a niveles de hasta 19,18% en masa (a 100%C en exceso a 1.200°C) a medida que aumenta el nivel de agente reductor lo que se puede observar en la Figura 4.19, además se observa un claro decrecimiento en la fase de la fase a medida que aumenta la temperatura.

Para niveles bajos de C respecto al estequiométrico en la reducción tales como 50% y 70% estequiométrico se observa que la fase Grafito se mantiene respectivamente hasta temperaturas de 1.300°C y 1.400°C que es donde se registran las últimas masas de la fase. Luego en el nivel de reducción a 90%C estequiométrico aumenta la cantidad de Fase Grafito, disminuyendo a medida que aumenta la temperatura donde a 1.700°C este no registra masa, lo mismo sucede con el C estequiométrico, el cual no registra masa

sobre 2.300°C. Para los porcentajes de C en exceso el comportamiento es similar manteniéndose hasta los 3.000°C.

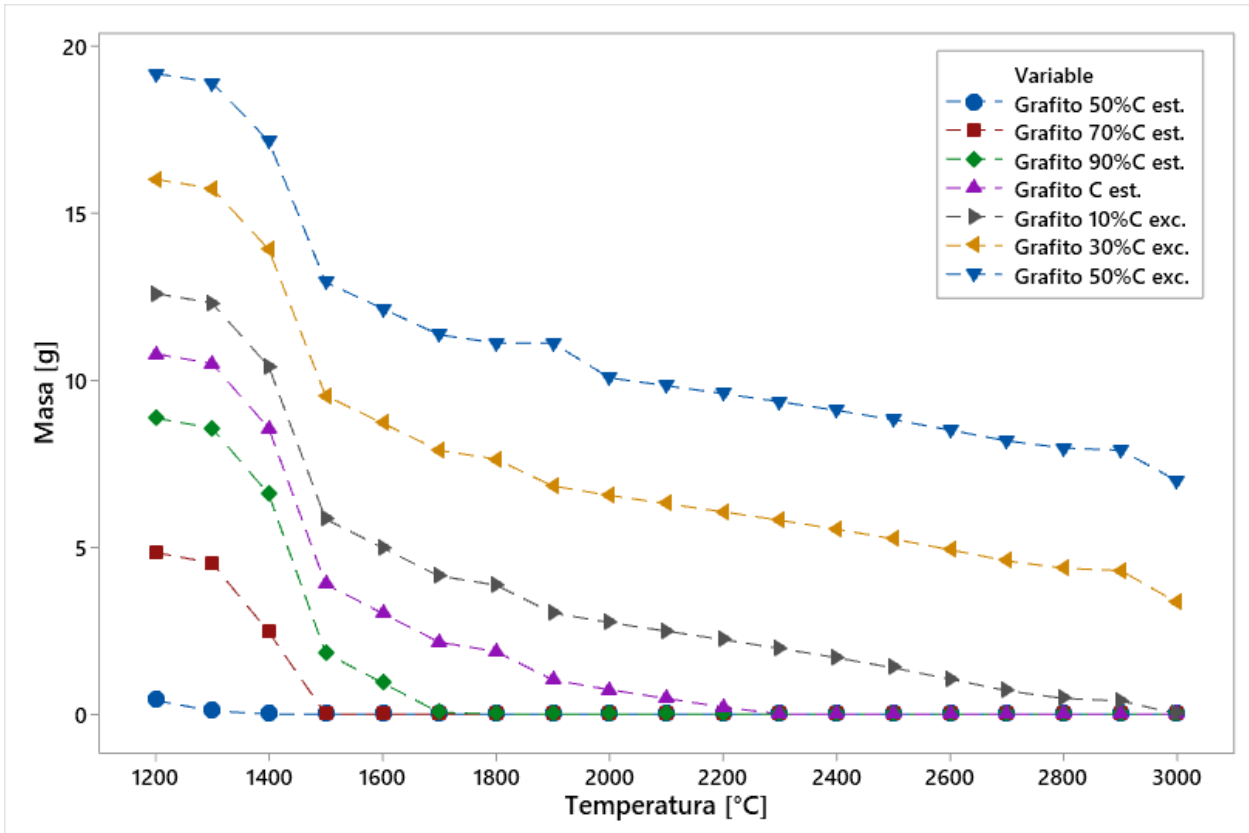


Figura 4.19 Fase Grafito a diferentes niveles de C.

El aumento de la fase Grafito se debe principalmente al aumento del nivel de agente reductor, en este caso carbón coque (C) esto se puede corroborar con el Diagrama de Pareto en la Figura 4.20, donde se observa que la variable que posee un efecto más significativo en la generación e incremento de fase Grafito es el nivel de C adicionado al sistema (A), mientras que por otra parte la temperatura (B) posee un efecto menor de manera inversa disminuyendo la fase Grafito esto debido a que la temperatura otorga la energía necesaria para generar la reacción de reducción del C con el O_2 y/o la disolución de este en la fase rica en Fe, por otra parte están los efectos duplicados y combinados, donde en orden decreciente respecto al efecto estandarizado se ordenan AA con efecto positivo, BB que aumenta la cantidad de fase Grafito pero en menor escala de efecto y luego AB que en menor grado de efecto la disminuye.

La formación de la fase Grafito se debe al C remanente presente en la reacción, es decir el C que no reaccionó en la reducción carbotérmica, el cual no se convirtió en CO y/o CO₂ con potencial reductor de los óxidos presentes en el relave de flotación de escorias y que tampoco fue disuelto en la fase rica en Fe (FeLiq). La razón de esto se debe al hecho que ya reaccionaron todas las especies oxidadas posibles a reducir carbotérmicamente en el sistema. Este comportamiento denota que existe un porcentaje óptimo de C a adicionar en el cual se reduzca el máximo de óxidos de Fe y Si con el mínimo incremento de C respecto a la cantidad estequiométrica.

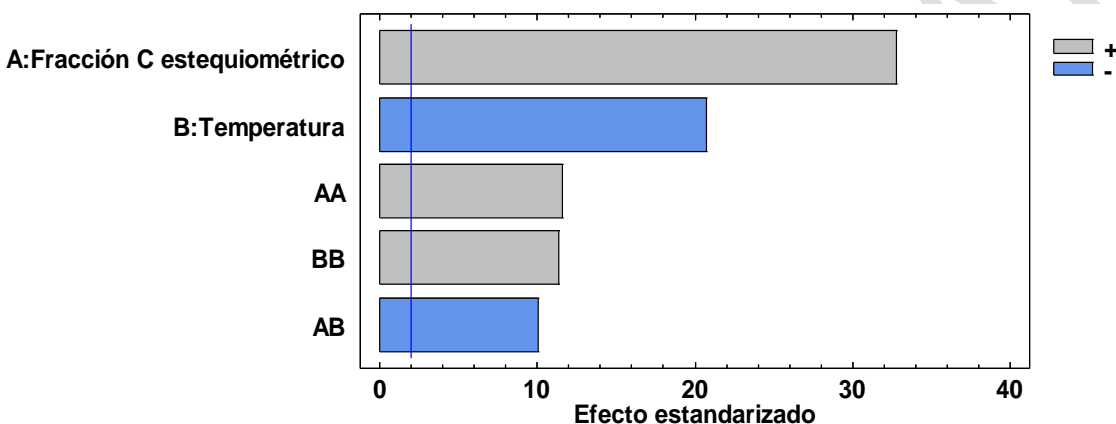


Figura 4.20 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación másica de Fase Grafito.

4.5. Composición de aleaciones obtenidas de fase rica en Fe.

Una vez estudiada la recuperación de las diferentes fases como productos de la reducción carbotérmica se procede al análisis de la fase de interés, la fase denominada por el programa como FeLiq, fase rica en Fe y otros elementos disueltos en ella.

Se observa en Figura 4.21 la aleación obtenida de la fase rica en Fe en una reducción carbotérmica a 50% de C estequiométrico, se logra observar que la aleación está compuesta principalmente de Fe con un contenido de 5,2% en masa de Si a 1.700°C, lo que es un comportamiento esperado ya que con esos niveles de agente reductor solo solo era posible reducir óxidos de Fe como Wustita (FeO) y Magnetita (Fe₃O₄). En el siguiente nivel de reducción a 70% C estequiométrico (Figura 4.22) se observa un claro incremento en el contenido de Si alcanzando un máximo de aproximadamente un 13,95% en masa de Si a 1.600°C.

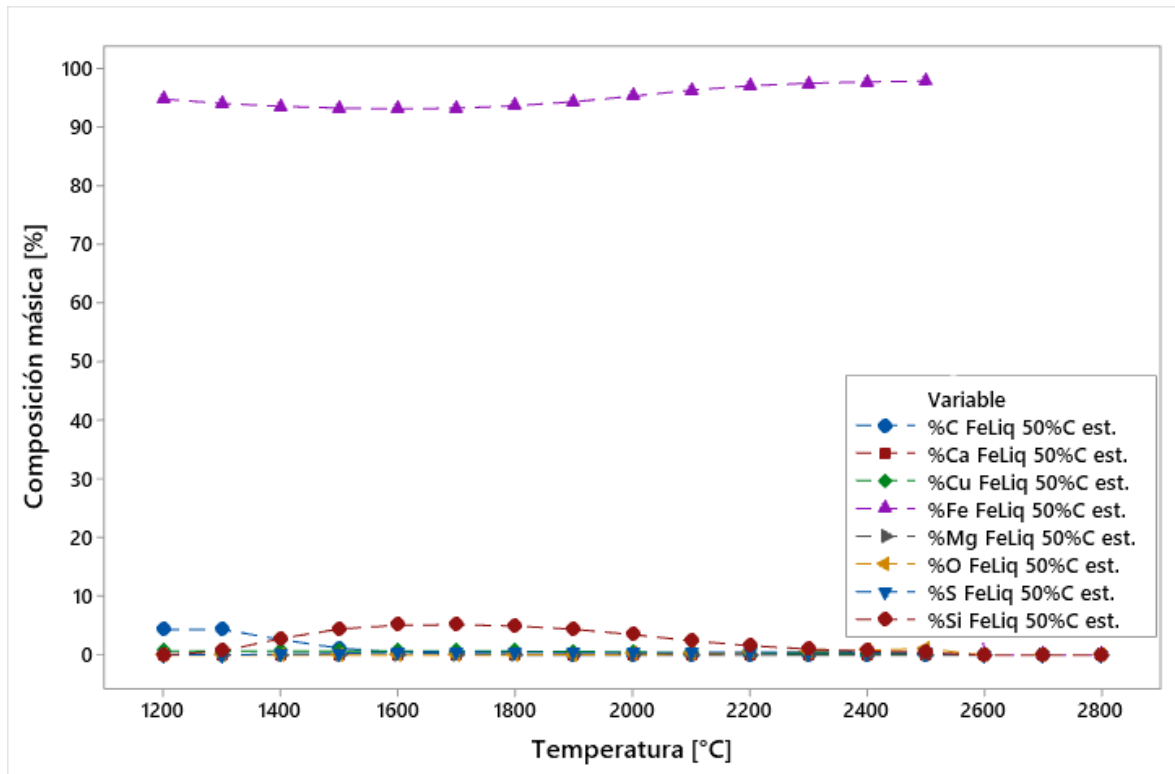


Figura 4.21 Aleación de fase rica en Fe (FeLiQ) obtenida a 50%C estequiométrico.

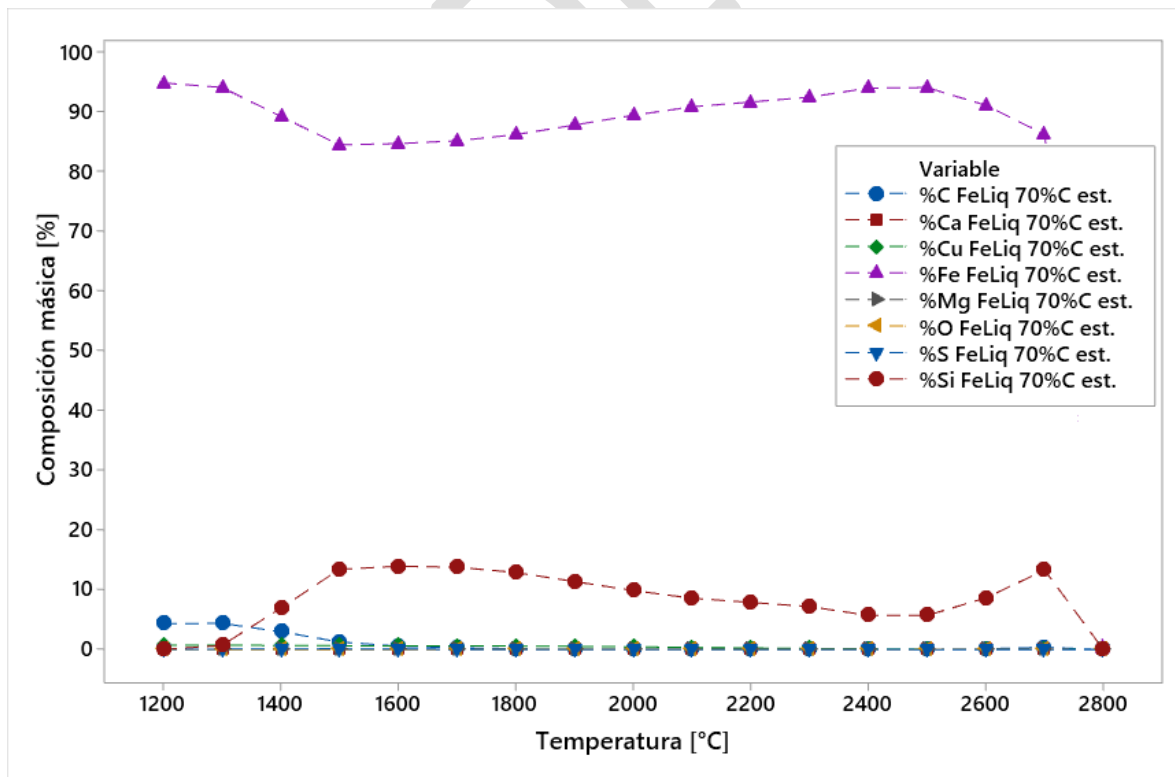


Figura 4.22 Aleación de fase rica en Fe (FeLiQ) obtenida a 70%C estequiométrico.

Es importante señalar nuevamente que la cantidad de estequiométrica de carbón coque como agente reductor viene dada por la reducción de los 3 compuestos de interés los cuales son Wustita, Magnetita y Sílice como se describe en la Tabla 4.12 en donde especifica la cantidad de C requerido para cada reducción de dichos elementos.

Tabla 4.12 Carbón coque (C) requerido para reducción carbotérmica de RFE de FHVL.

Reducción	Mol	Gramo
Magnetita	0,29	3,54
Wustita	0,88	10,61
Sílice	0,44	11,42
Total	1,62	25,57

Analizando el contenido de C de las muestras con y sin normalizar a 100 [g] como se observa en la Tabla 4.13, se puede ver que algunos de estos son lo suficiente para reducir alguno de estos óxidos de Fe y Si que a su vez compiten termodinámicamente para reaccionar en el proceso de reducción carbotérmica.

Tabla 4.13 Niveles C requerido para reducción carbotérmica de muestras con y sin normalizar a 100 [g].

Niveles de carbón coque [Factor de C estequiométrico]							
Fracción de C est.	0,5	0,7	0,9	1	1,1	1,3	1,5
Elementos [% másico]	50%C est.	70%C est.	90%C est.	C est.	10%C exc.	30%C exc.	50%C exc.
C normalizado	11,61	15,53	19,12	20,81	22,42	25,46	28,27
C sin normalizar	12,79	17,90	23,01	25,57	28,13	33,24	38,36

Mediante un análisis de la energía libre de Gibbs de las reducciones carbotérmicas en el programa HSC Chemistry 6.0 se observan en la Figura 4.23 qué reacciones serán más espontáneas a ciertas temperaturas. Como se puede extraer del gráfico tanto Wustita como Magnetita presentan reacciones espontáneas de similares magnitudes siendo la Magnetita la reacción de mayor espontaneidad. Mientras que, para la Sílice, aproximadamente a los 1.700°C esta tiene la energía necesaria para ser una reacción espontánea y poder competir con la reducción de la Wustita y la Magnetita.

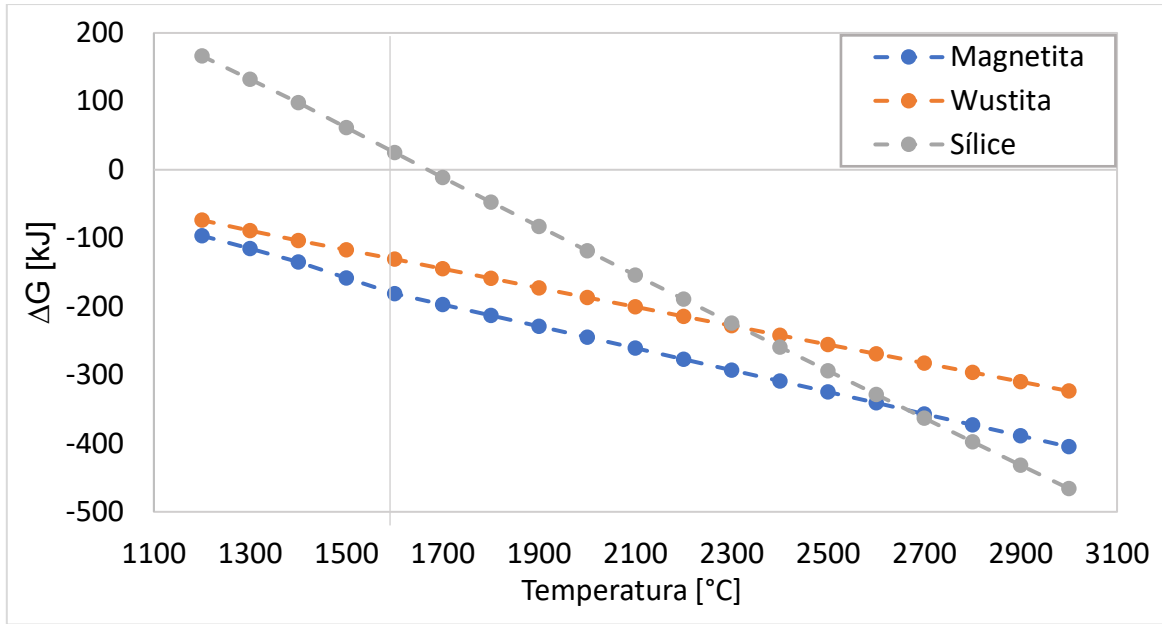


Figura 4.23 Diagrama de Energía Libre de Gibbs vs Temperatura de óxidos de Fe y Si.

Continuando con el análisis se obtiene un gran aumento en el contenido de Si en la aleación obtenida a una reducción a un 90%C estequiométrico, alcanzando un máximo de 19,63% en masa de Si, lo cual se puede observar en la Figura 4.24.

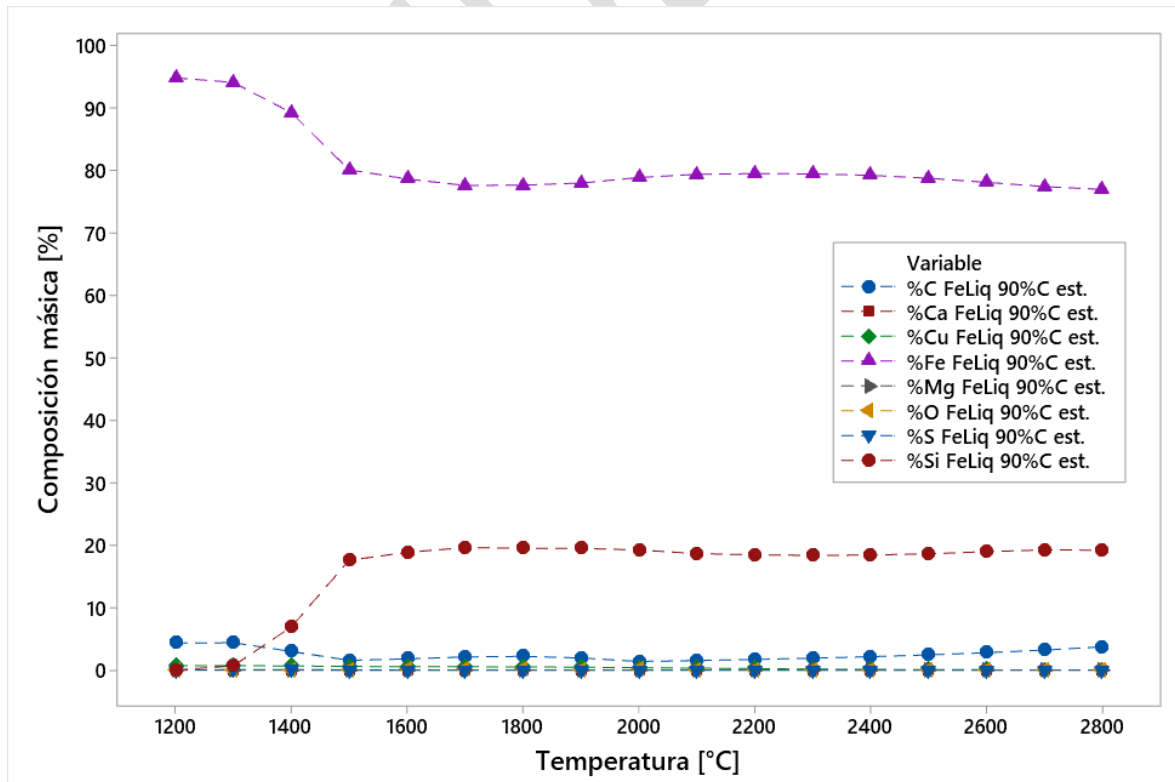


Figura 4.24 Aleación de fase rica en Fe (FeLiq) a 90%C estequiométrico.

Por otra parte, a diferencia de las reducciones a 50% y 70%C estequiométrico, a 90%C estequiométrico se encuentra en todos los niveles carbono (C) disuelto en la composición de la aleación rica en Fe (FeLiq), esto es un resultado a considerar ya que el carbono en la composición de las aleaciones Fe-Si es un elemento que debe estar en bajas cantidades aproximadamente menores a 0,030% [41] debido a que genera pérdidas en las propiedades físicas y magnéticas de interés de estos materiales [53].

En las simulaciones a niveles de C desde el C estequiométrico hasta el 50%C en exceso se presenta un comportamiento similar (incluyendo reducción a 90%C estequiométrico), sin mayores variaciones en cuanto a la cantidad másica de los elementos que componen a la fase como se observa en Figura 4.25.

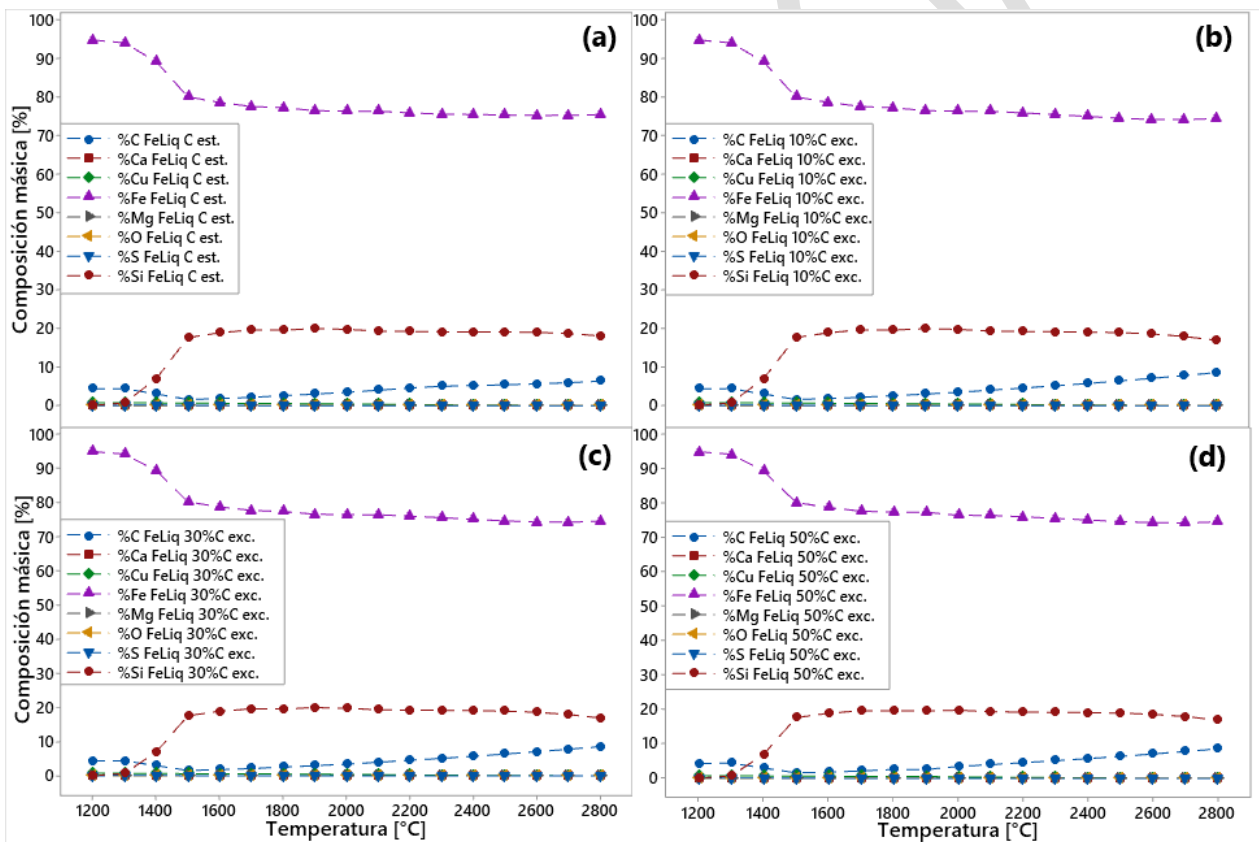


Figura 4.25 Aleación fase rica en Fe C estequiométrico (a), 10% (b), 30% (c) y 50% (d) en exceso.

Por otra parte, el C disuelto es una de las impurezas que debe estar controlada dentro de la aleación de fase rica en Fe (FeLiq). Como se observa Figura 4.26, la cantidad de C disuelto es mínimo para aleaciones obtenidas a reducciones entre un 50% y 70%C estequiométrico, las cuales a temperaturas mayores a 1.500°C tienden a 0%. Por otra

parte, para contenidos de C mayores, a temperaturas de 1.500°C se obtienen los mínimos de C disuelto, el comportamiento es similar en todos los demás niveles de C utilizados para la reducción, a excepción de la reducción a 90%C estequiométrico, en esta se observa un primer mínimo a 1.500°C con un contenido en masa de 1,58% (el cual coincide con los niveles de reducción desde el nivel de C estequiométrico) y un segundo mínimo a 2.000°C con 1,40% en masa en el cual se observa una diferencia porcentual de aproximadamente 2,2% en masa respecto al C disuelto a los siguientes niveles de carbón coque utilizado para la reducción carbotérmica.

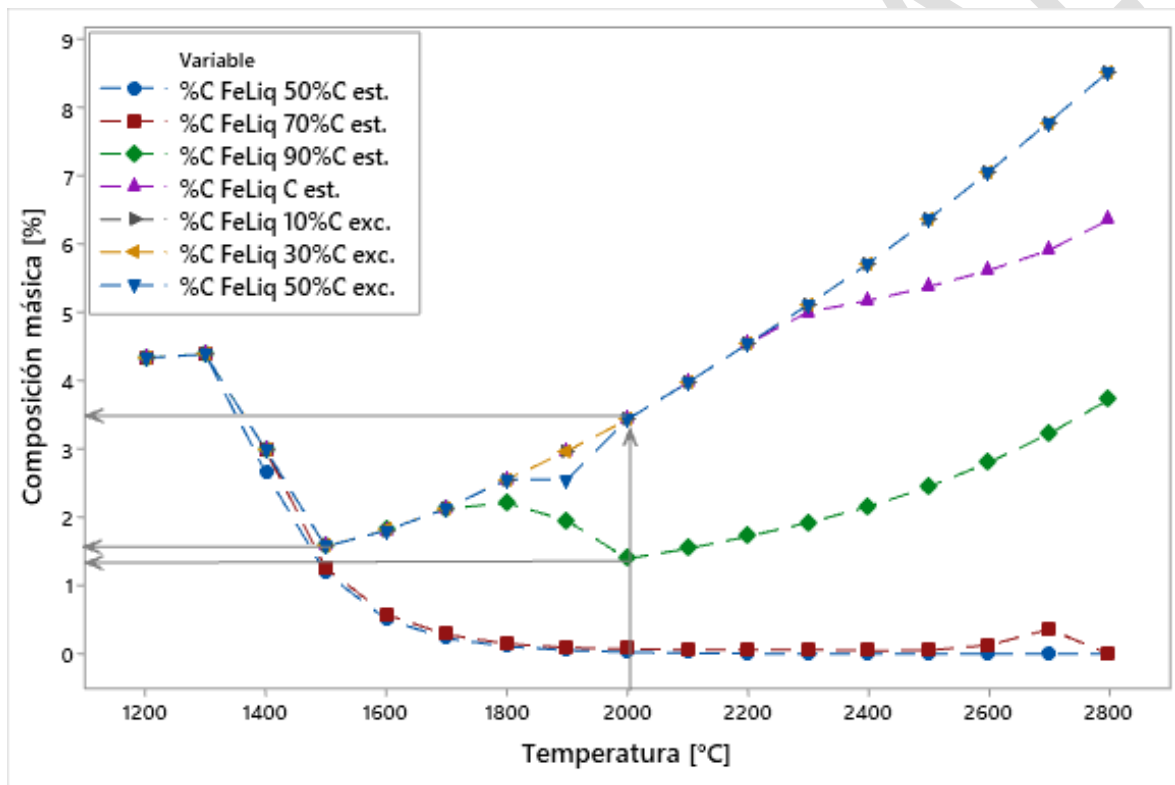


Figura 4.26 Carbono disuelto en la aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

El efecto de las variables de respecto al nivel de carbón coque (C) y temperatura se reflejan en el Diagrama de Pareto para el contenido de C en la aleación rica en Fe (FeLiq) de la Figura 4.27, en el cual se observa claramente que el efecto principal lo tiene el nivel de factor de C estequiométrico requerido para la reducción, el cual al aumentar genera un aumento del C disuelto en la aleación de fase rica en Fe (FeLiq). Luego lo sigue a 3 puntos de efecto estandarizado en sentido positivo se encuentra combinado de la Temperatura y el nivel de carbón coque a adicionar (AB), lo prosigue en menor manera el efecto duplicado de ambas variables (BB) aumentando la cantidad de C disuelto,

finalmente el efecto de la temperatura (B) se encuentra sobre la línea de significancia, pero en mucho menor efecto estandarizado, la variable que no posee significancia es el efecto duplicado del contenido de C respecto al estequiométrico (AA).

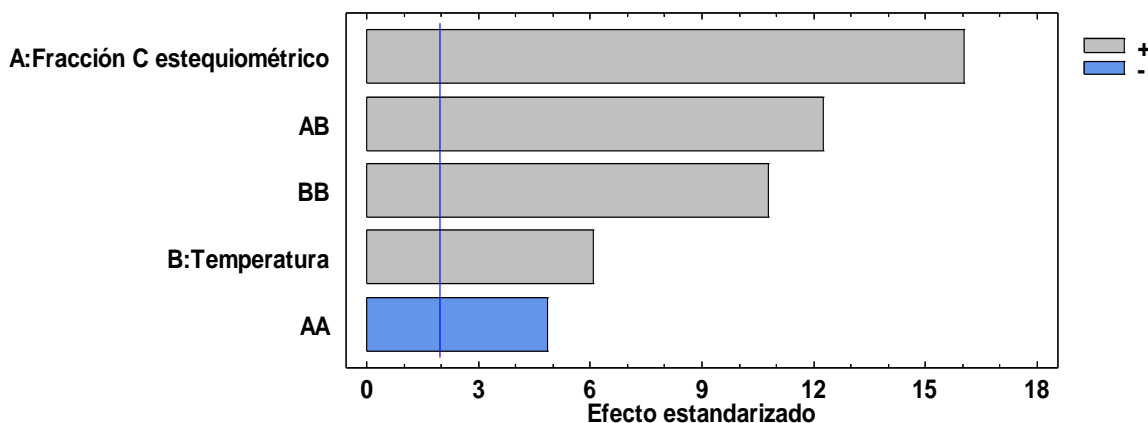


Figura 4.27 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de C en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").

Uno de los puntos más importantes en la presente investigación es la cantidad de Fe-Si que componen esta aleación (FeLiq), es por esto que se analiza el comportamiento del contenido másico de Fe, este se encuentra estrechamente relacionado al del Si, ya que al aumentar el contenido másico de uno disminuye el del otro. Un claro ejemplo de esto es el comportamiento que se refleja en las simulaciones a temperaturas entre 1.200 – 1.500°C desde 70%C estequiométrico hasta el 50%C en exceso donde se observa que el contenido de Si aumenta hasta los 1.500°C mientras que el de Fe disminuye, esto debido a la disolución de la Si recuperada en la reducción carbotérmica en la fase rica en Fe (FeLiq). Una vez alcanzado este punto a una temperatura, el Fe en las siguientes temperaturas decrece de manera muy pequeña, obteniéndose contenidos cercanos a la reducción de 1.500°C, mientras que el contenido de Si se visualiza un comportamiento proporcionalmente inverso al del Fe (Figura 4.24 y Figura 4.25), este punto será abordado en mayor profundidad en los siguientes párrafos.

Para lograr visualizar la aleación con mayor contenido de Fe y Si se recurre a analizar la gráfica en detalle de esta como se observa en la Figura 4.28, donde se logra apreciar que a niveles bajo de C (50% de C estequiométrico) se obtienen aleaciones con una composición másica sobre un 97,9% de Fe (2.500°C). No obstante, en esos niveles de C para la reducción carbotérmica no se recupera cantidades importantes de Si, siendo esto

uno de los objetivos principales de la presente investigación. Es por esto que se debe analizar los siguientes niveles de C de las simulaciones de la reducción carbotérmica.

Se logra establecer que por sobre un 90% en exceso de C respecto al estequiométrico en la reducción carbotérmica, la aleación obtenida de la fase rica en Fe (FeLiq) se mantiene prácticamente sin variaciones importantes respecto a su composición química como se observa en Figura 4.28, esto se evidencia más claramente en la Figura 4.29 donde se corrobora que por sobre un 90% C estequiométrico en la reducción el comportamiento del Fe en la aleación se mantiene constante en todas las simulaciones.

Estos datos permiten optimizar la cantidad de carbón coque (C) utilizado como agente reductor en el proceso de reducción carbotérmica. Ya que el C sin reaccionar pasa a ser parte de la fase Grafito y otra parte a disolverse como impureza en la aleación Fe-Si.

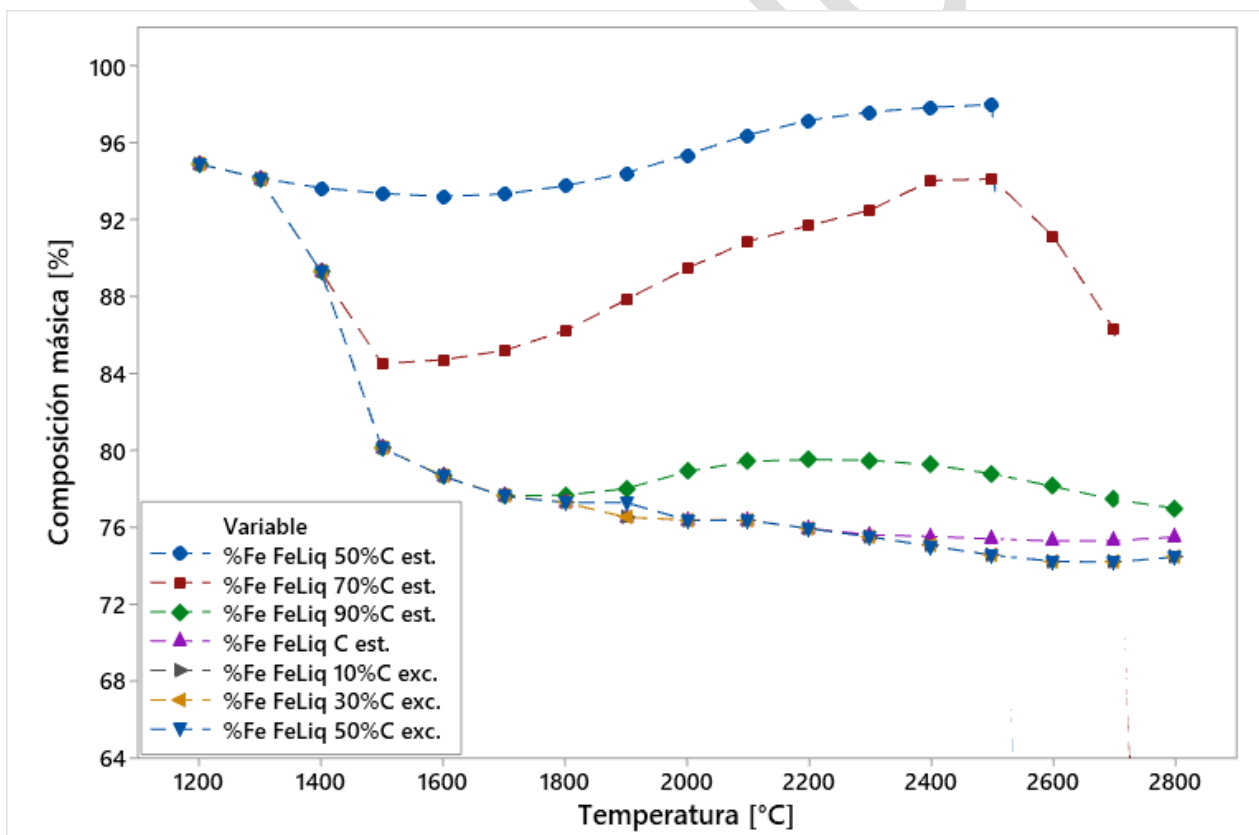


Figura 4.28 %Fe en masa en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.

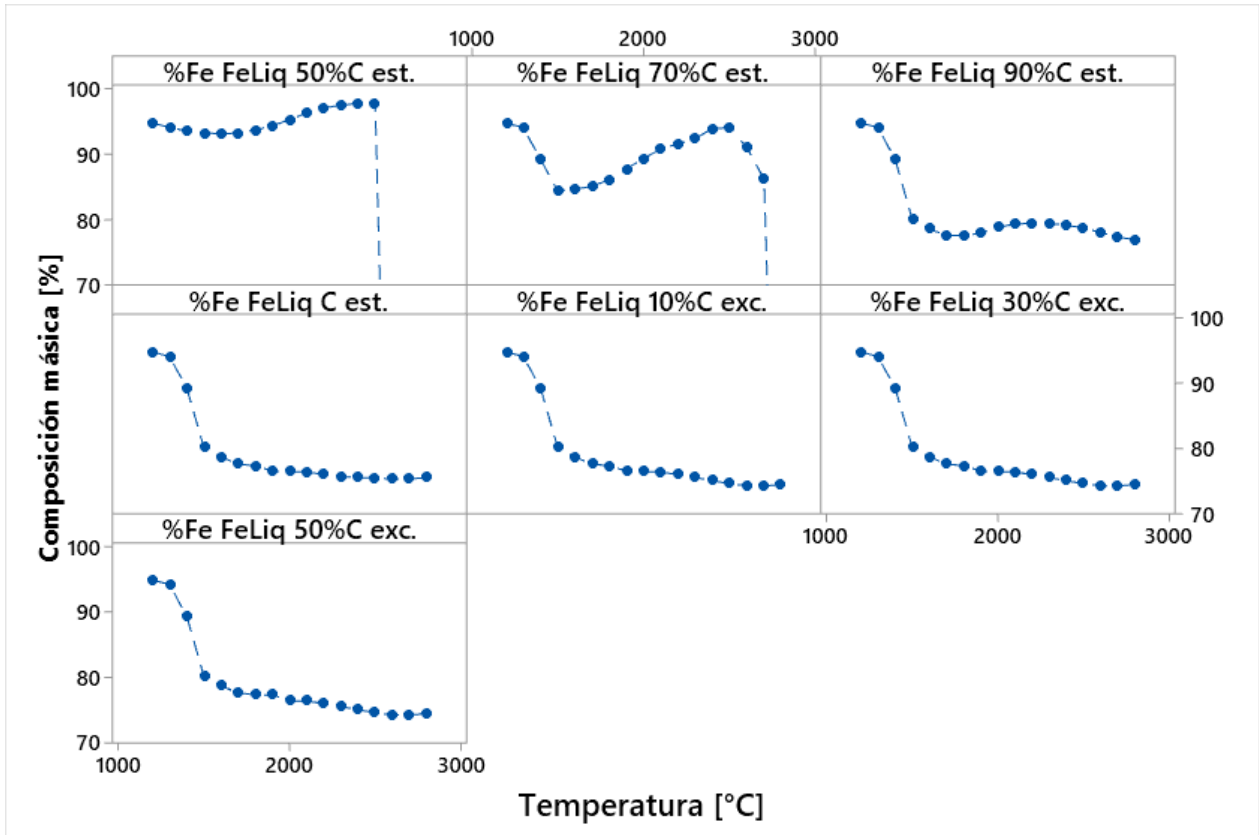


Figura 4.29 Evolución de Fe en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Respecto a al contenido de Si a diferentes niveles de C y temperatura para la reducción carbotérmica se presentan resultados en la Figura 4.30, donde se observa que los contenidos de Si aumentan a medida que se aumenta el nivel de carbón coque (C) como agente reductor. Nuevamente se logra observar que la cantidad porcentual másica de Si presenta un comportamiento proporcionalmente inverso respecto al del Fe.

Se logra establecer de manera gráfica el comportamiento de del Fe y la Si el cual a reducciones carbotérmicas mayores al 70%C estequiométrico se observa que el porcentaje másico de Si presenta un crecimiento lineal de su contenido en masa hasta los 1.500°C para luego presentar un crecimiento suave (pequeño) de manera exponencial asintótica a 20% en masa de Si, en el caso del Fe, este presenta un decrecimiento de la misma manera a 74% másico de Fe.

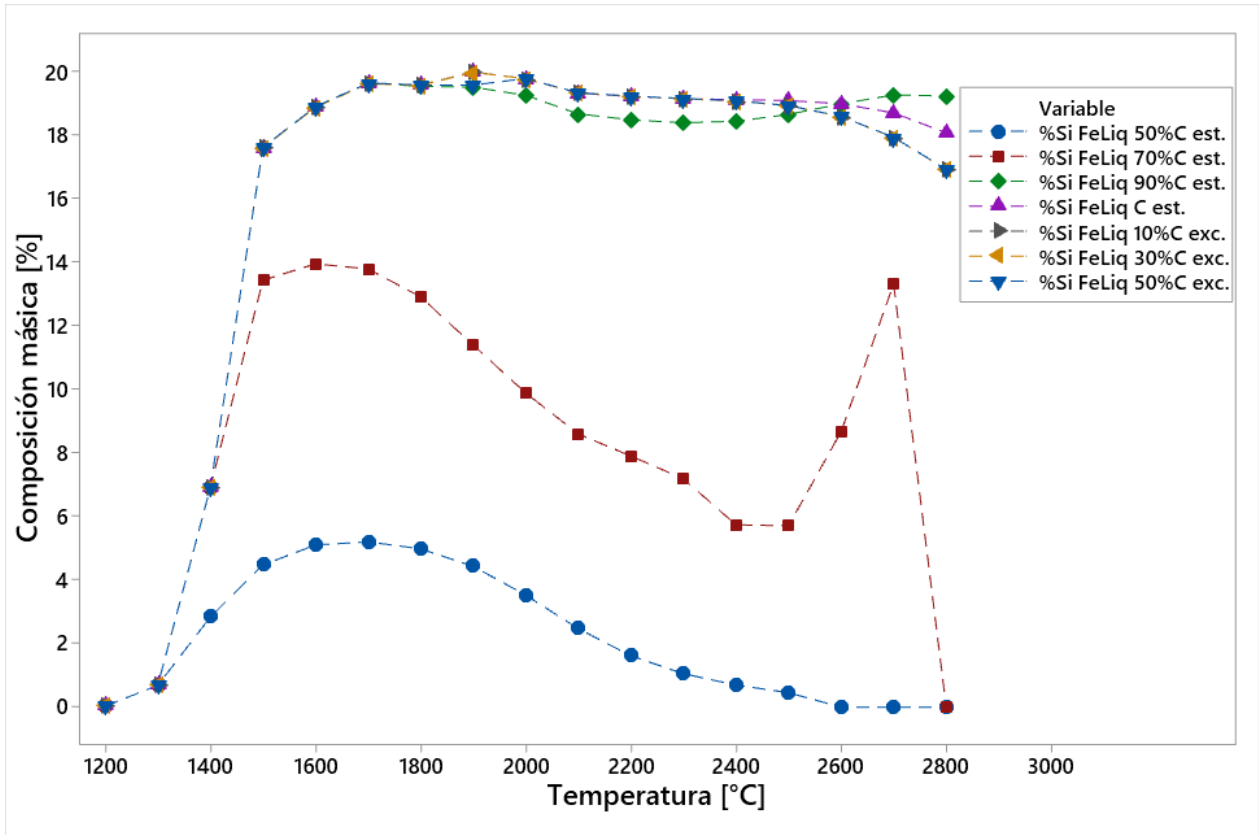


Figura 4.30 %Si en masa en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.

Este comportamiento proporcionalmente inverso también se observa para reducciones carbotérmicas para simulaciones menores a 90%C, en el cual se observa un comportamiento en 3 etapas las cuales comienzan con un decrecimiento y crecimiento en su contenido másico en la aleación (Fe y Si respectivamente) en las temperaturas iniciales (1.200 – 1.600°C aproximadamente), luego un decrecimiento (Si) y crecimiento (Fe), este comportamiento se mantiene hasta ciertas temperaturas en puntos intermedios (según el contenido de C en la reducción) donde se genera un aumento del contenido de Si (Figura 4.30) y por ende, una disminución el contenido de Fe (Figura 4.28). Este comportamiento se debe al comienzo de la ebullición de elementos químicos que constituyen la aleación y la escoria (Fase FeLiq, rica en Fe y Slag 1 respectivamente), para tener una referencia de los elementos por separado el mayor punto de ebullición según datos obtenidos en HSC Chemistry 6.0 es el C a 4.287°C, luego lo posee el Si a 3.265°C, seguido por el Fe a 2.861°C, Cu a 2.562°C, Mg a 1.088°C, Na a 883°C y S a 444,75°C. Esto se puede visualizar mediante la comparación del contenido de la fase Gas y escoria (Slag1) respecto a la fase rica en Fe (FeLiq) como se observa en Figura

4.31, en el cual se observa el caso más notable en la reducción a 70%C respecto al estequiométrico donde a 2.500°C no se registra masa de fase Slag 1, lo cual coincide con el nuevo aumento del contenido de Si en la aleación, debido a que por un lado están ebuliendo a mayores razones los elementos con menores temperaturas de fusión dentro de la aleación, manteniéndose el Si a mayores temperaturas, sin embargo esto significa una disminución notable en la recuperación de la fase rica en Fe (FeLiq) que da origen a la aleación de interés.

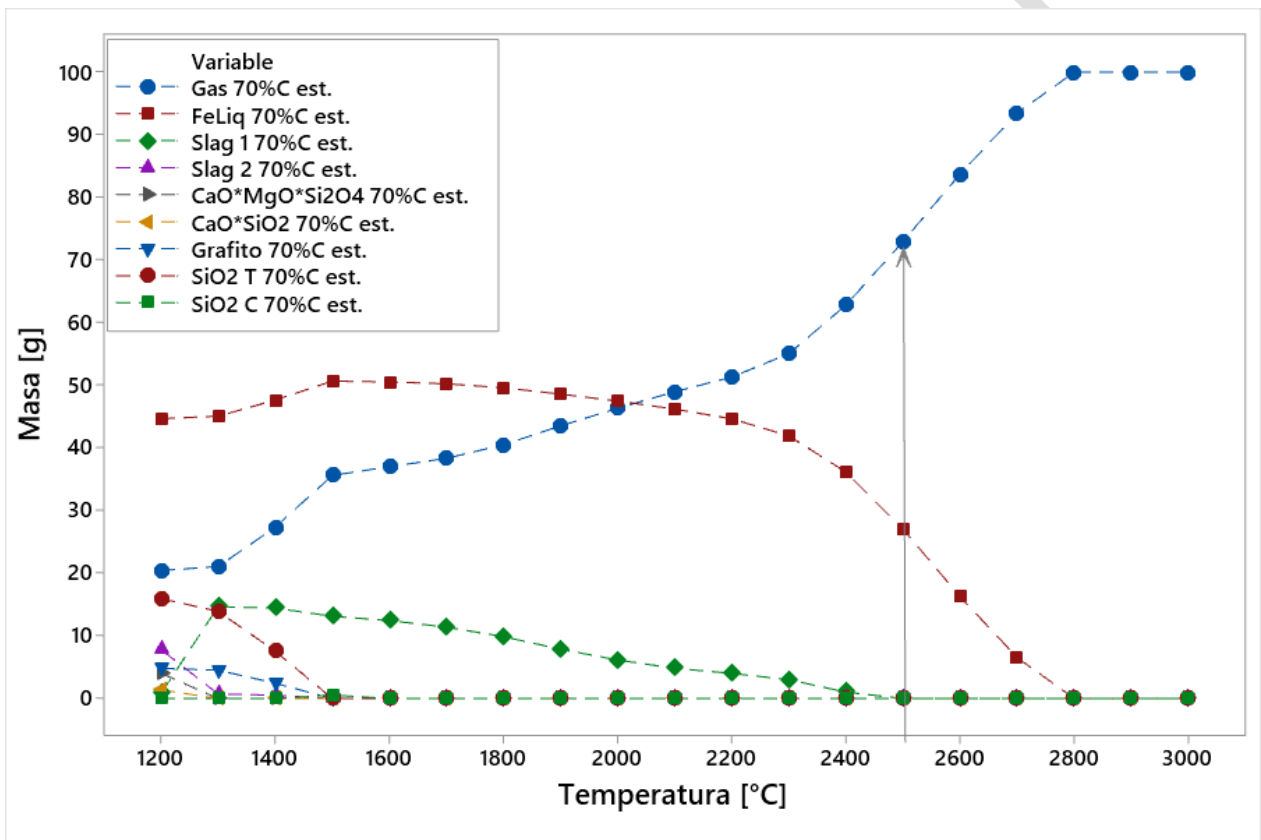


Figura 4.31 Recuperación de fases a reducción al 70%C estequiométrico. La flecha destaca el punto donde ya no se registra masa de escoria (Slag 1).

Es importante mencionar que el contenido de Si en la aleación obtenida por la reducción carbotérmica posee un límite respecto a la cantidad de carbón coque (C) añadida. Esto se observa en la Figura 4.32 el comportamiento de la composición de la aleación niveles mayores de 90%C estequiométrico adicionado a la reducción carbotérmica no presentan mayores diferencias entre sí, variando solamente según la temperatura a la que se realice el proceso, este dato es un punto importante a considerar al momento de generar

reducciones carbotérmicas optimizando la cantidad de agente reductor como lo es en este caso el carbón coque (C).

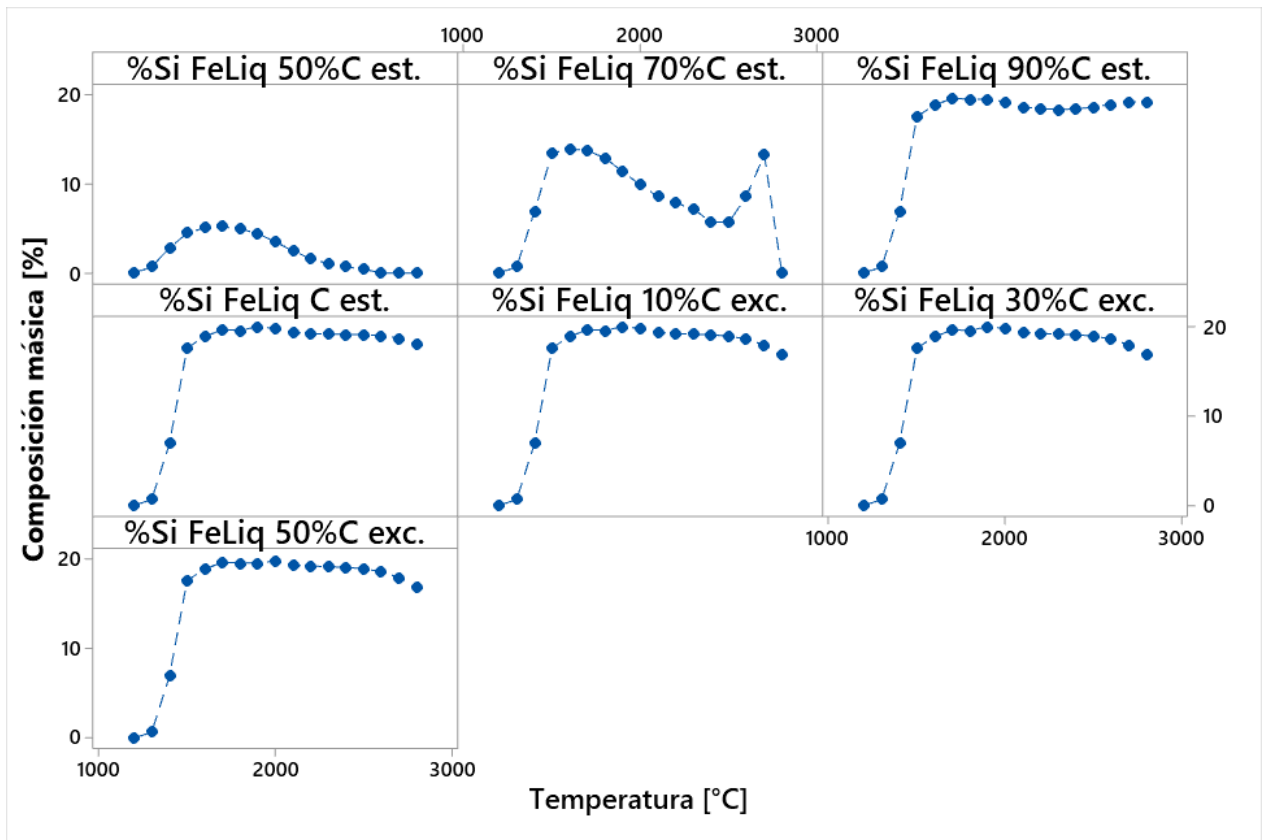


Figura 4.32 Evolución de Si en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Es importante determinar qué variable influye de mayor o de menor manera en la recuperación de los elementos de interés Fe y Si. Es por esto que mediante análisis estadístico del efecto de los factores estandarizados se logra establecer el Diagrama de Pareto el cual indica con un 95% de confianza el efecto de las variables, su efecto combinado y duplicado.

Se logra observar en la Figura 4.33 que la variable que más influye en la composición de Fe en la aleación rica en Fe (FeLiq) es la temperatura (B) para la reducción, esta variable afecta de manera inversa disminuyendo el porcentaje másico de Fe en la aleación de fase rica en Fe, luego prosigue el efecto combinado de temperatura (B) y adición de C respecto al estequiométrico (A), la cual también lo afecta de manera significativa e inversa (positivamente) pero en menor cantidad mientras que el efecto duplicado BB, fracción de C respecto al estequiométrico (A) y su efecto duplicado (AA), afectan disminuyendo la

cantidad de Fe en la aleación sin embargo no son efectos significativo (Se debe recordar que el efecto es significativo si los efectos estandarizados son mayores a la línea de referencia que se observa en el Diagrama de Pareto).

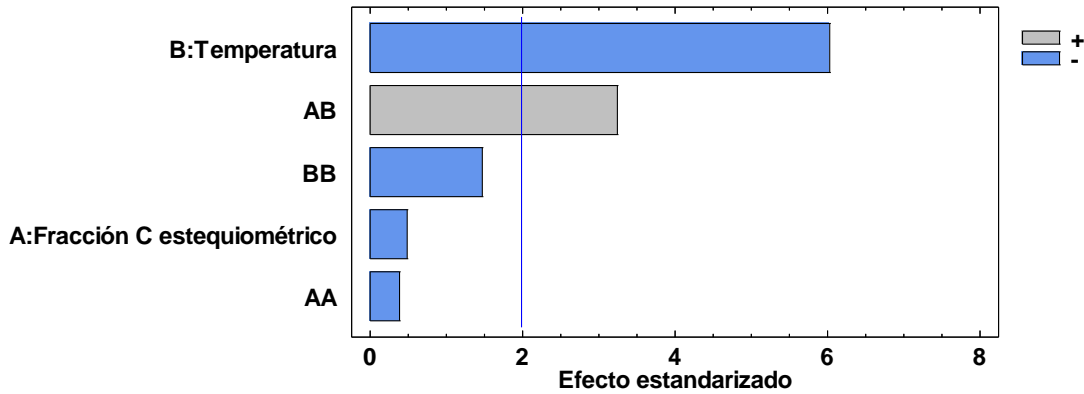


Figura 4.33 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de Fe en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").

El efecto de las variables de adición de carbón coque (C) y temperatura respecto a la cantidad de Si en la composición másica de la aleación se observa en la Figura 4.34, donde el Diagrama de Pareto entrega que el mayor efecto lo otorga la variable asociada al nivel de carbón coque (C), seguida del efecto duplicado de temperatura (BB) y nivel de C (AA) las cuales disminuyen la cantidad de Si en la aleación, luego lo prosigue el efecto de la temperatura con un efecto menor y finalmente menor a todos se encuentra el efecto combinado de las variables las cuales aumentan el contenido de Si en la aleación (AB).

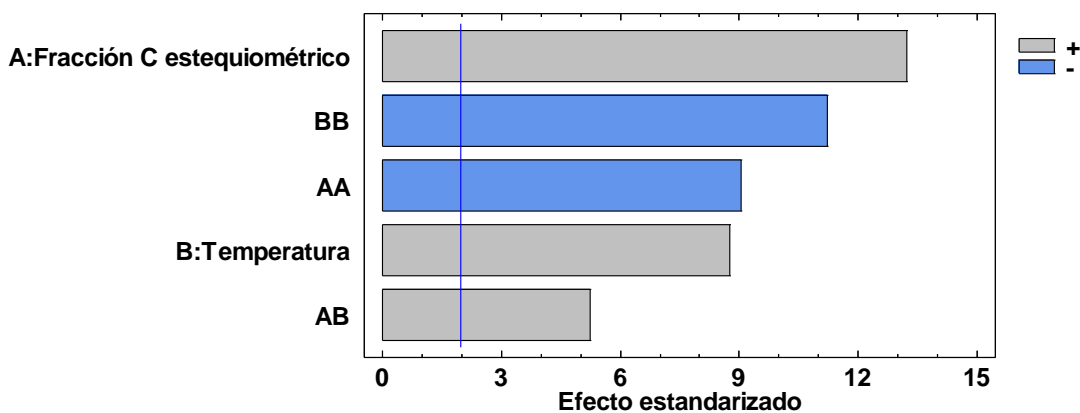


Figura 4.34 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de Si en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").

Respecto a los otros elementos restantes dentro del sistema tales como Cu, S, Mg y O (No se consideran los elementos Ca y Na ya que poseen 0% en masa en la composición, en el caso del Ca está a niveles incluso menores que trazas) los cuales están en menor cantidad másica porcentual.

En el caso del Cu su máximo contenido másico se logra a menores niveles de carbón coque adicionado de casi 0,75% másico, como se observa en Figura 4.35 y llegando a un mínimo de composición a cantidades de agente reductor desde sobre el 70%C estequiométrico, que es el punto donde quedan sobrepuestas las curvas de composición másica de Cu en la aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

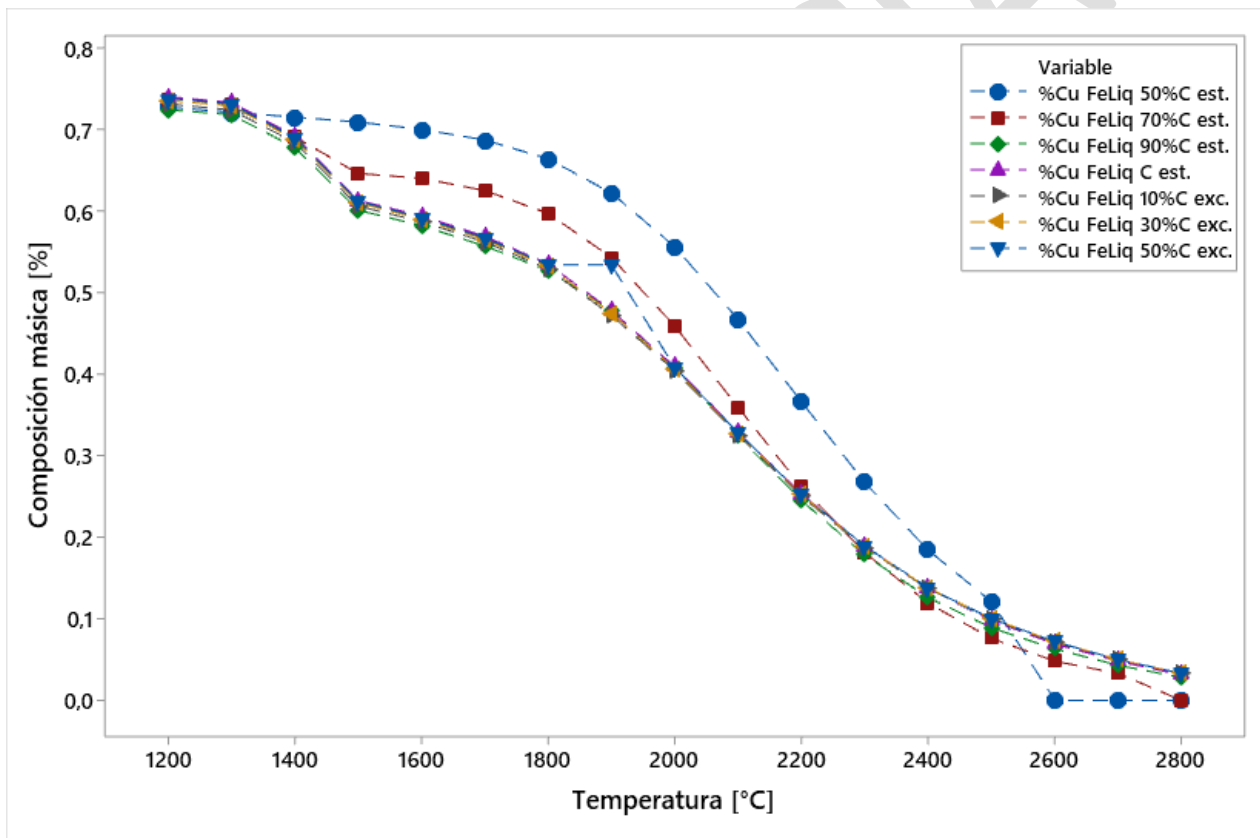


Figura 4.35 %Cu en masa en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.

El principal efecto que influye en la cantidad másica de Cu en la aleación es principalmente la temperatura (B) efecto de mayor significancia (disminución) respecto a la cantidad de Cu en la aleación, esto se observa a través del Diagrama de Pareto de la Figura 4.36, el resto de los efectos se encuentra en cantidades de significancia ínfimas, casi nulas en comparación a la temperatura.

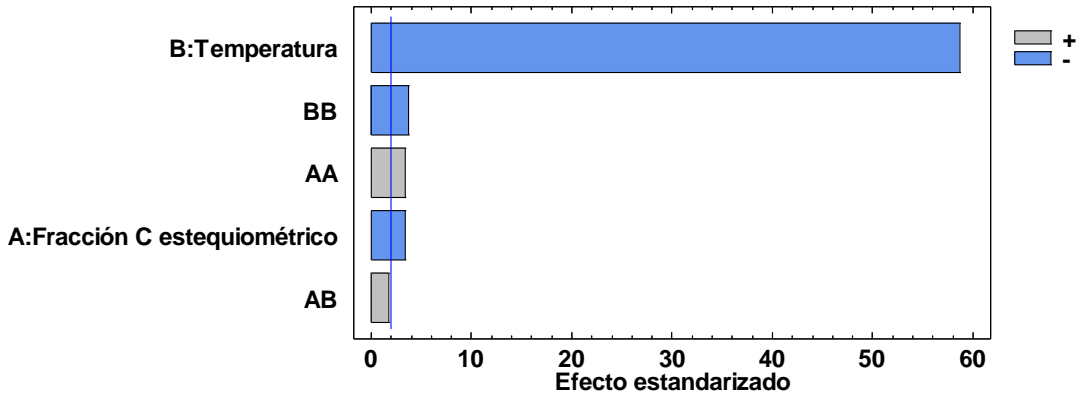


Figura 4.36 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de Cu en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").

Otro elemento es el S disuelto en la aleación (FeLiq). Su comportamiento en el proceso de reducción está descrito en la gráfica de la Figura 4.37. Del cual se puede extraer que sobre niveles de 70%C estequiométrico la composición de S en la aleación mantiene un comportamiento constante en todos los niveles de reducción.

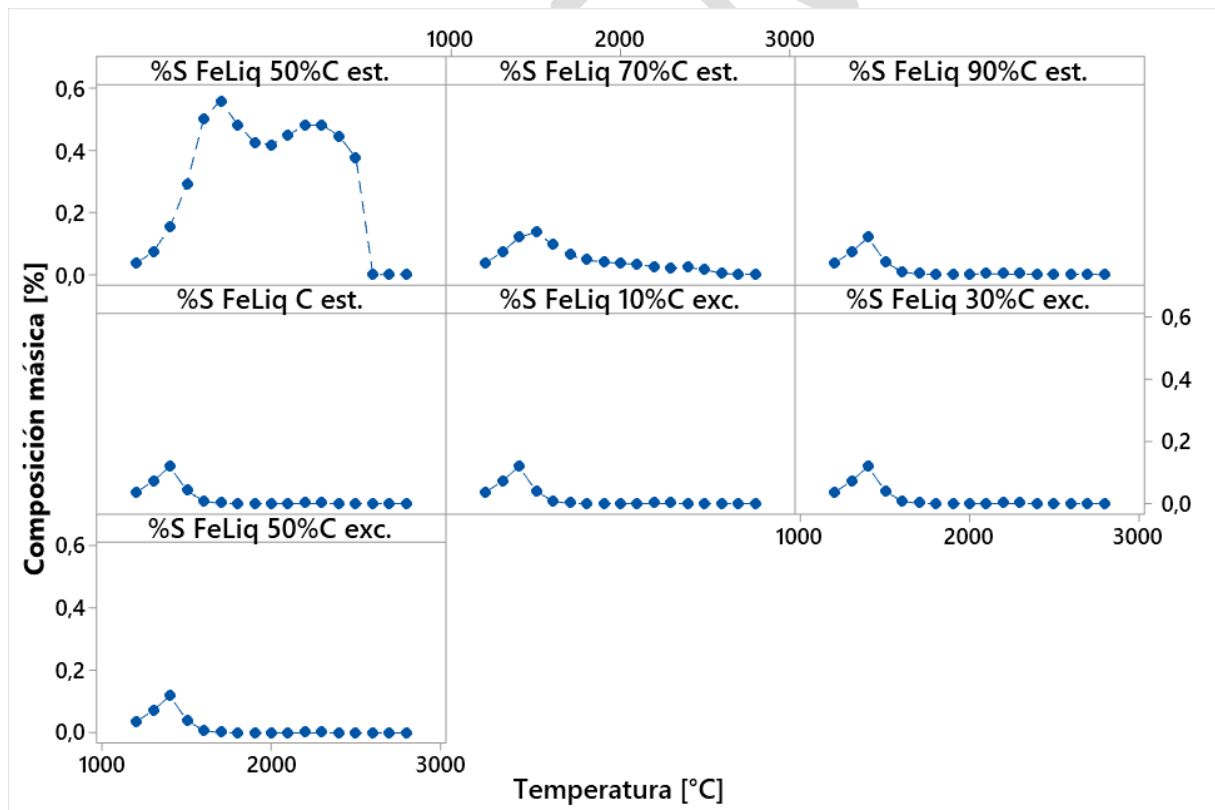


Figura 4.37 %S másico en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Este efecto se corrobora con el Diagrama de Pareto para la composición de S en la aleación descrito en la Figura 4.38, donde se aprecia que el efecto con mayor

significancia es el factor de C respecto al estequiométrico (A) e influye disminuyendo la composición de S en la aleación (FeLiq), lo sigue su efecto duplicado (AA) pero afectando en el aumento del S en la aleación, el efecto de la temperatura (B) y su duplicado (BB) influyen de manera ínfima en el %S en masa disminuyendo su contenido en la aleación.

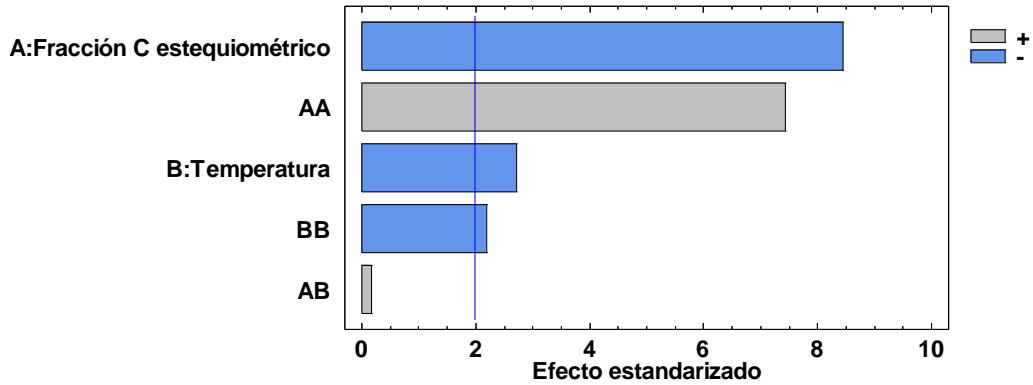


Figura 4.38 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de S en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").

En el caso del Mg (Figura 4.39) se observa que el máximo de cantidad se genera a reducción desde 90%C estequiométrico a aproximadamente 0,0007% en masa.

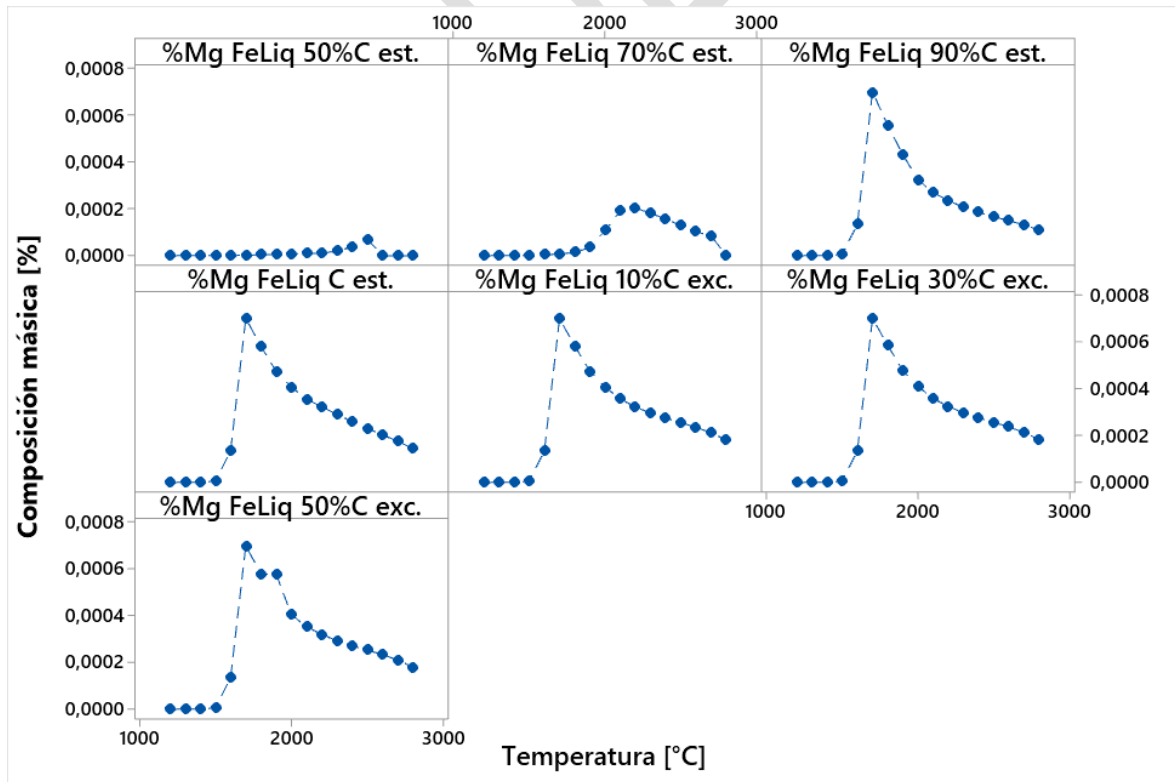


Figura 4.39 %Mg en masa en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.

Respecto al efecto de las variables sobre la cantidad de Mg en la aleación (FeLiq) se tiene en el Diagrama de Pareto (Figura 4.40) que el mayor efecto lo otorga la variable asociada al efecto duplicado (BB) de la temperatura el cual disminuye la cantidad de Mg en la aleación, seguido de cerca por el efecto del nivel de carbón coque (A) el cual aumenta el contenido del elemento en la aleación, en menor escala están el efecto duplicado AA (negativo) y el efecto de la temperatura (B) que aumenta el contenido de Mg en la aleación.

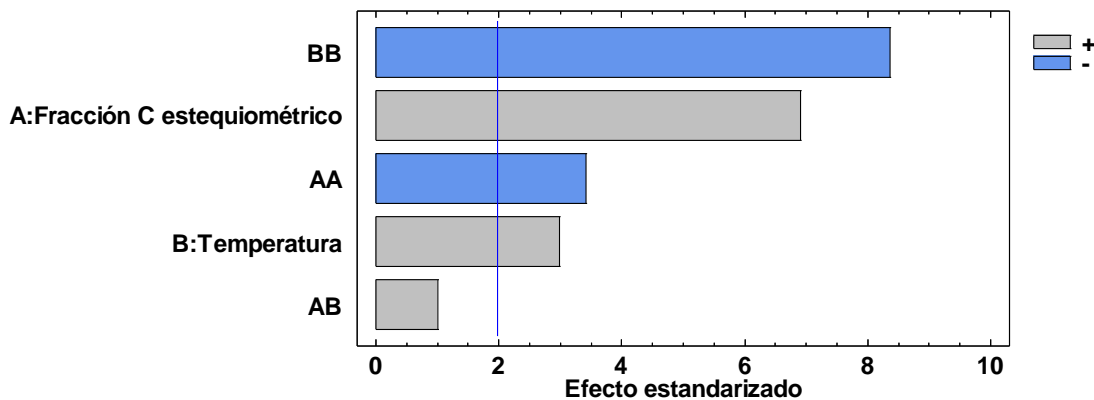


Figura 4.40 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de Mg en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").

Finalmente, un elemento importante a considerar es la cantidad de oxígeno elemental (O) que quedó disuelto en la aleación. El oxígeno pese a estar en una cantidad pequeña respecto al Fe y a la Si, este no logró ser reducido y/o extraído desde la aleación de fase rica en Fe (FeLiq), cabe destacar que este oxígeno no formó compuestos dentro de la aleación quedando solamente disuelto en su composición.

Respecto sobre la cantidad másica porcentual de oxígeno dentro de la aleación este se refleja en la Figura 4.41 se logra apreciar claramente que en menores niveles de C adicionado a la reducción carbotérmica a 50%C estequiométrico posee la mayor cantidad de oxígeno disuelto en la aleación (FeLiq), a 70%C estequiométrico se observa un claro decrecimiento de esto, para finalmente a reducciones a un nivel de carbón coque igual o mayores al 90%C respecto al estequiométrico mantener un comportamiento constante y mínimo respecto a la cantidad de oxígeno en la aleación (menores 0,053% O másico).

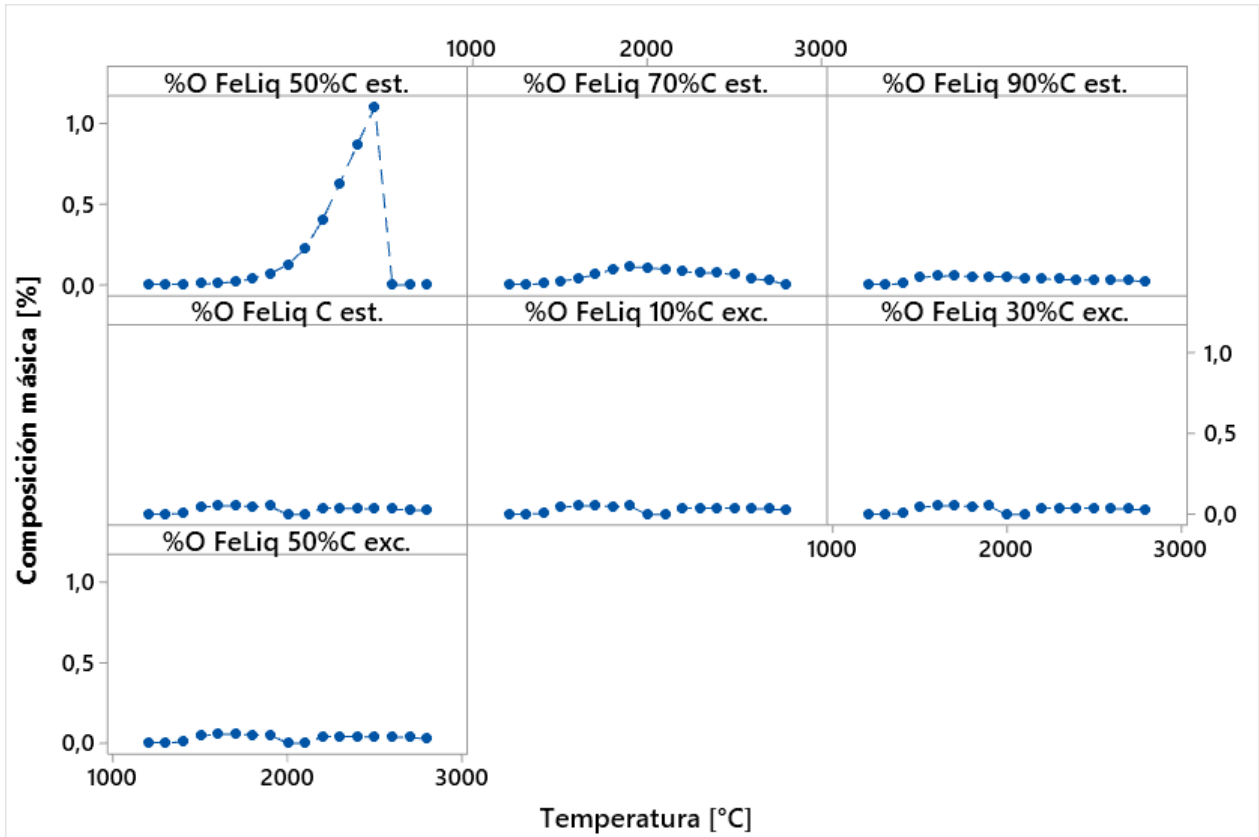


Figura 4.41 %O en aleación de fase rica en Fe a diferentes niveles de C y temperatura.

Este efecto de las variables es cuantificado mediante el Diagrama de Pareto sobre el efecto estandarizado de las variables, el cual está descrito en la Figura 4.42, donde la principal variable de la disminución del oxígeno en la aleación es la fracción de C respecto al estequiométrico adicionado para la reducción (A), los demás efectos disminuyen de una manera casi proporcional, el segundo efecto relevante es el efecto duplicado del nivel de C (AA) aumentando el contenido de O, luego lo sigue la combinación de nivel de C y temperatura (AB), luego en casi igual proporción pero de manera ínfima lo sigue el efecto duplicado de la temperatura (BB) y la temperatura (B), esta última cual aumenta el contenido de O en la aleación.

Los efectos de las variables son predecibles ya que es el fundamento de la reducción carbotérmica el lograr la reducción de elementos asociados al oxígeno con el fin de recuperar elementos valiosos para la aleación.

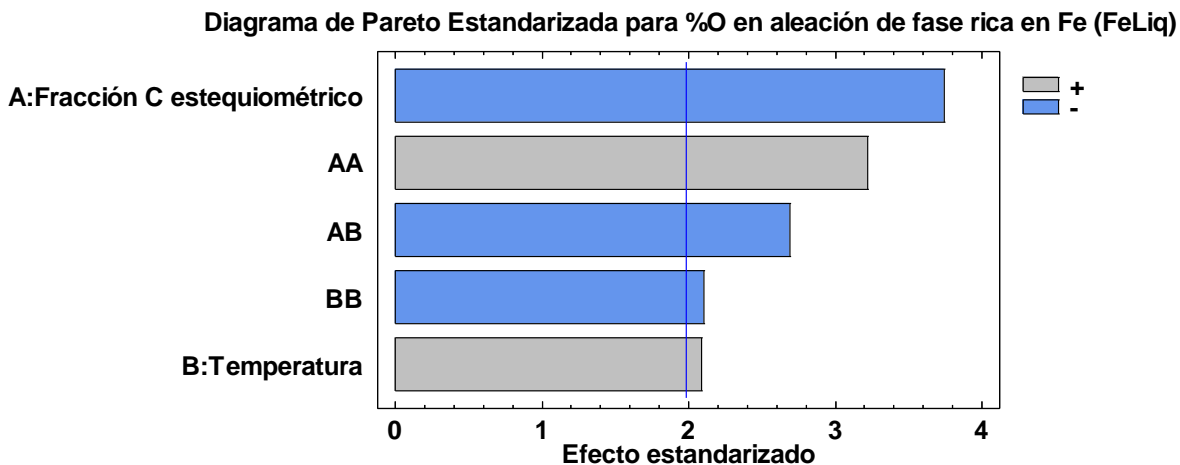


Figura 4.42 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la cantidad másica de O en aleación de fase rica en Fe ("FeLiq").

Mediante el análisis de los datos graficados se ha logrado establecer las mayores recuperaciones másica de fase rica en FeLiq, el contenido porcentual másico de Fe y Si, con sus porcentajes de impurezas asociadas, toda esta recopilación de información de interés para la investigación queda registrada en la Tabla 4.14. En esta se logra observar que las mayores recuperaciones de la fase rica en Fe (FeLiq) se encuentra a 90%C estequiométrico, con un resultado muy similar al de la reducción a C estequiométrico (diferencia ~ 0,404% en masa). Mientras que el contenido de Si es máximo a 10%C en exceso con 19,99% en masa, sin embargo, se logra apreciar que desde el 90%C estequiométrico hacia los mayores niveles de C, la composición de Si se encuentra por sobre los 19,63% en masa, teniendo pequeñas variaciones entre cada nivel. Por otra parte, el máximo contenido de Fe se encuentra en el nivel de 50%C estequiométrico a 2.500°C con una composición de 97,94% en masa, mientras que en los noveles restantes se registra siempre a 1.200°C manteniendo un nivel casi constante de composición entre 94,85 – 94,87% en masa.

Es importante mencionar que el contenido de impurezas se asocia aquellos elementos de no interés (Ca, C, Cu, Mg, Na, Mg, S y O) en la fase rica en Fe (en la cual es posible encontrar la aleación Fe-Si), donde los máximos se generan a niveles mayores o igual a un 70%C estequiométrico a una temperatura de 1.200°C, manteniendo valores de aproximadamente 5,1% en masa, mientras que las menores cantidades másicas se generan a 50%C estequiométrico y a 1700°C, pero a su vez donde se registra el menor

máximo de Si con 5,2%. Como se mencionó anteriormente, a niveles desde un 90%C estequiométrico, se registran valores similares a la cantidad en masa (%) de Si en ella, entre estos valores el que menor cantidad de impurezas disueltas registra es a 1.700°C a un nivel de 90%C estequiométrico, a su vez en este mismo nivel de temperatura y carbón coque se registra el máximo de recuperación de la aleación de fase rica en Fe.

Tabla 4.14 Máximo de recuperaciones Fase FeLiq y máximo de composición Fe y Si (todos % másico).

Elemento	Nivel C	T° [°C]	Máx [%]	FeLiq asociado	%Fe asociado	%Si asociado	%Impurezas
FeLiq	50%C est.	1.600	47,91	-	93,18	5,10	1,72
%Fe	50%C est.	2.500	97,94	21,69	-	0,45	1,61
%Si	50%C est.	1.700	5,20	47,86	93,30	5,20	1,50
FeLiq	70%C est.	1.500	50,67	-	84,50	13,43	2,07
%Fe	70%C est.	1.200	94,85	44,69	-	0,03	5,12
%Si	70%C est.	1.600	13,95	50,55	84,70	-	1,35
FeLiq	90% <i>c</i> est.	1.700	52,82	-	77,63	19,63	2,74
%Fe	90% <i>c</i> est.	1.200	94,87	44,69	-	0,03	5,10
%Si	90% <i>c</i> est.	1.700	19,63	52,82	77,63	-	2,74
FeLiq	C est.	1.900	52,42	-	76,52	19,98	3,50
%Fe	C est.	1.200	94,85	41,90	-	0,03	5,12
%Si	C est.	1.900	19,98	52,42	76,52	-	3,50
FeLiq	10%C exc.	1.900	51,35	-	76,52	19,99	3,49
%Fe	10%C exc.	1.200	94,86	41,04	-	0,03	5,14
%Si	10%C exc.	1.900	19,99	51,35	76,52	-	3,49
FeLiq	30%C exc.	2.000	49,33	-	76,39	19,77	3,84
%Fe	30%C exc.	1.200	94,86	39,44	-	0,03	5,11
%Si	30%C exc.	1.900	19,97	49,33	76,53	-	3,50
FeLiq	50%C exc.	2.000	47,47	-	76,38	19,78	3,85
%Fe	50%C exc.	1.200	94,85	37,95	-	0,03	5,12
%Si	50%C exc.	2.000	19,78	47,47	76,38	-	3,85

Como se pudo observar la cantidad másica de otros elementos como impurezas en la aleación se genera por diferentes efectos relacionados a la cantidad de C adicionado y temperatura en el proceso de reducción carbotérmica.

En las aleaciones asociadas a los máximos de Fase FeLiq, %Fe y %Si, se logra observar que en los niveles para reducciones sobre el 90%C estequiométrico, las cantidades de impurezas se mantienen prácticamente constantes. Estos elementos se disuelven

principalmente porque a estas condiciones son termodinámicamente espontáneas sus reacciones de reducción carbotérmica. Como se dijo en puntos anteriores, estos elementos van asociados a oxígeno, tales como Cu_2O , MgO y sulfuros asociados al Fe y Cu en menor cantidad debido a que la muestra proviene de un relave de flotación de escorias (flotación de sulfuros de Cu).

Las especies asociadas a óxidos al estar en un mismo sistema compiten por el C disponible para ser reducidas como se observa en el gráfico de la Figura 4.43 obtenido con datos del HSC Chemistry 6.0. En este caso se han incluido los posibles óxidos asociados a los elementos de Al (Al_2O_3) y K (K_2O), para tener generada una idea del comportamiento de estos en el sistema, ya que no fueron posibles incluirlos en las simulaciones debido a limitaciones del programa ThermoCalc 2020b y la base de datos otorgada Slag 3.

En este gráfico de energía libre de Gibbs vs Temperatura (Figura 4.43) se logra apreciar que las reacciones de reducción carbotérmica con carbón coque mientras más negativas sean poseen mayor espontaneidad en el sistema. Por sobre la reducción de la sílice se tiene la reducción de Alúmina y de Óxido de Magnesio las cuales no son espontáneas hasta temperaturas sobre 2.100°C y 2.200°C respectivamente, siendo las menos espontáneas del sistema. Por debajo de la reducción de la Sílice se encuentran en orden decreciente (aumento negativo en la energía libre de Gibbs) la reducción de Wustita, Óxido de Potasio, Magnetita y Óxido de Cobre, estas reacciones se mantienen más espontáneas que la sílice hasta temperaturas de 2.300°C en el caso de la Wustita e iguales o superiores para el resto de los compuestos.

La importancia de visualizar la energía libre de Gibbs de las reacciones de reducción carbotérmica de los diferentes óxidos asociados se debe a que en base a estas se entiende por qué la aleación contiene elementos de no interés disueltos en ella, como lo es el caso del Cu, que es la reducción con la reacción más espontánea y se presenta en cantidades menores en la composición de aleación (Fase FeLiq).

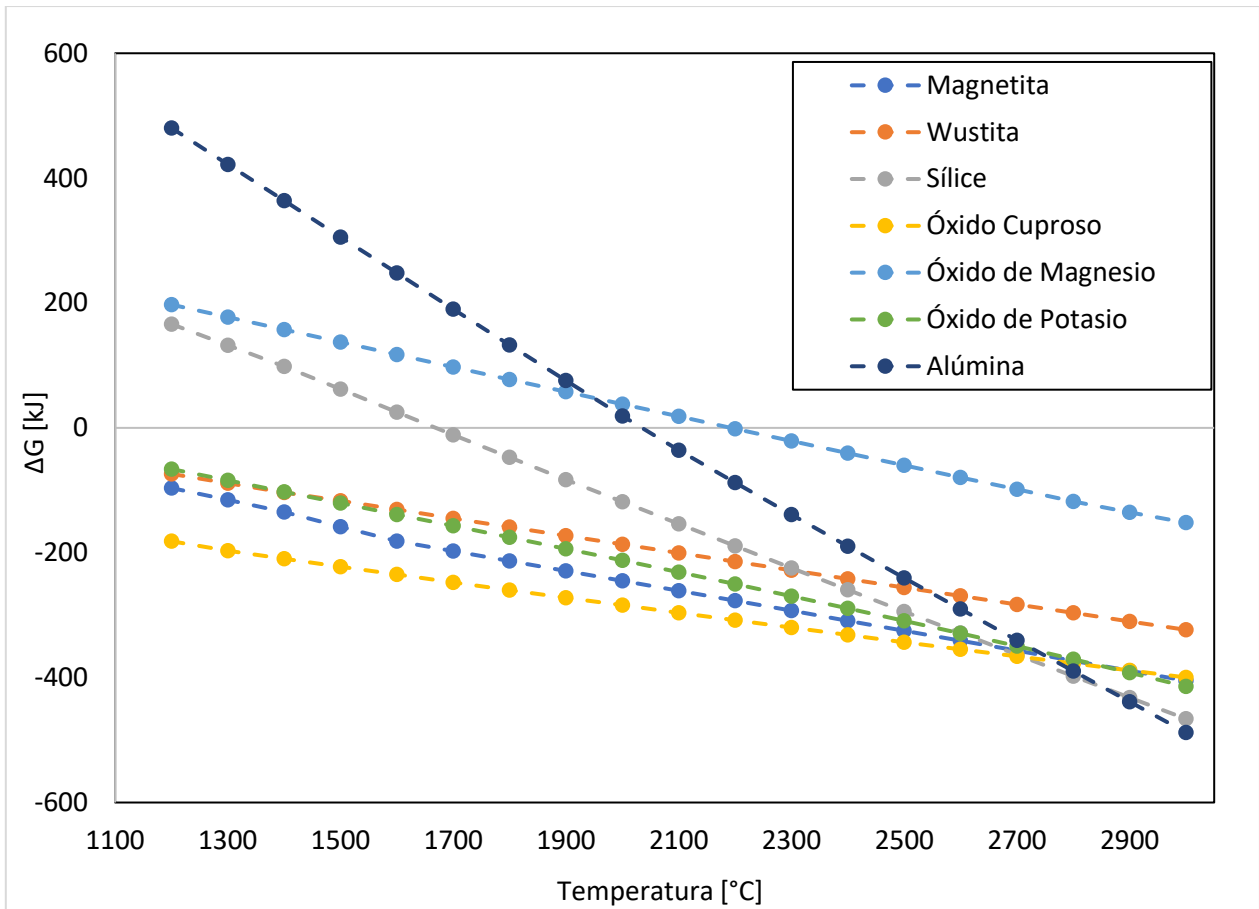


Figura 4.43 Reducción carbotérmica de óxidos asociados a RFE.

La asociación de esta información con el Diagrama de Ellingham (Figura 4.44) es esencial para entender el potencial reductor del proceso, ya que en este diagrama se asocian diferentes parámetros y uno de estos es la razón de gas CO/CO₂ necesaria para reducir los elementos oxidados presentados en él. Es por esta razón que se destacan las curvas relacionadas con el proceso de reducción carbotérmica (falta la curva asociada a la oxidación de K a K₂O) donde se puede observar que las condiciones de reducción (temperatura y razón CO/CO₂) son menores en orden creciente para el óxido cuproso, Magnetita, Hematita (Fase Intermedia), Wustita (tiende a misma condición que Hematita), Sílice, Óxido de Magnesio, Alúmina y Óxido de Calcio (Este último ebulle antes de llegar a la condición necesaria).

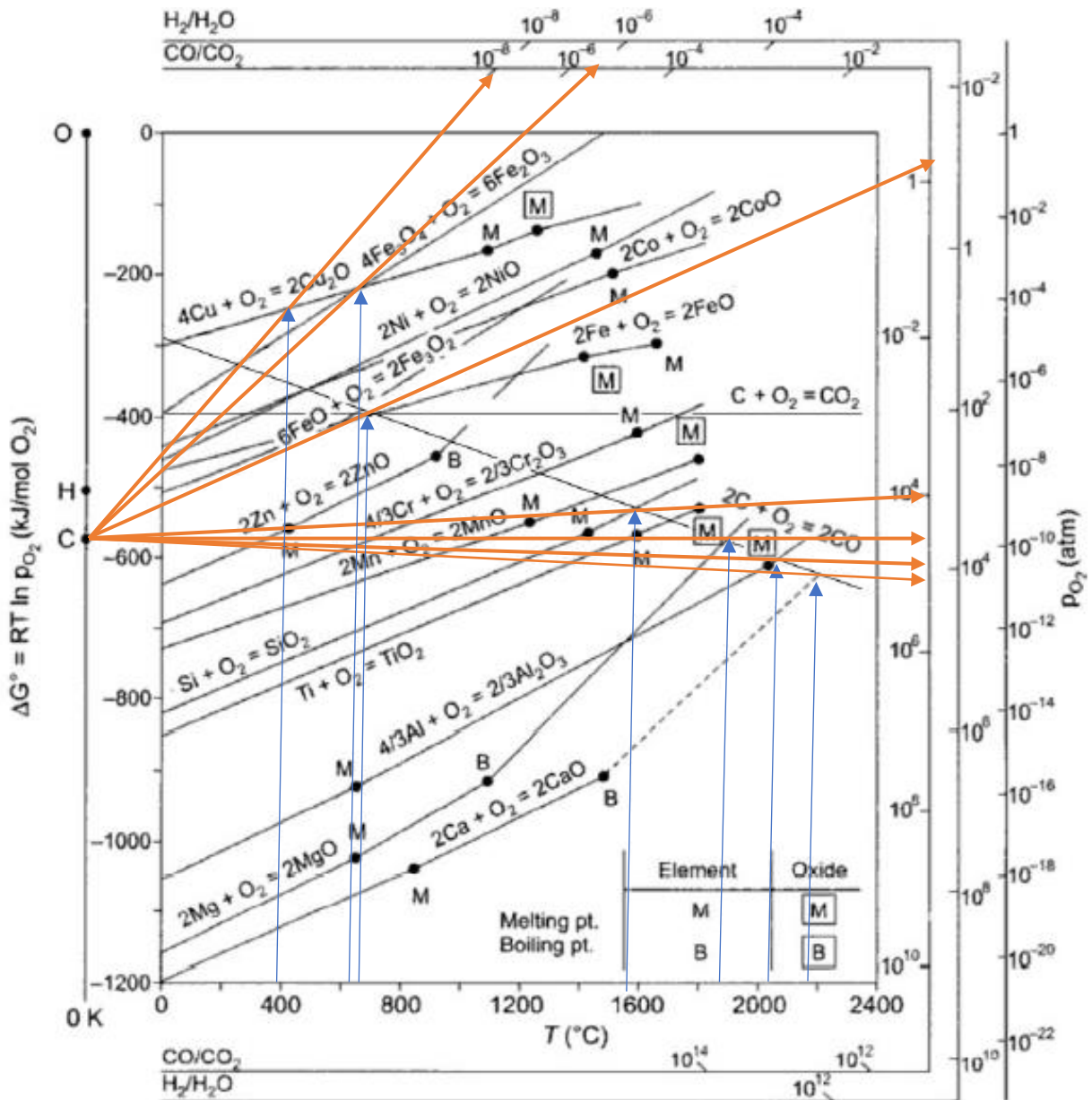


Figura 4.44 Diagrama de Ellingham señalando razón CO/CO₂ para reducción de elementos en la muestra [49].

Es por esta razón que se requiere evaluar el potencial reductor dentro del sistema a diferentes niveles de C respecto al estequiométrico y la temperatura. Ya que como se observó se requieren razones de alrededor 10^4 para la reducción de Sílice a una temperatura de aproximadamente $1.700^\circ C$ y de 10^5 para los elementos bajo la curva de esta. Por lo que se requerirá analizar la razón de las concentraciones de gas [CO]/[CO₂] presente en el sistema. Esta razón está descrita en la Figura 4.45, donde se observa un

aumento en la razón llegando a un máximo en el nivel de 10%C en exceso, de donde se mantiene constante en todos los niveles de C superiores.

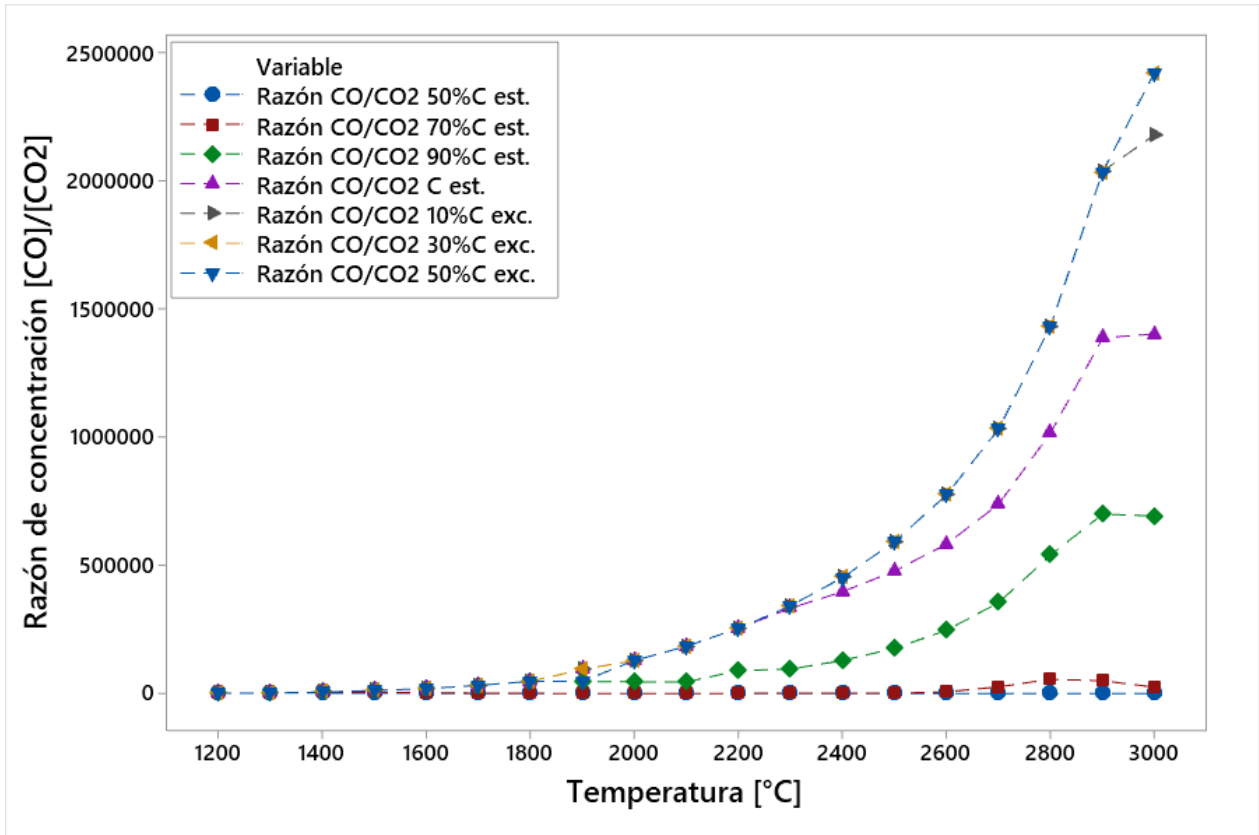


Figura 4.45 Razón de concentración de gas [CO]/[CO₂].

Debido que en la gráfica anterior no se logra visualizar claramente el efecto de las variables se recurre a la utilización de escala logarítmica, el cual queda descrito en la Figura 4.46, en esta se traza una línea punteada la cual indica cual es la razón requerida de [CO]/[CO₂] para la reducción carbotérmica de la Sílice (SiO₂), por lo que se logra observar a temperaturas sobre 1.500°C a niveles de agente reductor (C) igual o mayores al 90% de C estequiométrico. La reducción de la Sílice es termodinámicamente posible, mientras que para el caso del nivel a 70%C estequiométrico esta reducción se alcanza sobre los 2.600°C. En los niveles inferiores a este la razón de concentración de CO y CO₂ gaseoso disminuye, por lo cual no logra llegar a las condiciones para la reducción de los óxidos de Fe y Si simultáneamente, sin embargo, es suficiente para generar la reducción de los óxidos asociados a Fe, entre otro como es el caso del óxido de Cu los cuales requieren una baja razón y temperatura para llevar a cabo la reducción de las especies presentes como óxidos.

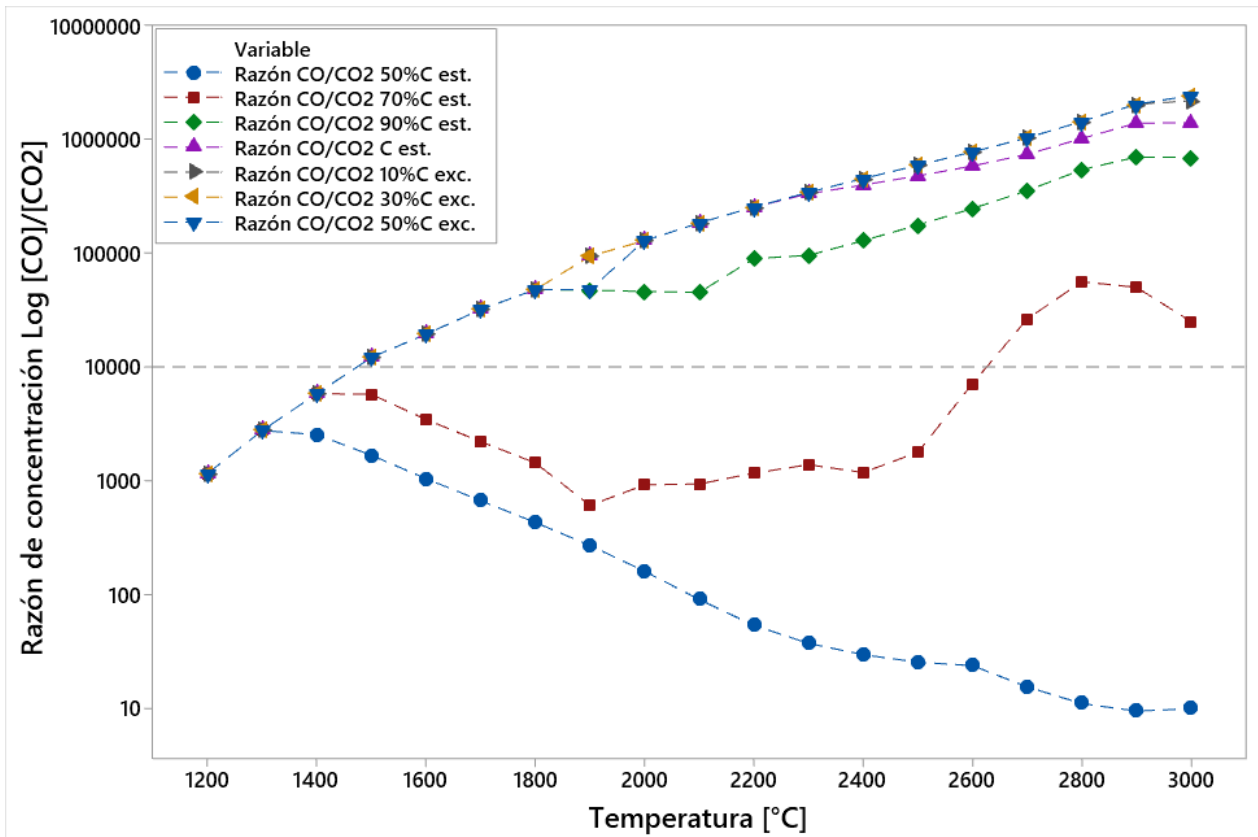


Figura 4.46 Razón de concentración de gas $[CO]/[CO_2]$ en escala logarítmica.

En cuanto al comportamiento de la razón $[CO]/[CO_2]$ se plantea la evolución de esta en la Figura 4.47 donde se observa claramente que sobre el nivel de carbón coque de 90%C estequiométrico el comportamiento de la razón no varía de manera significativa. Este último resultado concuerda con el comportamiento de la fase Grafito como se observa en la Figura 4.48, esto se debe a que esta fase crece a medida que aumenta el nivel de carbón coque adicionado (C respecto al estequiométrico), llegando a un máximo en la reducción carbotérmica a un nivel de 50%C en exceso (máximo nivel de agente reductor). Se logra apreciar que a medida que la fase Grafito comienza a prevalecer a temperaturas cada vez mayores a medida que aumenta la cantidad de carbón coque disponible para las reacciones de reducción, por otra parte, es importante destacar que la fase Grafito comienza a disminuir a medida que la temperatura aumenta.

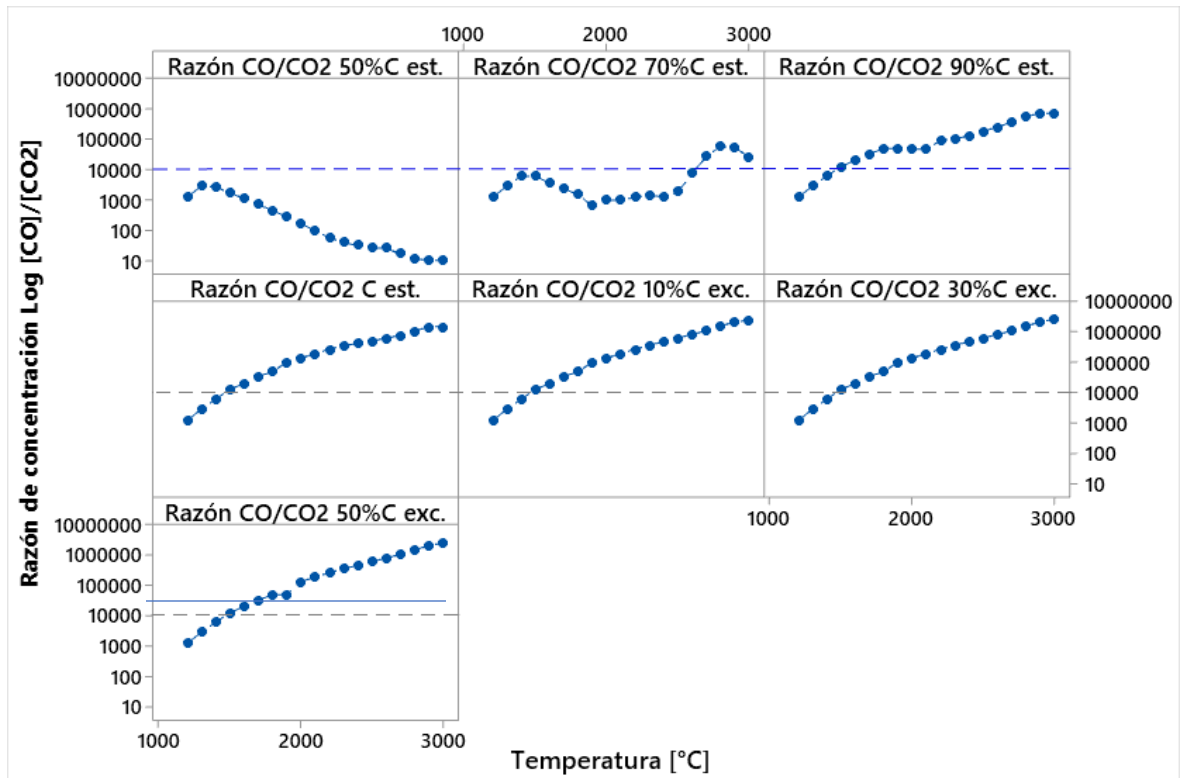


Figura 4.47 Evolución de razón de concentración de gas $[CO]/[CO_2]$ a los diferentes niveles de C estequiométrico y temperatura (Escala logarítmica).

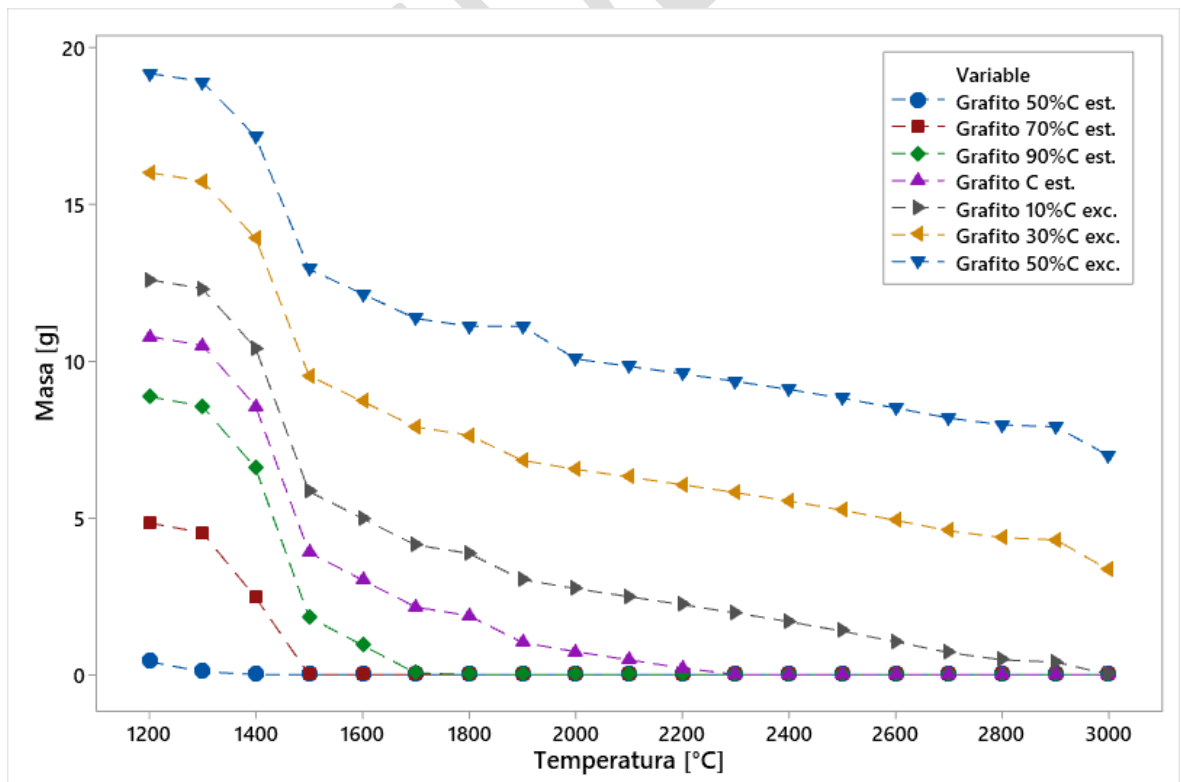


Figura 4.48 Recuperación en masa de Fase Grafito.

El Diagrama de Pareto de la Figura 4.49 entrega que la variable con mayor efecto en el aumento de la razón $[CO]/[CO_2]$ es la temperatura (B), seguido por el efecto de variables combinadas de nivel de C y temperatura (AB), luego el factor de C respecto al estequiométrico y el efecto duplicado de la temperatura (BB), todos influyen de manera positiva y significativa en el aumento de la razón pero cada uno con un efecto estandarizado menor al anterior respectivamente. Mientras que el efecto duplicado del nivel de C respecto al estequiométrico (AA) influye negativamente en el aumento de esta razón sin embargo este no es significativo.

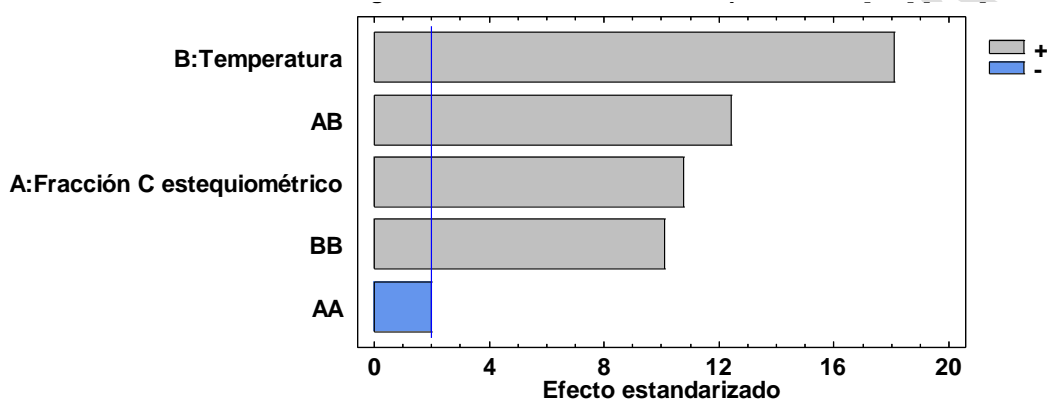


Figura 4.49 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre razón de concentraciones de gas $[CO]/[CO_2]$.

4.6. Recuperación másica global de Fe-Si en aleación.

Un punto importante para analizar es cuanto Fe y Si se recupera de la muestra de relaves de flotación de escorias (RFE) en la aleación final de fase rica en Fe (Fase FeLiq). La recuperación másica global de Fe, el cual se describe en el gráfico de la Figura 4.50. Como se observa en la tendencia de la recuperación global de Fe para reducciones desde un nivel del 50%C estequiométrico hasta temperaturas de 1.800°C la recuperación global de Fe bordea valores cercanos al 100%, sin presentar diferencias significativas a ningún nivel de adición de carbón coque (C). Esto debido que el contenido de C estequiométrico está calculado en base a la reducción de Wustita (FeO), Magnetita (Fe_3O_4) y Sílice (SiO_2) en conjunto requiriendo 10,61 [g], 3,54 [g] y 11,42 [g] de C como agente reductor (carbón coque) respectivamente, sumando un total de 25,57 [g] sin normalizar, esto normalizado a 100 [g] de muestra genera una cantidad estequiométrica normalizada de 20,81 [g] mientras que la reducción realizada a 50%C estequiométrico es de 11,61 [g] lo que equivale a 12,79 [g] sin normalizar, esta cantidad de carbono debido a su energía libre

de Gibbs explicada en la Figura 4.43 preferirá reducir primero a la Magnetita, luego a la Wustita y finalmente a la Sílice (su reacción de reducción comienza a ser espontánea a mayor temperatura), esto explica que dicho contenido de C sea suficiente para recuperar totalmente el Fe contenido en la muestra de relave de flotación de escorias (RFE).

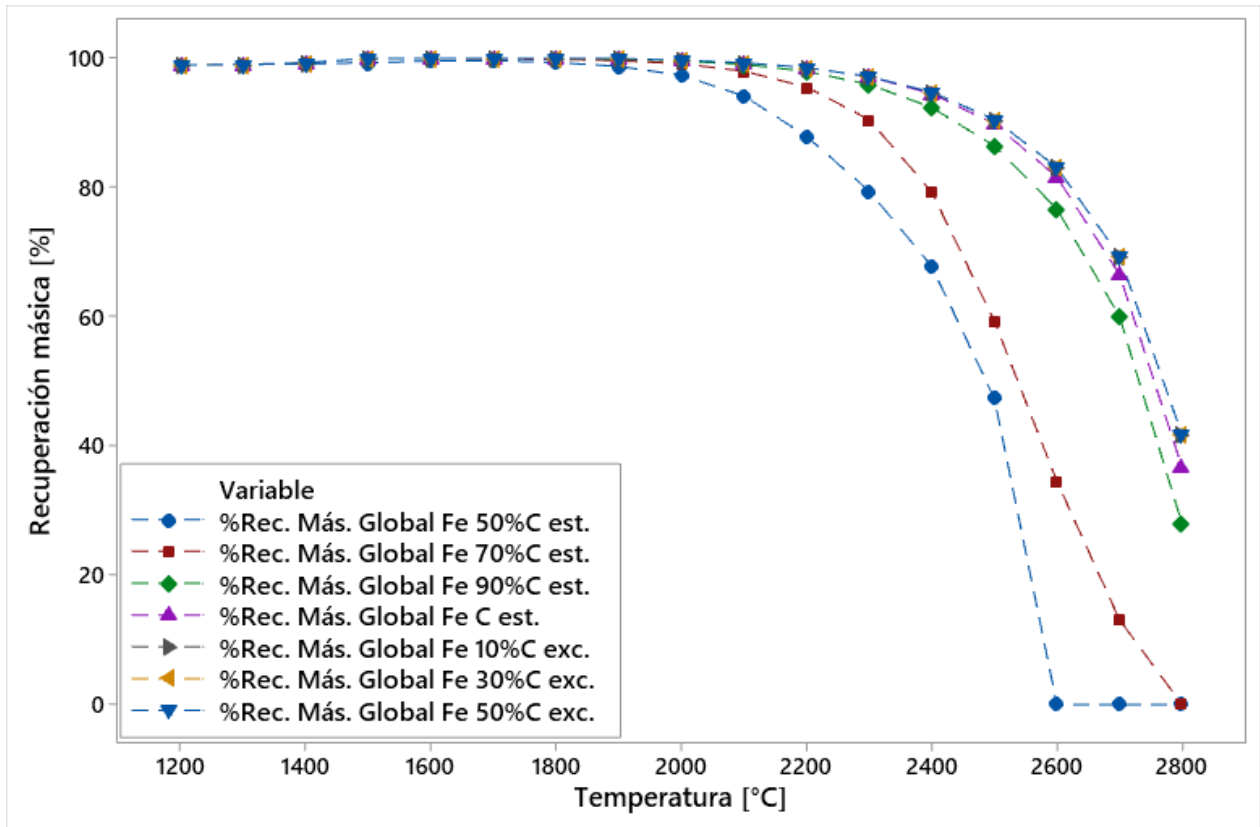


Figura 4.50 %Recuperación másica global de Fe en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Respecto a la influencia de variables en el Diagrama de Pareto de la Figura 4.51 se establece que el mayor efecto es de la variable de temperatura (B), la cual disminuye la recuperación global de Fe, lo mismo ocurre pero en menor efecto con el efecto duplicado de sí misma (BB), mientras el factor combinado (AB) de temperatura y agente reductor influye de menor manera pero generando un aumento en la recuperación global de Fe, lo mismo sucede en similar efecto con la fracción de C respecto al estequiométrico. En menor cantidad lo prosigue el efecto duplicado de este último, influyendo en la disminución de la recuperación global de Fe, pero en menor nivel de efecto.

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

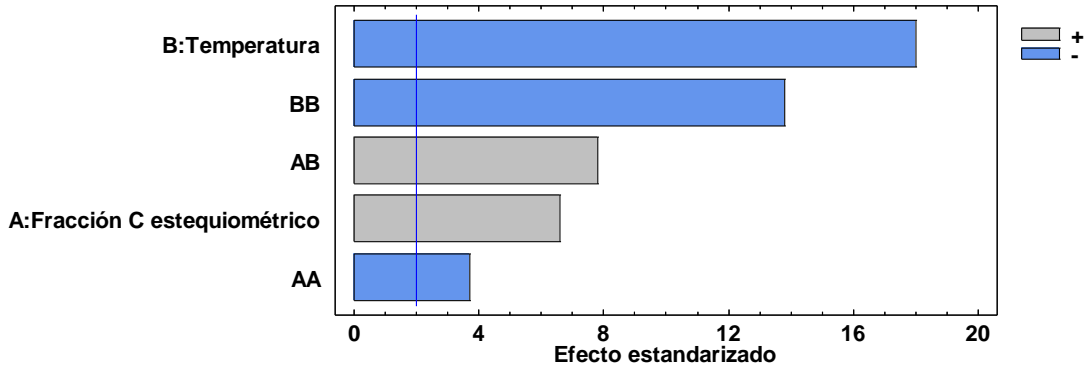


Figura 4.51 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de Fe en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

En el caso del Si, se observa en la Figura 4.52 este presenta un crecimiento en la recuperación hasta llegar a un máximo en la reducción a 10%C en exceso, este comportamiento se mantiene por sobre esos niveles C e incluyendo el C estequiométrico, generando un máximo de recuperación global de Si de 99,444% en masa a los 1900°C.

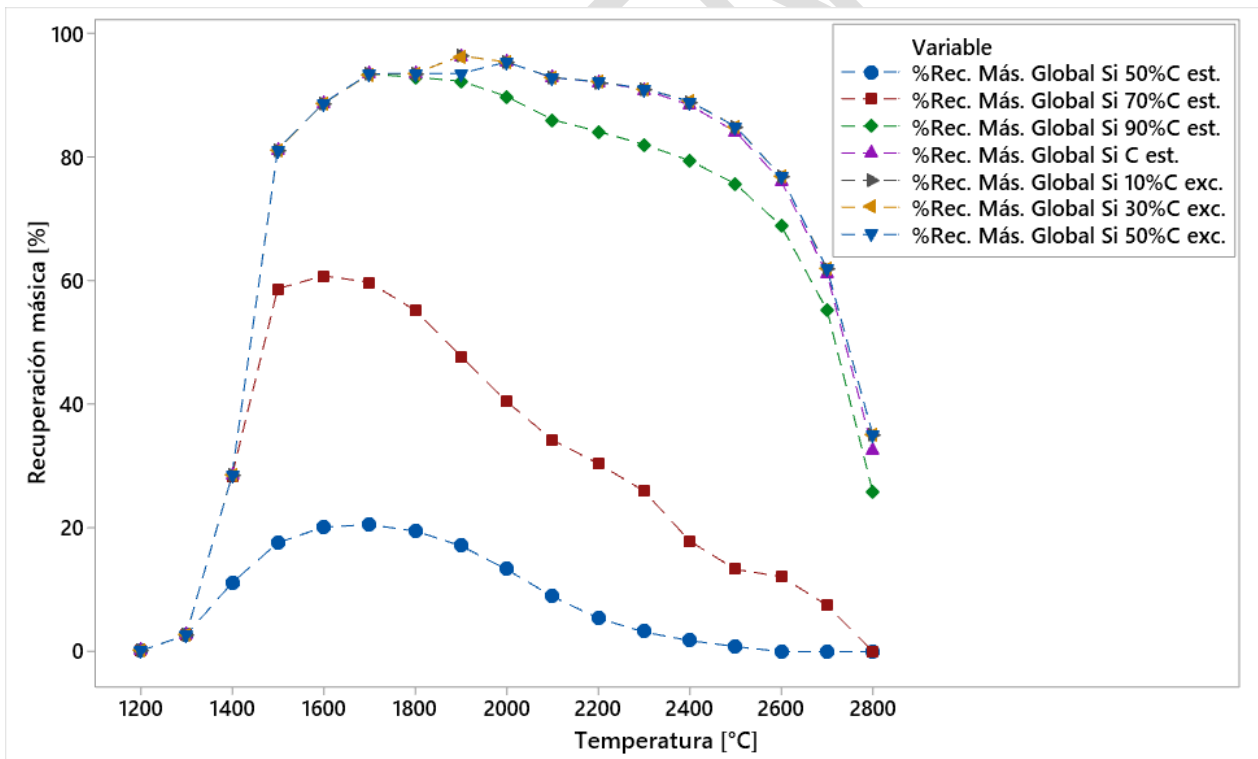


Figura 4.52 %Recuperación másica global de Si en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Sin embargo, a pesar de que el máximo se encuentre en una reducción carbotérmica a 10%C en exceso a 1900°C, a esta misma temperatura se obtienen máximos muy similares, nivel de C estequiométrico presenta una recuperación global de Si casi

idéntica, pero a menores consumos de carbón coque, la cual alcanza 99,438% en masa de Si. Mientras que a un nivel de 90%C estequiométrico se obtiene una aleación competitiva a un consumo aún menor de carbón coque y temperatura, la cual a 1700°C logra obtener un máximo de recuperación global de Si de 93,49%. Es importante plantearse hasta que nivel se está dispuesto a disminuir los parámetros de obtención de aleaciones Fe-Si con el fin de utilizar la menor cantidad de insumos (como carbón coque) y de energía como aumento de temperatura, se debe considerar que ambos poseen factores técnicos y ambientales, en el cual el uso excesivo de cantidades presentarían problemas, un ejemplo de esto para el caso del carbón coque de alta pureza, es que este tiene un costo asociado por otra parte al aumentar el C se logra apreciar un aumento en las emisiones de CO gas y en menor medida CO₂ los cuales deben ser tratados previamente en la planta de tratamiento de gases, lo que ocupa capacidad operativa y costos asociados al proceso. En el caso de la temperatura, esta tiene un costo asociado alto para producirla, ya sea por electricidad o por hidrocarburos, a su vez un exceso de temperatura significa un aumento en el desgaste de los ladrillos refractarios que protegen a los hornos de reducción, lo que finalmente se traduce en aumento de costos asociados al cambio de estos. En este punto radica la importancia de minimizar recursos materiales y energéticos con el fin de obtener el máximo beneficio (o más cercano a este) en la obtención de aleaciones Fe-Si.

Continuando con el análisis del efecto de las variables sobre la recuperación másica global de Si en la aleación de fase rica en Fe (FeLiq), se obtiene el Diagrama de Pareto de la Figura 4.53, en el cual se logra corroborar que el efecto más significativo en el disminución de la recuperación de Si en la aleación de fase rica en F (FeLiq) es la variable asociada al duplicado de la variable temperatura (BB), lo sigue el efecto respecto al factor de C estequiométrico (A) el cual aumenta la cantidad de Si recuperada, por otra parte su efecto duplicado (AA) disminuye dicha cantidad pero en menor efecto. Lo prosiguen en casi igual magnitud el efecto combinado de ambas variables (AB) y la temperatura (B) ambos aumentando la cantidad de Si recuperada en la aleación.

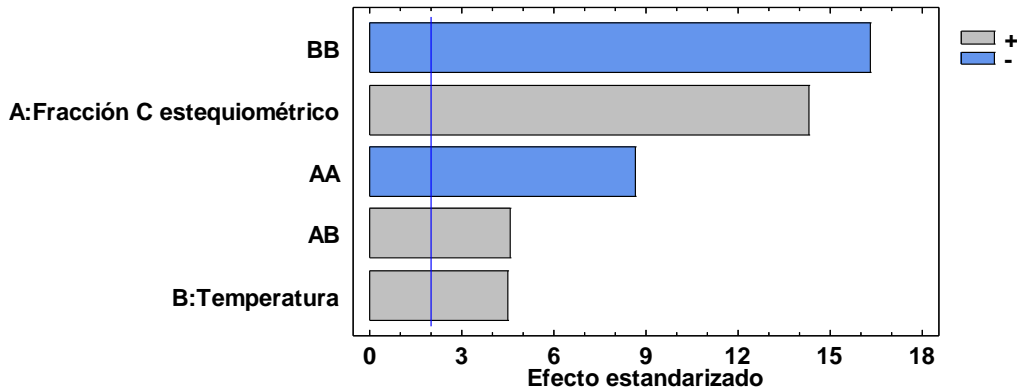


Figura 4.53 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de Si en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

En el caso de otros elementos disueltos en la aleación, se comenzará analizando el contenido de Cu recuperado, para el cual recuperación global másica de Cu descrito en la Figura 4.54, se observa que no existen diferencias para ningún nivel de C hasta 1.600°C, sobre esta temperatura se comienzan a observar diferencias, donde a menores niveles de C para la reducción carbotérmica se tiene una mayor recuperación global de Cu en la aleación, mientras que a contenidos de agente reductor desde el C estequiométrico no se observan diferencias.

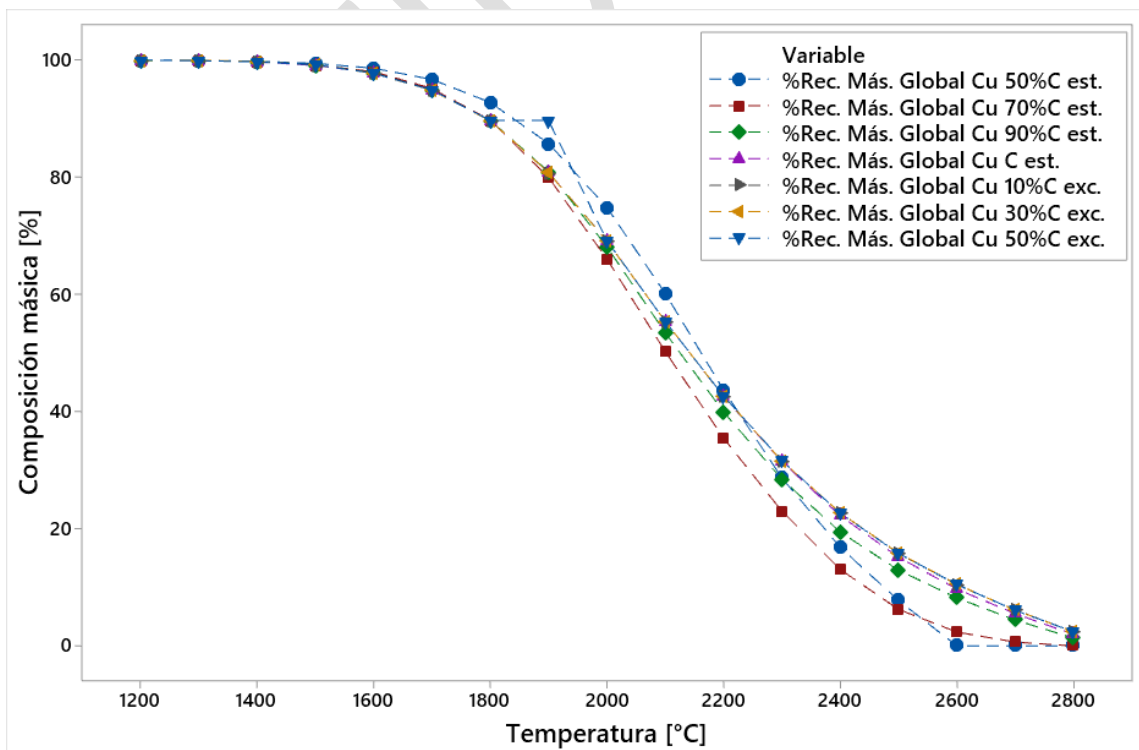


Figura 4.54 %Recuperación másica global de Cu en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

La variable que produce un mayor efecto en la recuperación global másica de Cu en la aleación, es la temperatura (B), la cual posee un alto nivel de significancia el cual influye disminuyendo dicha recuperación, esto queda descrito en el Diagrama de Pareto en la Figura 4.55, también se logra apreciar el mismo efecto con la variable duplicada de temperatura (BB) pero en un nivel de efecto estandarizado menor, los demás efectos son prácticamente despreciables.

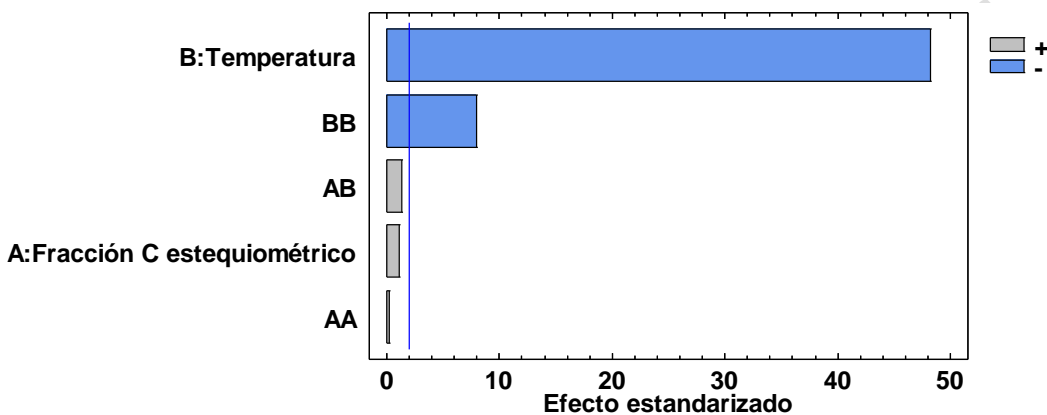


Figura 4.55 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de Cu en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

En el caso del C recuperado en la aleación (Figura 4.56) este llega solo a niveles máximos de 17,85% a 1.300°C con una reducción al 50%C estequiométrico, esto debido principalmente a que el potencial de la reducción 50% a la temperatura dicha es bajo, por lo que el C que no logra reducir los óxidos se disuelve en la aleación, esto se corrobora a las temperaturas superiores a 1.300°C en este nivel, ya que se observa un claro decrecimiento de esta a medida que aumenta la temperatura. Luego el contenido disminuye a medida que aumenta el nivel de C en la reducción, hasta la reducción a C estequiométrico, donde superior a esto el comportamiento se mantiene hasta el 50%C en exceso. En estos niveles de agente reductor se observa que existe un mínimo de carbono recuperado por la aleación a 1.500°C, en el cual disminuye a medida que se incrementa la cantidad de agente reductor, hasta 2,53% en masa en 50%C en exceso.

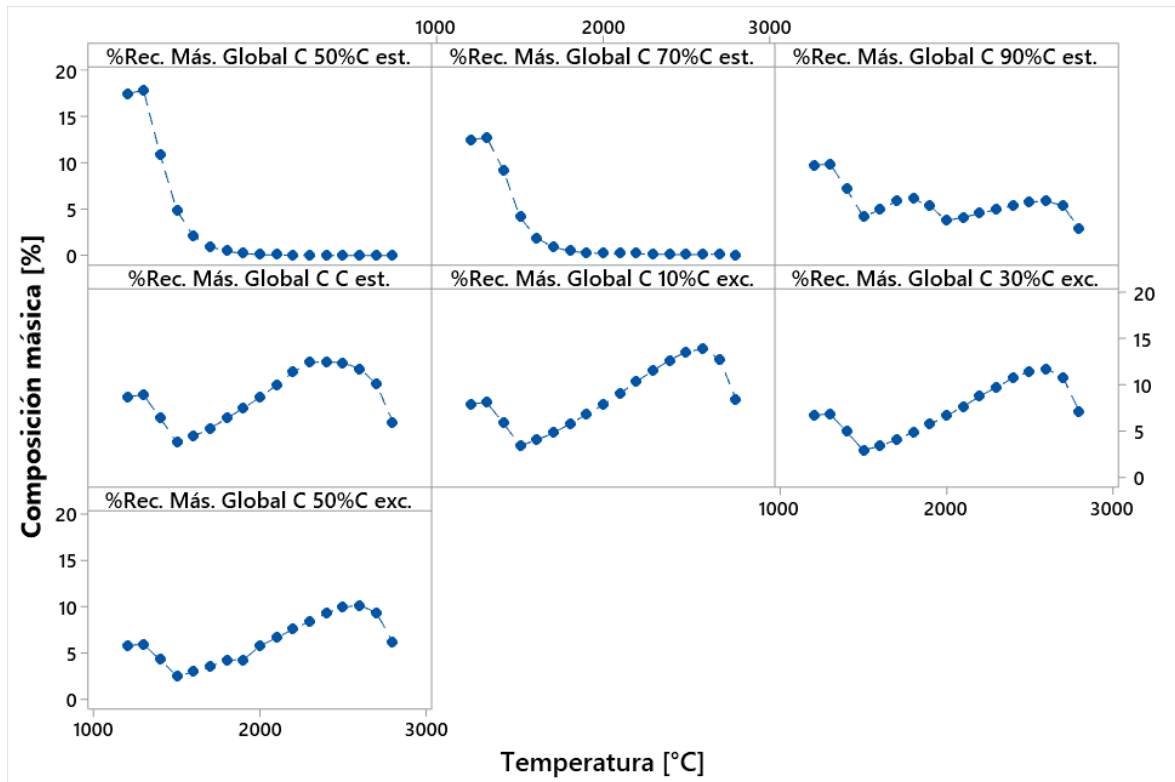


Figura 4.56 %Recuperación másica global de C en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

En el Diagrama de Pareto de la Figura 4.57 se puede obtener que el efecto principal asociado al aumento de C recuperado por la aleación está asociado a la variable combinada (AB) seguida por la fracción de C respecto al estequiométrico. También, en menor escala se encuentra el efecto combinado del nivel de C y temperatura. En menor cantidad de efecto duplicado de temperatura (AA) y nivel de C respecto al estequiométrico (BB), los cuales disminuyen y aumentan el contenido de C en la aleación respectivamente. Finalmente, la temperatura no influye significativamente.

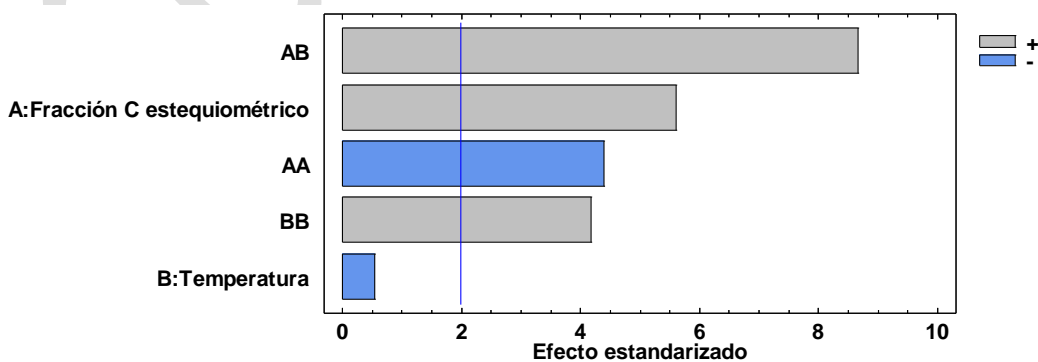


Figura 4.57 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de C en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Posteriormente se analiza el Oxígeno disuelto en ella, este no logró ser reducido carbotérmicamente. En la Figura 4.58 se obtienen que el máximo de O recuperado en la aleación es de aproximadamente un 1% a 2.400°C a un nivel de reducción de 50%C estequiométrico. Para niveles superiores de C, esta cantidad decrece a cantidades menores a 0,3%, el cual desde el nivel de C estequiométrico no presenta variaciones significativas en su comportamiento ni en su cantidad de O recuperada.

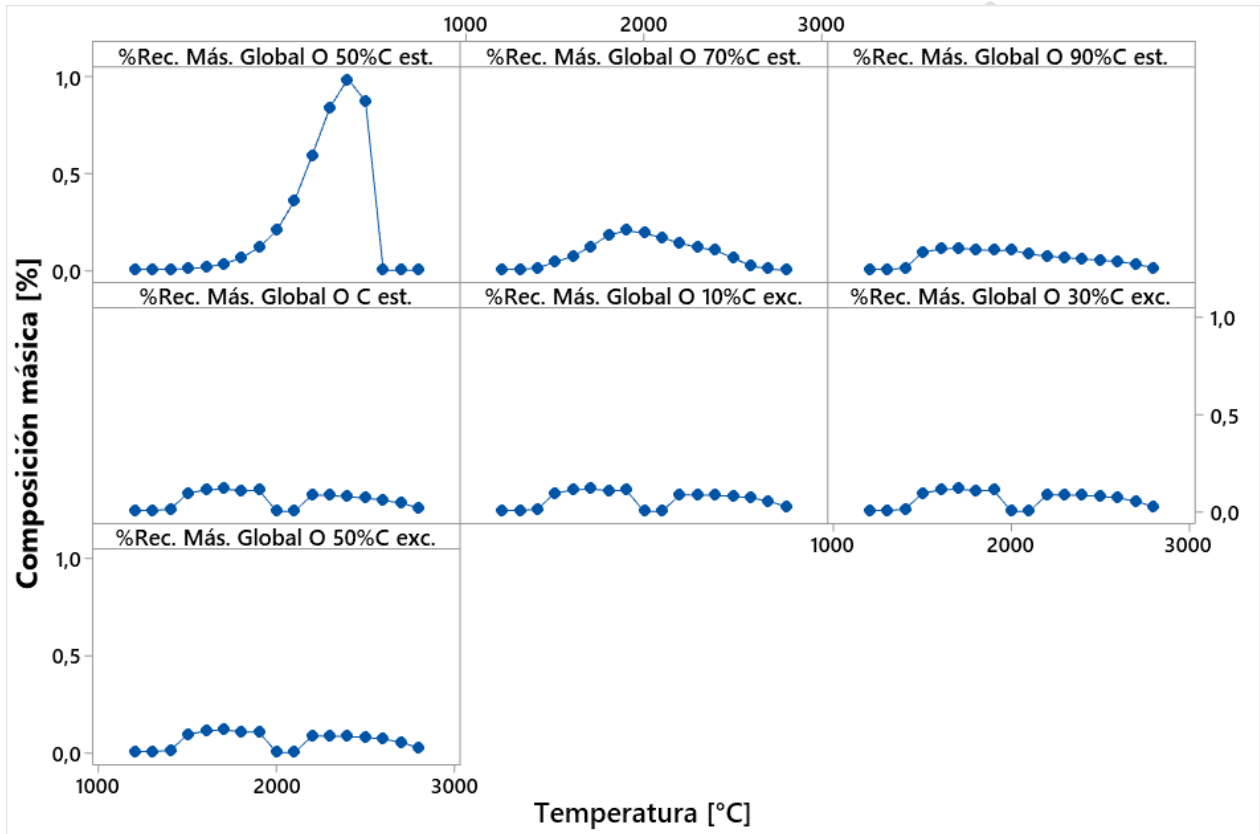


Figura 4.58 %Recuperación másica global de O en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Los efectos estandarizados quedan descritos en la Figura 4.59. El principal efecto que contribuye a una disminución del O recuperado globalmente en la aleación de fase rica en Fe (FeLiq) es el efecto duplicado de la temperatura (BB) y la fracción respecto al C estequiométrico requerido para la reducción (A), ambos en un mismo nivel favoreciendo la disminución de la recuperación de O, luego aumentando la recuperación está el efecto duplicado del nivel de C estequiométrico (AA), seguido por el efecto combinado con la temperatura (AB) que disminuye la cantidad de recuperación global de O, por otra parte lo prosigue el efecto de la temperatura, la cual aumenta la cantidad de O recuperada en la aleación el cual no se encuentra entre los efectos significativos.

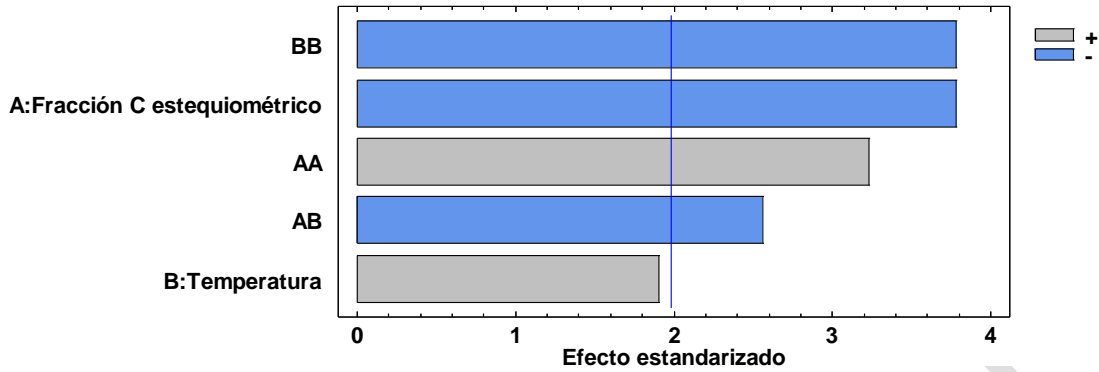


Figura 4.59 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de O en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

En el caso del S, se tiene en la Figura 4.60 que el máximo de recuperación se genera en la reducción a un nivel de 50%C estequiométrico a 1.600°C obteniendo una recuperación máxima de 93,06%. Sin embargo, esta tendencia decrece rápidamente hasta mantener un máximo menor a 15% a 1.400°C en las aleaciones obtenidas en las simulaciones a niveles igual o superiores de C estequiométrico, manteniendo esta misma tendencia y recuperaciones similares hasta el 100%C en exceso.

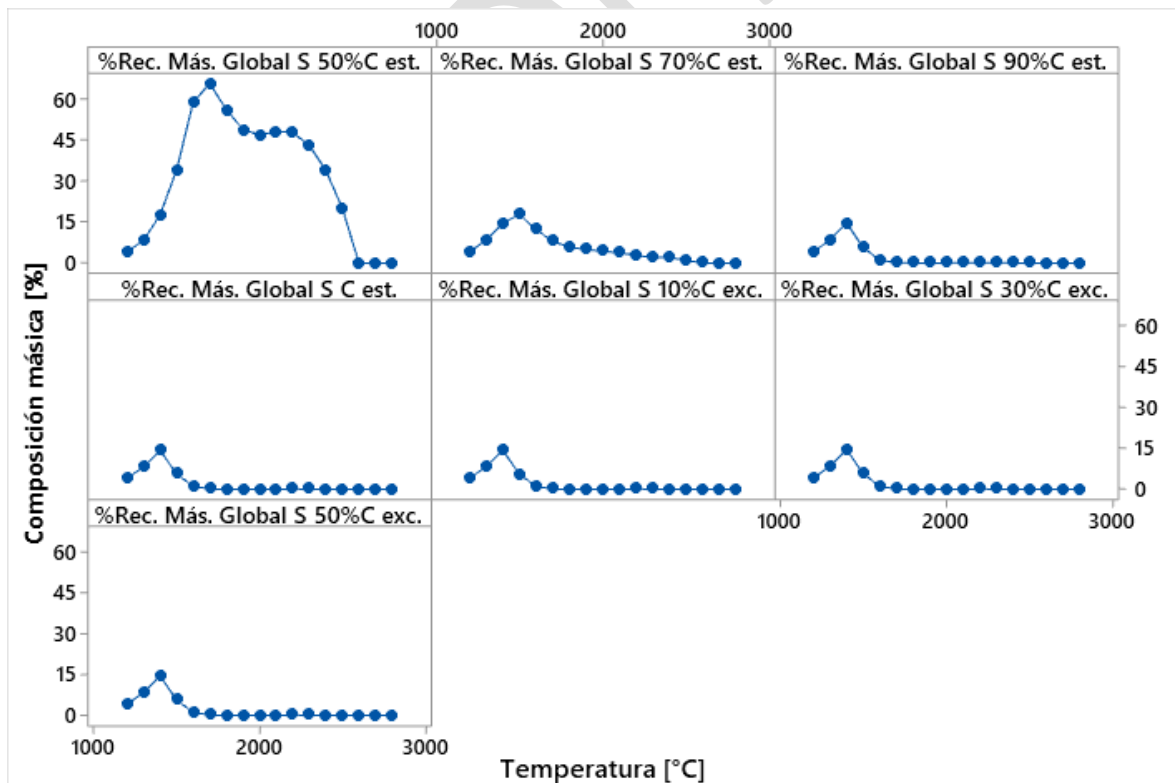


Figura 4.60 %Recuperación másica global de S en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Se observa en la Figura 4.61 que el principal efecto que influye en la disminución de S en la aleación de fase rica en Fe es la fracción porcentual de C respecto al estequiométrico (A), seguido por el efecto duplicado de este (AA) que influye aumentando el contenido de S en la aleación. Luego el efecto que influye de menor manera disminuyendo dicho contenido, es el efecto de la temperatura (B), lo prosigue con una influencia mínima, el efecto duplicado de la temperatura (BB). El efecto combinado AB no posee un efecto significativo.

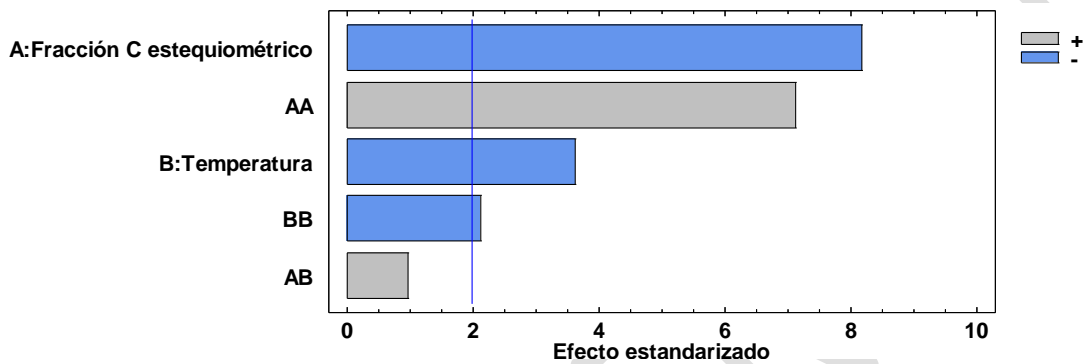


Figura 4.61 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de S en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

En cuanto al Mg se obtiene en la Figura 4.62 que las cantidades recuperadas son bajas, llegando a un máximo de 0,06% aproximadamente a niveles iguales o superiores a 90%C estequiométrico, disminuyendo a menores niveles de carbón coque.

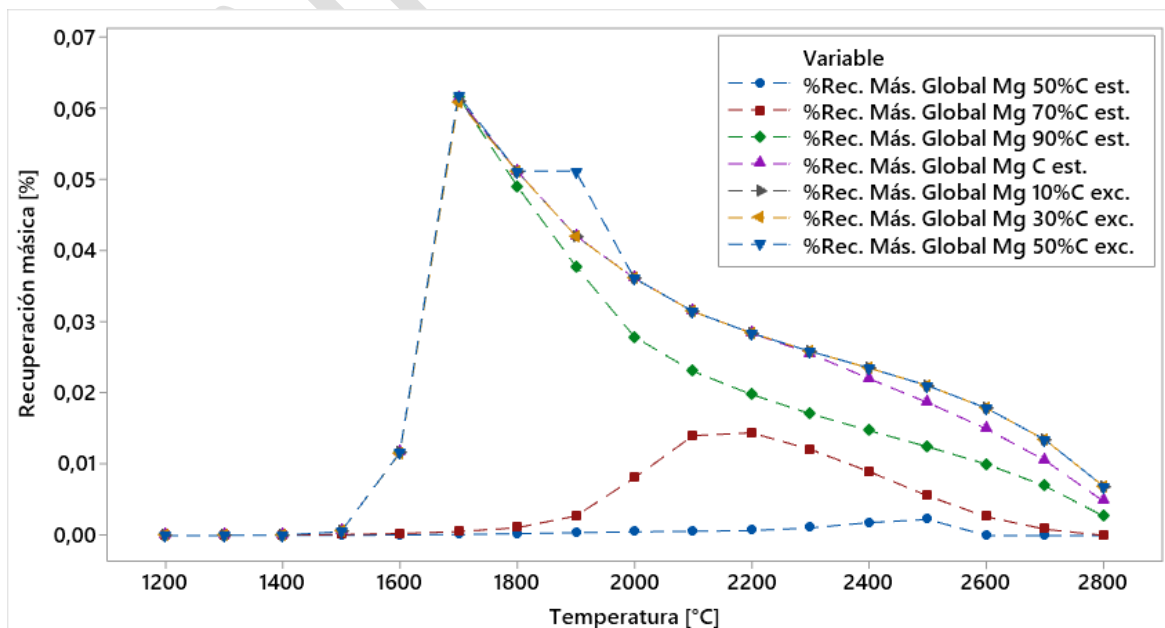


Figura 4.62 %Recuperación másica global de Mg en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

El efecto de las variables como se observa en la Figura 4.63 se basa principalmente en el efecto duplicado de la temperatura (BB) el cual disminuye su recuperación, seguido por el nivel de C estequiométrico el cual aumenta la recuperación de Mg en la aleación, luego lo prosigue por el efecto duplicado del nivel de C (AA) la cual disminuye el contenido recuperado, mientras que los efectos restante no influyen significativamente en el contenido de Mg en la aleación.

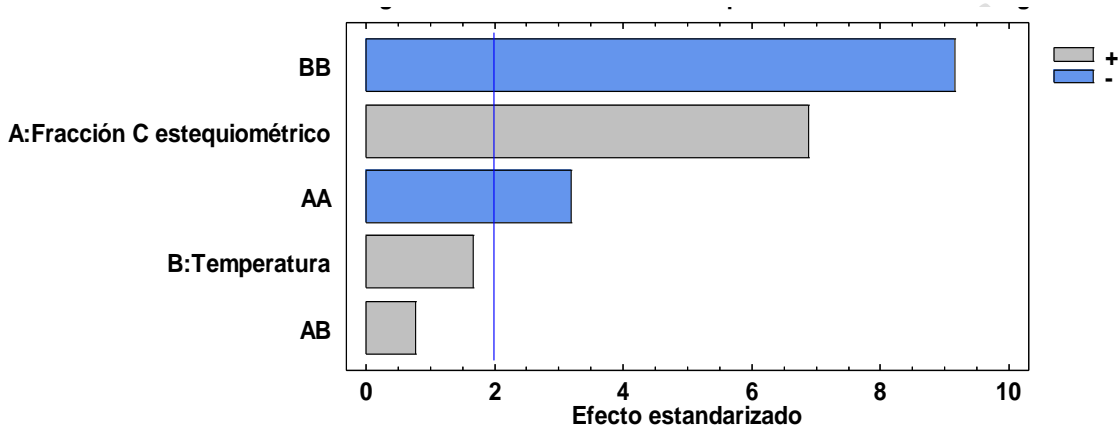


Figura 4.63 Diagrama de Pareto con efecto estandarizado de variables de nivel de C y temperatura con 95% confianza sobre la recuperación global másica de Mg en aleación de fase rica en Fe (FeLiq).

Cabe destacar que los demás elementos tales como Na no registra composición en la fase rica en Fe (FeLiq) así como la fase Ca registra cantidades ínfimas que prácticamente son de nula composición en la fase de interés.

CAPÍTULO 5. CONCLUSIONES

Se establece que mediante el proceso pirometalúrgico la reducción carbotérmica es posible generar material base para aleaciones Fe-Si (a partir de la recuperación de la denominada por el programa como Fase FeLiq) a partir de relaves de flotación de escoria. Para lo anterior, se establecieron 4 criterios para determinar el éxito de las simulaciones y el análisis estadístico realizado:

1. Máxima recuperación de la fase FeLiq, la cual es rica en Fe y contiene Si.
2. Máxima composición de Si la aleación.
3. Máxima recuperación de Si en la aleación Fe-Si (FeLiq).
4. Control de cantidad porcentual másica de impurezas (C, Ca, Cu, Mg, Na, O y S).

Acorde a los criterios señalados se tiene:

- a) El mayor contenido recuperado de la fase de interés FeLiq es obtenido en la reducción carbotérmica al nivel de 90%C estequiométrico a 1.700°C con una recuperación de 52,82% másico. A su vez el máximo consiguiente se establece en el nivel de la reducción a C estequiométrico a una temperatura de 1.900°C con una recuperación de 52,42 [%] en masa. Siendo la temperatura la variable de mayor efecto (seguido por el efecto duplicado de esta misma), disminuyendo la masa de la fase FeLiq obtenida, mientras que el nivel de C estequiométrico en menor efecto influye de manera que aumenta la recuperación en masa de dicha fase.
- b) Las reducciones carbotérmicas a niveles de carbón coque (C) iguales o sobre el 90%C estequiométrico el contenido másico porcentual de Si prácticamente no varía en ningún nivel mayor de carbón coque (agente reductor C), por lo que en este punto se genera uno de los valores máximos de Si con un contenido de 19,63% a 1.700°C, mientras que la recuperación global a esa temperatura es de 93,49% en masa de Si (lo cual coincide con el máximo en este nivel de C), en la que ahora será llamada aleación Fe-Si (FeLiq). Se considera este nivel de reducción de carbón coque (C) debido a que en los niveles superiores las variaciones del contenido de Si varían y aumentan en aproximadamente en un 0,37% respecto al máximo a 10%C en exceso con un contenido de Si del 19,99% a 1.900°C con una recuperación global máxima de 96,44% (la cual es mayor en

aproximadamente 0,006% en masa de Si mayor respecto a la recuperación global de Si al nivel a C estequiométrico a 1.900°C). Esto se debe considerar a la hora de tomar una decisión respecto al consumo de agente reductor ya que sería contraproducente aumentar en tal cantidad el consumo de carbón coque por aumentar en cantidades mínimas la composición de Si en la aleación. Precisamente la variable más influyente y que lo hace de manera positiva en el aumento de la cantidad de Si en la aleación (FeLiq) es el nivel de C respecto al estequiométrico.

- c) La recuperación másica global de Fe es de casi un 100%, no se generan diferencias notables entre los niveles de C hasta los 1.800°C. A mayores temperaturas las recuperaciones máximas se encuentran desde el nivel de C estequiométrico hasta el 50%C en exceso, donde el comportamiento entre dichos niveles se mantiene constante y sin variaciones importantes en la cantidad másica de Fe recuperada. Esto debido principalmente a que el cálculo de C estequiométrico incluye el C requerido para la reducción de la SiO₂, siendo los porcentajes menores a C estequiométricos suficientes para la reducción de la Magnetita y la Wustita debido a que son reacciones más espontáneas a menores temperaturas y requieren una menor razón de gas CO y CO₂ que la reducción de la Sílice.
- d) Se establece que los menores contenidos másicos de Cu en la aleación Fe-Si, se encuentran a niveles de C por sobre el 70%C estequiométrico, luego a niveles mayores de adición de carbón coque (C), el contenido de Cu mantiene prácticamente las mismas cantidades. Sin embargo, al aumentar la temperatura disminuye el Cu disuelto en la aleación.
- e) Existe un contenido de C disuelto en la aleación obtenido tiende a 0 en los niveles de 50% y 70%C estequiométrico sobre 1.500°C. Mientras que desde una reducción carbotérmica a 70%C estequiométrico a 1.500°C se obtiene 1,58%, C en masa disuelto en la aleación el cual es un mínimo dentro de ese nivel hasta el 50%C en exceso de agente reductor (exceptuando 70% que posee otro mínimo a una temperatura de 2.000°C con 1,40%C disuelto) presentando un comportamiento similar en dichos niveles, variando las cantidades por centésimas.

- f) Dentro de los máximos de Si a diferentes niveles de adición de carbón coque (C) es destacable que para un nivel del 90%C estequiométrico a 1.700°C el contenido es de 19,63% en masa de Si (recordar que máximo Si ~ [19-20] % másico), con un contenido de impurezas mínimo de 2,75 [g], la cual contiene C, Ca (~ 0%), Cu, S, O, Mg y Na (0%). A su vez, como se mencionó anteriormente en la letra a) es en este nivel se encuentra el máximo de recuperación de la aleación (Fase FeLiq) y una recuperación global de Si de 92,96% en masa, la cual es cercana al máximo de 96,44% en masa a 10%C en exceso y 1.900°C.

Un buen material base para aleaciones Fe-Si debe tener un bajo contenido de C y Cu, sin embargo, al minimizar el contenido de dichos elementos, esto podría afectar en la disminución de la recuperación de la fase FeLiq que da origen a la aleación y el contenido de Si en esta, aunque en cantidades pequeñas.

Una opción para disminuir el nivel de C disuelto en el sistema es recurrir a niveles de reducción igual o menor al 70%C estequiométrico requerido a temperaturas sobre los 1.600°C donde los contenidos disminuyen a cantidades menores al 0,58% másico, esto provoca un leve aumento en el contenido de Cu el cual al disminuir el nivel hasta el 50%C estequiométrico es de alrededor del 0,66% másico mientras que a niveles desde el 90%C estequiométrico este contiene 0,57% másico, si este nivel en la reducción sigue disminuyendo decrece el contenido de C disuelto en la aleación sin embargo comienzan a notarse cada vez más los incrementos del Cu. Por otra parte, la variación en las recuperaciones en masa de la fase FeLiq que da origen a la aleación varían alrededor de un 6 – 11[g] entre las reducciones desde 50%C estequiométrico (Máxima diferencia a 1.200°C entre nivel de 50%C estequiométrico, el cual es mayor y 50%C en exceso, el cual es menor, encontrándose el máximo de recuperación al 90%C estequiométrico).

REFERENCIAS

- [1] P. Carrasco, "Propuesta de reciclaje de la escoria de cobre de la Fundición Ventanas de Codelco, para mitigar el impacto ambiental," Universidad Técnica Federico Santa María, 2017.
- [2] Z. Guo, D. Zhu, J. Pan, T. Wu, and F. Zhang, "Improving beneficiation of copper and iron from copper slag by modifying the molten copper slag," *Improving beneficiation of copper and iron from copper slag by modifying the molten copper slag*, vol. 6, no. 4, pp. 1–2, 2016.
- [3] G. Mago, L. Hurtado, Y. Ra, and I. Leal, "Estudio de la chapa de acero al silicio para el núcleo del transformador monofásico," *Rev. Ing. UC*, vol. 16, no. 2, pp. 65–69, 2009.
- [4] E. Castillo and J. Cantallopts, "Tecnologías en fundiciones de cobre," *Cochilco*, pp. 1–4, 2015.
- [5] F. Parada, R. Parra, F. Marquez, R. Jara, J. C. Carrasco, and J. Palacios, "Management of copper pyrometallurgical slags : giving additional value to copper mining industry," *VII Int. Conf. Molten Slags Fluxes Salts, South African Inst. Min. Metall.*, pp. 543–544; 547–548, 2004.
- [6] C. Cifuentes, "Mercado de concentrados : Situación mundial y mirada nacional," in *EXPOMIN*, 2018, pp. 16–18.
- [7] Google Maps, "Ubicación Fundición Chagres, Anglo American." 2020, [Online]. Available:
<https://www.google.cl/maps/place/Fundición+Chagres.+AngloAmerican/@-32.8037581,-70.9605111,659m/data=!3m2!1e3!4b1!4m5!3m4!1s0x96883aff0e372607:0x7d447f2e7b00625a!8m2!3d-32.8037626!4d-70.9583224>.
- [8] Google Maps, "Ubicación Fundición Ventanas, Codelco." 2020, [Online]. Available:
<https://www.google.cl/maps/place/Codelco+División+Ventanas/@-32.7649998,-71.484738,659m/data=!3m2!1e3!4b1!4m5!3m4!1s0x9689c0b23cbebc81:0x164d072c11f7e71d!8m2!3d-32.7650043!4d-71.4825493>.

- [9] Google Maps, “Ubicación Fundición Chuquicamata, Codelco.” 2020, [Online]. Available: <https://www.google.cl/maps/place/Chuquicamata,+Codelco/@-22.3140778,-68.892699,5801m/data=!3m1!1e3!4m5!3m4!1s0x96ac7568707457b9:0x496c5511ebed67ad!8m2!3d-22.3090245!4d-68.9188316>.
- [10] Google Maps, “Ubicación Fundición Hernán Videla Lira, Enami.” 2020, [Online]. Available: <https://www.google.cl/maps/place/Fundición+Hernán+Videla+Lira/@-27.4167441,-70.2671126,2783m/data=!3m1!1e3!4m8!1m2!2m1!1sFundición+Hernán+Videla+Lira!3m4!1s0x96981ab382afd3eb:0xe666807d4eae08d0!8m2!3d-27.4211134!4d-70.2589755>.
- [11] Google Maps, “Ubicación Fundición Potrerillos, Codelco.” 2020, [Online]. Available: <https://www.google.cl/maps/place/Potrerillos,+Diego+de+Almagro,+Atacama/@-26.4349272,-69.4926545,2807m/data=!3m2!1e3!4b1!4m5!3m4!1s0x96a2529ca9b1a58b:0x5a749331f1254fb5!8m2!3d-26.4356853!4d-69.4830063>.
- [12] Google Maps, “Ubicación Fundición Altonorte, Glencore.” 2020, [Online]. Available: <https://www.google.cl/maps/place/Fundición+Altonorte/@-23.8244129,-70.3193097,717m/data=!3m2!1e3!4b1!4m5!3m4!1s0x96afdb38f35f9d01:0x63b2b35018fd9e4b!8m2!3d-23.8244178!4d-70.317121>.
- [13] Google Maps, “Ubicación Fundición Caletones, Codelco.” 2020, [Online]. Available: <https://www.google.cl/maps/search/Fundición+Caletones/@-34.104663,-70.4609017,2596m/data=!3m2!1e3!4b1>.
- [14] Ministerio Secretaría General de la Presidencia, *Ley 19.300*. Chile, 2010, p. 8.
- [15] Ministerio de Salud Pública, *Decreto con fuerza de ley 725 - Código Sanitario*, no. 1967. Chile, 2011, p. 22.
- [16] Sernageomin Servicio Nacional de Geología y Minería, *Seguridad Minera DS 132*. Chile, 2002, pp. 102–103.
- [17] Y. E. A. P. Mejías, “Utilización de escoria de cobre de Codelco Ventanas como

agregado pétreo para tratamientos superficiales asfálticos simples la región de Valparaíso,” 2017.

- [18] I. González, V. Muena, M. Cisternas, and A. Neaman, “Acumulación de cobre en una comunidad vegetal afectada por contaminación minera en el valle de Puchuncaví, Chile central,” *Rev. Chil. Hist. Nat.*, vol. 81, no. 2, pp. 279–291, 2008, doi: 10.4067/s0716-078x2008000200010.
- [19] A. Nazer, O. Pavez, F. Rojas, and C. Aguilar, “Una revisión de los usos de las escorias de cobre,” *Iberomet XI X CONAMET/SAM*, pp. 1–5, 2010.
- [20] M. Sanchez, “Research and Reports on Metals Looking for New Materials Resources,” *A SciTechnol J.*, p. 2017, 2017.
- [21] J. Sánchez, Mario. Parada, Fernando. Palacios, “Alternative ways of using nonferrous slags as feed material in the ferrous production industry.,” in *Application of process engineering principles in materials processing, energy and environmental technologies.*, P. R. Wang, Shijie. Free, Michael L. Alam, Shafiq. Zhang, Mingming. Taylor, Ed. 2017, pp. 201–208.
- [22] Consuelo Alejandra Sepulveda Estay, “Utilización de escorias de fundición para la producción de compuestos de hierro,” 2006.
- [23] Enami, “Enami Presentación a Comisión de Minería y Energía del Senado,” in *Enami Presentación a Comisión de Minería y Energía del Senado*, 2015.
- [24] R. Parra, Roberto. Parada, *Especialización en Pirometalurgia del Cobre Universidad de Concepción Vol. V: Tratamientos de Escorias*. Concepción, Chile.: Instituto de Investigaciones Tecnológicas.
- [25] A. Arancibia Cruz, “Mejoramiento proceso de limpieza de escoria en Fundición de Concentrado Chuquicamata,” Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, 2008.
- [26] C. F. Orihuela Torres, “Limpieza de escorias de cobre empleando campos cruzados, eléctricos y magnéticos en la Fundición de la Oroya,” Universidad Nacional del Centro del Perú, 2009.
- [27] C. Hunt Recabarren, “Modelamiento del enfriamiento controlado de escorias de

fusión de cobre,” pp. 47–49, 2017.

- [28] A. N. Banza, E. Gock, and K. Kongolo, “Base metals recovery from copper smelter slag by oxidising leaching and solvent extraction,” *Hydrometallurgy*, vol. 67, no. 1–3, pp. 63–69, 2002, doi: 10.1016/S0304-386X(02)00138-X.
- [29] Z. Yang, M. Rui-Lin, N. Wang-Dong, and W. Hui, “Selective leaching of base metals from copper smelter slag,” *Hydrometallurgy*, vol. 103, no. 1–4, pp. 25–29, 2010, doi: 10.1016/j.hydromet.2010.02.009.
- [30] A. Aracena, F. Fernández, O. Jerez, and A. Jaques, “Converter slag leaching in ammonia medium/column system with subsequent crystallisation with NaSH,” *Hydrometallurgy*, vol. 188, no. May, pp. 31–37, 2019, doi: 10.1016/j.hydromet.2019.06.006.
- [31] A. A. Lykasov, G. M. Ryss, D. G. Sharafutdinov, and A. Y. Pogodin, “Extraction of iron from copper-plant slag,” *Steel Transl.*, vol. 46, no. 9, pp. 609–613, 2016, doi: 10.3103/S0967091216090059.
- [32] Ministerio de Medio Ambiente de Chile, *Decreto 28*, no. 2013. 2014, p. (1) 17-20, (2) 3-6.
- [33] Fundición Altonorte Falconbridge Chile Ltda., “Informe Consolidado de la Evaluación de Impacto Ambiental de la Declaración de Impacto Ambiental del Proyecto “Parque Eólico Canela,” Antofagasta, 2007. [Online]. Available: <https://www.e-seia.cl/documentos/documento.php?idDocumento=1739862>.
- [34] Codelco Chile División Salvador, “Declaración de Impacto Ambiental: Proyecto ‘Flotación de escorias de Convertidor Teniente Fundición Proterillos,’” 2011.
- [35] P. Herrera Castillo, “Evaluación de circuitos de flotación de escoria de cobre en Planta Manuel Antonio Matta,” Universidad de Atacama, 2018.
- [36] N. Guarda, “Efecto del enfriamiento controlado en el consumo de energía y la recuperación de valiosos en el procesamiento de escorias de fusión de cobre,” Universidad de Chile, 2015.
- [37] Giraldo and A. Valencia, “El Acero Hadfield Revisitados,” *Rev. Colomb. Mater. N.3*.

pp. 1 - 24, no. 53, pp. 1–23, 1940.

- [38] D. R. Askeland, P. P. Fulay, and W. J. Wright, *Ciencia e ingeniería de materiales*, Sexta Edic., vol. Sexta Edic, no. 20. 2011.
- [39] L. Enríquez Vidal, “Estudio de las propiedades magnéticas de aleaciones Fe-Si,” Universidad de Sevilla, 2017.
- [40] C. Moosbrugger and F. Cverna, *ASM ready reference Electrical and magnetic properties of metals*. 2000.
- [41] ASTM International, “Standard Specification for Nonoriented Electrical Steel , Semiprocessed Types 1 A683-05,” vol. i, pp. 1–5, 2005.
- [42] ASTM International, “Standard Practice for Identification of Standard Electrical Steel Grades in ASTM Specifications A664-99,” *ASTM Int.*, pp. 1–4, 2014.
- [43] T. Ros-Yañez, C. Alonso, M. Gamarra, J. Barros, and Y. Houbaert, “Características magnéticas y microestructurales de aceros eléctricos con alto silicio producidos por inmersión y recocido de difusión,” *Rev. Metal.*, vol. SPEC. VOL., no. c, pp. 222–226, 2005, doi: 10.3989/revmetalm.2005.v41.iextra.1029.
- [44] F. González and Y. Houbaert, “A review of ordering phenomena in iron-silicon alloys,” *Rev. Metal.*, vol. 49, no. 3, pp. 178–199, 2013, doi: 10.3989/revmetalm.1223.
- [45] D. Ruiz, T. Ros-Yañez, R. E. Vandenberghe, E. De Grave, and Y. Houbaert, “Ordering phenomena in Fe-Si alloys with variable Si-content (0.2-11.7 wt.%) and thermomechanical processing,” *Rev. Metal.*, vol. 40, no. 5, pp. 374–379, 2004, doi: 10.3989/revmetalm.2004.v40.i5.291.
- [46] J. Barros, T. Ros-Yañez, R. Colás, and Y. Houbaert, “Estudio de la deformabilidad a temperatura ambiente de aceros de alto silicio (≥ 4 wt % Si) mediante test de compresión,” *Rev. Metal.*, vol. 41, no. Extra, pp. 116–120, 2005, doi: 10.3989/revmetalm.2005.v41.iextra.1009.
- [47] V. S. Moxson, “Method of producing high density sintered articles from iron-silicon alloys,” 2000.

- [48] L. Valderrama, M. Gonzalez, M. Santander, and B. Zazzali, "Recuperación de cobre contenido en escoria de cobre mediante flotación," *Holos*, vol. 5, pp. 40–50, 2018, doi: 10.15628/holos.2018.7118.
- [49] G. M. Martínez Cázares, "Oxidación a alta temperatura de Aceros con Silicio y Cobre," Universidad Autónoma de Nuevo León, 2011.
- [50] K.-M. Hwang *et al.*, "A Study on the Recovery of Iron from Copper Slag with Temperature," *Int. J. Appl. Eng. Res.*, vol. 13, no. 2, pp. 977–982, 2018, [Online]. Available: <http://www.ripublication.com>.
- [51] R. Parra, Roberto. Parada, "Conversión 2," in *Especialización en Pirometalurgia del Cobre*, pp. 22–51.
- [52] J. J. Cabrera Bugueño, "Efecto de la temperatura y la concentración de óxido de Cobre (I) sobre la viscosidad de escorias tipo Olivina y Alúmino Olivina," Universidad de Chile, 2008.
- [53] M. G. Mago, L. Valles, J. J. Olaya, E. Espejo, P. Arango, and M. Sierra, "Análisis de falla en la chapa de acero al silicio en transformadores de distribución. Efecto de la zona de precedencia de los transformadores," *Rev. ION*, vol. 30, no. 2, pp. 87–98, 2018, doi: 10.18273/revion.v30n2-2017008.

ANEXOS

Anexo 1 Datos termodinámicos de reducción carbotérmica de escoria de Cu en HSC Chemistry 6.0.

	$1\text{Si} + 1\text{O}_{2(\text{g})} = 1\text{SiO}_2$		$1\text{C} + 1\text{O}_{2(\text{g})} = 1\text{CO}_{2(\text{g})}$		$2\text{C} + 1\text{O}_{2(\text{g})} = 2\text{CO}_{(\text{g})}$	
T °C	deltaG kJ	K [-]	deltaG kJ	K [-]	deltaG kJ	K [-]
0	-861,00	4,60E+164	-394,29	2,55E+75	-269,91	4,15E+51
20	-857,36	6,02E+152	-394,35	1,87E+70	-273,47	5,39E+48
40	-853,70	2,59E+142	-394,41	6,22E+65	-277,04	1,64E+46
60	-850,05	1,95E+133	-394,46	7,13E+61	-280,64	1,01E+44
80	-846,39	1,59E+125	-394,52	2,28E+58	-284,24	1,11E+42
100	-842,73	9,50E+117	-394,57	1,73E+55	-287,85	1,98E+40
120	-839,07	3,09E+111	-394,63	2,73E+52	-291,47	5,35E+38
140	-835,41	4,27E+105	-394,68	8,02E+49	-295,09	2,05E+37
160	-831,75	2,05E+100	-394,74	4,04E+47	-298,72	1,06E+36
180	-828,10	2,91E+95	-394,79	3,25E+45	-302,35	7,16E+34
200	-824,45	1,06E+91	-394,84	3,92E+43	-305,98	6,06E+33
220	-820,80	8,85E+86	-394,89	6,77E+41	-309,62	6,27E+32
240	-817,16	1,54E+83	-394,95	1,61E+40	-313,25	7,74E+31
260	-813,52	5,13E+79	-395,00	5,04E+38	-316,88	1,12E+31
280	-809,88	3,05E+76	-395,04	2,03E+37	-320,51	1,86E+30
300	-806,25	3,05E+73	-395,09	1,02E+36	-324,14	3,49E+29
320	-802,63	4,87E+70	-395,14	6,31E+34	-327,76	7,35E+28
340	-799,01	1,19E+68	-395,18	4,66E+33	-331,39	1,71E+28
360	-795,39	4,22E+65	-395,23	4,06E+32	-335,00	4,37E+27
380	-791,78	2,12E+63	-395,27	4,11E+31	-338,62	1,21E+27
400	-788,18	1,47E+61	-395,31	4,76E+30	-342,23	3,62E+26
420	-784,58	1,35E+59	-395,36	6,25E+29	-345,84	1,16E+26
440	-780,99	1,62E+57	-395,40	9,19E+28	-349,44	3,95E+25
460	-777,41	2,47E+55	-395,43	1,50E+28	-353,03	1,43E+25
480	-773,83	4,72E+53	-395,47	2,69E+27	-356,63	5,44E+24
500	-770,26	1,11E+52	-395,51	5,29E+26	-360,22	2,18E+24
520	-766,70	3,14E+50	-395,54	1,13E+26	-363,80	9,14E+23
540	-763,14	1,06E+49	-395,58	2,59E+25	-367,38	3,99E+23
560	-759,60	4,24E+47	-395,61	6,38E+24	-370,95	1,82E+23
580	-756,06	1,97E+46	-395,64	1,68E+24	-374,52	8,55E+22

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

600	-752,54	1,06E+45	-395,68	4,71E+23	-378,08	4,17E+22
620	-749,03	6,45E+43	-395,71	1,39E+23	-381,64	2,10E+22
640	-745,52	4,46E+42	-395,74	4,36E+22	-385,20	1,09E+22
660	-742,01	3,46E+41	-395,76	1,43E+22	-388,75	5,79E+21
680	-738,50	2,98E+40	-395,79	4,92E+21	-392,29	3,16E+21
700	-735,00	2,85E+39	-395,82	1,77E+21	-395,83	1,77E+21
720	-731,50	3,00E+38	-395,84	6,62E+20	-399,37	1,02E+21
740	-728,01	3,44E+37	-395,87	2,58E+20	-402,90	5,94E+20
760	-724,51	4,30E+36	-395,89	1,04E+20	-406,43	3,55E+20
780	-721,02	5,82E+35	-395,92	4,35E+19	-409,95	2,16E+20
800	-717,54	8,48E+34	-395,94	1,88E+19	-413,47	1,34E+20
820	-714,08	1,33E+34	-395,96	8,36E+18	-416,98	8,44E+19
840	-710,64	2,24E+33	-395,98	3,83E+18	-420,49	5,41E+19
860	-707,20	4,00E+32	-396,00	1,80E+18	-423,99	3,52E+19
880	-703,76	7,60E+31	-396,02	8,71E+17	-427,49	2,32E+19
900	-700,32	1,53E+31	-396,04	4,32E+17	-430,98	1,55E+19
920	-696,89	3,25E+30	-396,06	2,19E+17	-434,47	1,05E+19
940	-693,46	7,26E+29	-396,08	1,14E+17	-437,96	7,22E+18
960	-690,04	1,70E+29	-396,09	6,02E+16	-441,44	5,02E+18
980	-686,62	4,19E+28	-396,11	3,25E+16	-444,92	3,52E+18
1.000	-683,20	1,08E+28	-396,12	1,79E+16	-448,39	2,50E+18
1.020	-679,78	2,89E+27	-396,14	1,01E+16	-451,86	1,79E+18
1.040	-676,36	8,07E+26	-396,15	5,75E+15	-455,33	1,30E+18
1.060	-672,95	2,34E+26	-396,17	3,34E+15	-458,79	9,49E+17
1.080	-669,54	7,05E+25	-396,18	1,97E+15	-462,24	7,00E+17
1.100	-666,13	2,20E+25	-396,19	1,18E+15	-465,70	5,21E+17
1.120	-662,73	7,09E+24	-396,20	7,19E+14	-469,15	3,91E+17
1.140	-659,33	2,36E+24	-396,21	4,43E+14	-472,59	2,95E+17
1.160	-655,92	8,11E+23	-396,22	2,77E+14	-476,03	2,25E+17
1.180	-652,53	2,87E+23	-396,23	1,75E+14	-479,47	1,72E+17
1.200	-649,13	1,04E+23	-396,24	1,13E+14	-482,90	1,33E+17
1.220	-645,74	3,91E+22	-396,25	7,30E+13	-486,33	1,03E+17
1.240	-642,34	1,50E+22	-396,26	4,79E+13	-489,76	8,09E+16
1.260	-638,95	5,90E+21	-396,27	3,18E+13	-493,18	6,37E+16
1.280	-635,57	2,38E+21	-396,27	2,13E+13	-496,60	5,04E+16
1.300	-632,18	9,83E+20	-396,28	1,44E+13	-500,02	4,02E+16
1.320	-628,80	4,15E+20	-396,29	9,87E+12	-503,43	3,22E+16
1.340	-625,42	1,79E+20	-396,29	6,81E+12	-506,84	2,59E+16

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

1.360	-622,04	7,89E+19	-396,30	4,75E+12	-510,24	2,09E+16
1.380	-618,66	3,54E+19	-396,30	3,33E+12	-513,64	1,70E+16
1.400	-615,28	1,62E+19	-396,31	2,36E+12	-517,04	1,39E+16
1.420	-611,66	7,44E+18	-396,31	1,69E+12	-520,43	1,14E+16
1.440	-607,69	3,39E+18	-396,31	1,22E+12	-523,82	9,39E+15
1.460	-603,73	1,57E+18	-396,31	8,82E+11	-527,21	7,77E+15
1.480	-599,76	7,43E+17	-396,32	6,44E+11	-530,59	6,46E+15
1.500	-595,80	3,57E+17	-396,32	4,74E+11	-533,97	5,39E+15
1.520	-591,84	1,75E+17	-396,32	3,51E+11	-537,35	4,51E+15
1.540	-587,88	8,66E+16	-396,32	2,62E+11	-540,72	3,79E+15
1.560	-583,93	4,37E+16	-396,32	1,97E+11	-544,09	3,20E+15
1.580	-579,97	2,23E+16	-396,32	1,49E+11	-547,46	2,71E+15
1.600	-576,02	1,16E+16	-396,32	1,13E+11	-550,83	2,30E+15
1.620	-572,07	6,10E+15	-396,31	8,63E+10	-554,19	1,96E+15
1.640	-568,12	3,26E+15	-396,31	6,63E+10	-557,54	1,67E+15
1.660	-564,18	1,76E+15	-396,31	5,12E+10	-560,90	1,44E+15
1.680	-560,23	9,64E+14	-396,31	3,98E+10	-564,25	1,23E+15
1.700	-556,29	5,34E+14	-396,30	3,11E+10	-567,60	1,06E+15
1.720	-552,35	3,00E+14	-396,30	2,44E+10	-570,94	9,20E+14
1.740	-548,50	1,71E+14	-396,29	1,92E+10	-574,29	7,98E+14
1.760	-544,66	9,87E+13	-396,29	1,52E+10	-577,62	6,94E+14
1.780	-540,83	5,76E+13	-396,28	1,21E+10	-580,96	6,05E+14
1.800	-537,00	3,40E+13	-396,27	9,67E+09	-584,29	5,28E+14
1.820	-533,18	2,03E+13	-396,27	7,76E+09	-587,62	4,63E+14
1.840	-529,35	1,22E+13	-396,26	6,25E+09	-590,95	4,06E+14
1.860	-525,54	7,41E+12	-396,25	5,06E+09	-594,27	3,58E+14
1.880	-521,72	4,55E+12	-396,24	4,11E+09	-597,59	3,15E+14
1.900	-517,91	2,82E+12	-396,24	3,35E+09	-600,91	2,79E+14
1.920	-514,11	1,76E+12	-396,23	2,74E+09	-604,23	2,47E+14
1.940	-510,30	1,11E+12	-396,22	2,25E+09	-607,54	2,19E+14
1.960	-506,51	7,05E+11	-396,21	1,86E+09	-610,85	1,95E+14
1.980	-502,71	4,52E+11	-396,19	1,53E+09	-614,15	1,73E+14
2.000	-498,92	2,92E+11	-396,18	1,27E+09	-617,46	1,55E+14
2.020	-495,13	1,90E+11	-396,17	1,06E+09	-620,76	1,38E+14
2.040	-491,35	1,25E+11	-396,16	8,84E+08	-624,06	1,24E+14
2.060	-487,57	8,25E+10	-396,15	7,41E+08	-627,35	1,11E+14
2.080	-483,79	5,49E+10	-396,13	6,22E+08	-630,64	1,00E+14
2.100	-480,01	3,68E+10	-396,12	5,24E+08	-633,93	9,00E+13

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

2.120	-476,24	2,49E+10	-396,10	4,43E+08	-637,22	8,12E+13
2.140	-472,48	1,69E+10	-396,09	3,75E+08	-640,50	7,33E+13
2.160	-468,71	1,16E+10	-396,07	3,19E+08	-643,78	6,63E+13
2.180	-464,95	7,96E+09	-396,06	2,72E+08	-647,06	6,01E+13
2.200	-461,19	5,52E+09	-396,04	2,32E+08	-650,33	5,45E+13
2.220	-457,44	3,84E+09	-396,02	1,99E+08	-653,61	4,96E+13
2.240	-453,69	2,69E+09	-396,01	1,70E+08	-656,88	4,51E+13
2.260	-449,94	1,90E+09	-395,99	1,47E+08	-660,14	4,11E+13
2.280	-446,19	1,35E+09	-395,97	1,26E+08	-663,41	3,75E+13
2.300	-442,45	9,60E+08	-395,95	1,09E+08	-666,67	3,42E+13
2.320	-438,71	6,88E+08	-395,93	9,46E+07	-669,93	3,13E+13
2.340	-434,98	4,96E+08	-395,91	8,21E+07	-673,18	2,87E+13
2.360	-431,24	3,59E+08	-395,89	7,15E+07	-676,44	2,63E+13
2.380	-427,51	2,62E+08	-395,87	6,23E+07	-679,69	2,41E+13
2.400	-423,79	1,91E+08	-395,84	5,44E+07	-682,94	2,22E+13
	2Fe + 1O_{2(g)} = 2FeO		6FeO + 1O_{2(g)} = 2Fe₃O₄		4FeO + 1O_{2(g)} = 2Fe₂O₃	
T	deltaG	K	deltaG	K	deltaG	K
°C	kJ	[-]	kJ	[-]	kJ	[-]
0	-495,08	4,82E+94	-556,76	3,01E+106	-505,68	5,12E+96
20	-492,17	5,07E+87	-551,63	2,00E+98	-500,49	1,54E+89
40	-489,29	4,19E+81	-546,46	1,44E+91	-495,27	4,17E+82
60	-486,43	1,88E+76	-541,26	7,43E+84	-490,03	6,89E+76
80	-483,60	3,43E+71	-536,05	1,97E+79	-484,78	5,12E+71
100	-480,79	2,03E+67	-530,86	2,07E+74	-479,52	1,35E+67
120	-478,00	3,26E+63	-525,67	7,03E+69	-474,26	1,04E+63
140	-475,23	1,23E+60	-520,49	6,48E+65	-469,00	2,00E+59
160	-472,48	9,60E+56	-515,34	1,42E+62	-463,75	8,50E+55
180	-469,75	1,42E+54	-510,20	6,54E+58	-458,51	7,19E+52
200	-467,03	3,66E+51	-505,08	5,82E+55	-453,28	1,11E+50
220	-464,32	1,53E+49	-499,99	9,19E+52	-448,06	2,90E+47
240	-461,64	9,88E+46	-494,92	2,41E+50	-442,85	1,21E+45
260	-458,96	9,33E+44	-489,87	9,96E+47	-437,66	7,63E+42
280	-456,30	1,24E+43	-484,85	6,15E+45	-432,48	6,97E+40
300	-453,64	2,22E+41	-479,85	5,44E+43	-427,32	8,86E+38
320	-451,00	5,25E+39	-474,89	6,67E+41	-422,17	1,52E+37
340	-448,37	1,59E+38	-469,96	1,10E+40	-417,04	3,40E+35
360	-445,75	5,98E+36	-465,06	2,35E+38	-411,93	9,71E+33
380	-443,13	2,76E+35	-460,21	6,42E+36	-406,84	3,46E+32

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

400	-440,52	1,54E+34	-455,39	2,19E+35	-401,77	1,51E+31
420	-437,92	1,01E+33	-450,63	9,15E+33	-396,72	7,92E+29
440	-435,32	7,72E+31	-445,91	4,61E+32	-391,69	4,91E+28
460	-432,73	6,81E+30	-441,25	2,76E+31	-386,68	3,56E+27
480	-430,14	6,83E+29	-436,66	1,94E+30	-381,69	2,98E+26
500	-427,55	7,73E+28	-432,13	1,58E+29	-376,72	2,84E+25
520	-424,97	9,76E+27	-427,67	1,47E+28	-371,78	3,06E+24
540	-422,39	1,37E+27	-423,29	1,56E+27	-366,86	3,70E+23
560	-419,81	2,10E+26	-419,00	1,87E+26	-361,96	4,96E+22
580	-417,22	3,52E+25	-414,80	2,50E+25	-357,10	7,33E+21
600	-414,64	6,42E+24	-410,65	3,70E+24	-352,26	1,19E+21
620	-412,06	1,26E+24	-406,54	5,99E+23	-347,45	2,10E+20
640	-409,47	2,66E+23	-402,45	1,06E+23	-342,67	4,01E+19
660	-406,88	5,99E+22	-398,38	2,01E+22	-337,92	8,27E+18
680	-404,28	1,44E+22	-394,34	4,10E+21	-333,21	1,83E+18
700	-401,68	3,65E+21	-390,31	8,95E+20	-328,54	4,32E+17
720	-399,06	9,78E+20	-386,30	2,08E+20	-323,87	1,09E+17
740	-396,44	2,76E+20	-382,29	5,14E+19	-319,22	2,88E+16
760	-393,81	8,17E+19	-378,29	1,34E+19	-314,57	8,05E+15
780	-391,17	2,53E+19	-374,31	3,69E+18	-309,93	2,36E+15
800	-388,52	8,17E+18	-370,32	1,06E+18	-305,29	7,26E+14
820	-385,86	2,75E+18	-366,34	3,21E+17	-300,65	2,33E+14
840	-383,21	9,63E+17	-362,36	1,01E+17	-296,02	7,79E+13
860	-380,55	3,50E+17	-358,38	3,32E+16	-291,38	2,71E+13
880	-377,89	1,31E+17	-354,40	1,13E+16	-286,75	9,78E+12
900	-375,23	5,11E+16	-350,42	4,02E+15	-282,12	3,65E+12
920	-372,56	2,05E+16	-346,44	1,47E+15	-277,49	1,41E+12
940	-369,87	8,45E+15	-342,45	5,57E+14	-272,86	5,62E+11
960	-367,19	3,59E+15	-338,46	2,18E+14	-268,23	2,31E+11
980	-364,51	1,57E+15	-334,46	8,76E+13	-263,60	9,74E+10
1.000	-361,84	7,03E+14	-330,47	3,63E+13	-258,97	4,23E+10
1.020	-359,18	3,23E+14	-326,46	1,54E+13	-254,35	1,88E+10
1.040	-356,52	1,52E+14	-322,45	6,72E+12	-249,72	8,59E+09
1.060	-353,87	7,35E+13	-318,44	3,01E+12	-245,09	4,02E+09
1.080	-351,22	3,62E+13	-314,42	1,38E+12	-240,46	1,92E+09
1.100	-348,58	1,82E+13	-310,39	6,43E+11	-235,84	9,37E+08
1.120	-345,94	9,37E+12	-306,35	3,07E+11	-231,21	4,67E+08
1.140	-343,31	4,91E+12	-302,31	1,50E+11	-226,58	2,38E+08

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

1.160	-340,68	2,62E+12	-298,27	7,45E+10	-221,95	1,23E+08
1.180	-338,06	1,42E+12	-294,21	3,77E+10	-217,32	6,49E+07
1.200	-335,44	7,85E+11	-290,15	1,95E+10	-212,69	3,48E+07
1.220	-332,83	4,41E+11	-286,09	1,02E+10	-208,05	1,90E+07
1.240	-330,22	2,51E+11	-282,01	5,45E+09	-203,42	1,05E+07
1.260	-327,62	1,46E+11	-277,93	2,95E+09	-198,79	5,93E+06
1.280	-325,02	8,54E+10	-273,85	1,62E+09	-194,16	3,39E+06
1.300	-322,42	5,09E+10	-269,76	9,07E+08	-189,52	1,97E+06
1.320	-319,83	3,07E+10	-265,66	5,14E+08	-184,89	1,15E+06
1.340	-317,24	1,88E+10	-261,56	2,95E+08	-180,25	6,87E+05
1.360	-314,66	1,16E+10	-257,45	1,72E+08	-175,61	4,14E+05
1.380	-312,18	7,32E+09	-253,05	9,92E+07	-170,79	2,49E+05
1.400	-310,23	4,85E+09	-247,18	5,22E+07	-164,98	1,42E+05
1.420	-308,23	3,23E+09	-241,30	2,79E+07	-159,16	8,14E+04
1.440	-306,23	2,18E+09	-235,41	1,51E+07	-153,35	4,74E+04
1.460	-304,23	1,48E+09	-229,51	8,27E+06	-147,52	2,80E+04
1.480	-302,24	1,01E+09	-223,60	4,60E+06	-141,70	1,67E+04
1.500	-300,25	7,01E+08	-217,68	2,59E+06	-135,87	1,01E+04
1.520	-298,26	4,89E+08	-211,75	1,48E+06	-130,03	6,14E+03
1.540	-296,25	3,43E+08	-205,82	8,51E+05	-124,19	3,79E+03
1.560	-293,96	2,38E+08	-199,88	4,97E+05	-118,35	2,36E+03
1.580	-291,68	1,67E+08	-193,93	2,93E+05	-112,52	1,49E+03
1.600	-289,40	1,18E+08	-188,44	1,80E+05	-106,69	9,45E+02
1.620	-287,12	8,37E+07	-185,44	1,31E+05	-100,86	6,07E+02
1.640	-284,84	5,99E+07	-182,43	9,58E+04	-95,04	3,94E+02
1.660	-282,56	4,32E+07	-179,42	7,05E+04	-89,23	2,58E+02
1.680	-280,29	3,14E+07	-176,40	5,22E+04	-83,41	1,70E+02
1.700	-278,02	2,29E+07	-173,38	3,89E+04	-77,60	1,13E+02
1.720	-275,74	1,69E+07	-170,35	2,92E+04	-71,80	7,62E+01
1.740	-273,47	1,25E+07	-167,32	2,20E+04	-66,00	5,16E+01
1.760	-271,20	9,29E+06	-164,29	1,66E+04	-60,20	3,52E+01
1.780	-268,93	6,96E+06	-161,25	1,27E+04	-54,41	2,42E+01
1.800	-266,66	5,24E+06	-158,21	9,69E+03	-48,62	1,68E+01
1.820	-264,40	3,97E+06	-155,16	7,46E+03	-42,83	1,17E+01
1.840	-262,13	3,02E+06	-152,11	5,76E+03	-37,05	8,24E+00
1.860	-259,87	2,31E+06	-149,06	4,47E+03	-31,27	5,83E+00
1.880	-257,61	1,78E+06	-146,00	3,49E+03	-25,49	4,15E+00
1.900	-255,34	1,37E+06	-142,94	2,73E+03	-19,72	2,98E+00

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

1.920	-253,08	1,07E+06	-139,88	2,15E+03	-13,95	2,15E+00
1.940	-250,83	8,33E+05	-136,81	1,70E+03	-8,19	1,56E+00
1.960	-248,57	6,53E+05	-133,74	1,34E+03	-2,43	1,14E+00
1.980	-246,31	5,14E+05	-130,66	1,07E+03	3,33	8,37E-01
2.000	-244,05	4,06E+05	-127,58	8,55E+02	9,09	6,18E-01
2.020	-241,80	3,22E+05	-124,50	6,86E+02	14,84	4,59E-01
2.040	-239,55	2,57E+05	-121,41	5,52E+02	20,59	3,43E-01
2.060	-237,29	2,06E+05	-118,32	4,46E+02	26,33	2,57E-01
2.080	-235,04	1,65E+05	-115,23	3,61E+02	32,07	1,94E-01
2.100	-232,79	1,33E+05	-112,13	2,94E+02	37,81	1,47E-01
2.120	-230,54	1,08E+05	-109,03	2,40E+02	43,55	1,12E-01
2.140	-228,29	8,75E+04	-105,92	1,96E+02	49,28	8,58E-02
2.160	-226,04	7,13E+04	-102,81	1,61E+02	55,01	6,59E-02
2.180	-223,80	5,83E+04	-99,70	1,33E+02	60,74	5,09E-02
2.200	-221,55	4,78E+04	-96,59	1,10E+02	66,46	3,95E-02
2.220	-219,30	3,94E+04	-93,47	9,09E+01	72,18	3,07E-02
2.240	-217,06	3,25E+04	-90,35	7,55E+01	77,90	2,40E-02
2.260	-214,82	2,69E+04	-87,22	6,29E+01	83,61	1,89E-02
2.280	-212,57	2,24E+04	-84,09	5,26E+01	89,32	1,49E-02
2.300	-210,33	1,86E+04	-80,96	4,40E+01	95,03	1,18E-02
2.320	-208,09	1,56E+04	-77,82	3,70E+01	100,74	9,35E-03
2.340	-205,85	1,30E+04	-74,69	3,11E+01	106,44	7,45E-03
2.360	-203,61	1,10E+04	-71,54	2,63E+01	112,14	5,96E-03
2.380	-201,37	9,22E+03	-68,40	2,22E+01	117,84	4,79E-03
2.400	-199,13	7,79E+03	-65,25	1,88E+01	123,53	3,85E-03
	2Cu + 1O_{2(g)} = 2CuO		2CO_(g) + 1O_{2(g)} = 2CO_{2(g)}		4Cu + 1O_{2(g)} = 2Cu₂O	
T	deltaG	K	deltaG	K	deltaG	K
°C	kJ		kJ		kJ	
0	-260,81	7,56E+49	-518,68	1,57E+99	-299,501	1,90E+57
20	-257,08	6,49E+45	-515,23	6,51E+91	-296,451	6,72E+52
40	-253,37	1,85E+42	-511,77	2,36E+85	-293,397	8,79E+48
60	-249,66	1,40E+39	-508,29	5,03E+79	-290,343	3,36E+45
80	-245,96	2,42E+36	-504,80	4,69E+74	-287,289	3,14E+42
100	-242,28	8,27E+33	-501,30	1,51E+70	-284,236	6,19E+39
120	-238,61	5,06E+31	-497,79	1,39E+66	-281,187	2,30E+37
140	-234,95	5,09E+29	-494,28	3,14E+62	-278,141	1,47E+35
160	-231,30	7,86E+27	-490,75	1,54E+59	-275,098	1,51E+33
180	-227,67	1,76E+26	-487,23	1,47E+56	-272,061	2,31E+31

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

200	-224,05	5,45E+24	-483,70	2,54E+53	-269,028	5,04E+29
220	-220,44	2,24E+23	-480,17	7,32E+50	-266	1,50E+28
240	-216,84	1,19E+22	-476,64	3,33E+48	-262,977	5,91E+26
260	-213,26	7,86E+20	-473,11	2,27E+46	-259,96	2,96E+25
280	-209,69	6,35E+19	-469,58	2,22E+44	-256,948	1,85E+24
300	-206,13	6,12E+18	-466,05	3,00E+42	-253,941	1,40E+23
320	-202,58	6,93E+17	-462,51	5,42E+40	-250,941	1,26E+22
340	-199,04	9,07E+16	-458,98	1,27E+39	-247,946	1,33E+21
360	-195,51	1,35E+16	-455,45	3,78E+37	-244,957	1,62E+20
380	-192,00	2,27E+15	-451,93	1,40E+36	-241,974	2,26E+19
400	-188,49	4,24E+14	-448,40	6,27E+34	-238,996	3,52E+18
420	-184,99	8,75E+13	-444,88	3,37E+33	-236,025	6,14E+17
440	-181,51	1,98E+13	-441,35	2,14E+32	-233,059	1,18E+17
460	-178,03	4,85E+12	-437,83	1,57E+31	-230,1	2,48E+16
480	-174,57	1,28E+12	-434,32	1,33E+30	-227,146	5,69E+15
500	-171,11	3,64E+11	-430,80	1,28E+29	-224,198	1,41E+15
520	-167,66	1,10E+11	-427,29	1,39E+28	-221,256	3,74E+14
540	-164,22	3,55E+10	-423,78	1,68E+27	-218,319	1,06E+14
560	-160,79	1,21E+10	-420,27	2,25E+26	-215,389	3,20E+13
580	-157,37	4,32E+09	-416,77	3,30E+25	-212,464	1,02E+13
600	-153,96	1,63E+09	-413,27	5,31E+24	-209,546	3,44E+12
620	-150,55	6,39E+08	-409,77	9,26E+23	-206,632	1,22E+12
640	-147,15	2,62E+08	-406,27	1,75E+23	-203,725	4,51E+11
660	-143,77	1,12E+08	-402,78	3,53E+22	-200,823	1,75E+11
680	-140,38	4,94E+07	-399,29	7,65E+21	-197,927	7,04E+10
700	-137,01	2,26E+07	-395,80	1,77E+21	-195,036	2,95E+10
720	-133,64	1,07E+07	-392,32	4,32E+20	-192,151	1,28E+10
740	-130,28	5,22E+06	-388,84	1,12E+20	-189,27	5,74E+09
760	-126,93	2,62E+06	-385,36	3,05E+19	-186,396	2,66E+09
780	-123,58	1,35E+06	-381,88	8,76E+18	-183,526	1,27E+09
800	-120,25	7,13E+05	-378,41	2,63E+18	-180,662	6,23E+08
820	-116,91	3,86E+05	-374,94	8,27E+17	-177,802	3,14E+08
840	-113,59	2,14E+05	-371,48	2,71E+17	-174,947	1,62E+08
860	-110,27	1,21E+05	-368,01	9,24E+16	-172,098	8,59E+07
880	-106,95	7,00E+04	-364,55	3,27E+16	-169,252	4,65E+07
900	-103,64	4,12E+04	-361,10	1,20E+16	-166,411	2,57E+07
920	-100,34	2,47E+04	-357,64	4,56E+15	-163,575	1,45E+07
940	-97,05	1,51E+04	-354,19	1,79E+15	-160,742	8,35E+06

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

960	-93,75	9,37E+03	-350,74	7,22E+14	-157,914	4,89E+06
980	-90,47	5,91E+03	-347,30	3,00E+14	-155,089	2,92E+06
1.000	-87,19	3,78E+03	-343,86	1,29E+14	-152,268	1,77E+06
1.020	-83,91	2,45E+03	-340,42	5,65E+13	-149,45	1,09E+06
1.040	-80,64	1,61E+03	-336,98	2,54E+13	-146,635	6,81E+05
1.060	-77,37	1,08E+03	-333,54	1,17E+13	-143,824	4,32E+05
1.080	-74,11	7,26E+02	-330,11	5,55E+12	-141,015	2,78E+05
1.100	-70,55	4,83E+02	-326,69	2,68E+12	-137,611	1,72E+05
1.120	-66,91	3,23E+02	-323,26	1,32E+12	-134,029	1,06E+05
1.140	-63,27	2,18E+02	-319,84	6,66E+11	-130,45	6,64E+04
1.160	-59,64	1,49E+02	-316,42	3,42E+11	-126,877	4,21E+04
1.180	-56,01	1,03E+02	-313,00	1,79E+11	-123,308	2,71E+04
1.200	-52,38	7,20E+01	-309,58	9,51E+10	-119,744	1,76E+04
1.220	-48,76	5,08E+01	-306,17	5,15E+10	-116,185	1,16E+04
1.240	-46,01	3,88E+01	-302,76	2,83E+10	-112,631	7,73E+03
1.260	-43,71	3,09E+01	-299,35	1,58E+10	-110,479	5,81E+03
1.280	-41,42	2,47E+01	-295,95	9,00E+09	-108,671	4,52E+03
1.300	-39,15	2,00E+01	-292,55	5,18E+09	-106,873	3,54E+03
1.320	-36,87	1,62E+01	-289,15	3,03E+09	-105,084	2,79E+03
1.340	-34,61	1,32E+01	-285,75	1,79E+09	-103,305	2,22E+03
1.360	-32,36	1,08E+01	-282,36	1,08E+09	-101,535	1,77E+03
1.380	-30,11	8,95E+00	-278,96	6,53E+08	-99,774	1,42E+03
1.400	-27,88	7,42E+00	-275,57	4,02E+08	-98,022	1,15E+03
1.420	-25,65	6,18E+00	-272,19	2,50E+08	-96,278	9,34E+02
1.440	-23,43	5,18E+00	-268,80	1,57E+08	-94,544	7,64E+02
1.460	-21,21	4,36E+00	-265,42	1,00E+08	-92,818	6,28E+02
1.480	-19,01	3,69E+00	-262,04	6,43E+07	-91,101	5,18E+02
1.500	-16,81	3,13E+00	-258,66	4,17E+07	-89,393	4,30E+02
1.520	-14,62	2,67E+00	-255,29	2,74E+07	-87,692	3,59E+02
1.540	-12,44	2,28E+00	-251,91	1,81E+07	-86	3,00E+02
1.560	-10,27	1,96E+00	-248,54	1,21E+07	-84,316	2,53E+02
1.580	-8,10	1,69E+00	-245,17	8,15E+06	-82,64	2,14E+02
1.600	-5,94	1,46E+00	-241,81	5,54E+06	-80,972	1,81E+02
1.620	-3,79	1,27E+00	-238,44	3,80E+06	-79,312	1,54E+02
1.640	-1,64	1,11E+00	-235,08	2,62E+06	-77,66	1,32E+02
1.660	0,50	9,70E-01	-231,72	1,83E+06	-76,015	1,13E+02
1.680	2,63	8,51E-01	-228,36	1,28E+06	-74,378	9,76E+01
1.700	4,75	7,48E-01	-225,00	9,06E+05	-72,748	8,43E+01

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre

1.720	6,87	6,61E-01	-221,65	6,45E+05	-71,126	7,31E+01
1.740	8,98	5,85E-01	-218,30	4,62E+05	-69,511	6,36E+01
1.760	11,09	5,19E-01	-214,95	3,33E+05	-67,903	5,56E+01
1.780	13,19	4,62E-01	-211,60	2,42E+05	-66,302	4,86E+01
1.800	15,28	4,12E-01	-208,26	1,77E+05	-64,709	4,27E+01
1.820	17,36	3,69E-01	-204,91	1,30E+05	-63,122	3,76E+01
1.840	19,44	3,31E-01	-201,57	9,62E+04	-61,543	3,32E+01
1.860	21,51	2,97E-01	-198,23	7,15E+04	-59,97	2,94E+01
1.880	23,58	2,68E-01	-194,89	5,35E+04	-58,404	2,61E+01
1.900	25,64	2,42E-01	-191,56	4,03E+04	-56,845	2,33E+01
1.920	27,69	2,19E-01	-188,23	3,04E+04	-55,292	2,08E+01
1.940	29,74	1,99E-01	-184,89	2,31E+04	-53,746	1,86E+01
1.960	31,78	1,81E-01	-181,56	1,77E+04	-52,206	1,66E+01
1.980	33,82	1,64E-01	-178,24	1,36E+04	-50,673	1,50E+01
2.000	35,85	1,50E-01	-174,91	1,05E+04	-49,146	1,35E+01
2.020	37,87	1,37E-01	-171,58	8,11E+03	-47,626	1,22E+01
2.040	39,89	1,26E-01	-168,26	6,31E+03	-46,111	1,10E+01
2.060	41,91	1,15E-01	-164,94	4,93E+03	-44,603	9,97E+00
2.080	43,91	1,06E-01	-161,62	3,87E+03	-43,101	9,05E+00
2.100	45,92	9,76E-02	-158,31	3,05E+03	-41,605	8,24E+00
2.120	47,91	9,00E-02	-154,99	2,42E+03	-40,115	7,51E+00
2.140	49,90	8,31E-02	-151,68	1,92E+03	-38,631	6,86E+00
2.160	51,89	7,69E-02	-148,37	1,53E+03	-37,153	6,28E+00
2.180	53,87	7,13E-02	-145,06	1,23E+03	-35,681	5,75E+00
2.200	55,84	6,61E-02	-141,75	9,86E+02	-34,214	5,28E+00
2.220	57,81	6,15E-02	-138,44	7,96E+02	-32,753	4,86E+00
2.240	59,78	5,72E-02	-135,13	6,44E+02	-31,298	4,47E+00
2.260	61,74	5,33E-02	-131,83	5,23E+02	-29,849	4,13E+00
2.280	63,69	4,98E-02	-128,53	4,26E+02	-28,404	3,81E+00
2.300	65,64	4,65E-02	-125,23	3,49E+02	-26,966	3,53E+00
2.320	67,59	4,35E-02	-121,93	2,86E+02	-25,533	3,27E+00
2.340	69,53	4,08E-02	-118,63	2,35E+02	-24,105	3,03E+00
2.360	71,46	3,82E-02	-115,34	1,94E+02	-22,683	2,82E+00
2.380	73,39	3,59E-02	-112,04	1,61E+02	-21,266	2,62E+00
2.400	75,32	3,37E-02	-108,75	1,33E+02	-19,854	2,44E+00

Anexo 2 Datos termodinámicos HSC Chemistry 6.0 para reducción de Óxidos de Fe y Si.

	$1\text{Fe}_3\text{O}_4 + 1\text{C} = 3\text{FeO} + 1\text{CO}_{(g)}$	$1\text{FeO} + 1\text{C} = 1\text{Fe} + 1\text{CO}_{(g)}$	$1\text{SiO}_2 + 2\text{C} = 1\text{Si} + 2\text{CO}_{(g)}$
T °C	deltaG kJ	deltaG kJ	deltaG kJ
1.200	-96,38	-73,73	166,23
1.300	-115,13	-88,80	132,17
1.400	-134,93	-103,40	98,24
1.500	-158,15	-116,86	61,83
1.600	-181,19	-130,71	25,20
1.700	-197,11	-144,79	-11,31
1.800	-213,04	-158,81	-47,29
1.900	-228,98	-172,78	-83,00
2.000	-244,94	-186,70	-118,54
2.100	-260,90	-200,57	-153,92
2.200	-276,87	-214,39	-189,14
2.300	-292,85	-228,17	-224,22
2.400	-308,84	-241,90	-259,15
2.500	-324,84	-255,59	-293,95
2.600	-340,84	-269,24	-328,61
2.700	-356,86	-282,85	-363,14
2.800	-372,87	-296,42	-397,54
2.900	-388,89	-309,95	-431,83
3.000	-404,92	-323,44	-465,99

Anexo 3 Cálculos de C estequiométrico para reducción carbotérmica.

Para comenzar, se selecciona una ley promedio que represente a la muestra y esté dentro del intervalo de confianza obtenido del análisis EDS de cada elemento presente en la muestra de relave de flotación de escoria (recordar que este análisis es de carácter confidencial expresado por la empresa, por lo que solo se pueden otorgar rangos y composiciones aproximadas en la investigación con el fin de mantener el resguardo de dicho análisis). Debido a esto se determina desde el intervalo de confianza la siguiente composición representativa en porcentaje en masa:

Leyes [%masa]	
Fe	49,35
O	30,23
Si	13,35
Ca	2,10
Al	1,90
Na	0,75
Mg	0,73
K	0,75
S	0,45
Cu	0,38

Considerando los pesos moleculares de estos elementos y compuestos asociados se tiene que:

Elementos Químicos	Peso Atómico [uma]	Compuestos Químicos		Peso Molecular [g/mol]
Fe	55,845	FeO	Wustita	71,844
O	15,999	Fe₂O₃	Hematita	159,687
Si	28,086	Fe₃O₄	Magnetita	231,531
Al	26,982	SiO₂	Sílice	60,084
Ca	40,078	Al₂O₃	Alúmina	101,961
S	32,065	CaO	Cal	56,077
Cu	63,546	Cu₂O	Óxido de Cu	143,091
C	12,011	2FeO*(SiO₂)	Fayalita	203,772

Luego se deben asociar los contenidos de las leyes de cada elemento a su compuesto posible como se observa a continuación:

$$Si \text{ disponible para } SiO_2 = \frac{13,35 [g]}{PM(Si)} = 0,48 \text{ moles}$$

Suponiendo que el SiO_2 está completamente para la formación de Fayalita. Se calcula la cantidad de FeO que se puede formar en el sistema:

$$Fe \text{ disponible para } FeO = \frac{49,35 [g]}{PM(Fe)} = 0,88 \text{ moles}$$

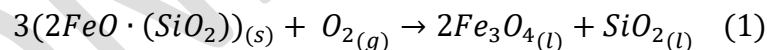
Por lo que la formación de Fayalita está dada por $2FeO$ es decir 0,44 moles:

$$\text{moles Fayalita} \rightarrow 2FeO(SiO_2) = \frac{(\text{moles de } FeO)}{2} = 0,44 \text{ moles}$$

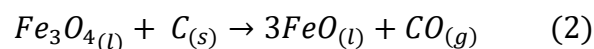
Quedando SiO_2 remanente ya que reaccionan por cada mol de Fayalita hay 1 mol de Sílice, es decir, una proporción 1:1. Por lo que restando los moles disponibles de sílice menos los utilizados para la fayalita:

$$SiO_2 \text{ remanente} = 0,48 \text{ moles} - 0,44 \text{ moles} = 0,04 \text{ moles}$$

Las reacciones quedan descritas en el orden que se observa en las siguientes reacciones, donde (1) es la oxidación de Fayalita la cual comienza con 0,44 moles produciendo 0,29 moles de Magnetita y 0,44 moles de Sílice:

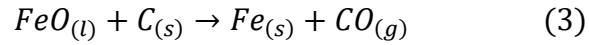


Luego en la reacción (2) contiene la reducción de la Magnetita, la cual para efectos prácticos del cálculo se consideró todo el Fe como FeO para la Fayalita, utilizando los 0,29 moles producidos de Magnetita se requieren 0,29 moles de C para su total reducción, suponiendo un 100% de eficiencia de la reacción se obtienen como producto 0,88 moles de FeO :

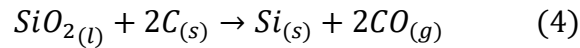


Luego el FeO es reducido con C, para lo cual se requieren 0,88 moles de C para su reducción a Fe como se observa en (2):

Estudio de proceso pirometalúrgico para obtención de aleaciones Fe-Si a partir de relaves de flotación de escorias de cobre



Luego debido al análisis de las energías libres de Gibbs, la reacción que sigue es la reducción de Sílice, para lo cual se utiliza la Sílice obtenida y la remanente, las cuales poseen 0,44 moles y 0,04 moles respectivamente, requiriendo así para su reducción aproximadamente 0,95 moles de C como se observa en la reacción (4):



Esto da como resultado un total de aproximadamente 2,13 moles de C, los cuales equivalen a 25,57 [g] de C, que es el requerido para la reducción carbotérmica de óxidos de Fe y Si de manera simultánea.

CONFIDENCIAL