

UNIVERSIDAD DE OVIEDO

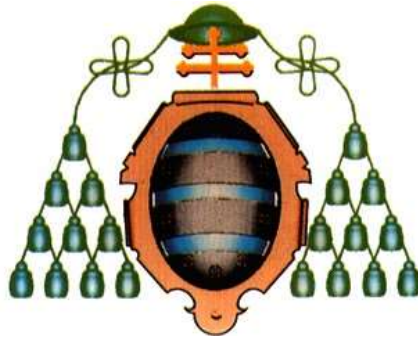
Programa de Doctorado de Ciencia y Tecnología de
Materiales

OPTIMIZACIÓN DE LAS CONDICIONES DE OPERACIÓN DE UNA
PLANTA DE SÍNTER Y LOCALIZACIÓN DEL PARQUE DE MINERALES
POR MEDIO DE ESTADÍSTICAS MULTIVARIANTES AVANZADAS Y
LÓGICA DIFUSA

TESIS DOCTORAL

Mateo Ramón Martín Duarte

Julio 2015



UNIVERSIDAD DE OVIEDO

Programa de Doctorado de Ciencia y Tecnología de
Materiales

OPTIMIZACIÓN DE LAS CONDICIONES DE OPERACIÓN DE UNA
PLANTA DE SÍNTER Y LOCALIZACIÓN DEL PARQUE DE MINERALES
POR MEDIO DE ESTADÍSTICAS MULTIVARIANTES AVANZADAS Y
LÓGICA DIFUSA

TESIS DOCTORAL

Luis Felipe Verdeja González

Íñigo Ruiz Bustinza





AUTORIZACIÓN PARA LA PRESENTACIÓN DE TESIS DOCTORAL

Año Académico: 2014/2015

1.- Datos personales del autor de la Tesis		
Apellidos: Martín Duarte	Nombre: Mateo Ramón	
DNI: 27888671K	Teléfono: 670214110	Correo electrónico: mduarte@cenim.csic.es

2.- Datos académicos	
Programa de Doctorado cursado: Ciencia y Tecnología de Materiales (RD 1393)	
Órgano responsable: Departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería Metalúrgica	
Departamento/Instituto en el que presenta la Tesis Doctoral: Departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería Metalúrgica.	
Título definitivo de la Tesis	
Español: Optimización de las condiciones de operación de una planta de sinter y localización del parque de minerales por medio de estadísticas multivariantes avanzadas y lógica difusa.	Inglés: Operational conditions optimization of a sinter plant and the ore yard location by means of advanced multivariate statistics and fuzzy logic.
Rama de conocimiento: Ingeniería y Arquitectura	

3.- Autorización del Directores de la tesis	
D.: Luis Felipe Verdeja González	DNI: 10550460S
Departamento: Departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería Metalúrgica	
D.: Iñigo Ruiz Bustinza	DNI: 5251011 L
Departamento/Instituto/Institución: CENIM - CSIC	

Autoriza la presentación de la tesis doctoral en cumplimiento de lo establecido en el Art.30.1 del Reglamento de los Estudios de Doctorado, aprobado por el Consejo de Gobierno, en su sesión del día 17 de junio de 2013 (BOPA del 25 de junio de 2013)

Oviedo, 6 de julio de 2015
Directores de la Tesis

Fdo.: Luis F. Verdeja González

Fdo.: Iñigo Ruiz Bustinza



RESOLUCIÓN DE PRESENTACIÓN DE TESIS DOCTORAL

Año Académico: 2014/2015

1.- Datos personales del autor de la Tesis		
Apellidos: Martín Duarte	Nombre: Mateo Ramón	
DNI: 27888671K	Teléfono: 670214110	Correo electrónico: mduarte@cenim.csic.es

2.- Datos académicos	
Programa de Doctorado cursado: Ciencia y Tecnología de Materiales (RD 1393)	
Órgano responsable: Departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería Metalúrgica	
Departamento/Instituto en el que presenta la Tesis Doctoral: Departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería Metalúrgica.	
Título definitivo de la Tesis	
Español: Optimización de las condiciones de operación de una planta de sinter y localización del parque de minerales por medio de estadísticas multivariantes avanzadas y lógica difusa.	Inglés: : Operational conditions optimization of a sinter plant and the ore yard location by means of advanced multivariate statistics and fuzzy logic.
Rama de conocimiento: Ingeniería y Arquitectura	
Señale si procede: <input type="checkbox"/> Mención Internacional <input type="checkbox"/> Idioma de presentación de la Tesis distinto al español <input type="checkbox"/> Presentación como compendio de publicaciones	

3.- Autorización del Presidente de la Comisión Académica	
D.: Jaime A. Viña Olay	DNI: 10828913 F
Departamento/Instituto: Departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería Metalúrgica	

Resolución

La Comisión Académica del Programa de Doctorado de Ciencia y Tecnología de Materiales en su reunión de fecha 28/07/2015, acordó la presentación de la tesis doctoral a la Comisión de Doctorado, previa comprobación de que la tesis presentada y la documentación que la acompaña cumplen con la normativa vigente, según lo establecido en el Art.30.7 del Reglamento de los Estudios de Doctorado, aprobado por el Consejo de Gobierno, en su sesión del día 17 de junio de 2013 (BOPA del 25 de junio de 2013)

Además, informa:

	Favorable	Desfavorable
Mención Internacional	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Idioma	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Presentación como compendio de publicaciones	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>



Justificación

La tesis titulada “Optimización de las condiciones de operación de una planta de sinter y localización del parque de minerales por medio de estadísticas multivariantes avanzadas y lógica difusa”, presentada por el doctorando Mateo Ramón Martín Duarte, dirigida por los Dres. Luis Felipe Verdeja González (Universidad de Oviedo) e Iñigo Ruiz Bustinza (CENIM-CSIC), y la documentación adjunta cumplen con los requisitos para ser presentada a la Comisión de Doctorado.

Oviedo, 28 de Julio de 2015

Presidente de la Comisión Académica del Programa de Doctorado

Fdo.: Jaime A. Viña Olay

Contra la presente resolución podrá interponer recurso de alzada ante el Excmo. Sr. Rector Magfco. de esta Universidad en el plazo de un mes a contar desde el siguiente a la recepción de la presente resolución, de acuerdo con lo previsto en el artículo 114 de la Ley 30/92, de 26 de noviembre, del Régimen Jurídico de las Administraciones Públicas y Procedimiento Administrativo Común (B.O.E. de 27 de noviembre), modificada por la Ley 4/1999, de 13 de enero (B.OE. de 14 de enero)



RESUMEN DEL CONTENIDO DE TESIS DOCTORAL

1.- Título de la Tesis	
Español: Optimización de las condiciones de operación de una planta de sinter y localización del parque de minerales por medio de estadísticas multivariantes avanzadas y lógica difusa.	Inglés: Operational conditions optimization of a sinter plant and the ore yard location by means of advanced multivariate statistics and fuzzy logic.
2.- Autor	
Nombre: Mateo Ramón Martín Duarte	DNI: 27888671 K
Programa de Doctorado: Ciencia y Tecnología de Materiales (RD 1393)	
Órgano responsable: Departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería Metalúrgica	

RESUMEN (en español)

El objetivo principal de la Tesis, ha sido desarrollar un modelo de correlación multivariable sustentado por algoritmos de la “lógica difusa” que permite obtener un producto sinterizado de hierro, utilizando las materias primas localizadas en el parque de minerales de una siderurgia integral, al mínimo coste sin perjuicio de pérdida de calidad química, física, termodinámica y mecánica exigidas por la operativa actual del horno alto.

Para cumplir este objetivo, se ha estructurado el trabajo en un total de seis capítulos. La Tesis se inicia con un capítulo introductorio, capítulo cero, en el que se pasa revista a los antecedentes del problema planteado, los fundamentos y los objetivos del trabajo. Se dedica una especial atención a las materias primas que intervienen en la operación básica de sinterización del mineral de hierro: Minerales de hierro de distinta procedencia, carbón coquizable, escorificantes y fundentes y residuos del proceso siderúrgico (hierro y acero).

A lo largo del capítulo primero, se detalla la logística básica de un parque de minerales en una siderurgia integral; en concreto se describe el parque de la planta que ArcelorMittal tiene en Veriña-Gijón-Asturias (España). Se pasa revista a las operaciones de homogeneización de los finos de mineral de hierro, de distintos orígenes, a sinterizar así como de la molienda del coque y de los sistemas de riego utilizados para evitar pérdidas por arrastre mecánico o riesgos de auto-combustión.

En el capítulo segundo, se describe el proceso de sinterización y se argumenta la necesidad de su presencia, como operación básica dentro de la siderurgia integral. Finalmente, se comentan las exigencias de calidad del Sínter autofundente para poder ser utilizado como carga férrica del horno alto.

A lo largo del capítulo tercero, se proponen los fundamentos de la herramienta utilizada en la Tesis: “la lógica difusa” y sus variables lingüísticas. Se desarrollan las correspondientes operaciones de los denominados conjuntos borrosos así como los distintos modelos existentes para los sistemas de interferencia borrosa.

El capítulo central de la Tesis es el cuarto, ya que se trata de aplicar los conceptos desarrollados en el capítulo anterior al cálculo del precio-coste, de las posibles mezclas de premateriales siderúrgicos que, teóricamente, podrían formularse para alimentar un horno alto.

En consecuencia, en la Tesis se ha logrado proponer un modelo de cálculo que permite obtener un producto sinterizado con mínimo coste y con propiedades físicas, químicas, mecánicas y termodinámicas aceptables para el óptimo funcionamiento del horno alto.

Finalmente, con el desarrollo de la Tesis Doctoral, se ha podido igualmente alcanzar, un mayor conocimiento de todas aquellas variables que intervienen en la calidad mecánica, índice de Tumbler, IT, y mecánico-termodinámicas, índice RDI, de los materiales férricos y subproductos sinterizados en la cinta de Dwight-Lloyd.



RESUMEN (en Inglés)

Developing a multivariate correlation model has been the main objective of the PhD. thesis. This model has been supported by means of algorithms of the fuzzy logic. In this way, it is possible to obtain an iron sinterized product, using the raw materials that can be found in the ore yard of an integrated iron and steel plant, with the minimum cost without affecting the chemical, physical, thermodynamical and mechanical quality of the blast furnace operative.

In order to satisfy the objective mentioned above, the PhD. thesis document has been structured in 6 chapters. The thesis starts with an introductory chapter (Chapter 0), where the antecedents of the proposed problem, the fundamentals and the objectives of the work are presented. It is specially reviewed the field of the raw materials that are used in the iron ore sintering: iron ore of different precedence, coking coal, slag-forming products, fluxes and wastes from the iron and steel industry.

In Chapter 1, it is detailed the basic logistic of an ore yard in an integrated iron and steel industry. Concretely, it described the ore yard of the Arcelor Mittal factory of Veriña (Gijón, Asturias, España). Homogenization operations of the fines, which are going to be sinterized, of iron raw materials from different origins are studied in this chapter. Furthermore, coke milling and irrigation systems that are used to avoid material losses by mechanical dragging or auto-burning risks are explained in Chapter 1.

In Chapter 2, the sintering process is described and it is argued the necessity of this process as basic operation in the integrated iron and steel industry. Finally, it is commented the quality requirements of the self-fluxing sinter in order to be used in the ferric load of the blast furnace.

Along the Chapter 3, the fundamentals of the tool that is used in the thesis (fuzzy logic and their linguistic variables) are exposed. Corresponding operations of the named fuzzy sets as well as the existing distinct models for the fuzzy inference systems are developed in this chapter.

Chapter 4 is the main one of the thesis. That is because the fundamentals that were developed in Chapter 3 are applied in order to calculate the price-cost of the possible mixes of ironmaking prematerials that, theoretically, could be employed in the blast furnace feeding.

As consequence, a calculus model to obtain a sinterized product with the minimum cost and the best physical, chemical, mechanical and thermodynamical properties for the optimal operation of the blast furnace was achieved.

To conclude, with the PhD. thesis development it was possible to reach a higher knowledge of all the variables which take part in the mechanical quality (Tumble Index, IT) and mechanical-thermodynamical (Reduction Degradation Index, RDI) quality of the ferric materials and by-products that are sinterized in the Dwight-Lloyd machine.



Agradecimientos

Quisiera agradecer la oportunidad que se me ha brindado de poder haber podido desarrollar este trabajo que me ha permitido culminar una ilusión mantenida a lo largo de los años, en primer lugar a las personas que integran el departamento del Dr. Javier Mochón y a él mismo, sobre todo, en el CENIM (Centro de Investigaciones Metalúrgicas) del CSIC, por la ayuda incondicional que, a lo largo de los años, me han brindado para poder desarrollar esta Tesis, sin su colaboración y estímulo no lo hubiese podido llevar a término, sin olvidar, a mi director de Tesis, el Dr. Iñigo Ruiz-Bustinza

Asimismo, al Dr. Luis Felipe Verdeja y todo su equipo del departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería Metalúrgica de la Universidad de Oviedo, a quienes debo la posibilidad de poder defender esta Tesis, por toda la ayuda prestada, sobre todo en la parte final de la misma, y su colaboración en la realización de los artículos, frutos de este trabajo.

No puedo olvidarme tampoco de mi difunta esposa María (q.e.p.d.) que me animó a iniciar este trabajo, pues entendió mejor que nadie, esta satisfacción personal y profesional que suponía para mí llevarlo a cabo.

Dedico, finalmente, este trabajo, a mi actual esposa Rocío y a mi hija Elena, con las que comparto la dicha de poder desarrollar los trabajos más gratificantes de mi vida profesional.



Resumen

La eficiencia económica y energética de los procesos, ha sido unas variables que, tradicionalmente, siempre han suscitado la atención del ámbito Metalúrgico. De poco sirve tener-obtener un producto que alcance o supere las exigencias físicas químicas o mecánicas del control de calidad valoradas por el mercado, si su precio fuera elevado (eficiencia económica).

Así mismo, en las últimas décadas se ha suscitados el problema de las emisiones de CO₂. La naturaleza de los procesos de reducción carbotérmicos usuales de la industria metalúrgica, implica que no es posible pensar en una eliminación completa del dióxido de carbono, aunque sí podría resultar posible una significativa reducción en el consumo de coque, carbón, gas natural o de síntesis (eficiencia energética y medio-ambiental).

La Tesis que se presenta, ha logrado alcanzar los objetivos anteriormente citados al desarrollar un modelo de correlación multivariable, apoyada en la “lógica difusa”, que permite obtener productos sinterizados de mineral de hierro al mínimo coste garantizando las características físicas, químicas y mecánicas exigidas por el horno alto.

También se considera un hito importante de la Tesis, el haber contribuido alcanzar un mayor conocimiento de las variables que intervienen en la calidad mecánica (índice de Tumbler, IT) y termodinámica (índice RDI) de los materiales sinterizados esenciales para alcanzar la buena marcha operativa del horno alto.

Finalmente, como propuesta de trabajo para el futuro, se apunta realizar una labor investigadora para lograr identificar conceptos y variables obtenidas por la “lógica difusa”, con los coeficientes de interacción característicos en la definición-valoración de la actividad química de los elementos tanto en estado fundido como en disolución sólida (aleaciones metálicas). Si para una propiedad del sinter, como puede ser el índice de Tumbler (IT), no se alcanza una tasa de correlación significativa con el %CaO presente en el producto sinterizado, no significa que el contenido de óxido de calcio no influya en el valor del IT del sinter. Lo que sucede, es que también existen otras variables (físicas, químicas y operativas) que influyen en los resultados del IT. Es decir, el resultado final alcanzado por el IT, además de las variable individualmente consideradas, es preciso considerar las posibles componentes-interacciones binarias o ternarias de distinto signo entre cada una de las variables (que aumenten o disminuyan el valor final del IT). En definitiva, se propone para futuros



desarrollos, manejar-utilizar el mismo lenguaje o una terminología similar que la empleada para expresar cuantitativamente la influencia de los elementos de aleación en la solución sólida de la austenita en los aceros al carbono (elementos alfégenos y gamágenos). Existen elementos de aleación que expanden el campo de estabilidad de la austenita y otros que provocan el efecto contrario: disminuir la zona de influencia-estabilidad de la austenita. En consecuencia se propone establecer una nueva línea de trabajo futura que, pueda desarrollarse a través de la correlación multivariable y la “lógica difusa”, la obtención de propiedades tales como la IT y RDI (Índice de Reducibilidad), a través de parámetros de interacción de primer, segundo o tercer orden de las distintas variables que intervienen en la fabricación del sinter siderúrgico: químicas, físicas y operacionales.



Índice

CAPÍTULO	PÁGINA
0. Antecedentes, Fundamentos y Objetivos del Trabajo	
0.1. Perspectivas en el mundo de los materiales.	18
0.2. Materiales Metálicos.	21
0.2.1. Aluminio.	22
0.2.2. Cobre.	22
0.2.3. Plomo.	23
0.2.4. Zinc.	24
0.2.5. Ferroaleaciones.	25
0.2.6. El hierro.	27
0.2.6.1. Materias Primas para la fabricación de acero.	35
0.2.6.1.1. Carbón coquizable.	35
0.2.6.1.2. Mineral de Hierro.	41
0.2.6.1.3. Residuos de la industria siderúrgica.	43
0.2.6.1.4. Escorificantes y fundentes.	45
0.3. La sinterización.	46
0.4. Fundamentos del Trabajo.	46
0.4.1. Posibilidades de la correlación lineal entre variables.	48
0.4.2. Lógica Difusa para la determinación de los Índices RDI y Tumbler.	49
0.4.3. Índices RDI y Tumbler.	53
0.4.3.1. Índice RDI.	53
0.4.3.2. Índice Tumbler.	53
0.4.4. Definición del Problema de Optimización.	53
0.5. Objetivos de la Tesis.	54
0.6. Beneficios Industriales, Técnicos, Económicos y/o Sociales: Oportunidades Industriales y Económicas.	57
1. Parque de Minerales.	
1.1. Introducción.	61
1.2. Tolvas de la Instalación.	62
1.2.1. Tolvas de Recepción.	62
1.2.1.1. RENFE I.	62
1.2.1.2. LANGREO II.	63



1.2.1.3. LANGREO III.	64
1.2.1.4. RENFE IV.	65
1.2.1.5 RENFE V.	66
1.3. Tolvas Aéreas.	67
1.3.1. Tolvas de almacenamiento de acería.	67
1.3.2. Tolvas de hornos altos.	68
1.3.3. Tolvas de prehomogeneización.	69
1.3.4. Tolvas de compensación de mineral.	70
1.3.5. Tolvas de alimentación al sinter A.	71
1.3.6. Tolvas de alimentación al sinter B.	71
1.4. Parques de Almacenamiento.	73
1.4.1. Parque de Minerales de Hierro.	73
1.4.2. Parque de Fundentes.	74
1.4.3. Parque de Caliza y Dunita.	75
1.4.4. Parque de Sínter.	75
1.4.5. Parque de Coque Grueso.	76
1.4.6. Parque de Carbones.	76
1.4.7. Parque de Coque Fino.	78
1.5. Preparación de Materias Primas..	78
1.5.1. Homogeneización de minerales finos.	78
1.5.2. Molienda de Coque.	80
1.6. Sistema de Riego.	81
1.6.1. Sistema de riego de materias primas.	81
1.6.2. Zona del Parque de Minerales.	81
1.6.3. Zona de lechos de homogeneización.	82
1.6.4. Cañón de riego RG 105 CS.	82
1.6.5. Depósito de almacenamiento.	84
1.7. Anexo.	85
2. La Sinterización.	
2.1. Necesidad de Aglomeración.	87
2.2. Sinterización.	88
2.2.1. Descripción del Proceso.	89
2.2.2. Zonas de Carga.	92



2.3. Fases del Proceso de Sinterización.	93
2.3.1. Fenómenos que rigen el proceso.	94
2.4. Componentes del Sinterizado.	94
2.5. Calidad del Sínter.	95
2.5.1. Resistencia Mecánica en Frío.	96
2.5.2. Composición Química.	97
2.5.3. Ensayos de Caracterización del Sínter.	98
2.6. Repercusión de la Calidad del Sínter en el Horno Alto.	100
3. Introducción a la Lógica Difusa.	
3.1. Conocimiento del Problema.	106
3.2. Conceptos Generales.	107
3.3. Funciones de Pertenencia.	111
3.3.1. Funciones de pertenencia de una dimensión.	111
3.3.1.1. Funciones Simétricas.	111
3.3.1.1.1. Triangular.	111
3.3.1.1.2. Trapezoidal	112
3.3.1.1.3. Gaussiana.	113
3.3.1.1.4. Acampanada.	113
3.3.1.2. Funciones Asimétricas.	115
3.3.1.2.1. Sigmoide.	115
3.3.1.2.2. Abierta a la izquierda/derecha o I-D.	115
3.3.2. Funciones de pertenencia bidimensionales.	117
3.3.3. Derivadas de las funciones de pertenencia parametrizadas.	118
3.4. Variables Lingüísticas.	119
3.5. Operaciones de los Conjuntos Borrosos.	123
3.5.1. Operaciones básicas de conjuntos borrosos.	123
3.5.2. Intersección de conjuntos borrosos.	124
3.5.2.1. Operadores T-norma para la intersección de conjuntos borrosos.	124
3.5.3. Unión de conjuntos borrosos.	125
3.5.3.1. Operadores T-conorma para la unión de conjuntos borrosos.	125
3.6. El Principio de Extensión.	126



3.6.1. Generalización del Principio de Extensión.	127
3.7. Relaciones Borrosas.	127
3.7.1. Composiciones de las Relaciones Borrosas.	128
3.8. Razonamiento Aproximado. Reglas Si-Entonces Borrosas.	129
3.8.1. Interpretación de las Proposiciones Borrosas Compuestas:	129
3.8.2. Reglas Si-Entonces Borrosas.	130
3.8.3. Interpretaciones de las Reglas Si-Entonces Borrosas.	130
3.8.4. Base de Reglas Borrosas. Tipos de Reglas.	131
3.8.4.1. Reglas borrosas canónicas.	131
3.8.4.1.1. Reglas parciales.	132
3.8.4.1.2. Reglas “O”.	132
3.8.4.1.3. Proposición borrosa simple.	132
3.8.4.1.4. Reglas progresivas.	132
3.8.4.1.5. Reglas no borrosas.	132
3.8.5. Propiedades del Conjunto de Reglas.	132
3.9. Inferencia Borrosa.	133
3.9.1. Inferencia Basada en la Composición.	133
3.9.1.1. Combinación de Mamdani.	133
3.9.1.2. Combinación de Gödel.	134
3.9.2. Inferencia Basada en Reglas Individuales.	134
3.10. Fuzzificadores.	134
3.10.1. Fuzzificador singular (“ <i>Singleton fuzzifier</i> ”).	135
3.10.2. Fuzzificador gaussiano (“ <i>gaussian fuzzifier</i> ”).	135
3.10.3. Fuzzificador triangular (“ <i>triangular fuzzifier</i> ”).	135
3.11. Defuzzificadores.	136
3.11.1. Defuzzificador Centro de Gravedad.	137



3.11.2. Defuzzificador Promedio de los Centros.	138
3.11.3. Defuzzificador Máximo.	138
3.12. Sistemas de Inferencia Borrosos.	139
3.12.1. Tipos de Sistemas de Inferencia Borrosos.	140
3.12.1.1. Modelo borroso de Mamdani.	140
3.12.1.1.1. Variantes al modelo borroso de Mamdani.	142
3.12.1.2. Modelo borroso de Sugeno.	142
3.12.1.3. Modelo borroso de Tsukamoto.	144
4. Aplicaciones al Cálculo de la Reducción de Precios de las Mezclas de Premateriales Siderúrgicos para el Horno Alto.	
4.1. Objetivos del Estudio.	147
4.2. Antecedentes.	148
4.3. Planteamiento y Resolución del Problema.	149
4.3.1. Método Desarrollado.	150
4.3.2. Generación de las Bases de Datos.	151
4.3.3 Análisis de los Datos.	162
4.3.3.1. Correlación lineal.	162
4.3.3.2. Correlación parcial.	164
4.3.3.3. Sistemas de Inferencia Borrosos para la estimación de los índices RDI y Tumbler.	167
4.3.3.3.1. Estimación del índice RDI.	167
4.3.3.3.2. Estimación del índice Tumbler.	168
4.4. Definición del Problema de Optimización.	169
4.4.1. Restricciones del Problema	170
4.4.1.1. Contenido en hierro.	170
4.4.1.2. Contenido en MgO.	171
4.4.1.3. Índice de Basicidad.	171
4.4.1.4. Contenido en Sílice.	172
4.4.1.5. Contenido en Al ₂ O ₃ .	172
4.4.1.6. Contenido en álcalis.	173
4.4.1.7. Contenido en fósforo.	173
4.5. Programa Informático.	174



4.5.1. Ventana de Inicialización.	174
4.5.2. Pantalla de Editar.	176
4.5.3. Análisis de Datos.	177
4.5.3.1. Composición.	177
4.5.3.2. Analsec.	178
4.5.3.3. Análisis sínter.	179
4.5.3.4. Comparar.	180
4.5.3.5. Histogramas.	180
4.5.4. Programa de Optimización.	185
4.6. Discusión y Resultados.	187
4.7. Conclusiones.	189
5. Conclusiones.	193



Relación de Figuras

CAPÍTULO	PÁGINA
0. Antecedentes, Fundamentos y Objetivos del Trabajo:	
Figura 0.1. Diagrama de Ashby de la importancia relativa de los diferentes grupos de materiales. Tomada de [1].	19
Figura 0.2. Representación de la importancia relativa de los diferentes grupos de materiales.	20
Figura 0.3. Producción mundial de aluminio primario.	22
Figura 0.4. Producción mundial de cobre primario.	23
Figura 0.5. Producción mundial de plomo refinado (primario + secundario).	24
Figura 0.6. Producción mundial de zinc.	25
Figura 0.7. Producción mundial de ferroaleaciones en millones de toneladas.	26
Figura 0.8. Producción mundial de ferroaleaciones desglosada.	27
Figura 0.9. Producción de acero en miles de toneladas por proceso.	29
Figura 0.10. Producción mundial de acero en millones de toneladas desde 1950.	30
Figura 0.11. Producción mundial de acero por regiones.	32
Figura 0.12. Producción mundial de acero por regiones excluyendo Asia.	33
Figura 0.13. Representación de los consumos per cápita de acero por países y regiones.	34
Figura 0.14. Producción mundial de coque por regiones [18], [19], [20].	39
Figura 0.15. Producción mundial de coque eliminando los datos de China.	40
Figura 0.16. Producción de mineral de hierro mundial, y de los cinco mayores productores.	43
Figura 0.17. Representación de la funciones de pertenencia de los conjuntos de edades.	50
Figura 0.18. Esquema de Sistema de Inferencia Borroso.	51
1. Parque de Minerales:	
Figura 1.1. Esquema de cintas transportadoras: Puerto de El Musel-Veriña.	61
Figura 1.2. Esquema de la tolva de recepción RENFE V.	67
Figura 1.3. Vista de los trippers y sistemas de tolvas.	69
Figura 1.4. Funcionamiento del Sínter B.	72
Figura 1.5. Esquema de funcionamiento del Parque de Mineral.	74



Figura 1.6. Esquema del Parque de Carbones.	77
Figura 1.7. Esquema de los lechos de homogeneización.	80
Figura 1.8. Sección tipo de cañón RG 105 CS.	83
Figura 1.9. Depósitos de almacenamiento en el parque de minerales y en los lechos de homogeneización.	84
2. La Sinterización:	
Figura 2.1. Esquema de una instalación de sinterización.	90
Figura 2.2. Zonas en el proceso del sínter.	91
3. Introducción a la Lógica Difusa:	
Figura 3.1. Núcleos, soportes y puntos de paso superior de (a) el conjunto borroso “mediana edad” y (b) el conjunto borroso singular “45 años”.	109
Figura 3.2. Ejemplos de cuatro clases de funciones de pertenencia parametrizadas:	
(a) triángulo($x;20,60,80$)	114
(b) trapezoide($x;10,20,60,95$)	
(c) gaussiana($x;50,20$)	
(d) campana($x;20,4,50$).	
Figura 3.3. (a) dos funciones sigmoides y_1 e y_2	
(b) una función de pertenencia cerrada obtenida de $ y_1 - y_2 $	116
(c) dos funciones sigmoides y_1 e y_3	
(d) una función de pertenencia obtenida a partir de $y_1 \cdot y_3$.	
Figura 3.4. Funciones de pertenencia I-D	
(a) I-D($x;65,60,10$)	116
(b) I-D($x;25,10,40$)	
Figura 3.5. (a) Conjunto base	
(b) Su extensión cilíndrica $c(A)$	117
Figura 3.6. Funciones de pertenencia típicas del conjunto de términos $T(edad)$.	121
Figura 3.7. Varios <i>defuzzificadores</i> para obtener una salida numérica.	137
Figura 3.8. Diagrama de bloques de un sistema de inferencia borroso.	140
Figura 3.9. Sistema de inferencia borroso de Mamdani utilizando el <i>mín</i> y el <i>max</i> como operadores T-norma y T-conorma, respectivamente.	141
Figura 3.10. Sistema de inferencia borroso de Mamdani utilizando el producto y el <i>max</i> como operadores T-norma y T-conorma, respectivamente.	141



Figura 3.11. Modelo borroso de Sugeno.	143
Figura 3.12. Modelo borroso de Tsukamoto.	144
4. Aplicaciones al Cálculo de la Reducción de Precios de las Mezclas de Premateriales Siderúrgicos para el Horno Alto:	
Figura 4.1. Variables con coeficientes de correlación $\geq 0,5$ (triángulo superior) ó $\leq -0,5$ (triángulo inferior).	163
Figura 4.2. Correlación parcial del índice Tumbler (ISO>6.3mm) con el resto de variables.	165
Figura 4.3. Correlación parcial del índice RDI (<3mm) con el resto de las variables.	166
Figura 4.4. Resultados del entrenamiento y validación para el modelo del (a) índice RDI (b) índice Tumbler.	169
Figura 4.5. Ventana de inicio del programa.	175
Figura 4.6. Ventana de Edición.	176
Figura 4.7. Análisis, mostrando la composición del mineral de la parva núm. 27.	177
Figura 4.8. Análisis, mostrando el contenido en Fe por parva explicación de los símbolos: (o) la media de los productos (+) Fe.	178
Figura 4.9. Representación de los datos de contenido en SiO ₂ de la mezcla de minerales por día.	179
Figura 4.10. Análisis, comparación del Fe contenido en el mineral (azul) con el contenido en el sínter obtenido (rojo).	180
Figura 4.11. Histograma del contenido en Fe en el sínter.	181
Figura 4.12. Histograma del contenido en MgO en el sínter.	182
Figura 4.13. Histograma del índice de basicidad.	182
Figura 4.14. Histograma del índice RDI.	183
Figura 4.15. Histograma del índice Tumbler (ISO>6,3).	183
Figura 4.16. Histograma del contenido en P en el sínter.	184
Figura 4.17. Histograma del contenido en Al ₂ O ₃ en el sínter.	184
Figura 4.18. Pantalla de Optimización.	185
Figura 4.19. Pantalla de Resultados. Características de la mezcla óptima para la estiba número 30.	187
Figura 4.20. Pantalla de Resultados. Características de la estiba número 30.	188



Figura 4.21. Pantalla de Resultados. Características de la mezcla óptima para la estiba número 30 fijando unos puntos límites a sus límites actuales.

189



Relación de Tablas

CAPÍTULO	PÁGINA
0. Antecedentes, Fundamentos y Objetivos del Trabajo:	
Tabla 0.1. Producción mundial de los diferentes materiales.	21
Tabla 0.2. Proporciones de los diferentes elementos que puede poseer una ferroaleación.	25
Tabla 0.3. Producción porcentual y por regiones de acero por proceso en el año 2013 [10].	28
Tabla 0.4. Producción mundial de acero desde 1.950 a 2013 según datos del <i>World Steel Association</i> [10].	30
Tabla 0.5. Consumo de producto de acero terminado per cápita desde el año 1995.	34
Tabla 0.6. Evolución de los consumos específicos del coque siderúrgico en la producción del arrabio [13].	36
Tabla 0.7. Propiedades físico-químicas de los carbones coquizables.	36
Tabla 0.8. Propiedades requeridas para el coque de horno alto [14].	36
Tabla 0.9. Propiedades físicas exigidas para un coque de horno alto [12].	36
Tabla 0.10. Producción mundial de coque durante el período 1.990 al 2.011 en millones de toneladas [18], [19], [20].	37
Tabla 0.11. Coque disponible durante el período 1.973 al 2.011 para la OCDE, en millones de toneladas [20].	41
Tabla 0.12. Producción de mina de mineral de hierro en millones de toneladas.	42
Tabla 0.13. Clasificación de los residuos siderúrgicos según su estado [24].	44
Tabla 0.14. Propiedades de la cal siderúrgica [25].	45
Tabla 0.15. Análisis elemental de un espato flúor de calidad siderúrgica.	45
Tabla 0.16. Análisis elemental de fundentes alternativos al espato flúor. Datos porcentuales.	46
1. Parque de Minerales:	
Tabla 1.1. Características de la criba de resonancia tipo Weserhütte.	68
Tabla 1.2. Distribución de tolvas en cada horno.	68
Tabla 1.3. Dimensiones y capacidades de los lechos para la formación de parvas.	78
Tabla 1.4. Características de los molinos de coque.	81



Tabla 1.5. Densidades y procedencia de los materiales más usados.	85
2. La Sinterización:	
Tabla 2.1. Acciones para mejorar la sinterización.	102
4. Aplicaciones al Cálculo de la Reducción de Precios de las Mezclas de Premateriales Siderúrgicos para el Horno Alto:	
Tabla 4.1. Variables recogidas del conjunto de datos históricos.	151
Tabla 4.2. Análisis químico de las materias primas.	156
Tabla 4.3. Distribución del tamaño de las partículas de las materias primas.	159
Tabla 4.4. Valores de las restricciones impuestas para el sínter en Arcelor España.	170
Tabla 4.5. Condiciones de Proceso.	173



0. Antecedentes, Fundamentos y Objetivos del Trabajo

0.1. Perspectivas en el mundo de los materiales:

Dice el profesor Ashby en su libro *Materials Selection in Mechanical Design* [1] que a lo largo de la historia los materiales han limitado el diseño. Así, las Edades en las que el ser humano ha vivido han sido nombradas según el tipo de materiales que empleaban: Edad de Piedra, Edad de Bronce y Edad de Hierro. De esta forma, tras su muerte, los grandes mandatarios de cada época eran enterrados con los materiales más preciados representando la máxima tecnología del momento, como por ejemplo Tutankamon con los fragmentos de vidrio de colores en su sarcófago o Agamenón con su espada de bronce y su máscara de oro. Sin embargo, actualmente podemos preguntarnos con qué se enterrarían, pudiendo hacerlo, por ejemplo, con su coche o con su teléfono móvil, que tienen un poco de los cuatro grandes grupos de materiales: Metales, Cerámicas, Polímeros y Materiales Compuestos. Nos encontramos, por tanto, con que, como dice el profesor Ashby [1], “Ésta no es la Edad de un solo material; ésta es la Edad de un inmenso rango de materiales”.

La evolución en el uso de los diferentes materiales se muestra en la **Figura 0.1** [1], los materiales de la prehistoria (Edad de Piedra, >10000 a. C. en la **Figura 0.1**) eran las cerámicas y los vidrios, los polímeros naturales (pieles y maderas fundamentalmente) y materiales compuesto. Así, por ejemplo, las armas estaban fabricadas de madera y sílex. En cuanto a los metales, el oro y la plata que se encontraban en la naturaleza formaron parte de esta época (aunque sin un rol importante) podrían hacernos hablar de la Edad del Oro. Tras este periodo llega el cobre (Edad del Cobre) que, al igual que el oro y la plata, son metales nobles y aparecen en la naturaleza en estado nativo. El cobre se comenzó trabajando en frío a partir del metal nativo y, posteriormente, con la mejora de las cerámicas se comenzó a experimentar con los procesos metalúrgicos, pasándose a trabajar con minerales de cobre y, más adelante, se lograron las aleaciones como el bronce (Edad del Bronce, 4000 a. C. a 1000 a. C. en la **Figura 0.1**). La introducción de los metales supuso el progresivo reemplazo de las antiguas armas y herramientas de piedra y madera por las de metal. Posteriormente, se descubre la esponja de hierro, probablemente de modo fortuito, al calentar menas del metal de fácil reducción [2], constituyendo la siderurgia, y dando lugar a la Edad de Hierro (1000 a. C. hasta 1620 d. C. según Ashby, **Figura 0.1**). La tecnología del acero y las fundiciones (1620-1850, **Figura 0.1**) supone el establecimiento del dominio de los metales en la ingeniería.



Dominio que fue consolidado con la evolución de los aceros, las aleaciones ligeras y las aleaciones especiales. Esto se puede apreciar en la **Figura 0.1**, donde en los años 60 del siglo XX los “materiales ingenieriles” significaban directamente “metales” [1].

Obviamente, se han desarrollado otros materiales como el cemento Portland, los refractarios, polímeros, etc., que han ido haciéndose un hueco en el mercado. Según Ashby, desde 1960 se ha producido un cambio de modo que la tasa de desarrollo de las nuevas aleaciones metálicas es ahora lenta, cayendo la demanda de acero y de fundiciones [1]. Por otra parte, la industria de los polímeros y materiales compuestos crece rápidamente, y las proyecciones de crecimiento de las cerámicas de alto rendimiento sugieren su rápida expansión [1]. Desde luego, según estas situaciones que nos plantea Ashby [1], el futuro de los metales sería pesimista, sin embargo, como veremos posteriormente, esto no es ni mucho menos cierto.

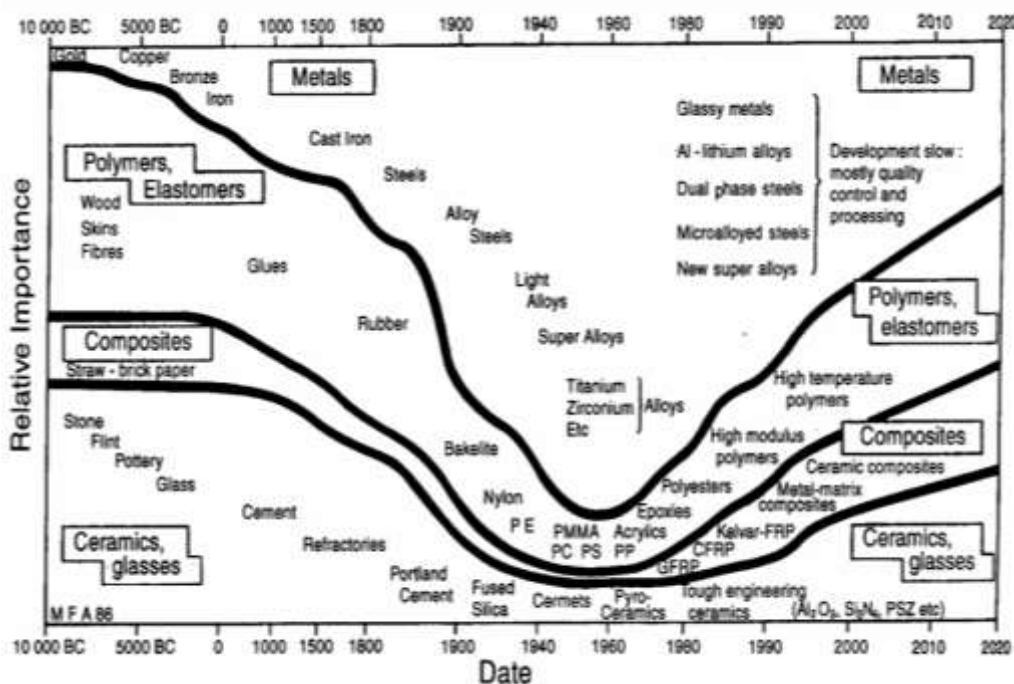


Figura 0.1. Diagrama de Ashby de la importancia relativa de los diferentes grupos de materiales. Tomada de [1].

Nada más lejos de la realidad. Los metales continúan teniendo a día de hoy un papel muy importante, no así tanto los materiales compuestos que parece tendrían cerca de un 20% de mercado para el año 2011 (según la **Figura 0.1**), pero realmente no es así. Es decir, los materiales tradicionales gozan de buena salud y continuarán teniéndola si tenemos en cuenta las tendencias que mantienen en los últimos años, como veremos más adelante. Si representamos (**Figura 0.2**) como sería la distribución relativa (es decir, representado el



porcentaje de cada material con respecto al total) de los grupos de materiales (**Tabla 0.1**) como hizo Ashby en la **Figura 0.1**, podemos comprobar cómo, en los últimos 10 años, los cerámicos incrementan su importancia relativa debido, fundamentalmente, al cemento, mientras que las maderas pierden importancia. Por su parte, los metales continúan una línea ligeramente ascendente, es decir, no se produce una reducción en la demanda de metales, lo que nos indica una tecnología madura, a la que aún se le encuentran nuevas utilidades. En lo que a los polímeros se refiere, la tendencia es estable, lo que podría indicar pocas perspectivas de crecimiento en lo que a uso se refiere, es decir, probablemente los polímeros han alcanzado ya su madurez. Mientras tanto, los materiales compuestos tienen una importancia relativa muy baja en la actualidad, es decir, son una tecnología inmadura, que se encuentra buscando su nicho de mercado con utilidades que reemplacen a las que ofrecen otros materiales. Lo que está claro es que las hipótesis que planteaba el profesor Ashby en su diagrama se encuentran bastante lejos de lo que la realidad actual nos plantea.

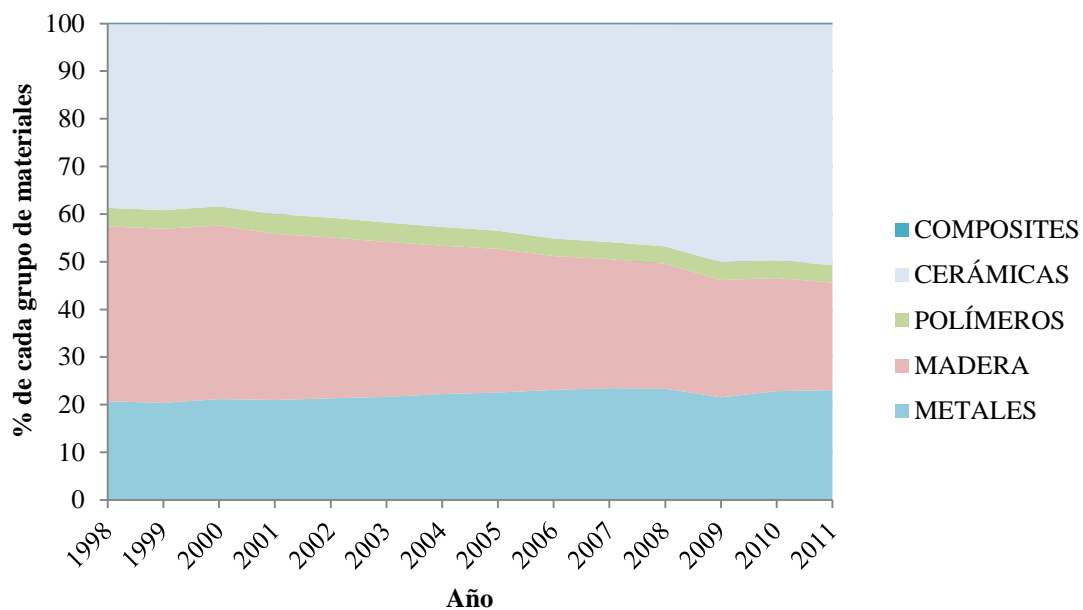


Figura 0.2. Representación de la importancia relativa de los diferentes grupos de materiales.

Un análisis de los datos de producción de los diferentes materiales atendiendo a la importancia relativa no es, ni mucho menos, la mejor manera de hacernos a la idea de cómo se encuentra el mercado mundial de los materiales. Para ello hemos de acudir a los grandes números, a la producción global de cada grupo de materiales, que es donde vemos la tendencia que experimentan cada uno (**Tabla 0.1**). Como se aprecia en la **Tabla 0.1**, la producción de los diferentes materiales se encuentra en continuo crecimiento, a excepción de la madera que tiene una tendencia estable, lo cual puede venir motivado por el empleo de



nuevos combustibles o la introducción de nuevos sistemas constructivos en los países en vías de desarrollo. La producción de los polímeros se ha incrementado entre el año 2000 y el año 2010 del orden del 30%. Por su parte, los metales, de los que hablaremos de forma más detallada posteriormente, han incrementado su producción del orden del 40%. En los mismos porcentajes en que se mueven los metales lo hacen los materiales compuestos, cuyo elevado ritmo de crecimiento viene acompañado por las nuevas funcionalidades que se le asocian. Sin embargo, los mayores incrementos en la producción vienen asociados a los vidrios y cerámicas, con un 50% más de producción en el año 2010 que en el 2000, sobre todo por el cemento que ha doblado su producción en ese periodo.

Tabla 0.1. Producción mundial de los diferentes materiales.

	2000	2005	2010
Metales	989,8	1327,5	1652,6
<i>Acero</i>	850,0	1148,0	1433,0
<i>Aluminio</i>	24,7	31,9	42,4
<i>Ferroaleaciones</i>	19,8	27,8	44,3
<i>Cobre</i>	14,9	16,6	19,1
<i>Plomo</i>	6,6	7,5	9,6
<i>Zinc</i>	9,1	10,4	12,8
<i>Productos de Colada</i>	64,8	85,2	91,4
Madera	1702,7	1775,8	1717,5
Polímeros	188,3	223,9	270,0
Cerámicas y Vidrios	1786,3	2549,9	3583,5
<i>Cerámicas y Materiales Refractarios</i>	21,0	34,7	40,3
<i>Cemento</i>	1600,0	2310,0	3310,0
<i>Vidrio</i>	98,0	108,0	118,0
<i>Roca Ornamental (Piedra Natural)</i>	67,4	97,2	115,2
Composites	7,0	9,2	12,2
TOTAL	4681,2	5895,6	7247,9

0.2. Materiales Metálicos

Como se puede apreciar en la **Tabla 0.1**, los metales continúan teniendo una gran importancia en el mercado, tal es así que su importancia lejos de disminuir como auguraba el profesor Ashby (**Figura 0.1**) [1], mantiene una línea ligeramente ascendente. Sin embargo, el estudio de los materiales únicamente desde la óptica de la importancia relativa no es adecuado, porque en la importancia relativa los incrementos vienen sujetos a un rápido crecimiento de la producción. De esta manera, pasaremos a analizar los metales desde el punto de vista individual, para poder ver la tendencia real, si se incrementa la producción o si,



por el contrario, ésta se mantiene estable o decrece. De esta manera, presentaremos el comportamiento en la producción de los metales básicos, entendiendo por tales aquellos que tienen una producción elevada, superior a los 5 millones de toneladas (hierro/acero, aluminio, cobre, plomo y zinc), y las ferroatomociones.

0.2.1. Aluminio

La producción de aluminio primario se ha incrementado en los últimos 35 años, de modo que se ha pasado de poco más de 10 millones de toneladas a mediados de los años 70 a más de 50 millones de toneladas en el año 2013 (**Figura 0.3**) [3]. Este más que significativo crecimiento ha venido de la mano de China, ya que en países como EEUU o en la UE la producción se ha mantenido estable con una tendencia descendente, debido a la falta de inversión de las grandes multinacionales del sector, que agotan la vida útil de las instalaciones de estos países e invierten en otros con energía eléctrica y condiciones laborales más baratas.

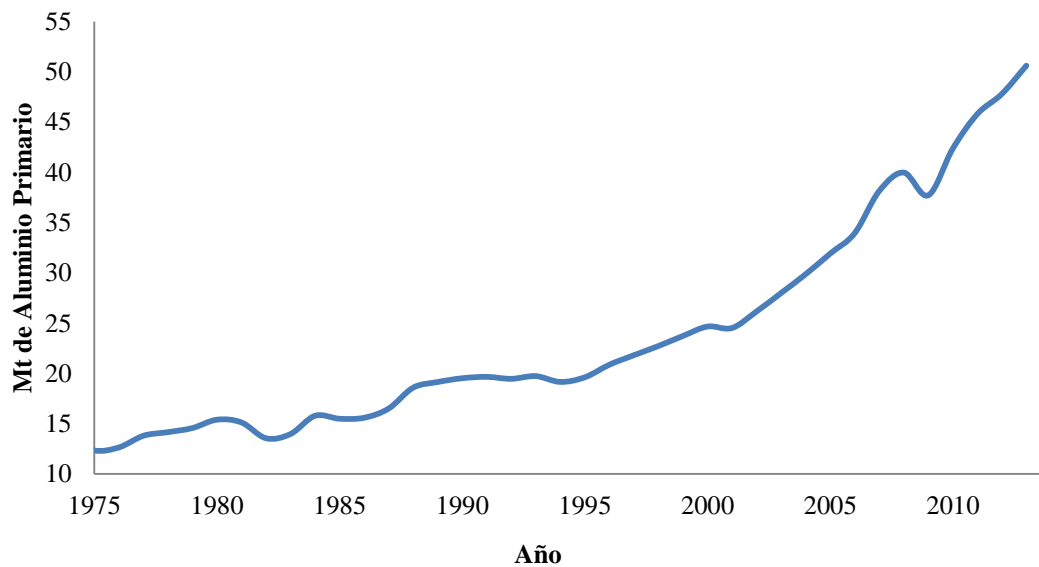


Figura 0.3. Producción mundial de aluminio primario.

0.2.2. Cobre

El cobre que es uno de los metales que el ser humano viene utilizando desde hace más tiempo. Esto se debe a que posee unas propiedades (elevada ductilidad, maleabilidad, conductividad térmica y eléctrica y resistencia a la corrosión) que lo hacen útil para cierto tipo de aplicaciones como los usos eléctricos, incluyendo la transmisión de potencia y la generación, instalaciones eléctricas, telecomunicaciones, etc., en los que se consumen las 3/4



parte del cobre producido [4]. De la misma forma que ocurría con el aluminio, la producción de cobre mantiene una tendencia ascendente, doblando la producción en los últimos 20 años (**Figura 0.4**).

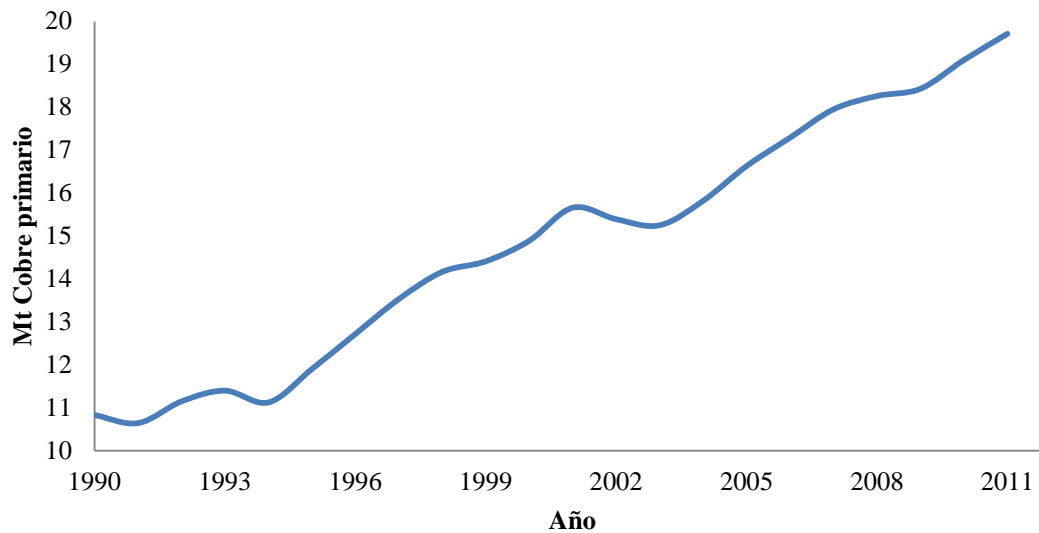


Figura 0.4. Producción mundial de cobre primario.

0.2.3. Plomo

Sucesivas legislaciones en materia medioambiental han restringido el uso del plomo como material en sus diferentes aplicaciones que no fueran las baterías (tuberías de transporte de agua, aditivo de combustibles, pinturas, etc.) [5]. Esta cuestión tuvo repercusiones en el mercado del plomo, aun así, la demanda de baterías para diferentes equipos e instalaciones provocó un incremento en la producción de plomo (**Figura 0.5**). En la actualidad en los EEUU [5] el 88% de la producción de plomo se destina a la fabricación de baterías plomo-ácido, el 3% se destina a munición, otro 3% como óxido en vidrios y cerámicas, el 2% como producto colado, el 1% como láminas de plomo, y el 3% restante se destina a otros usos, como, por ejemplo, soldaduras, cojinetes, latón, etc. [5].

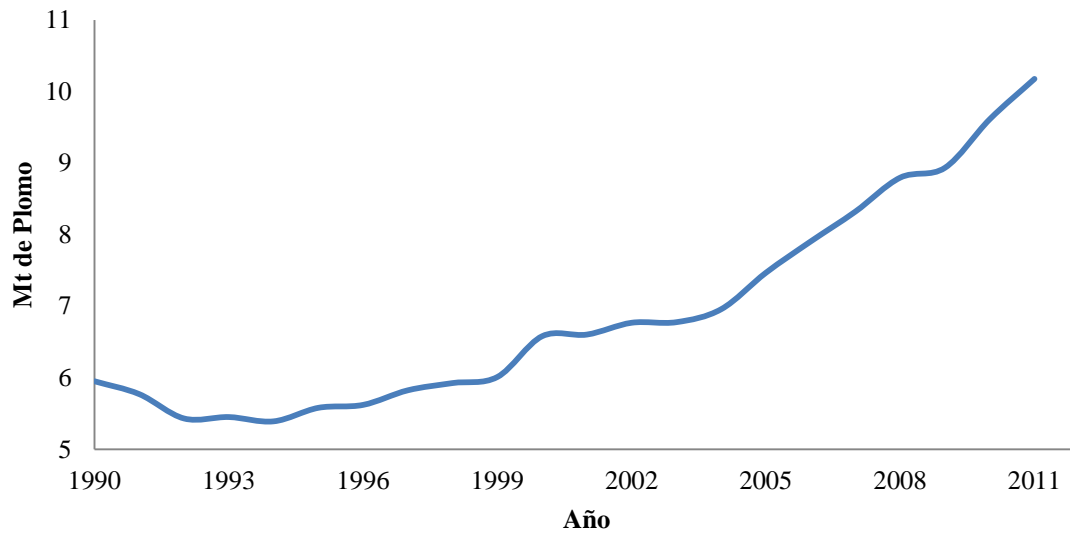


Figura 0.5. Producción mundial de plomo refinado (primario + secundario).

0.2.4. Zinc

El zinc es el vigesimotercer elemento más abundante en la corteza terrestre. Sin embargo, es el cuarto metal en cuanto a producción se refiere (**Tabla 0.1**) [6]. El zinc tiene gran cantidad de aplicaciones que varían desde la fabricación de caucho hasta las medicinas, aunque las tres cuartas partes de la producción se consumen como zinc metálico, usándose principalmente como recubrimiento anticorrosión (galvanizado) de aceros, como aleante en la fabricación de bronce y latón, como aleación base zinc para moldeo a presión y como zinc laminado. El cuarto restante de la producción de zinc se consume principalmente en caucho, química, pinturas y agricultura. Es por ello que la producción de zinc mantiene una tendencia ascendente como se puede observar en la **Figura 0.6**.

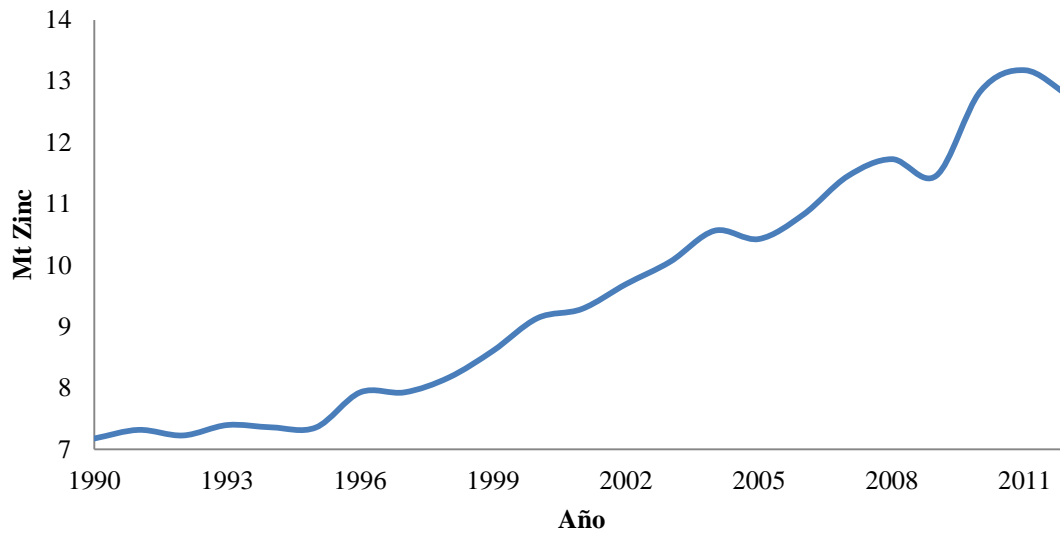


Figura 0.6. Producción mundial de zinc.

0.2.5. Ferroaleaciones

Las ferroaleaciones pueden ser definidas como aleaciones con un contenido en hierro igual o superior al 4% y con uno o varios elementos en proporciones superiores a los que se pueden ver en la **Tabla 0.2** [2].

Tabla 0.2. Proporciones de los diferentes elementos que puede poseer una ferroaleación.

<i>Elemento</i>	<i>Contenido (%)</i>
Cromo	10
Manganeso	30
Fósforo	3
Silicio	8
Otros (con exclusión del carbono)	10

Las ferroaleaciones se emplean habitualmente como productos de adición en la preparación de otras aleaciones o como agentes desoxidantes, desulfurantes u otras aplicaciones similares a no presentar, generalmente, amplias capacidades de deformación plástica [7], [8]. Los países avanzados dominan la producción, sin embargo, las economías en desarrollo y, fundamentalmente, China se han sumado a la producción, de ahí el significativo incremento en la producción de ferroaleaciones (**Figura 0.7**).

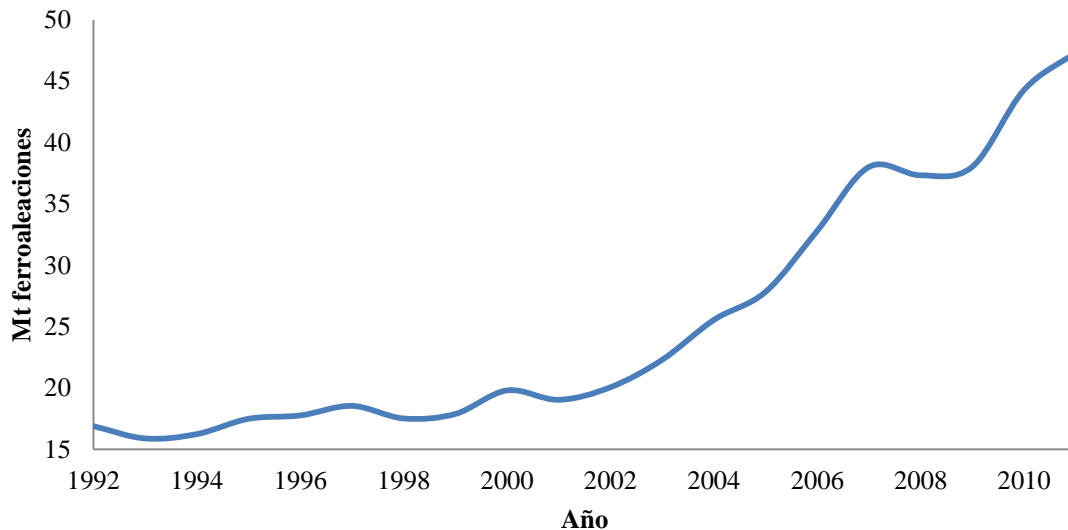


Figura 0.7. Producción mundial de ferroaleaciones en millones de toneladas.

En función de las aplicaciones que se señalaban anteriormente vamos a distinguir diferentes tipos de ferroaleaciones, siendo las de mayor producción las que se presentan en la **Figura 0.8**. Atendiendo a la **Figura 0.7**, la producción de ferroaleaciones se ha incrementado significativamente en su conjunto, sin embargo, individualizando en los diferentes tipos de ferroaleaciones (se presentan en la **Figura 0.8** las más importantes en cuanto a producción), unas han experimentado crecimientos mayores que otras. En la **Figura 0.8** se puede ver como la que mayor crecimiento han experimentado han sido el silicomanganeso, que se emplea como desoxidante de aceros y como aportador a éste de manganeso [9]. De la misma manera, tanto el ferromanganeso como el ferrocromo son empleados en la industria del acero, industria que ha crecido de modo significativo en el periodo 2000-2010 (**Tabla 0.1**). En la **Figura 0.8** se presenta también la producción de silicio metal con aplicaciones en la industria del aluminio y en la fabricación de siliconas, sin olvidar sus características semiconductoras (incrementando la pureza del mismo) que permiten su empleo en la industria electrónica y en la fabricación de paneles solares [9].

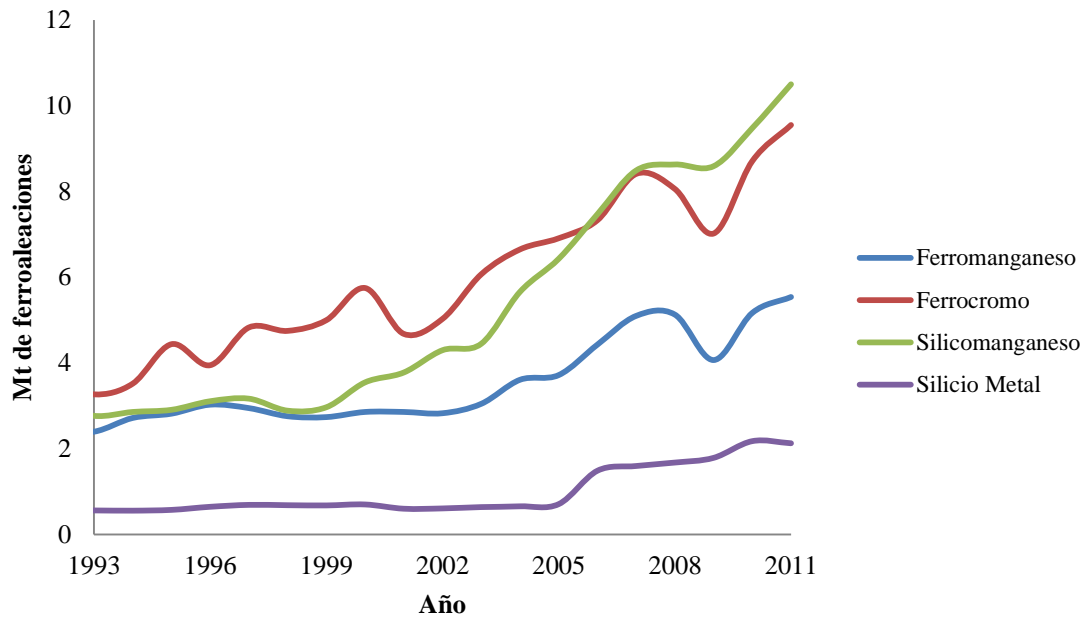


Figura 0.8. Producción mundial de ferroaleaciones desglosada.

0.2.6. El hierro

El hierro y el acero han venido ligados al progreso tecnológico del ser humano, tal es así que la Edad del Hierro se inició cuando se descubre la esponja de hierro al calentar menas del metal de fácil reducción [2], [11]. Desde entonces, la producción de acero no ha parado de crecer, siguiendo su producción cuatro vías [2], [11]:

- **La siderurgia integral (Oxygen Blow Converter)**, la cual partiendo del mineral de hierro y siguiendo la secuencia horno alto-conversión-metalurgia secundaria (Blast Furnace (BF) + Basic Oxygen Furnace (BOF)) llega a la obtención, mediante colada continua o convencional, el acero.
- **La acería eléctrica (Electric Furnace)**, la cual partiendo de chatarra o los prerreducidos, como materias primas fundamentales, utiliza el horno eléctrico y la metalurgia secundaria como etapas fundamentales en la producción del acero.
- **La acería Martin-Siemens**, la cual sigue la vía horno alto + horno de solera abierta (Blast Furnace + Open Hearth Furnace (OHF)), partiendo de materias primas como son la chatarra, los prerreducidos o arrabio de horno alto.
- **Otros procesos**, generalmente alternativos a la reducción de minerales de hierro en horno alto y a la obtención directa del metal afinado.



Como se acaba de señalar, existen cuatro vías de producción de acero, teniendo en cuenta que la cuarta la integran los procesos alternativos. Sin embargo, la mayor parte de la producción mundial cae en manos de la siderurgia integral (Oxygen Blow Converter) y la acería eléctrica (Electric Furnace) (**Tabla 0.3**).

Tabla 0.3. Producción porcentual y por regiones de acero por proceso en el año 2013[10].

<i>Producción Año 2013 por proceso</i>				
Proceso	OBC (%)	EF (%)	OHF (%)	Otros (%)
Unión Europea (27)	60,1	39,9		
Otros Países de Europa	28,5	71,5		
CIS	67,7	24,4	7,9	
Norte América	39	61		
Sudamérica	62,9	35,9		1,2
África	32,9	67,1		0
Oriente Medio	7,6	92,4		
Asia	81,6	18,4	0	
Oceanía	76,1	23,9		
Mundo	72	27,5	0,5	0

Como se desprende de la **Tabla 0.3**, la vía integral representa el 72% de la producción mundial de acero (1185959 miles de toneladas de acero), mientras que la vía eléctrica representa el 27.5% (452395 miles de toneladas de acero). Las otras dos vías de producción, son la vía Martin-Siemens, una tecnologías una obsoleta y en retroceso [2] (**Figura 0.9**) (8670 miles de toneladas de acero) y la de procesos alternativos, que tienen muy bajas cuotas de mercado (543 miles de toneladas de acero). La vía del horno de solera abierta (OHF) (o Martin-Siemens) es una tecnología que ha quedado fuera del mercado, y que prevalece (en retroceso) en los países que conformaban la URSS. En la **Figura 0.9** podemos ver la evolución en el uso de las tres tecnologías desde el año 1975.

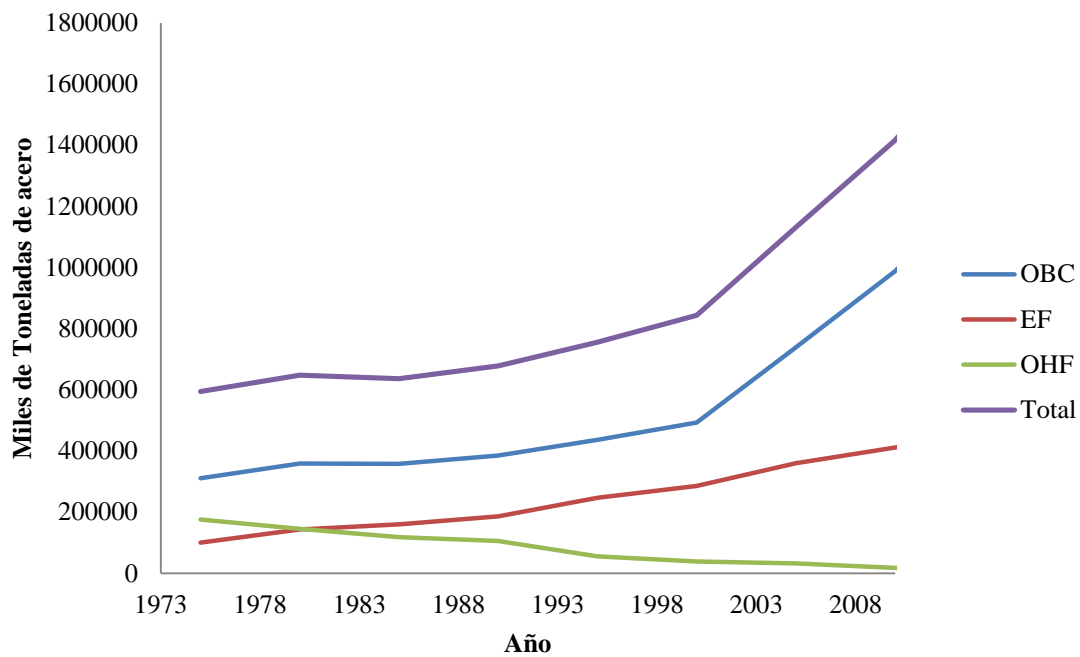


Figura 0.9. Producción de acero en miles de toneladas por proceso.

El mercado del acero ha evolucionado a lo largo de la historia y según los periodos de inestabilidad económica y política. De esta manera, los ritmos de crecimiento importantes que se observaban en los años 50 y 60 (**Figura 0.10**), no tuvieron continuidad en los años 70 debido a la primera crisis del petróleo (año 1973) y a la segunda crisis del petróleo (año 1979) (**Figura 0.10**). Las décadas de los 80 y 90 se caracterizan por un virtual estancamiento de la producción, si bien a finales de la década de los 90 y comienzos de los 2000, el rápido crecimiento de China ha provocado que la producción crezca a un ritmo nunca antes visto (**Figura 0.10**). Tendencia que continúa en la década de los 2000, si bien en Europa y Norteamérica, principalmente (en menor medida en el resto del mundo) en los últimos años de la década, la crisis acentúa el estancamiento en la producción que se venía sufriendo desde los años 80 (**Figura 0.11** y **Figura 0.12**).

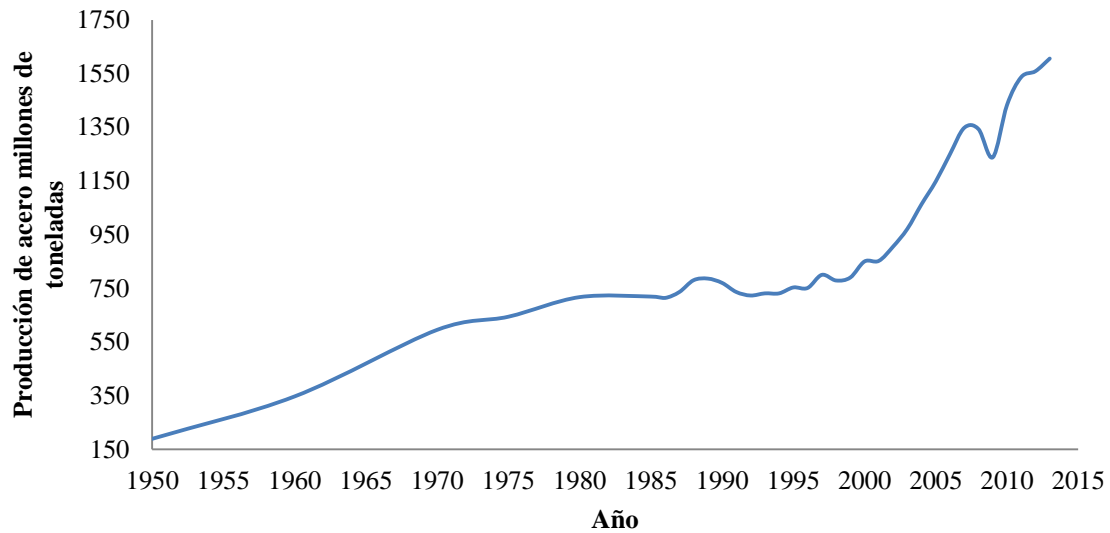


Figura 0.10. Producción mundial de acero en millones de toneladas desde 1950.

En la **Figura 0.10** y **Tabla 0.4** podemos ver la crisis mundial que dio comienzo en el 2008 con una caída en la producción de acero significativa en el año 2009, que resultó ser el más grave de la crisis a nivel mundial. El año 2010 ya da muestras de crecimiento mundial en la producción de acero, orquestado el mismo por el crecimiento de China.

Tabla 0.4. Producción mundial de acero desde 1.950 a 2013 según datos del *World Steel Association* [10].

<i>Año</i>	<i>En el Mundo</i>	<i>Año</i>	<i>En el Mundo</i>
1950	189	1997	800
1960	347	1998	779
1970	595	1999	790
1975	644	2000	850
1980	717	2001	852
1985	719	2002	905
1986	714	2003	971
1987	736	2004	1063
1988	780	2005	1148
1989	786	2006	1250
1990	770	2007	1348
1991	736	2008	1343
1992	723	2009	1238
1993	731	2010	1433
1994	731	2011	1537
1995	753	2012	1559
1996	751	2013	1606

Si efectuamos un análisis por regiones o países para el periodo 1970-2013 (**Figura 0.11**) podemos ver como el comportamiento de los mismos no ha sido el mismo, así, mientras en Asia los ritmos de crecimiento han sido casi exponenciales, en Europa la producción se ha



mantenido estable, y en EEUU y las antiguas repúblicas soviéticas ha disminuido. Por su parte, en el centro y sur de América el ritmo de crecimiento es positivo.

Puntualizar que, a pesar de que parece que en Asia la crisis económica de 2008-¿? no tuvo efecto alguno, la realidad no es así, ya que países como Japón o Corea del Sur sí que han experimentado una reducción en la producción, mientras que China e India, es cierto que sí que han continuado con el crecimiento.

Observando la **Figura 0.11**, no podemos apreciar el comportamiento de las regiones y países no asiáticos, de esta manera si representa los datos de éstos sin incluir a Asia (**Figura 0.12**) es posible analizar su comportamiento, constatándose como la crisis económica afectó severamente a la producción de acero en Europa, Estados Unidos y Canadá, y en menor medida, en la producción en las antiguas repúblicas soviéticas y Centro y Sudamérica. Señalar, no obstante, que dejando de lado la coyuntura económica de los últimos años de la década de los 2000, la producción de acero se mantiene estable en Europa desde los años 70, en que se tomaron los datos para la elaboración de las **Figuras 0.11** y **0.12**, si bien con ligeros altibajos, según la situación económica y política, y las condiciones de mercado. Es significativa la caída de la producción en las repúblicas de la antigua Unión Soviética con la caída del Telón de Acero y el final de la Guerra Fría, seguido de un estancamiento en la década de los 90, momento a partir del cual, experimenta un crecimiento continuo con periodos de estabilidad hasta la crisis del 2008 (**Figura 0.12**). Es reseñable el crecimiento en la producción de acero en América del Sur y Centroamérica, si bien en los últimos años ese crecimiento se ha visto afectado, al igual que el resto, por la coyuntura económica (**Figura 0.12**). Ya por último, no se puede olvidar el crecimiento que se produce en Oriente Medio, de la mano de países como Irán, Arabia Saudí, Emiratos Árabes Unidos y Qatar.

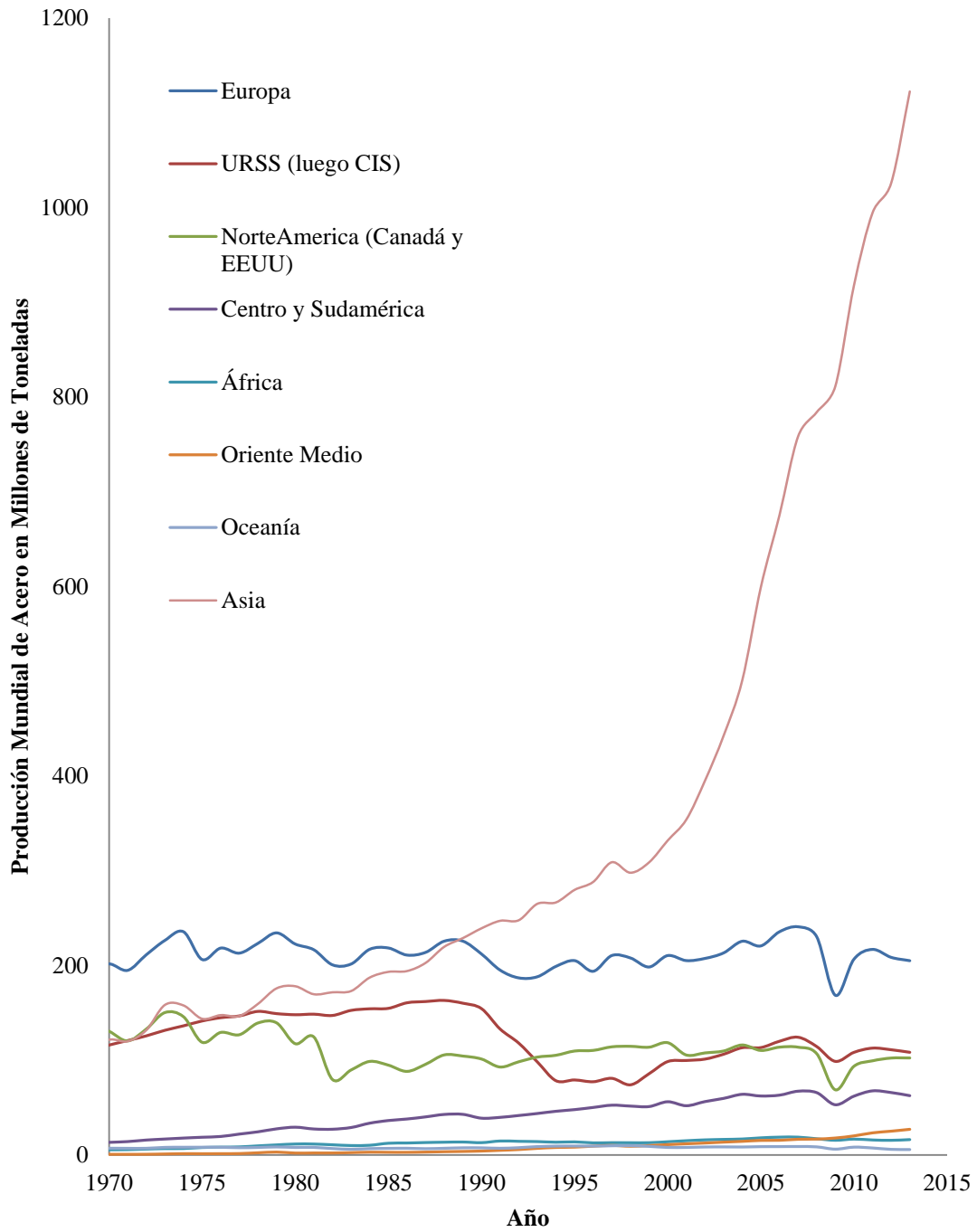


Figura 0.11. Producción mundial de acero por regiones.

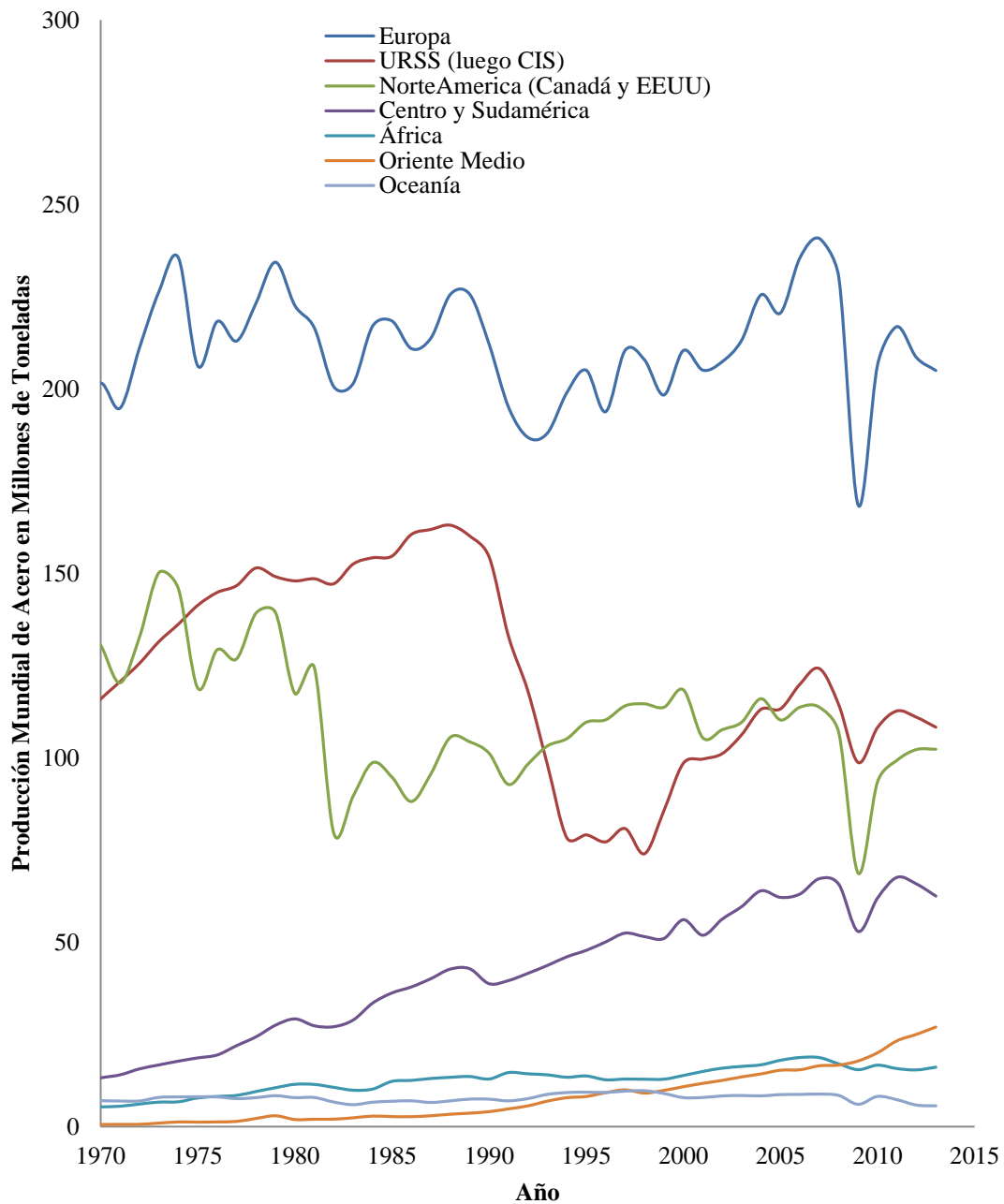


Figura 0.12. Producción mundial de acero por regiones excluyendo Asia.

La representación de los consumos per cápita de acero nos da una idea del comportamiento del país, incluso del grado de desarrollo del mismo y, por supuesto, del estado de la economía en un momento determinado. En la **Tabla 0.5** podemos ver los consumos per cápita para las diferentes regiones y países. Se suele hablar de que un país desarrollado tiene un consumo de acero per cápita que se sitúa sobre los 350-400kg producto terminado por persona, si bien, depende del modelo económico del país y de las necesidades/inversiones en infraestructuras. Dichos consumos se encuentran representados en



la **Figura 0.13**, donde se aprecia cómo el 2009 resultó el peor año de la crisis 2008-¿? con caídas significativas en los consumos per cápita.

Tabla 0.5. Consumo de producto de acero terminado per cápita desde el año 1995.

Región-País/Año	1995	2000	2005	2007	2008	2009	2010	2011	2013
UE (15)	392.3	345.9	339.7	403.1	370	239.8	289.1	308.4	274.2
España	336.6	434.8	518.0	549.3	398.6	260.2	283.6	282.3	221.0
Italia	541.7	521.6	534.6	603.9	555.8	333.2	423.6	436.1	354.3
Alemania	498.1	474.8	436.2	517.7	513.7	342.2	440.3	495.5	460.2
Francia	295.0	317.2	250.2	269.2	246.8	176.1	208.1	222.0	196.0
Reino Unido	257.5	226.5	178.1	210.7	192.9	113.6	141.7	144.5	127.7
NAFTA(*)				318.8	290.6	184.2	243.0	263.2	274.0
Canadá	500.9	572.3	520.1	470.4	440.4	283.1	414.2	412.6	425.0
México	98.4	141.5	143.9	164.0	157.1	132.0	152.1	159.3	158.1
EEUU	428.0	425.3	373.2	358.2	322.7	192.4	257.4	284.9	300.2
Rusia	148.2	166.0	204.9	281.8	247.4	174.4	249.2	286.0	301.9
Otros países de Europa	203.1	173.3	211.7	295.5	267.3	220.5	270.0	302.3	335.5
Media del Mundo	121.6	134.6	175.6	197.4	195.3	180.9	204.0	217.7	225.2
Asia	90.1	97.2	165.5	187.8	193.6	209.5	227.3	243.5	258.2
China	70.7	97.9	266.0	316.6	336.4	413.1	438.0	475.8	515.1
India	24.0	27.5	36.6	43.9	43.2	47.9	53.0	56.2	57.8
Japón	619.3	600.5	601.6	641.7	616.0	417.1	502.4	506.7	516.4
Oriente Medio	105.3	154.9	253.5	221.8	227.3	207.6	222.7	229.5	213
América Central y del Sur	70.0	73.4	80.0	93.6	98.9	75.0	98.1	99.4	104.6
Australia y Nueva Zelanda	290.6	289.7	322.9	326.1	322.8	225.0	288.6	248.8	235.4
África	30.2	27.6	35.2	34.1	39.1	42.4	38.2	37.4	41.8

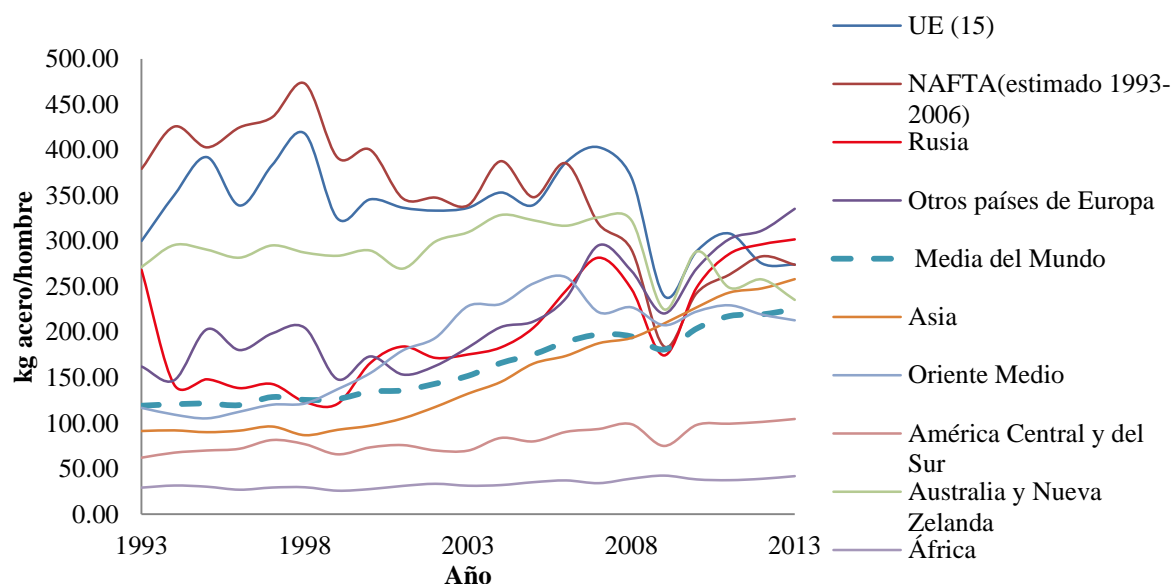


Figura 0.13. Representación de los consumos per cápita de acero por países y regiones.



A modo de conclusiones podemos decir que a tenor de las figuras y tablas presentadas, las perspectivas para el mundo del acero son positivas, porque si bien en Europa la producción se mantiene más o menos estable, en las antiguas repúblicas soviéticas y en el centro y sur de América el crecimiento se mantiene estable y sostenido, mientras que el verdadero motor en el crecimiento de la producción de acero es Asia (con China a la cabeza, aunque sin olvidar a la India), ya que en los últimos 25 años ha aumentado en un 500% su producción de acero.

0.2.6.1. Materias Primas para la fabricación de acero

Las materias primas fundamentales en la industria siderúrgica son las siguientes: carbón coquizable, minerales de hierro, escorificantes y fundentes, chatarra, ferroaleaciones y prerreducidos [2], [11].

0.2.6.1.1. Carbón coquizable

La producción de coque siderúrgico es fundamental en la industria siderúrgica ya que es fuente de energía, de gas reductor y de soporte mecánico de carga férrica en el horno alto [2], [11], [12].

Las reservas de carbón conocidas superan con mucho a las de los demás combustibles fósiles, sin embargo, la distribución geográfica suscita preocupación, ya que el carbón coquizable solamente se encuentra disponible en unas pocas regiones. De esta manera, se hace necesario buscar otras clases de carbones que puedan ser transformados en coque siderúrgico. Es así que se han buscado y desarrollado procedimientos que permiten emplear carbones de menor calidad que coquicen bien sin necesidad de mezcla. De igual forma, se están aplicando tecnologías de precalentamiento de carbones, con el fin de incrementar el espectro de materias primas susceptibles de coquización mejorando, de modo simultáneo, la calidad del coque siderúrgico.

Como se puede observar en la **Tabla 0.6**, se ha venido reduciendo el consumo de coque por tonelada de arrabio producido debido, en gran parte, a la sustitución mediante otros combustibles de sus funciones reductora y energética, como son el gas natural, el fuel-oil o el carbón pulverizado, y también a través de las mejoras tecnológicas en el control del proceso [2], [11], [12].



Tabla 0.6. Evolución de los consumos específicos del coque siderúrgico en la producción del arrabio. [13]

<i>Año</i>	<i>Kg de coque/t de arrabio</i>
1950	1000
1975	500
1985	400
2014	220-250 (mínimo) 300 (habitual)

Para lograr un buen coque se ha de disponer de un carbón con las características o propiedades físico-químicas que se muestran en la **Tabla 0.7** [2].

Tabla 0.7. Propiedades físico-químicas de los carbones coquizables.

<i>Reflectividad Media</i>	1.05-1.20
Logaritmo de Fluidéz	2.6-3.0
Granulometría		
- Mayor de 3 mm	Menos del 18%
- Menor de 0.5 mm	Menos del 38%
Humedad	Menos del 10%
Cenizas	Menos del 7.6%
Volátiles	25%

El coque fabricado debe tener unas características determinadas que se presentan en la **Tabla 0.8.**

Tabla 0.8. Propiedades requeridas para el coque de horno alto [14].

<i>Propiedad química</i>	<i>Rango europeo</i>
Humedad (% peso)	1-6
Materia Volátil (% peso base seca)	<1.0
Cenizas (% peso base seca)	8-12
Azufre (% peso base seca)	0.5-0.9
Fósforo (% peso base seca)	0.02-0.06
Álcalis (% peso base seca)	<0.3

Por su parte, las propiedades físicas exigidas para el coque de horno alto son las que se presentan en la **Tabla 0.9.**

Tabla 0.9. Propiedades físicas exigidas para un coque de horno alto [12].

<i>Propiedad química</i>	<i>Rango europeo [14]</i>	<i>Rango americano[15], [16]</i>	<i>Rango japonés [17]</i>
Tamaño medio (mm)	47-70	50	45-60
M₄₀(+40mm)	>78->88	No disponible	No disponible
M₁₀(+10mm)	<5-<8	No disponible	No disponible
I₄₀	53-55	No disponible	No disponible
I₂₀	>77.5	No disponible	No disponible
DI150/15	No disponible	No disponible	83-85
ASTM stability	No disponible	60	No disponible
CSR	>60	61	50-65
CRI	20-30	23	No disponible



Como se decía, en la **Tabla 0.9** se presentan las características que se demandan para el coque que se emplea en el horno alto. Se presentan en la **Tabla 0.9** diversos índices que miden la degradabilidad de un coque empleado en el horno alto. Los diferentes índices de degradabilidad se emplean según la región/país así, en Europa, se emplea el Índice Irsid/Micum (en la **Tabla 0.9** se corresponde con los valores de $M_{40(+40mm)}$, $M_{10(+10mm)}$, I_{40} y I_{20}) [12], en Japón, por su parte, se emplea el Japanese Drum Test (en la **Tabla 0.9** se corresponde con el valor de DI150/15) [12], y en Estados Unidos se emplea el ensayo Tumbler ASTM (en la **Tabla 0.9** se corresponde con el valor de ASTM stability) [12]. Además de la degradabilidad, se piden para el coque una serie de características como son el tamaño medio, la reductibilidad (CRI, Coke Reactivity Index) o la resistencia mecánica después de reacción (CSR, Coke Strength after Reaction).

Conocidas las características requeridas para los coques que se emplean en las instalaciones siderúrgicas se debe de conocer la producción del mismo. Así, en la **Tabla 0.10** podemos ver la producción mundial de coque por regiones para el periodo que abarca desde 1990 hasta 2011. La producción de coque va a encontrarse fuertemente ligada a la producción de acero, por las características que hacen del coque un elemento imprescindible en la producción de éste como señalaremos. Sin embargo, como veíamos en la **Tabla 0.6** los requerimientos de coque se han venido reduciendo a favor de otros combustibles, con lo que los ritmos de producción de coque van a ser menores.

Tabla 0.10. Producción mundial de coque durante el período 1.990 al 2.011 en millones de toneladas [18], [19], [20].

Región- País/Año	1990	1995	2000	2005	2008	2009	2010	2011
OCDE Europa	85,6	63,6	54,5	50,5	52,1	39,8	48,1	48,0
OCDE Asia Oceanía	64,8	60,4	57,6	55,5	55,6	50,3	58,7	57,9
OCDE América	31,5	27,4	24,7	21,0	19,8	14,5	18,9	20,1
OCDE Total	181,9	151,4	136,8	127,0	127,5	104,6	125,7	126,0
China	73,3	135,1	121,8	254,1	312,1	355,1	383,4	427,8
India	9,7	11,0	16,0	18,9	17,9	18,8	19,4	19,9
Brasil	7,6	8,3	7,7	7,7	9,3	7,5	9,0	10,0
Rusia	-	26,1	28,8	29,9	30,3	26,6	28,5	28,9
Total Mundial	361,0	368,5	343,8	467,5	526,9	541,6	593,2	638,1

El coque se obtiene a partir de carbón coquizable, el cual es una materia prima cara y que, además, no se distribuye homogéneamente en el planeta como comentábamos, lo que lo



encarece aún más. No podemos olvidar que el coque es el segundo aditivo en cantidad que se añade o carga en el horno alto (unos 300kg/t de arrabio) [13] (**Tabla 0.6**), de modo que jugará un papel muy importante en el precio del acero. De esta manera podemos recordar los tres papeles que jugaba el coque en el horno alto [2], [11]:

- 1- Como combustible, provee el calor necesario para los requerimientos de la reacción endotérmica y para la fusión de la escoria y el metal.
- 2- Como agente reductor, produciendo los gases para la reducción de los óxidos de hierro.
- 3- Como soporte permeable, permitiendo la circulación hacia arriba de los gases, y la circulación hacia debajo de la escoria y el metal.

Reducir o sustituir por materiales el coque, en alguno de sus papeles, reducirá el precio del acero y aumentará la competitividad. Los dos primeros papeles del coque pueden ser parcialmente reemplazados por carbón, gas, etc. que se inyectan por toberas sustituyendo el papel que desarrolla el coque. Esto conducirá a la reducción de los consumos específicos de coque (ver **Tabla 0.6**), y provocará que el ritmo de crecimiento de la producción de coque no sea el mismo que en el caso del acero, como podemos ver en las gráficas siguientes.

Atendiendo a la **Tabla 0.10**, China sigue encabezando el crecimiento en la producción de coque (**Figura 0.14**), de hecho, si comparamos con los países de la OCDE, es la única que crece junto con la India (**Figura 0.14**), si bien el ritmo de esta última es más lento y con tendencia a la estabilidad. En el caso de Europa, la producción se ha reducido significativamente desde los años 90 (**Figura 0.14** y **Figura 0.15**), lo que constata que no se ha invertido en la construcción de nuevas plantas de coque, si bien existían planes para la construcción de nuevas instalaciones. La construcción de una planta de coque exige una inversión muy elevada, de modo que se está optando por alargar la vida útil de las existentes mediante inversiones, si bien tras el final de la crisis es probable que se retomem los planes de construcción de otras nuevas como la que estaba prevista para Gijón [21]. Pese a la caída en la producción de coque desde comienzos de los 90 en Europa, si se puede decir que desde comienzos de los 2000 la producción se mantiene más o menos estable en los 50 millones de toneladas, obviando el año más grave de la crisis (año 2009). Este comportamiento estable es el que mantienen los países de la OCDE.



Esta caída en la producción se puede deber, en un primer caso, a la sustitución del coque por otros materiales en el horno alto y, en un segundo caso, por un abastecimiento de coque de otros terceros países.

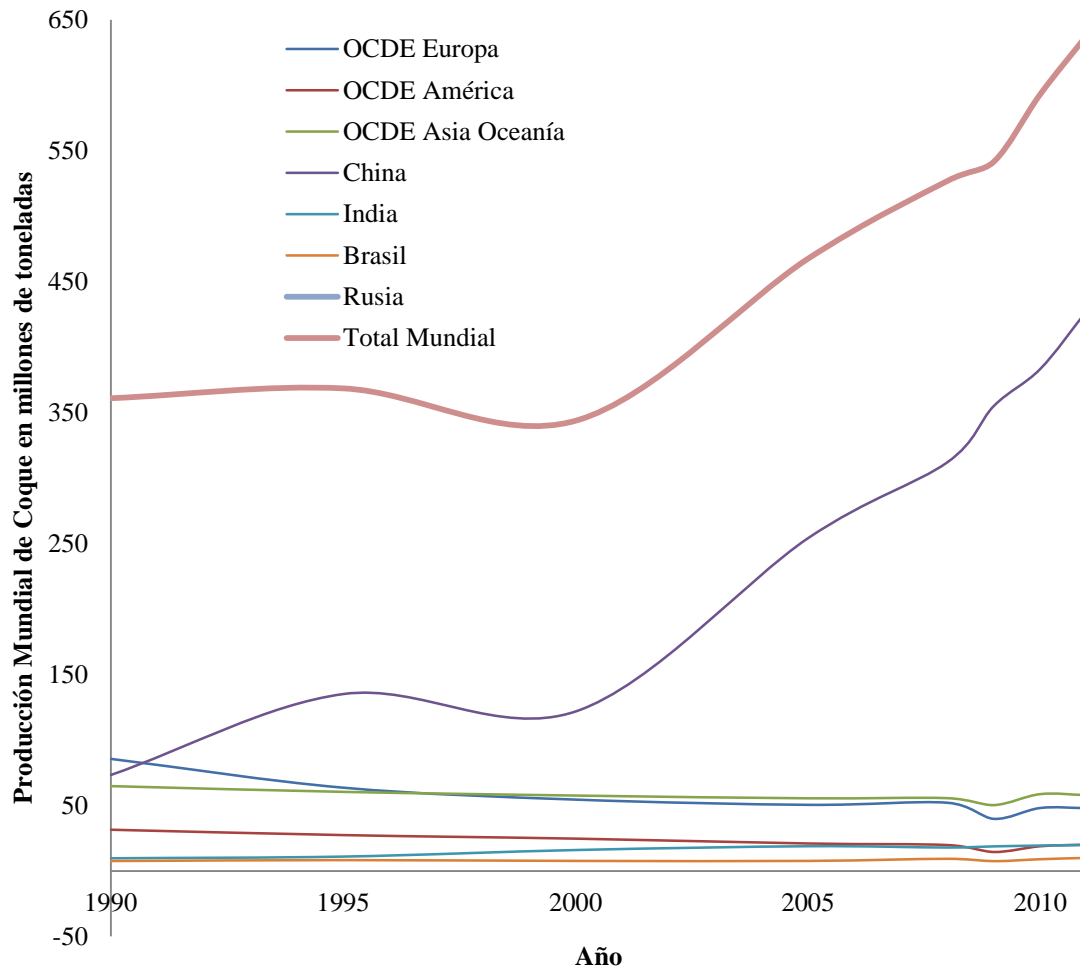


Figura 0.14. Producción mundial de coque por regiones [18], [19], [20].

Si eliminamos los datos de China de la **Figura 0.14** podemos ver adecuadamente el comportamiento de los demás países del mundo.

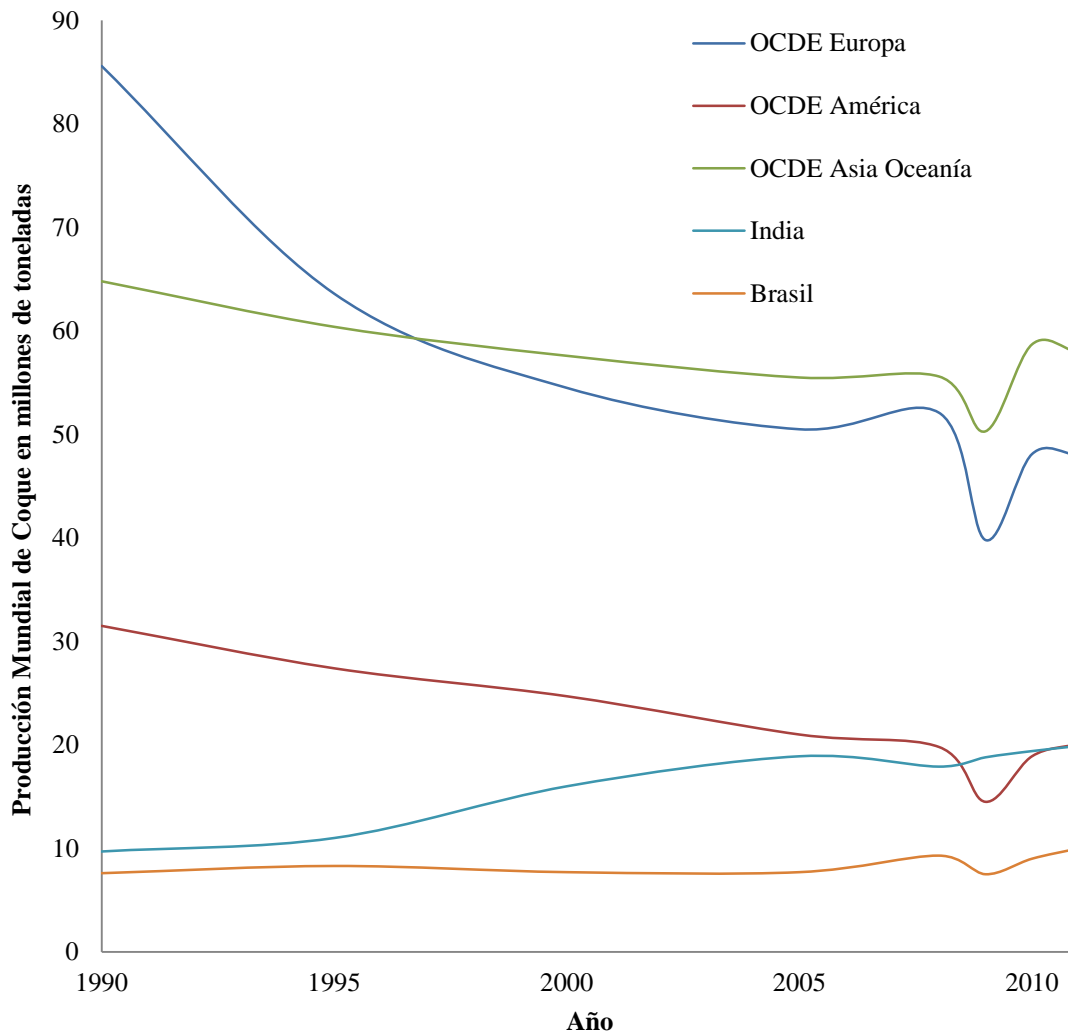


Figura 0.15. Producción mundial de coque eliminando los datos de China.

Presentamos, por último, en este capítulo dedicado al coque los datos del *coque disponible* (Tabla 0.11), que indica la diferencia entre la producción y el consumo, lo que nos muestra o diseña un escenario de disponibilidades del producto en las distintas regiones y países del mundo.



Tabla 0.11. Coque disponible durante el período 1.973 al 2.011 para la OCDE, en millones de toneladas [20].

Región- País/Año	1973	1980	1985	1990	1995	2000	2005	2008	2009	2010	2011
OCDE											
Europa	-2,02	1,10	-5,10	0,68	-4,37	-7,15	-2,92	-0,58	-0,51	-0,20	1,13
OCDE											
Asia	0,46	1,46	3,74	2,42	3,50	-0,10	-0,15	0,11	-0,29	-1,24	0,49
Oceanía											
OCDE											
América	-1,69	3,99	-1,22	-0,06	-1,97	-3,92	-2,65	-3,95	0,75	-0,77	-0,76
OCDE											
Total	-3,25	6,56	-2,39	3,04	-2,84	-11,02	-5,72	-4,42	-0,06	-2,22	0,85

OCDE Europa: Reino Unido, Dinamarca, Islandia, Noruega, España, Portugal, Francia, Irlanda, Bélgica, Alemania, Grecia, Suecia, Suiza, Austria, Países Bajos, Luxemburgo, Italia, Finlandia, República Checa, Hungría, Polonia, Eslovaquia, Eslovenia y Estonia.

OCDE Asia y Oceanía: Turquía, Japón, Australia, Nueva Zelanda, Corea del Sur e Israel.

OCDE América: Canadá, EEUU, México y Chile.

Los datos que se presentan en la **Tabla 0.11** nos indican que, en el año 2011, la OCDE produce más coque del que consume, después de varios años de déficit, y en los que necesitaba importar coque. Este dato nos indica que el mercado en los países de la OCDE se encuentra abastecido con las instalaciones existentes en la actualidad.

0.2.6.1.2. Mineral de Hierro

El mineral de hierro es la fuente primaria de hierro para la industria del acero. Consiste en óxidos de hierro en formas primarias como son la magnetita (Fe_3O_4) y la hematita (Fe_2O_3). Son aproximadamente 50 los países productores de mineral de hierro, sin embargo, más de tres cuartos de la producción se encuentran en manos de 7 países (**Tabla 0.12**) [22].



Tabla 0.12. Producción de mina de mineral de hierro en millones de toneladas.

	1995	2000	2005	2008	2009	2010	2011	2012	2013
Estados Unidos	62	63	54	54	27	50	55	54	52
Australia	143	168	262	342	394	433	488	521	530
Brasil	186	195	280	355	300	370	373	398	398
Canadá	39	35	30	31	32	37	34	39	40
China	249	224	420	824	880	1070	1330	1310	1320
India	59	75	140	220	245	230	240	144	150
Irán			19	32	33	28	28	37	37
Kazajistán		16	16	23	22	24	25	26	25
Mauritania	12	12	11	11	10	11	12		
México			12	12	12	14	15		
Rusia	78	87	97	100	92	101	100	105	102
Sudáfrica	32	34	40	49	55	59	60	63	67
Suecia	22	21	23	24	18	25	25	23	26
Ucrania	45	56	69	73	66	78	81	82	80
Venezuela			20	21	15	14	17	27	30
Otros	108	77	42	47	43	48	59	96	88
Total Mundial	1000	1060	1540	2220	2240	2590	2940	2930	2950

La producción de estos 7 países, que hemos comentado más arriba, suman 2.647 de los 2.950 millones de toneladas que se produjeron de mineral de hierro en el año 2013 (**Tabla 0.12**), lo cual representa el 90% de la producción mundial. Como es lógico, la producción sigue una tendencia similar a la de la producción de acero (**Figura 0.16**), si bien tras unos años de crecimiento exponencial, en los últimos 3 la situación se mantiene estable.

En lo que al precio del mineral de hierro se refiere, según la Conferencia de las Naciones Unidas sobre Comercio y el Desarrollo (CNUCYD o UNCTAD según sus siglas en inglés) [22], en la actualidad (Abril 2014) se encuentra:

62% Fe, China Import, Spot (CFR Tianjin Port): 114.58 US \$/ tonelada seca

62% Fe, Offshore Export Price Australia to China, CIF: 115.00 US \$/ tonelada seca

65% Fe, Offshore Export Price Brasil to China, CIF: 122.00 US \$/ tonelada seca

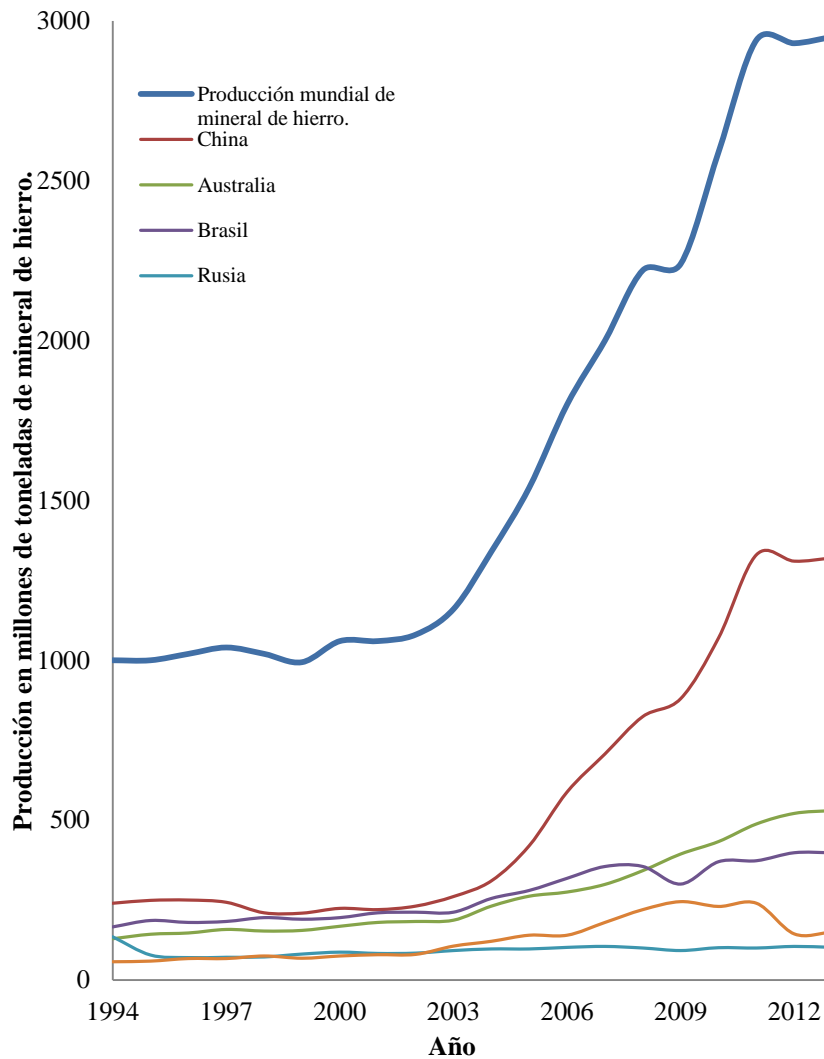


Figura 0.16. Producción de mineral de hierro mundial, y de los cinco mayores productores.

0.2.6.1.3. Residuos de la industria siderúrgica

En la siderurgia integral se generan gran cantidad de residuos que pueden emplearse de nuevo en la sinterización. Así, tenemos, por ejemplo, los polvos de botellón, los cribados de horno alto, las barreduras, lodos de horno alto, etc., que son posibles de emplear de nuevo en el proceso siderúrgico. En función del estado de los residuos siderúrgicos podemos establecer una clasificación como la que se muestra en la **Tabla 0.13**.



Tabla 0.13. Clasificación de los residuos siderúrgicos según su estado [24].

Residuos Siderúrgicos	Sólidos	Minerales	Lodos, polvos y escorias de horno alto
			Lodos, polvos y escorias de acerías
			Polvos de la planta de sinterizado
			Polvos de los electrofiltros y captadores
			Rechazos de las baterías de coquización
			Refractarios
		Metálicos	Escarpa, cascarilla, viruta
		Químicos	Sulfato ferroso, sulfato amónico, óxidos férricos
	Líquidos	Grasas, aceites, ácidos, cianuros, etc.	
	Gaseosos	Gas de horno alto (gas pobre), gas de convertidor, gas de coquización	

De los presentados en la **Tabla 0.13**, los que se reutilizan en el proceso de sinterización son los sólidos. El reciclado de estos subproductos viene dado porque se generan en cantidades importantes así, por ejemplo, los polvos de la sinterización se producen en cantidades que oscilan entre 0.6-0.64 Kg/tonelada de sínter [24], de lodos de LD se generan del orden de 13-26 Kg/tonelada de acero [24], de lodos de horno alto se producen entre 6-17 Kg/tonelada de arrabio [24], los polvos de horno alto se originan entre 4-9 Kg/tonelada de arrabio [24], y por su parte de chatarras (referido a la suma de todas las cascarillas, escarpas, virutas, etc. procedentes de los procesos de acabado) se producen cantidades del orden de 25 Kg/tonelada de acero [24].



0.2.6.1.4. Escorificantes y fundentes

La calidad de las especificaciones químicas de los escorificantes ha adquirido en los últimos años un papel destacado, por cuanto se les exigen bajos contenidos en azufre y fósforo, necesarios para un acero de calidad [2].

Es por ello que una de las materias primas más afectadas por esta tendencia es la cal, que es un escorificante típico en siderurgia, tanto para el horno alto como para el convertidor, el horno eléctrico o en las operaciones de metalurgia secundaria. Ver **Tabla 0.14** para conocer las características químicas de la cal.

Tabla 0.14. Propiedades de la cal siderúrgica [25].

<i>Análisis Químico</i>		
	<i>Media</i>	<i>Desviación Estándar</i>
SiO₂	0.85	0.47
CaO	95.6	0.82
MgO	0.8	0.23
PC	2.4	0.54
CO₂	1.5	0.38
S	0.09	0.03
Reactividad		
	<i>Media</i>	<i>Desviación Estándar</i>
T60 (min)	1.3	0.12

Entre los fundentes más empleados en acelerar la disolución del CaO y MgO en los procesos de conversión y horno eléctrico está el espato flúor, CaF₂. La especificación se recoge en la **Tabla 0.15** [2].

Tabla 0.15. Análisis elemental de un espato flúor de calidad siderúrgica.

Elemento	Composición (%)
Ca F ₂	84,93
SiO ₂	4,76
Fe ₂ O ₃	1,96
CaCO ₃	1,30
S	0,15



En cualquier caso, y debido a que el espato flúor (CaF_2) ataca al refractario y genera diversos problemas de contaminación con gases, se procedió a investigar fundentes alternativos como la ilmenita, la colemanita, la bauxita y la dunita. Ver **Tabla 0.16**.

Tabla 0.16. Análisis elemental de fundentes alternativos al espato flúor. Datos porcentuales.

Elemento	Ilmenita	Colemanita	Bauxita	Dunita
SiO_2	1,4	1,25	1,80	38
Fe_2O_3	28,4	0,38	9,11	8,8
FeO	9,7	-	-	-
TiO_2	60,3	-	10,11	-
P_2O_5	0,17	0,10	-	-
CaO	-	28,8	-	1,1
MgO	-	-	-	39
B_2O_3	-	42,5	-	-
Al_2O_3	-	-	54,28	2,0
Pérdida por calcinación	-	26,5	24,0	11,1

0.3. La sinterización

Como muchos de los productos de los que se ha venido hablando tienen unos tamaños finos que no se pueden cargar en el horno alto porque volarían en su interior generando problemas en la marcha del mismo, además de riesgo de taponamiento de la porosidad que ofrece el coque, por ello se requiere de un proceso de aglomeración.

Así, la sinterización se puede definir como el proceso de aglomeración térmica que se aplica a una mezcla de finos de mineral de hierro, productos siderúrgicos reciclados, escorificantes y combustible sólido (coque) con el propósito de obtener una carga con adecuadas propiedades físico-químicas y mecánicas, con la que se pueda alimentar a un horno alto [2].

Así, el trabajo que se plantea para la tesis es la elaboración de un programa informático empleando la lógica difusa y la programación no lineal para determinar el sínter más barato y de mejor calidad para el funcionamiento del horno alto.

0.4. Fundamentos del Trabajo

Aunque el objetivo principal del trabajo es la obtención de una mezcla de mineral de hierro que en el proceso de sinterización sea lo más barata posible, sin afectar a la calidad exigida para la operación del horno alto (que espera poder hacer uso de un sínter de



propiedades homogéneas y regulares), es seguro que a lo largo de la exposición, pueden aparecer nuevas posibilidades y desarrollo de los métodos utilizados.

La optimización de las mezclas de minerales que se emplean en la sinterización de las materias primas utilizadas en los hornos, juega un papel clave en la calidad del sínter, así como en los niveles de producción debido a que, en el proceso de sinterización, tienen una notable influencia las propiedades físicas y químicas de las materias primas y también el nivel de disponibilidad y el coste de las mismas. Es obvio que las exigencias de productividad y calidad del sínter están condicionadas por las necesidades de los hornos, que son los que imponen las restricciones en las características (como, por ejemplo, la basicidad, la reductibilidad o la resistencia).

La disponibilidad de las materias primas y las necesidades del horno alto deben de estar unidos tratando de conseguirse un punto óptimo. Sin embargo, debido a la heterogeneidad de los depósitos minerales o, incluso, de la propia carga, en lo que a las características del mineral de hierro se refiere, se necesita poder modificar las exigencias de calidad de los minerales empleados dentro de unos límites que no afecten a las prestaciones del horno alto. Estas consideraciones conducen a que el problema de la mezcla de minerales para la producción de sínter se pueda definir como un problema de optimización en el que tanto el óptimo como las restricciones pueden ser borrosas. A esto hay que añadir que las mezclas empleadas para la sinterización incluyen varios subproductos de hierro y otros residuos que se obtienen dentro de la siderurgia que, en ocasiones, no se generan de forma regular.

De esta forma, las propiedades químicas y mecánicas junto con el consumo de subproductos y residuos deben considerarse como parte de las restricciones impuestas para la optimización del precio de la mezcla de mineral de hierro. Y, debido a que no existe en todos los casos una relación lineal entre las propiedades del mineral de hierro y las propiedades del sínter, el problema que se tiene es de optimización no lineal. Por otro lado, una solución a un problema de programación no lineal requiere, por lo general, de un proceso iterativo con el fin de establecer una dirección de búsqueda para cada iteración, pudiendo resolverse mediante la solución de un subproblema asociado no condicionado, que es a lo que se ha recurrido en este trabajo (definición de la minimización del precio de las mezclas de mineral de hierro apropiado para un proceso de sinterización como un problema de programación no lineal y resolverlo haciendo uso de una herramienta de optimización).



Se han tomado datos históricos de una planta de sinterización de 6 años y se han recopilado datos durante varios meses (composición, disponibilidades, precios, granulometrías, etc.). Por otra parte, para la investigación se ha tomado datos de la influencia que ejercen los principales parámetros del proceso de sinterización en banda-cinta: altura del lecho de partículas en la banda de sinterización o la temperatura de ignición del horno.

0.4.1. Posibilidades de la correlación lineal entre variables

Ante la ingente cantidad de variables que rigen el proceso productivo de la sinterización, se debe recurrir a las técnicas estadísticas de análisis multivariable para, de esta manera, descartar aquellas que juegan un papel menos relevante en la sinterización. En el trabajo se manejan 121 variables que se agruparon en las categorías siguientes: composición del mineral, propiedades de la mezcla de los minerales, distribución de tamaños de la mezcla de mineral, ignición del horno, producción, mezcla del sínter, composición del sínter, distribución del sínter por tamaño, Tests (Tumbler (ISO)>6.3mm) y RDI (<3mm)) finos de retorno (distribución por tamaño), composición del coque y distribución del coque por tamaño. El autor del trabajo no ha podido presentar en la memoria de la Tesis toda la serie de datos históricos del proceso de sinterización, debido a la confidencialidad que en su día afectó al proyecto. Se ha podido disponer de una ingente cantidad de datos, definidos por una serie de variables que es necesario analizar de cara a conocer cuales juegan un papel más decisivo en la calidad, el precio y la producción del sínter. Para el análisis de las variables más representativas se recurre a las técnicas estadísticas multivariantes, previo análisis inicial de aquellas variables que no tendrían relevancia en el trabajo.

El empleo de las técnicas de estadísticas multivariantes se debe a la necesidad de establecer interrelaciones entre las diferentes variables e indicar las áreas clave que puedan influir en la productividad y la calidad del sínter.

Tras una depuración de los datos más superfluos se realizó una correlación simple entre las diferentes variables. El coeficiente de correlación empleado es según procedimiento estándar. Tras el estudio realizado con los datos y los resultados obtenidos con los mismos, se analizan las relaciones principales entre las diferentes variables.

Una de las principales relaciones que se establecen es entre el mineral de hierro y el sínter, mediante el empleo de un algoritmo de optimización no lineal, que se basa en métodos de descenso de paso (stop-descent). El objetivo específico de este proceso de optimización fue



la obtención de una mezcla de mineral con un mínimo precio por tonelada, teniendo en cuenta las relaciones con las propiedades del sínter y un uso razonable de mineral de hierro y subproductos. Así:

- **Composición química del sínter:** Se obtienen algunos grados de correlación entre las mezclas de minerales y el sínter obtenido (la diferente humedad de las mezclas y las diferentes pérdidas por calcinación alteran esta correlación). Existe correlación entre Fe, FeO, MgO y Al₂O₃ entre la mezcla de mineral y el sínter.

- **Índice Tumbler (ISO>6,3):** Está correlacionado con la altura del lecho, la velocidad de la banda, la temperatura del aire y la adición de cal.

- **Índice RDI:** Está correlacionado con la altura del lecho, el consumo de coque, la velocidad de la banda, la adición de cal y el contenido en CaO y MnO.

No obstante, el efecto combinado de las variables de entrada y sus posibles interrelaciones hacía complicado sacar conclusiones de una correlación simple. Se recurre, por tanto, a otro método de correlación. De esta manera resultaba necesario obtener una correlación entre dos variables evitando el efecto producido por el resto. Esto se consigue con la “correlación parcial”.

0.4.2. Lógica Difusa para la determinación de los Índices RDI y Tumbler

La lógica difusa es la aplicación de la lógica multivaluada a la teoría de conjuntos. Para comprender la lógica multivaluada podemos acudir al típico ejemplo del vaso lleno [26]. En la lógica binaria, cuando decimos que un vaso está lleno, asumimos que tiene un valor de verdad 1, y que el recipiente contiene tanto líquido como su capacidad total. Si el vaso realmente no se encontrase lleno (por ejemplo, al 90%), el valor de verdad del enunciado “el vaso está lleno” sería falso con un valor de verdad cero, en tanto que el enunciado “El vaso está vacío” sería cierto con un valor de verdad 1. Dado que el vaso está más cerca de encontrarse totalmente lleno que de encontrarse totalmente vacío, se hace necesario establecer diferentes grados de certeza, que es lo que se conoce como lógica multivaluada, y en el ejemplo del vaso podemos decir que (aplicando la lógica multivaluada) el vaso al encontrarse al 90% de su capacidad, el enunciado “El vaso está lleno” sería casi cierto con un valor de verdad de 0,9, mientras que el enunciado “El vaso está vacío” sería casi falso con un valor de verdad de 0,1.



La lógica difusa nace de la mano de Lofti A. Zadeh a finales de los 60 y principios de los 70 [26]. En la lógica difusa (también conocida como fuzzy logic o lógica borrosa) trabajamos con conjuntos que van a venir definidos por sus funciones de pertenencia, siendo denotadas como $\mu_C(x)$ e indican el grado de pertenencia (entre 0 y 1) del elemento con valor x al conjunto C . Esta es la definición desde una óptica teórica, de modo sencillo podríamos decir que son las funciones (triangulares, trapezoidales, de campana, etc.) [27] que definen el grado de certeza de cada conjunto. Con ejemplo podemos señalar el caso de que dispongamos tres conjuntos de tipos de tallas de personas que tomarían valores dentro de los siguientes rangos:

$$\text{BAJA} = \{140, \dots, 170 \text{ cm}\}, \quad \text{MEDIANO} = \{150, \dots, 190 \text{ cm}\} \quad \text{y} \quad \text{ALTA} = \{170, \dots, 200 \text{ cm}\}$$

Si tomamos funciones de pertenencia triangulares lo que tendríamos sería algo como lo que se muestra **Figura 0.17**.

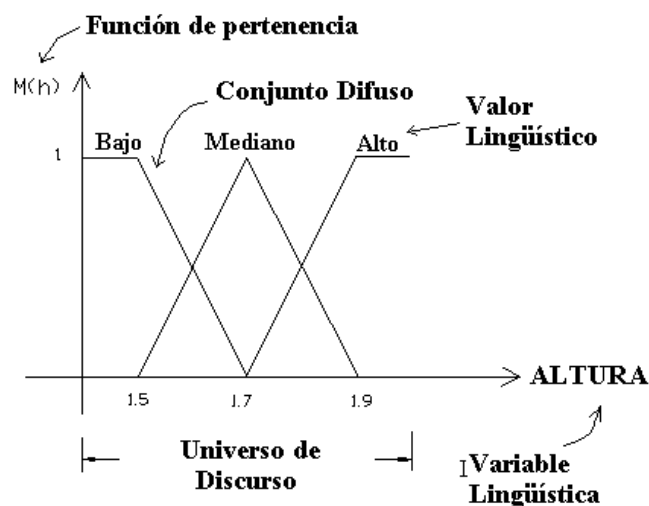


Figura 0.17. Representación de la funciones de pertenencia de los conjuntos de edades.

De modo que una persona de 1,55 metros (155 cm) pertenecería en un 50% ($\mu_{\text{BAJA}}(155)=0,5$) al conjunto de las personas BAJAS y en un 25% ($\mu_{\text{MEDIANO}}(155)=0,25$) al conjunto de las personas MEDIANO. Así tenemos establecido lo que sería un universo de discurso difuso, en el que tenemos tres conjuntos cuyos límites no están claros, son límites difusos.

Lo que acabamos de ver sería la forma gráfica en la que se presentan los diferentes conjuntos borrosos, es decir, dado un valor numérico (en este caso la altura) podemos establecer si la persona es BAJA, si es parcialmente BAJA y/o MEDIANO, etcétera. De la misma forma es posible proceder en el caso de las industrias metalúrgicas para la estimación



de alguno de los parámetros que definen el proceso productivo y, en definitiva, actuar sobre la calidad y el precio.

Por lo general, operar con la lógica difusa va a responder a una rutina que comienza con la definición de las entradas de modo numérico o borroso [26]. Posteriormente, mediante una serie de reglas del tipo SI-ENTONCES, donde la primera parte de la regla (el SI) constituye el **antecedente** y contiene una o varias condiciones referidas a si cada una de las entradas del sistema pertenece a tal o cual conjunto borroso. La segunda parte de la regla (el ENTONCES) representa el **consecuente**, que contiene los nombres de los conjuntos borrosos a los que deben pertenecer las salidas del sistema si se cumple el antecedente correspondiente. El conjunto de reglas van a componer lo que se conoce como **base de reglas del sistema**, y su evaluación consistirá en determinar qué regla o reglas se activarán ante un determinado valor de entrada, partiendo del grado de pertenencia de dicho valor a cada uno de los diferentes conjuntos borrosos del dominio de entrada. Para establecer el grado de pertenencia de la salida del sistema al conjunto indicado en el consecuente de la regla se empleará el **peso de la regla** que, en principio, coincide con el grado de pertenencia de la entrada al conjunto indicado en el antecedente. Tras valorar todas las reglas y haberlas ponderado se procedería a la desfuzzificación de la salida que constituiría la última etapa del proceso. La **desfuzzificación** de las salidas consiste en obtener un valor numérico para cada una de las salidas del sistema a partir de los conjuntos borrosos a los que pertenecen.

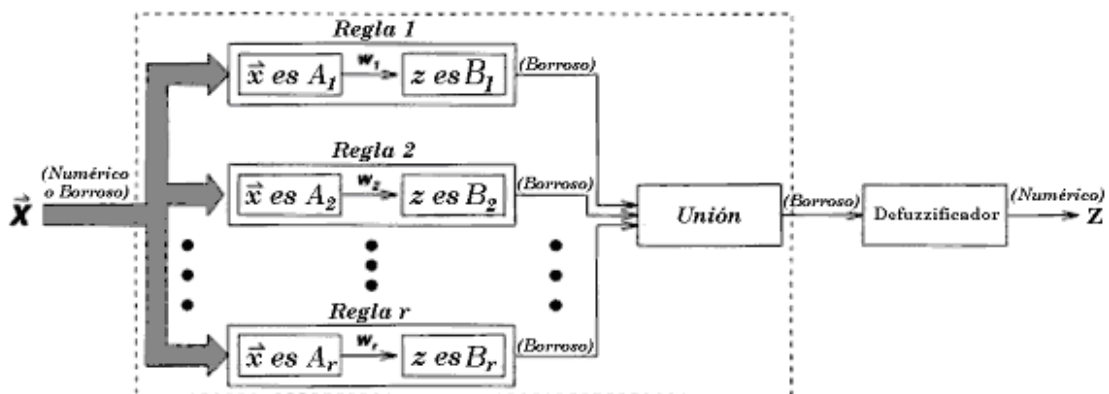


Figura 0.18. Esquema de Sistema de Inferencia Borroso.

De esta manera tendríamos como operar con un sistema de inferencia borroso (Figura 0.18), que es una estructura de cálculo basada en los conceptos de la teoría de los conjuntos borrosos, las reglas borrosas y el razonamiento borroso. Existen tres tipos de inferencia



borrosas, que se muestran de mayor a menor uso, diferenciándose en los consecuentes de sus reglas borrosas y, por tanto, en sus procedimientos de unión y de defuzzificación.

- a) **Modelo Borroso de Mamdani [28]**. Que fue propuesto en 1975 por Ebrahim Mamdani como un primer intento para controlar la combinación entre una caldera y una máquina de vapor mediante un conjunto de reglas de control lingüísticas obtenidas de los operadores de planta. Este modelo responde a lo comentado con anterioridad.
- b) **Modelo Borroso de Sugeno [29]**. También conocido como el modelo borroso de TSK, debido a que fue propuesto por Takagi, Sugeno y Kang, de cara a desarrollar una aproximación sistemática que generase reglas borrosas de un conjunto de datos de entrada/salida. Una regla borrosa típica tiene la forma siguiente:

$$\text{SI } x_1 \text{ es } A \text{ y } x_2 \text{ es } B \text{ ENTONCES } z = f(x_1, x_2)$$

donde, A y B son conjuntos borrosos en el antecedente y $z = f(x_1, x_2)$ es una función numérica (generalmente polinomial) de las variables de entrada en el consecuente. Cuando f es una constante, se denomina modelo borroso de Sugeno de orden cero, que puede verse como un caso particular del sistema de inferencia borroso de Mamdani. Cada regla tiene una salida numérica, de modo que la salida global se obtiene mediante la media ponderada, evitando de esta manera el tiempo que se invierte en la defuzzificación en el modelo de Mamdani. Al desaparecer la defuzzificación, el modelo borroso de Sugeno es el más apropiado para modelar sistemas borrosos basados en datos de muestreos.

- c) **Modelo Borroso de Tsukamoto**. En este caso el consecuente de cada regla borrosa se representa mediante un conjunto borroso con una función de pertenencia monótona, de modo que la salida que se deduce de cada regla se define como un valor numérico inducido por los pesos de estas reglas. Puesto que cada regla infiere una salida numérica, el modelo de Tsukamoto une cada salida de las reglas mediante el método de la media ponderada, evitando así el consumo de tiempo del proceso de *defuzzificación*. Aun así este modelo no es empleado con mucha frecuencia debido a que no es tan transparente como los otros.

En el trabajo se emplea la lógica difusa para estimar los valores del Índice Tumbler y del Índice RDI, para su posterior integración en el programa que permite la optimización de la



calidad, precio y proceso productivo, incluyendo los consumos de energía. Como se trabaja con conjuntos o series históricas de datos, parece lógico que el modelo borroso que se emplea sea el de Sugeno.

0.4.3. Índices RDI y Tumbler

Tanto el índice RDI como el Tumbler dependen no sólo de las propiedades químicas del mineral de hierro utilizado en el proceso de sinterización, mediante una relación compleja, sino también de la eficacia de la banda de sínter y de los diferentes parámetros que intervienen, tanto en la mezcla de minerales como en el proceso de sinterización de minerales en banda-cinta.

Con el objetivo de poder estimar los valores de esas propiedades del sínter se procede al desarrollo de un Sistema de Inferencia Borroso (*FIS – Fuzzy Inference System*), empleando un modelo de tipo Sugeno.

0.4.3.1. Índice RDI

Teniendo en cuenta los resultados de la correlación parcial que se realiza, se puede decir que los que más influencia parecen tener en el índice RDI son los contenidos de Al_2O_3 y K_2O en las materias primas, la cantidad de coque en el sínter, la temperatura del aire y la altura del lecho.

0.4.3.2. Índice Tumbler

En el caso del índice Tumbler las variables que juegan un papel más destacado en su determinación son los contenidos de SiO_2 y CaO en el sínter, así como el flujo de aire, la temperatura del aire y el contenido en coque.

Se determinan los modelos de inferencia borrosa para ambos índices y se comparan con los obtenidos realmente. Para ello se supone que se emplean dos series de datos históricos, por una parte 100 para el entrenamiento del modelo, y otros 100 para la validación del método. Posteriormente, ambos modelos se incluyen en el proceso de optimización.

0.4.4. Definición del Problema de Optimización

Para la correcta definición del problema se establece la relación entre las restricciones y las propiedades de la mezcla de minerales, para poder fijar sus valores. Estas restricciones



juegan un papel importante debido a que algunas de ellas imponen valores rigurosos y constantes como, por ejemplo, lo del índice de basicidad o el contenido en MgO. Otros valores oscilarán en una horquilla (estableciéndose límites superiores o inferiores) como, por ejemplo, el contenido en sílice. Y habrá otra serie de restricciones que impondrán unos mínimos como, por ejemplo, el contenido de hierro en el sinter, o unos máximos como, por ejemplo, el contenido en fósforo (**Tabla 4.4**). Estas restricciones serán las que nos proporcionarán aquellas mezclas que se ajusten mejor a los parámetros de calidad exigidos por el horno alto. Estas restricciones, junto con el requisito de mínimo precio, nos permitirá definir el problema de optimización.

0.5. Objetivos de la Tesis

La sinterización es un proceso complejo en el que intervienen numerosas variables, desde cambios en la carga hasta las condiciones de operación, que afectan a la productividad, la calidad y el aprovechamiento energético. Productividad, calidad y energía son pues dependientes de cada variable, y así puede ocurrir que la mejora en uno de los parámetros puede producir un deterioro en los otros. Por tanto, son difíciles de predecir el efecto de los materiales presentes en la carga de sinterización y los parámetros de producción sobre la calidad y productividad del sinter (cuando aparecen nuevas menas es necesario utilizar plantas piloto o realizar evaluaciones de tests de sinterización, con el fin de que sirvan de ayuda a la identificación de sus efectos en la calidad y producción del sinter). No obstante, este trabajo se ha realizado sobre menas ya clasificadas, en las que es posible relacionar sus características con la productividad, la calidad y la coherencia del trabajo. Los análisis químicos y mineralógicos de las menas con el fundido afectan también a las exigencias de energía así, por ejemplo, se ha visto que para incrementar un 1% de FeO en el sinter se necesita un aumento en 125 MJ de la energía.

En el caso de los modelos tradicionales, para predecir la calidad y productividad del sinter, se han tenido en cuenta, principalmente y por separado, los efectos producidos por la carga y las condiciones del proceso. Unos modelos se han desarrollado considerando las propiedades de la mena (densidad, contenido en FeO, etc.), otros han considerado las propiedades dinámicas del proceso y algunos otros han estudiado los balances de materia y masa del proceso total de sinterización en términos de temperatura de sinterización y tiempo de residencia, pero ninguno ha unido estos parámetros para ver la calidad del sinter. La mayoría de los trabajos publicados acerca de las propiedades de las menas a sinterizar se han



preocupado de resolver problemas específicos sobre una planta dada, pero dichos resultados pueden tener un efecto negativo sobre la calidad del sinter si se generaliza el procedimiento.

El presente trabajo se ha desarrollado con el fin de optimizar el coste total variable de la producción de metal, considerando todos los materiales brutos y la producción del sinter, bajo diferentes condiciones, utilizando como técnicas principales la programación lineal y la lógica difusa. La calidad y productividad del sinter no se pueden considerar por separado ya que vienen marcadas por el tipo de operación y la demanda de los operadores de planta de los hornos altos, puesto que las propiedades del sinter tales como sus altas temperaturas de reducción, mezcla y fusión, afectan al comportamiento del horno. Por otro lado, las características del mineral pueden cambiar para el mismo yacimiento, incluso para el mismo stock, por lo que es necesario hacer cambios químicos en el sinter para mantener el funcionamiento óptimo del horno. En resumen, esta tesis se ha dirigido a la optimización de la calidad del sinter, es decir, la productividad y los costes requeridos por el horno alto. Esto se conseguirá a partir del análisis de bases de datos para poder identificar las propiedades de quemado de los hornos altos en su funcionamiento y, por tanto, poder definir así la calidad y productividad de sinter requeridas. La caracterización y clasificación de los minerales a sinterizar se harán con el fin de incrementar la seguridad en el proceso de valoración de nuevos minerales, lo que permitirá desarrollar modelos genéricos para poder incluir parámetros de proceso de optimización de la calidad, producción y coste del sinter. Para ello, en este trabajo, se usarán métodos de programación lineal difusa que, junto a otras técnicas, permitirán la minimización del coste de la mezcla de mineral, manteniendo las exigencias de calidad y productividad del sinter requerido en los hornos altos. Con todo ello se pretende una óptima estrategia, tanto desde el punto de vista energético como desde el de producción en la obtención del hierro.

Las heterogeneidad de las propiedades de las materias primas, su diversidad y la política de las compañías de diversificar las reservas de mineral, así como el cambio en los requisitos de los hornos altos, ha conducido a un continuo estudio de los minerales de hierro para mejorar la calidad de las mezclas.

Como principales componentes de análisis se utilizarán las técnicas estadísticas multivariantes, que permiten el perfeccionamiento cualitativo de las interrelaciones a desarrollar e indican las áreas claves en la variación de la productividad y la calidad. Se llevará a cabo un sistema de clasificación de los minerales de la sinterización, basándose en un análisis agrupado de las propiedades mineralógicas y químicas del mineral, que se utilizará



para la clasificación de minerales que permita introducirlos en modelos, de tal manera que estos modelos sean de índole genérica y, por tanto, fácilmente transferibles a otras plantas de sinterización. Junto a éstas, se aplicará la programación lineal, técnica eficaz para optimizar un amplio tipo de problemas con un mínimo esfuerzo, surgiendo y evolucionando modelos basados en programación lineal difusa.

Para investigar las causas de las variaciones que se producen dentro del lecho de sinterización, junto con las variaciones de lecho a lecho, se usarán técnicas como el análisis de la varianza y el análisis multivariante de la varianza. Éstos junto a las correlaciones parciales y canónicas, se utilizarán para separar e identificar los efectos debidos a los procesos y a la mezcla.

Con el fin de representar el funcionamiento de un horno estable se definirán los parámetros de funcionamiento de los hornos altos, con el objetivo de distinguir entre las condiciones de operación donde cambios en el proceso de los hornos altos son resultado de las propiedades del sínter. Las influencias del proceso de sinterización deberán separarse de las otras principales influencias como, por ejemplo, los parámetros del proceso de los hornos altos y los materiales cargados junto con el sínter.

Con el fin de evaluar las propiedades de los materiales, que no son posibles de medir en la actualidad, se van a utilizar métodos de análisis de bases de datos junto con mediciones de las propiedades del sínter. Éstas pueden tener desviaciones de la degradación real dentro de los hornos altos, diferentes de las medidas de los RDI, que puede tener influencia en la estructura y la porosidad de las partículas y, en consecuencia, afectar a la reductibilidad.

Para esbozar los problemas que surgen en las condiciones de operación de la planta de sinterización, especialmente los debidos a los problemas de calidad, con la precisión de las medidas de las propiedades, y de capacidad, se utilizará el análisis de la base de datos. Se especificarán también las estrategias de producción de las plantas de sinterización adecuadas para estas situaciones problemáticas.

Para las diferentes operaciones del horno alto se definirán las propiedades requeridas del sínter por consideraciones energéticas, de coste de materiales de sinterización y coste de operación. Así pues, separando la influencia del horno alto de los procesos de sinterización se obtendrá una mejor interpretación de los datos de producción de sínter y, adicionalmente, se conseguirán mejores condiciones para optimizar dichos procesos.



0.6. Beneficios Industriales, Técnicos, Económicos y/o Sociales: Oportunidades Industriales y Económicas

Es vital que en el presente clima, la Industria Siderúrgica Europea que utiliza enormes plantas de una gran inversión (por ejemplo, plantas de horno alto, plantas de sinterización, etc.), trabajen para conseguir prolongar su tiempo de vida útil. La tendencia de utilizar, cada vez más, pocos aunque mayores hornos ha mostrado problemas del metal caliente, durante una operación inestable del horno. Tales dificultades puede llevar a suministrar productos acabados poco fiables que pondrían en riesgo a las industrias que los utilicen.

Las plantas de sinterización son unidades claves cuyo funcionamiento y la calidad del producto son vitales para la eficiencia de la operación del horno alto. La prolongación de su propia vida puede, en parte, conseguirse reduciendo las alteraciones de sus operaciones.

Para llevar a cabo estas operaciones, se necesitan pocos pero precisos cambios en las condiciones de trabajo y en la mezcla de los materiales. Para esto, se tiene que conseguir una mejor comprensión de los mecanismos relativos a la mineralogía de la mena, la química y las interacciones con las condiciones de trabajo para la producción del sínter, calidad, costes energéticos y condiciones atmosféricas y sus efectos en la operación de un horno alto. Actualmente, los cambios exigidos para las condiciones de mezcla y operación sólo se pueden realizar en base a la intuición, método de prueba y error y anotando sus efectos.

Minimizar el coste del sínter para una calidad y productividad requerida se consigue optimizando los materiales de la mezcla y las condiciones de operación. El programa de trabajo debe optimizar la calidad y producción de sínter minimizando los costes de estrategias de operación para un horno alto dado, gracias a una mejor comprensión de los efectos de la interacción de mezcla y operación con estas propiedades. El suministro de sínter con las propiedades requeridas para la operación del horno alto asegurará una operación de los hornos con reducción de las alteraciones. Esto permitirá una mayor eficacia en la operación de ambos, sínter y planta del horno alto, y, como consecuencia, tener un mayor impacto económico y medioambiental ahorrando energía y reduciendo emisiones.



Bibliografía:

- [1] Ashby, M. F., 1992. *Materials Selection in Mechanical Design*. Ed. Pergamon Press (Primera Edición), Oxford.
- [2] Sancho, J. P., Verdeja, L. F. y Ballester, A., 2003. *Metalurgia Extractiva Volumen II. Procesos de Obtención*. Ed. Síntesis, Madrid.
- [3] *Primary Aluminium Production* (2014), International Aluminium Institute. <http://www.world-aluminium.org>
- [4] *Copper Statistics and Information* (2014), United States Geological Survey. <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/copper/>
- [5] *Lead Statistics and Information* (2014), United States Geological Survey. <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/lead/>
- [6] *Zinc Statistics and Information* (2014), United States Geological Survey. <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/zinc/>
- [7] *Ferroalloys Statistics and Information* (2014), United States Geological Survey. <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/ferroalloys/>
- [8] Serjeantson, R., 1992. *Ferro-alloy directory and databook*. Ed. Metal Bulletin Books Ltd., Worcester Park, Surrey, Reino Unido.
- [9] Schei, A., Tuset, J. K. y Halvard, T., 1998. *Production of high silicon alloys*. Ed. Tapir., Trondheim.
- [10] Steel Statistical Yearbook, World Steel Association, (2014). <http://www.worldsteel.org/>
- [11] Palacios, J. M., Arana, J. L., Larburu, J. I. y Iniesta, L., 2002. *La Fabricación del Acero*. Ed. UNESID, Madrid.
- [12] Díez, M. A., Álvarez, R. y Barriocanal, C., 2002. Coal for metallurgical coke production: predictions of coke quality and future requirements for cokemaking. *International Journal of Coal Geology*, 50, 389– 412.
- [13] Shourong, Z. y Xuegong, B. *PCI for blast furnace and the future of ironmaking technology*.



- [14] Leonard, D.C., Bonte, L., Dufour, A., Ferstl, A., Raipala, K., Scmole, P., Schoone, P., Verduras, J.L., Willmers, R.R., 1996. *Coke quality requirements of European blast furnace engineers* (joint EBFC-Paper). Proc. 3rd European Cokemaking Cong., CRM-VDEh, Gent, Belgium, 1– 10 (also in: The Coke Oven Managers' Association (COMA) Year-Book, Rotherham, 1997, 279– 303).
- [15] Poveromo, J.J., 1996. *Operational considerations for high-level blast furnace fuel injection*. Proc. 55th Ironmaking Conf., ISSAIME, 79– 92.
- [16] O'Donnell, E.M., Poveromo, J.J., 2000. *Coke quality requirements from a North American perspective*. Proc. 4th European Coke and Ironmaking Cong., ATS-RM, Paris, 1, 12– 19.
- [17] Nishioka, K., 2000. *History and future of the Japanese cokemaking technology*. J. Jpn. Inst. Energy 79 (876), 284– 298.
- [18] Cokemaking International (1988-2001).
- [19] Coke Market Report. <http://www.resource-net.com/>
- [20] *Coal Information. IEA Statistics* (2012). Ed. International Energy Agency, París.
- [21] ArcelorMittal invertirá 150 millones en nuevas instalaciones en Gijón, Radio Televisión del Principado de Asturias (RTPA). Fecha: 12/05/2011.
http://www.rtpa.es/asturias:ArcelorMittal-invertira-150-millones-en-nuevas-instalaciones-en-Gijon_111305198085.html
- [22] Iron Ore Statistics and Information (2014), United States Geological Survey.
http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron_ore/
- [23] Free market commodity prices, monthly, January 1960- December 2014 (2014), United Nations Conference on Trade and Development (UNCTAD).
http://unctadstat.unctad.org/wds/ReportFolders/reportFolders.aspx?sCS_ChosenLang=en
- [24] Elías, X., 2000. *Reciclaje de residuos industriales: aplicación a la fabricación de materiales para la construcción*. Ed. Díaz Santos, Madrid.
- [25] Cal micronizada (2014), Cementos Tudela Veguín.
<http://www.cementostudelaveguin.com/iniciativa5.php>



- [26] Hilerá, J. R. y Martínez, V. J., 1995. *Redes neuronales artificiales. Fundamentos, modelos y aplicaciones*. Ed. RA-MA, Madrid.
- [27] Jang, J. S. R., Sun, C. T. y Mizutani, E., 1997. *Neuro-Fuzzy and Soft Computing: A Computational Approach to Learning and Machine Intelligence*. Ed. Prentice-Hall, Inc., Nueva Jersey.
- [28] Mamdani, E. H. y Assilian, S., 1975. *An Experiment in Linguistic Synthesis with a Fuzzy Logic Controller*. *Int. J. Man. Mach. Studies*, 7(1), 1-13.
- [29] Takagi, T. y Sugeno, M., 1985. *Fuzzy Identification of Systems and tis Applications to Modeling and Control*. *IEEE Transactions on Systems, Man, and Cybernetics*, 15, 116-132.

1. Parque de Minerales

1.1. Introducción

La factoría española que se detalla dispone de una serie de instalaciones destinadas a la recepción, almacenamiento, preparación y posterior distribución de diversos materiales a los diferentes centros de consumo, tales como las plantas de sinterizado, las baterías de cok, los hornos altos y la acería.

Todas estas instalaciones están conectadas por una amplia red de cintas transportadoras (unos 25 Km. aproximadamente), operando automáticamente desde un puesto central de mando (Panel Torre) (ver **Figura 1.1**).

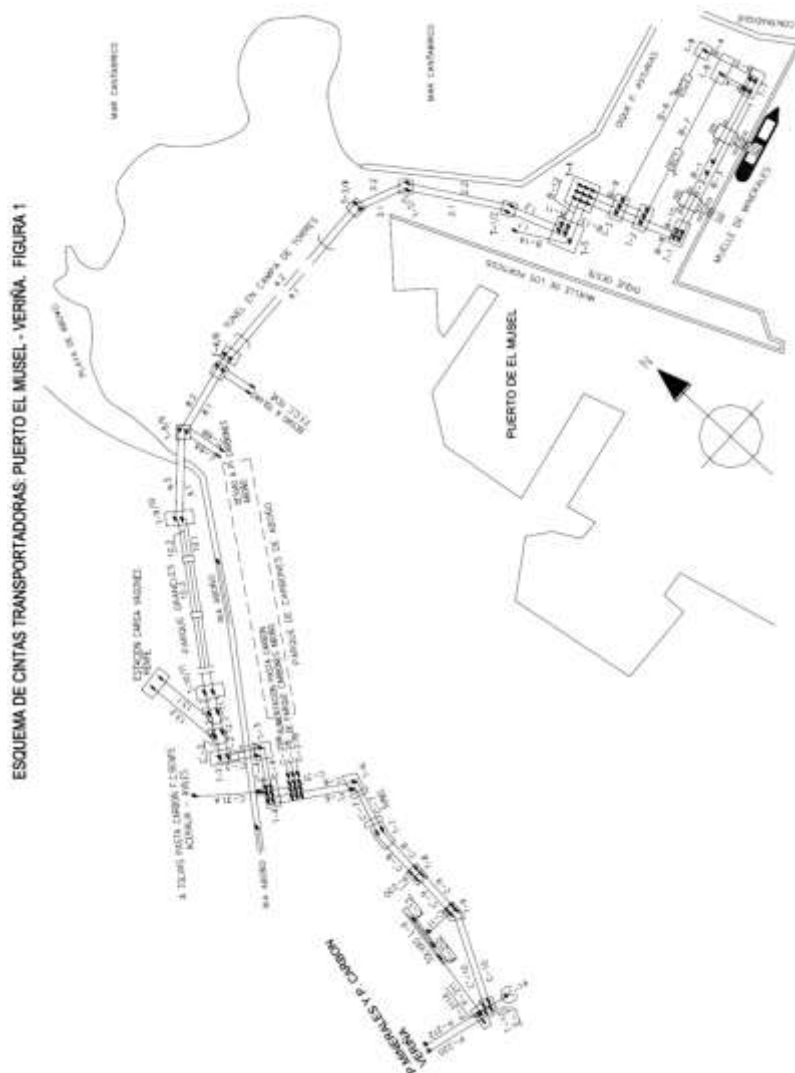


Figura 1.1. Esquema de cintas transportadoras: Puerto de El Musel-Veriña.



1.2. Tolvas de la Instalación

1.2.1. Tolvas de Recepción

Las entradas de minerales se realizan, normalmente, a través de cintas transportadoras. Para el resto de los materiales existen cinco grupos de tolvas de recepción subterráneas, situadas en diferentes puntos de la factoría y comunicadas con los parques de almacenamiento y centros de consumo mediante una red de cintas transportadoras.

La extracción de los materiales almacenados en las tolvas subterráneas se realiza, en todos los casos, mediante canaletas vibrantes.

A continuación se detallan los cinco grupos de tolvas:

1. RENFE I
2. Langreo II
3. Langreo III
4. RENFE IV
5. RENFE V

1.2.1.1. RENFE I

Consta de dos hileras paralelas de 14 tolvas cada una, destinadas a recibir materiales transportados por ferrocarril RENFE o camiones.

La capacidad total de almacenamiento es de 2.380 m^3 y cada hilera de tolvas descarga sobre una cinta transportadora independiente, siendo el caudal máximo de extracción de cada una de ellas de $1.150 \text{ m}^3/\text{h}$.

Los materiales que ahí se pueden recibir son los siguientes:

- Pellets.
- Sínter.
- Minerales gruesos y finos.
- Fundentes.
- P.C.I. (Carbón Pulverizado de Inyección).



- Coque.
- Recuperaciones.

Además de cualquier otro producto con destino a:

- Parque de minerales.
- Tolvas de prehomogeneización.
- Lechos de homogeneización.
- Tolvas de compensación de mineral (T.C.M.).
- Tolvas de hornos altos.
- Tolvas de P.C.I.
- Parque de fundentes.
- Parque de carbones.
- Parques de coque.
- Plantas de sinterización.
- Parque de caliza-dunita.

1.2.1.2. LANGREO II

Compuesta por una hilera de 14 tolvas, destinadas a recibir materiales transportados por camiones o por las cintas transportadoras de enlace con el Puerto del Musel, Parque de Graneles y Parque de Carbones de Aboño.

La capacidad de almacenamiento de las tolvas es de 1.050 m^3 y el caudal máximo de extracción es de $1.150 \text{ m}^3/\text{h}$.

Los productos que se pueden recibir son:

- Pellets.
- Minerales gruesos y finos.
- Pasta de baterías (para consumir en baterías de coque).
- P.C.I.



- Caliza y dunita finas.

Y los puntos de destino pueden ser los siguientes:

- Parque de minerales.
- Parque de carbones.
- Tolvas de prehomogeneización.
- Lechos de homogeneización.
- Tolvas de compensación de mineral.
- Tolvas de horno alto.
- Tolvas de P.C.I.
- Baterías de coque.

1.2.1.3. LANGREO III

Consta de dos grupos de tolvas independientes, uno formado por ocho tolvas y el otro por dos, destinadas a recibir materiales transportados únicamente por camiones.

El grupo formado por ocho tolvas tiene dos salidas, según el sentido de giro de la cinta transportadora sobre la cual descargan las canaletas, y puede ser:

- Para transportar material hacia el parque de fundentes, tolvas de hornos altos, tolvas de P.C.I., baterías de coque y tolvas de almacenamiento de acería (T.A.A.).
- Para transportar material hacia el parque de carbones, el parque de coque y las baterías de coque.

A las dos tolvas que forman el segundo grupo se les conoce con el nombre de Tolvas de Fundentes y el material de dichas tolvas va hacia el mismo destino que en el apartado primero anterior.

El caudal máximo de extracción para el primer grupo de tolvas es de 760 m³/h y para el segundo grupo es de 370 m³/h, teniendo cada tolva una capacidad de 75 m³, lo que hace un total de 750 m³.

Los materiales que aquí se pueden recibir son:

- Pasta de baterías.



- P.C.I.
- Coque grueso.
- Fundentes.
- Minerales gruesos.
- Pellets.

1.2.1.4. RENFE IV

Consta de siete tolvas repartidas en dos grupos, un grupo de cuatro tolvas que vierten el material sobre la cinta P-1 y otro de tres tolvas que lo hacen sobre la cinta P-0. El material recibido procede del transporte por camión o por ferrocarril de RENFE. La capacidad total de almacenamiento es de 450 m^3 y el caudal máximo de extracción es de $300 \text{ m}^3/\text{h}$.

Los materiales que aquí se reciben son:

- Pellets.
- Sínter.
- Minerales gruesos y finos.
- Fundentes.
- Recuperaciones.

Y los puntos de destino pueden ser los siguientes:

- Parque de minerales.
- Tolvas de prehomogeneización.
- Lechos de homogeneización.
- Tolvas de compensación de minerales.
- Tolvas de hornos altos.
- Parque de caliza-dunita.
- Sínters A y B.

Cada tolva tiene una capacidad de 75 m^3 , lo que hace un total de 750 m^3 .

Los materiales que se pueden recibir son:



- Pasta de baterías.
- P.C.I.
- Coque grueso.
- Fundentes.
- Minerales gruesos.
- Pellets.

1.2.1.5 RENFE V

Consta de cuatro tolvas destinadas a recibir materiales transportados por ferrocarril RENFE o camiones (ver **Figura 1.2.**). La capacidad total de almacenamiento es de 300 m³ y el caudal máximo de extracción es de 250 m³/h.

Los materiales que aquí se reciben son:

- Caliza fina.
- Finos de coque.
- Cal viva gruesa.
- Dolomía calcinada.

Estos materiales pueden ir destinados a:

- Tolvas de coque y caliza fina en Cokama.
- Parque de coque menudo.
- Tolvas de almacenamiento de acería.

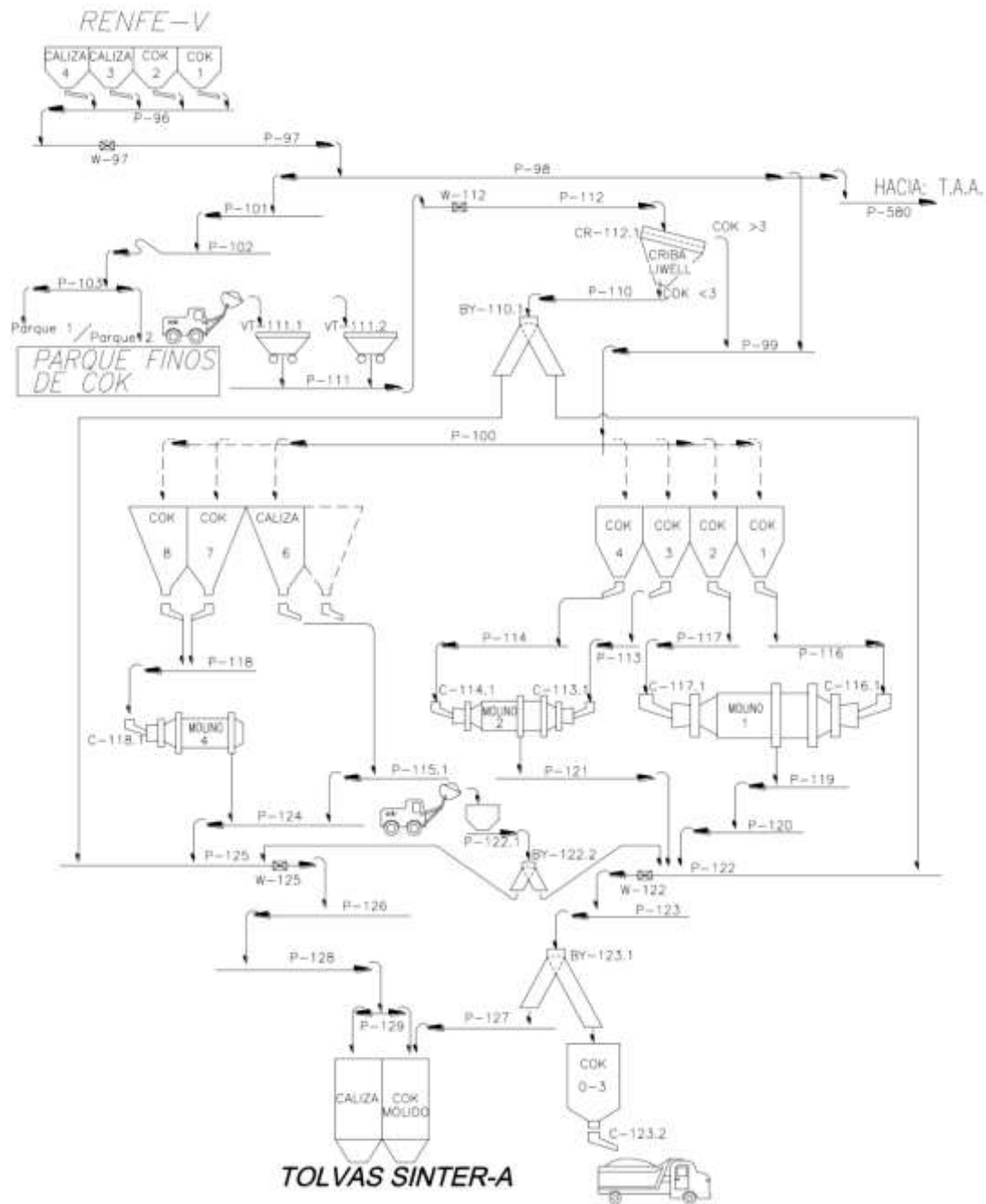


Figura 1.2. Esquema de la tolva de recepción RENFE V.

1.3. Tolvas Aéreas

1.3.1. Tolvas de almacenamiento de acería

Consta de trece tolvas elevadas destinadas al almacenamiento de los productos de consumo en la Acería, ocho de las cuales tienen una capacidad unitaria de 250 m³ y las otras de 100 m³ cada una.



A estas tolvas se puede acceder desde el parque de fundentes y tolvas de recepción de LANGREO III por un lado, y desde las tolvas de recepción de RENFE V por otro. En este último circuito hay intercalada una criba de resonancia tipo Weserhütte, con las características que se muestran en la **Tabla 1.1**.

Tabla 1.1. Características de la criba de resonancia tipo Weserhütte.

Dimensiones	2.000×5.000 mm.
Rendimiento	250 t/h.
Tamaños obtenidos	> 5 mm.

Para la recogida de los finos procedentes del cribado de los diferentes productos, se dispone de una tolva de 90 m³ de capacidad. También existe otra de la misma capacidad para la recogida de los polvos procedentes de la captación de polvo.

La extracción de los materiales almacenados en las tolvas se realiza mediante canaletas vibrantes, salvo en las tolvas que recogen los finos del cribado y de la captación, cuya evacuación se realiza mediante un tornillo sin fin.

1.3.2. Tolvas de hornos altos

Se dispone para el abastecimiento de los hornos altos de una serie de tolvas, las cuales se pueden dividir en tres líneas diferentes: línea de coque, línea de sínter y línea de mineral. Además existen dos tolvas destinadas al almacenamiento del carbón P.C.I. (ver **Tabla 1.2**).

Tabla 1.2. Distribución de tolvas en cada horno.

Distribución de Tolvas en cada Horno			
<i>Línea</i>	Número de Tolvas	Capacidad Unitaria	Capacidad Total
Coque	9	400 t	3.600 t
Sínter	8 dobles	12 de 522 t 4 de 684 t	9.000 t
Mineral	18	6 de 257 m ³ 4 de 259 m ³ 4 de 264 m ³ 2 de 274 m ³ 2 de 275 m ³	4.732 m ³
P.C.I.	2	700 m ³	1.400 m ³

El abastecimiento de estas tolvas se realiza mediante circuitos de cintas, teniendo la posibilidad de alimentar cada línea con dos circuitos distintos en caso de fallo de alguna de las cintas transportadoras (ver **Figura 1.3**).

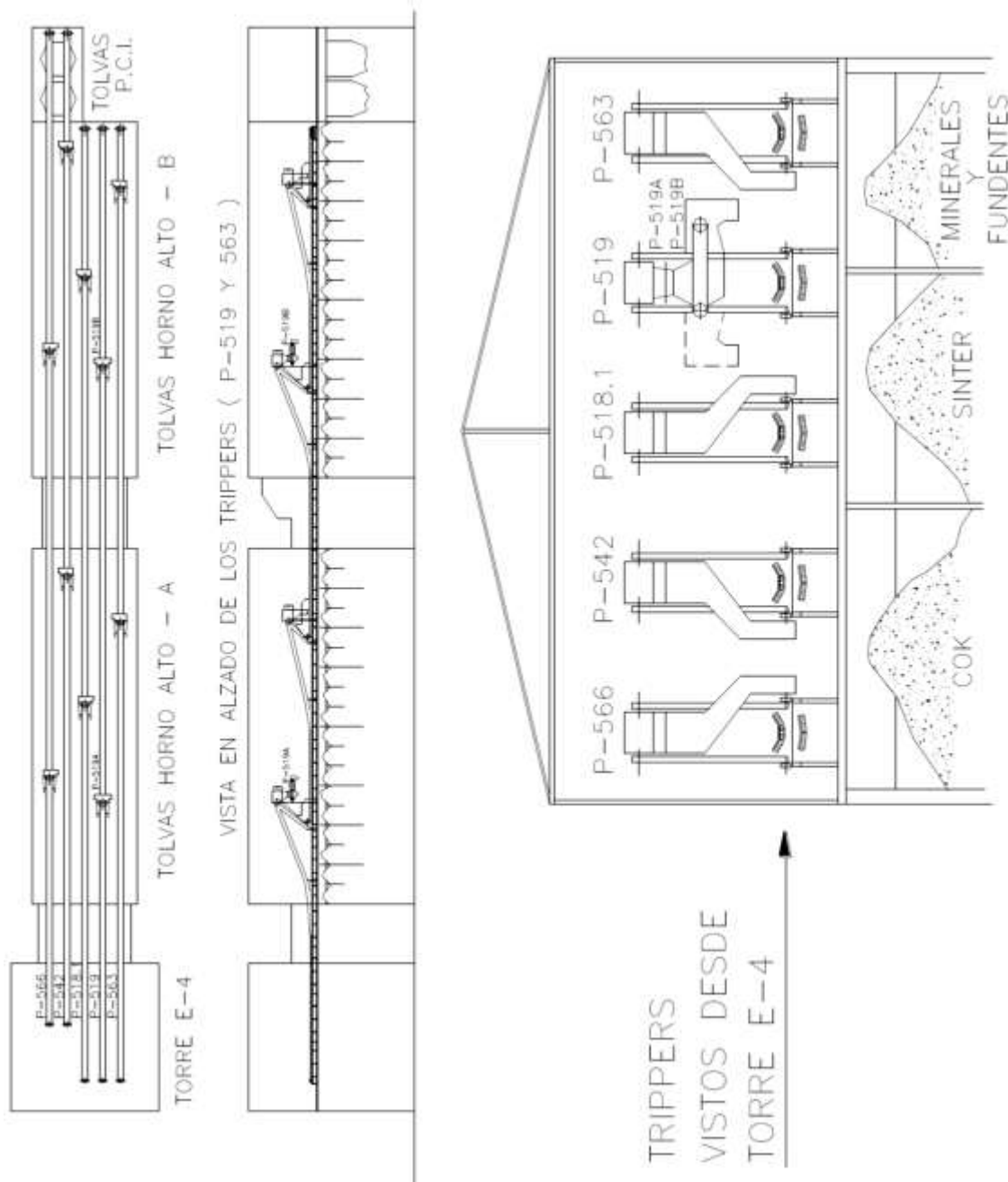


Figura 1.3. Vista de los trippers y sistemas de tolvas.

1.3.3. Tolvas de prehomogeneización

Existen dos grupos de Tolvas de Prehomogeneización, uno que alimenta a los Lechos 1 y 2, y otro a los Lechos 3 y 4. Cada grupo consta de seis tolvas (cuatro para minerales de hierro y recuperaciones y dos para fundentes). Son tolvas aéreas y tienen una capacidad de 340



m³ cada una. Las seis tolvas son independientes y vierten su material sobre una cinta común, en el caso de T.P.1 sobre la P-50 y en el caso de T.P.2 el material es vertido sobre las cintas P-54 y P-55.

La salida del material de las tolvas se realiza mediante unas cintas pesadoras, cuya misión es la de regular el volumen de carga que se va depositando para poder conseguir un caudal fijo y uniforme durante todo el proceso de formación de las parvas.

El motivo de conseguir un caudal uniforme y en la proporción adecuada es que el reparto del material en los lechos de homogeneización no sufra variaciones a lo largo de todo el proceso de creación de los mismos y conseguir así un mayor rendimiento del material a la hora de ser sinterizado.

El material que pueden recibir las tolvas es toda clase de mineral fino, así como fundentes finos y recuperaciones.

Los puntos desde los cuales se pueden suministrar los materiales son:

- Parque de Minerales.
- LANGREO II.
- RENFE IV.
- RENFE I.
- Cintas del Musel (paso directo por rotopalas).
- Tolvas de Compensación de Mineral.

Los puntos de destino son desde T.P.1 los lechos de homogeneización 1 y 2, y desde T.P.2 los lechos 3 y 4.

1.3.4. Tolvas de compensación de mineral

Constan de cuatro tolvas con una capacidad de 485 m³ cada una, lo que hace una capacidad total de 1.940 m³.

El material aquí almacenado puede proceder de RENFE I, RENFE IV, cintas de El Musel y LANGREO II, siendo utilizado para el almacenamiento intermedio como medio de liberación de espacio en otras zonas de recepción.



La salida de material se puede efectuar, directamente, hacia los lechos de homogeneización, tolvas de T.P.1 y T.P.2, Parque de Minerales, Tolvas de los hornos altos y plantas de sinterizado.

1.3.5. Tolvas de alimentación al sínter A

La alimentación del Sínter A desde el Parque de Minerales está formada por siete tolvas.

Cinco de ellas son de mineral y tienen una capacidad de 330 m³ cada una, lo que supone, aproximadamente, unas 660 t de peso en cada tolva. Este mineral procede del arañado de la mezcla de materiales que realizan los reclaimers en los lechos de homogeneización. En condiciones normales de funcionamiento, el Sínter A es alimentado desde los lechos 1 y 2, existiendo también la posibilidad de alimentarlo desde los lechos 3 y 4.

Existen, además, otras dos tolvas, una de caliza fina y otra de coque fino con una granulometría entre 0 y 3 mm. Estos dos materiales son transportados mediante cintas desde la instalación de Cokama. El coque es, previamente, molido en dicha instalación mediante los tres molinos de barras que permiten que la granulometría del mismo baje su tamaño máximo de veinte a tres milímetros.

El conjunto se completa con otras dos tolvas, una de cal viva fina y otra de finos de retorno, cuyo abastecimiento no se realiza a través de las instalaciones del Parque de Minerales.

El sínter acabado que se obtiene tras el proceso de sinterización es recogido por las cintas del parque para su traslado a los hornos altos.

1.3.6. Tolvas de alimentación al sínter B

El abastecimiento de materiales al Sínter B por parte del Parque de Minerales se limita a la mezcla de mineral realizada en los lechos de homogeneización y que procede, generalmente, de los lechos 3 y 4, aunque también se puede alimentar al Sínter B desde los lechos 1 y 2. La recepción de esta mezcla se realiza en cuatro tolvas, de unos 400 m³ cada una, lo que da una capacidad total de almacenamiento de unas 3.200 t.

El resto de los materiales consumidos por el sínter son introducidos a través de tolvas subterráneas de recepción instaladas en la propia planta.



Como en el caso del Sínter A, el producto final obtenido tras el proceso de sinterización se lleva, mediante las cintas transportadoras del parque, para su consumo en los hornos altos (ver **Figura 1.4**).

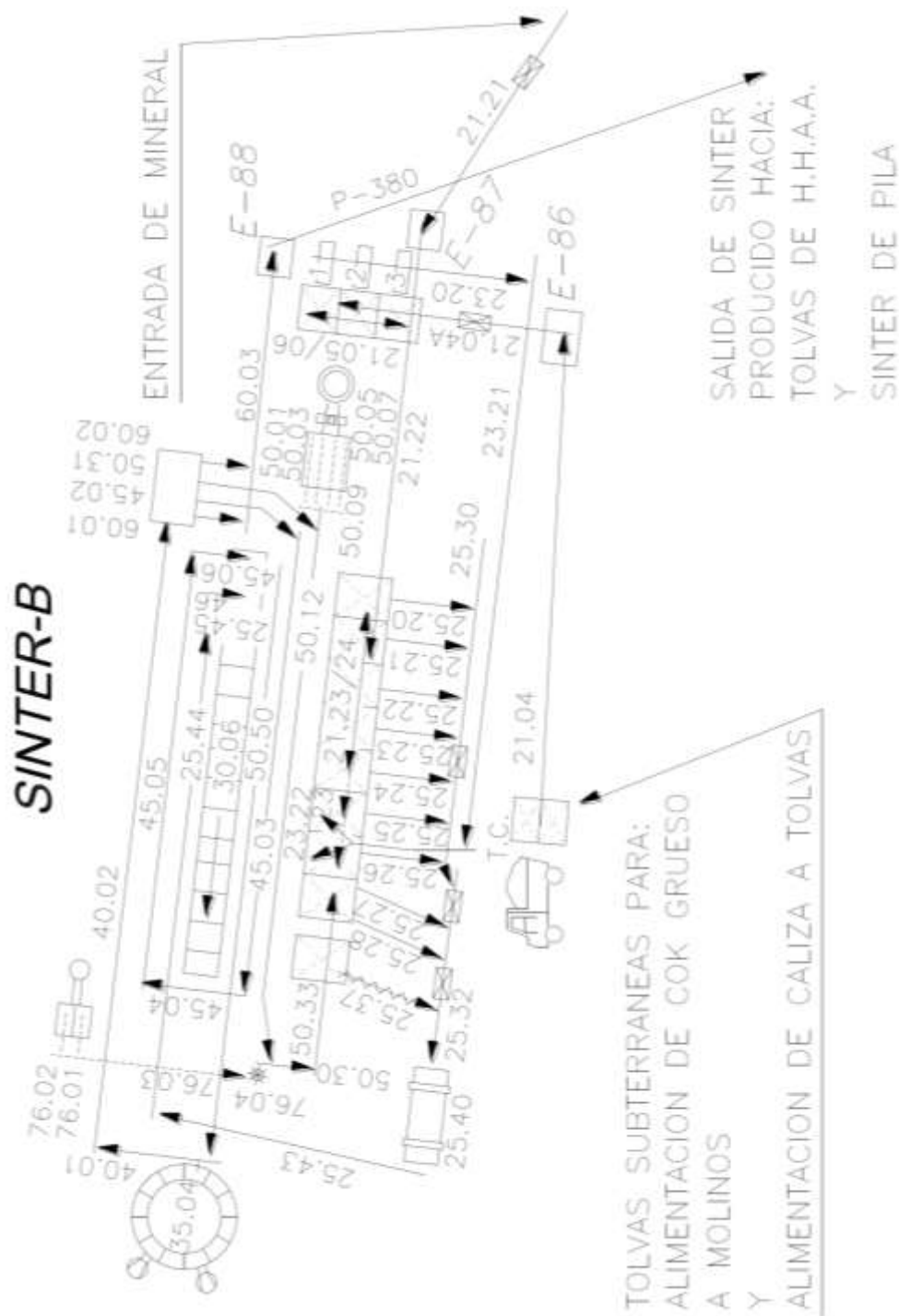


Figura 1.4. Funcionamiento del Sínter B.



1.4. Parques de Almacenamiento

La misión de los parques de almacenamiento es recibir, almacenar, preparar y suministrar los materiales a las demás instalaciones, según sus necesidades.

Para el almacenamiento de los diferentes materiales se dispone de una serie de parques, cada uno de ellos destinado a una clase de material y comunicados con las diferentes tolvas de recepción y los diferentes centros de consumo por medio de una amplia red de cintas transportadoras que cubren las necesidades del servicio.

Los parques de que dispone la instalación son:

- Parque de minerales de hierro.
- Parque de Fundentes.
- Parque de caliza y dunita.
- Parque de Sínter.
- Parque de Coque.
- Parque de Carbones.
- Parque de Coque fino.

1.4.1. Parque de Minerales de Hierro

Con una extensión de 63.000 m², consta de cuatro cuerpos, dos centrales y dos laterales, servidos por tres rotopalas combinadas, las cuales permiten las siguientes maniobras: apilar, recoger y trabajar en paso directo para servir los minerales a los diferentes centros de consumo (ver **Figura 1.5**).

La capacidad práctica de almacenamiento es de 700.000 t, siendo la altura máxima de apilado de 15 m.

La capacidad de apilado de cada una de las rotopalas es de 1.150 m³/h y la de recogida de 650 m³/h.

Los materiales aquí almacenados pueden ser finos o gruesos.

Para evitar la contaminación atmosférica que se produce con las partículas en suspensión de los diferentes minerales, dicho parque está dotado de una serie de cañones de riego, los cuales son controlados desde el panel central situado en la torre E-2 o desde un panel



situado en la zona. Los cañones disponen de giro, lo cual permite el riego de las pilas de minerales.

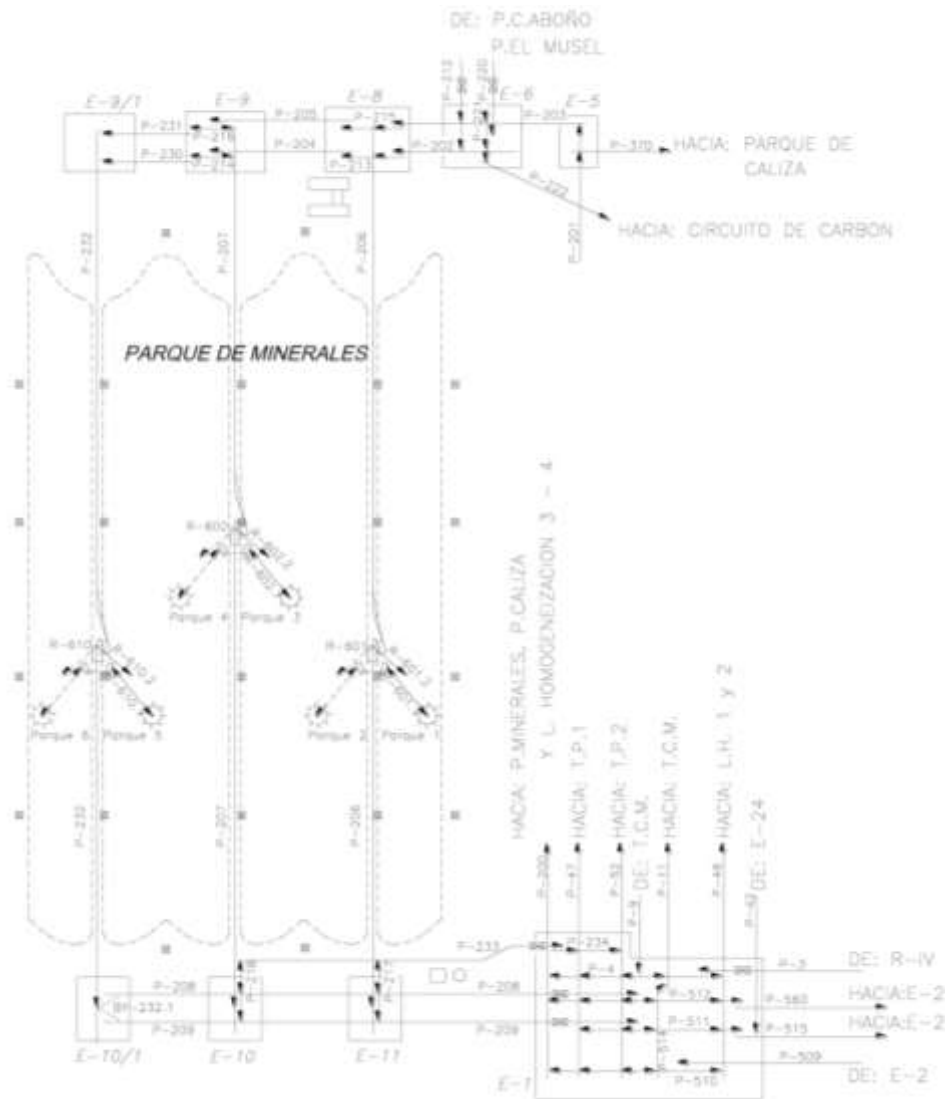


Figura 1.5. Esquema de funcionamiento del Parque de Mineral.

1.4.2. Parque de Fundentes

Destinado al almacenamiento de fundentes, tanto para el consumo en hornos altos como en Acería. Dicho parque consta de siete departamentos separados por paredes de hormigón.

El parque puede recibir el material desde LANGREO III y RENFE I. El apilado se realiza por medio de una cinta elevada reversible, que se encuentra situada encima de los compartimentos y se traslada a lo largo de todo el parque. La recogida se efectúa por medio de un rotoextractor situado en la parte inferior de los compartimentos y que se desliza a lo largo



de los mismos para recoger el material seleccionado previamente desde el panel central de mando. La salida del material es controlada desde el mismo panel por medio de un circuito de vídeo cerrado.

La capacidad media de almacenamiento es de 25.000 t, y el caudal máximo de apilado es de 650 m³/h.

1.4.3. Parque de Caliza y Dunita

Destinado para el almacenamiento de caliza para su consumo en las plantas de sínter y para la formación de las parvas. En caso de almacenar dunita, ésta sólo se utiliza para la formación de parvas.

Este parque puede recibir el material procedente de RENFE IV, RENFE I, cintas del Musel y del propio Parque de Minerales.

El apilado se realiza mediante una cinta con tripper incorporado. El parque dispone de un sistema de riego que permite reducir la contaminación ambiental durante el apilado de los materiales.

La recogida del material y su traslado se realiza mediante pala y camiones.

Su capacidad de almacenamiento es de 15.000 t.

1.4.4. Parque de Sínter

Destinado al almacenamiento del sínter en caso de no existir la posibilidad de enviarlo a las tolvas de hornos altos.

Tiene una capacidad de 16.000 t y su apilado se realiza mediante una cinta reversible y trasladable. La descarga sobre el parque se puede hacer en seis puntos diferentes. Dispone de un sistema de riego para evitar la formación de polvo en el ambiente durante el apilado y recogida del material.

La evacuación del material se realiza mediante una pala que vierte el material sobre un tolván, dotado en su parte inferior de dos canaletas vibrantes. El sínter de pila se hace pasar por una criba para separar el sínter fino originado por la degradación del mismo. Esta porción de sínter se almacena en una tolva y, posteriormente, se evacua cargándola en camiones. El sínter de tamaño grueso se lleva mediante cintas transportadoras hasta las tolvas de hornos altos.



1.4.5. Parque de Coque Grueso

Se encuentra situado en la zona denominada LANGREO III, sirve para el almacenamiento del coque siderúrgico y se encuentra dividido en dos mitades; su capacidad total es de 50.000 t. Para el apilado del coque se dispone de un carro apilador, el cual se traslada sobre carriles a lo largo del eje longitudinal del parque; dicho apilador permite apilar a ambos lados del mismo, con una altura máxima de apilado de 10 m.

El coque que aquí se recibe puede venir directamente desde baterías de coque o, por el contrario, en camiones a través de las tolvas de LANGREO III o las de RENFE I; en estas últimas también puede llegar el coque en ferrocarril.

Para la recogida del coque, el parque está dotado de una rotopala trasladable sobre orugas y cuya pluma de vertido se puede acoplar a un vagón tolva que se desplaza sobre carriles a lo largo del eje del parque o, por el contrario, se puede acoplar al carro apilador, el cual invierte el sentido de giro de la cinta de la pluma para poder recoger el material depositado por la rotopala; cuando se trabaja en estas condiciones el desplazamiento del carro apilador y el de la rotopala están sincronizados y controlados desde los mandos de la rotopala. Se dispone de un sistema de vídeo, el cual permite al operario de la máquina ver en todo momento la caída del coque sobre la cinta de la pluma del carro apilador.

Las características de estas máquinas son:

Apiladora	Capacidad de apilado 760 m ³ /h
Rotopala	Capacidad de recogida 760 m ³ /h

1.4.6. Parque de Carbones

Se encuentra situado en la zona de LANGREO III, y consta de dos parques de almacenamiento de 110 m de longitud por 26 de ancho, lo cual da una capacidad total de almacenamiento de 30.000 t de carbón.

Uno de los parques está destinado al almacenamiento de carbón utilizado en baterías de coque, y se denomina Parque de Pasta de Baterías, y el otro parque almacena carbón pulverizado de inyección para su consumo en hornos altos, y recibe el nombre de Parque de P.C.I.

El carbón puede venir del Parque de Carbones de Aboño, desde las tolvas de recepción de LANGREO III o de RENFE I, siendo apilado mediante un carro apilador desplazable sobre



carriles, el cual puede recibir un caudal máximo de apilado de 650 t/h. Dicho apilador puede girar de 180° y la altura máxima de apilado es de 12 m.

La recogida del carbón para su consumo se realiza mediante pala, la cual vierte el carbón sobre un vagón tolva que tiene una capacidad de evacuación de 300 t/h. o, por el contrario, se puede transportar en camiones hasta las tolvas de recepción de LANGREO III o RENFE I, después, por medio de cintas transportadoras, se lleva a los centros de consumo.

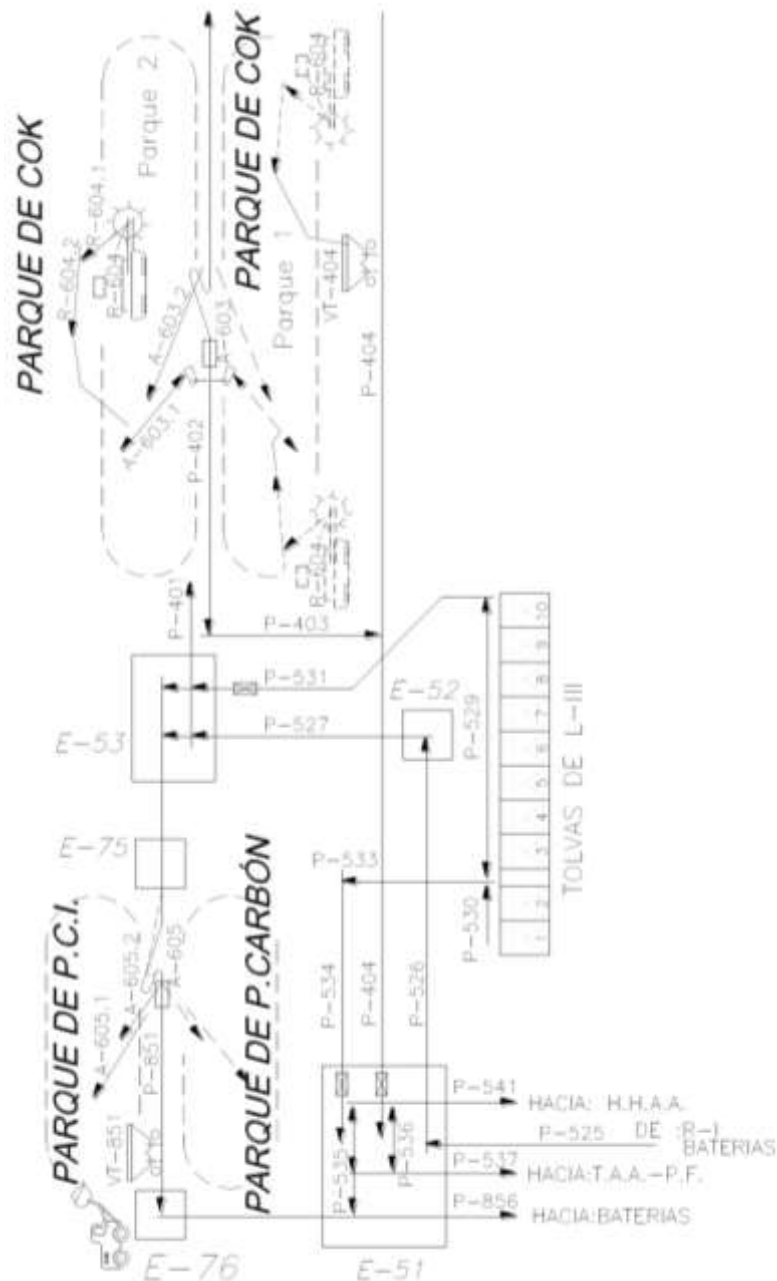


Figura 1.6. Esquema del Parque de Carbones.



1.4.7. Parque de Coque Fino

Este parque está destinado al almacenamiento de coque de tamaño 0/30 mm, para que una vez pasado por la instalación de molienda sea consumido en las plantas de sinterización.

El apilado se realiza mediante un carro móvil, cuya estructura está sustentada por pilares de hormigón. El carro dispone de una cinta reversible que permite el apilado del coque en ambos lados del parque.

El caudal máximo de apilado es de 250 m³/h y el de recogida, que se realiza mediante pala sobre un vagón tolva, es también de 250 m³/h. Asimismo es posible la recogida del material con pala y camiones para su posterior transporte a los centros de consumo.

La capacidad media de almacenamiento es de 10.000 t.

1.5. Preparación de Materias Primas

1.5.1. Homogeneización de minerales finos

Se disponen de cuatro lechos destinados para la formación de las parvas destinadas al consumo en los sínteres. Las dimensiones y capacidades de los lechos se reflejan en la **Tabla 1.3**.

Tabla 1.3. Dimensiones y capacidades de los lechos para la formación de parvas.

	Lecho 1	Lecho 2	Lecho 3	Lecho 4
Dimensión	220x31 m	220x31 m	240x31 m	240x31 m
Capacidad	80.000 t	80.000 t	90.000 t	90.000 t

Los lechos de homogeneización son abastecidos desde las tolvas de prehomogeneización o, directamente, desde RENFE I, RENFE IV, tolvas de compensación de mineral, LANGREO II y rotopalas del Parque de Minerales.

Las parvas se realizan con los carros apiladores A-150 (Lechos 1 y 2) y A-160 (Lechos 3 y 4). El carro apilador es una máquina que se desplaza sobre raíles paralelamente a la parva a



formar y está equipada con una pluma móvil, que sirve de soporte a la cinta transportadora que aporta el mineral a la parva.

Las características más importantes de los carros apiladores son las siguientes:

Altura máxima de apilado	12 m
Velocidad de traslación	de 2,34 a 23,4 m/min.
Caudal máximo de apilado	400 m ³ /h

Existen tres “reclaimers”, que son R-170, R-180 y R-190. Pueden ser trasladados para que trabajen indistintamente en cualquiera de los cuatro lechos de que se dispone.

Las características más importantes de los R-170 y R-180 son:

Longitud del tambor	38 m.
Diámetro del tambor	5,2 m.
Número de cangilones	68
Número de vueltas del tambor	4 r.p.m.
Velocidad de funcionamiento	0,053 m/min.
Capacidad máxima de recogida	650 m ³ /h

Las características más destacadas del R-190 son:

Longitud de la cadena	35,877 m.
Velocidad de la cadena	30 m/min.
Número de paletas	96
Velocidad de trabajo	0,1 m/min.
Caudal máximo de recogida	800 m ³ /h

El material recogido por los “reclaimers” se destina a las tolvas del mineral de las plantas de sínter; se sigue la norma de que el material existente en el lecho 1 ó 2 sea el que se envíe al Sínter A y el material del lecho 3 ó 4 se mande al Sínter B, pero existe una perfecta combinación de cintas para mandar, indistintamente, desde cada lecho al sínter que lo precise.



Los parques de homogeneización están dotados de una serie de cañones de riego, que disponen de giro y permiten el regado de todas las zonas de lechos. La **Figura 1.7** nos muestra el esquema de los lechos de homogeneización.

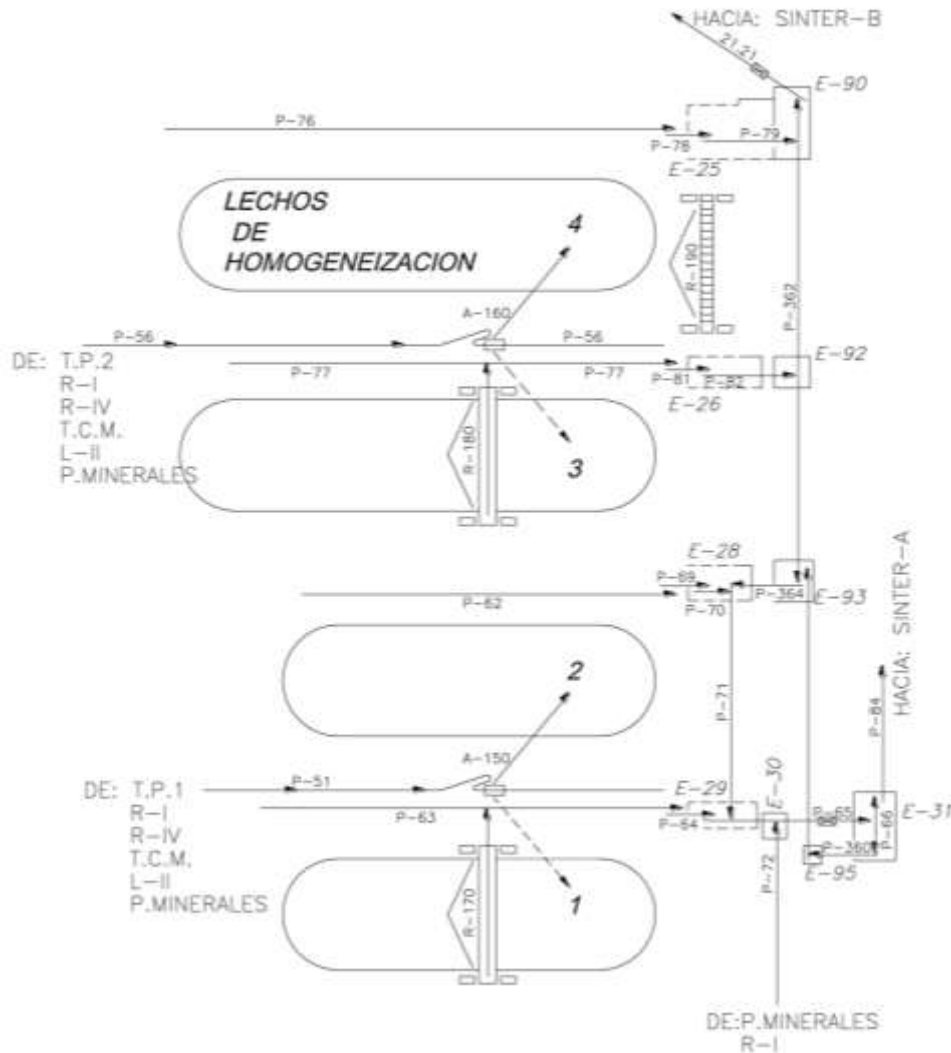


Figura 1.7. Esquema de los lechos de homogeneización.

1.5.2. Molienda de Coque

Para la molienda del coque, destinado su consumo en la planta de Sínter A, se dispone de tres molinos de barras, situados en un edificio dedicado exclusivamente a esta operación.

Las principales características de estos molinos se muestran en la **Tabla 1.4**.



Tabla 1.4. Características de los molinos de coque.

MOLINO	POTENCIA (KW)	CAPACIDAD (t/h)
1	500	22
2	90	8
4	186	15

La alimentación de cada uno de los molinos se realiza mediante dos tolvas y su correspondiente canaleta vibrante.

El coque que se utiliza en la molienda tiene una granulometría entre 0/30 mm y mediante la misma se pretende que la granulometría de salida sea inferior a 3 mm. Dado que en el coque 0/30 mm hay un 60% de tamaños inferiores a los tres milímetros, se ha intercalado en el circuito de alimentación a los molinos una criba tipo Liwell para eliminar los ultrafinos de coque y evitar así una sobremolienda de dichos tamaños, ya aptos para su consumo en la planta de sinterización.

1.6. Sistema de Riego

1.6.1. Sistema de riego de materias primas

Debido a la contaminación ambiental existente en la zona, generada por el trasiego y el almacenamiento de minerales, en épocas de estío y sumando esto a los vientos generalizados, se produce una contaminación polvorienta de la atmósfera en ese entorno, que se traduce en una degradación de las condiciones de trabajo. Con el fin de corregir los problemas mencionados, se instalaron dos sistemas de riego, totalmente independientes, y cuya diferencia sustancial estriba en el número de puntos a regar y en la posición de los mismos.

En ambas zonas existe un depósito acumulador de agua junto con un edificio en el que se encuentran las motobombas, el pupitre sinóptico y los armarios eléctricos.

Distribuidos tanto en los lechos de homogeneización como en el Parque de Minerales se encuentran los cañones encargados de distribuir el agua de riego.

1.6.2. Zona del Parque de Minerales

Esta zona está regada por un total de 24 cañones de riego, distribuidos de la siguiente manera: un total de doce cañones están situados a lo largo de todo el perímetro de los parques de almacenamiento de mineral. Los otros doce cañones de riego están situados en los canales



de desagüe que atraviesan los parques. Todos estos cañones de riego tienen un determinado ángulo de giro para cubrir el área de riego necesaria.

Estos cañones están controlados desde un panel instalado en la zona, con dos grupos de bombas de la marca Worthington del modelo 6-L13, y desde el panel central de mando de la torre E-2. Desde estos paneles se controlan todas las operaciones de puesta en marcha y paro de los diferentes puntos de riego situados a lo largo de toda la instalación.

1.6.3. Zona de lechos de homogeneización

Esta zona está regada por un total de 18 cañones de riego y al ser una zona donde los minerales están acopiados de una manera uniforme, el número de cañones se distribuye en tres líneas. La primera de ellas está formada por cinco cañones, y riega al lecho cuatro. La segunda está formada por cuatro cañones y riega al lecho uno, y la tercera línea de cañones se sitúa en el eje central de los lechos y está formada por nueve cañones, de los cuales cinco riegan al lecho tres y cuatro al lecho dos, logrando así el regado de todos los lechos.

Todas las operaciones de regado se controlan desde un panel de mando situado en la zona, en el cual hay instalados dos grupos de bombas de la marca Worthington, modelo 4-L13, y desde el panel central de mando de la torre E-2.

1.6.4. Cañón de riego RG 105 CS

El cañón de riego RG 105 CS (ver **Figura 1.8**) es el utilizado en las dos zonas de riego que existen actualmente. Va provisto de un pequeño motor que sirve para abrir una electroválvula cuya misión es la de seleccionar el funcionamiento del cañón desde el panel de riego.

El cañón de riego RG 105 CS es giratorio, pudiendo efectuar un giro completo de 360° o, por el contrario, se le pueden colocar unos topes que actúan de freno y así limitar el giro y la zona que se quiere regar con cada cañón; su velocidad de giro se puede seleccionar de entre cuatro posiciones, siendo la 1 la más lenta y la 4 la más rápida, según el tipo de regado que se quiera realizar.

Asimismo, se puede regular la altura del agua y la distancia que se quiere alcanzar con el chorro mediante unos topes montados en los laterales de cañón.

La frecuencia de golpeo del brazo se hace por medio de un péndulo, el cual tiene tres posiciones. En la primera posición el golpeo es uniforme y lento, así se consigue el mayor



alcance y una distribución del agua uniforme durante todo el giro. Por el contrario, en la tercera posición el golpeo del péndulo es corto y brusco; en esta posición se consigue una distribución de agua mucho más rápida. Con este mecanismo se consigue pulverizar el agua formando una cortina.

El mantenimiento del mismo en sus partes móviles, como el de cualquier máquina, se hace por medio de grasa; para esta operación lleva dispuestos una serie de engrasadores.

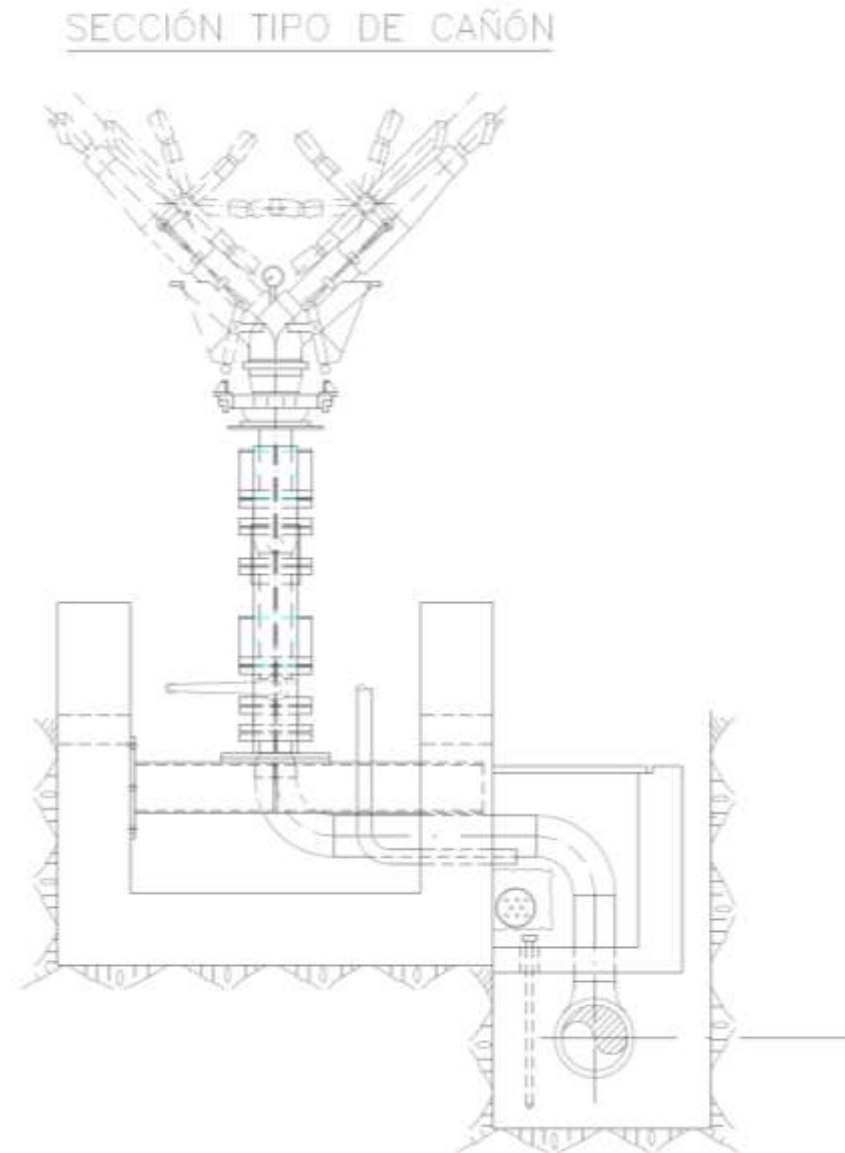


Figura 1.8. Sección tipo de cañón RG 105 CS.



1.6.5. Depósito de almacenamiento

Los depósitos de almacenamiento (ver **Figura 1.9**) de agua con destino al riego, tanto en la zona del Parque como en la zona de lechos de homogeneización, son iguales y sus medidas son, según plano, las siguientes: 4,5 metros de diámetro por 7 metros de altura, lo que hace un volumen aproximado de 111 m³ (111.000 litros).

Estos depósitos disponen de un sistema de vaciado instalado en su parte exterior. Interiormente disponen de una sonda conectada a una escala exterior, la cual va reflejando el estado de llenado del depósito. También lleva en su parte superior un tubo de emergencia de vaciado, cuya misión es evacuar el agua del interior por si por algún motivo fallase el dispositivo de cierre de llenado del depósito.

Al mismo tiempo que se produce el desbordamiento de agua del interior del depósito suena una alarma en forma de bocina por un periodo de 30 minutos. Si ocurre esta anomalía hay que cerrar las llaves de paso que se encuentran en la parte exterior; después, en el pupitre de mando, se pulsará el botón de enterado avería para que cese de sonar la alarma. Si por algún motivo el depósito quedase vacío aparecería una alarma de “vacío” en el pupitre, con lo que también sonaría la alarma. Lo mismo ocurriría si hubiese alguna fuga. En este caso habría que cerrar tanto las válvulas de entrada como de salida hasta que se reparase dicha avería.

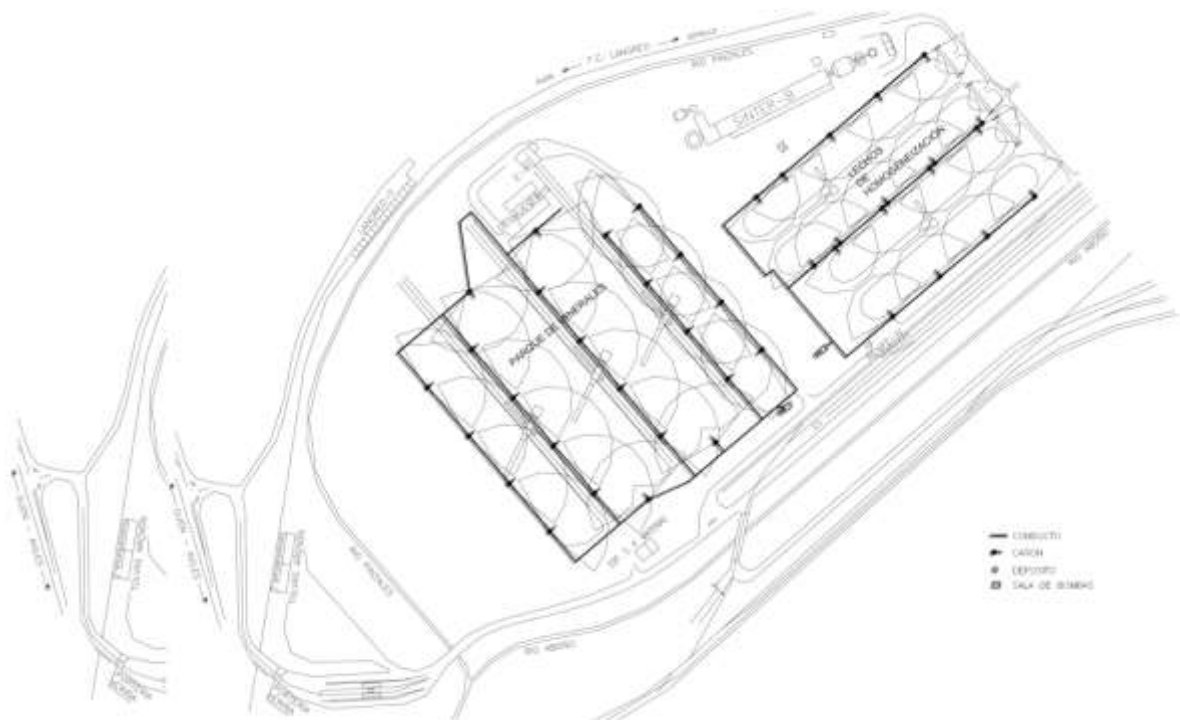


Figura 1.9. Depósitos de almacenamiento en el parque de minerales y en los lechos de homogeneización.



1.7. Anexo

Tabla 1.5. Densidades y procedencia de los materiales más usados.

TIPO	MATERIAL	DENSIDAD	PROCEDENCIA
Mineral fino	Carajas	2,59	Brasil
Mineral fino	M.B.R.	2,61	Brasil
Mineral fino	Robe River	1,9	Australia
Mineral fino	Samitri	2,25	Brasil
Mineral fino	San Isidro	2,19	Venezuela
Mineral fino	SNIM (XF)	2,44	Mauritania
Mineral fino	Tazadit (TZF)	2,53	Mauritania
Mineral fino	C.V.R.D.	2,38	Brasil
Mineral grueso	Tazadit (X.C.B.)	2,59	Mauritania
Mineral grueso	Carajas	2,47	Brasil
Mineral grueso	Samitri	2,68	Brasil
Mineral grueso	Manganeso	2,12	Brasil
Mineral grueso	Hammersley	2,37	Australia
Mineral grueso	Ilmenita	2,7	
Pellets	Pellets HB	2,2	Brasil
Pellets	Pellets S. Isidro		Venezuela
Pellets	Pellets Samarco	2,2	Brasil
Sínter	Sínter producción	1,8	Aceralia (Sínter)
Coque	0/10	0,8	Aceralia (Batería)
Coque	10/30	0,7	Aceralia (Batería)
Coque	0/30	0,8	Aceralia (HH.AA.)
Coque	30/70	0,58	Aceralia (Batería)
Fundente grueso	Dunita	1,47	La Coruña
Fundente grueso	Caliza 25/50	1,19	Naranco
Fundente grueso	Cuarzo	1,5	
Fundente grueso	Cal viva	1,04	Tudela Veguín
Fundente grueso	Dolomía calcinada	0,82	Tudela Veguín
Fundente grueso	Nódulos espato-flúor	1,57	Pola de Lena
Fundente grueso	B.L.A.	1,91	Aceralia (LD-III)
Fundente fino	Caliza 0/3	1,57	Naranco
Fundente fino	Cal viva	1,11	Tudela Veguín/T.A.A.
Fundente fino	Dolomía calcinada	0,82	Aceralia(T.A.A.)



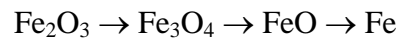
TIPO	MATERIAL	DENSIDAD	PROCEDENCIA
Fundente fino	Dunita	1,51	La Coruña
Recuperaciones	Polvo de botellón	1,5	Aceralia (HH.AA.)
Recuperaciones	Cribados HH.AA.	1,8	Aceralia (HH.AA.)
Recuperaciones	Barreduras		Aceralia (Factoría)
Recuperaciones	Cascarilla	2,5	Aceralia (Laminación)
Recuperaciones	Remel 0/10	2	Aceralia (LD-G)
Recuperaciones	Auxihec 0/5	1,9	Aceralia (LD-III)
Recuperaciones	Sadim	1,5	Aceralia (Lodos)



2. La Sinterización

La necesidad de un conocimiento básico del tema sobre el que se desarrolla esta tesis, lleva a realizar una introducción de las técnicas fundamentales de aglomeración industrial.

Hasta mediados de siglo pasado, la carga de trabajo en el horno alto [1] estaba compuesta por calibrados de minerales oxidados de hierro, con una granulometría entre 10 y 120 mm, ya que no se deseaban los tamaños finos (menores de 10 mm) puesto que provocaban problemas de permeabilidad del lecho del horno. Este mineral se disponía en el horno alto [1], en capas alternas (anillos), con coque y fundentes. En estas condiciones, los tiempos de reducción de los minerales eran elevados debido a que el proceso:



se realizaba muy lentamente y por difusión, puesto que los gases reductores, generados por la combustión del coque, no penetraban en los granos del mineral, debido a su pequeña porosidad.

De esta forma, además, los finos menores de 10 mm tenían un mercado difícil, de modo que, para aprovecharlos, se desarrollaron dos técnicas de aglomeración industrial, la sinterización y la peletización [2].

2.1. Necesidad de Aglomeración

Los minerales que llegan a una planta siderúrgica tienen una composición química y granulométrica diferente unos de otros. Por otra parte, la marcha económica de los hornos altos exige la mayor regularidad posible en la carga, con el fin de conseguir, a su vez, una regularidad en la calidad del arrabio y un mínimo de consumo de coque por tonelada del mismo. Para lograr esa uniformidad de carga, es preciso someter al mineral que llega al parque a una serie de operaciones de trituración y cribado, para que la carga la formen granos de unas determinadas dimensiones, de acuerdo a la calidad requerida [1], [3].

Se sabe que, a los tamaños menores de 8 mm que trae el mineral "todo uno", se añaden los originados como consecuencia de las operaciones de molienda y clasificación; si, además, se tiene en cuenta que en la depuración del gas del horno alto se produce una gran cantidad de finos (el gas de tragante puede llevar hasta 40 g/m³ y al salir del botellón lleva de 1 a 4 g/m³),



el conjunto de los tamaños menores de 8 mm representan un volumen considerable de escombreras de mineral de hierro [2].

Estas técnicas de aglomeración también se aplican, cada vez más y con mayor perfección, en la aglomeración de concentrados enriquecidos de minerales pobres.

Actualmente no se concibe ya la implantación de un horno alto sin la anexa instalación de sinterización, práctica que se ha generalizado en todo el mundo y hoy es norma corriente y obligada en todas las fábricas siderúrgicas productoras de arrabio.

2.2. Sinterización

En un sentido técnico, se entiende por sinterización a la aglomeración de partículas finas de mineral, que dan lugar a una masa porosa, por fusión incipiente, provocada por el calor desarrollado en una combustión dentro de la misma masa del mineral.

Este proceso es una operación metalúrgica compleja que, de forma sencilla, se puede describir como la aglomeración de una mezcla de finos de mineral de hierro y una pequeña proporción de otro combustible, convenientemente humedecida con agua para aumentar su permeabilidad, y que se coloca formando una capa de espesor variable (entre 200 mm y 600 mm), en la banda de sinterización [4], [5].

El tratamiento se realiza en una máquina-reactor, constituida por una banda sinfín, formada por una sucesión de recipientes de cierta altura, con unas soplantes que somete a la banda, de fondo poroso, a una aspiración transversal. La aglomeración se produce por una combustión o generación de calor. La citada generación de calor, en el caso de los óxidos, es por combustión de coque, mezclado previamente con el mineral.

Conseguida la ignición del combustible de la capa superficial de la carga, se aspira aire a través de la misma hasta que la combustión iniciada en la superficie avanza progresivamente hacia la parrilla, al trasladarse la zona estrecha de alta temperatura en la que tiene lugar dicha ignición. Cuando esta zona alcanza la parrilla se descarga el producto sinterizado o bien se continúa el enfriamiento aspirando aire antes de la descarga.

Al quemarse, el combustible desarrolla calor suficiente como para efectuar la fusión de la mayoría de las partículas del mineral y dar lugar a cambios y reacciones químicas en los distintos compuestos de hierro del mineral y entre éstos y la ganga. El período de intenso calor



que sufre cualquier parte de la carga es extremadamente corto debido al paso de aire frío, que a su vez origina la necesaria porosidad, característica del material sinterizado [2].

La sinterización desde un punto de vista químico e industrial es una combustión "semioxidante", entendiéndose por tal, aquella en la cual junto a un exceso de oxígeno en los humos, la combustión del carbono se hace de forma incompleta, en una proporción no despreciable, bajo forma de CO [2].

El fin último de la sinterización es fabricar, a partir de una mezcla de minerales y materiales finos, un producto sintético, calibrado y consumible directamente en el horno alto.

2.2.1. Descripción del Proceso

La sinterización es el proceso de aglomeración utilizado de una forma más amplia para las menas de hierro. Dado que el horno alto es un proceso a contra corriente [1], en el cual los sólidos descienden en contra de una corriente de gas, el aporte de hierro se debe realizar de la manera más agregada posible, pudiendo realizarse de forma continua o discontinua. Los sistemas discontinuos tienen poca capacidad de producción aunque una gran flexibilidad para cambiar de mezclas, por lo que en la actualidad están indicados, exclusivamente, para efectuar ensayos o pruebas a nivel de laboratorio e investigación. Dado que, actualmente, la tendencia es la de utilizar altos porcentajes de sínter en la carga del horno alto, se ha hecho necesario implantar instalaciones con sistemas continuos.

En uno u otro caso, el proceso de sinterización consiste en someter una capa de determinado espesor de mezcla (mineral + fundentes), con polvo de coque en una determinada proporción, a la acción de un mechero situado en la parte superior que la calienta de arriba hacia abajo, existiendo en la parte inferior un sistema de parrilla y de aspiración que permite que la totalidad del espesor de la capa adquiera una temperatura suficiente para que se produzca un principio de fusión y la consiguiente aglomeración de la masa sometida a esta acción.

En el sistema Dwight-Lloyd [2], la parrilla es una cadena continua de gran longitud y anchura, formada por la unión de una serie de carros que hacen de pailas (**Figura 2.1**).

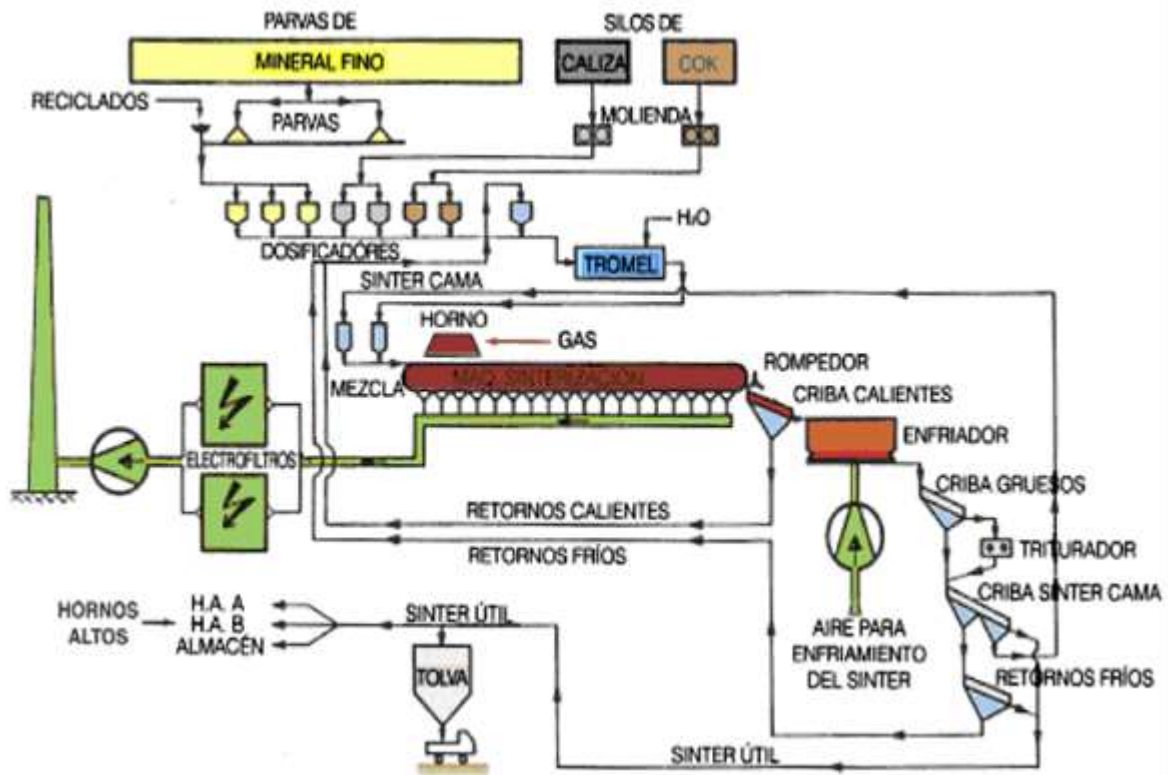


Figura 2.1. Esquema de una instalación de sinterización.

Cada paila pasa sucesivamente bajo una tolva de carga, depositando primero sobre ella material de granulometría más gruesa (15-25 mm) en una capa de 3 a 6 cm, que hace de sobreparrilla, y que sirve para proteger del fuego a las parrillas que forman el fondo de las pailas. A continuación, y encima de la capa anterior, se cargan los tamaños más finos (0-8 mm), constituidos por una mezcla de minerales menudos, fundentes, finos de retornos y de coque, con una adición previa de agua, con el fin de disponer de la humedad necesaria para el proceso.

Posteriormente, la paila o carro pasa bajo un horno de encendido, donde tiene lugar la ignición del combustible sobre la superficie del mineral y, al mismo tiempo, se somete a un fuerte sistema de aspiración que se mantiene, por succión de aire, a través del espesor de la carga. La importancia del ventilador de aspiración es considerable, necesitándose grandes volúmenes de aire y depresiones.

Mientras la paila continúa su camino, la combustión progresa en la dirección de la corriente del gas y efectúa el sinterizado (Figura 2.2). El proceso de combustión en este caso no se realiza simultáneamente a través de todo el espesor del lecho, sino que procede como una



pequeña capa horizontal, moviéndose verticalmente a través de la carga. El espesor de esta capa corresponde a una fracción del espesor total del lecho.

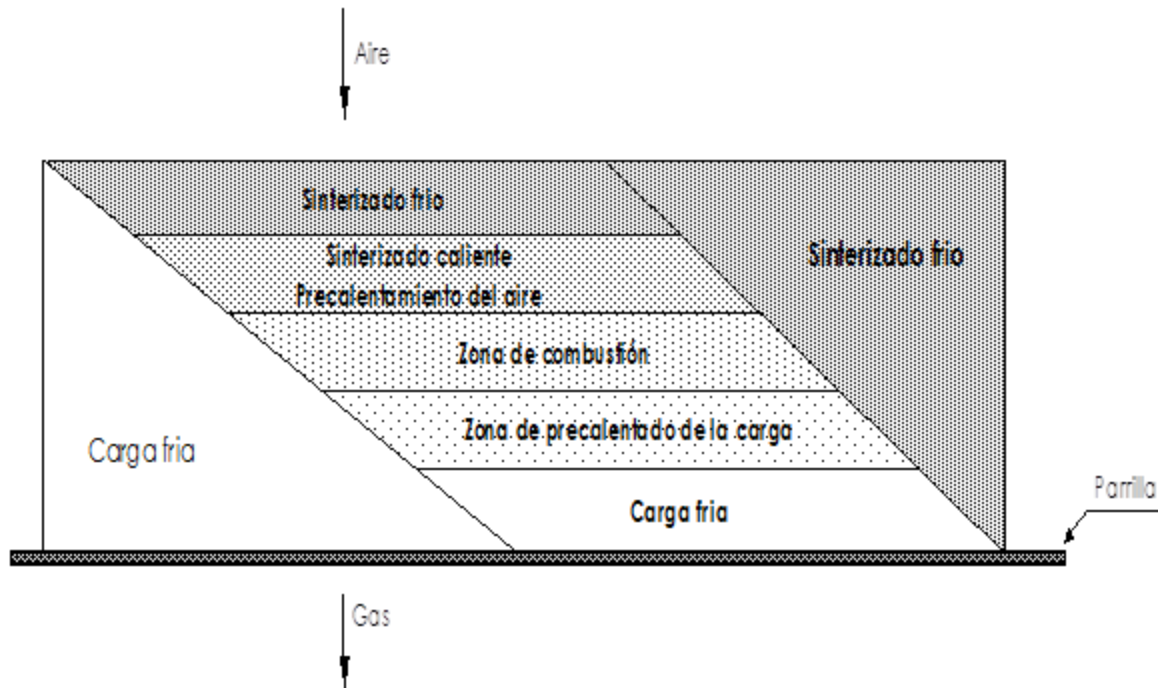


Figura 2.2. Zonas en el proceso del sínter.

Durante este recorrido se llevan a cabo los procesos caloríficos que tienen lugar durante la sinterización. Un requisito para su realización es una buena permeabilidad de la carga. Los finos de mineral, coque, fundentes, retornos, etc., se humedecen con el fin de formar bolitas mediante la adición de agua en los tambores mezcladores, hasta hacerlos fácilmente permeables al gas.

Encima de la zona de combustión existe una capa de material sinterizado muy caliente, que se enfría con aire fresco que, precalentado en esa zona, llega a la de combustión.

Debajo de la zona de combustión, el calor contenido en los gases es absorbido casi completamente por las capas más bajas y son precalentadas; además, los gases calientes, que atraviesan las capas inferiores, evaporan el agua de dichas capas. El aire de combustión y la carga encuentran un alto estado de precalentamiento en la zona de combustión dando lugar a una alta temperatura, de forma que se produce una inmediata fusión de los materiales.

Esta alta eficiencia térmica se origina por una acumulación de calor dentro de una capa parcial de la carga denominada “zona de sinterización” o “frente de llama” [4], [5].



La zona de sinterización avanza de 10 a 30 mm/min hacia la parrilla. Suponiendo que avanzase a razón de 20 mm/min, un espesor de lecho de 500 mm tardaría en recorrerlo 25 min.

Al principio, el contenido de calor de los gases es absorbido completamente por las capas inferiores, como consecuencia de la gran superficie de las partículas de mineral fino; después, como la zona de combustión se aproxima a la parrilla, el calor cada vez es arrastrado más y más por los gases en circulación. Cuando la zona de combustión llega a la parrilla, una parte sustancial del calor total se ha escapado ya con el gas en circulación. Al final, es decir, en la penúltima caja, el sinterizado se enfría completamente y todo el calor liberado es arrastrado por el gas en circulación.

Una vez que se llega al final del recorrido de la cinta, el material sinterizado se descarga, sometiéndose a una serie de procesos tales como el enfriamiento, la trituración y la clasificación.

Los productos resultantes se dividen en los tres tamaños siguientes [6]:

- a) **Entre 0-10 mm** (finos de retorno), que se envían a las tolvas de alimentación [7].
- b) **Entre 10-20 mm**, que sirven para formar el lecho (parte inferior) de la capa de mezcla que se coloca sobre la cinta, o bien para enviarlo al horno alto.
- c) **Mayor de 20 mm**, que van directamente al horno o a la tolva.

2.2.2. Zonas de Carga

Si se considera una carga en un instante determinado del proceso de sinterización, es posible distinguir cuatro zonas bien definidas:

- **Capa fría y húmeda de la mezcla** inicial.
- **Zona de calentamiento rápido de la carga**, donde se efectúa el secado, la deshidratación y el comienzo de la calcinación de los carbonatos, si los hubiese.
- **Zona de alta temperatura**, en la que se efectúa la combustión del carbono, la disociación total de los carbonatos, una reducción parcial de óxidos y la fusión más o menos completa de la carga con formación de nuevas estructuras.
- **Zona de enfriamiento** con reoxidación y cristalización del sinterizado.

Se tiene, en definitiva, un sistema formado por dos cambiadores superpuestos y separados por una zona de combustión.



El cambiador superior: El aire frío se calienta a expensas del enfriamiento progresivo del sinterizado que se forma. Cuando se alcanza la temperatura de ignición del combustible, éste arde y las calorías aportadas por su combustión elevan el nivel térmico hasta 1300 ó 1400 °C, produciéndose con ello la fusión y sinterización de la mezcla de materiales de la carga.

El cambiador inferior: Los gases calientes que contienen los productos de la combustión y el exceso de aire, precalientan rápidamente la carga asegurando las necesidades térmicas de la deshidratación y de la descomposición de los carbonatos. Los gases que salen de la zona seca, al penetrar en la capa fría y húmeda, se enfrían produciéndose una condensación de vapor de agua hasta que se alcanza una temperatura de equilibrio correspondiente al punto de rocío.

De este modo se tiene que una parte de las necesidades caloríficas queda asegurada por la cesión térmica de los humos que proceden de las zonas ya sinterizadas. Teóricamente, el papel del combustible sólido de la mezcla está destinado a compensar la diferencia entre los aportes y las necesidades caloríficas para mantener un nivel térmico suficiente que garantice el alcanzar la temperatura de sinterización.

2.3. Fases del Proceso de Sinterización

La operación de sinterización comprende tres fases básicas:

- **Preparación de la carga:** Dicha preparación consiste en efectuar la dosificación y mezclado de los diferentes constituyentes, como los finos de minerales, finos de retorno, combustibles sólidos, y los aditivos, como fundentes o productos de recuperación de la fábrica. Las mezclas así formadas se humidifican, remezclándolas y nodulizándolas simultáneamente, para conferirles una permeabilidad que permita un buen flujo gaseoso durante la cocción en la parrilla que forma la banda de sinterización [6].
- **Tratamiento térmico:** La carga así preparada se deposita en forma de lecho de un espesor determinado, sobre la banda de sinterización en cuya parte inicial (parte superior) se realiza el encendido, mediante una campana de quemadores de gas. Efectuado el encendido del combustible sólido contenido en la capa superior de la mezcla, la combustión se propaga de la parte superior a la inferior del lecho por la aspiración de aire mediante un ventilador que origina una depresión bajo la parrilla.



- **Enfriamiento y cribado del aglomerado:** En esta fase del aglomerado sinterizado se obtienen dos productos, el **sinterizado útil**, formado por la fracción granulométrica comprendida entre 50 y 100 mm, o bien, entre 50 y 5 mm, según los casos, destinada al procesamiento en el horno alto y los **finos de retorno**, formados por la fracción granulométrica menor de 10 mm o de 5 mm, según los casos. Se destinan a la recirculación en la instalación de sinterización.

2.3.1. Fenómenos que rigen el proceso

El mecanismo de sinterización puede considerarse regido por los dos fenómenos siguientes:

- a) **Transmisión de calor del nivel superior al nivel inferior de la carga que se va a sinterizar**, creándose un frente de alta temperatura, o frente físico de transmisión de calor, cuya velocidad de propagación depende sobre todo del caudal de gases que atraviesa la carga.
- b) **Combustión del carbón**, en el que se genera, a su vez, un frente químico de combustión.

Estos dos frentes, físico de transmisión de calor y químico de combustión son necesariamente tributarios el uno del otro. En efecto, la combustión del carbono no se realizará hasta que la mezcla alcance un cierto nivel térmico. A su vez, la transmisión del calor será función, sin duda, del nivel térmico de la combustión.

2.4. Componentes del Sinterizado

La microestructura de los sinterizados es bastante compleja debido a que durante la operación se alcanzan temperaturas locales de fusión, por lo que las texturas finales provienen, en parte, de la precipitación y consolidación a partir de una fase líquida y, en parte, de reacciones en fase sólida.

La magnetita y hematites son los constituyentes más abundantes de estos aglomerados, si bien a veces se presenta wustita en zonas donde la reducción fue muy enérgica, siendo raro encontrar hierro metálico, cuya presencia delataría un consumo excesivo de coque durante el proceso. La fayalita, olivinos ferrocálcicos, silicatos de calcio, ferritos cálcicos y ternarios son otras estructuras típicas que aparecen, según sea el índice de basicidad del sintetizado y en función de que la mena de partida sea magnetítica o hematítica [8].



Entre los componentes se producen una serie de reacciones que vienen a corroborar lo dicho anteriormente acerca del mayor contenido en hierro, menor proporción en elementos perjudiciales y en silicatos difíciles de reducir del material sintetizado.

2.5. Calidad del Sínter

Como en el presente capítulo se trata de desarrollar una herramienta para determinar la mezcla de minerales de forma que no se vea afectada la calidad del sinterizado [8] producido, es necesario conocer, previamente, las características principales que determinan la calidad del sinter y los análisis que se requieren para conocerlas. De entre estas características será de donde, posteriormente, se seleccionen las variables de salida que se aplicarán a los procedimientos empleados, en función de que sean las que mejor indiquen la calidad del producto y/o las que más se valoren en la planta industrial por los operadores.

El sinter, por ser actualmente el material que entra en mayor proporción en la carga del horno alto, es el principal aportador de ganga y, por tanto, uno de los responsables en físico-química de los procesos de fabricación del arrabio.

La calidad y estructura mineralógica del sinter depende, fundamentalmente, de la composición química de las materias primas utilizadas, y también de la cantidad de combustible empleado en el proceso de sinterización. Tanto los minerales de hierro a sinterizar, como los que se cargan directamente en los hornos altos (calibradores-gruesos, pellets, etc.) necesitan tener unas características determinadas. Al ser el sinter el componente que se presenta en mayor proporción en la carga de los hornos y objeto de estudio de este capítulo, es a él al que nos referiremos de forma más extensa.

Para obtener de un sinter, en el proceso dentro del horno alto, la máxima productividad y mínimo consumo de combustible, es necesario que posea las siguientes propiedades:

- Granulometría adecuada.
- Buenas propiedades para su manejo.
- Adecuada composición química y estructura mineralógica.
- Resistencia a la degradación de la cuba.
- Adecuada reductibilidad.



- Alta temperatura de reblandecimiento y pequeño intervalo de reblandecimiento-fusión.
- Compatibilidad con el resto de los componentes del lecho de fusión.

En el laboratorio es difícil determinar las propiedades metalúrgicas de los sinterizados en condiciones similares a las de los hornos altos y, en la actualidad, no existe un ensayo único que dé información sobre las propiedades metalúrgicas de los materiales de la carga del mismo, por lo que es necesario utilizar varios de ellos y, por el estudio de los resultados obtenidos, tratar de establecer la mayor correlación con los resultados obtenidos en la marcha del horno alto.

Se puede considerar, por tanto, dentro del esquema general de los ensayos para caracterizar las materias primas del lecho de fusión, que los ensayos rutinarios de control de calidad del sinterizado pueden reducirse a los siguientes, a los que posteriormente nos referiremos de forma más detenida [2], [5]:

- Resistencia mecánica en frío.
- Composición química: % FeO e IB (Índice de Basicidad).
- Reductibilidad ISO.
- RDI.
- Temperatura de reblandecimiento y fusión.

2.5.1. Resistencia Mecánica en Frío

La resistencia mecánica en frío está directamente relacionada con la tendencia a la formación de finos en el transporte desde la máquina al tragante del horno y tiene gran importancia por las pérdidas, en forma de finos, y por las perturbaciones producidas en la marcha del horno.

La determinación de la reducción del tamaño por impacto y abrasión de los sinterizados en su manipulación dentro de la fábrica y en el horno alto se realiza mediante diversos ensayos, entre los que cabe destacar:

1. Ensayo TUMBLER ISO, norma internacional que especifica un método para evaluar la resistencia de los pélets, sínter y minerales a la degradación por impacto y abrasión, mediante la determinación del índice Tumbler (ASTM E279-97 [9]) y el índice de Abrasión del material [2], [8].



- **Índice de Tumbler:** Medida relativa de la resistencia del material o la rotura o degradación por impacto.
- **Índice de Abrasión:** Es una medida relativa de la degradación del material por abrasión.
- **Muestra para el ensayo de Tumbler:** Es la muestra tomada para la determinación del ensayo Tumbler de un lote o parte de un lote.

El índice Tumbler (T) y el índice de Abrasión (A), se dan como porcentajes en peso, mediante los algoritmos:

$$T = \frac{P_1}{P_1 + P_2 + P_3} \times 100$$

$$A = \frac{P_3}{P_1 + P_2 + P_3} \times 100$$

donde,

P_1 y P_2 = pesos, en gramos, de la fracción de la muestra retenida en una criba de 6,3 y 0,5 mm, respectivamente.

P_3 = peso, en gramos, de la fracción de muestra pasando por la criba de 0,5 mm.

(Cada índice será referido a la décima parte más próxima redondeando al primer decimal)

2. Ensayo MICUM [10] (Mission Interalliée de Contrôle des Usines et des Mines), equivalente al anterior, y, al igual que éste, tiene por objeto la medida de la resistencia mecánica. Según se indica en la norma UNE 32 018 [11], este ensayo se aplica para obtener la resistencia mecánica del coque, aunque se realiza también para determinar la resistencia mecánica del sinter [2], [8].

2.5.2. Composición Química

Desde el punto de vista de composición química [8], los sinterizados han de tener un máximo contenido en hierro con mínima ganga. Dado que, actualmente, el sinter es el material que en mayor proporción entra en el lecho de fusión, interesa que su composición química sea constante, con el fin de que tanto las escorias primarias como las finales posean las características adecuadas respecto a la temperatura y viscosidad, para dar lugar a una marcha estable.



La estructura mineralógica de un sinter depende de la composición química y características minerales de las materias primas, la temperatura de sinterización, la atmósfera que controle el proceso y la velocidad de enfriamiento.

Al realizar el estudio mineralógico de un sinterizado con el fin de determinar su estructura con sus propiedades, es necesario tener en cuenta su historial de fabricación. La unión en el sinter se realiza por fusión entre las partículas de óxidos entre sí y entre la escoria y los óxidos, en la zona de combustión a alta temperatura. La resistencia del sinter está directamente relacionada con las texturas de las escorias vítreas, las cristalinas y los óxidos. Cuando la escoria vítrea cubre a las partículas de óxidos, el sinterizado es frágil y, por el contrario, si la escoria vítrea está situada entre las uniones intersticiales de partículas de óxidos, el sinterizado es resistente.

De ahí que los sinterizados pueden considerarse formados por las siguientes tres clases de materiales: los **materiales originales inalterados**, los **constituyentes minerales originales** que no han alterado su estructura y pasan al estado sólido por recristalización y los **constituyentes secundarios**, producidos por la fusión o disolución de los materiales durante la sinterización, que pueden permanecer disueltos o bien precipitar.

2.5.3. Ensayos de Caracterización del Sínter

La basicidad del sinter tiene gran importancia en su estructura mineralógica, influyendo en la resistencia del sinterizado, en su composición química y su estructura mineralógica. El **índice de basicidad** viene dado por la relación entre la concentración de CaO y la concentración de SiO₂. Este índice se considera como uno de los parámetros de calidad en este estudio [2], [8].

Los ensayos necesarios para tratar de conocer algunos aspectos del comportamiento químico del sinterizado en el horno alto son la Degradación a baja temperatura (DBT); sustituido por **RDI**, la Degradación a baja temperatura en lecho estático (RDI) norma J.I.S., el Reblandecimiento y fusión, el Hinchamiento, la Degradación con la reducción y la abrasión, y la Porosidad.

La **reductibilidad** es una característica importante del sinter y mide la facilidad de ceder oxígeno durante la reducción indirecta en la cuba del horno alto. Los resultados obtenidos en los ensayos de reductibilidad dan idea de las necesidades de consumo de



combustible y proporcionan, también, información adicional para poder decidir sobre el tamaño óptimo con que deben cargarse los materiales del lecho de fusión.

La reductibilidad del sinterizado está relacionada con su contenido en FeO, disminuyendo el consumo específico de coque del horno alto, al disminuir el óxido ferroso. Sin embargo, como el contenido en FeO está también en estrecha relación con la degradación del sinter y como, por dicho fenómeno, se produce un aumento en el consumo específico de coque, hay que tener un razonable equilibrio entre FeO y reductibilidad.

En el ensayo de **degradación a baja temperatura (DBT)** se pretende simular las condiciones de la parte alta de la cuba del horno alto, en la cual los materiales cargados se encuentran en condiciones reductoras medias y en régimen de pequeñas caídas. En dicha zona algunos materiales, el sinter y el pellet, presentan un notable aumento en su fragilidad con la consiguiente formación de finos que dificultan la marcha del horno.

Las principales causas a las que se pueden achacar dichos fenómenos se indican a continuación por orden de importancia:

- La **reducción de hematites a magnetita**, que supone un cambio en la estructura cristalina, paso de estructura romboédrica a cúbica centrada, cambio que va acompañado de importantes fisuraciones que dan lugar a los aumentos de volumen causantes de la degradación. Dicho fenómeno es importante cuando la hematites se presenta en formas cristalinas especiales, tales como granos policristalinos, lamelas, etc.

En el sinter, a medida que la temperatura aumenta (> 500 °C), la importancia de las rupturas que acompañan a la transformación hematites-magnetita disminuye, como consecuencia del aumento de la tendencia a la cristalización del sinterizado.

- Las **fisuras producidas en el enfriamiento** del sinterizado, que pueden dar lugar a zonas poco resistentes al choque térmico.
- La **naturaleza y cantidad de ganga**. Parece ser que una ganga vítrea es frágil en la zona de 400 a 600 °C y que la presencia de cristales como la fayalita o los ferritos cálcicos favorecen la resistencia de los sinterizados a bajas temperaturas, disminuyendo la degradación. La degradación disminuye también al aumentar el contenido de la ganga y el tiempo de sinterización en la banda.



- El **depósito de carbono sobre el sínter**, entre 500 y 600 °C es otro factor que puede influir, aunque secundariamente, según la reacción:



Teniendo en cuenta la presión de cristalización del carbono, puede producir presiones del orden de toneladas por cm².

El **Índice de degradación a baja temperatura RDI** [2] es uno de los más estudiados en estos últimos tiempos. Este índice está muy relacionado con el contenido en hematites y, más concretamente, en las formas en las que ésta se presenta. En otros estudios se relaciona el RDI con la porosidad, ya que los poros son obstáculos para la propagación de fracturas y, por tanto, se opone a altos valores de RDI.

Como se puede observar los índices mecánicos dependen de la química y mineralogía del sínter y éstas dependen de la historia térmica del sínter.

2.6. Repercusión de la Calidad del Sínter en el Horno Alto

Con el objetivo de optimizar y obtener un producto lo más consistente y homogéneo posible, es necesario imponer un buen sistema de control en las plantas de sinterización y en las mezclas.

Siguiendo el diagrama de una planta de sinterización mostrado en la **Figura 2.1**, se van a describir todos los procesos de control que se han ido imponiendo, de forma paulatina a lo largo de los últimos tiempos.

En la fase de granulación o nodulización se debe determinar el contenido de humedad de la mezcla. Algunas plantas poseen dispositivos de infrarrojos para la medición de la humedad de la carga. La adicción de agua se controla en continuo y se aporta en el nodulizador para mantener la humedad en un intervalo determinado y válido para el proceso de sinterización [12].

El control de la humedad está directamente relacionado con el control de la permeabilidad de la carga [13] y, por tanto, también se controla ésta última. El control se puede realizar de forma indirecta, a través de la humedad, o directamente, mediante las lecturas de las depresiones en unas cajas de viento situadas entre la zona de carga y la inmediatamente anterior a la zona de encendido.



Siguiendo el recorrido de la carga, el siguiente paso es la ignición de la capa superior. Es deseable que la ignición sea lo más uniforme posible, de manera que se establecen unos controles mediante termómetros de radiación. Estos aparatos obligan a las válvulas de gas y a los mecheros a cambiar de flujo y/o posición para obtener una uniformidad perpendicular al eje del carro y coaxial al mismo, según las circunstancias.

El control más antiguo que existe en este tipo de plantas y operaciones es el de la composición química de la carga. Este control está presente desde el inicio de la operación, con la mezcla de los elementos hasta el final. Así pues, desde siempre se ha controlado el contenido en CaO, mientras que el control del FeO ha sido el de más difícil de solucionar. El control de FeO [6] en el sinter pasa por cambios en la cantidad de coque y la altura de lecho, humedad, succión, etc. El contenido en óxido ferroso se mide, habitualmente, mediante instrumentos que usan la permeabilidad magnética como parámetro auxiliar para su determinación.

Finalmente y de acuerdo con lo expresado en apartados anteriores, la banda de sinterización se ajusta en velocidad para que el apagado del frente de llama se produzca en la última caja de viento. Dado que es difícil monitorizar la posición del frente de llama, éste es inducido por la temperatura de los gases de salida. Esta temperatura se mide con un termopar instalado en las cajas de viento. Cuando el máximo de las temperaturas medidas en todas las cajas de viento corresponde a la penúltima, entonces el frente de llama se extingue sobre ella.

Por último, el control final del proceso de producción de sinter, es el control de los gases de combustión, que se usa para controlar la posición del frente de llama y contenido en FeO.

Una vez descritos los controles implantados en una planta de sinterización, se van a relacionar las acciones que pueden realizar los operadores de las mismas para ajustar la producción de sinter, tanto en calidad como en cantidad.

Las variables que se usan en el control de la producción son las siguientes:

- **Cantidad de Coque.** Este parámetro controla la combustión, por lo que un aumento de coque provoca un aumento de la temperatura pudiéndose acelerar la banda y aumentar la productividad, a costa de la calidad. Este coque también posee efectos sobre la cantidad de FeO del sinter.



- **Velocidad de la banda**, encaminada a situar el estadio final del frente de llama en la penúltima caja de viento. Un aumento de la velocidad repercute de forma importante en la productividad pero penaliza la calidad del sínter final.
- En algunas plantas es posible la **variación de la humedad**, con el objeto de controlar la permeabilidad y, por tanto, la velocidad de desplazamiento del frente de llama.

Después de las medidas efectuadas por los sistemas de medición, se procede a realizar los ajustes necesarios para, si procede, mejorar la producción en calidad o en cantidad. Las acciones son, generalmente, las que se muestran en la **Tabla 2.1**.

Tabla 2.1. Acciones para mejorar la sinterización.

Etapas	Posibles actuaciones.
Granulación y mezcla	<ul style="list-style-type: none"> - Mejorar condiciones de mezcla. - Preaglomerar los componentes. - Utilizar menas más gruesas.
Sinterización	<ul style="list-style-type: none"> - Homogeneizar horizontal y verticalmente la carga. - Minimizar la rotura en la descarga de la banda. - Reducir la luz de las mallas de finos de retorno. - Mejorar Sinter bonding.
Otros Procesos	<ul style="list-style-type: none"> - Optimizar la granulometría del coque. - Incrementar la intensidad de ignición. - Mejorar la flexibilidad de la planta. - Optimizar la profundidad del lecho. - Preaglomerar las menas limoníticas con serpentina. - Enriquecer el aire con oxígeno.

Dado que la productividad está relacionada de forma especial con la altura del lecho, es fundamental la optimización del proceso de homogeneización, granulación y mezcla. La productividad decrece a medida que desciende el tamaño de grano, con lo que es necesario la preaglomeración. Otro de los procesos destinados a la mejora de la producción es la humedad de la mezcla. Puesto que ésta controla la permeabilidad del lecho y, por tanto, el desplazamiento del frente de llama, su control es fundamental [12]. El óptimo de la humedad es aquel valor que da como resultado el 85% de la permeabilidad máxima.

Es importante la homogeneización de la carga [5], tanto horizontal como verticalmente pues, el hecho de tener una carga no uniforme, da como resultado que existan partes más frías que otras y, en consecuencia, aparezca un aumento de los finos de retorno. Es decir, se produce una bajada en la productividad y en el RDI y el Tumbler.

Para mejorar las características del sínter es necesario aumentar la cantidad de coque y el Índice de Basicidad [8]. El aumento de coque produce un aumento de FeO y del índice de



la basicidad del sínter. Como resultado físico de este aumento de valores se obtiene un aumento de la resistencia física y de la consistencia de la masa. (RDI y Tumbler).

El objetivo de disminuir los finos de retorno se traduce en aumentar la producción horaria. Para ello se realiza la criba con luces de malla menores y se diseñan mecanismos de descarga que reduzcan de forma considerable la rotura y desgaste del sínter.

Los efectos producidos por los denominados factores varios (ver **Tabla 2.1** – Otros procesos), y que afectan a la sinterización, se exponen a continuación.

El cambio de los tamaños del coque [14] y del momento de su aporte tiene gran influencia sobre la producción de sínter. Si se añade un sínter de menor granulometría durante la etapa de nodulización, provoca que las partículas recubran los nódulos de la mena, dando como resultado una mayor velocidad del frente de llama y una mayor productividad.

La intensidad del encendido es una cuestión obvia, un mejor encendido, tanto por intensidad como en disposición, provoca un acortamiento de las bandas de sínter, al ser necesario menor espacio para los equipos de encendido, así como una mejora energética. Se han conseguido aumentos de hasta $1 \text{ t/m}^2 \cdot \text{h}$ en algunas bandas como consecuencia de mejoras en el encendido.

En algunas plantas, el aumento de la productividad ha pasado por el aumento de la profundidad del lecho [4], [5] y, por consiguiente, por una disminución de la velocidad de la banda. No obstante, esta medida requiere asegurar muy altas permeabilidades, mediante modificaciones en la humedad o en la granulación o nodulización.

Finalmente, en algunas plantas de sinterización se enriquece el aire destinado a la combustión mediante oxígeno [15], lo que mejora el encendido, así como aumenta la velocidad del frente de llama. Esto puede llegar a aumentar la producción en 1 t/h .



Bibliografía:

- [1] Peacey, J. G. y Davenport, W. G., 1986. *El alto horno de hierro. Teoría y Práctica*. Ed. Limusa, México.
- [2] Sancho, J. P., Verdeja, L. F. y Ballester, A., 2000. *Metalurgia Extractiva: Procesos de Obtención*. Ed. Síntesis, Madrid.
- [3] Palacios, J. M., Arana, J. L., Larburu, J. I. y Iniesta, L., 2002. *La Fabricación del Acero*. Ed. UNESID, Madrid.
- [4] Cores, A., Mochón, J., Ruiz-Bustanza, I. y Parra, R., 2010. *Control del avance del frente de llama en el lecho de sinterización*. *Revista de Metalurgia*, 46 (3), 249-259.
- [5] Cores, A., Verdeja, L. F., Ferreira, S., Ruiz-Bustanza, I. y Mochón, J., 2013. *Iron Ore Sintering. Part 1. Theory and Practice of the sintering process*. *DYNA*, 80 (180), 152-171.
- [6] Wang, D., Wu, S., Li, C. y Zhu, J., 2013. *Efficient clean production practice of large-scale sintering machine*. *ISIJ International*, 53 (9), 1665-1672.
- [7] Wu, S., Zhu, J., Fan, J., Zhang, G. y Chen, S., 2013. *Sintering behaviour of return fines and their effective utilization method*. *ISIJ International*, 53 (9), 1561-1570.
- [8] Mochón, J., Cores, A., Ruiz-Bustanza, I., Verdeja, L. F., Robla, J. I. y García-Carcedo, F., 2014. *Iron Ore Sintering. Part 2. Quality Indices and Productivity*. *DYNA*, 81 (183), 168-177.
- [9] ASTM E279-97 (2010), *Standard Test Method for Determination of Abrasion Resistance of Iron Ore, Pellets and Sinter by the Tumbler Test*, ASTM International, West Conshohocken, PA, 2005.
- [10] Barea, R., Mochón, J., Cores, A. y Martín-Duarte, R., 2006. *Fuzzy Control of Micum Strength for Iron Ore Sinter*. *ISIJ International*, 46(5), 687-693.
- [11] UNE 32018 (2012), *Coque. Determinación de la Resistencia Mecánica. Índices MICUM e IRSID*, AENOR, Madrid.
- [12] Nozawa, K., Morioka, K., Kinugasa, T., Ano, K. y Osuga, K., 2013. *Continuous measurement and control of sinter mix moisture for decrease in sintering fluctuation*. *ISIJ International*, 53(9), 1510-1514.



[13] Yamaguchi, Y., Kamijo, C., Matsumura, M. y Kawaguchi, T., 2013. *Improvement of permeability of sintering bed by adding dry particles to granulated raw materials*. ISIJ International, 53(9), 1538-1544.

[14] Díez, M. A., Álvarez, R. y Barriocanal, C., 2002. *Coal for metallurgical coke production: predictions of coke quality and future requirements for cokemaking*. International Journal of Coal Geology, 50, 389-412.

[15] Iwani, Y., Yamamoto, T., Higuchi, T., Nushiro, K., Sato, M. y Oyama, N., 2013. *Effect of oxygen enrichment on sintering with combined usage of coke breeze and gaseous fuel*. ISIJ International, 53(9), 1633-1641.



3. Introducción a la Lógica Difusa

En 1965, Lotfi A. Zadeh publica “*Fuzzy Sets*” (Conjuntos borrosos [1]), origen de la teoría de la “borrosidad”. Es este autor el que propone la mayoría de los conceptos fundamentales de la Lógica Difusa a finales de los años 60 y principio de los 70 del pasado siglo, de forma sucesiva, como el de los algoritmos borrosos, la toma de decisión borrosa y la clasificación borrosa. En 1973, en su artículo “*Outline of a new approach to the analysis of complex systems and decision processes*” (Nociones generales sobre una aproximación al análisis de sistemas complejos y procesos de decisión [2]), estableció las bases para el control borroso. En el mismo artículo, introduce el concepto de variable lingüística y propone el uso de las reglas *Si-Entonces borrosas* (*fuzzy If-Then rules*) para formular el conocimiento de los expertos. En 1975, Mamdani y Assilian establecen la estructura básica del controlador borroso, publicando sus resultados en otro artículo sobre la teoría borrosa “*An experiment in linguistic synthesis with a fuzzy logic controller*” (Un experimento en síntesis lingüística con un controlador de Lógica Difusa [3]).

3.1. Conocimiento del Problema

Existen muchos problemas que se pueden abordar de dos formas distintas [4]

- a) mediante el **conocimiento objetivo**, por ejemplo, los modelos matemáticos, o
- b) mediante el **conocimiento subjetivo**, por ejemplo, la información de los operadores de planta, los requisitos de diseño, etc., representado por la información lingüística que, normalmente, es imposible de cuantificar utilizando las matemáticas tradicionales.

Estas dos formas de conocimiento pueden coordinarse utilizando la Lógica Difusa (*Fuzzy Logic*), mediante dos tipos de aproximaciones:

- **Aproximación del modelo básico:** La información “objetiva” se representa mediante modelos matemáticos, y la “subjetiva” mediante sentencias u oraciones lingüísticas que se convierten en reglas, cuantificadas utilizando la Lógica Difusa.
- **Aproximación del modelo libre:** Cuyas reglas se extraen de datos numéricos y se combinan con la información lingüística mediante la Lógica Difusa. Este tipo de aproximación puede aplicarse a los problemas para los que se aplican las redes



neuronales de alimentación hacia delante (*feedforward neural networks*) [5], [6] y [7].

Puesto que en la mayoría de las aplicaciones en las que se utiliza esta lógica interesa establecer una correspondencia de números en números (correspondencia entrada/salida), y no de conjuntos en conjuntos, a la entrada del modelo de Lógica Difusa se añade un “fuzzificador”, que convierte los valores numéricos en datos borrosos y a la salida un “defuzzificador” que, a la inversa que en la entrada, convierte los resultados borrosos en valores numéricos. El resultado obtenido es un Sistema de Lógica Difusa (FLS) con entradas y salidas numéricas.

Por tanto, se puede decir de forma general, que:

Un sistema de Lógica Difusa efectúa una correspondencia de un vector de datos de entrada en un escalar de salida (el vector de salida se descompone en una colección de sistemas con un conjunto de datos de entrada y una única salida) [8].

3.2. Conceptos Generales:

Definición 1: Un **conjunto numérico** A en un universo de discurso U (que contiene los valores que puede tomar una variable) puede definirse mediante la enumeración de los elementos que lo integran o mediante la identificación de dichos elementos $x \subset A$ y especificando una condición para que se cumpla que $x \subset A$. Así A puede definirse como:

$$A = \{ x \mid x \text{ cumple alguna condición} \} \quad (3.1)$$

De forma alternativa, puede definirse una **función característica** (también llamada función de pertenencia, función discriminante o función indicadora) para A , $\mu_A(x)$, tal que:

$$A \Rightarrow \begin{cases} \mu_A(x) = 1 & \text{si } x \in A \\ \mu_A(x) = 0 & \text{si } x \notin A \end{cases} \quad (3.2)$$

Corolario 1: El conjunto A es matemáticamente equivalente a su función característica $\mu_A(x)$ de tal forma que conocer $\mu_A(x)$ es lo mismo que conocer A [9].

Definición 2: Un **conjunto borroso** A definido en un universo de discurso U puede definirse por un conjunto ordenado de pares, formados por un elemento genérico x y su **función de pertenencia** $\mu_A(x)$, tal que:

$$A = \left\{ \left(x, \mu_A(x) \right) \mid x \in U \right\} \quad (3.3)$$



Es decir, el conjunto borroso se caracteriza por su función de pertenencia, $\mu_A(x)$, que toma valores en el intervalo $[0, 1]$. Por consiguiente, un conjunto borroso es una generalización de un subconjunto ordinario (por ejemplo, un subconjunto numérico cuya función de pertenencia sólo toma 2 valores, 0 ó 1). Esta función de pertenencia proporciona una medida del grado de semejanza de un elemento en U al subconjunto borroso [1].

Cuando U es continuo (por ejemplo, los números reales), el conjunto borroso A se escribe, normalmente, como:

$$A = \int_U \mu_A(x)/x \quad (3.4)$$

Si U es discreto, A se escribe normalmente como:

$$A = \sum_U \mu_A(x)/x \quad (3.5)$$

Hay que hacer notar que, en estas ecuaciones, el signo de la integral no indica integración y el sumatorio no denota suma aritmética, sino que representan la colección de todos los puntos $x \in U$ con sus funciones de pertenencia, $\mu_A(x)$, correspondientes; es decir, representan la operación de la unión de la teoría de conjuntos. La barra en estas expresiones lo que hace es asociar los elementos de U con sus grados de pertenencia, donde siempre $\mu_A(x) > 0$.

A continuación, se definen algunos conceptos básicos de estos conjuntos, muchos de los cuales son una extensión de los correspondientes de los conjuntos clásicos, aunque otros son exclusivos del entorno de los conjuntos borrosos [10], [11].

Definición 2: El **soporte** de un conjunto borroso A en el universo de discurso U es un conjunto numérico que contiene todos los elementos de U con valores de pertenencia distintos de cero en A , es decir:

$$\text{Soporte}(A) = \{x \in U \mid \mu_A(x) > 0\} \quad (3.6)$$

Se dice que un **conjunto borroso es vacío** si su soporte está vacío. Y que un **conjunto borroso es singular** si su soporte es un único punto de U con $\mu_A(x) = 1$ (**Figura 3.1. (b)**).

Definición 3: Se denomina **núcleo** de un conjunto borroso A al conjunto de todos los elementos de U en los que los valores de las funciones de pertenencia son igual a 1 (**Figura 3.1. (a)**), es decir:

$$\text{Núcleo}(A) = \{x \in U \mid \mu_A(x) = 1\} \quad (3.7)$$



Definición 4: Se denomina **centro** de un conjunto borroso al valor medio de todos los elementos cuyas funciones de pertenencia alcanzan el valor máximo, si es finito. Si este valor medio es infinito positivo (o negativo), entonces el centro se define como el más pequeño (o el más grande) de todos los puntos que alcanzan el valor de pertenencia máximo.

Definición 5: Se denomina **punto de paso superior** de un conjunto borroso al punto de U cuyo valor de pertenencia de A es igual a 0,5:

$$Paso Superior (A) = \{ x \in U \mid \mu_A(x) = 0,5 \} \quad (3.8)$$

Definición 6: La **altura** de un conjunto borroso es el valor de pertenencia más grande que alcanza un elemento. Si la altura es igual a 1, es decir, si su núcleo no está vacío, se le denomina **conjunto borroso normal**.

Definición 7: El **conjunto de nivel α** o **α -corte** de un conjunto borroso A es un conjunto numérico A_α que contiene todos los elementos de U cuyos valores de pertenencia en A son mayores o iguales a α , es decir:

$$A_\alpha = \{ x \in U \mid \mu_A(x) \geq \alpha \} \quad (3.9)$$

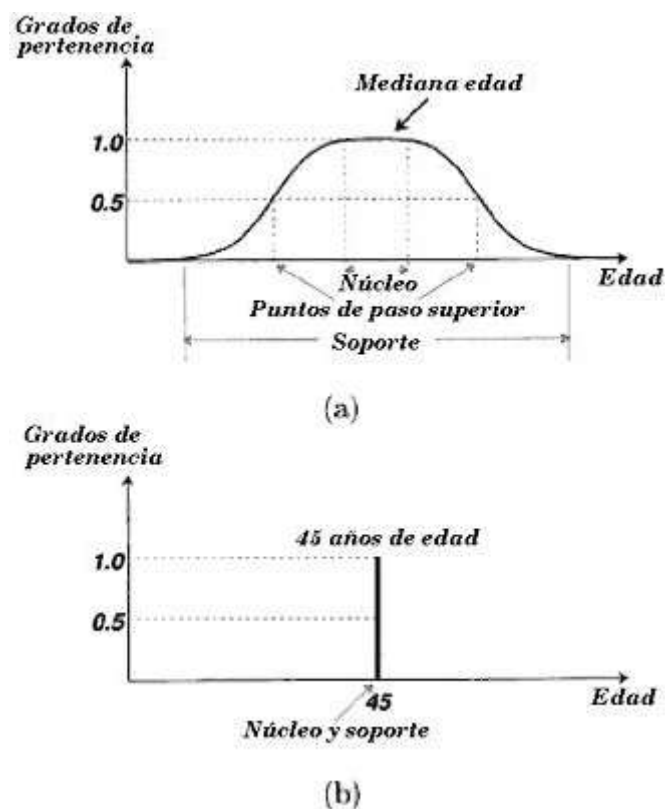


Figura 3.1. Núcleos, soportes y puntos de paso superior de (a) el conjunto borroso “mediana edad” y (b) el conjunto borroso singular “45 años”.



Cuando el universo de discurso U es un espacio euclídeo n -dimensional (R^n), el concepto de convexidad de un conjunto se puede generalizar al conjunto borroso.

Definición 8: Se dice que un conjunto borroso A es **convexo** si y sólo si su α -corte, A_α , es un conjunto convexo para cualquier α en el intervalo $(0,1]$, es decir:

$$\mu_A(\lambda \cdot x_1 + (1-\lambda) \cdot x_2) \geq \min[\mu_A(x_1), \mu_A(x_2)] \quad \forall x_1, x_2 \in R^n \text{ y } \forall \lambda \in [0,1] \quad (3.10)$$

Definición 9: Sea un conjunto borroso A en R^n , cuya función de pertenencia es $\mu_A(\mathbf{x}) = \mu_A(x_1, \dots, x_n)$ y sea H un hiperplano en R^n definido por $H = \{x \in R^n \mid x_1 = 0\}$. Se denomina **proyección** de A en H al conjunto borroso A_H en R^{n-1} definido por:

$$\mu_{A_H}(x_2, \dots, x_n) = \sup_{x_1 \in R} \mu_A(x_1, \dots, x_n) \quad (3.11)$$

donde, $\sup_{x_1 \in R} \mu_A(x_1, \dots, x_n)$ indica el valor máximo de la función $\mu_A(x_1, \dots, x_n)$ cuando x_1 toma valores en R .

Para simplificar se ha considerado el caso particular de un hiperplano, pero la generalización es sencilla.

Definición 10: Se define como **número borroso** A al conjunto borroso en el conjunto lineal de los números reales (R) que satisface las condiciones de ser normal y convexo. Se puede decir que es el tipo de conjunto borroso más básico, puesto que la mayoría de los conjuntos que se utilizan cumplen esta condición.

Definición 11: Para un conjunto borroso normal y convexo, se define la **amplitud** (o ancho) como la distancia entre los dos puntos de paso superior:

$$\text{Amplitud}(A) = |x_2 - x_1| \quad (3.12)$$

donde, $\mu_A(x_1) = \mu_A(x_2) = 0,5$.

Definición 12: Un conjunto borroso A es **simétrico** si su función de pertenencia es simétrica con respecto a un cierto punto $x = c$, es decir:

$$\mu_A(c+x) = \mu_A(c-x) \quad \forall x \in U \quad (3.13)$$



3.3. Funciones de Pertenencia:

Como ya se ha indicado, un conjunto borroso queda caracterizado completamente por sus funciones de pertenencia (MF – Membership Function) [12]. A continuación se describen las clases de funciones paramétricas más utilizadas para definir las funciones de pertenencia de una o dos dimensiones, al tener la mayoría de los conjuntos borrosos como universo de discurso U , de los números reales lineales. Las funciones de pertenencia de más dimensiones se definen de una forma semejante.

3.3.1. Funciones de pertenencia de una dimensión

3.3.1.1. Funciones Simétricas

3.3.1.1.1. Triangular

Una función de pertenencia triangular queda definida por tres parámetros $\{a, b, c\}$ de la siguiente manera:

$$\text{Triángulo}(x; a, b, c) = \begin{cases} 0 & x \leq a \\ \frac{x-a}{b-a} & a \leq x \leq b \\ \frac{c-x}{c-b} & b \leq x \leq c \\ 0 & c \leq x \end{cases} \quad (3.14)$$

Utilizando los operadores mínimo y máximo, la ecuación anterior se puede escribir de la forma siguiente:

$$\text{Triángulo}(x; a, b, c) = \max \left(\min \left(\frac{x-a}{b-a}, \frac{c-x}{c-b} \right), 0 \right) \quad (3.15)$$

donde, los parámetros $\{a, b, c\}$ ($a < b < c$) determinan las coordenadas de x en los 3 vértices de la función.



3.3.1.1.2. Trapezoidal

Una función de pertenencia trapezoidal queda definida por cuatro parámetros $\{a, b, c, d\}$ de la siguiente forma:

$$\text{Trapezoide}(x; a, b, c, d) = \begin{cases} 0 & x \leq a \\ \frac{x-a}{b-a} & a \leq x \leq b \\ 1 & b \leq x \leq c \\ \frac{d-x}{d-c} & c \leq x \leq d \\ 0 & d \leq x \end{cases} \quad (3.16)$$

Utilizando los operadores mínimo y máximo, la ecuación anterior se puede escribir de la forma siguiente:

$$\text{Trapezoide}(x; a, b, c, d) = \max \left(\min \left(\frac{x-a}{b-a}, 1, \frac{d-x}{d-c} \right), 0 \right) \quad (3.17)$$

donde, los parámetros $\{a, b, c, d\}$ ($a < b \leq c < d$) determinan las coordenadas de x en los cuatro vértices de la función. Si $b = c$, una función de pertenencia trapezoidal se transforma en una triangular.

Debido a su formulación sencilla y a su eficiencia de cálculo, tanto una función como la otra se han utilizado extensamente y, de una forma especial, en las implementaciones en tiempo real. Sin embargo, ya que estas funciones de pertenencia están compuestas por segmentos de líneas rectas, la función no es uniforme en los vértices, especificados por los parámetros.

A continuación se presentan otros tipos de funciones de pertenencia simétricas definidas por funciones no lineales y uniformes.



3.3.1.1.3. Gaussiana

Una función de pertenencia gaussiana queda definida por dos parámetros $\{c, \sigma\}$:

$$Gaussiana(x; c, \sigma) = e^{-\frac{1}{2} \cdot \left(\frac{x-c}{\sigma}\right)^2} \quad (3.18)$$

donde c representa el centro de la función de pertenencia y σ el ancho de la misma.

3.3.1.1.4. Acampanada

Una función de pertenencia de campana (o acampanada) queda definida por tres parámetros $\{a, b, c\}$:

$$Campana(x; a, b, c) = \frac{1}{1 + \left|\frac{x-c}{a}\right|^{2b}} \quad (3.19)$$

donde el parámetro b es, generalmente, positivo (si $b < 0$, la forma de esta función es la de una campana invertida).

Se puede observar que esta función es una generalización directa de la distribución de Cauchy utilizada en la Teoría de la Probabilidad y, por tanto, también se puede denominar **función de pertenencia de Cauchy**.

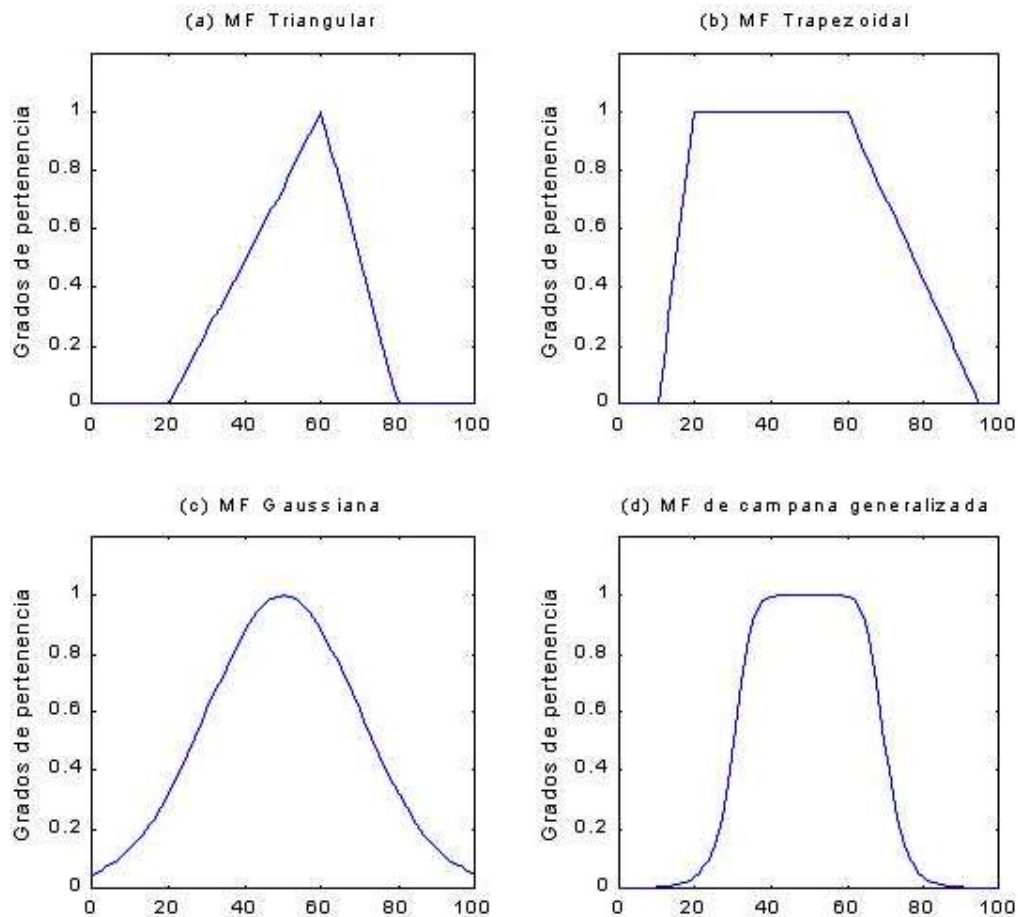


Figura 3.2. Ejemplos de cuatro clases de funciones de pertenencia parametrizadas:

(a) triángulo($x;20,60,80$)

(b) trapezoide($x;10,20,60,95$)

(c) gaussiana($x;50,20$)

(d) campana($x;20,4,50$).

La **Figura 3.2** presenta un ejemplo de las distintas funciones de pertenencia descritas. Debido a su uniformidad y notación concisa, las funciones de pertenencia gaussianas y de campana se utilizan cada vez con más frecuencia en la determinación de los conjuntos borrosos. Las funciones gaussianas se utilizan, con mucha frecuencia, en estadística y probabilidad y poseen propiedades muy interesantes, tales como la invariabilidad ante el producto (el producto de dos gaussianas es una gaussiana con un factor de escala) y la transformada de Fourier (la transformada de Fourier de una gaussiana es una gaussiana). La función de pertenencia de campana tiene un parámetro más que la gaussiana, por tanto, tiene un grado más de libertad, que se utiliza para ajustar la inclinación de los puntos de paso superior.



3.3.1.2. Funciones Asimétricas

Si bien con las funciones gaussianas y de campana se consigue la uniformidad, no son útiles a la hora de definir funciones de pertenencia asimétricas, necesarias en ciertas aplicaciones. Se presentan a continuación las funciones de pertenencia sigmoide y la abierta a la izquierda o a la derecha. Las funciones asimétricas y cerradas se pueden obtener utilizando la diferencia absoluta o el producto de dos funciones sigmoides.

3.3.1.2.1. Sigmoide

Una función de pertenencia sigmoide viene definida por:

$$\text{Sig}(x; a, c) = \frac{1}{1 + \exp[-a \cdot (x - c)]} \quad (3.20)$$

donde,

a = la pendiente en el punto superior $x = c$.

Dependiendo del signo de a , una función sigmoide es, por definición, abierta a la derecha o a la izquierda y, por tanto, apropiada para representar conceptos tales como “muy grande” o “muy negativo”. Las funciones sigmoides de este tipo se emplean ampliamente como función de activación de las redes neuronales artificiales. Por tanto, en una red neuronal, para simular el comportamiento de un sistema de inferencia borroso, el primer problema que se presenta es cómo obtener una función de pertenencia cerrada a partir de una función sigmoide. Para ello existen dos caminos sencillos: Obtener una función de pertenencia cerrada y asimétrica tomando su diferencia $|y_1 - y_2|$ (**Figura 3.3 (b)**), o bien, tomando el producto $y_1 \cdot y_3$ (**Figura 3.3 (d)**).

3.3.1.2.2. Abierta a la izquierda/derecha o I-D

Este es el tipo de función de pertenencia más general y, aunque extremadamente flexible para especificar conjuntos borrosos, en la práctica no se suele utilizar debido a su gran complejidad.

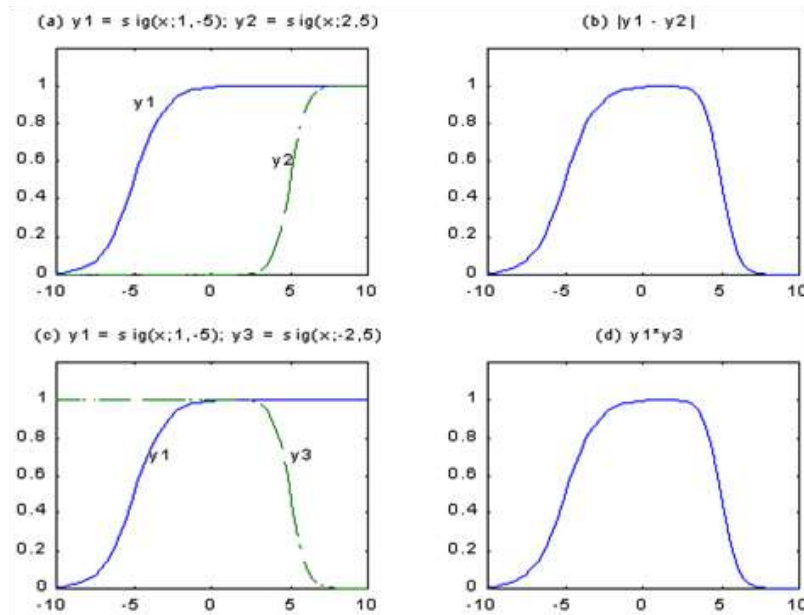


Figura 3.3. (a) dos funciones sigmoides y_1 e y_2

(b) una función de pertenencia cerrada obtenida de $|y_1 - y_2|$

(c) dos funciones sigmoides y_1 e y_3

(d) una función de pertenencia obtenida a partir de $y_1 \cdot y_3$.

Una función de pertenencia I-D se especifica mediante tres parámetros $\{\alpha, \beta, c\}$:

$$I - D(x; c, \alpha, \beta) = \begin{cases} F_I\left(\frac{c-x}{\alpha}\right) & x \leq c \\ F_D\left(\frac{x-c}{\beta}\right) & x \geq c \end{cases} \quad (3.21)$$

donde, $F_I(x)$ y $F_D(x)$ son funciones monótonamente decrecientes definidas sobre $[0, \infty)$ con

$F_I(0) = F_D(0) = 1$ y $\lim_{x \rightarrow \infty} F_I(x) = \lim_{x \rightarrow \infty} F_D(x) = 0$ (**Figura 3.4**).

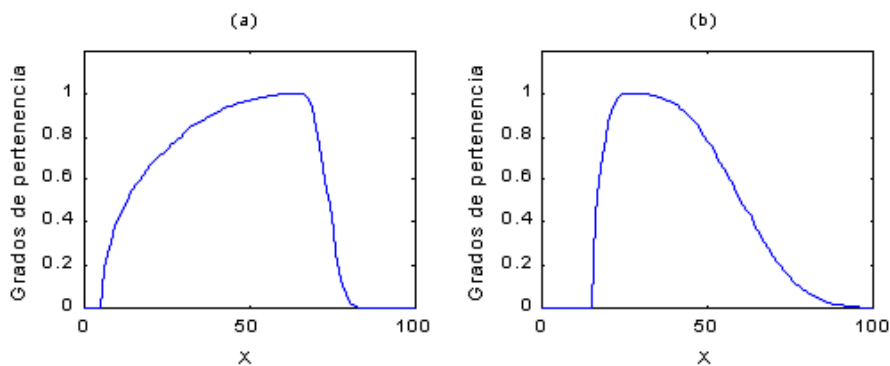


Figura 3.4. Funciones de pertenencia I-D

(a) $I-D(x;65,60,10)$

(b) $I-D(x;25,10,40)$



3.3.2. Funciones de pertenencia bidimensionales

A veces es necesario utilizar funciones de pertenencia con dos entradas, cada una de un universo de discurso distinto. Las funciones de pertenencia de este tipo se denominan, en general, **funciones de pertenencia bidimensionales**. Una forma de pasar de funciones unidimensionales a bidimensionales es a través de la extensión cilíndrica. Este concepto es bastante sencillo (ver **Figura 3.5**) y, por otro lado, la operación de proyección disminuye la dimensión de una función de pertenencia multidimensional dada.

Definición 13: Si A es un conjunto borroso en U_1 , su **extensión cilíndrica** en $U_1 \times U_2$ es un conjunto borroso $c(A)$ definido por:

$$c(A) = \int_{U_1 \times U_2} \mu_A(x_1) / (x_1, x_2) \quad (3.22)$$

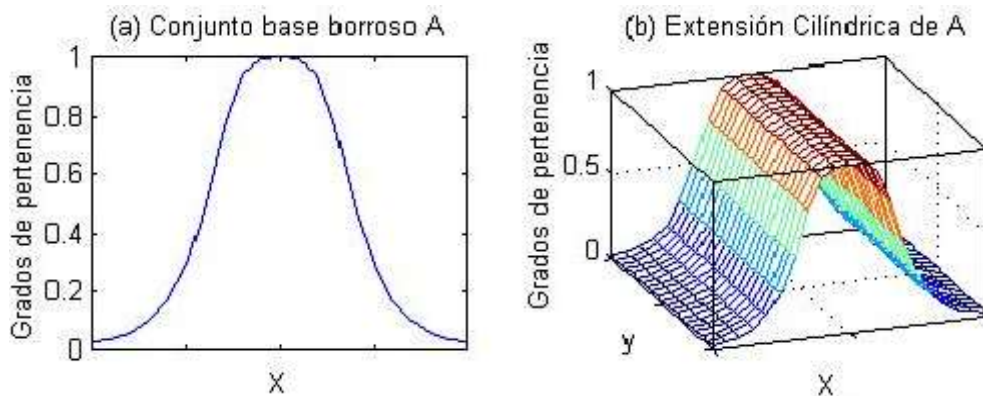


Figura 3.5. (a) Conjunto base
(b) Su extensión cilíndrica $c(A)$

Así, si R es un conjunto borroso bidimensional $U_1 \times U_2$, entonces las proyecciones de R en U_1 y en U_2 se definen como:

$$R_{U_1} = \int_{U_1} \left[\max_{x_2} \mu_R(x_1, x_2) \right] / x_1 \quad (3.23)$$

y

$$R_{U_2} = \int_{U_2} \left[\max_{x_1} \mu_R(x_1, x_2) \right] / x_2 \quad (3.24)$$

respectivamente.

En general, las funciones de pertenencia bidimensionales se dividen en dos categorías: las compuestas y las no-compuestas.



Se dice **Compuesta**, si la función de pertenencia bidimensional se puede obtener como una expresión analítica de dos funciones de pertenencia unidimensionales; en otro caso, es **No-compuesta**.

Una función de pertenencia bidimensional compuesta es, normalmente, el resultado de dos afirmaciones unidas por los conectores “y” u “o” (Conviene recordar que las operaciones clásicas “y” y “o” son “*min*” y “*max*” en la Teoría de los Conjuntos Borrosos).

Por todo ello, cuando se utiliza el operador “*min*” para unir funciones de pertenencia unidimensionales, la función bidimensional resultante se puede considerar como el resultado de aplicar la intersección borrosa clásica a las extensiones cilíndricas de cada función unidimensional, o como un producto cartesiano de los conjuntos borrosos unidimensionales. Un razonamiento similar se puede aplicar al operador “*max*”. Por otro lado, como ya se dijo anteriormente, los conceptos expuestos se pueden generalizar de manera sencilla para definir funciones de pertenencia n-dimensionales.

3.3.3. Derivadas de las funciones de pertenencia parametrizadas

El conocimiento de las derivadas de una función de pertenencia con respecto a su argumento (entrada) y a sus parámetros, permite obtener un sistema borroso adaptativo. La información que proporciona la derivada juega un papel muy importante en el aprendizaje o adaptación del sistema borroso.

Las derivadas de las funciones de pertenencia gaussianas y de campana son las siguientes.

Gaussiana: Sea y una función de pertenencia gaussiana,

$$y = \text{Gaussiana}(x; c, \sigma) = e^{-\frac{1}{2} \cdot \left(\frac{x-c}{\sigma}\right)^2} \quad (3.25)$$



sus derivadas son:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial y}{\partial x} &= -\frac{x-c}{\sigma^2} \cdot y \\ \frac{\partial y}{\partial \sigma} &= \frac{(x-c)^2}{\sigma^3} \cdot y \\ \frac{\partial y}{\partial c} &= \frac{x-c}{\sigma^2} \cdot y \end{aligned} \right\} \quad (3.26)$$

Acampanada: Sea y una función de pertenencia de campana,

$$y = \text{Campana}(x; a, b, c) = \frac{1}{1 + \left| \frac{x-c}{a} \right|^{2b}} \quad (3.27)$$

sus derivadas son:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial y}{\partial x} &= \begin{cases} -\frac{2 \cdot b}{x-c} \cdot y \cdot (1-y) & \text{si } x \neq c \\ 0 & \text{si } x = c \end{cases} \\ \frac{\partial y}{\partial a} &= \frac{2 \cdot b}{a} \cdot y \cdot (1-y) \\ \frac{\partial y}{\partial b} &= \begin{cases} -2 \cdot \text{Ln} \left| \frac{x-c}{a} \right| \cdot y \cdot (1-y) & \text{si } x \neq c \\ 0 & \text{si } x = c \end{cases} \\ \frac{\partial y}{\partial c} &= \begin{cases} \frac{2 \cdot b}{x-c} \cdot y \cdot (1-y) & \text{si } x \neq c \\ 0 & \text{si } x = c \end{cases} \end{aligned} \right\} \quad (3.28)$$

3.4. Variables Lingüísticas

El llamado **Principio de Incompatibilidad** dice que: “A medida que aumenta la complejidad de un sistema, la posibilidad de hacer afirmaciones precisas y transcendentales disminuye, hasta que se alcanza un valor umbral más allá del cual esa precisión y trascendencia se convierten en características mutuamente excluyentes” [2]. Este principio vino a ser enunciado por Zadeh al indicar que las técnicas convencionales para el análisis de



los sistemas no son aptas, intrínsecamente, para tratar los sistemas cuyo comportamiento está fuertemente influido por las emociones, las percepciones y los juicios humanos. Todo esto dio origen a su propuesta sobre el concepto de variable lingüística, considerándola como una aproximación alternativa para modelar el pensamiento humano y para resumir la información, expresándola en términos de conjuntos borrosos en vez de numéricos.

Definición 14: Una **variable lingüística** viene caracterizada por los 5 parámetros siguientes, la variable x . El **conjunto de términos** de x , $T(x)$, también denominado **conjunto de restricciones** de x (“*term-set*”), es decir, el conjunto de sus valores lingüísticos o términos lingüísticos. El universo de discurso U . La **regla sintáctica** G que genera los términos de $T(x)$. La **regla semántica** M que asocia a cada valor lingüístico A su significado $M(A)$, que expresa un conjunto borroso en X [13], [14] y [15].

Ejemplo: Sea la variable lingüística $x = \text{“edad”}$, su conjunto de términos $T(\text{edad})$ podría ser:

$$T(\text{edad}) = \{ \text{joven, no joven, muy joven, no muy joven, ...} \\ \text{mediana edad, no mediana edad, ...} \\ \text{viejo, no viejo, muy viejo, más o menos viejo, no muy viejo, ...} \\ \text{no muy viejo y no muy joven, ...} \}$$

donde cada término de $T(\text{edad})$ se caracteriza por un conjunto borroso de un universo de discurso $X = [0, 100]$ (**Figura 3.6**).

Normalmente se utiliza “*edad es joven*” para expresar la asignación del valor lingüístico “*joven*” a la variable lingüística “*edad*”. Sin embargo, cuando “*edad*” se interpreta como una variable numérica, se emplea la expresión “*edad = 20*” para asignar el valor numérico “20” a la variable numérica “*edad*”. La regla sintáctica se refiere a la forma en que se generan los valores lingüísticos en el conjunto de los términos $T(\text{edad})$. La regla semántica define la función de pertenencia de cada valor lingüístico del conjunto de términos.

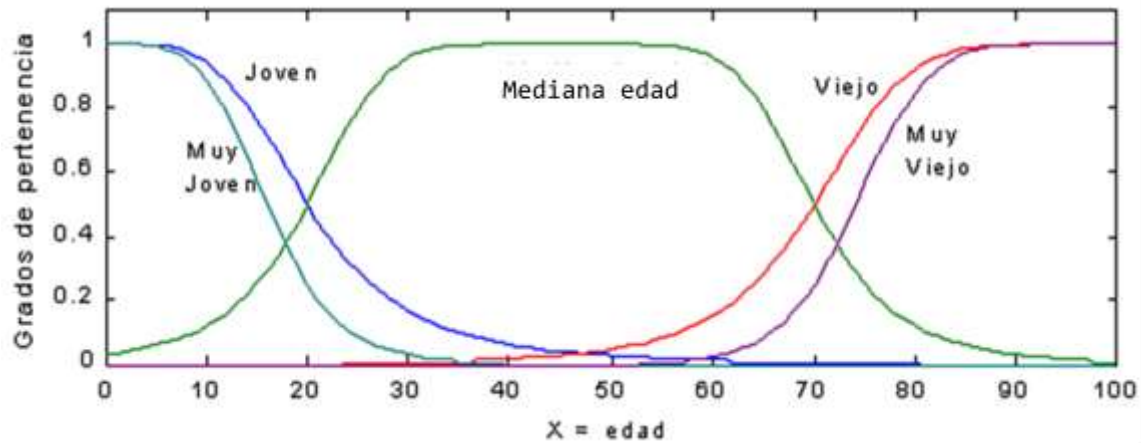


Figura 3.6. Funciones de pertenencia típicas del conjunto de términos $T(edad)$

En el ejemplo anterior se observa que el conjunto de términos consta de varios **términos primarios** (joven, viejo, etc.), transformados por la **negación** (“no”) y/o por los **modificadores** (muy, más o menos, bastante, extremadamente, etc.), y unidos mediante **conectores** (tales como “y”, “o”, “otro” y “ninguno”). En consecuencia, los conectores, los modificadores y la negación se tratan como operadores que cambian el significado de sus operandos de una manera concreta, independientemente del contexto [16].

Definición 15: Sea A es una variable lingüística caracterizada por un conjunto borroso, cuya función de pertenencia es $\mu_A(\cdot)$. Se dice que A^k es una **versión modificada** del valor lingüístico original cuando:

$$A^k = \int_A [\mu_A(x)]^k / x \tag{3.29}$$

En particular, la operación de la **concentración** se define como:

$$CON(A) = A^2 \tag{3.30}$$

y la **dilatación** por:

$$DIL(A) = A^{0.5} \tag{3.31}$$

De forma convencional, se pueden considerar $CON(A)$ y $DIL(A)$ como los resultados de aplicar los modificadores “muy” y “más o menos”, respectivamente, al término lingüístico A [2].



Definición 16: El **operador negación** y los **conectores “y”** y **“o”** se pueden definir como:

$$\begin{aligned} NOT(A) &= \bar{A} = 1 - A = \int_U [1 - \mu_A(x)] / x \\ A \text{ y } B &= A \cap B = \int_U [\mu_A(x) \wedge \mu_B(x)] / x \\ A \text{ o } B &= A \cup B = \int_U [\mu_A(x) \vee \mu_B(x)] / x \end{aligned} \quad (3.32)$$

respectivamente, donde A y B son dos valores lingüísticos cuyos significados se definen mediante las funciones de pertenencia $\mu_A(\cdot)$ y $\mu_B(\cdot)$.

Si se utilizan $CON(\cdot)$ y $DIL(\cdot)$ como modificadores lingüísticos “muy” y “más o menos”, junto con el operador negación y los conectores “y” y “o” de las ecuaciones (3.32), se puede definir el significado de un término lingüístico compuesto, como “no muy joven y no muy viejo” y “joven pero no demasiado joven”, etc.

Definición 17: Otra operación cuyo efecto es disminuir la fuzzificación de un conjunto borroso A es la **intensificación de contraste** de un valor lingüístico, definida por:

$$INT(A) = \begin{cases} 2 \cdot A^2 & \text{para } 0 \leq \mu_A(x) \leq 0,5 \\ 1 - 2 \cdot (1 - A)^2 & \text{para } 0,5 \leq \mu_A(x) \leq 1 \end{cases} \quad (3.33)$$

Por tanto, $INT(\cdot)$ incrementa el valor de $\mu_A(x)$ si es mayor de 0,5 y disminuye su valor si es menor de 0,5.

Definición 18: Un conjunto de términos $T = t_1, \dots, t_n$ de una variable lingüística x en un universo U se dice que es **ortogonal** si cumple la siguiente propiedad:

$$\sum_{i=1}^n \mu_{t_i}(x) = 1, \quad \forall x \in U \quad (3.34)$$

donde los t_i son conjuntos borrosos, convexos y normales, definidos en X que cubren el conjunto de términos T .



3.5. Operaciones de los Conjuntos Borrosos

Al igual que los conjuntos numéricos poseen operaciones básicas tales como la unión, la intersección, la complementación, etc., Zadeh definió operaciones similares para los conjuntos borrosos [1]. Antes de definir estas operaciones de conjuntos, se deben enunciar los conceptos de igualdad e inclusión, que juegan un papel importante en ambos tipos de conjuntos.

Definición 19: Los conjuntos borrosos A y B se dice que son **iguales** si y sólo si lo son sus funciones de pertenencia, $\mu_A(x) = \mu_B(x)$, para todos los valores de $x \in U$, es decir:

$$A = B \Leftrightarrow \mu_A(x) = \mu_B(x) \quad \forall x \in U \quad (3.35)$$

Definición 20: Un conjunto borroso A **está contenido** (o **incluido**) en otro conjunto borroso B (A es un subconjunto de B o A es más pequeño que B) si y sólo si la función de pertenencia de A es menor que la de B , $\mu_A(x) < \mu_B(x)$, para todos los valores de $x \in U$, es decir:

$$A \subset B \Leftrightarrow \mu_A(x) < \mu_B(x) \quad \forall x \in U \quad (3.36)$$

3.5.1. Operaciones básicas de conjuntos borrosos

Definición 21: Sean A y B dos conjuntos borrosos en U_1 y en U_2 , respectivamente. El **producto cartesiano** de A y B , $A \times B$, es también un conjunto borroso en el espacio producto $U_1 \times U_2$, cuya función de pertenencia es:

$$\mu_{A \times B}(x, y) = \min(\mu_A(x), \mu_B(y)) \quad (3.37)$$

Definición 22: De forma similar, el **co-producto cartesiano**, $A + B$, es también un conjunto borroso cuya función de pertenencia es:

$$\mu_{A+B}(x, y) = \max(\mu_A(x), \mu_B(y)) \quad (3.38)$$

Tanto $A \times B$ como $A + B$ se caracterizan porque sus funciones de pertenencia son bidimensionales.

Definición 23: El **complemento (negación)** de un conjunto borroso A (\bar{A} , $\neg A$, no A) se define como:

$$\mu_{\bar{A}}(x) = 1 - \mu_A(x) \quad (3.39)$$



De forma más explícita, el complemento borroso es una función continua $N : [0,1] \rightarrow [0,1]$ que cumple los siguientes axiomas:

$$N(0) = 1 \quad y \quad N(1) = 0 \quad (\text{Frontera}) \tag{3.40}$$

$$N(a) \geq N(b) \quad \text{si} \quad a \leq b \quad (\text{Monótona})$$

La clase de los complementos borrosos está formada por todas aquellas funciones que satisfacen estos axiomas [17].

Existe un requisito opcional que indica la **involución** en un complemento borroso:

$$N(N(a)) = a \tag{3.41}$$

y que garantiza que el doble complemento de un conjunto borroso es él mismo.

Si bien es cierto que estos requisitos axiomáticos para los complementos borrosos no determinan $N(\cdot)$ de forma única, $N(a) = (1 - a)$, complemento borroso clásico, si que cumple la siguiente propiedad:

$$\mu_A(x_1) - \mu_A(x_2) = \mu_{\bar{A}}(x_2) - \mu_{\bar{A}}(x_1) \tag{3.42}$$

que garantiza que un cambio en el valor de pertenencia de A debe tener su correspondiente efecto en el valor de pertenencia de \bar{A} . El cumplimiento de esta propiedad junto con los axiomas básicos de frontera y monótona, para los complementos borrosos, implican que $N(a) = (1 - a)$, lo que satisface, de forma automática, el requisito de involución.

3.5.2. Intersección de conjuntos borrosos

Definición 24: La **intersección (conjunción)** de dos conjuntos borrosos, A y B , es otro conjunto borroso C , ($C = A \cap B$ o $C = A \wedge B$), cuya función de pertenencia es:

$$\mu_C(x) = \mu_{A \cap B}(x) = \min(\mu_A(x), \mu_B(x)) = \mu_A(x) \wedge \mu_B(x) \tag{3.43}$$

3.5.2.1. Operadores T-norma para la intersección de conjuntos borrosos

La intersección de dos conjuntos borrosos A y B puede también definirse mediante una función biespacial $T : [0, 1] \times [0, 1] \rightarrow [0, 1]$ que une los dos grados de pertenencia de la forma siguiente:

$$\mu_{A \cap B}(x) = T(\mu_A(x), \mu_B(x)) = \mu_A(x) \tilde{*} \mu_B(x) \tag{3.44}$$

donde $\tilde{*}$ es un operador binario para la función T .



Esta clase de operaciones, denominadas habitualmente, operadores **T-norma** (norma triangular) cumplen las siguientes *propiedades*:

$$\begin{aligned}
 T(0,0) &= 0; \quad T(a,1) = T(1,a) = a && \text{(Frontera)} \\
 T(a,b) &\leq T(c,d) \quad \text{si } a \leq c \quad \text{y } b \leq d && \text{(Monótona)} \\
 T(a,b) &= T(b,a) && \text{(Conmutativa)} \\
 T(a, T(b,c)) &= T(T(a,b), c) && \text{(Asociativa)}
 \end{aligned}
 \tag{3.45}$$

Las cuatro T-normas más utilizadas son:

$$\begin{aligned}
 \text{Mínimo:} \quad & T_{\min}(a,b) = \min(a,b) = a \wedge b \\
 \text{Producto Algebraico:} \quad & T_{pa}(a,b) = a \cdot b \\
 \text{Producto Máximo:} \quad & T_{pm}(a,b) = 0 \vee (a+b-1) \\
 \text{Producto Drástico:} \quad & T_{pd}(a,b) = \begin{cases} a & \text{si } b = 1 \\ b & \text{si } a = 1 \\ 0 & \text{si } a, b < 1 \end{cases}
 \end{aligned}
 \tag{3.46}$$

donde a y $b \in [0, 1]$.

3.5.3. Unión de conjuntos borrosos

Definición 25: La **unión (disyunción)** de dos conjuntos borrosos, A y B , es un conjunto borroso C ($C = A \cup B$ o $C = A \vee B$) cuya función de pertenencia es:

$$\mu_C(x) = \mu_{A \cup B}(x) = \max(\mu_A(x), \mu_B(x)) = \mu_A(x) \vee \mu_B(x)
 \tag{3.47}$$

3.5.3.1. Operadores T-conorma para la unión de conjuntos borrosos

El operador unión borrosa se puede definir, de forma general, mediante una función $S : [0, 1] \times [0, 1] \rightarrow [0, 1]$, es decir:

$$\mu_{A \cup B}(x) = S(\mu_A(x), \mu_B(x)) = \mu_A(x) \tilde{\mp} \mu_B(x)
 \tag{3.48}$$

donde $\tilde{\mp}$ es un operador binario para la función S .

Esta clase de operadores, denominados operadores **T-conormas** (o **S-normas**), satisfacen las siguientes *propiedades*:



$$\begin{aligned}
 S(1, 1) &= 1; \quad S(0, a) = S(a, 0) = a && \text{(Frontera)} \\
 S(a, b) &\leq S(c, d) \quad \text{si } a \leq c \quad \text{y } b \leq d && \text{(Monótona)} \\
 S(a, b) &= S(b, a) && \text{(Conmutativa)} \\
 S(a, S(b, c)) &= S(S(a, b), c) && \text{(Asociativa)}
 \end{aligned} \tag{3.49}$$

Los cuatro operadores T-conormas más utilizados son:

$$\begin{aligned}
 \text{Máximo:} & \quad S_{\max}(a, b) = \max(a, b) = a \vee b \\
 \text{Suma Algebraica:} & \quad S_{sa}(a, b) = a + b - ab \\
 \text{Suma Mínima:} & \quad S_{sm}(a, b) = 1 \wedge (a + b) \\
 \text{Suma Drástica:} & \quad S_{sd}(a, b) = \begin{cases} a & \text{si } b = 0 \\ b & \text{si } a = 0 \\ 1 & \text{si } a, b > 0 \end{cases}
 \end{aligned} \tag{3.50}$$

3.6. El Principio de Extensión

El **Principio de Extensión** es un concepto básico de la teoría de conjuntos borrosos que proporciona un procedimiento general para extender los dominios numéricos de las expresiones matemáticas a los dominios borrosos. Mediante este procedimiento se generaliza una correspondencia punto a punto de una función $f(\cdot)$ a una correspondencia de conjuntos borrosos. O de forma más explícita

Definición 26: Sea f una función de U en Z , y A un conjunto borroso en U definido como:

$$A = \mu_A(u_1)/u_1 + \mu_A(u_2)/u_2 + \dots + \mu_A(u_n)/u_n$$

El **Principio de Extensión** afirma que la imagen del conjunto borroso A bajo la correspondencia $f(\cdot)$ se puede expresar como un conjunto borroso B , tal que

$$B = f(A) = \mu_A(u_1)/z_1 + \mu_A(u_2)/z_2 + \dots + \mu_A(u_n)/z_n \tag{3.51}$$

donde $z_i = f(x_i)$ ($i = 1, \dots, n$)

En otras palabras, el conjunto borroso B se puede definir mediante los valores de la función $f(\cdot)$ en u_1, u_2, \dots, u_n . Si $f(\cdot)$ es una correspondencia de muchas entradas en una salida, entonces $\exists u_1, u_2 \in U, u_1 \neq u_2 / f(u_1) = f(u_2) = z^*$; $z^* \in Z$.

En este caso, el grado de pertenencia de B en $z = z^*$ es el máximo de los grados de pertenencia de A en $u = u_1$ y $u = u_2$, ya que de $u = u_1$ ó de $u = u_2$ puede resultar que $f(u) = z^*$.



De forma más general, se tiene:

$$\mu_B(z) = \max_{u=f^{-1}(z)} \mu_A(u) \quad (3.52)$$

3.6.1. Generalización del Principio de Extensión

Este principio se puede generalizar de la forma siguiente: Sea una correspondencia de un espacio producto n -dimensional cartesiano $U_1 \times U_2 \times \dots \times U_n$ a un universo unidimensional Z , tal que $f(u_1, u_2, \dots, u_n) = z$, y sea un conjunto borroso A_i en cada U_i , ($i = 1, \dots, n$). Puesto que cada elemento de un vector de entrada de (u_1, u_2, \dots, u_n) ocurre simultáneamente, esto implica una operación “y”. Por tanto, el grado de pertenencia de un conjunto borroso B inducido por la correspondencia f , debería ser el mínimo de los grados de pertenencia del conjunto borroso integrante A_i ($i = 1, \dots, n$). De ahí que, el **Principio de Extensión** afirma que el conjunto borroso B está definido por:

$$\mu_B(z) = \begin{cases} \max_{(u_1, \dots, u_n), (u_1, \dots, u_n) = f^{-1}(z)} \left[\min_i \mu_{A_i}(u_i) \right] & \text{si } f^{-1}(z) \neq \emptyset \\ 0 & \text{si } f^{-1}(z) = \emptyset \end{cases} \quad (3.53)$$

3.7. Relaciones Borrosas

Definición 27: Las **relaciones borrosas binarias** [18] son conjuntos borrosos en $U \times V$ que hacen corresponder para cada elemento de $U \times V$ un grado de pertenencia entre 0 y 1.

En particular, las relaciones borrosas unitarias son conjuntos borrosos con funciones de pertenencia unidimensionales, mientras que las relaciones borrosas binarias son conjuntos borrosos con funciones de pertenencia bidimensionales, y así sucesivamente.

En resumen, sean U y V dos universos de discurso; entonces:

$$R = \left\{ \left((u, v), \mu_R(u, v) \right) \mid (u, v) \in U \times V \right\} \quad (3.54)$$

es una relación borrosa binaria en $U \times V$.

Esta definición es fácil de generalizar a relaciones n -arias.

Algunos ejemplos de este tipo de relaciones son: u está próximo a v (u y v son números). u depende de v (u y v son eventos). u y v parecen iguales (u y v son personas,



objetos, etc.). Si u es largo, entonces v es pequeño (u es un hecho observado y v es su correspondiente acción).

3.7.1. Composiciones de las Relaciones Borrosas

Las relaciones borrosas de diferentes espacios producto se pueden combinar mediante una operación de composición. Se han sugerido diferentes operaciones de composición para las relaciones borrosas, siendo la más conocida la composición max-min propuesta por el propio Zadeh [1].

Definición 28: Sea R_1 y R_2 dos relaciones borrosas definidas en $U \times V$ y $V \times Z$, respectivamente. La **composición max-min** de R_1 y R_2 es un conjunto borroso definido por:

$$R_1 \circ R_2 = \left\{ \left[(u, z), \max_v \left(\min \left(\mu_{R_1}(u, v), \mu_{R_2}(v, z) \right) \right) \right] \mid u \in U, v \in V, z \in Z \right\} \quad (3.55)$$

o, de forma equivalente:

$$\mu_{R_1 \circ R_2}(u, z) = \max_v \left(\min \left(\mu_{R_1}(u, v), \mu_{R_2}(v, z) \right) \right) = V_z \left[\mu_{R_1}(u, v) \wedge \mu_{R_2}(v, z) \right]$$

donde “ \vee ” y “ \wedge ” representan a “max” y “min”, respectivamente.

Si R_1 y R_2 se expresan como matrices de relación, el cálculo de $R_1 \circ R_2$ es prácticamente igual que la multiplicación matricial, excepto que “ \times ” y “ $+$ ” se reemplazan por “ \wedge ” y “ \vee ”, respectivamente. Por esta razón, la composición *max-min* también se denomina **producto max-min**.

Propiedades:

A continuación se definen algunas propiedades, comunes a las relaciones binarias y a la composición *max-min*, donde R , S y T son relaciones binarias en $U \times V$, $V \times Z$ y $Z \times W$, respectivamente:

<i>Asociativa :</i>	$R \circ (S \circ T) = (R \circ S) \circ T$
<i>Distributiva sobre la unión :</i>	$R \circ (S \cup T) = (R \circ S) \cup (R \circ T)$
<i>Distributiva débil sobre la intersección :</i>	$R \circ (S \cap T) \subseteq (R \circ S) \cap (R \circ T)$
<i>Monótona :</i>	$S \subseteq T \Rightarrow R \circ S \subseteq R \circ T$

Aunque la composición *max-min* se utiliza con frecuencia, su análisis matemático no resulta fácil. Para lograr que su tratamiento matemático sea más fácil, se ha propuesto una



alternativa a la composición *max-min*, la **composición *max-producto*** que se puede definir, suponiendo la misma notación que la utilizada para la composición *max-min*, como:

$$\mu_{R_1 \circ R_2}(u, z) = \max_v \left(\mu_{R_1}(u, v) \cdot \mu_{R_2}(v, z) \right) \quad (3.56)$$

3.8. Razonamiento Aproximado. Reglas Si-Entonces Borrosas

Antes de definir las reglas *Si-Entonces* borrosas es necesario conocer qué se entiende por proposiciones borrosas simples y compuestas.

Definición 29: Una **proposición borrosa simple** es una única oración, x es A , donde x es una variable lingüística y A un valor lingüístico de x , es decir, A es un conjunto borroso definido en el dominio físico de x .

Definición 30: Una **proposición borrosa compuesta** es una unión de proposiciones borrosas simples utilizando los conectores “y”, “o” y “no”, x_1 es A y x_2 es B .

En este tipo de proposición borrosa, cada una de las proposiciones simples son independientes, es decir, las variables de una misma proposición compuesta pueden ser diferentes. En general, las variables lingüísticas de una proposición borrosa compuesta no son las mismas, por tanto, las proposiciones borrosas compuestas deben entenderse como relaciones borrosas.

3.8.1. Interpretación de las Proposiciones Borrosas Compuestas

En función del conector utilizado y siendo x_1 y x_2 dos variables lingüísticas en los dominios físicos U_1 y U_2 , y A y B los conjuntos borrosos en U_1 y en U_2 , respectivamente, las proposiciones borrosas compuestas se deben interpretar en la forma siguiente:

- **Intersección borrosa (conector “y”)**

$$x_1 \text{ es } A \text{ y } x_2 \text{ es } B \quad (3.57)$$

se interpreta como la relación borrosa $A \cap B$ en $U_1 \times U_2$ con la función de pertenencia:

$$\mu_{A \cap B}(x_1, x_2) = T(\mu_A(x_1), \mu_B(x_2)) \quad (3.58)$$

donde, $T : [0, 1] \times [0, 1] \rightarrow [0, 1]$ es una T-norma cualquiera.



- **Unión borrosa (conector “o”)**

$$x_1 \text{ es } A \text{ o } x_2 \text{ es } B \quad (3.59)$$

se interpreta como la relación borrosa $A \cup B$ en $U_1 \times U_2$ con la función de pertenencia:

$$\mu_{A \cup B}(x_1, x_2) = S(\mu_A(x_1), \mu_B(x_2)) \quad (3.60)$$

donde, $S : [0, 1] \times [0, 1] \rightarrow [0, 1]$ es una S-norma (T-conorma) cualquiera.

- **Complementación borrosa (conector “no”)**: En este caso, se sustituye “no A” por \bar{A} , definido según los operadores de complementación vistos anteriormente.

3.8.2. Reglas Si-Entonces Borrosas

Una vez definido qué se entiende por proposición borrosa, se puede introducir las denominadas reglas *Si-Entonces* borrosas.

Definición 31: Una **regla Si-Entonces borrosa** [19], también conocida como **regla borrosa, implicación borrosa o afirmación condicional borrosa**, es una oración condicional que se expresa de la siguiente forma:

$$SI < \text{proposición borrosa} >, ENTONCES < \text{proposición borrosa} > \quad (3.61)$$

3.8.3. Interpretaciones de las Reglas Si-Entonces Borrosas

Si en el cálculo proposicional clásico, la expresión “*Si p entonces q*”, ($p \rightarrow q$, con el signo de la implicación considerado como un conector), p y q son variables proposicionales cuyos valores son (V)erdadero o (F)also, en el caso de la operación *Si-Entonces*, $p \rightarrow q$ se pueden considerar equivalentes a:

$$\bar{p} \vee q \quad (3.62)$$

$$(p \wedge q) \vee \bar{p} \quad (3.63)$$

puesto que tienen la misma tabla de verdad que en el cálculo clásico [20]. De ahí que cuando p y q son proposiciones borrosas, $p \rightarrow q$ sólo puede ser una implicación local, por lo que, en términos de lógica:

$$p \rightarrow q = p \wedge q \quad (3.64)$$



De todo lo anterior se desprende que las reglas *Si-Entonces* borrosas se obtienen al reemplazar p y q por proposiciones borrosas y los operadores “ $\bar{}$ ”, “ \vee ” y “ \wedge ” de (3.62) y (3.63) por el complemento, la unión y la intersección borrosas, respectivamente.

El existir una gran variedad de operadores implica que se puede obtener un número elevado de interpretaciones de las reglas borrosas. Para enunciar algunas de ellas, basta considerar que, suponiendo que FP_1 y FP_2 son relaciones borrosas definidas en $U = U_1 \times \dots \times U_n$ y $V = V_1 \times \dots \times V_n$, respectivamente, y x y z , variables lingüísticas (vectores) en U y V , respectivamente, si se reemplazan p y q en (3.62) y (3.63) por las proposiciones borrosas FP_1 y FP_2 , respectivamente, éstas se pueden obtener escribir como “*Si* $\langle FP_1 \rangle$ *Entonces* $\langle FP_2 \rangle$ ” [21].

3.8.4. Base de Reglas Borrosas. Tipos de Reglas

Se entiende por **base de reglas borrosas** a la formada por un conjunto de reglas *Si-Entonces* borrosas y constituye el núcleo del sistema borroso, utilizándose el resto de componentes para implantarlas de una manera más eficaz y razonable. La práctica muestra que las reglas borrosas proporcionan un buen soporte para que los expertos en este tipo de sistemas puedan representar sus conocimientos.

La base de reglas borrosas consta de las siguientes reglas *Si-Entonces* borrosas.

3.8.4.1. Reglas borrosas canónicas

$$R_u^{(p)} : \text{SI } x_1 \text{ es } A_1^p \dots x_n \text{ es } A_n^p, \text{ ENTONCES } y \text{ es } B^p \quad (3.65)$$

$p = 1, 2, \dots, m$ reglas de la base de reglas borrosas

donde,

A_i^p y $B^p =$ conjuntos borrosos en $U_i \subset R$ y $V \subset R$, respectivamente

$x = (x_1, \dots, x_n)^T \in U_1 \times \dots \times U_n$, las variables lingüísticas de entrada

$y \in V$, una variable lingüística de salida del sistema borroso.

Estas reglas se denominan canónicas, puesto que incluyen otros tipos de reglas y proposiciones borrosas como casos particulares, tal como las siguientes.



3.8.4.1.1. Reglas parciales

$$\text{SI } x_1 \text{ es } A_1^p \quad \dots \quad x_m \text{ es } A_m^p, \quad \text{ENTONCES } z \text{ es } B^p \quad (3.66)$$

3.8.4.1.2. Reglas “O”

$$\begin{aligned} \text{SI } x_1 \text{ es } A_1^p \quad \dots \quad x_m \text{ es } A_m^p \quad \text{o} \quad x_{m+1} \text{ es } A_{m+1}^p \quad \dots \quad x_n \text{ es } A_n^p, \\ \text{ENTONCES } y \text{ es } B^p \end{aligned} \quad (3.67)$$

donde $m < n$.

3.8.4.1.3. Proposición borrosa simple

$$y \text{ es } B^p \quad (3.68)$$

3.8.4.1.4. Reglas progresivas

$$\text{“Cuanto más pequeño es } x, \text{ más grande es } y\text{”} \quad (3.69)$$

3.8.4.1.5. Reglas no borrosas

Aquellas en las que las funciones de pertenencia de A_i^p y B^p de la ecuación (3.65) sólo pueden tomar los valores 0 y 1, es decir, reglas convencionales.

En la estructura de un sistema borroso, el conocimiento humano tiene que representarse en forma de reglas borrosas (3.65); es decir, sólo puede utilizarse el conocimiento humano que pueda formularse como reglas borrosas. De ahí que los distintos tipos de reglas borrosas proporcionan un esquema de la representación del conocimiento bastante general.

3.8.5. Propiedades del Conjunto de Reglas

Propiedad 1. Un conjunto de reglas borrosas es **completo** si para cualquier $x \in U$ existe al menos una regla $R_u^{(p)}$ (de la forma de (3.65)) en la base de reglas borrosas, tal que:

$$\mu_{A_i^p}(x_i) \neq 0 \quad \forall i = 1, 2, \dots, n \quad (3.70)$$

De una forma intuitiva, el concepto de conjunto de reglas completo significa que, en cualquier punto del espacio de entrada, hay al menos una regla que “se cumple”, es decir, el valor de pertenencia del antecedente de la regla en ese punto tiene valor no nulo.



Propiedad 2. Un conjunto de reglas borrosas es **consistente** si no existen reglas con el mismo antecedente y distintos consecuentes.

En el caso de las reglas no borrosas, la consistencia es un requisito fundamental porque es difícil continuar la búsqueda si existen reglas conflictivas. Para las reglas borrosas, sin embargo, la **consistencia no es crítica** porque si existen reglas conflictivas, la máquina de inferencia borrosa y el *defuzzificador* promedian de forma automática para generar una solución de compromiso. Evidentemente, es preferible tener una base de reglas borrosas consistente.

Propiedad 3. Un conjunto de reglas borrosas es **continuo** si no existen reglas vecinas cuyos conjuntos borrosos de los consecuentes tengan intersección vacía.

Intuitivamente, continuidad significa que el comportamiento entrada/salida del sistema borroso sea uniforme.

3.9. Inferencia Borrosa

Como se ha visto con anterioridad, la regla borrosa se puede interpretar como una relación borrosa en el espacio producto $U \times V$, con un número de implicaciones que especifican la relación borrosa y, puesto que cualquier base de reglas borrosas consta de más de una regla, las formas de inferencia con un conjunto de reglas son aquellas que se basan en la composición y en la regla individual.

3.9.1. Inferencia Basada en la Composición

En este tipo de inferencias, todas las reglas en la base de reglas borrosas se combinan en una relación borrosa simple en $U \times V$, considerada como una regla borrosa simple. Las composiciones más usuales son:

3.9.1.1. Combinación de Mamdani

Sea $R_u^{(p)}$ una relación borrosa en $U \times V$, que representa una regla borrosa canónica (3.65); es decir, $R_u^{(p)} = A_1^p \times \dots \times A_n^p \rightarrow B^p$, siendo $A_1^p \times \dots \times A_n^p$ una relación borrosa en $U = U_1 \times \dots \times U_n$ definida por:

$$\mu_{A_1^p \times \dots \times A_n^p}(u_1, \dots, u_n) = \mu_{A_1^p}(u_1) \tilde{*} \dots \tilde{*} \mu_{A_n^p}(u_n) \quad (3.71)$$



donde $\tilde{*}$ representa a cualquier operador T-norma y la implicación en $R_u^{(p)}$, (\rightarrow), definida según las distintas implicaciones vistas anteriormente.

Las m reglas de (3.65) se pueden interpretar como una relación borrosa simple R_m , denomina **combinación Mamdani**, en $U \times V$ y definida por:

$$R_m = \bigcup_{p=1}^M R_u^{(p)} \quad (3.72)$$

Utilizando el símbolo $\tilde{+}$ para representar el operador S-norma, la combinación de Mamdani se puede expresar como:

$$\mu_{R_m}(u, v) = \mu_{R_u^{(1)}}(u, v) \tilde{+} \dots \tilde{+} \mu_{R_u^{(M)}}(u, v) \quad (3.73)$$

3.9.1.2. Combinación de Gödel

Si las m reglas borrosas de (3.65) se interpretan como una relación borrosa R_G en $U \times V$ y definida por:

$$R_G = \bigcap_{p=1}^M R_u^{(p)} \quad (3.74)$$

o su equivalente:

$$\mu_{R_G}(u, v) = \mu_{R_u^{(1)}}(u, v) \tilde{*} \dots \tilde{*} \mu_{R_u^{(M)}}(u, v) \quad (3.75)$$

donde $\tilde{*}$ representa el operador T-norma, dicha combinación se denomina **combinación de Gödel**.

3.9.2. Inferencia Basada en Reglas Individuales

En este tipo de inferencias cada regla de la base de reglas borrosas determina un conjunto de salida borroso, siendo la salida de la máquina de inferencia borrosa la combinación de los m conjuntos borrosos individuales. Esta combinación puede venir dada por la unión o la intersección.

3.10. Fuzzificadores

Definición 32: Se define la **fuzzificación** como una correspondencia entre un punto, de valor real, $x^* \in U \subset R^n$, en un conjunto borroso A' de U .

El *fuzzificador* se diseña de acuerdo a los criterios siguientes:



1. Se debe tener en cuenta que la entrada se realiza en el punto numérico x^* , es decir, el conjunto borroso A' debe tener un valor de pertenencia en x^* .
2. Si la entrada al sistema borroso está deformada por una señal de ruido, entonces el *fuzzificador* debe ayudar a eliminar ese ruido.
3. Debe ayudar, también, a simplificar los cálculos que ocasiona la máquina de inferencia borrosa.

De acuerdo a estos criterios y a su definición, se proponen tres tipos de *fuzzificadores*.

3.10.1. Fuzzificador singular (“Singleton fuzzifier”)

Efectúa una correspondencia de un punto de valor real $x^* \in U$, en un conjunto borroso singular A' en U , tal que tiene valor de pertenencia 1 en x^* y 0 en el resto de los puntos de U , es decir:

$$\mu_{A'}(x) = \begin{cases} 1 & \text{si } x = x^* \\ 0 & \text{en otro caso} \end{cases} \quad (3.76)$$

3.10.2. Fuzzificador gaussiano (“gaussian fuzzifier”)

Efectúa una correspondencia de un punto de valor real $x^* \in U$, en un conjunto singular borroso A' en U , con la siguiente función de pertenencia gaussiana:

$$\mu_{A'}(x) = e^{-\left(\frac{x_1 - x_1^*}{a_1}\right)^2} \tilde{*} \dots \tilde{*} e^{-\left(\frac{x_n - x_n^*}{a_n}\right)^2} \quad (3.77)$$

donde, $a_i > 0$ y como T-norma $\tilde{*}$ se elige, generalmente, el producto algebraico o el mínimo.

3.10.3. Fuzzificador triangular (“triangular fuzzifier”)

Realiza una correspondencia de un punto de valor real $x^* \in U$, en un conjunto singular borroso A' en U , con la siguiente función de pertenencia triangular:

$$\mu_{A'}(x) = \begin{cases} \left(1 - \frac{|x_1 - x_1^*|}{b_1}\right) \tilde{*} \dots \tilde{*} \left(1 - \frac{|x_n - x_n^*|}{b_n}\right) & \text{si } |x_i - x_i^*| \leq b_i; i=1,2,\dots,n \\ 0 & \text{en otro caso} \end{cases} \quad (3.78)$$



donde, $b_i > 0$ y como T-norma $\tilde{*}$ se elige, generalmente, el producto algebraico o el mínimo.

Las tres expresiones anteriores, (3.76), (3.77) y (3.78), cumplen los criterios relacionados anteriormente. En primer lugar, se observa que los tres *fuzzificadores* cumplen $\mu_{A'}(x^*) = 1$; es decir, cumplen el primer criterio. En cuanto al tercer criterio, el *fuzzificador* singular simplifica enormemente los cálculos que conlleva la máquina de inferencia borrosa. Además, si los conjuntos borrosos A_i^p en las reglas (3.65) tienen funciones de pertenencia gaussianas o triangulares, entonces los *fuzzificadores* gaussianos o triangulares, respectivamente, simplifican los cálculos de algunas máquinas de inferencia borrosas.

En resumen, se pueden hacer las siguientes observaciones sobre los *fuzzificadores* descritos:

- El singular simplifica bastante el cálculo que se realiza en la máquina de inferencia borrosa, para cualquier tipo de función de pertenencia que lleven las reglas borrosas.
- El gaussiano o el triangular también simplifican este cálculo, si las funciones de pertenencia en las reglas borrosas son gaussianas o triangulares, respectivamente.
- Así mismo, estos dos últimos pueden eliminar el ruido de la entrada, a diferencia del singular que no puede hacerlo.

3.11. Defuzzificadores

Definición 33: Se define la **defuzzificación** como una correspondencia entre un conjunto borroso B' de $V \subset \mathbb{R}$, salida de la máquina de inferencia borrosa, y un punto numérico $z^* \in V$.

Conceptualmente, la tarea del *defuzzificador* es la de determinar el punto de V que represente, de la mejor manera posible, al conjunto borroso B' . Aunque tiene cierto parecido con el valor medio de una variable aleatoria, puesto que B' se puede construir de diversas formas, existe un número de posibles elecciones para determinar este punto.

Para poder realizar la elección del esquema de defuzzificación pueden considerarse los tres criterios siguientes:

- **Verosimilitud:** El punto z^* representa a B' , desde un punto de vista intuitivo. Es decir, puede estar situado en el medio del soporte de B' , aproximadamente, o tener un elevado grado de pertenencia en B' .



- **Simplicidad de cálculo:** Criterio particularmente importante, puesto que los controladores borrosos operan en tiempo real.
- **Continuidad:** Por el que un pequeño cambio en B' no debe producir un gran cambio en z^* .

A continuación se presentan tres defuzzificadores (**Figura 3.7**), en el supuesto de que el conjunto borroso B' es la unión o la intersección de m conjuntos borrosos individuales.

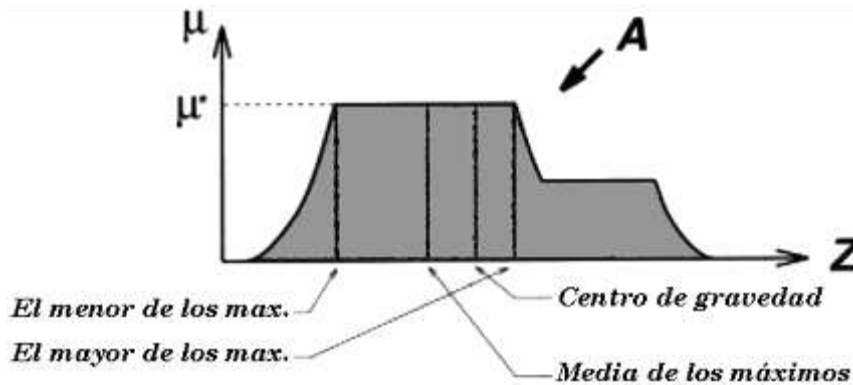


Figura 3.7. Varios defuzzificadores para obtener una salida numérica.

3.11.1. Defuzzificador Centro de Gravedad

Especifica z^* como el centro del área comprendida por la función de pertenencia de B' , es decir:

$$z^* = \frac{\int_V z \cdot \mu_{B'}(z) \cdot dz}{\int_V \mu_{B'}(z) \cdot dz} \quad (3.79)$$

(en este caso si se considera la integral clásica).

Si se considera $\mu_{B'}(z)$ como una función de densidad de probabilidad de una variable aleatoria, entonces este defuzzificador proporciona el valor medio de la variable.

En determinadas ocasiones, es deseable eliminar los valores de pertenencia de $z \in V$ en B' que sean demasiado pequeños; para ello se utiliza el defuzzificador denominado **centro de gravedad clasificado**, que expresa el valor de z^* como:

$$z^* = \frac{\int_{V_\alpha} z \cdot \mu_{B'}(z) \cdot dz}{\int_{V_\alpha} \mu_{B'}(z) \cdot dz} \quad (3.80)$$

donde V_α se define como:



$$V_\alpha = \{ z \in V \mid \mu_{B'}(z) \geq \alpha \} \quad (3.81)$$

siendo $\alpha = \text{constante}$.

La ventaja de este *defuzzificador* radica en su verosimilitud intuitiva, con el inconveniente de que su proceso de cálculo es elevado, ya que la función $\mu_{B'}(z)$ es, normalmente, irregular y, en consecuencia, las integraciones de (3.79) y (3.80) son difíciles de resolver.

3.11.2. Defuzzificador Promedio de los Centros

Dado que B' es la unión o la intersección de m conjuntos borrosos, una buena aproximación de (3.79) es calcular la media ponderada de los centros de los m conjuntos borrosos, con pesos iguales a las alturas de los correspondientes conjuntos borrosos. De forma más específica, sea \bar{z}^p el centro del p -ésimo conjunto borroso y sea w_p su altura; el uso del promedio de los centros como *defuzzificador* calcula z^* como:

$$z^* = \frac{\sum_{p=1}^M \bar{z}^p \cdot w_p}{\sum_{p=1}^M w_p} \quad (3.82)$$

Este *defuzzificador* es el más utilizado tanto en los sistemas borrosos como en el control borroso, ya que es computacionalmente sencillo e intuitivamente verosímil. Al producirse pequeños cambios en \bar{z}^p y en w_p se producen pequeños cambios también en z^* .

3.11.3. Defuzzificador Máximo

Conceptualmente, este *defuzzificador* selecciona el punto $z^* \in V$ en el que $\mu_{B'}(z)$ alcanza su valor máximo. Para poder efectuar la selección se define el conjunto:

$$\text{Altura}(B') = \left\{ z \in V \mid \mu_{B'}(z) = \sup_{z \in V} \mu_{B'}(z) \right\} \quad (3.83)$$

Por tanto, $\text{Altura}(B')$ se define como el conjunto de todos los puntos de V en el que $\mu_{B'}(z)$ alcanza su máximo valor, siendo z^* un elemento cualquiera en $\text{Altura}(B')$. En el caso en que $\text{Altura}(B')$ contuviese un sólo punto, z^* estaría inequívocamente definido. En caso contrario, si contuviese más de un punto, se puede elegir cualquier valor de z^* o bien utilizar cualquiera de las opciones siguientes:



- El **menor de los máximos**, por el que se obtiene:

$$z^* = \inf \{ z \in \text{Altura}(B') \} \quad (3.84)$$

- El **mayor de los máximos** por el que se obtiene:

$$z^* = \sup \{ z \in \text{Altura}(B') \} \quad (3.85)$$

y

- La **media de los máximos** que se define como:

$$z^* = \frac{\int_{\text{Altura}(B')} z \cdot dz}{\int_{\text{Altura}(B')} dz} \quad (3.86)$$

siendo $\int_{\text{Altura}(B')}$ la integración clásica para la parte continua de $\text{Altura}(B')$ y el sumatorio para la parte discreta de $\text{Altura}(B')$. Cabe pensar que la media de los máximos puede dar resultados que son contradictorios con la intuición del valor de pertenencia del máximo.

Los *defuzzificadores* máximos son intuitivamente verosímiles y computacionalmente sencillos, pero para pequeños cambios en B' , se pueden producir grandes cambios en z^* .

3.12. Sistemas de Inferencia Borrosos xxx

Un **sistema de inferencia borroso** es una estructura de cálculo basada en los conceptos de la teoría de los conjuntos borrosos, las reglas borrosas y el razonamiento borroso. Su aplicación se extiende a una gran variedad de campos, como el control automático, la clasificación de información, el análisis de la decisión, los sistemas expertos, la predicción de series temporales, la robótica y el reconocimiento de patrones [12] y [22].

La estructura básica del sistema de inferencia borroso está formada por tres componentes conceptuales, la base de reglas, la base de datos y un mecanismo de razonamiento.

- La **base de reglas** contiene una selección de las reglas borrosas
- La **base de datos** define las funciones de pertenencia utilizadas en las reglas borrosas
- El **mecanismo de razonamiento** realiza el procedimiento de inferencia sobre las reglas para obtener una salida o una conclusión razonable [23].



Un sistema de inferencia borroso puede utilizar entradas borrosas o numéricas (conjuntos borrosos singulares), pero las salidas son, casi siempre, conjuntos borrosos que, mediante un método de *defuzzificación*, se transforman en un valor numérico que representa, de una forma óptima, al conjunto borroso. En la **Figura 3.8** se muestra un conjunto de inferencia borroso donde la línea discontinua indica el sistema de inferencia borroso básico con una salida borrosa.

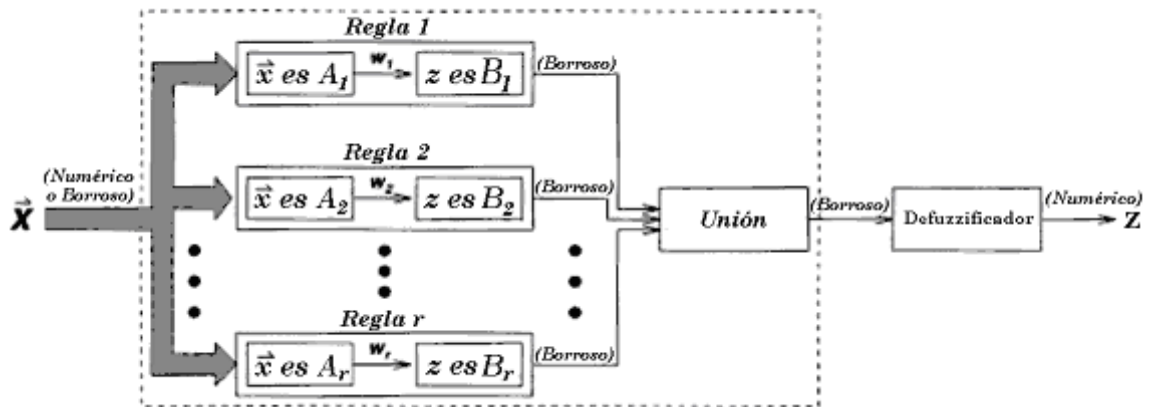


Figura 3.8. Diagrama de bloques de un sistema de inferencia borroso.

3.12.1. Tipos de Sistemas de Inferencia Borrosos

A continuación se presentan los tres tipos de sistemas de inferencia borrosos de mayor uso. Las diferencias entre ellos radican en los consecuentes de sus reglas borrosas y, por tanto, en sus procedimientos de unión y de *defuzzificación*.

3.12.1.1. Modelo borroso de Mamdani

El sistema de inferencia borroso de Mamdani [18] fue propuesto como un primer intento para controlar la combinación entre una caldera y una máquina de vapor mediante un conjunto de reglas de control lingüísticas obtenidas de los operadores de planta [3]. La **Figura 3.9** representa un sistema de este tipo con dos reglas, del que se obtiene una salida global z , estando sujeto a dos entradas numéricas x_1 y x_2 .

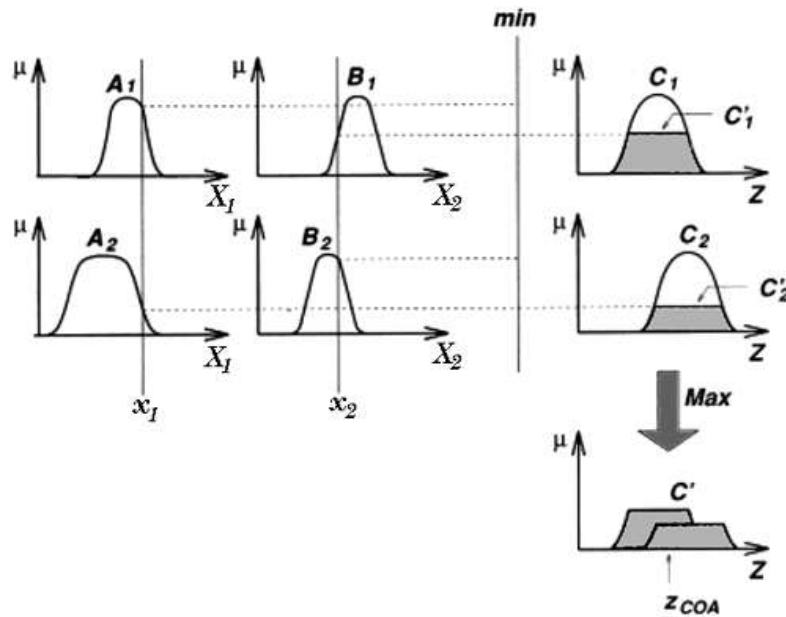


Figura 3.9. Sistema de inferencia borroso de Mamdani utilizando el *mín* y el *max* como operadores T-norma y T-conorma, respectivamente.

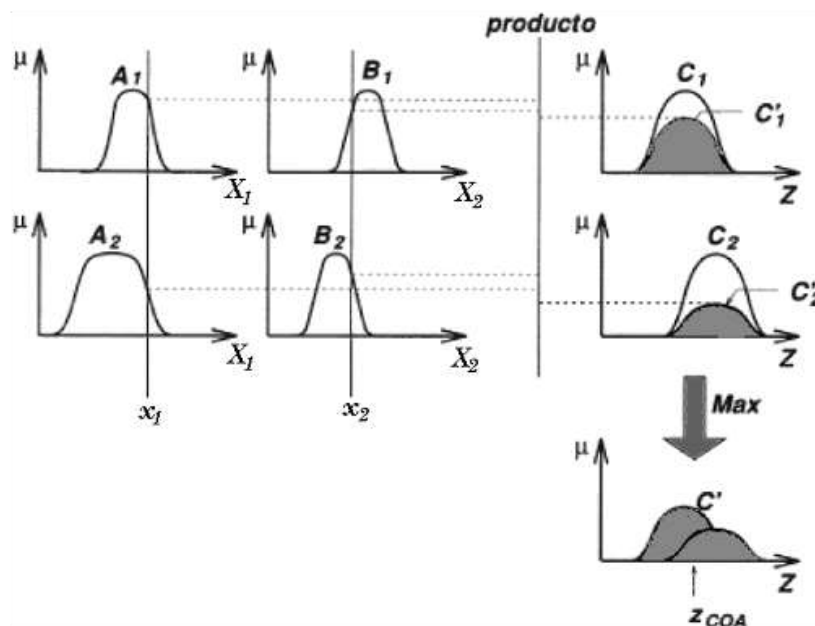


Figura 3.10. Sistema de inferencia borroso de Mamdani utilizando el producto y el *max* como operadores T-norma y T-conorma, respectivamente.

En la **Figura 3.10** se presenta este mismo caso, utilizando el máximo y el producto algebraico como operadores T-norma y T-conorma, respectivamente, y la composición max-producto, en vez de la original max-min, donde la salida inferida de cada regla es un conjunto borroso escalado por sus pesos a través del producto algebraico. Utilizando diferentes operadores T-norma y T-conorma se pueden conseguir otras variaciones.



3.12.1.1.1. Variantes al modelo borroso de Mamdani

Los ejemplos presentados se ajustan al razonamiento borroso definido con anterioridad. Sin embargo, en consideración a la eficacia de cálculo, un sistema de inferencia borroso, en la práctica, puede tener un mecanismo de razonamiento que no siga estrictamente la definición de la regla de inferencia de composición. De ahí que, para especificar completamente la operación de un sistema de inferencia borroso de Mamdani, se necesite asignar una función para cada uno de los siguientes operadores:

- **Operador “y”** (normalmente una T-norma) para calcular el peso de una regla con el antecedente formado con el conector “y”.
- **Operador “o”** (normalmente una T-conorma) para calcular el peso de una regla con el antecedente formado con el conector “o”.
- **Operador implicación** (normalmente una T-norma) para calcular las funciones de pertenencia cuyos consecuentes están basados en los pesos.
- **Operador unión** (normalmente una T-conorma) para unir las funciones de pertenencia de consecuentes que generan la función de pertenencia global de salida.
- **Operador defuzzificación** para transformar una función de pertenencia de salida en un valor numérico de salida.

Un ejemplo de todo esto sería utilizar el producto para el operador implicación y la suma para el operador unión. Una ventaja de esta **composición suma-producto** es que la salida numérica final obtenida del *defuzzificador* centro de gravedad es igual a la media ponderada de los centros de las funciones de pertenencia de las consecuencias, donde el factor de ponderación para cada regla es igual a su peso multiplicado por el área de la función de pertenencia de la consecuencia. Utilizando esta composición, el cálculo resulta más efectivo, si se puede obtener el área y el centroide de cada función de pertenencia del consecuente con antelación.

3.12.1.2. Modelo borroso de Sugeno

El modelo borroso de Sugeno (también conocido como el modelo borroso de TSK) fue propuesto por Takagi, Sugeno y Kang [24] y [25], en un esfuerzo por desarrollar una aproximación sistemática que generase reglas borrosas de un conjunto de datos de



entrada/salida dado. Una regla borrosa típica de un modelo borroso de Sugeno tiene la forma siguiente:

$$\text{SI } x_1 \text{ es } A \text{ y } x_2 \text{ es } B \text{ ENTONCES } z = f(x_1, x_2) \quad (3.87)$$

donde, A y B son conjuntos borrosos en el antecedente y $z = f(x_1, x_2)$ es una función numérica en el consecuente. Normalmente, $f(x_1, x_2)$ es una función polinomial de las variables de entrada, aunque puede ser cualquier función que describa de forma apropiada la salida del modelo dentro de la región borrosa especificada por el antecedente de la regla. Cuando $f(x_1, x_2)$ es un polinomio de primer orden, el sistema de inferencia borroso resultante se denomina **modelo borroso de Sugeno de primer orden**.

Cuando f es una constante, se denomina **modelo borroso de Sugeno de orden cero**, que puede verse como un caso particular del sistema de inferencia borroso de Mamdani, en el que cada consecuente de una regla se especifica mediante una función de pertenencia de una función escalón centrada en la constante. Además, el modelo borroso de Sugeno de orden cero es, funcionalmente, equivalente a la red de funciones básicas radiales bajo unas restricciones menores [26].

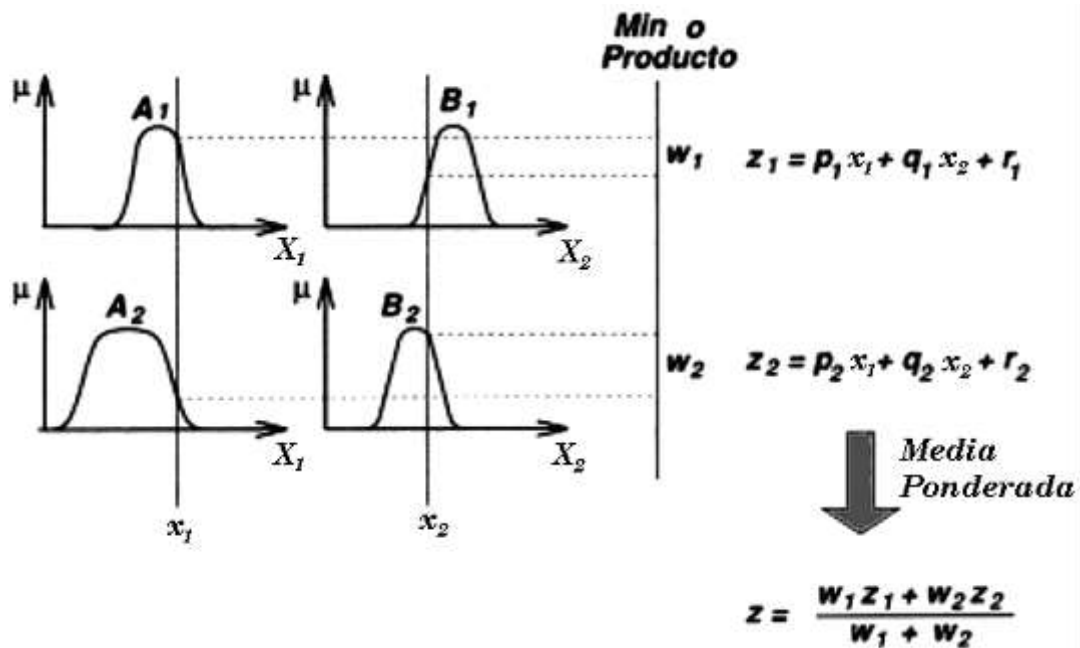


Figura 3.11. Modelo borroso de Sugeno.

La **Figura 3.11** muestra el procedimiento de razonamiento borroso para un modelo borroso de Sugeno de primer orden. Puesto que cada regla tiene una salida numérica, la salida global se obtiene mediante la media ponderada, evitando así el tiempo que se invierte en la *defuzzificación* en el modelo de Mamdani [27]. En la práctica, el operador media ponderada



se suele sustituir en ocasiones, por el operador suma ponderada ($z = w_1 \cdot z_1 + w_2 \cdot z_2$) para reducir el cálculo, en especial durante el entrenamiento de un sistema. Sin embargo, esta simplificación puede llevar a una pérdida del significado lingüístico de las funciones de pertenencia a no ser que la suma de los pesos ($\sum_i w_i$) esté próxima a la unidad.

Al desaparecer la operación de *defuzzificación*, que es matemáticamente intratable y consume mucho tiempo, el modelo borroso de Sugeno es el más apropiado para modelar sistemas borrosos basados en datos de muestreos.

3.12.1.3. Modelo borroso de Tsukamoto

En los modelos borrosos de Tsukamoto, el consecuente de cada regla borrosa se representa mediante un conjunto borroso con una función de pertenencia monótona (**Figura 3.12**). Como resultado, la salida que se deduce de cada regla se define como un valor numérico inducido por los pesos de estas reglas.

Puesto que cada regla infiere una salida numérica, el modelo de Tsukamoto une cada salida de las reglas mediante el método de la media ponderada, evitando así el consumo de tiempo del proceso de *defuzzificación*. Sin embargo, este modelo no es utilizado con frecuencia ya que no es tan transparente como los modelos anteriores. Tampoco sigue, estrictamente, la regla de inferencia de composición y, por tanto, la salida es siempre numérica aun cuando las entradas sean borrosas.

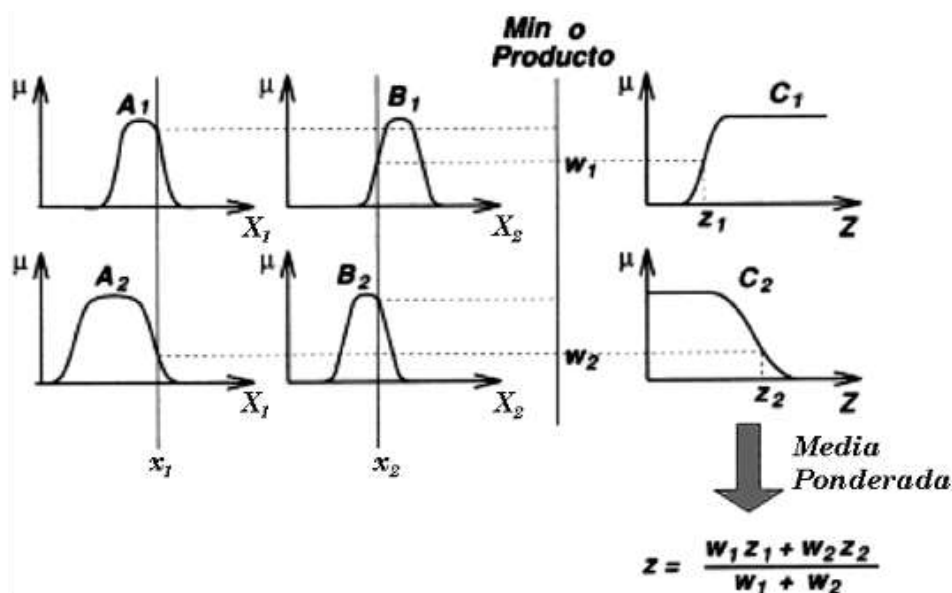


Figura 3.12. Modelo borroso de Tsukamoto.



Bibliografía:

- [1] Zadeh, L. A., 1965. *Fuzzy Sets*. Informat. Control, 8, 338-353.
- [2] Zadeh, L. A., 1973. *Outline of a New Approach to the Analysis of Complex Systems and Decision Processes*. IEEE Trans. on Systems, Man, and Cybern, 1, 28-44.
- [3] Mamdani, E. H., 1974. *Applications of Fuzzy Algorithms for Simple Dynamic Plant*. Proc. IEEE, 121(12), 1585-1588.
- [4] Mendel, J. M., 1995. *Fuzzy Logic Systems for Engineering: A Tutorial*. Proceedings of IEEE, 83(3), 345-377.
- [5] Hagan, M. T., Beale, M. y Demuth, H. B., 1996. *Neural Network Design*. PWS Publishing Company, Boston.
- [6] *Application of Artificial Neural Network Systems in the Steel Industry* ECSC Workshop (Proceedings). Brussels, 22 and 23 January 1998. Technical Steel Research. European Commission. Editado por R. Tomellini.
- [7] Bishop, C. M., 1995. *Neural Networks for Pattern Recognition*. Clarendon Press, Oxford.
- [8] Zadeh, L. A. (1988): *Fuzzy Logic*. Computer, 1 (4), 83-93.
- [9] Dubois, D. y Prade, H., 1980. *Fuzzy Sets and Systems: Theory and Applications*. Ed. Academic Press, Nueva York.
- [10] Trillas, E., 1980. *Conjuntos Borrosos*. Ed. Vicens-Vives, Barcelona.
- [11] Trillas, E. y Gutiérrez Ríos, J., 1992. *Aplicaciones de la Lógica Borrosa*. Ed. Consejo Superior de Investigaciones Científicas, Madrid.
- [12] Jang, J. S. R., Sun, C. T. y Mizutani, E., 1997. *Neuro-Fuzzy and Soft Computing: A Computational Approach to Learning and Machine Intelligence*. Ed. Prentice-Hall, Inc., Nueva Jersey.
- [13] Zadeh, L. A., 1975. *The Concept of a Linguistic Variable and its Applications to Approximate Reasoning: I*. Information Sciences, 8, 199-249.
- [14] Zadeh, L. A., 1975. *The Concept of a Linguistic Variable and its Applications to Approximate Reasoning: II*. Information Sciences, 8, 301-357.
- [15] Zadeh, L. A., 1975. *The Concept of a Linguistic Variable and its Applications to Approximate Reasoning: III*. Information Sciences, 9, 43-80.
- [16] Yan, J., Ryan, M. y Power, J., 1994. *Using Fuzzy Logic*. Ed. Prentice-Hall International, Nueva Jersey.



- [17] Zadeh, L. A., 1971. "Toward a Theory of fuzzy Systems" in *Aspects of Network and System Theory*. Editoriales R. E. Kalman and N. DeClaris, New York: Rinehart and Winston.
- [18] Mamdani, E. H. y Assilian, S., 1975. *An Experiment in Linguistic Synthesis with a Fuzzy Logic Controller*. Int. J. Man. Mach. Studies, 7 (1), 1-13.
- [19] Zadeh, L. A., 1979. *A Theory of Approximating Reasoning*. Editores Hayes, J. E., Michie, D., Mikulich, L. I. Machine Intelligence, 9. New York: Elsevier, 149-194.
- [20] Garrido, M., 1991. *Lógica Simbólica*. Editorial Tecnos, S. A. 2ª edición, Madrid.
- [21] Wang, L., 1997. *A Course in Fuzzy Systems and Control*. Prentice-Hall International, Inc, Englewood Cliffs, Nueva Jersey.
- [22] Bezdek, J. C. y Pal, Sankar K., 1992. *Fuzzy Models for Pattern Recognition*. IEEE Press, Nueva York.
- [23] Wang, L., 1994. *Adaptive Fuzzy System and Control. Design and Stability Analysis*. Prentice-Hall, Inc., Nueva Jersey.
- [24] Barea, R., Mochón, J., Cores, A. y Martín-Duarte, R., 2006. *Fuzzy control of Micum strength for iron ore sinter*. ISIJ International, 46(5), 687-693.
- [25] Takagi, T. y Sugeno, M., 1985. *Fuzzy Identification of Systems and tis Applications to Modeling and Control*. IEEE Transactions on Systems, Man, and Cybernetics, 15, 116-132.
- [26] Sugeno, M. y Nishida, M., 1985. *Fuzzy Control of Model Car*. Fuzzy Sets and Systems, 16, 103-113.
- [27] Takagi, T. y Sugeno, M., 1983. *Derivation of Fuzzy Control Rules from human Operator's Control Actions*. Proceedings IFAC Symposium on Fuzzy Information, Knowledge Representation and Decision Analysis, 55-60.



4. Aplicaciones al Cálculo de la Reducción de Precios de las Mezclas de Premateriales Siderúrgicos para el Horno

Alto

La optimización de las mezclas de minerales, empleadas en el proceso de sinterización, juega un papel fundamental en la calidad del sínter y en los niveles de producción, puesto que en el proceso de sinterización no sólo tienen una notable influencia las propiedades físicas y químicas de las materias primas sino también su nivel de disponibilidad y su coste. Evidentemente, las exigencias de productividad y calidad del sínter [1] deben siempre estar en función de las necesidades del horno alto [2], [3], que es el que, en definitiva, impone restricciones en sus características, tales como la basicidad¹, reductibilidad [4] o resistencia.

En la operación diaria de planta es necesario aunar ambos requerimientos, es decir, la disponibilidad de las materias primas y las necesidades del horno alto, tratando de conseguir el punto óptimo de prestaciones. Sin embargo, las características del mineral de hierro no siempre se ajustan a valores precisos, pudiendo cambiar para el mismo depósito de mineral e incluso para la misma carga. En otras palabras, se debe plantear la posibilidad de poder modificar las exigencias de calidad de los minerales empleados, siempre dentro de unos límites, sin afectar las prestaciones del horno alto. Estas consideraciones hacen que el problema de la mezcla de minerales para la producción de sínter se pueda definir como un problema de optimización en el que tanto el óptimo como las restricciones pueden ser cantidades borrosas.

4.1. Objetivos del Estudio

Como se ha venido apuntando reiteradamente, el objetivo último de esta tesis es la obtención de una mezcla de mineral de hierro en el proceso de sinterización lo más barata posible, sin detrimento de la calidad exigida al mismo, ya que los operadores del horno alto esperan utilizar sínter con unas propiedades homogéneas y regulares, de manera que estas

¹ (CaO/SiO₂), TBN = la cantidad de ácido, expresada en mgKOM, necesaria para neutralizar los componentes básicos fuertes presentes en 1 g. de producto



propiedades, respecto a sus características físicas y químicas, estén dentro de unos límites establecidos, necesarios para asegurar la regularidad operativa del horno alto.

Hay que tener en cuenta que las mezclas utilizadas para la sinterización incluyen, además, varios subproductos de hierro y otros residuos que se obtienen en los diferentes procesos dentro de los trabajos del acero. En función de su origen, estas materias no siempre se generan de una forma regular, sin embargo, el total producido se debe consumir en el proceso de sinterización, tanto por una cuestión de ahorro económico como por la obligación medioambiental de reciclar los residuos.

Por tanto, las propiedades químicas y mecánicas junto con el consumo de subproductos y residuos deben considerarse como parte de las restricciones impuestas para la optimización del precio de la mezcla de mineral de hierro. Puesto que no existe, en todos los casos, una relación lineal entre las propiedades del mineral de hierro y las propiedades del sinter, el problema, para su resolución, se debe considerar como un problema de optimización no lineal.

4.2. Antecedentes

Durante los últimos tiempos se ha hecho un gran esfuerzo para comprender mejor el proceso de sinterización, por diferentes razones, entre las que podríamos mencionar:

- Para la obtención de una calidad homogénea y regular del sinter, con el fin de satisfacer algunos de los estándares industriales predefinidos (muy conveniente para asegurar que las prestaciones del horno alto sean regulares y sin altibajos). [1], [5]
- Para la reducción de los costes de sinterización, mediante un mejor aprovechamiento de las materias primas y de la energía.
- Para el control del impacto medioambiental del proceso de sinterización, reduciendo la emisión de contaminantes.

Puesto que en la actualidad, la disponibilidad de minerales hay que considerarla dentro de un mercado global en el que, en este sentido, es preciso conocer de antemano las necesidades de las acerías para tratar de buscar qué proveedor de mineral es el más conveniente en cada caso, con el objeto de conseguir la mejor relación calidad/precio. Por



tanto, bajo esa perspectiva, una mejora en la calidad y precio del sinter puede ser considerada como una optimización del problema.

En este sentido, las técnicas de optimización tienen como objetivo poder encontrar un conjunto de parámetros de diseño que, en algunos casos, pueda definirse como óptimo. De una forma más simplificada, puede considerarse como la maximización o minimización de algunas características del sistema. O, de forma más avanzada, la función objetivo², que debe ser maximizada o minimizada, puede estar sujeta a condiciones del tipo de igualdad, desigualdad y/o limitaciones paramétricas.

Para que una solución a este problema sea considerada como eficaz, ésta no debe depender solamente de la medida del mismo, en términos de número de condiciones y variables definidas, sino también de características de la función objetivo y de sus condiciones. Para el caso que nos ocupa, el problema de optimización a abordar debe ser considerado como un problema de programación no lineal, ya que algunas de las condiciones impuestas son no lineales. Una solución a un problema de programación no lineal requiere, generalmente, un proceso iterativo con el fin de establecer una dirección de búsqueda para cada iteración, pudiendo resolverse mediante la solución de un subproblema asociado no condicionado.

Ésta ha sido la aproximación al problema que se ha seguido en esta tesis, es decir, definir la minimización del precio de las mezclas de mineral de hierro, apropiado para un proceso de sinterización, como un problema de programación no lineal y resolverlo empleando una herramienta de optimización.

4.3. Planteamiento y Resolución del Problema

En primer lugar, se recopilaron datos de una planta de sinter durante un periodo de varios meses utilizando, además, la base de datos históricos de la planta, con contenidos de información que se habían acumulado durante seis años. Para la investigación de las relaciones que puedan existir entre las propiedades de los minerales utilizados y las del sinter resultante se han empleado ambas bases de datos, junto con la caracterización de la influencia que ejercen los principales parámetros del proceso de sinterización, tales como la

² Aquella que se desea optimizar. En el caso de la Programación Lineal, se trata de optimizar una función lineal en un conjunto definido por unas restricciones dadas por inecuaciones lineales



velocidad de la banda de sinterización, la altura del lecho del tren de sinterización o la temperatura de ignición del horno.

El empleo de estas informaciones ha facilitado la obtención de una herramienta de optimización, mediante la cual, partiendo del análisis químico del mineral, la disponibilidad del mismo en el parque de minerales y los principales parámetros de sinterización, se puede estar en condiciones de obtener la composición de la mezcla de mineral que, teniendo el mínimo precio, conserva las propiedades del sinter que lo hacen apropiado para su utilización en el horno alto, de acuerdo a las especificaciones sobre la calidad que se requiera para el hierro obtenido.

A lo largo del estudio se han estimado, entre otros, los índices RDI^3 [2] y $Tumbler^4$ [6], empleando un sistema de inferencia borrosa y analizando, mediante un proceso complejo, hasta qué punto dependen de las propiedades del hierro y de los parámetros del proceso. Se ha desarrollado, así mismo, una aplicación en C++ que recoge el trabajo realizado y que proporciona a los operadores de planta una herramienta de apoyo, que les permite obtener la mezcla de mineral más apropiada en cada caso, de acuerdo a los parámetros definidos.

4.3.1. Método Desarrollado

En la resolución de este trabajo, se ha hecho un uso sistemático de herramientas estadísticas para poder analizar la colección de datos históricos, incluyendo correlación lineal y correlación parcial, aplicada a los datos, y sistemas borrosos, clustering basado en sistemas de Sugeno [7], [8] de inferencia borrosa, para establecer relaciones entre las variables disponibles.

Una de las principales relaciones establecidas ha sido entre el mineral de hierro y el sinter, mediante el desarrollo de un algoritmo de optimización no lineal, basado en métodos de descenso de paso (*step-descent*), cuyo objetivo específico, en este proceso de optimización, ha sido obtener una mezcla de mineral con un mínimo precio por tonelada,

³ RDI (Índice de Reducción-Degradación) = índice de la degradación producida durante la reducción.

⁴ Representa el valor del sinter a la temperatura del recipiente e indica el comportamiento del sinter a la desintegración durante su manejo (se ha encontrado que se ve afectado por la magnesia - MgO).



aplicando las restricciones relacionadas con las condiciones de cumplimiento impuestas por las propiedades del sinter y un uso razonable del mineral de hierro y subproductos.

4.3.2. Generación de las Bases de Datos

Como quedó dicho anteriormente, en las primeras etapas del trabajo se recogieron los datos procedentes de la planta de sinter de la acería española con la que se ha trabajado (ArcelorMittal España). En primer lugar se trató de establecer qué parámetros tenían una influencia real en la calidad del sinter y cuáles no, para lo cual se recogieron dos tipos de conjuntos de datos:

- El primer conjunto cubría un periodo de seis años y un total de 216 muestras o estibas⁵, representando cada dato la media por valor de la muestra o estiba de la variable. En la **Tabla 4.1** se relacionan todos los datos requeridos.
- El segundo conjunto, formado por los datos recogidos durante los primeros diez meses del trabajo y un total de 35 muestras o estibas de mineral. Los datos no se pusieron, como en el caso anterior, como media por valor de muestra o estiba, sino en función de la razón en que cada variable fue recogida o calculada.

Con el fin de establecer relaciones lo más correctas posible entre el mineral de hierro y las propiedades químicas de la mezcla, ArcelorMittal España proporcionó, a su vez, los resultados de los análisis químicos estándar efectuados en las materias primas empleadas; además facilitó la distribución del tamaño de las partículas (ver **Tablas 4.2** y **Tabla 4.3**).

Tabla 4.1. Variables recogidas del conjunto de datos históricos

Nº orden (Id.variable)	Elemento	Unidades	Notas
1	Número de muestra o estiba	-	Lechos de homogeneización
	Fecha inicial	-	01/mmm/2000
	Fecha final	-	17/mmm/2000
	Composición del mineral		
2	Andaluza	%	Mineral de Hierro
3	Finos de Avilés	%	Mineral de Hierro
4	Presur	%	Mineral de Hierro

⁵ Se entiende por estiba una muestra de volumen considerable, entre 15 y 20.000 t
Mateo Ramón Martín Duarte



Nº orden (Id.variable)	Elemento	Unidades	Notas
5	Robe River	%	Mineral de Hierro
6	Carajas	%	Mineral de Hierro
7	Samitri	%	Mineral de Hierro
8	Itabira	%	Mineral de Hierro
9	Yandi BHP	%	Mineral de Hierro
10	Hamersley	%	Mineral de Hierro
11	MBR	%	Mineral de Hierro
12	Silicioso de India	%	Mineral de Hierro
13	Silicioso de Río Doce	%	Mineral de Hierro
14	San Isidro	%	Mineral de Hierro
15	Snim XF	%	Mineral de Hierro
16	Tazadit TXF	%	Mineral de Hierro
17-26	Productos derivados de los trabajos de acería	%	Hasta 10 tipos diferentes
27	Cal	%	Fundente
28	Dunita	%	Eliminación de Alcalinos
	Propiedades de la mezcla de minerales		
29	Humedad	%	Tanto por ciento-peso
30	Pérdidas por calcinación	%	Tanto por ciento-peso
31	Fe	%	Tanto por ciento-peso
32	FeO	%	Tanto por ciento-peso
33	SiO ₂	%	Tanto por ciento-peso
34	Al ₂ O ₃	%	Tanto por ciento-peso
35	CaO	%	Tanto por ciento-peso
36	MgO	%	Tanto por ciento-peso
37	Índice de Basicidad	-	Relación (%CaO/%SiO ₂)
	Distribución por tamaño de la mezcla de mineral		
38	Mayor de (>) 10 mm	%	Tamaño del grano (mm)
39	Entre 10-8 mm	%	Tamaño del grano (mm)



Nº orden (Id.variable)	Elemento	Unidades	Notas
40	Entre 8-6 mm	%	Tamaño del grano (mm)
41	Entre 6-3 mm	%	Tamaño del grano (mm)
42	Entre 3-1 mm	%	Tamaño del grano (mm)
43	Entre 1-0.5 mm	%	Tamaño del grano (mm)
44	Entre 0.5-0.25 mm	%	Tamaño del grano (mm)
45	Entre 0.25-0.125 mm	%	Tamaño del grano (mm)
46	Menor de (<) 0.125 mm	%	Tamaño del grano (mm)
47	Tamaño medio	mm	D (50%)
	Ignición del Horno		
48	Flujo de gas	Nm ³ /h	Gases de Combustión
49	Flujo de aire	Nm ³ /h	Aire Secundario
50	Temperatura del aire	°C	Grados Centígrados
51	Temperatura de la campana del horno	°C	Grados Centígrados
52	Altura del lecho a sintetizar	mm	Dato del Proceso
53	Velocidad de avance de la banda	m/min	Dato del Proceso
54	Propagación del frente de llama	m/min	Estimado
55	Depresión total	mmH ₂ O	Caída-presión del lecho
56	Depresión de la ventana 4	mmH ₂ O	En la Caja de Viento-4
58	Temperatura de la ventana 15	°C	En la Caja de Viento-15
59	Temperatura de la ventana 16	°C	En la Caja de Viento-16
60	Temperatura de la ventana 17	°C	En la Caja de Viento-17
61	Temperatura exhaustiva del gas (de todas las cajas)	°C	Media de toda el gas
	Producción		
63	Producción total	t	Toneladas
65	Producción/24h operación	t	Toneladas
66	Productividad	t/día·m ²	Toneladas/día·m ²
	Mezcla del sinter		
68	Materiales de hierro	kg/t	
69	Flujo en la mezcla de minerales	kg/t	Kilos por tonelada
71	Caliza (alimentada a la máquina de sinterización)	kg/t	Kilos por tonelada



Nº orden (Id.variable)	Elemento	Unidades	Notas
72	Dolomita quemada (calcinada)	kg/t	Kilos por tonelada
73	Cal (Lechada de Cal)	kg/t	Kilos por tonelada
74	Dunita	kg/t	Kilos por tonelada
75	Finos de retorno	kg/t	Kilos por tonelada
76	Coque	kg/t	Kilos por tonelada
77	Coque (seco)	kg/t	Kilos por tonelada
	Composición del Sínter		
81	Fe	%	Tanto por ciento-peso
82	FeO	%	Tanto por ciento-peso
83	SiO ₂	%	Tanto por ciento-peso
84	SiO ₂ (std)	-	Desviación estándar
85	CaO	%	Tanto por ciento-peso
86	CaO (std)	-	Desviación estándar
87	MgO	%	Tanto por ciento-peso
88	MgO (std)	-	Desviación estándar
89	Al ₂ O ₃	%	Tanto por ciento-peso
90	K ₂ O	%	Tanto por ciento-peso
91	Mn	%	Tanto por ciento-peso
92	Índice de Basicidad	%	(%CaO/%SiO ₂) 100
93	Índice de Basicidad (std)	-	Desviación estándar
94	P	%	Tanto por ciento-peso
95	S	%	Tanto por ciento-peso
	Distribución del sinter por tamaño		
96	Mayor de (>) 50 mm	%	Tamaño del grano (mm)
97	Entre 50-30 mm	%	Tamaño del grano (mm)
98	Entre 30-20 mm	%	Tamaño del grano (mm)
99	Entre 20-15 mm	%	Tamaño del grano (mm)
100	Entre 15-10 mm	%	Tamaño del grano (mm)
101	Entre 10-6 mm	%	Tamaño del grano (mm)
102	Entre 6-5 mm	%	Tamaño del grano (mm)
103	Menor de (<) 5 mm	%	Tamaño del grano (mm)



Nº orden (Id.variable)	Elemento	Unidades	Notas
104	Tamaño medio	mm	D(50%)
	Tests		
105	Tumbler (ISO >6.3 mm). Resistencia Mecánica	%	% Mayor de 6.3 mm
106	RDI (<3 mm). Reactividad-Degradación Química.	%	% Menor de 3.0 mm
	Finos de retorno (distribución por tamaño)		
107	Mayor de (>) 6 mm	%	Tamaño del grano (mm)
108	Entre 6-5 mm	%	Tamaño del grano (mm)
109	Entre 5-4 mm	%	Tamaño del grano (mm)
110	Entre 4-3 mm	%	Tamaño del grano (mm)
111	Entre 3-2 mm	%	Tamaño del grano (mm)
112	Menor de (<) 2 mm	%	Tamaño del grano (mm)
	Composición del coque		
113	H ₂ O (media)	%	Tanto por ciento-peso
114	Volátiles	%	Tanto por ciento-peso
115	Cenizas	%	Tanto por ciento-peso
116	Carbón	%	Tanto por ciento-peso
	Distribución del coque por tamaño		
117	Mayor de (>) 3 mm	%	Tamaño del grano (mm)
118	Entre 3-1 mm	%	Tamaño del grano (mm)
119	Entre 1-0.5 mm	%	Tamaño del grano (mm)
120	Entre 0.5-0.15 mm	%	Tamaño del grano (mm)
121	Menor de (<) 0.15 mm	%	Tamaño del grano (mm)



Tabla 4.2. Análisis químico de las materias primas.

ANÁLISIS QUÍMICO DEL MINERAL															FECHA
MATERIAL	H ₂ O	P.C	Fe	FeO	Mn	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	S	Alcalis	Zn	Pb	
Andaluza	13.34	8.94	52.00	2.31	1.76	7.50	0.40	4.50	1.00	0.020	0.015	0.400	0.003	0.002	21/08/2000
Presur	4.00	-1.00	61.50	27.00	0.06	1.00	1.20	8.50	0.45	0.012	0.560	0.188	0.001	0.002	21/08/2000
Carajas	7.80	1.50	66.80	0.31	0.98	0.07	0.06	0.65	0.90	0.036	0.004	0.035	0.005	0.003	18/09/2004
San Isidro	6.00	3.38	66.19		0.02	0.06	0.05	1.30	0.63	0.070	0.026	0.009	0.002	0.002	24/08/2004
Robe River	7.33	9.67	56.75		0.04	0.06	0.12	5.68	2.60	0.032	0.012	0.012	0.008	0.002	24/08/2004
Snim (XF)	2.00	0.84	56.75	5.60	0.03	0.21	0.15	16.50	1.78	0.037	0.005	0.045	0.003	0.003	25/08/2004
Snim TZF	2.00	0.66	63.73	7.73	0.03	0.24	0.08	6.00	1.02	0.025	0.012	0.015	0.002	0.003	04/01/2002
Samitri	5.00	1.44	65.12	1.18	0.10	0.10	0.07	4.35	0.67	0.040	0.006	0.012	0.002	0.001	30/04/2004
Yandi BHP	8.34	8.71	58.64		0.03	0.05	0.07	4.62	1.26	0.031	0.010	0.012	0.002	0.000	14/01/2004
Hamersley	6.82	2.90	63.18	0.24	0.10	0.03	0.08	3.79	2.40	0.073	0.015	0.035	0.002	0.003	10/05/2000
MBR	6.20	0.80	67.80		0.20	0.20	0.10	1.10	0.50	0.033	0.008	0.020	0.002	0.002	10/05/2000
Samitri D (Silicioso)	6.00	1.30	58.50		0.14	0.02	0.06	13.00	1.60	0.045	0.007	0.016	0.001	0.002	04/08/2001
Avilés: Pila C3	5.80	5.93	53.05		0.74	4.30	1.85	9.40	1.46	0.030	0.007	0.124	0.010	0.010	25/08/2004
Itabira	4.12	0.40	66.73		0.20	0.06	0.05	3.30	0.52	0.027	0.004	0.012	0.002	0.001	01/06/2004
Timblo	6.00	3.70	62.80		1.02	0.14	0.07	3.13	1.65	0.048	0.008	0.038	0.002	0.002	20/11/2003
Cribados horno alto (CHA)	1.40	0.20	58.30	4.00	0.65	7.00	1.50	5.30	1.20	0.045	0.016	0.040	0.014	0.050	30/12/2003



Universidad de Oviedo

ANÁLISIS QUÍMICO DEL MINERAL															FECHA
Cascarilla	5.12	-7.70	73.00	50.00	0.49	2.00	0.51	2.50	0.40	0.025	0.050	0.020	0.025	0.250	24/08/2004
Polvo botellón	15.00	34.60	34.00	5.60	0.30	3.95	1.19	6.50	2.50	0.040	0.323	0.260	0.185	0.100	24/08/2004
Finos Sadim Gijón	9.00	8.39	43.75	27.56	0.76	17.00	3.63	5.22	1.30	0.043	0.213	0.130	0.500	0.100	24/08/2004
Auxihec E-1(chararra)	6.80	-7.00	44.00	10.00	2.00	23.00	3.00	9.00	3.00	0.220	0.200	0.075	0.010		24/08/2004
Remel	5.70	-4.00	37.00	10.00	1.70	28.00	6.20	10.65	5.00	0.260	0.279	0.067	0.010		24/08/2004
Remel arrabio	5.97	-13.04	49.68	18.45	0.88	10.41	2.10	24.33	3.36	0.054	0.441	0.250	0.001		24/08/2004
Barreduras	4.50	10.00	60.00	1.60	0.62	1.50	0.30	4.00	1.80	0.045	0.130	0.080	0.018	0.080	24/08/2004
Barred. Chapa	6.63	3.20	66.19		0.02	0.07	0.04	3.00	0.53	0.045	0.030	0.009	0.002	0.002	07/07/2003
Finos Sadim Avilés	10.66	5.88	49.40	17.20	0.62	14.00	3.30	3.50	0.80	0.030	0.140	0.165	1.000	0.150	09/03/2003
Coque húmedo	10.00	87.22	0.63		0.01	0.14	0.11	5.65	3.30	0.012	0.600	0.211	0.001	0.001	22/02/1999
Cal viva	0.00	2.30				96.33	0.73	0.50	0.18		0.028		0.002	0.006	28/08/2004
Dolomía calcinada	0.00	2.67	0.50			62.29	32.84	1.29	0.20		0.010	0.050	0.003	0.003	31/10/2002
Caliza máquina	1.61	43.60				55.17	0.24	0.55	0.40		0.020	0.040	0.001	0.005	24/08/2004
Caliza parva	1.61	43.60				55.17	0.24	0.55	0.40		0.020	0.040	0.001	0.005	24/08/2004
Dunita parva	5.40	8.57	5.79	2.38	0.10	2.18	37.80	40.60	2.30	0.001	0.026	0.165	0.001	0.010	28/08/2004
Barred. Chapa	10.00	2.00	61.50		0.66	5.60	1.17	4.00	0.90	0.034	0.018	0.060	0.010		27/08/2003
Púrpura	13.75	2.20	60.77	0.56	0.11	0.63	0.12	6.62	0.70	0.020	0.600	0.295	0.198	0.336	24/11/1997



ANÁLISIS QUÍMICO DEL MINERAL															FECHA
CVRD Silicioso	5.30	0.88	61.50	0.80	0.11	0.10	0.04	9.58	0.67	0.035	0.007	0.028	0.002	0.003	21/08/2000
India Silicioso	8.44	4.36	54.27	3.00	1.54	0.34	0.01	12.70	2.68	0.003	0.002	0.060	0.020	0.010	24/11/1997
Rio Doce (CVRD)	4.80	1.44	64.82	0.86	0.20	0.27	0.07	4.40	0.75	0.050	0.014	0.020	0.020	0.005	24/11/1997
Linco	5.70	1.72	64.00	2.00	0.20	0.20	0.07	5.43	0.60	0.063	0.020	0.040	0.002	0.001	24/11/1997
Nimba	6.60	1.20	64.49	2.44	0.13	0.33	0.07	5.40	0.69	0.054	0.008	0.031	0.010	0.014	24/11/1997
Mount Wright	1.00	1.54	66.25	2.00	0.04	0.13	0.08	1.44	0.41	0.025	0.005	0.026	0.003	0.005	24/11/1997
Crib. pellets	4.00	1.85	63.30	0.52	0.26	2.21	0.18	3.22	1.58	0.057	0.011	0.021			28/04/2002
Olivino parva	2.13	0.99	5.37		0.07	1.20	48.40	39.21	1.85	0.020	0.006	0.080			24/11/1997
Cuarcita parva	4.50	0.52						95.10				0.010			24/11/1997

**Tabla 4.3.** Distribución del tamaño de las partículas de las materias primas

DISTRIBUCIÓN DEL TAMAÑO DE LAS PARTÍCULAS DE MINERAL												
MATERIAL	>10	10/8	8/6	6/3	3/1	1/.5	.5/.25	.25/.125	<.125	T. M.	FECHA	I.G.
Andaluza	0.81	3.24	3.81	17.23	20.48	15.69	15.61	11.67	10.48	2.04	08/07/2002	15.53
Presur	0.00	0.00	0.00	0.15	1.20	16.56	32.44	30.55	19.10	0.35	08/07/2002	182.13
Carajas	0.30	1.80	3.50	21.60	25.36	10.78	10.94	12.42	11.60	2.07	18/09/2004	12.41
San Isidro	2.73	4.02	3.64	13.20	15.28	10.93	18.93	17.78	13.49	2.01	24/08/2004	33.36
Robe River	3.70	7.50	6.80	20.80	26.10	13.80	11.90	6.60	2.90	3.18	24/08/2004	3.49
Snim XF	1.60	5.40	5.19	19.89	16.08	5.26	5.51	11.27	29.82	2.34	24/08/2004	27.96
Snim TZF	5.00	6.59	4.89	16.99	13.38	5.56	4.80	8.20	34.59	2.61	25/11/2001	29.94
Samitri	0.60	2.00	3.40	21.80	21.40	6.90	10.10	18.30	15.90	2.03	30/04/2004	22.58
Yandi BHP	0.50	4.20	6.80	31.80	26.70	12.00	7.30	4.80	5.90	3.00	04/08/2001	3.71
Hamersley	0.50	1.80	3.00	27.30	25.40	10.50	9.40	9.60	12.50	2.30	08/07/2000	10.63
MBR	0.60	1.75	3.85	24.35	25.65	11.10	8.15	7.25	7.25	2.23	08/07/2000	5.64
Samitri D (Silicioso)	1.00	6.00	8.00	15.00	15.00	6.00	12.00	12.00	21.00	2.31	03/12/2003	31.68
Avilés: Pila C3	14.30	6.10	3.10	20.30	17.70	10.45	10.20	9.90	8.00	3.75	25/08/2004	10.66
Itabira	0.02	1.10	3.91	24.46	25.17	6.72	5.71	8.21	24.71	2.08	01/06/2004	13.89
Timblo	0.00	0.99	7.60	14.41	21.02	12.23	10.12	15.18	18.45	1.86	20/11/2003	22.51
C.H.A.	0.00	0.00	1.00	30.00	40.00	10.00	7.00	4.50	6.00	2.33	27/08/2003	2.46



DISTRIBUCIÓN DEL TAMAÑO DE LAS PARTÍCULAS DE MINERAL												
Cascarilla	2.07	1.43	1.30	10.63	25.57	20.63	15.97	13.80	8.63	1.68	31/10/2002	12.77
Polvo botellón	0.00	0.00	0.02	0.76	1.00	8.69	22.29	38.46	28.78	0.29	31/10/2002	395.57
Finos Sadim Gijón	3.13	3.63	5.19	29.04	21.66	6.63	8.24	9.57	12.81	2.88	31/10/2002	11.38
Auxihec E-1	0.05	0.14	0.76	17.37	34.50	17.21	12.70	12.70	8.32	1.75	31/10/2002	8.49
Remel	6.40	5.40	5.90	22.00	24.90	13.90	8.70	7.00	6.30	3.24	31/10/2002	5.39
Remel arrabio	7.60	8.40	3.70	19.30	23.20	9.80	10.10	8.40	9.20	3.32	08/07/2000	8.66
Barreduras	6.40	3.90	4.20	17.00	24.20	13.10	8.50	7.80	14.90	2.75	31/10/2002	11.34
Barred. Chapa	6.40	3.90	4.20	17.00	24.20	13.10	8.50	7.80	14.90	2.75	31/10/2002	11.34
Finos Sadim Avilés	3.13	3.63	5.19	29.04	21.66	6.63	8.24	9.57	12.81	2.88	31/10/2002	11.38
Coque húmedo										0.00	28/04/1993	
Cal viva	0.0	0.0	0.0	0.0	16.1	24.1	22.8	15.6	21.3	0.63	31/10/2002	41.72
Dolomía calcinada	0.0	0.0	0.0	4.7	19.8	11.4	20.0	22.8	21.4	0.82	31/10/2002	45.91
Caliza máquina	0.00	0.00	0.00	4.04	45.00	16.75	10.44	6.60	17.18	1.27	31/10/2002	8.30
Caliza parva	0.00	0.00	0.00	4.04	45.00	16.75	10.44	6.60	17.18	1.27	31/10/2002	8.30
Dunita parva	0.00	0.00	0.06	6.22	48.11	17.88	8.00	8.56	11.19	1.43	31/10/2002	5.47
Púrpura	0.17	0.07	0.70	11.63	36.61	9.33	7.73	10.03	23.73	1.46	10/07/1995	12.41
CVRD Silicioso	0.52	1.59	3.13	19.03	20.62	8.90	8.84	11.29	26.08	1.83	08/07/2000	24.54



DISTRIBUCIÓN DEL TAMAÑO DE LAS PARTÍCULAS DE MINERAL												
India Silicioso	1.44	2.11	3.17	13.10	16.28	12.91	20.64	16.28	14.06	1.70	30/07/1996	31.95
Rio Doce (CVRD)	2.40	3.40	4.00	17.70	18.40	10.20	14.40	9.40	20.10	2.18	13/06/1992	25.16
Linco	5.05	4.10	3.40	11.60	15.55	12.05	18.75	18.05	11.45	2.20	10/05/1994	29.23
Nimba	4.10	4.40	4.20	13.80	14.90	10.10	15.40	17.40	15.70	2.24	30/11/1994	34.02
Mount Wright	0.00	0.00	0.00	0.00	5.00	19.00	38.00	25.00	13.00	0.44	09/11/1997	91.40
Crib. pellets	0.54	0.24	0.12	6.90	18.80	7.31	7.97	14.96	43.19	0.92	28/04/2001	46.09
Olivino parva	0.0	0.0	0.8	6.60	10.4	12.5	31.6	24.1	14.0	0.83	13/07/1997	69.81
Cuarcita parva	0.00	0.00	0.00	0.30	1.00	5.70	40.00	48.90	4.10	0.32	01/04/1993	383.00



4.3.3 Análisis de los Datos

Después de la recopilación de todos los datos, se procedió al análisis de los mismos, con el fin de encontrar cualquier tipo de información útil que se pudiese extraer. Para ello, primeramente lo que se realizó fue una inspección elemental y un pretratamiento de los mismos, incluyendo la eliminación de aquellos parámetros que se consideraron fuera de rango, por estar muy dispersos o porque no se consideraron significativos.

4.3.3.1. Correlación lineal

Una vez depurados los datos, se procedió a analizarlos con el fin de obtener una correlación simple entre las diferentes variables, empleando para ello el coeficiente de correlación calculado por un procedimiento estándar.

$$r_{xy} = \frac{\sum_N (x_i - \bar{x}) \cdot (y_i - \bar{y})}{\left[\sum_N (x_i - \bar{x})^2 \cdot \sum_N (y_i - \bar{y})^2 \right]^{1/2}} \quad (4.1)$$

Los resultados de esta correlación lineal entre las distintas variables se muestra en la **Figura 4.1**, donde se representan sólo aquellas variables cuyo valor del coeficiente de correlación $> 0,5$. Es necesario, sin embargo, ser extremadamente cautelosos con la valoración de estos resultados puesto que, en muchos casos, la existencia de una correlación entre dos variables no puede considerarse como evidencia de que dicha relación sea consistente entre ellas en todo momento.

Después del estudio realizado con los datos y los resultados obtenidos con los mismos, se relacionan a continuación los más significativos, por lo que el esfuerzo se centra en la correlación entre variables fundamentales de entrada y salida; se indican, así mismo, aquellos casos en los que la existencia de una correlación entre las variables de entrada manifieste la existencia de una colinealidad.

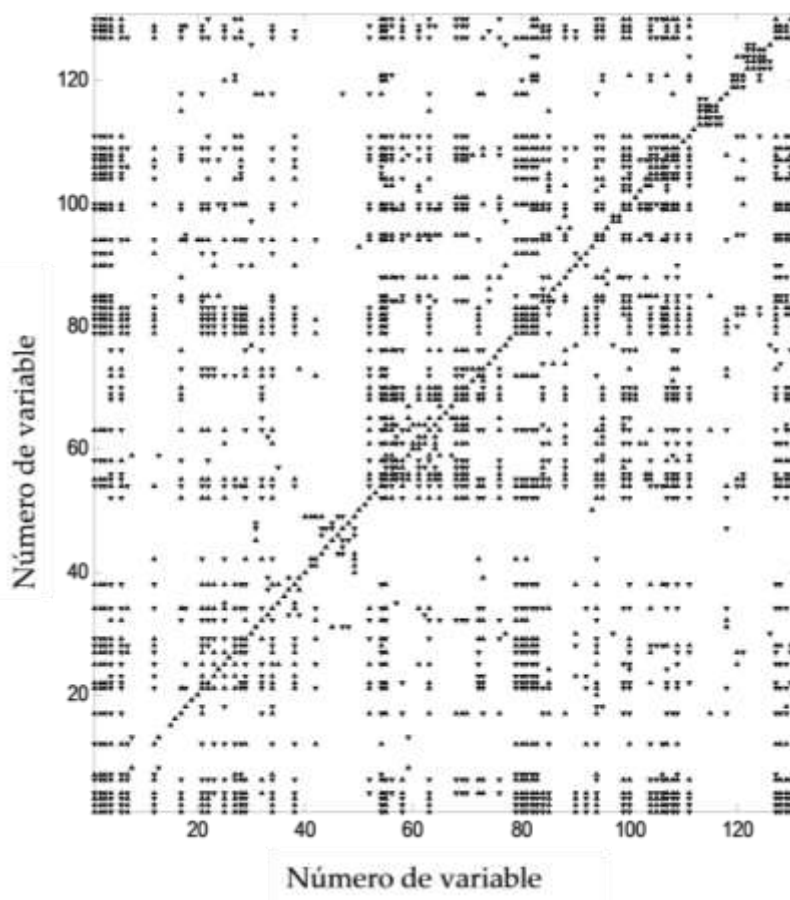


Figura 4.1. Variables con coeficientes de correlación $\geq 0,5$ (triángulo superior) ó $\leq -0,5$ (triángulo inferior).

Composición química del sinter: En lo que respecta a dicha composición, cabe esperar que se obtengan algunos grados de correlación entre la mezcla de minerales y el sinter obtenido; de hecho, la diferente humedad de las mezclas de minerales y una cantidad diferente de pérdidas por calcinación alteran esa correlación.

Así, el coeficiente de correlación entre el contenido de hierro, en las mezclas de dicho mineral, y el sinter está en el entorno de 0,55. Se han obtenido resultados similares para FeO, aunque se sabe que en esta variable se producen grandes alteraciones durante el proceso de sinterización, por lo que no resulta definitivo. De hecho, el contenido en el sinter de FeO presenta también algún grado de correlación negativa con la altura del lecho de la banda de sinter, el coque y la cantidad total de Fe presente en el sinter, y una correlación positiva con la velocidad de la banda de sinter.



En el caso del óxido de calcio no existe una correlación significativa entre la mezcla de mineral y su contenido en el sinter, aunque se ha encontrado una correlación de 0,5 entre el contenido en sinter de CaO y las adiciones de caliza y la cal empleada.

Respecto al óxido de magnesio, su contenido en el sinter existe una correlación aceptable ($\sim 0,55$) con el MgO contenido en las mezclas de mineral y con las adiciones de dunita.

El contenido en sinter de Al_2O_3 está correlacionado con el coque, que proporciona una cantidad apreciable de Al_2O_3 al sinter, y con la cantidad inicial de éste en la mezcla de minerales.

No se ha encontrado correlación alguna para el SiO_2 ; las razones para ello pueden ser que su contenido no ha sufrido una variación significativa durante todo el periodo analizado.

Índice Tumbler (ISO>6,3)[6]: Está correlacionado con un valor positivo con la altura del lecho y con uno negativo con la velocidad de la banda, la temperatura del aire y la adición de cal.

Índice RDI [2]: Está correlacionado con un valor positivo con la altura del lecho y el consumo de coque y, negativamente, con la velocidad de la banda, la adición de cal, el contenido en CaO y de Mn.

4.3.3.2. Correlación parcial

El efecto combinado de las variables de entrada y sus posibles interrelaciones hacía que resultase complicado sacar conclusiones a partir de la correlación simple, obtenida por el método descrito en el párrafo anterior. Por tanto, era preciso obtener una correlación entre dos variables evitando el efecto producido por el resto. Con ese fin se empleó un nuevo coeficiente de correlación como el descrito en la siguiente ecuación:

$$\hat{r}_{x_i x_j, R} = \frac{t_j}{\sqrt{t_j^2 + n - k - 1}} \quad (4.2)$$

donde,



$$t_j = \frac{\hat{b}_j}{\hat{S}_R \sqrt{q_{jj}}} \quad (4.3)$$

\hat{b}_j = coeficiente de la variable x_j en el modelo de regresión lineal de x_i

\hat{S}_R = varianza no esperada con dicho modelo

q_{jj} = elemento diagonal j de la matriz de covarianza.

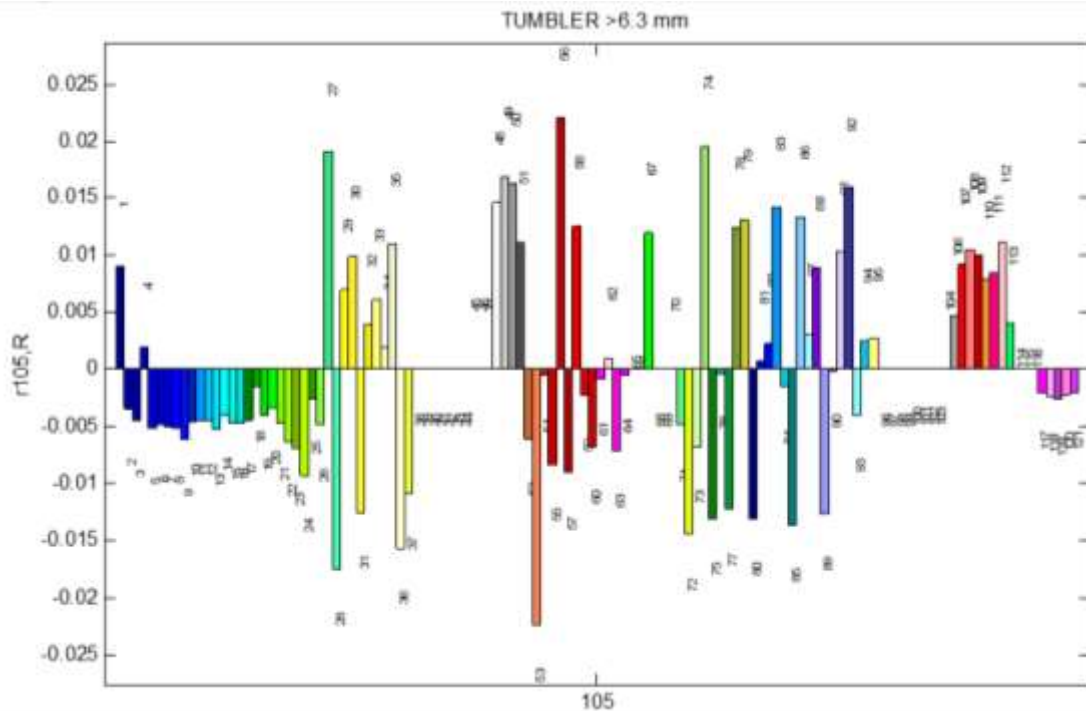


Figura 4.2. Correlación parcial del índice Tumbler (ISO>6.3mm) con el resto de variables

La nueva correlación así obtenida se conoce como correlación parcial y, aunque se estudió para todas las variables, sólo se van a presentar en este trabajo los resultados que afectan directamente a las propiedades del sinter. Como ejemplo de lo que estamos diciendo, la **Figura 4.2** muestra la correlación parcial del índice Tumbler (ISO>6,3) con el resto de cada una de las variables empleadas en el estudio. La **Figura 4.3** muestra la correlación parcial entre el índice RDI y las restantes variables. Hay que hacer notar la fuerte influencia observada entre K_2O y Al_2O_3 (variables 89 y 90).

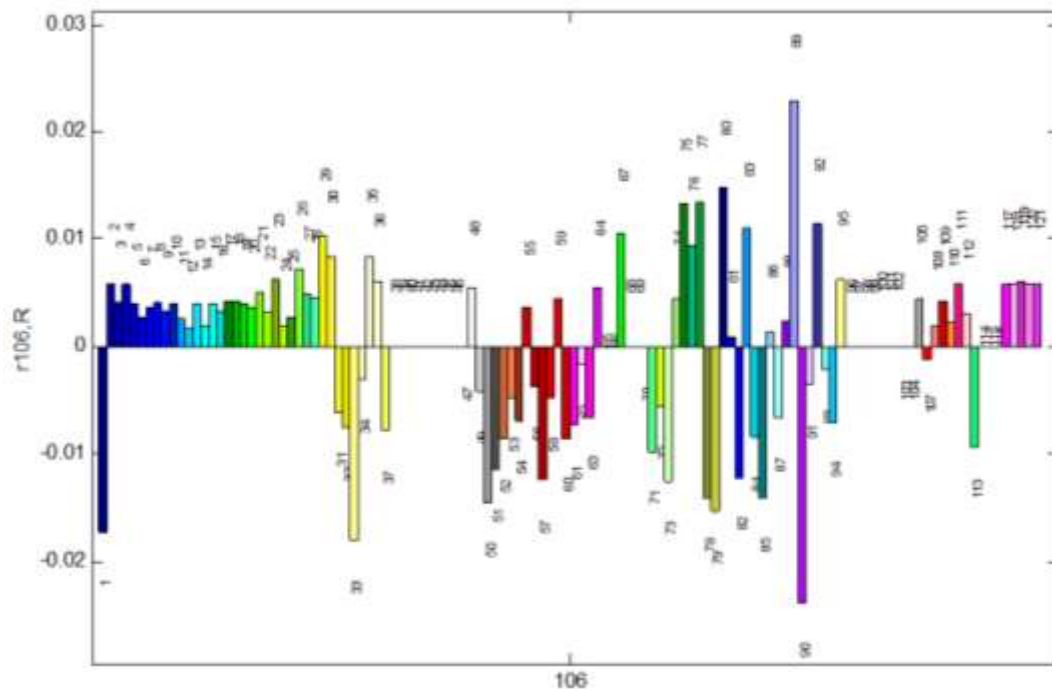


Figura 4.3. Correlación parcial del índice RDI (<3mm) con el resto de las variables

A continuación se relacionan algunas de las correlaciones más significativas del índice Tumbler.

- a. Correlación mediante un valor positivo:
 - a.1. Con las variables 48-51, parámetros de ignición del horno
 - a.2. Con la variable 56, un índice de consumo de gas, también en la ignición del horno
 - a.3. Con la variable 58, temperatura en la caja de viento 15 al final de la banda
 - a.4. Con las variables 78 y 79, que tienen en cuenta el contenido de coque.
- b. Correlación mediante un valor negativo:
 - b.1. Con la variable 31, contenido de Fe en la mezcla
 - b.2. Con la variable 36, contenido de Mg
 - b.3. Con la variable 53, velocidad de la banda



4.3.3.3. Sistemas de Inferencia Borrosos para la estimación de los índices RDI y Tumbler

Tanto el índice RDI [2] como el Tumbler [6] dependen no sólo de las propiedades químicas del mineral de hierro utilizado en el proceso de sinterización, mediante una relación compleja, sino también de la eficacia de la banda de sínter y, como se ha descrito en los párrafos anteriores, se ha podido establecer algún tipo de correlación entre cada uno de estos dos índices y los diferentes parámetros que intervienen, tanto en la mezcla de minerales como en la banda de sínter.

Con el objetivo de poder estimar los valores de esas propiedades del sínter se ha desarrollado un Sistema de Inferencia Borroso (*FIS – Fuzzy Inference System*), empleando un modelo de tipo Sugeno [7], [8], obtenido mediante el algoritmo de “*subtractive clustering*”. Dicho algoritmo permite determinar el modelo del comportamiento de los datos mediante la agrupación de los datos experimentales alrededor de algunos de los valores obtenidos durante el proceso de modelización. Dicho modelo se puede ajustar, a su vez, utilizando el radio del grupo o cluster, que indica el rango de influencia del mismo, y que se especifica previamente. Hay que tener en cuenta que si se define un radio pequeño del cluster en el conjunto de datos se obtienen, lógicamente, muchos pequeños clusters y, a la inversa, cuando se elige un radio grande se obtienen pocos clusters.

4.3.3.3.1. Estimación del índice RDI

Para el análisis de estimación del índice RDI se han seleccionado las variables de entrada de acuerdo con los resultados obtenidos en un estudio previo de la correlación parcial que se había efectuado. Las variables que, como consecuencia del mencionado estudio, se seleccionaron fueron los contenidos de Al_2O_3 (variable 89), K_2O (variable 90), que presentan una fuerte correlación positiva y negativa, respectivamente, y coque en el sínter (variables 76-77), la temperatura del aire (variable 50) y la altura del lecho (variable 52) (ver **Figura 4.3**). Para el diseño del modelo de estimación se ha utilizado una colección de 200 muestras de la base de datos histórica (desde el 23 de Diciembre de 1993 hasta el 20 de Noviembre de 2000), dividida en dos grupos de 100



muestras cada uno, el primero utilizado en el proceso de entrenamiento del sistema de inferencia borroso y el segundo en el de validación. Dado que las medidas del RDI son, normalmente, imprecisas y, en consecuencia, el modelo sólo puede mostrar la tendencias de dicho índice, esto ha dado lugar a que el modelo se desarrollara con un valor del radio del cluster bastante grande, con lo que se han conseguido pocos clusters, fáciles de tratar.

4.3.3.3.2. Estimación del índice Tumbler

El índice Tumbler se ha modelado de una manera muy similar, seleccionando para este caso como variables de entrada los contenidos de SiO_2 (variable 83) y CaO (variable 85) en el sinter, con una gran correlación positiva, el flujo de aire, su temperatura (variables 49 -50) y el contenido de coque (variables 76-77) (ver **Figura 4.2**).

En las **Figuras 4.4(a)** y **(b)** se muestran la comparación entre los datos reales y los resultados obtenidos por el modelo borroso, para los índices RDI y Tumbler, respectivamente, incluyendo los periodos de entrenamiento y validación. Como se puede ver en dichas figuras, los modelos siguen la tendencia general de las variables evitando la modelización del ruido de las señales. Los modelos obtenidos para los dos índices, por tanto, se incluyeron en el proceso de optimización.

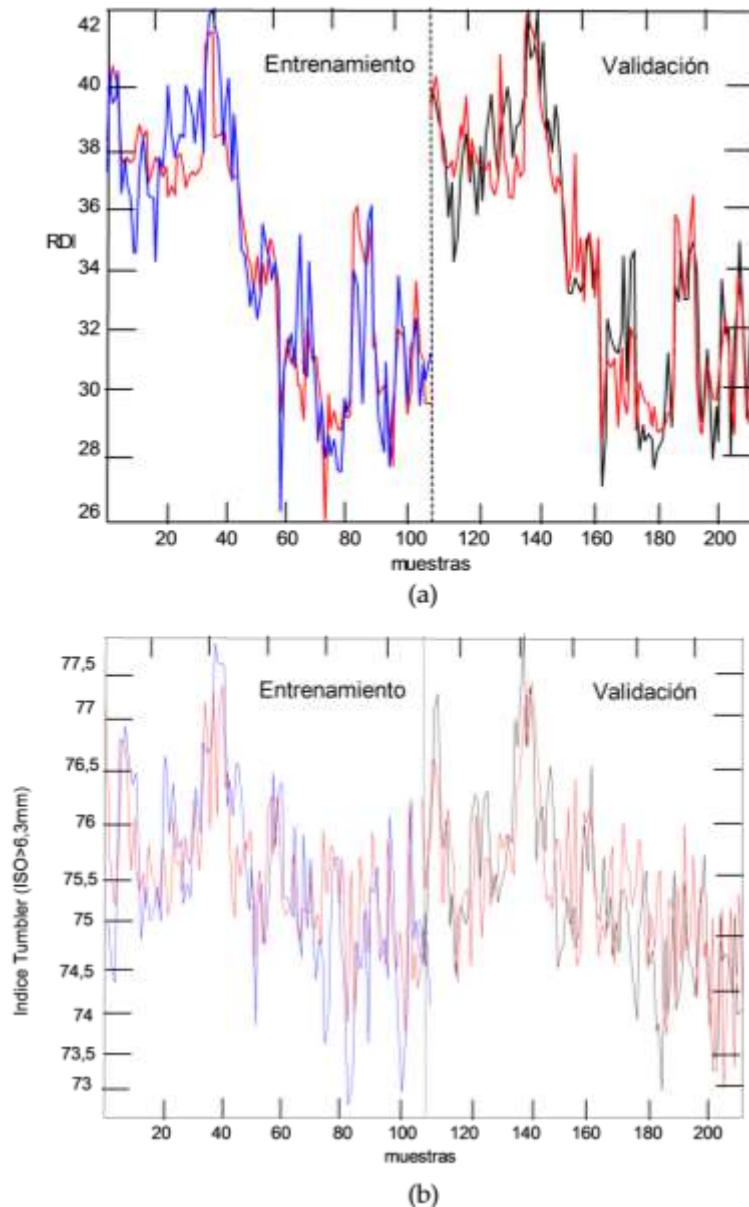


Figura 4.4. Resultados del entrenamiento y validación para el modelo del (a) índice RDI (b) índice Tumbler.

4.4. Definición del Problema de Optimización

El proceso de optimización, como se ha mencionado anteriormente, tiene como objetivo último la obtención de un precio mínimo de la mezcla de minerales asegurando, en todo momento, las exigencias mínimas de calidad del sinter obtenido; esto último, desde el punto de vista de la optimización, puede considerarse como una restricción. Por tanto, con el objeto de poder definir exactamente el problema, es



necesario establecer la relación entre esas restricciones y las propiedades de la mezcla de minerales y fijar sus valores.

4.4.1. Restricciones del Problema

En la actualidad, la práctica de trabajo de Arcelor Mittal impone una serie de restricciones que se relacionan en la **Tabla 4.4** y que se describen a continuación:

Tabla 4.4. Valores de las restricciones impuestas para el sinter en Arcelor Mittal.

Variable (contenido en sinter)	Valor		
	Máximo	Mínimo	Exacto
Producción Sinter			1.130.000,00
% de Fe		56,00	
% de MgO			1,65
Índice de Basicidad (IB)			1,70
% de Sílice	5,40	5,30	
% de Al ₂ O ₃	1,35		
% de Alcalis	0,11		
% de Fósforo	0,043		
Índice Tumbler		74%	
Índice RDI	33%		
Area		175,00	
% < 0,125 mm	15,00		
0,2 mm < % < 0,7 mm	18,00		

4.4.1.1. Contenido en hierro

El contenido en hierro presenta sólo un límite inferior (debe ser mayor del 56%). En la práctica, los resultados de operación muestran que, normalmente, el punto de trabajo está lejos de ese límite. Es bien conocido que el contenido en Fe tiene una influencia negativa en el grado de concentración del sinter, por tanto, su contenido no debe estar muy lejos del límite inferior impuesto.



Dicho contenido puede calcularse a partir del contenido en hierro de los minerales empleados, para lo que se ha utilizado la siguiente ecuación:

$$\% Fe(S) = \frac{\sum_i \% Fe(i) \cdot M(i)}{\sum_i RS(i) \cdot M(i)} \cdot 100 \quad (4.4)$$

donde,

$Fe(S)$ = contenido en Fe del sinter

$Fe(i)$ = contenido de Fe en el mineral i

$M(i)$ = masa del mineral i que se ha empleado en la mezcla

$RS(i)$ = el rendimiento mineral-sinter para el mineral i (se obtiene restando las pérdidas por humedad, calcinación, desulfuración y desalcalinización)

4.4.1.2. Contenido en MgO

Para el contenido en óxido de magnesio se ha impuesto una restricción rigurosa, puesto que ha de ser igual a 1,65%. De hecho, los datos obtenidos en las coladas de los últimos seis meses que se analizaron se aproximan mucho a ese valor (media = 1,65%, desviación = 0,15%).

Su valor se obtiene mediante una fórmula similar a la del caso anterior y en la que las variables tienen el mismo significado:

$$\% MgO(S) = \frac{\sum_i \% MgO(i) \cdot M(i)}{\sum_i RS(i) \cdot M(i)} \cdot 100 \quad (4.5)$$

4.4.1.3. Índice de Basicidad

A esta variable, al igual que la anterior, se le ha impuesto también una restricción rigurosa, puesto que debe ser igual a 1,70%. Los resultados obtenidos en el análisis de las coladas presentan un valor medio de 1,69%, con una desviación estándar de 0,10%.



Este índice se define como la razón entre la cal y el sílice, mediante la fórmula:

$$IB = \frac{\sum_i \%CaO(i) \cdot M(i)}{\sum_i \%SiO_2 \cdot M(i)} \quad (4.6)$$

4.4.1.4. Contenido en Sílice

En este caso se han fijado los límites superior e inferior, debiendo estar el sílice (SiO_2) comprendido entre 5,30% y 5,40%. Sin embargo, los resultados obtenidos presentan un valor medio de 5,03%, con una desviación estándar de 0,24%, por lo que consideramos que, a partir de estos resultados, las restricciones impuestas deberían ser revisadas, no sólo porque el valor medio está fuera del intervalo definido sino también porque el ancho del intervalo es menor que la desviación estándar de los datos actuales.

Su valor se obtiene mediante una fórmula similar a la de los casos anteriores:

$$\%SiO_2(S) = \frac{\sum_i \%SiO_2(i) \cdot M(i)}{\sum_i RS(i) \cdot M(i)} \cdot 100 \quad (4.7)$$

4.4.1.5. Contenido en Al_2O_3

Para este caso se ha impuesto solamente la restricción del límite superior, que se ha fijado en 1,35%. Los datos de la alúmina obtenidos en las coladas analizadas, arrojan una media de 1,12%, con una desviación estándar de 0,06%, siendo, generalmente, difícil de sobrepasar el límite superior fijado.

Su valor se obtiene mediante una fórmula similar a la de los casos anteriores:

$$\%Al_2O_3(S) = \frac{\sum_i \%Al_2O_3(i) \cdot M(i)}{\sum_i RS(i) \cdot M(i)} \cdot 100 \quad (4.8)$$



4.4.1.6. Contenido en álcalis

Para estimar el contenido en álcalis es necesario tener en cuenta el proceso de desalcalinización que ha sido establecido en un 40% (ver las condiciones de proceso en la **Tabla 4.5**). El límite superior para el contenido en álcalis se ha establecido en el 0,11%. Los datos del álcalis presentan una media de 0,022%, con una desviación estándar de 0,0035%, por lo que se puede considerar como una restricción importante.

Tabla 4.5. Condiciones de Proceso

CONDICIONES DE PROCESO		
Pérdidas en parque de materiales	1,20	%
Desulfuración	90,00	%
Desalcalinización	40,00	%
Recebado	104,00	Kg/t.s
Finos de coque	42,50	Kg/t.s
Cal	15,00	Kg/t.s

Su valor se obtiene mediante una fórmula similar a la de los casos anteriores:

$$\% Alk(S) = \frac{\sum_i \% Alk(i) \cdot M(i) \left(1 - \frac{\% desalk}{100}\right)}{\sum_i RS(i) \cdot M(i)} \cdot 100 \quad (4.9)$$

4.4.1.7. Contenido en fósforo

En este caso la restricción que han impuesto ha sido, solamente, del límite superior fijado en el 0,043%. Los datos de fósforo obtenidos en las coladas analizadas arrojan, sin embargo, una media de 10,046%, con una desviación estándar de 0,003%.

Su valor se obtiene mediante una fórmula similar a la de los casos anteriores:

$$\% P(S) = \frac{\sum_i \% P(i) \cdot M(i)}{\sum_i RS(i) \cdot M(i)} \cdot 100 \quad (4.10)$$



4.5. Programa Informático

Con la información recogida en los capítulos anteriores se procedió al desarrollo de una herramienta informática para la optimización de mezclas de minerales. La disponibilidad de una calidad del sinter óptima para los requerimientos del horno alto minimizando el precio, será considerada, de modo que el problema se abordará como un problema de optimización en el que se considera la programación no lineal (debido a que hay variables no correlacionadas linealmente) y la lógica difusa.

El software desarrollado pretende ser usado en una planta de sinterización como una herramienta global para la optimización de mezclas de minerales. Se desarrolla un programa en lenguaje Matlab para su traducción al código C++ [9]. Tras ser compilado el programa sería instalado en la sala de control de Arcelor Mittal.

4.5.1. Ventana de Inicialización

Después de iniciado el programa, la aplicación muestra una primera ventana en la que se presenta una lista completa de minerales de hierro y otros minerales que son actualmente empleados en el proceso de sinterización. Esta información debe encontrarse recogida en una base de datos que abre el programa durante la inicialización. Podemos observar un ejemplo de la ventana de inicialización en la **Figura 4.5**. En dicha ventana también es posible ver la composición química y la distribución de tamaños de partícula para cada material. Sin embargo, en lo que a la aplicación se refiere, los materiales y sus características vendrán determinados por la información contenida en la base de datos que se cargue al iniciar el programa, y que dependerá de las condiciones de trabajo.



The screenshot shows a software interface with a menu bar at the top containing 'Archivo', 'Edición', 'Estadísticas', and 'Optimizar'. Below the menu bar is a table with multiple columns and rows of numerical data. The table appears to be a list of variables or parameters with their corresponding values.

Figura 4.5. Ventana de inicio del programa.

La ventana incluye (ver **Figura 4.5**) también una barra de menú con cuatro entradas, que se describen a continuación:

- **File.** Esta pestaña permite al usuario cambiar la base de datos desde la que fueron cargados los datos.
- **Editar.** Esta pestaña permite abrir la ventana de edición que se describirá posteriormente.
- **Estadísticas.** Con esta pestaña es posible proceder al análisis estadístico, llevado a cabo sobre los datos tomados durante la preparación de la mezcla de minerales y durante el proceso de sinterización, y que será descrito con posterioridad.
- **Optimizar.** Esta pestaña nos permite realizar el proceso de optimización para obtener la mezcla mineral que permite cumplir los requerimientos de calidad y el precio más bajo posible.

Los desplegados permiten al usuario ajustar la información mostrada en la ventana. En este sentido, es posible inspeccionar todas las entradas del archivo. Es decir, la ventana se encuentra diseñada con fines de inspección, las entradas no pueden ser modificadas directamente.

La ventana como se describió actúa no solo como la ventana de inicio, sino también como el centro de toda la aplicación. El resto de las ventanas se abren desde



esta ventana de inicio, y sirve como retorno de control para cuando se hayan finalizado el resto de tareas.

4.5.2. Pantalla de Editar

Si se selecciona la pestaña “Editar” en la ventana de inicio, se abre una nueva ventana. Ésta va a permitir al usuario cambiar los datos asociados con cada material que se mostraba en la pantalla de inicio e incluso es posible añadir o eliminar materiales de la lista. La ventana de edición muestra algunos parámetros que no se presentaban en la ventana de inicialización como, por ejemplo, los precios por tonelada, restricciones impuestas al peso de un determinado material empleado en las parvas (Ver **Figura 4.6**).

Cuando se abre la ventana el primer material en la lista se muestra para su edición, siendo posible buscar cada material de la lista completa de materiales empleando los botones “previo” y “siguiente”, o incluso escribiendo el nombre del material en el espacio “MATERIAL” (Ver **Figura 4.6**). Si se añade un nuevo material, el programa crea una nueva entrada para el material con ceros en todos los parámetros, que, evidentemente, puede ir completando el usuario.



Figura 4.6. Ventana de Edición.

Tras realizar todos los cambios, el botón “cerrar” cierra la ventana y conduce a la ventana de inicio. Si se han llevado a cabo cambios, una ventana emergente pregunta al usuario si desea guardar los cambios, siendo las modificaciones almacenadas en el fichero original.



4.5.3. Análisis de Datos

Se han realizado comparaciones y algunos análisis estadísticos entre los diferentes datos obtenidos del análisis de los parvas y del sínter obtenido; datos que se han acumulado durante la práctica diaria en la banda de sínter.

Una vez obtenidos estos datos, se han procesado con el fin de eliminar los datos con pérdidas de información y se han calculado los valores de una serie de parámetros estadísticos tales como la media por parva y la media por día, la media de la desviación estándar (*Standard Deviation Median*) y los valores máximo y mínimo.

Se presentan diferentes tipos de gráficos de acuerdo con las especificaciones definidas, a saber: “composición”, “analsec”, “análisis sínter”, “comparar” e “histogramas”.

4.5.3.1. Composición

Es el primer conjunto de gráficos generados y representan la composición del mineral de las parvas. En la **Figura 4.7** se presenta un ejemplo de ello, en la que cada porción de este gráfico circular representa un material distinto en la parva y su tamaño es proporcional a su porcentaje en la mezcla. En el ejemplo presentado se ha seleccionado el parva número 27.

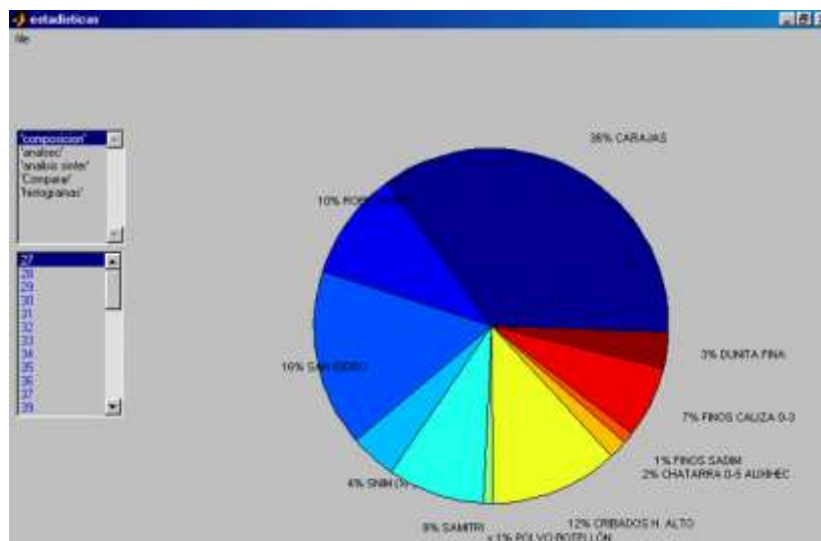


Figura 4.7. Análisis, mostrando la composición del mineral de la parva núm. 27.



4.5.3.2. Analsec

Representa el análisis químico del mineral de la mezcla. Se han podido realizar análisis de los valores medios por parva o por día de la composición química de la mezcla de minerales.

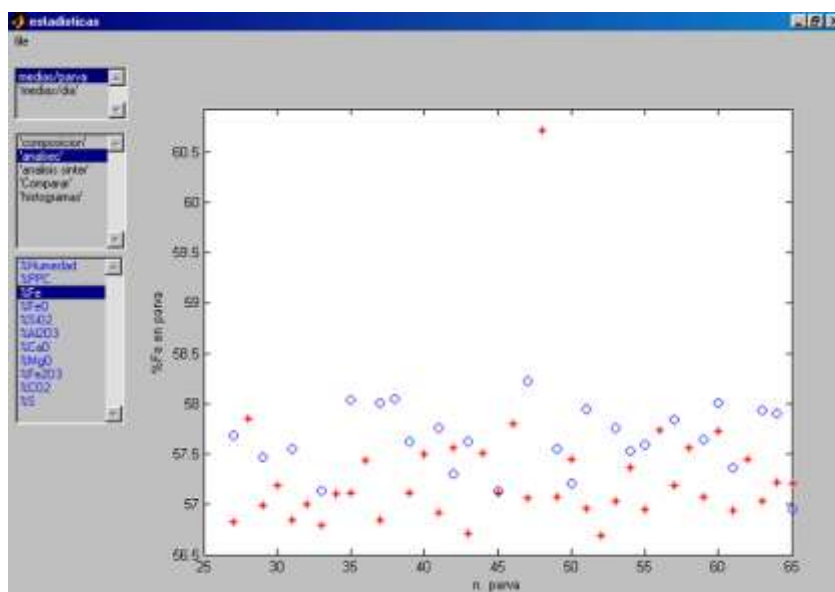


Figura 4.8. Análisis, mostrando el contenido en Fe por parva.
Explicación de los símbolos: (o) la media de los productos (+) Fe.

En la **Figura 4.8** se muestran los resultados para el contenido en Fe, correspondientes al valor medio por parva para el conjunto de parvas disponibles, presentado como un porcentaje, en el ejemplo se ha elegido el % de Fe. Como se puede ver en esta figura, en la parte inferior izquierda de la pantalla aparecen nuevos contenidos. Ahora las opciones que se muestran al usuario son las sustancias químicas analizadas en el parque de minerales en lugar de las parvas que aparecían en la pantalla anterior.

El número y tipo de sustancias químicas que el programa puede presentar vendrán definidos por la base de datos seleccionada para el análisis y dependerá de la composición química y análisis que se esté utilizando en cada momento en la planta de sinterización.

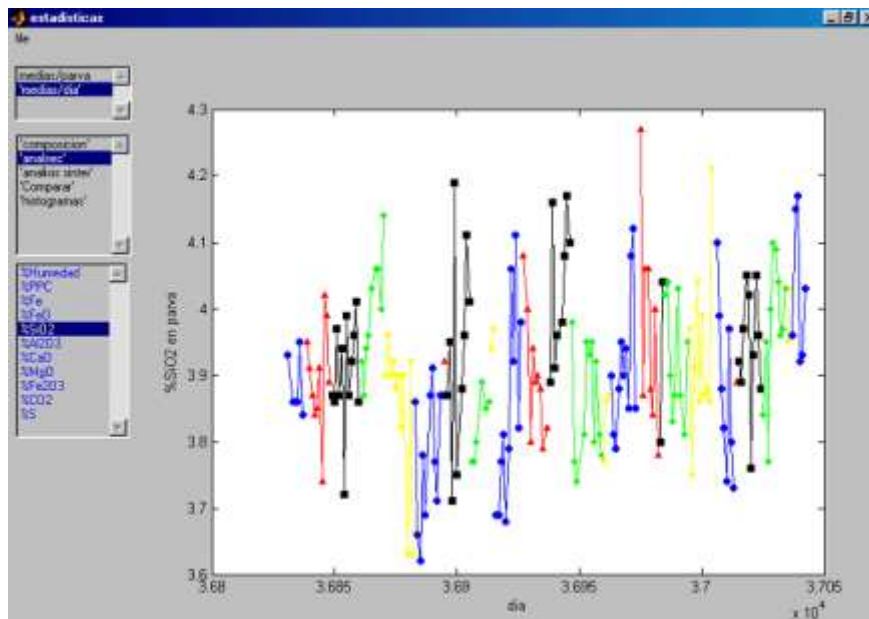


Figura 4.9. Representación de los datos de contenido en SiO_2 de la mezcla de minerales por día.

Además de los valores por parva es posible obtener, como se mencionó anteriormente, los resultados del análisis químico como valores medios por día. En la **Figura 4.9** se representan los datos para el contenido en SiO_2 de la mezcla de minerales. Al cambiar el color en el gráfico en función de la parva a la que pertenecen los datos, se proporciona información adicional, ya que es fácil apreciar cómo las parvas no son completamente homogéneas y sus propiedades químicas cambian de una parte a otra dentro de una misma parva; esto es consecuencia de la heterogeneidad de los minerales de hierro y de los procesos de aglomeración y no es posible evitarlos.

4.5.3.3. Análisis sínter

Con este estudio se presentan gráficos similares a los presentados anteriormente para la mezcla de minerales pero para el sínter obtenido. En este caso, la parva de la que se ha cargado el mineral en la banda de sinterización se emplea como parva de referencia. Además de las propiedades comunes, se representan también otras específicas del sínter, como los índices RDI y Tumbler.



4.5.3.4. Comparar

Este estudio nos ha permitido comparar los valores obtenidos por la mezcla de minerales con los obtenidos para el sinter.

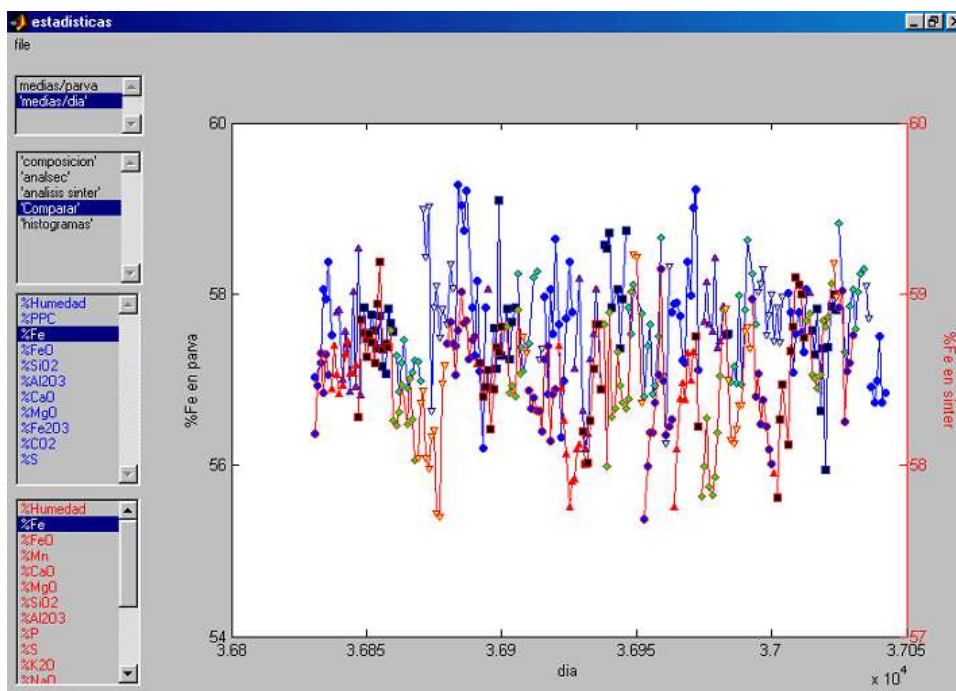


Figura 4.10. Análisis, comparación del Fe contenido en el mineral (azul) con el contenido en el sinter obtenido (rojo).

La **Figura 4.10** muestra un ejemplo de esto, presentando los resultados obtenidos para el contenido en Fe del mineral (línea azul) comparado con el resultado obtenido para el contenido en Fe en el sinter (línea roja). Como se puede ver, en la parte inferior izquierda de la pantalla aparecen las opciones para seleccionar diferentes propiedades del sinter. Combinando estas opciones con las situadas inmediatamente arriba es posible comparar cualquier par de variables, una del mineral con una del sinter. Con esta comparación es posible estudiar la influencia de la composición de la mezcla de mineral en el sinter obtenido.

4.5.3.5. Histogramas

Finalmente, se han calculado los histogramas que muestran la dispersión de los datos obtenidos del análisis químico del sinter.



La **Figura 4.11** muestra el histograma para el contenido en Fe en el sinter. El hecho de que el contenido mínimo de Fe en el sinter deba ser del 48% aclara de algún modo los resultados obtenidos. El contenido en Fe se asemeja a una distribución normal con un máximo en 56,5%, localizándose el punto de inflexión en 58%.

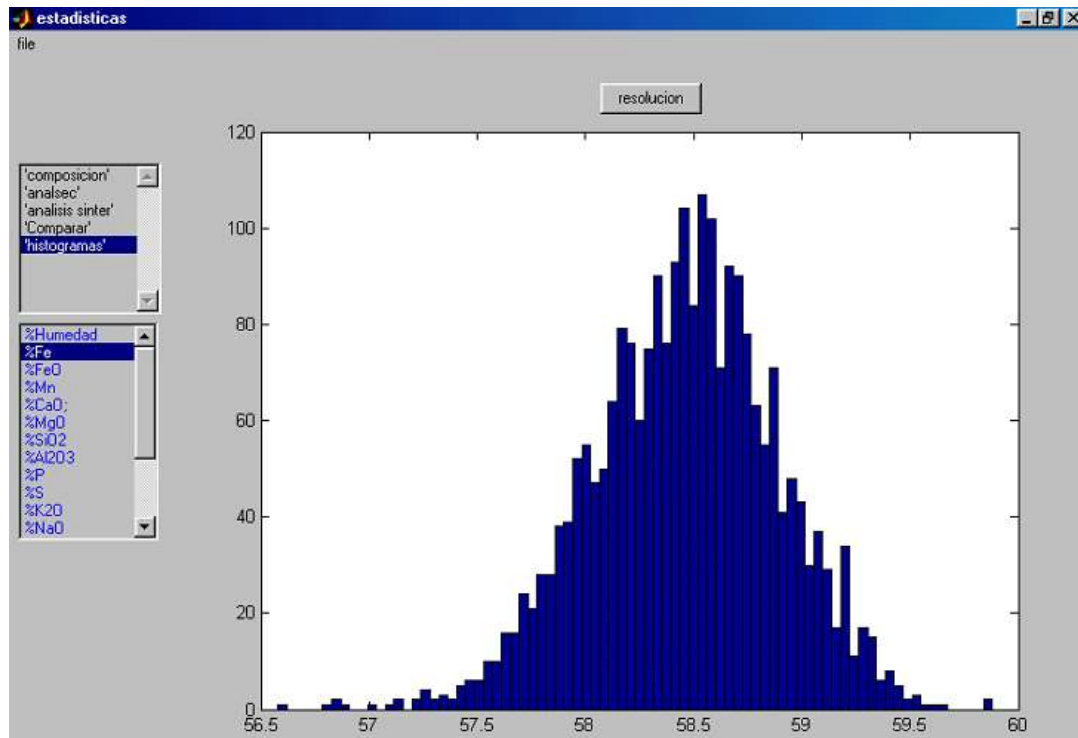


Figura 4.11. Histograma del contenido en Fe en el sinter.

La **Figura 4.12** presenta el histograma para el contenido en MgO. Esta variable tiene establecido su punto límite en 1,65%. Es importante hacer notar que, desde el punto de vista de la optimización, los valores presentan un rango de dispersión que permite perder un poco de este estrecho margen. Resultados similares se obtienen para el índice de basicidad (**Figura 4.13**), en el que los valores se sitúan en el intervalo entre 1,5 y 1,9, con un máximo localizado en 1,63.

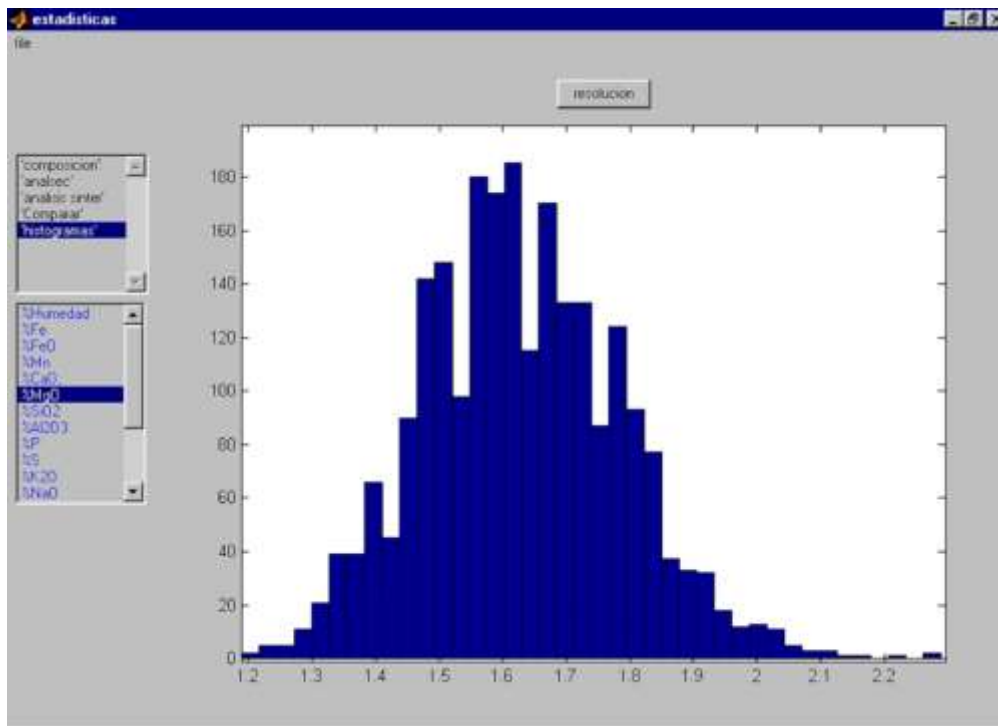


Figura 4.12. Histograma del contenido en MgO en el sinter.

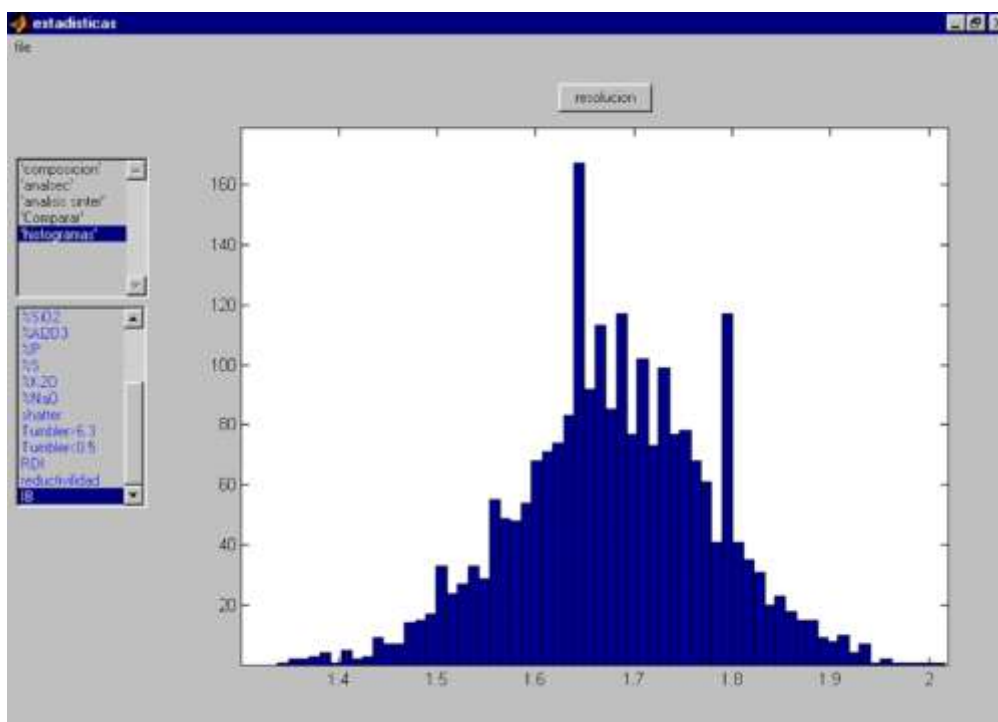


Figura 4.13. Histograma del índice de basicidad.

Especial atención debe tenerse con los índices RDI y Tumbler. Estas variables están relacionadas no solamente con las propiedades químicas de la mezcla de mineral sino también con los parámetros que rigen el proceso de sinterización en sí mismo.



Como puede verse en la **Figura 4.14** que representa el histograma del RDI, que tiene un límite superior establecido en 33%, los valores se encuentran situados en el intervalo entre 26 y 36 donde no aparece un máximo claro. En el caso del índice Tumbler, que tiene fijado un mínimo en 74, en la **Figura 4.15** se ve que los datos se ajustan a una distribución con dos máximos, uno entre 74 y 75 y otro entre 76 y 77. Se ha relacionado este hecho con una mejora general para los resultados del índice Tumbler que se han ido incrementando a lo largo del tiempo.

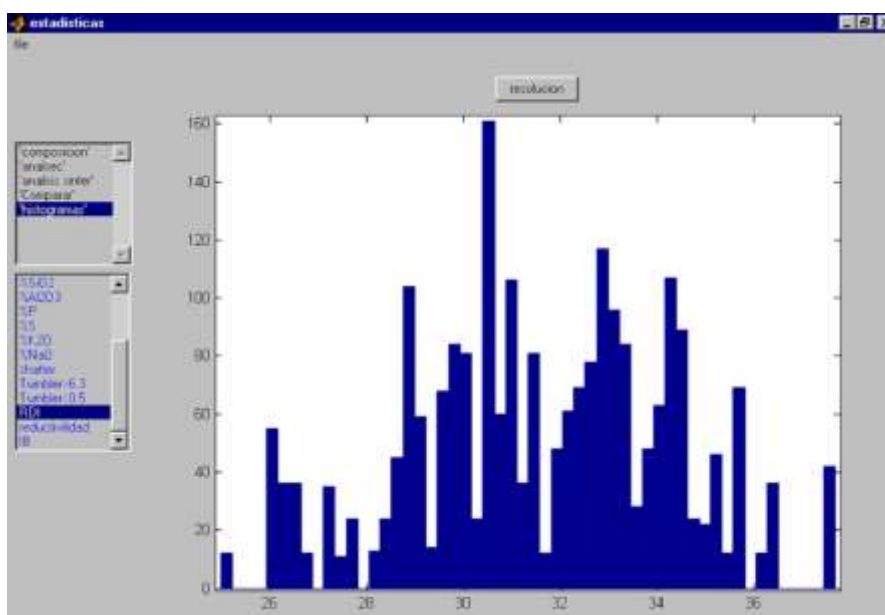


Figura 4.14. Histograma del índice RDI.

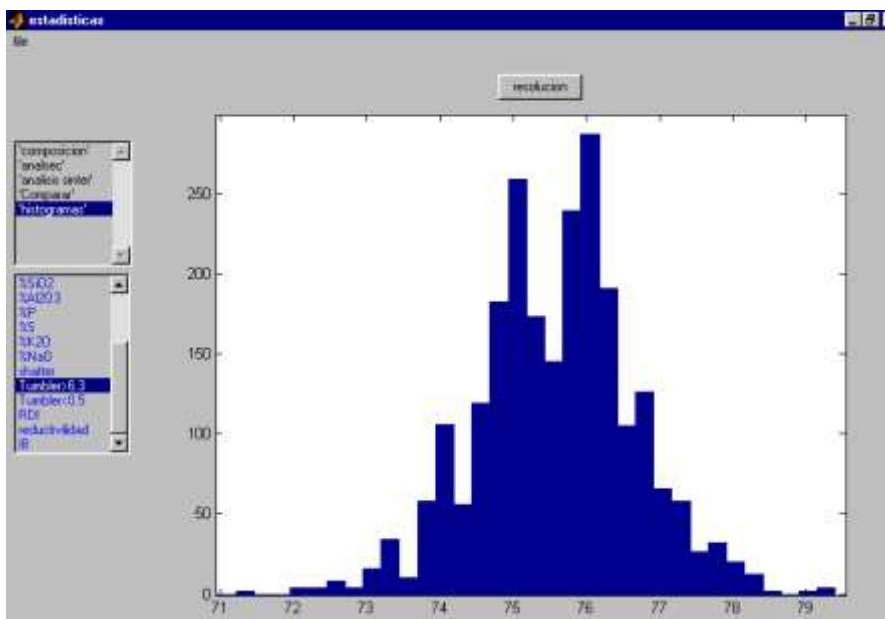


Figura 4.15. Histograma del índice Tumbler (ISO>6,3).



Las **Figuras 4.16** y **4.17** presentan los histogramas para los contenidos de Fósforo y Al_2O_3 , variables que también tienen impuestas restricciones.

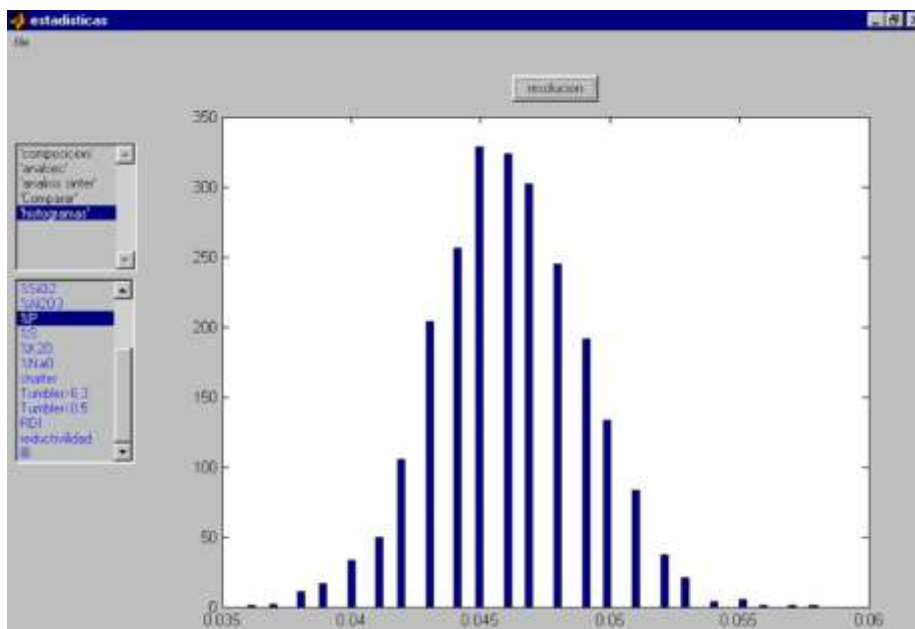


Figura 4.16. Histograma del contenido en P en el sinter.

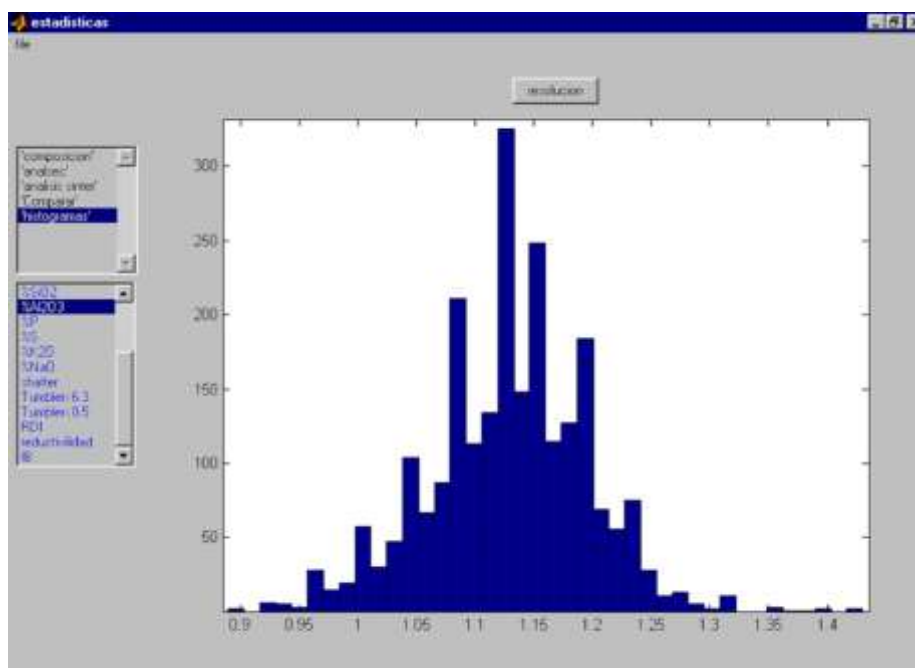


Figura 4.17. Histograma del contenido en Al_2O_3 en el sinter.



4.5.4. Programa de Optimización

En la **Figura 4.18** se pueden ver las características básicas para establecer las restricciones y condiciones para el problema de optimización. Se han establecido los límites impuestos para asegurar una calidad mínima del sinter. Por defecto, aparecen los límites impuestos por los operadores de la banda de sinter, que pueden ser modificados o, incluso, introducir nuevos límites. Actualmente, las restricciones incluidas en el proceso de cálculo se muestran en la **Tabla 4.4**.



Figura 4.18. Pantalla de Optimización.

No se han incluido otras restricciones típicas para el sinter ya que los valores de las variables correspondientes están muy alejados de esos límites, como es el caso, por ejemplo, de los contenidos en álcalis y sulfuro.

Se han desarrollado una serie de programas informáticos en Matlab [9], con el fin de obtener los resultados del análisis desarrollado.

Así se puede apreciar que, a la derecha del cuadro descrito anteriormente, aparecen un conjunto de datos a los que se pueden cambiar los valores, como son el precio de cada mineral de hierro, el peso máximo y mínimo que se puede emplear, así como el peso utilizado actualmente, pudiéndose modificar también el peso total de sinter



que se trata de obtener. Los botones “previo” y “sgte” permiten pasar de un mineral de hierro a otro.

Debajo del botón “previo” se localiza el botón “parva actual” que permite valorar las características de la mezcla de mineral en uso en la actualidad.

En la parte inferior izquierda aparece otro cuadro que recoge los valores de las condiciones de proceso, dándose la opción de poder cambiar los valores por defecto. Este conjunto de datos está dividido en dos columnas.

En la columna de la izquierda aparecen las condiciones relacionadas con las materias primas, de las que se han establecido sus valores de acuerdo a la experiencia de Arcelor Mittal, como son:

- Pérdida de mineral en el parque de minerales (ore yard) = 1,2% del peso total
- Grado de desulfuración = 90%
- Grado de desalcalinización = 40%
- Material obtenido por recibado = 104 Kg/T de sínter
- Adición de coque = 42,5 Kg/T de sínter
- Adición de cal viva = 15 Kg/t de sínter
- Adición de caliza máquina = 2,7% del peso del sínter

En la columna de la derecha se recogen cuatro puntos límites relacionados con la eficacia de la banda de sínter:

- Producción total de sínter necesaria, en toneladas (t)
- Temperatura media de los gases (recogida por cada una de las cámaras de viento de la máquina) (grados centígrados)
- Altura del lecho (mm)
- Caudal de aire (Nm³/h)

Pulsando el botón de “optimizar” se inicia el programa de cálculo de la optimización del sínter de acuerdo a los valores establecidos. Dicho programa de optimización calcula los pesos de los minerales de hierro que se deben emplear para



obtener la mezcla de sinter que cumple con las especificaciones, restricciones y condiciones de proceso impuestas, siempre con la condición de obtener un precio lo más bajo posible. En los cuadros inmediatamente debajo de este botón se permite establecer las tolerancias para dicha optimización.

Cuando el programa de optimización ha conseguido una solución óptima, se muestran los resultados. Aparecen los datos de la mezcla de hierro empleada, sus pesos, los resultados para las restricciones impuestas, el precio por tonelada de la mezcla obtenida y un diagrama de barras con el porcentaje de cada mineral empleado.

En la **Figura 4.19** muestra un ejemplo de esta optimización para la muestra o estiba número 30.

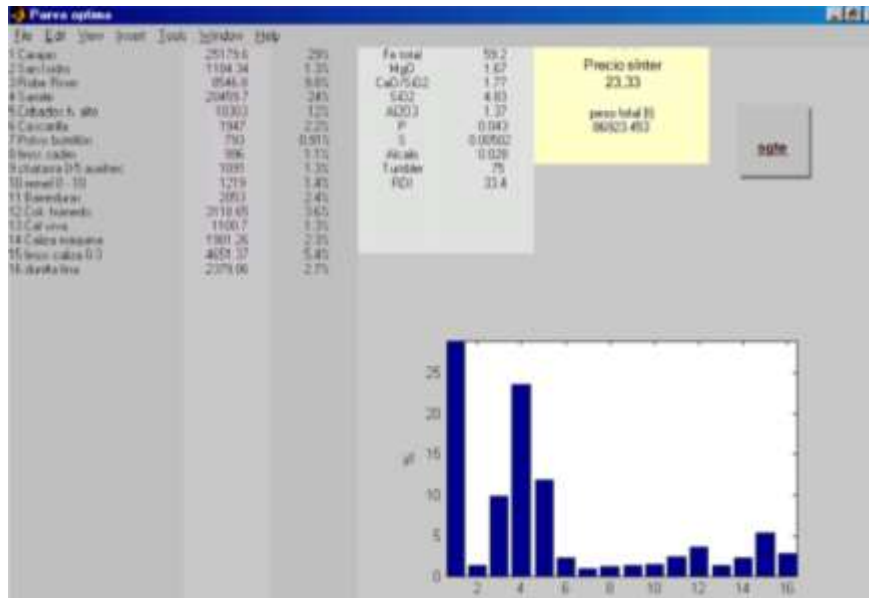


Figura 4.19. Pantalla de Resultados. Características de la mezcla óptima para la estiba número 30.

4.6. Discusión y Resultados

Se realizaron un gran número de pruebas con el proceso de optimización con el fin de asegurar su fiabilidad y buen rendimiento.

Con el fin de analizar el rendimiento de la herramienta de optimización, se verificó su fiabilidad reproduciendo mezclas empleadas anteriormente. Como un ejemplo de esto, en la **Figura 4.20** se muestra la composición de minerales y las propiedades del sinter esperadas de una muestra o estiba perteneciente a un conjunto de datos históricos. Se seleccionó esta muestra o estiba para realizar la comparación debido



a que, en su composición, se emplearon todos los subproductos posibles derivados de la fabricación de acero según el Proceso Integral (Horno Alto + Convertidor ...).

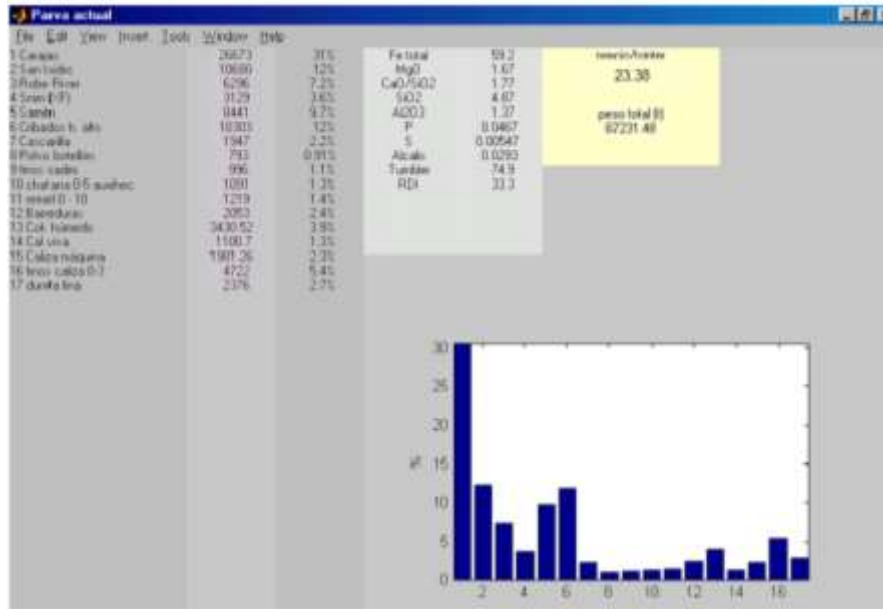


Figura 4.20. Pantalla de Resultados. Características de la estiba número 30.

Como se puede ver en dicha figura, el contenido previsto de hierro es muy alto, de hecho, el modelo tiende a sobrepasar dicho contenido en, aproximadamente, un 1%, siendo el índice de basicidad también un poco alto, puesto que el punto límite para este valor está fijado actualmente en 1,7. Otros parámetros del sinter obtenido están muy en consonancia con los valores esperados. Como se puede ver esta mezcla es algo más cara que la óptima obtenida (Figura 4.19) aunque sus propiedades son muy similares. En el proceso de optimización se han empleado las estimaciones calculadas del índice Tumbler y RDI con los modelos descritos previamente, para asegurar que estaban en consonancia con sus puntos límites establecidos.

Se volvió a ejecutar de nuevo el programa y se volvió obtener una nueva optimización de la mezcla fijando los límites impuestos por los puntos límites actuales, cuyos resultados se muestran en la Figura 4.21, en la que se ve que el precio de la mezcla es más barato, aunque es importante hacer notar que el contenido en hierro estimado es, en este caso, un 1,2% menor que en los dos anteriores y que, probablemente, el contenido en hierro de la mezcla obtenido también será menor.

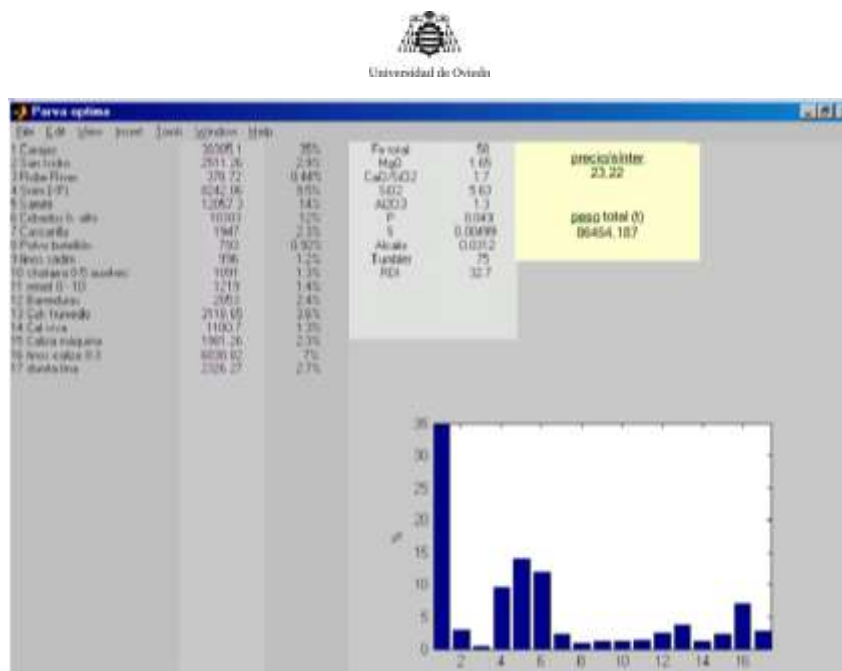


Figura 4.21. Pantalla de Resultados. Características de la mezcla óptima para la estiba número 30 fijando unos puntos límites a sus límites actuales.

4.7. Conclusiones

En los lustros finales del siglo pasado e inicios del XXI, la situación de la siderurgia integral española ha venido experimentando cambios de gran importancia. Por aquel entonces, el interés de los propietarios de las instalaciones integrales era minimizar el coste-precio de la mezcla a sinterizar en función de la oferta de minerales disponibles en el mercado. No obstante, este precio de la mezcla a sinterizar, debería garantizar las propiedades mecánicas (ensayo Tumbler) y químicas (ensayo RDI) que se exige a la carga férrica que alimente el horno alto. En la actualidad, la gran corporación-grupo siderúrgico, cristalizado en los primeros lustros del siglo XXI, tienen intereses mineros y, por tanto, el objetivo en desarrollar una herramienta que conduzca a una mezcla de materias primas a sinterizar con el mínimo coste, queda en un segundo plano.

Por otra parte, el tiempo y la mano de obra que se necesitan para desarrollar los ensayos Tumbler y RDI, que se muestran en la Memoria y que no alcanzaban un gran protagonismo, al día de hoy pueden alcanzar una especial relevancia. Por tanto, una de las aplicaciones futuras de la Tesis Doctoral que se presenta sería mejorar la predicción de las propiedades mecánicas (Tumbler) y químicas (RDI) del sinter, en función de las 121 variables consideradas en el planteamiento del problema (Tabla 4.1).



Una predicción certera del Tumbler y del RDI, conduce a un notable ahorro de costes ya que, por ejemplo, el control diario, tanto de las materias primas de hierro como del producto sinterizado, no sería necesario al poder sustituirse por un control experimental semanal-quincenal de las mismas (Tumbler+RDI).

Por otra parte, el desarrollo de la metalurgia del manganeso (segundo elemento aleante de importancia en los aceros al carbono), ha estado siempre vinculada con la producción mundial de acero, en la actualidad alrededor de los 1.600 millones de toneladas al año (**Tabla 0.4**). Hay que pensar que, por ejemplo, el nivel medio de aleación de un acero es de 1,00 % Mn. En consecuencia, si el 72% (**Tabla 0.3**) de la producción mundial de acero procede del horno alto, solamente por este concepto se necesitarían 11,5 millones de toneladas de manganeso al año. Además, si se considera que el 27.5% (Horno Eléctrico, **Tabla 0.3**) de la producción de acero, procedente del reciclado de la chatarra, solamente necesitaría un 0,20% Mn para reponer pérdidas metalúrgicas del proceso, se tendría que incrementar la cifra en 0.99 millones de toneladas de manganeso (realmente, la mayoría del manganeso consumidos por la siderurgia está bajo la forma de ferroaleación, Fe-Mn (75%, ferromanganeso del 75%).

Las cifras anteriormente citadas para la producción-consumo de manganeso, colocan a este metal como unos de los Metales Principales del Mercado (Ver **Figura 0.8**). El criterio que tiene la Metalurgia Extractiva para acreditar que un Metal pueda ser catalogado como “Metal Principal”, es aquel por el cual, su producción – consumo anual supere el millón de toneladas.

La importancia de las cifras manejadas para el manganeso, presionan tanto la producción de ferromanganeso primario, FeMn (75%) como la correspondiente al manganeso electrolítico, 99,9 % Mn.

Este aumento de la producción de ferromanganeso primario arrastra a un incremento en la producción de residuos con altos contenidos en manganeso. La solución que ha aportado la Metalurgia del Hierro para solucionar este problema fue la incorporación del Proceso de Sinterización en Parrilla, el cual, cumple dos misiones fundamentales en la Metalurgia del Hierro:

- Aglomeración de minerales de hierro que, por su tamaño-granulometría, no pueden ser directamente alimentados en el horno alto.



- Para reciclar residuos-subproductos que se generan en la fabricación del hierro y acero.

Por las razones anteriormente citadas, desde hace años, los grandes productores mundiales de ferromanganeso ya están considerando la posibilidad de utilizar como material de alimentación de sus hornos eléctricos de reducción carbotérmica, productos sinterizados de manganeso.

Por otra parte, aunque la situación actual puede cambiar, tal y como ha sucedido en el Hierro-Acero, el mercado mundial de minerales de manganeso, se encuentra fuera del control de los fabricantes de ferroaleaciones. En consecuencia, las conclusiones de esta Tesis pueden ser de utilidad para plantearse el problema de cómo obtener una carga de minerales a sinterizar de manganeso, con el mínimo precio. En este momento, el número de minerales que forman parte de la corriente de entrada a los hornos de reducción carbotérmica, oscila entre tres y cinco.

Finalmente, solamente se quiere aportar una referencia relativa a “los grandes números” que, habitualmente acompañan a la producción de materiales básicos. Aunque pudiera considerarse insignificante, tal y como viene reflejado en la Memoria de la Tesis, un ahorro de 0,10 Euros/t. en el producto sinterizado con la mezcla óptima de carga férrica, fundentes y productos reciclados, unas instalaciones que produzcan 5,0 millones de toneladas al año, representan un ahorro de 500.000 Euros al año (con esta cantidad se podría financiar generosamente, cualquier proyecto RFCS a tres años).

Por último, considerar que las materias primas, residuos y fundentes considerados en la **Tabla 4.1**, pueden no ser los mismos. Como ejemplo, se puede citar a la escoria LD, que no se ha tenido presente en la Memoria pero que recientemente ha sido incorporada a la mezcla de productos a sinterizar ya que debido a su elevado contenido en óxido de calcio, puede ayudar a reducir las aportaciones de cal en la mezcla a sinterizar.



Bibliografía:

- [1] Mochón, J., Cores, A., Ruiz-Bustanza, I., Verdeja, L. F., Robla, J. I. y García-Carcedo, F., 2014. *Iron Ore Sintering. Part 2. Quality Indices and Productivity*. DYNA, 81 (183), 168-177.
- [2] Sancho, J. P., Verdeja, L. F. y Ballester, A., 2003. *Metalurgia Extractiva Volumen II. Procesos de Obtención*. Ed. Síntesis, Madrid.
- [3] Palacios, J. M., Arana, J. L., Larburu, J. I. y Iniesta, L., 2002. *La Fabricación del Acero*. Ed. UNESID, Madrid.
- [4] Barea, R., Mochón, J., Cores, A. y Martín-Duarte, R., 2006. *Fuzzy Control of Micum Strength for Iron Ore Sinter*. ISIJ International, 46(5), 687-693.
- [5] Cores, A., Verdeja, L. F., Ferreira, S., Ruiz-Bustanza, I. y Mochón, J., 2013. *Iron Ore Sintering. Part 1. Theory and Practice of the sintering process*. DYNA, 80 (180), 152-171.
- [6] ASTM E279-97 (2010), *Standard Test Method for Determination of Abrasion Resistance of Iron Ore, Pellets and Sinter by the Tumbler Test*, ASTM International, West Conshohocken, PA, 2005.
- [7] Takagi, T. y Sugeno, M., 1985. *Fuzzy Identification of Systems and tis Applications to Modeling and Control*. IEEE Transactions on Systems, Man, and Cybernetics, 15, 116-132.
- [8] Sugeno, M. y Nishida, M., 1985. *Fuzzy Control of Model Car*. Fuzzy Sets and Systems, 16, 103-113.
- [9] Pratap, R., 1998. *Getting Started with Matlab 5*. Ed. Oxford University Press, Oxford.



5. Conclusiones

La eficiencia económica y energética de los procesos, ha sido unas variables que, tradicionalmente, siempre han suscitado la atención del ámbito Metalúrgico. De poco sirve tener-obtener un producto que alcance o supere las exigencias físicas químicas o mecánicas del control de calidad valoradas por el mercado, si su precio fuera elevado (eficiencia económica).

Así mismo, en las últimas décadas se ha suscitados el problema de las emisiones de CO₂. La naturaleza de los procesos de reducción carbotérmicos usuales de la industria metalúrgica, implica que no es posible pensar en una eliminación completa del dióxido de carbono, aunque sí podría resultar posible una significativa reducción en el consumo de coque, carbón, gas natural o de síntesis (eficiencia energética y medio-ambiental).

La Tesis que se presenta, ha logrado alcanzar los objetivos anteriormente citados al desarrollar un modelo de correlación multivariable, apoyada en la “lógica difusa”, que permite obtener productos sinterizados de mineral de hierro al mínimo coste garantizando las características físicas, químicas y mecánicas exigidas por el horno alto.

También se considera un hito importante de la Tesis, el haber contribuido alcanzar un mayor conocimiento de las variables que intervienen en la calidad mecánica (índice de Tumbler, IT) y termodinámica (índice RDI) de los materiales sinterizados esenciales para alcanzar la buena marcha operativa del horno alto.

Como propuesta de trabajo para el futuro, se apunta realizar una posible labor investigadora para lograr identificar-relacionar conceptos y variables obtenidas por la “lógica difusa”, con los coeficientes de interacción característicos en la definición-valoración de la actividad química de los elementos tanto en estado fundido como en disolución sólida (aleaciones metálicas). Si para una propiedad del sinter, como puede ser el índice de Tumbler (IT), no se alcanza una tasa de correlación significativa con el %CaO presente en el producto sinterizado, no significa que el contenido de óxido de calcio no influya en el valor del IT del sinter. Lo que sucede, es que también existen otras variables (físicas, químicas y operativas) que influyen en los resultados del IT. Es



decir, el resultado final alcanzado por el IT, además de las variables individualmente consideradas, es preciso considerar las posibles componentes-interacciones binarias o ternarias de distinto signo entre cada una de las variables (que aumenten o disminuyan el valor final del IT). En definitiva, se propone para futuros desarrollos, manejar-utilizar el mismo lenguaje o una terminología similar que la empleada para expresar cuantitativamente la influencia de los elementos de aleación en la solución sólida de la austenita en los aceros al carbono (elementos alógenos y gamágenos). Existen elementos de aleación que expanden el campo de estabilidad de la austenita y otros que provocan el efecto contrario: disminuir la zona de influencia-estabilidad de la austenita. En consecuencia, se propone desarrollar a través de la correlación multivariable y la “lógica difusa”, la obtención de propiedades tales como la IT y RDI (Índice de Reducibilidad), a través de parámetros de interacción de primer, segundo o tercer orden de las distintas variables que intervienen en la fabricación del sinter siderúrgico: químicas, físicas y operacionales.

Finalmente, la sistemática de trabajo y cálculo seguida por la Tesis, podría ser aplicada a otras metalurgias no férreas en donde el problema de los residuos pulverulentos asociados a los procesos primarios puede resultar trascendente (generación de residuos igual o superior a las 100,000 toneladas al año). Una planta de sinterización no solo es un instrumento de aglomeración de finos de mineral de hierro (tamaños inferiores al milímetro), sino que también constituye un instrumento indispensable para el reciclado de materiales y de colaborar para alcanzar el objetivo de “cero residuos” en las operaciones y procesos básicos de la metalurgia primaria.

