

**„Merkblatt über Beste Verfügbare Techniken  
in der Gießereiindustrie“**

**Juli 2004**

**mit ausgewählten Kapiteln in deutscher Übersetzung**

**Umweltbundesamt**  
**(German Federal Environmental Agency)**  
National Focal Point - IPPC  
Wörlitzer Platz 1  
D-06844 Dessau  
Tel.: +49 (0)340 2103-0  
Fax: + 49 (0)340 2103-2285  
E-Mail: [nfp-ippc@uba.de](mailto:nfp-ippc@uba.de) (Subject: NFP-IPPC)

Das Bundesministerium für Umwelt, Naturschutz und Reaktorsicherheit und die 16 Bundesländer haben eine Verwaltungsvereinbarung geschlossen, um gemeinsam eine auszugsweise Übersetzung der BVT-Merkblätter ins Deutsche zu organisieren und zu finanzieren, die im Rahmen des Informationsaustausches nach Artikel 16 Absatz 2 der Richtlinie 96/61/EG über die integrierte Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung (IVU-Richtlinie) (Sevilla-Prozess) erarbeitet werden. Die Vereinbarung ist am 10.1.2003 in Kraft getreten. Von den BVT-Merkblättern sollen die für die Genehmigungsbehörden wesentlichen Kapitel übersetzt werden. Auch Österreich unterstützt dieses Übersetzungsprojekt durch finanzielle Beiträge.

Als Nationale Koordinierungsstelle für die BVT-Arbeiten wurde das Umweltbundesamt (UBA) mit der Organisation und fachlichen Begleitung dieser Übersetzungsarbeiten beauftragt.

Die Kapitel des von der Europäischen Kommission veröffentlichten BVT-Merkblattes "Reference Document on Best Available Techniques in the Smitheries an Foundries Industry", in denen die Besten Verfügbaren Techniken beschrieben sind ("Zusammenfassung", "Vorwort" und "Umfang", Kapitel 4, Kapitel 5, Kapitel 7, Kapitel 9) sind im Rahmen dieser Verwaltungsvereinbarung im Auftrag des Umweltbundesamtes übersetzt worden.

Die nicht übersetzten Kapitel liegen in diesem Dokument in der englischsprachigen Originalfassung vor. Diese englischsprachigen Teile des Dokumentes enthalten weitere Informationen (u.a. Emissionssituation der Branche, Technikbeschreibungen etc.), die nicht übersetzt worden sind. In Ausnahmefällen gibt es in der deutschen Übersetzung Verweise auf nicht übersetzte Textpassagen. Die deutsche Übersetzung sollte daher immer in Verbindung mit dem englischen Text verwendet werden.

Die Kapitel „Zusammenfassung“ und „Vorwort“ basieren auf den offiziellen Übersetzungen der Europäischen Kommission in einer zwischen Deutschland, Luxemburg und Österreich abgestimmten korrigierten Fassung.

Die Übersetzungen der weiteren Kapitel sind ebenfalls sorgfältig erstellt und fachlich durch das Umweltbundesamt und Fachleute der Bundesländer geprüft worden. Diese deutschen Übersetzungen stellen keine rechtsverbindliche Übersetzung des englischen Originaltextes dar. Bei Zweifelsfragen muss deshalb immer auf die von der Kommission veröffentlichte englischsprachige Version zurückgegriffen werden.

Dieses Dokument ist auf der Homepage des Umweltbundesamtes unter [www.bvt.umweltbundesamt.de](http://www.bvt.umweltbundesamt.de) abrufbar.

#### **Durchführung der Übersetzung in die deutsche Sprache:**

##### **Gabriele Klein**

Gerstenkamp 1b  
22081 Hamburg  
Tel.: +49 1629891555

E-Mail: [chicarubiagk@yahoo.com](mailto:chicarubiagk@yahoo.com)

##### **Katja Kraus**

Mollstraße 7  
10178 Berlin  
Tel: +49 30 29000190  
Fax: +49 340 2104 3471

E-Mail: [katja.kraus@uba.de](mailto:katja.kraus@uba.de)

Edificio Expo, c/ Inca Garcilaso s/n, E-41092 Seville – Spain  
Telephone: direct line (+34-95) 4488284, switchboard 4488-318. Fax: 4488-426.  
Internet: <http://eippcb.jrc.es>; Email: [JRC-IPTS-EIPPCB@cec.eu.int](mailto:JRC-IPTS-EIPPCB@cec.eu.int)

This document is one of a series of reference documents foreseen to be produced in the EIPPCB work plan as below (at the time of writing, not all the documents have been drafted):

<b>Full title</b>	<b>BREF code</b>
Reference Document on Best Available Techniques for Intensive Rearing of Poultry and Pigs	ILF
Reference Document on the General Principles of Monitoring	MON
Reference Document on Best Available Techniques for the Tanning of Hides and Skins	TAN
Reference Document on Best Available Techniques in the Glass Manufacturing Industry	GLS
Reference Document on Best Available Techniques in the Pulp and Paper Industry	PP
Reference Document on Best Available Techniques on the Production of Iron and Steel	I&S
Reference Document on Best Available Techniques in the Cement and Lime Manufacturing Industries	CL
Reference Document on the Application of Best Available Techniques to Industrial Cooling Systems	CV
Reference Document on Best Available Techniques in the Chlor – Alkali Manufacturing Industry	CAK
Reference Document on Best Available Techniques in the Ferrous Metals Processing Industry	FMP
Reference Document on Best Available Techniques in the Non Ferrous Metals Industries	NFM
Reference Document on Best Available Techniques for the Textiles Industry	TXT
Reference Document on Best Available Techniques for Mineral Oil and Gas Refineries	REF
Reference Document on Best Available Techniques in the Large Volume Organic Chemical Industry	LVOC
Reference Document on Best Available Techniques in the Waste Water and Waste Gas Treatment/Management Systems in the Chemical Sector	CWW
Reference Document on Best Available Techniques in the Food, Drink and Milk Industry	FM
Reference Document on Best Available Techniques in the Smitheries and Foundries Industry	SF
Reference Document on Best Available Techniques on Emissions from Storage	ESB
Reference Document on Best Available Techniques on Economics and Cross-Media Effects	ECM
Reference Document on Best Available Techniques for Large Combustion Plants	LCP
Reference Document on Best Available Techniques in the Slaughterhouses and Animals By-products Industries	SA
Reference Document on Best Available Techniques for Management of Tailings and Waste-Rock in Mining Activities	MTWR
Reference Document on Best Available Techniques for the Surface Treatment of Metals	STM
Reference Document on Best Available Techniques for the Waste Treatments Industries	WT
Reference Document on Best Available Techniques for the Manufacture of Large Volume Inorganic Chemicals (Ammonia, Acids and Fertilisers)	LVIC-AAF
Reference Document on Best Available Techniques for Waste Incineration	WI
Reference Document on Best Available Techniques for Manufacture of Polymers	POL
Reference Document on Energy Efficiency Techniques	ENE
Reference Document on Best Available Techniques for the Manufacture of Organic Fine Chemicals	OFC
Reference Document on Best Available Techniques for the Manufacture of Specialty Inorganic Chemicals	SIC
Reference Document on Best Available Techniques for Surface Treatment Using Solvents	STS
Reference Document on Best Available Techniques for the Manufacture of Large Volume Inorganic Chemicals (Solids and Others)	LVIC-S
Reference Document on Best Available Techniques in Ceramic Manufacturing Industry	CER



## ZUSAMMENFASSUNG

Das BREF (Merkblatt für die besten verfügbaren Techniken – BVT) für Schmieden und Gießereien ist Teil des in Artikel 16 Absatz 2 der Richtlinie 96/61/EG des Rates vorgesehenen Informationsaustauschs. Diese Zusammenfassung sollte in Verbindung mit dem Vorwort zum Merkblatt gelesen werden, in dem der Aufbau des Merkblatts, seine Zielsetzungen, seine Nutzung und die verwendeten juristischen Ausdrücke erklärt werden. Die Zusammenfassung enthält die wesentlichen Feststellungen, die wichtigsten BVT-Schlussfolgerungen und die dazugehörigen Emissions- bzw. Verbrauchswerte. Sie kann zwar allein gelesen werden, doch enthält sie als Zusammenfassung nicht sämtliche Aspekte. Im Prozess der BVT-Entscheidungsfindung ist die Zusammenfassung daher nicht als Ersatz für den vollen Wortlaut anzusehen.

### Umfang dieses Merkblatts

Dieses Merkblatt dient dem Informationsaustausch über die in Anhang I Nummer 2.3 Buchstabe b, Nummer 2.4 und Nummer 2.5 Buchstabe b der IVU-Richtlinie genannten industriellen Tätigkeiten, d. h.

„2.3. Anlagen zur Verarbeitung von Eisenmetallen durch:

- (b) Schmieden mit Hämmern, deren Schlagenergie 50 Kilojoule pro Hammer überschreitet, bei einer Wärmeleistung von über 20 MW

2.4. Eisenmetallgießereien mit einer Produktionskapazität von über 20 t pro Tag;

2.5. Anlagen

- (b) zum Schmelzen von Nichteisenmetallen einschließlich Legierungen, darunter auch Wiedergewinnungsprodukte (Raffination, Gießen) mit einer Schmelzkapazität von mehr als 4 t pro Tag bei Blei und Kadmium oder 20 t pro Tag bei allen anderen Metallen.“

Nach einem Vergleich dieser Festlegungen mit den tatsächlichen Kapazitäten der Anlagen in Europa legte die Technische Arbeitsgruppe einen Arbeitsbereich fest, der Folgendes umfasst:

- Gießen von Eisenwerkstoffen wie Gusseisen mit Lamellengraphit, Temperguss und Gusseisen mit Kugelgraphit, Stahl
- Gießen von Nichteisenmetallen wie Aluminium, Magnesium, Kupfer, Zink, Blei und deren Legierungen.

Schmieden sind in das Merkblatt nicht aufgenommen worden, da keine europäischen Schmieden gemeldet wurden, die die in Anhang I Nummer 2.3 Buchstabe b genannten Bedingungen erfüllen. Daher werden in diesem Merkblatt lediglich Gießereiprozesse behandelt. Cadmium-, Titan- und Edelmetallgießereien sowie Glocken- und Kunstgussgießereien wurden aus Kapazitätsgründen ebenfalls ausgenommen. Strangguss (Bleche und Brammen) wurde bereits in den BVT-Merkblättern zur Eisen- und Stahlerzeugung und der Nichteisen-Metallindustrie behandelt und ist daher in diesem Merkblatt nicht berücksichtigt. Im Hinblick auf Nichteisenmetalle wird davon ausgegangen, dass der Prozess mit dem Schmelzen der Rohblöcke und des intern anfallenden Schrotts bzw. mit dem flüssigen Metall beginnt.

Aus verfahrenstechnischer Sicht werden in diesem Merkblatt die folgenden Gießereiprozesse behandelt:

- Modellbau
- Rohstofflagerung und -transport
- Schmelzen und Metallbehandlung
- Form- und Kernherstellung sowie Formverfahren
- Gießen und Abkühlen
- Ausformen
- Fertigbearbeitung
- Wärmebehandlung

## Die Gießereiindustrie

In Gießereien werden Eisen- und Nichteisenmetalle sowie Legierungen geschmolzen und durch das Gießen und die nachfolgende Erstarrung des geschmolzenen Metalls oder der geschmolzenen Legierung in einer Gießform zu Erzeugnissen umgeformt, die die endgültige bzw. eine endabmessungsnah Form aufweisen. Die Gießereiindustrie ist ein vielgestaltiger Industriezweig mit einer breiten Spanne kleiner bis sehr großer Anlagen. Die Kombination der Technologien und die Arbeitsweise der Anlagen hängen dabei von der Einsatzmenge, der Seriengröße und dem jeweiligen Produkttyp ab. Der Aufbau innerhalb dieses Wirtschaftszweigs richtet sich nach der Art des eingesetzten Metalls, wobei im Wesentlichen zwischen Eisen- und Nichteisengießereien unterschieden wird. Da es sich bei Gussteilen überwiegend um Halbfabrikate handelt, sind Gießereien in der Nähe ihrer Kunden angesiedelt.

Die europäische Gießereiindustrie rangiert bei Eisengussteilen weltweit an dritter und bei Nichteisengussteilen an zweiter Stelle. Die Jahresproduktion beträgt in der erweiterten Europäischen Union 11,7 Mio. t an Eisengussteilen und 2,8 Mio. t an Nichteisengussteilen. Deutschland, Frankreich und Italien sind die führenden drei europäischen Herstellerländer. Die Jahresproduktion jedes dieser Länder beträgt mehr als zwei Millionen Tonnen Gussteile. In den vergangenen Jahren hat Spanien Großbritannien von Platz Vier verdrängt, beide Länder produzieren jeweils über eine Million Tonnen Gussteile. Insgesamt entfallen auf die führenden fünf Länder mehr als 80 % der europäischen Produktion. Zwar ist das Produktionsvolumen in den vergangenen Jahren relativ konstant geblieben, doch war ein Rückgang der Gesamtzahl der Gießereien (gegenwärtig etwa 3 000 Anlagen) zu verzeichnen, was sich auch in der Zahl der Beschäftigten (momentan insgesamt ca. 260 000 Arbeitnehmer) widerspiegelt. Eine Erklärung dafür ist in der fortschreitenden Modernisierung und Automatisierung der Gießereien zu finden. Nach wie vor ist die Gießereiindustrie in erster Linie mittelständisch geprägt. 80 % der Betriebe beschäftigen weniger als 250 Arbeitnehmer.

Die Hauptabnehmer, die vom Gießereigewerbe beliefert werden, sind der Kraftfahrzeugbau (Marktanteil 50 %), der allgemeine Maschinenbau (30 %) und das Baugewerbe (10 %). Die zunehmende Entwicklung im Kraftfahrzeugsektor hin zu leichteren Fahrzeugen macht sich im Wachstum des Marktes für Aluminium- und Magnesiumgussteile bemerkbar. Während Eisengussteile vornehmlich (d. h. >60 %) im Kraftfahrzeugsektor abgesetzt werden, sind das Baugewerbe, der Maschinenbau und die Ventilherstellung die Hauptabnehmer von Stahlgussteilen.

## Der Gießereiprozess

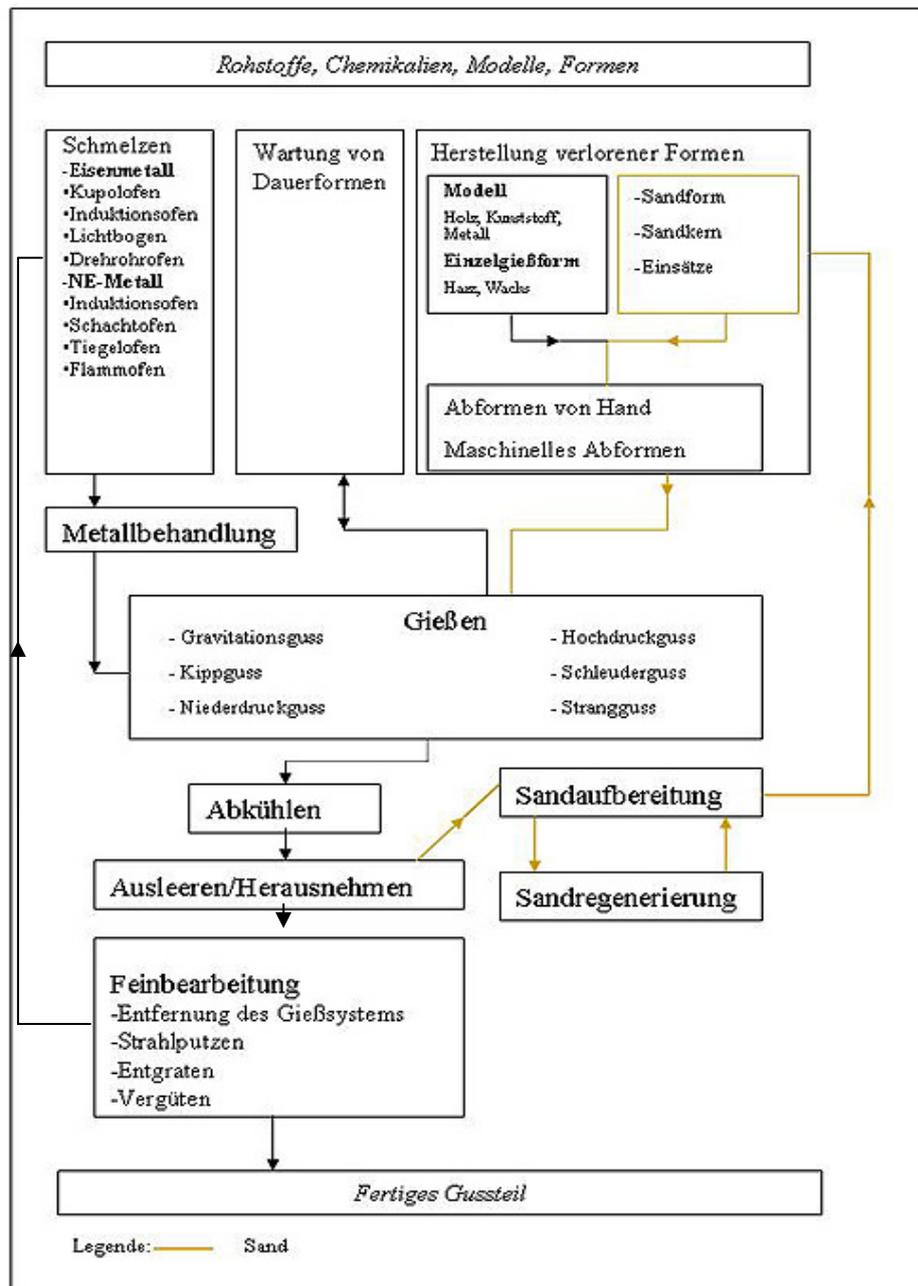
Die nachstehende Abbildung zeigt ein allgemeines Fließschema des Gießereiprozesses, der sich in folgende Haupttätigkeiten unterteilen lässt:

- Schmelzen und Metallbehandlung: Schmelzbetrieb
- Herstellung der Formen und Kerne: Formerei
- Gießen des flüssigen Metalls in die Form, Abkühlung, damit das Metall erstarrt und das Gussteil aus der Gießform herausgenommen werden kann: Gießerei
- Nachbearbeitung des Rohgussteils: Putzerei.

In Abhängigkeit von der Art des Metalls, der Größe der Serie und dem Produkttyp sind verschiedene Prozesse möglich. Generell richtet sich die grundlegende Unterteilung des Sektors nach der Art des Metalls (Eisen bzw. Nichteisen) sowie der verwendeten Gießform (Einzelgießform oder Dauerform). Obwohl beliebige Kombinationen möglich sind, setzen Eisengießereien normalerweise Einzelgießformen (d. h. Sandformen), Nichteisengießereien hingegen vorwiegend Dauerformen (d. h. den Kokillenguss) ein. Bei jeder einzelnen dieser grundlegenden Prozessvarianten steht je nach Ofentyp, Art der Form- und Kernherstellung (Grünsand oder verschiedene chemische Bindemittel), Gießsystem und Fertigbearbeitungsmethode eine Vielzahl von Verfahren zur Verfügung. Sie alle haben in technischer und

wirtschaftlicher Hinsicht sowie unter dem Gesichtspunkt des Umweltschutzes eigene Merkmale und Vor- und Nachteile.

Für die Kapitel 2, 3 und 4 dieses Merkblatts wurde ein dem Fertigungsfluss entsprechender Ansatz gewählt, um die verschiedenen Arbeitsgänge - von der Modellherstellung bis hin zur Fertigbearbeitung und Wärmebehandlung - zu beschreiben. Es werden die angewandten Verfahren erläutert, die Emissions- und Verbrauchsgrenzwerte aufgeführt und Verfahren zur Verringerung der Umweltbelastung erörtert. Die Gliederung von Kapitel 5 beruht auf der Unterteilung nach Metall- und Formart.



### Der Gießereiprozess

### Wichtige ökologische Fragen

Die Gießereiindustrie spielt im Metallkreislauf eine wichtige Rolle, wird hier doch Stahl-, Guss- und Aluminiumschrott zu neuen Produkten umgeschmolzen. Umweltbeeinträchtigungen durch Gießereien sind vor allem auf den thermischen Prozess und die Verwendung mineralischer

Zusatzstoffe zurückzuführen, d. h. die Umwelt wird vor allem durch Abgase und die Wiederverwendung oder Entsorgung mineralischer Rückstände belastet.

Emissionen in die Luft stellen die größte ökologische Belastung dar. Beim Gießereiprozess entstehen (metallhaltige) Mineralstäube, Säure bildende Verbindungen, Produkte unvollständiger Verbrennung sowie flüchtige organische Verbindungen (VOC). Staub ist ein Hauptproblem, da er auf allen Verfahrensstufen in unterschiedlicher Art und Zusammensetzung entsteht. Staub entwickelt sich beim Schmelzen des Metalls, beim Sandformen, beim Gießen und beim Putzen. Jeder Staub kann Metall und Metalloxide enthalten.

Der Einsatz von Koks als Brennstoff oder die Beheizung der Tiegel und Öfen mit Gas- oder Ölbrennern kann zur Emission von Verbrennungsprodukten wie  $\text{NO}_x$  und  $\text{SO}_2$  führen. Ferner begünstigen die Verwendung von Koks und Verunreinigungen (z. B. Öl, Farbe usw.) im Schrott die Bildung von unvollständigen Verbrennungsprodukten und Rekombinationsprodukten (wie PCDD/PCDF) und Staub.

Bei der Herstellung von Formen und Kernen werden verschiedene Additive eingesetzt, um den Sand zu binden. Beim Binden des Sandes und beim Gießen des Metalls entstehen Reaktions- und Abbauprodukte, u. a. anorganische und organische Verbindungen wie Amine und flüchtige organische Verbindungen. Die Entstehung von Abbauprodukten (vor allem von flüchtigen organischen Verbindungen) setzt sich auch während der Abkühlphase des Gussteils und beim Entformen fort. Diese Produkte können zudem zu einer Geruchsbelästigung führen.

Beim Gießereiprozess sind Emissionen in die Luft in der Regel nicht auf eine oder mehrere Quellen beschränkt. Der Prozess umfasst verschiedene Emissionsquellen (beispielsweise das heiße Gussteil, den Sand, das heiße Metall). Wichtig für die Verringerung von Emissionen ist nicht nur die Behandlung der Abgase, sondern auch deren Absaugung.

Beim Sandformen werden große Mengen Sand benötigt, wobei das Gewichtsverhältnis Sand:Flüssigmetall im Allgemeinen zwischen 1:1 und 20:1 liegt. Der Sand kann regeneriert, wieder verwendet oder entsorgt werden. Als weitere mineralische Rückstände fallen während des Schmelzens u. a. Schlacke und Schaum an, die als Verunreinigungen aus der Schmelze ausgeschieden werden. Sie können zurückgewonnen oder entsorgt werden.

Da in Gießereien thermische Verfahren Anwendung finden, stellen der energetische Wirkungsgrad und die Verwertung der erzeugten Wärme wichtige ökologische Aspekte dar. Aufgrund des umfangreichen Transports des Wärmeträgers (d. h. des Metalls) und seiner langsamen Abkühlung ist die Rückgewinnung der Wärme nicht immer einfach.

In Gießereien ist der Wasserverbrauch hoch, was vor allem an den Arbeitsgängen Abkühlen und Abschrecken liegt. In den meisten Gießereien besteht daher ein interner Wasserkreislauf, bei dem der größte Teil des Wassers verdampft. Das Wasser wird in erster Linie für die Kühlsysteme der Elektroöfen (Induktions- oder Lichtbogenöfen) bzw. der Kupolöfen benötigt. Meist bleibt jedoch nur eine geringe Menge Abwasser. Bei Nassentstaubungsverfahren muss dem anfallenden Abwasser besondere Aufmerksamkeit geschenkt werden. Beim (Hoch-)Druckguss entsteht ein Abwasserstrom, aus dem die organischen Verbindungen (Phenol, Öl) vor der Entsorgung durch entsprechende Behandlung entfernt werden müssen.

### **Verbrauchs- und Emissionswerte**

Die folgende Abbildung gibt einen Überblick über die Einsatzstoffe und die entstehenden Produkte im Gießereiprozess. Der Schritt „Gießen“ in der Mitte der Abbildung umfasst auch alle notwendigen Formvorgänge. Eingesetzt werden vor allem Metall, Energie, Bindemittel und Wasser, als Emissionen entstehen hauptsächlich Staub, Amine und flüchtige organische Verbindungen und bei speziellen Ofentypen  $\text{SO}_2$ , Dioxine und  $\text{NO}_x$ .

Auf das Schmelzen entfallen 40 % bis 60 % der in Gießereien verbrauchten Energie, wobei der Energieverbrauch beim einzelnen Metall vom Typ des verwendeten Ofens abhängt. So werden

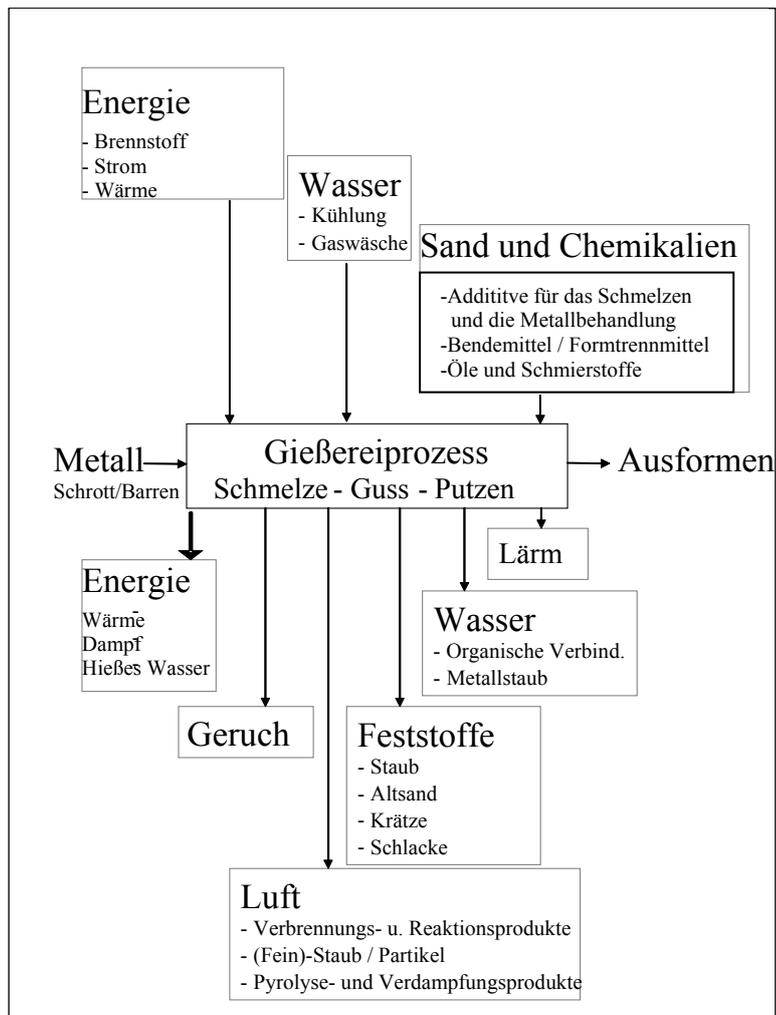
für das Schmelzen von Eisenmetallen zwischen 500 kWh/t und 1 2100 kWh/t metallischer Einsatz und bei Aluminium zwischen 400 kWh/t und 1 200 kWh/t metallischer Einsatz benötigt. Die benötigten Mengen und Arten von Bindemitteln, Chemikalien und Sand hängen weitgehend von der Art des herzustellenden Gussteils, insbesondere von seiner Größe und Form, sowie davon ab, ob es sich um Serienproduktion oder Chargenbetrieb handelt.

Der Wasserverbrauch richtet sich nach dem verwendeten Ofentyp, der angewandten Rauchgasreinigung und dem Gießverfahren.

Auf allen Verfahrensstufen fällt Staub an, wenngleich mit unterschiedlichem Gehalt an mineralischen Oxiden, Metallen und Metalloxiden. Die Staubmengen, die beim Schmelzen entstehen, liegen bei bestimmten Nichteisenmetallen unter der Nachweisgrenze und reichen bis zu mehr als 10 kg/t beim Schmelzen von Gusseisen im Kupolofen. Die großen Mengen Sand, die für das Gießen mit Einzelgießformen benötigt werden, führen in den verschiedenen Stufen des Formprozesses zu Staubemissionen.

Bei der am häufigsten verwendeten Methode der Kernherstellung kommen Amine als Katalysator zum Einsatz. Die Kernschießmaschinen lassen dabei einen nicht diffusen Emissionsstrom entstehen, während die Umsetzung der Kerne diffuse Emissionen verursacht.

Die Emission flüchtiger organischer Verbindungen (vor allem von Lösungsmitteln, BTEX und in geringerem Umfang auch von Phenol, Formaldehyd usw.) ist unter anderem auf die Verwendung von Harzen, organischen Lösungsmitteln oder Beschichtungen auf organischer Basis bei der Form- und Kernherstellung zurückzuführen. Beim Eingießen des Metalls werden die organischen Verbindungen durch Thermolyse aufgelöst und dann während des Ausrüttelns und Abkühlens freigesetzt. In diesem Merkblatt wird von Emissionswerten zwischen 0,1 kg/t und 1,5 kg/t Gussteil ausgegangen.



### Übersicht über den Massestrom im Gießereiprozess

#### Techniken, die bei der Festlegung der BVT in Betracht zu ziehen sind

Zu den wichtigsten Grundsätzen der IVVU-Richtlinie gehören die Emissionsminderung, der rationelle Einsatz von Rohstoffen und Energie, die optimale Nutzung der Prozesschemikalien, die Rückgewinnung und Verwertung von Abfallstoffen sowie die Substitution von Schadstoffen. In Gießereien richtet sich die Aufmerksamkeit vor allem auf die Emissionen in die Luft, den rationellen Einsatz von Rohstoffen und Energie sowie die Abfallverringerung unter Nutzung sämtlicher Möglichkeiten der Verwertung und Wiederverwendung.

Den oben genannten Fragen des Umweltschutzes wird durch eine Vielzahl verfahrens-integrierter und nachgeschalteter Maßnahmen Rechnung getragen. Über 100 Verfahren zur Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung werden in diesem Merkblatt unter den folgenden 12 thematischen Überschriften, die im Wesentlichen dem Fertigungsfluss entsprechen, behandelt:

1. *Rohstofflagerung und -transport:* Das Ziel bei der Materiallagerung und dem Materialtransport besteht darin, die Verunreinigung von Boden und Wasser zu vermeiden und den internen Schrottkreislauf zu optimieren.
2. *Metallschmelzen und Behandlung des flüssigen Metalls:* Um den Ofenwirkungsgrad zu optimieren und weniger Rückstände entstehen zu lassen, können für den jeweiligen Ofentyp geeignete Verfahren angewandt werden, wobei es sich überwiegend um verfahrens-integrierte Maßnahmen handelt. Auch bei der Auswahl des Ofentyps können ökologische Erwägungen eine Rolle spielen. Besondere Aufmerksamkeit wird der Reinigung der Aluminiumschmelze und dem Schmelzen von Magnesium geschenkt, da die bis vor kurzem verwendeten Erzeugnisse ein hohes Verunreinigungspotenzial aufweisen (HCE und SF<sub>6</sub>).
3. *Form- und Kernherstellung einschließlich Sandaufbereitung:* Was die Bindemittel und die beim Kokillenguss eingesetzten Formentrennmittel anbelangt, so können zur Senkung ihres

Verbrauchs Maßnahmen und Verfahren angewandt werden, die der besten praktischen Lösung entsprechen. Zur Verringerung des Entstehens flüchtiger organischer Verbindungen und der Geruchsbelästigung bei Einzelgießformen können Beschichtungen auf Wasserbasis und anorganische Lösungsmittel eingesetzt werden. Während Beschichtungen auf Wasserbasis bereits üblich sind, ist die Verwendung anorganischer Lösungsmittel bei der Kernherstellung noch wenig verbreitet. Eine weitere Möglichkeit bieten alternative Formverfahren, die allerdings nur bei speziellen Anwendungen zum Tragen kommen.

4. *Metallguss*: Um die Effizienz des Gießprozesses zu verbessern, können Maßnahmen zur Erhöhung der Metallausbeute (d. h. zur Verbesserung des Masseverhältnisses zwischen dem geschmolzenen Metall und dem fertigen Gussteil) ins Auge gefasst werden.
5. *Absaugen von Dampf, Rauchgas und Abgas und deren Aufbereitung*: Für die Begrenzung der Emissionen in die Luft auf den einzelnen Stufen des Gießereiprozesses muss ein entsprechendes System installiert werden, mit dem die Emissionen aufgefangen und aufbereitet werden. Je nach Anlage und Art der emittierten Verbindungen, der Abgasmenge und dem Auffangaufwand kommen verschiedene Verfahren in Betracht. Die für das Absaugen der Abgase angewandten Methoden spielen bei der Verringerung diffuser Emissionen eine wichtige Rolle. Ferner können bei diffusen Emissionen bewährte Praktiken zur Anwendung kommen.
6. *Vermeidung und Behandlung von Abwasser*: Vielfach kann durch prozessintegrierte Maßnahmen der Anfall von Abwasser vermieden oder vermindert werden. Je nach Quelle innerhalb des Verfahrens enthält Abwasser, das sich nicht vermeiden lässt, mineralische oder metallische Rückstände, Amine, Sulfate, Öl oder Schmierstoffe. Für jede dieser Verbindungen sind unterschiedliche Behandlungsverfahren erforderlich.
7. *Effiziente Energienutzung*: Auf das Schmelzen des Metalls entfallen 40 %–60 % des Energieeinsatzes in einer Gießerei. Bei Maßnahmen zur Verbesserung der Energienutzung sollten daher sowohl das Schmelzen als auch sonstige Verfahren wie Luftkompression, Hochfahren der Anlage, hydraulische Vorgänge usw. berücksichtigt werden. Infolge der erforderlichen Abkühlung von Öfen und Abgasen entsteht ein Heißwasser- oder Heißluftstrom, dessen Wärme in der Anlage oder außerhalb genutzt werden kann.
8. *Sand: Regenerierung, Rückgewinnung, Wiederverwendung und Entsorgung*: Da Sand in Gießereien als inerter Rohstoff in großen Mengen zum Einsatz kommt, ist die Regenerierung oder Wiederverwendung des Sandes ein wichtiger ökologischer Aspekt. Bei der Regenerierung des Sandes kommen verschiedene Verfahren zum Einsatz (Aufbereitung und Wiederverwendung in der Anlage als Formsand), deren Wahl von der Art des Bindemittels und der Zusammensetzung des Sandflusses abhängt. Kann der Sand nicht regeneriert werden, ist die externe Wiederverwendung eine Möglichkeit, um eine Entsorgung zu vermeiden. Die Verwendung in verschiedenen Bereichen wurde aufgezeigt.
9. *Staub und feste Rückstände: Aufbereitung und Wiederverwendung*: Um das Entstehen von Staub und festen Rückständen zu verringern, stehen prozessintegrierte Methoden und betriebliche Maßnahmen zur Verfügung. Die aufgefangenen Stäube, Schlacken und sonstigen festen Rückstände können in der Anlage sowie außerhalb wieder verwendet werden.
10. *Lärmbekämpfung*: Verschiedene Arbeitsgänge in der Gießerei sind Lärmpunktquellen. Befinden sich Gießereien in der Nähe von Wohnsiedlungen, führt dies zu einer Belästigung der Bewohner. Daher sollte ein Lärmbekämpfungsplan, der sowohl allgemeine als auch speziell auf die Quelle ausgerichtete Maßnahmen enthält, aufgestellt und durchgeführt werden.
11. *Stilllegung*: Die IVVU-Richtlinie schreibt vor, dass bei der Stilllegung einer Anlage auf die mögliche Umweltverschmutzung zu achten ist. Bei Gießereien droht besonders die Gefahr der Bodenverschmutzung. Es gibt eine Reihe allgemeiner Maßnahmen, die nicht nur für Gießereien geeignet sind und zur Vermeidung von Umweltverschmutzungen bei der Stilllegung herangezogen werden können.
12. *Umweltmanagement*: Umweltmanagementsysteme sind nützliche Instrumente, die bei der Vermeidung von Umweltverschmutzungen durch industrielle Tätigkeiten zum Einsatz kommen. Der Hinweis darauf ist daher selbstverständlicher Bestandteil jedes BREF-Merkblatts.

## BVT für Gießereien

Das BVT-Kapitel (Kapitel 5) ist den Verfahren gewidmet, bei denen es sich nach Ansicht der Technischen Arbeitsgruppe um BVT handelt, die generell für die Gießereiindustrie geeignet sind. Ausgangspunkt sind die in Kapitel 4 gegebenen Informationen, die Definition der „besten verfügbaren Techniken“ in Artikel 2 Nummer 11 und die nach Anhang IV der Richtlinie zu berücksichtigenden Gesichtspunkte. Im BVT-Kapitel werden keine Emissionsgrenzwerte festgelegt oder vorgeschlagen, vielmehr werden Emissionswerte empfohlen, die mit der Anwendung der BVT in Zusammenhang stehen.

Während des Informationsaustauschs in der Technischen Arbeitsgruppe wurden viele Fragen aufgeworfen und erörtert. Auf einige der behandelten Themen wird in dieser Zusammenfassung besonders eingegangen. In den nachstehenden Abschnitten folgt ein Überblick über die wichtigsten BVT-Schlussfolgerungen bezüglich der dringendsten ökologischen Fragen.

Die BVT-Elemente müssen an den jeweiligen Gießereityp angepasst werden. Eine Gießerei besteht in der Regel aus dem Schmelzbetrieb und der eigentlichen Gießerei, die jeweils über eigene Lieferketten verfügen. Beim Gießen mit Einzelgießform gehören zu dieser Lieferkette alle Tätigkeiten, die mit der Form- und Kernherstellung in Zusammenhang stehen. Im BVT-Kapitel wird zwischen dem Schmelzen von Eisen- und Nichteisenmetall und beim Gießen zwischen Einzelgieß- oder Dauerform unterschieden. Jede Gießerei kann als eine Kombination aus einer bestimmten Art des Schmelzens mit einer dazugehörigen Formklasse betrachtet werden. Für jede Klasse wird die BVT beschrieben. Auch die allgemeinen BVT, die für alle Gießereien gelten, werden behandelt.

### Allgemeine BVT

Einige BVT-Elemente sind allgemeiner Natur und gelten für alle Gießereien, ungeachtet der angewandten Prozesse und der Art der von ihnen hergestellten Produkte. Der Materialfluss, die Nachbearbeitung der Gussteile, Lärmbelästigung, Abwasseranfall, Umweltmanagement und Anlagen-Stilllegung fallen in diese Kategorie.

Mithilfe der BVT sollen das Management und die Steuerung der internen Flüsse optimiert werden, um die Verschmutzung der Umwelt und die Verschlechterung ihres Zustands zu verhindern, für eine entsprechende Qualität der Einsatzgüter zu sorgen, die Rückgewinnung und Wiederverwendung der Stoffe zu gewährleisten und den Prozesswirkungsgrad zu verbessern. Das BREF-Merkblatt behandelt die im BREF „Emissionen aus der Lagerung gefährlicher Substanzen und staubender Güter“ erfassten Lager- und Transporttechniken wie die Lagerung von Schrott auf einer undurchlässigen Oberfläche mit Entwässerungs- und Sammelsystem (obwohl bei Lagerung auf einer überdachten Fläche die Notwendigkeit eines solchen Systems möglicherweise entfällt), die gesonderte Lagerung der eingehenden Materialien und der anfallenden Rückstände, die Verwendung wieder verwendbarer Container, die Optimierung der Metallausbeute sowie bewährte Lösungen für den Transport des Gießguts und die Beförderung der Pfannen.

BVT werden für Putztechniken angeführt, bei denen Staub anfällt, sowie für Wärmebehandlungsverfahren. Hinsichtlich Trennschleifen, Putzen mit metallischen Strahlmitteln und Entgraten besteht die BVT darin, die beim Putzen anfallenden Abgase in einem Nass- oder Trockensystem aufzufangen und aufzubereiten. Bei der Wärmebehandlung besteht die BVT in der Verwendung sauberer Brennstoffe (d. h. Erdgas oder Brennstoff mit niedrigem Schwefelgehalt), dem automatischen Ofenbetrieb, der automatischen Brenner-/Heizelementsteuerung und im Auffangen und Absaugen der Abgase aus den Wärmebehandlungsöfen.

Zur Lärminderung entspricht es dem BVT-Stand, eine Lärmbekämpfungsstrategie zu entwickeln und anzuwenden, die allgemeine und quellspezifische Maßnahmen, beispielsweise die Einhausung lärmintensiver Anlagen wie des Ausleerplatzes, sowie weitere, von den örtlichen Bedingungen abhängige Maßnahmen umfasst.

Zu den BVT für die Abwasserbehandlung gehören die Vermeidung des Abwasseranfalls, die Trennung nach Abwasserart, ein möglichst hoher Grad an innerbetrieblicher Rückgewinnung und eine angemessene Behandlung der anfallenden Abwasserströme. Zu den einzusetzenden Verfahren zählen Ölabscheidung, Filtration und Sedimentation.

Diffuse Emissionen stammen aus nicht eingeschlossenen Quellen (Transport, Lagerung, verspritztes Metall) sowie aus eingeschlossenen Quellen, sofern die Absaugung nicht vollständig erfolgt ist. Die BVT bestehen in der Anwendung einer Kombination von Maßnahmen im Zusammenhang mit dem Materialfluss und dem Materialtransport sowie der Optimierung des Auffangens und der Reinigung von Abgasen mittels eines oder mehrerer Auffangverfahren. Dem Absaugen des Dampfes in unmittelbarer Nähe der Quelle ist der Vorzug zu geben.

Die BVT besteht darin, ein Umweltmanagementsystem (UMS) einzurichten und zu benutzen, das bestimmte, den jeweiligen Umständen entsprechende Merkmale aufweist, beispielsweise in Bezug auf das Engagement der Betriebsleitung, die Planung, die Einleitung und Durchführung bestimmter Verfahrensweisen, die Kontrolle des erreichten Standes einschließlich Korrekturmaßnahmen und Überprüfungen.

BVT-Stand ist es, alles zu tun, um eine Umweltverschmutzung bei der Stilllegung zu verhindern. Dazu gehören die Risikominderung bereits in der Planungsphase, die Durchführung eines Modernisierungsprogramms für vorhandene Anlagen und die Erarbeitung und Anwendung eines Plans für die Schließung neuer oder vorhandener Anlagen. Bei diesen Maßnahmen werden zumindest die folgenden Verfahrensteile einbezogen: Tanks, Behälter, Rohrleitungen, Isolierung, Schlammteiche und Deponien.

### Schmelzen von Eisenmetallen

Bei Kupolöfen umfassen die BVT Verfahren, die zu einem höheren Wirkungsgrad führen können, wie den Betrieb mit Sekundärluft, die Sauerstoffanreicherung, das kontinuierliche Blasen oder den Dauerbetrieb, bewährte, fachgerechte Schmelzverfahren sowie die Kontrolle der Koksqualität. BVT bestehen ferner im Auffangen, Abkühlen und Entstauben der Abgase und unter bestimmten Bedingungen in der Nachverbrennung und Wärmerückgewinnung. Zu den BVT gehören verschiedene Entstaubungsmethoden, wobei der Nassentstaubung der Vorzug zu geben ist, wenn das Schmelzen mit basischer Schlacke erfolgt. In einigen Fällen gehört die Entstaubung auch zu den Maßnahmen, mit denen sich Dioxin- und Furanemissionen verhindern oder verringern lassen. Die Branche bezweifelt die Möglichkeit, Sekundärmaßnahmen anzuwenden, die auf die Verringerung der Dioxin- und Furanemissionen gerichtet sind und sich bisher nur in anderen Sektoren bewährt haben, insbesondere deren Anwendbarkeit in kleineren Gießereien. Zu den BVT im Zusammenhang mit den Rückständen aus Kupolöfen gehören die Verringerung der Schlackenbildung, die Vorbehandlung der Schlacke, um deren externe Wiederverwendung zu ermöglichen, sowie die Sammlung von Koksgrus und dessen Rückführung in den Kreislauf.

Bei Lichtbogenöfen umfassen die BVT die Anwendung einer zuverlässigen und effizienten Prozesssteuerung zur Verkürzung der Schmelz- und Behandlungszeiten, das Schäumen der Schlacke, das wirksame Auffangen und das Abkühlen der Ofenabgase und deren Entstaubung unter Verwendung eines Schlauchfilters. Dem BVT-Stand entspricht die Rückführung von Filterstaub in den Lichtbogenofen.

Bei Induktionsöfen gehört Folgendes zu den BVT: Schmelzen von sauberem Schrott, Anwendung bewährter Beschickungs- und Betriebsverfahren, Mittelfrequenzöfen und bei der Installation eines neuen Ofens die Umstellung der Netzfrequenzöfen auf Mittelfrequenz, die Untersuchung der Möglichkeit der Abhitzerückgewinnung sowie unter bestimmten Umständen der Einbau eines Wärmerückgewinnungssystems. Beim Auffangen und bei der Behandlung der Abgase von Induktionsöfen besteht die BVT darin, den Induktionsofen mit einem Deckel und einer Rand- oder Haubenabsauganlage zu bestücken, um die Ofenabgase aufzufangen und während eines Arbeitstaktes eine möglichst hohe Abgasmenge aufzufangen. Ferner besteht die

BVT darin, die Rauchgase einer Trockenreinigung zu unterziehen und die Staubemission auf unter 0,2 kg/t geschmolzenes Eisen zu reduzieren.

Beim Drehtrommelofen werden bei Anwendung der BVT verschiedene Techniken kombiniert, um die Ausbeute zu optimieren, außerdem wird ein Sauerstoffbrenner verwendet. Die BVT ermöglichen das Auffangen der Abgase unmittelbar am Ofenausgang, die Nutzung der Nachverbrennung, die Abkühlung unter Verwendung eines Wärmetauschers, gefolgt von der Trockenentstaubung. Um Dioxin- und Furanemissionen zu vermeiden bzw. zu verringern, ist die Kombination spezieller Maßnahmen vorgesehen. Ähnlich wie bei den Kupolöfen hat die Branche Zweifel an der Durchführbarkeit von Sekundärmaßnahmen, die auf die Verringerung der Dioxinemissionen abzielen und sich bisher nur in anderen Sektoren bewährt haben. Insbesondere ist sie gegenüber deren Anwendbarkeit in kleineren Gießereien skeptisch.

Die Metallbehandlung hängt von der Art des hergestellten Erzeugnisses ab. Dem BVT-Stand entspricht es, das Abgas von AOD-Konvertern durch eine Dachhaube und das beim Kugelgraphitguss entstehende Abgas mithilfe eines Schlauchfilters aufzufangen und zu behandeln. Bei den BVT wird überdies der MgO-Staub zurückgeführt.

### Schmelzen von Nichteisenmetallen

Im Falle von Induktionsöfen zum Schmelzen von Aluminium, Kupfer, Blei und Zink ist es BVT-Stand, in der Praxis bewährte Beschickungs- und Betriebsmethoden anzuwenden, die Öfen mit Mittelfrequenz zu betreiben und bei der Installation neuer Öfen von Netz- auf Mittelfrequenz umzustellen, die Möglichkeit der Abhitzerückgewinnung zu prüfen und unter bestimmten Umständen ein Wärmerückgewinnungssystem einzubauen. Was das Auffangen der Abgase von Induktionsöfen betrifft, besteht die BVT darin, die Emissionen zu verringern und erforderlichenfalls das Abgas zu sammeln, während des Arbeitstaktes eine möglichst hohe Abgasmenge aufzufangen und die Rauchgase einer Trockenreinigung zu unterziehen.

Bei den anderen Ofentypen liegt der BVT-Schwerpunkt auf dem wirksamen Auffangen der Ofenabgase bzw. der Verringerung diffuser Emissionen.

Bei der Metallbehandlung der Nichteisengussteile entspricht es dem BVT-Stand, im Falle der Aluminiumherstellung Gebläsesysteme für die Entgasung und Reinigung zu verwenden. BVT ist es, SO<sub>2</sub> als Abdeckmittel beim Schmelzen von Magnesium in Anlagen mit einem jährlichen Ausstoß von 500 t und mehr einzusetzen. In kleineren Anlagen (<500 t/Jahr Magnesiumteile) sehen die BVT den Einsatz von SO<sub>2</sub> oder die Verringerung der Verwendung von SF<sub>6</sub> vor. Wird SF<sub>6</sub> eingesetzt, so sollte der Verbrauch laut BVT <0,9 kg/t Gussteile beim Sandguss und <1,5 kg/t Gussteile beim Druckguss betragen.

### Gießen mit Einzelgießform

Das Gießen mit verloraener Form (Einzelgießform) umfasst die Vorgänge Formen, Kernherstellung, Gießen, Abkühlen und Ausrütteln. Ferner gehört dazu die Herstellung von Formen aus Grünsand oder chemisch gebundenem Sand sowie von chemisch gebundenen Sandkernen. BVT-Elemente werden in drei Kategorien vorgestellt: Nassgussformen, Abformen in chemisch gebundenem Sand und Gießen/Abkühlen/Ausrütteln.

Was die Grünsandaufbereitung betrifft, so geht es bei den BVT um die Absaugung und Reinigung der Abluft sowie die interne oder externe Verwertung des abgesaugten Staubs. Entsprechend dem Ziel, die Menge des zu entsorgenden Abfalls zu verringern, sehen die BVT eine primäre Regenerierung des Grünsandes vor. Bei Anwendung der BVT ergeben sich Regenerierungsraten von 98 % (Monosand) bzw. 90 %-94 % (Grünsand mit inkompatiblen Kernen).

Bei chemisch gebundenem Sand beziehen sich die vorgeschlagenen BVT auf eine Vielzahl von Verfahren und betreffen ein breites Spektrum von Umweltschutzfragen. Dem BVT-Stand entspricht es, den Bindemittel- und Harzverbrauch sowie die Sandverluste zu verringern, die diffuse Emission flüchtiger organischer Verbindungen durch Absaugen des Abgases bei der Kernherstellung und dem Kerntransport zu verringern und Beschichtungen auf Wasserbasis zu verwenden. Die Verwendung von Beschichtungen auf Alkoholbasis stellt bei einer begrenzten

Zahl von Anwendungen, bei denen Beschichtungen auf Wasserbasis nicht nutzbar sind, die BVT dar. In diesem Falle sollte die Abluft möglichst an der Beschichtungsanlage abgesaugt werden. Um die Emission von Aminen zu verringern und ihre Rückgewinnung zu verbessern, sieht eine spezielle BVT die Herstellung von durch Amine unter Verwendung von Urethan-Bindemitteln ausgehärteten Kernen (Cold-Box-Verfahren) vor. Bei diesen Verfahren entsprechen sowohl aromatische als auch nichtaromatische Lösungsmittel dem BVT-Stand. BVT ist es, die zu entsorgende Sandmenge zu verringern, indem in erster Linie eine Strategie verfolgt wird, die auf die Regenerierung und/oder Wiederverwendung des chemisch gebundenen Sandes (in Form von gemischtem Sand oder Monosand) abzielt. Die BVT-Bedingungen für die Regenerierung sind in der nachstehenden Tabelle aufgeführt. Regenerierter Sand wird lediglich in dafür geeigneten Kernsandsystemen wieder verwendet.

Sandart	Verfahren	Regenerierungsanteil <sup>1</sup> (in %)
Kalt aushärtender Monosand	Einfache mechanische Regenerierung	75 – 80
Silikat-Monosand	Erhitzen und pneumatische Behandlung	45 – 85
Monosand beim Cold-Box-, SO <sub>2</sub> -, Hot-Box-, Croning-Verfahren, gemischter Sand mit Organikanteil	Kalte mechanische oder thermische Regenerierung	in Kernen: 40 – 100 in Formen: 90 – 100
Mischung aus Grünsand und Sand mit Organikanteil	Mechanisch-thermisch-mechanische Behandlung, Schleifen oder pneumatisches Abreiben	in Kernen: 40 – 100 in Formen: 90 – 100
(1) Masse des regenerierten Sandes/Gesamtmasse des verwendeten Sandes		

#### **BVT für die Regenerierung von chemisch gebundenem Sand (gemischter Sand und Monosand)**

Es wird davon ausgegangen, dass alternative Formverfahren und anorganische Bindemittel gute Aussichten bieten, die Umweltbelastung durch Form- und Gießprozesse erheblich zu verringern.

Beim Gießen, Abkühlen und Ausrütteln gelangen Staub, flüchtige organische Verbindungen und andere organische Produkte in die Luft. Dem BVT-Stand entsprechen die Einhausung der Gieß- und Kühlstrecken und die Absaugung der Abgase bei seriellen Gießstrecken, außerdem die Einhausung der Ausleereinrichtung und die Behandlung der Abgase durch Nass- oder Trockenentstaubung.

#### Gießen mit Dauerform

Da es sich um einen andersartigen Prozess handelt, stehen beim Gießen mit Dauerform andere Umweltbelange im Vordergrund als bei den Verfahren mit Einzelgießform. Wasser spielt hier eine größere Rolle. Emissionen in die Luft erfolgen in Form eines Ölnebels und weniger als Staub und Verbrennungsprodukte. Daher setzt man bei den BVT in diesem Fall auf Vorbeugungsmaßnahmen, wozu auch die Verringerung des Verbrauchs von Wasser und Formentrennmitteln gehört. Bei Anwendung der BVT wird das Ablauf- und Sickerwasser mit Hilfe von Ölabscheidern und Destillation, Vakuumverdampfung oder biologischem Abbau aufgefangen und behandelt. Ist es einer Gießerei nicht möglich, durch geeignete Maßnahmen zur Verhinderung der Ölnebelbildung die entsprechenden BVT-Emissionswerte zu erreichen, so entspricht es dem BVT-Stand, Abzugshauben zu verwenden und die Abgase von HPDC-Anlagen elektrostatisch abzuscheiden.

Die BVT für die Aufbereitung chemisch gebundenen Sands entsprechen den Verfahren beim Gießen mit Einzelgießform. Gemäß BVT für die Aufarbeitung von Altsand wird die Kernausstößvorrichtung eingehaust und die Abgase mithilfe der Nass- oder Trockenentstaubung behandelt. Gibt es einen örtlichen Markt, so ist es BVT-Stand, den Sand aus der Kernausstößvorrichtung zur Wiederverwendung bereitzustellen.

Alle Emissionswerte sind als Durchschnittswert in einem praktikablen Messzeitraum angegeben. Sofern eine kontinuierliche Messung möglich ist, wird der durchschnittliche Tageswert verwendet. Emissionen in die Luft basieren auf Standardbedingungen, d. h. 273 K, 101,3 kPa und trockenem Gas.

Zwar wird in den BVT-Merkblättern keine rechtlich verbindliche Norm festgelegt, doch sollen sie der Industrie, den Mitgliedstaaten und der Öffentlichkeit Hinweise auf die Emissions- und Verbrauchswerte geben, die sich mit den angegebenen Verfahren erreichen lassen. Im Einzelfall sind die Grenzwerte unter Berücksichtigung der Zielvorgaben der IVU-Richtlinie und der örtlichen Bedingungen festzulegen.

BVT-Emissionswerte

Für die oben angegebenen BVT-Maßnahmen gelten die folgenden Emissionswerte:

Tätigkeit	Art	Parameter	Emissionswert (mg/Nm <sup>3</sup> )
Putzen der Gussteile		Staub	5 – 20
Schmelzen von Eisenmetallen	Allgemein	Staub <sup>(1)</sup>	5 – 20
		PCDD/PCDF	≤ 0,1 ng TEQ/Nm <sup>3</sup>
	Heißwindkupolofen	CO	20 – 1000
		SO <sub>2</sub>	20 – 100
		NO <sub>x</sub>	10 – 200
	Kaltwindkupolofen	SO <sub>2</sub>	100 – 400
		NO <sub>x</sub>	20 – 70
NM – VOC		10 – 20	
Koksloser Kupolofen	NO <sub>x</sub>	160 – 400	
Lichtbogenofen	NO <sub>x</sub>	10 – 50	
	CO	200	
Trommelofen	SO <sub>2</sub>	70 – 130	
	NO <sub>x</sub>	50 – 250	
	CO	20 – 30	
Schmelzen von Nichteisenmetallen	Allgemein	Staub	1 – 20
	Schmelzen von Aluminium	Chlor	3
	Schachtofen für Al	SO <sub>2</sub>	30 – 50
		NO <sub>x</sub>	120
		CO	150
VOC		100 – 150	
Herdofen für Al	SO <sub>2</sub>	15	
	NO <sub>x</sub>	50	
	CO	5	
	TOC	5	
Abformen und Gießen mit Einzelgießformen	Allgemein	Staub	5 – 20
	Kernmacherei	Amin	5
	Aufbereitungsanlagen	SO <sub>2</sub>	120
NO <sub>x</sub>		150	
Gießen mit Dauerformen	Allgemein	Staub	5 - 20
		Ölnebel, gemessen als Gesamt-C	5 - 10
(1) Der Emissionswert des Staubs hängt von den Staubkomponenten wie Schwermetalle, Dioxine und dem entsprechenden Massenstrom ab.			

**Emissionen in die Luft bei Anwendung der BVT für die verschiedenen Gießereitätigkeiten****Techniken in der Entwicklung**

Einige neue Techniken zur Verminderung der Gefahren für die Umwelt, die sich gegenwärtig noch im Forschungs- und Entwicklungsstadium befinden oder derzeit auf den Markt gebracht werden, sind als „Techniken in der Entwicklung“ anzusehen. In Kapitel 6 werden fünf dieser Techniken besprochen, und zwar die Verwendung schwer brennbarer Materialien beim Schmelzen in Kupolöfen, das Recycling von metallhaltigem Filterstaub, die Rückgewinnung von Aminen durch Abgaspermeation, das separate Aufsprühen von Formentrennmitteln und Wasser beim Aluminiumdruckguss sowie die Nutzung anorganischer Bindemittel bei der Kernherstellung. Das zuletzt genannte Verfahren wurde von der Technischen Arbeitsgruppe als besonders viel versprechend hervorgehoben, obwohl der begrenzte Umfang der bislang durchgeführten Tests und der Anwendung dieses Verfahrens es noch nicht gestatten, es als eine Technologie aufzunehmen, die bei der Wahl der BVT zu berücksichtigen wäre.

## Abschließende Bemerkungen zum Informationsaustausch

### Informationsaustausch

Das BREF-Merkblatt basiert auf über 250 Informationsquellen. Einen wesentlichen Anteil an diesen Informationen haben Forschungsinstitute für Gießereiwesen, die auch beim Informationsaustausch eine aktive Rolle gespielt haben. Lokale BAT-Leitfäden aus verschiedenen Mitgliedstaaten sorgten für eine solide Grundlage des Informationsaustauschs. Die Mehrzahl der im Rahmen dieses Informationsaustauschs zur Verfügung gestellten Schriftstücke befasste sich mit den in Eisengießereien angewandten Prozessen und Techniken. Bei der Erarbeitung des BREF waren die Prozesse in Nichteisengießereien unterrepräsentiert. Das zeigt sich auch daran, dass die Schlussfolgerungen bezüglich BVT in Nichteisengießereien weniger ausführlich sind.

### Erreichte Übereinstimmung

Hinsichtlich der Schlussfolgerungen herrschte weitgehend Übereinstimmung, Meinungsunterschiede wurden nicht festgestellt. Die Vertreter der Branche äußerten Zweifel an der Möglichkeit, Sekundärmaßnahmen für die Dioxinbeseitigung ohne größere Schwierigkeiten durchzuführen.

### Empfehlungen für die künftige Arbeit

Der Informationsaustausch und sein Ergebnis, d. h. dieses Merkblatt, sind ein wichtiger Schritt in Richtung auf eine integrierte Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung durch die Gießereiindustrie. Bei der künftigen Arbeit könnte der eingeschlagene Weg fortgesetzt werden, indem die Erfassung und Prüfung von Informationen, die während dieses Informationsaustauschs nicht vorlagen, in den Mittelpunkt gerückt werden. In Zukunft sollten vor allem folgende Themen ausführlicher behandelt werden:

- *Verfahren zur Verminderung der Emission flüchtiger organischer Verbindungen:* Benötigt werden Angaben und Informationen über die angewandten Methoden zum effizienten Auffangen und zur Behandlung von flüchtige organische Verbindungen enthaltenden Abgasen von Gießereien. Die Verwendung alternativer Bindemittel und Beschichtungsmaterialien kann sich in dieser Hinsicht als wichtige Vorsorgemaßnahme erweisen.
- *Abwasserbehandlung:* Benötigt werden Angaben über ein breites Spektrum von Wasserbehandlungssystemen in Gießereien; anzugeben sind auch die Emissionswerte im Verhältnis zur Eingabe sowie die angewandten Abwasserbehandlungsverfahren.
- *Schmelzen von Nichteisenmetallen:* Emissionswerte für Nichteisengießereien werden in diesem Merkblatt lediglich für einige spezielle Anlagen angegeben. Benötigt werden umfassendere Informationen über diffuse und nicht diffuse Emissionen, die beim Schmelzen von Nichteisenmetallen in Gießereien entstehen. Die Informationen sollten auf den Erfahrungen der betrieblichen Praxis beruhen und in Form von Emissionswerten und Massenströmen dargestellt werden.
- *Angaben zur Wirtschaftlichkeit der BVT:* Zu vielen der in Kapitel 4 vorgestellten Verfahren fehlen Angaben über die Wirtschaftlichkeit. Diese Informationen müssen aus Projekten gewonnen werden, deren Gegenstand die Anwendung der vorgestellten Verfahren ist.

### Empfohlene Themen für FuE-Projekte

Der Informationsaustausch hat auch einige Bereiche ins Blickfeld gerückt, in denen zusätzliche Kenntnisse aus Forschungs- und Entwicklungsprojekten gewonnen werden können, z. B. folgende:

- *Dioxinüberwachung und -verminderung:* Wichtig ist ein besseres Verständnis des Einflusses von Verfahrensparametern auf die Entstehung von Dioxinen. Dazu ist die Überwachung der Dioxinmissionen bei verschiedenen Anlagen und unter unterschiedlichen Bedingungen erforderlich. Zudem müssen die Anwendung und Wirksamkeit von Sekundärmaßnahmen für die Senkung der Dioxinmission in der Gießereiindustrie erforscht werden.

- *Quecksilberemissionen:* Die hohe Flüchtigkeit von Quecksilber kann zu gasförmigen Emissionen führen, die nichts mit Staub zu tun haben. Im Hinblick auf die Verfolgung einer europäischen Quecksilberemissionspolitik sind die Emissionen von Quecksilber bei Schmelzprozessen im Allgemeinen und bei (Nichteisen-)Gießereien im Besonderen zu untersuchen.
- *Sauerstoff-Gas-Brenner und deren Einsatz in Kupolöfen:* Die Technische Arbeitsgruppe berichtete über neue Anwendungen als Folge laufender Forschungsarbeiten. Hier sind weitere Forschungs- und Entwicklungsarbeiten erforderlich, um dieses Verfahren auf einen Stand zu bringen, der eine weitere Verbreitung zulässt.
- *Substitution von SF<sub>6</sub> als Schutzgas in der Magnesiumschmelze.* Es wurden alternative Schutzgase zum Ersatz von SF<sub>6</sub>, wie z.B. HFC-134a und Novec612, entwickelt und erfolgreich erprobt. Sie wurden jedoch bisher nicht im industriellen Maßstab eingesetzt. Diese Gase können eine Alternative für das derzeitige Ersatzprodukt SO<sub>2</sub> darstellen. Es besteht Forschungs- und Demonstrationsbedarf an Projekten, die die Kenntnis zu den Schutzeigenschaften dieser Verbindungen, ihrem Zerfall und ihren Emissionen, erweitern. Dies würde die Möglichkeiten ihrer Anwendung klarer aufzeigen und den industriellen Einsatz unterstützen.

Die Europäische Kommission initiiert und fördert im Rahmen ihrer FuE-Programme zahlreiche Projekte, die sich mit sauberen Technologien, neuen Techniken in der Abwasserbehandlung und im Abwasserrecycling sowie Managementstrategien befassen. Diese Projekte könnten möglicherweise einen nützlichen Beitrag zu künftigen Überprüfungen des vorliegenden Dokuments leisten. Die Leser werden daher gebeten, das EIPPCB über Forschungsergebnisse zu informieren, die für den Umfang dieses Dokuments von Belang sind (siehe auch Vorwort).



## VORWORT

### 1. Status des Dokuments

Sofern nicht anders angegeben, beziehen sich alle Hinweise auf “die Richtlinie” im vorliegenden Dokument auf die Richtlinie 96/61/EG des Rates über die integrierte Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung. Dieses Dokument ist Teil einer Reihe, in der die Ergebnisse eines Informationsaustauschs zwischen den EU-Mitgliedstaaten und der betroffenen Industrie über beste verfügbare Techniken (BVT), die damit verbundenen Überwachungsmaßnahmen und die Entwicklungen auf diesem Gebiet vorgestellt werden. Es wird von der Europäischen Kommission gemäß Artikel 16 Absatz 2 der Richtlinie veröffentlicht und muss daher gemäß Anhang IV der Richtlinie bei der Festlegung der “besten verfügbaren Techniken” berücksichtigt werden.

### 2. In der Richtlinie über die integrierte Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung verankerte rechtliche Pflichten und Definitionen der BVT

Um dem Leser das Verständnis des Rechtsrahmens für die Erarbeitung des vorliegenden Dokuments zu erleichtern, werden im Vorwort die wichtigsten Bestimmungen der Richtlinie über die integrierte Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung beschrieben und eine Definition des Begriffs “beste verfügbare Techniken” gegeben. Diese Beschreibung muss zwangsläufig unvollständig sein und dient ausschließlich Informationszwecken. Sie hat keine rechtlichen Konsequenzen und ändert oder präjudiziert in keiner Weise die Bestimmungen der Richtlinie.

Die Richtlinie dient der integrierten Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung, die durch die im Anhang I aufgeführten Tätigkeiten verursacht wird, damit insgesamt ein hohes Umweltschutzniveau erreicht wird. Die Rechtsgrundlage der Richtlinie bezieht sich auf den Umweltschutz. Bei ihrer Umsetzung sollten auch die anderen Ziele der Gemeinschaft wie die Wettbewerbsfähigkeit der europäischen Industrie berücksichtigt werden, damit sie zu einer nachhaltigen Entwicklung beiträgt.

Im Einzelnen sieht sie ein Genehmigungsverfahren für bestimmte Kategorien industrieller Anlagen vor und verlangt sowohl von den Betreibern als auch den regelnden Behörden und sonstigen Einrichtungen ein integriertes, ganzheitliches Betrachten des Umweltverschmutzungs- und Verbrauchspotentials der Anlage. Das Gesamtziel dieses integrierten Konzepts muss darin bestehen, das Management und die Kontrolle der industriellen Prozesse so zu verbessern, dass ein hohes Schutzniveau für die Umwelt insgesamt sichergestellt wird. Von zentraler Bedeutung für dieses Konzept ist das in Artikel 3 definierte allgemeine Prinzip, das die Betreiber auffordert, alle geeigneten Vorsorgemaßnahmen gegen Umweltverschmutzungen zu treffen, insbesondere durch den Einsatz der besten verfügbaren Techniken, mit deren Hilfe sie ihre Leistungen im Hinblick auf den Umweltschutz verbessern können.

Der Begriff “beste verfügbare Techniken” wird in Artikel 2 Absatz 11 der Richtlinie definiert als “der effizienteste und fortschrittlichste Entwicklungsstand der Tätigkeiten und entsprechenden Betriebsmethoden, der spezielle Techniken als praktisch erscheinen lässt, grundsätzlich als Grundlage für die Emissionsgrenzwerte zu dienen, um Emissionen in und Auswirkungen auf die gesamte Umwelt allgemein zu vermeiden oder, wenn dies nicht möglich ist, zu vermindern.” Weiter heißt es in der Begriffsbestimmung in Artikel 2 Absatz 11:

“Techniken” beinhalten sowohl die angewandte Technologie als auch die Art und Weise, wie die Anlage geplant, gebaut, gewartet, betrieben und stillgelegt wird;

Als “verfügbar” werden jene Techniken bezeichnet, die in einem Maßstab entwickelt sind, der unter Berücksichtigung des Kosten/Nutzen-Verhältnisses die Anwendung unter in dem betreffenden industriellen Sektor wirtschaftlich und technisch vertretbaren Verhältnissen ermöglicht, gleich, ob diese Techniken innerhalb des betreffenden Mitgliedstaats verwendet oder hergestellt werden, sofern sie zu vertretbaren Bedingungen für den Betreiber zugänglich sind;

Als "beste" gelten jene Techniken, die am wirksamsten zur Erreichung eines allgemein hohen Schutzniveaus für die Umwelt insgesamt sind.

Anhang IV der Richtlinie enthält eine Liste von "Punkten, die bei Festlegung der besten verfügbaren Techniken im Allgemeinen wie auch im Einzelfall zu berücksichtigen sind unter Berücksichtigung der sich aus einer Maßnahme ergebenden Kosten und ihres Nutzens sowie des Grundsatzes der Vorsorge und Vermeidung." Diese Punkte schließen jene Informationen ein, die von der Kommission gemäß Artikel 16 Absatz 2 veröffentlicht werden.

Die für die Erteilung von Genehmigungen zuständigen Behörden haben bei der Festlegung der Genehmigungsauflagen die in Artikel 3 definierten allgemeinen Prinzipien zu berücksichtigen. Diese Genehmigungsauflagen müssen Emissionsgrenzwerte enthalten, die gegebenenfalls durch äquivalente Parameter oder technische Maßnahmen ergänzt bzw. ersetzt werden. Entsprechend Artikel 9 Absatz 4 der Richtlinie sind diese Emissionsgrenzwerte, äquivalenten Parameter und technischen Maßnahmen unbeschadet der Einhaltung der Umweltqualitätsnormen auf die besten verfügbaren Techniken zu stützen, ohne dass die Anwendung einer bestimmten Technik oder Technologie vorgeschrieben wird; hierbei sind die technische Beschaffenheit der betreffenden Anlage, ihr geografischer Standort und die jeweiligen örtlichen Umweltbedingungen zu berücksichtigen. In jedem Fall haben die Genehmigungsauflagen Vorkehrungen zur weitestgehenden Verminderung weiträumiger oder grenzüberschreitender Umweltverschmutzungen vorzusehen und ein hohes Schutzniveau für die Umwelt insgesamt zu sichern.

Gemäß Artikel 11 der Richtlinie haben die Mitgliedstaaten dafür zu sorgen, dass die zuständigen Behörden die Entwicklungen bei den besten verfügbaren Techniken verfolgen oder darüber informiert sind.

### **3. Zielsetzungen des Dokuments**

Entsprechend Artikel 16 Absatz 2 der Richtlinie hat die Kommission "einen Informationsaustausch zwischen den Mitgliedstaaten und der betroffenen Industrie über die besten verfügbaren Techniken, die damit verbundenen Überwachungsmaßnahmen und die Entwicklungen auf diesem Gebiet" durchzuführen und die Ergebnisse des Informationsaustauschs zu veröffentlichen.

Der Zweck des Informationsaustauschs ist unter Erwägung 25 der Richtlinie erläutert, in der es heißt: "Die Entwicklung und der Austausch von Informationen auf Gemeinschaftsebene über die besten verfügbaren Techniken werden dazu beitragen, das Ungleichgewicht auf technologischer Ebene in der Gemeinschaft auszugleichen, die weltweite Verbreitung der in der Gemeinschaft festgesetzten Grenzwerte und der angewandten Techniken zu fördern und die Mitgliedsstaaten bei der wirksamen Durchführung dieser Richtlinien zu unterstützen."

Zur Unterstützung der unter Artikel 16 Absatz 2 vorgesehenen Maßnahmen hat die Kommission (GD Umwelt) ein Informationsaustauschforum (IEF) geschaffen, und mehrere technische Arbeitsgruppen wurden unter der Schirmherrschaft des IEF eingesetzt. Im Informationsaustauschforum und in den technischen Arbeitsgruppen sind, wie im Artikel 16 Absatz 2 verlangt, sowohl die Mitgliedsstaaten als auch die Industrie vertreten.

Ziel dieser Reihe von Dokumenten ist es, den stattgefundenen und unter Artikel 16 Absatz 2 geforderten Informationsaustausch genau wiederzugeben und der Genehmigungsbehörde Referenz-Informationen zur Verfügung zu stellen, die von dieser bei der Festlegung der Genehmigungsauflagen zu berücksichtigen sind. Mit ihren Informationen über die besten verfügbaren Techniken sollen diese Dokumente als wertvolle Instrumente zur Verbesserung des Umweltschutzes dienen.

### **4. Informationsquellen**

Dieses Dokument enthält eine Zusammenfassung über Informationen, die aus verschiedenen Quellen, einschließlich insbesondere sachkundiger Angaben der zur Unterstützung der Tätigkeit der Kommission geschaffenen Arbeitsgruppen, stammen und durch die Dienste der Kommission geprüft wurden. Für alle Beiträge wird anerkennend gedankt.

## 5. Anleitung zum Verständnis und zur Benutzung des Dokuments

Die im vorliegenden Dokument enthaltenen Informationen sind als Unterstützung bei der Bestimmung der BVT in speziellen Fällen gedacht. Bei der Bestimmung der BVT und Festlegung der auf BVT gestützten Genehmigungsaufgaben ist stets vom Gesamtziel, das heißt, einem insgesamt hohen Umweltschutzniveau, auszugehen.

Der verbleibende Teil des vorliegenden Abschnitts beschreibt die Art der Information, die in den einzelnen Kapiteln des Dokuments enthalten ist.

Kapitel 1 und 2 geben allgemeine Informationen über die Branche und über die in der Branche angewandten industriellen Verfahren.

Kapitel 3 enthält Daten und Angaben zu den Emissions- und Verbrauchswerten in bestehenden Anlagen. Sie zeigen den Stand zum Zeitpunkt der Erarbeitung des Dokuments.

In Kapitel 4 werden Verfahren zur Emissionsverminderung und andere Methoden eingehend beschrieben, die als die wichtigsten für die Bestimmung der BVT sowohl allgemein als auch bei der Festlegung der auf BVT gestützten Genehmigungsaufgaben betrachtet werden. Diese Information schließt die Verbrauchs- und Emissionswerte ein, die bei Einsatz des Verfahrens als erreichbar betrachtet werden, und Angaben zu den mit der jeweiligen Technik verbundenen Kosten und den medienübergreifenden Aspekten sowie zu ihrer Anwendbarkeit auf Anlagen, die der IVU-Genehmigung unterliegen, zum Beispiel neue, bestehende, große oder kleine Anlagen. Verfahren, die allgemein als veraltet gelten, finden keine Berücksichtigung.

In Kapitel 5 werden die Verfahren und Emissions- und Verbrauchswerte aufgeführt, die allgemein den Anforderungen an die besten verfügbaren Techniken entsprechen. Dabei geht es darum, allgemeine Angaben zu den Emissions- und Verbrauchswerten bereitzustellen, die bei der Festlegung von auf BVT gestützten Genehmigungsaufgaben oder allgemein verbindlichen Vorschriften gemäß Artikel 9 Absatz 8 als geeignete Referenz gelten können. Jedoch muss darauf hingewiesen werden, dass es sich in diesem Dokument nicht um Vorschläge für Emissionsgrenzwerte handelt. Bei der Festlegung der jeweiligen Genehmigungsaufgaben sind lokale standortspezifische Faktoren wie die technische Beschaffenheit der betreffenden Anlage, ihr geografischer Standort und die örtlichen Umweltbedingungen zu berücksichtigen. Ferner ist bei bestehenden Anlagen die wirtschaftliche und technische Vertretbarkeit möglicher Modernisierungen zu beachten. Allein die Zielsetzung der Sicherung eines hohen Umweltschutzniveaus insgesamt fordert nicht selten ein Abwägen der einzelnen Auswirkungen auf die Umwelt, und diese Abwägungen sind oftmals von lokalen Erwägungen beeinflusst.

Ogleich im vorliegenden Dokument der Versuch unternommen wurde, einige dieser Aspekte aufzugreifen, ist eine umfassende Behandlung in diesem Rahmen nicht möglich. Somit sind die in Kapitel 5 aufgeführten Verfahren und Zahlenwerte nicht notwendigerweise auf alle Anlagen anwendbar. Andererseits verlangt die Pflicht zur Sicherung eines hohen Umweltschutzniveaus einschließlich der weitestgehenden Verminderung der weiträumigen oder grenzüberschreitenden Umweltverschmutzung, dass Genehmigungsaufgaben nicht aus rein lokalen Erwägungen festgesetzt werden. Somit ist die vollständige Berücksichtigung der im vorliegenden Dokument enthaltenen Informationen durch die Genehmigungsbehörden von größter Bedeutung.

Da sich die besten verfügbaren Techniken mit der Zeit ändern, wird dieses Dokument ggf. überprüft und aktualisiert. Stellungnahmen und Vorschläge sind an das Europäische IVU-Büro beim Institute for Prospective Technological Studies mit folgender Anschrift zu senden:

World Trade Center, Isla de la Cartuja s/n, E-41092 Sevilla – Spanien

Telefon: +34 95 4488 284

Fax: +34 95 4488 426

E-mail: [eippcb@jrc.es](mailto:eippcb@jrc.es)

Internet: <http://eippcb.jrc.es>



# Merkblatt über Beste Verfügbare Techniken für Schmieden und Gießereien

<b>ZUSAMMENFASSUNG</b> .....	<b>I</b>	<b>EXECUTIVE SUMMARY</b> .....	<b>I</b>
<b>VORWORT</b> .....	<b>XV</b>	<b>PREFACE</b> .....	<b>XV</b>
<b>UMFANG</b> .....	<b>XXXVII</b>	<b>SCOPE</b> .....	<b>XXXVII</b>
<b>1 ALLGEMEINE INFORMATIONEN ZU GIEßEREIEN</b> .....	<b>1</b>	<b>1 GENERAL INFORMATION ON FOUNDRIES</b> .....	<b>1</b>
1.1 Überblick über den Sektor .....	1	1.1 Sector overview .....	1
1.1.1 Die Gießereiindustrie .....	1	1.1.1 Foundry industry .....	1
1.1.2 Der Gießereimarkt .....	8	1.1.2 Foundry markets .....	8
1.1.3 Typen von Gießereien .....	10	1.1.3 Foundry types .....	10
1.2 Umweltprobleme .....	11	1.2 Environmental issues .....	11
1.2.1 Luft .....	11	1.2.1 Air .....	11
1.2.2 Rückstände .....	11	1.2.2 Residues .....	11
1.2.3 Energie .....	11	1.2.3 Energy .....	11
1.2.4 Wasser .....	11	1.2.4 Water .....	11
<b>2 ANGEWANDTE VERFAHREN UND TECHNIKEN IN GIEßEREIEN</b> .....	<b>13</b>	<b>2 APPLIED PROCESSES AND TECHNIQUES IN FOUNDRIES</b> .....	<b>13</b>
2.1 Überblick .....	13	2.1 Overview .....	13
2.1.1 Der Gießereiprozess .....	13	2.1.1 The foundry process .....	13
2.1.2 Eisenguss .....	15	2.1.2 Iron casting .....	15
2.1.3 Stahlguss .....	17	2.1.3 Steel casting .....	17
2.1.4 Aluminiumguss .....	19	2.1.4 Aluminium casting .....	19
2.1.5 Magnesiumguss .....	19	2.1.5 Magnesium casting .....	19
2.1.6 Kupferguss .....	20	2.1.6 Copper casting .....	20
2.1.7 Zinkguss .....	21	2.1.7 Zinc casting .....	21
2.1.8 Bleiguss .....	21	2.1.8 Lead casting .....	21
2.1.9 Guss von Hoch-/Superlegierungen ..	21	2.1.9 Casting of superalloys .....	21
2.2 Herstellung des Modells .....	22	2.2 Pattern making .....	22
2.2.1 Modellherstellung im Allgemeinen ..	22	2.2.1 General pattern making .....	22
2.2.2 Rapid Prototyping .....	23	2.2.2 Rapid prototyping (RP) .....	23
2.3 Rohstoffe und Rohstoffumschlag .....	25	2.3 Raw materials and raw material handling .....	25
2.4 Schmelzen und Metallbehandlung ..	28	2.4 Melting and metal treatment .....	28
2.4.1 Kupolöfen .....	29	2.4.1 Cupola furnaces .....	29
2.4.1.1 Kaltwindkupolofen .....	29	2.4.1.1 Cold blast cupola furnace .....	29
2.4.1.1.1 Beschreibung .....	29	2.4.1.1.1 Description .....	29
2.4.1.1.2 Wartung .....	30	2.4.1.1.2 Maintenance .....	30
2.4.1.1.3 Vorteile .....	30	2.4.1.1.3 Advantages: .....	30
2.4.1.1.4 Nachteile .....	30	2.4.1.1.4 Disadvantages: .....	30
2.4.1.2 Heißwindkupolofen .....	30	2.4.1.2 Hot blast cupola furnace .....	30
2.4.1.2.1 Beschreibung .....	30	2.4.1.2.1 Description .....	30
2.4.1.2.2 Vorteile .....	32	2.4.1.2.2 Advantages: .....	32
2.4.1.2.3 Nachteile .....	32	2.4.1.2.3 Disadvantages: .....	32
2.4.1.3 Langzeitkupolofen .....	32	2.4.1.3 Long campaign cupola .....	32
2.4.1.4 Art der Emissionen in die Luft .....	33	2.4.1.4 Nature of atmospheric emissions	33
2.4.2 Elektrolichtbogenöfen (ELO) .....	34	2.4.2 Electric arc furnace (EAF) .....	34
2.4.2.1 Beschreibung .....	34	2.4.2.1 Description .....	34
2.4.2.2 Schmelzen und Veredeln im ELO mit saurer Zustellung .....	35	2.4.2.2 Melting and refining with the acidic lined EAF .....	35

2.4.2.3	Schmelzen und Veredeln im ELO mit basischer Zustellung.....	35	2.4.2.3	Melting and refining with the basic lined EAF .....	35
2.4.2.4	Art der Emissionen in die Luft .....	35	2.4.2.4	Nature of atmospheric emissions .....	35
2.4.3	Induktionsofen.....	36	2.4.3	Induction furnace (IF) .....	36
2.4.3.1	Induktionstiegelofen .....	36	2.4.3.1	Coreless induction furnace .....	36
2.4.3.1.1	Beschreibung .....	36	2.4.3.1.1	Description .....	36
2.4.3.1.2	Schmelzpraxis .....	38	2.4.3.1.2	Melting practice .....	38
2.4.3.1.3	Vorteile.....	39	2.4.3.1.3	Advantages:.....	39
2.4.3.1.4	Nachteile.....	39	2.4.3.1.4	Disadvantages: .....	39
2.4.3.2	Rinneninduktionsofen .....	40	2.4.3.2	Channel induction furnace.....	40
2.4.3.2.1	Beschreibung .....	40	2.4.3.2.1	Description .....	40
2.4.3.2.2	Vorteile.....	41	2.4.3.2.2	Advantages:.....	41
2.4.3.2.3	Nachteile.....	41	2.4.3.2.3	Disadvantages: .....	41
2.4.3.3	Art der Emissionen.....	41	2.4.3.3	Nature of emissions.....	41
2.4.4	Deckelbeheizter Strahlungsofen (widerstandsbeheizt).....	42	2.4.4	Radiant-roof furnace (resistance heated).....	42
2.4.5	Drehtrommelofen .....	43	2.4.5	Rotary furnace.....	43
2.4.5.1	Beschreibung .....	43	2.4.5.1	Description .....	43
2.4.5.2	Schmelzpraxis .....	43	2.4.5.2	Melting practice .....	43
2.4.5.3	Metallurgie/Hüttenkunde.....	43	2.4.5.3	Metallurgy .....	43
2.4.5.4	Anwendung .....	44	2.4.5.4	Application.....	44
2.4.5.5	Vorteile.....	44	2.4.5.5	Advantages:.....	44
2.4.5.6	Nachteile.....	44	2.4.5.6	Disadvantages: .....	44
2.4.6	Herdofen.....	44	2.4.6	Hearth type furnace .....	44
2.4.7	Schachtofen .....	45	2.4.7	Shaft furnace .....	45
2.4.7.1	Beschreibung .....	45	2.4.7.1	Description .....	45
2.4.7.2	Vorteile.....	46	2.4.7.2	Advantages:.....	46
2.4.7.3	Nachteile.....	46	2.4.7.3	Disadvantages: .....	46
2.4.8	Tiegelofen.....	46	2.4.8	Crucible furnace .....	46
2.4.8.1	Beschreibung .....	46	2.4.8.1	Description .....	46
2.4.8.2	Schmelzpraxis .....	47	2.4.8.2	Melting practice .....	47
2.4.8.3	Vorteile.....	47	2.4.8.3	Advantages:.....	47
2.4.8.4	Nachteile.....	47	2.4.8.4	Disadvantages: .....	47
2.4.9	Argon-Sauerstoff-Entkohlungs-Konverter (AOD-Konverter) zur Stahlveredlung.....	48	2.4.9	Argon Oxygen Decarburisation (AOD) converter for steel refining .....	48
2.4.10	Vakuum-Sauerstoff-Entkohlungs-Konverter (VODC-Konverter) zur Stahlveredlung.....	48	2.4.10	Vacuum Oxygen Decarburisation converter (VODC) for steel refining .....	48
2.4.11	Metallbehandlung von Stahl.....	49	2.4.11	Metal treatment of steel.....	49
2.4.12	Gusseisenbehandlung .....	50	2.4.12	Cast iron treatment .....	50
2.4.12.1	Legieren.....	50	2.4.12.1	Alloying .....	50
2.4.12.2	Homogenisieren .....	50	2.4.12.2	Homogenisation .....	50
2.4.12.3	Entschwefeln und Entkohlen von Eisen aus dem Kupolofen.....	50	2.4.12.3	Desulphurisation and recarburisation of cupola melted iron.....	50
2.4.12.4	Behandlung der Schmelze zur Kugelgraphitbildung.....	51	2.4.12.4	Nodularisation treatment of the melt.....	51
2.4.12.5	Impfen der Schmelze.....	52	2.4.12.5	Inoculation of the melt .....	52
2.4.13	Nichteisenmetallbehandlung .....	52	2.4.13	Non-ferrous metal treatment .....	52
2.5	Form- und Kernherstellung .....	53	2.5	Mould and core production .....	53
2.5.1	Rohstoffe .....	54	2.5.1	Raw materials.....	54
2.5.1.1	Feuerfeststoffe.....	54	2.5.1.1	Refractory materials .....	54
2.5.1.1.1	Quarzsand.....	55	2.5.1.1.1	Silica sand .....	55
2.5.1.1.2	Chromitsand .....	56	2.5.1.1.2	Chromite sand .....	56
2.5.1.1.3	Zirkonsand.....	56	2.5.1.1.3	Zircon sand.....	56

2.5.1.1.4	Olivinsand .....	56	2.5.1.1.4	Olivine sand .....	56
2.5.1.2	Binder und andere Chemikalien .....	57	2.5.1.2	Binders and other chemicals.....	57
2.5.1.2.1	Bentonit .....	57	2.5.1.2.1	Bentonite .....	57
2.5.1.2.2	Harze .....	57	2.5.1.2.2	Resins .....	57
2.5.1.2.3	Kohlenstaub.....	58	2.5.1.2.3	Coal dust.....	58
2.5.1.2.4	Stärkebinder (Quellbinder).....	59	2.5.1.2.4	Cereal binders.....	59
2.5.1.2.5	Eisenoxid .....	59	2.5.1.2.5	Iron oxide .....	59
2.5.1.3	Einguss, Taktung, Speisung und Filtration.....	59	2.5.1.3	Running, gating, feeding and filtration.....	59
2.5.2	Sandaufbereitung (Transport, Sieben, Kühlen, Mischen) .....	60	2.5.2	Sand preparation (transport, sieving, cooling, mixing).....	60
2.5.2.1	Sandaufbereitung für Grünsandformen .....	60	2.5.2.1	Sand conditioning for green sand moulding .....	60
2.5.3	Formherstellung mit Natursand.....	62	2.5.3	Moulding with natural sand.....	62
2.5.4	Formherstellung mit Ton-gebun- denem Sand (Grünsandformen) .....	62	2.5.4	Moulding with clay-bonded sand (green sand moulding).....	62
2.5.5	Gießen mit ungebundenem Sand (V- Verfahren) .....	63	2.5.5	Moulding with unbonded sand (V-process).....	63
2.5.6	Form- und Kernherstellung mit chemisch gebundenem Sand.....	65	2.5.6	Moulding and core-making with chemically-bonded sand .....	65
2.5.6.1	Kaltbindende Prozesse .....	65	2.5.6.1	Cold-setting processes.....	65
2.5.6.1.1	Phenolbindung (sauer katalysiert) ...	65	2.5.6.1.1	Phenolic, acid catalysed .....	65
2.5.6.1.2	Furanbindung (basisch katalysiert)..	65	2.5.6.1.2	Furan, acid catalysed .....	65
2.5.6.1.3	Polyurethan (phenolisches Isozyanat) .....	66	2.5.6.1.3	Polyurethane (phenolic isocyanate).....	66
2.5.6.1.4	Resol – Ester (alkalisch Phenolester gehärtet).....	67	2.5.6.1.4	Resol – ester (alkaline phenolic ester hardened) .....	67
2.5.6.1.5	Alkydharz-Öl, ungehärtet.....	67	2.5.6.1.5	Alkyd oil, unbaked .....	67
2.5.6.1.6	Silikatester .....	67	2.5.6.1.6	Ester silicate .....	67
2.5.6.1.7	Zement.....	67	2.5.6.1.7	Cement .....	67
2.5.6.2	Gashärtende Verfahren.....	67	2.5.6.2	Gas-hardened processes .....	67
2.5.6.2.1	Cold-Box (Amin-gehärtete Phenol- urethan) .....	68	2.5.6.2.1	Cold-box (amine hardened phenolic urethane).....	68
2.5.6.2.2	Resol – Ester (Methylformat- gehärtete alkalische Phenolharze) ...	68	2.5.6.2.2	Resol – ester (alkaline phenolics methyl formate hardened) .....	68
2.5.6.2.3	SO <sub>2</sub> -gehärtete Furanharze.....	69	2.5.6.2.3	SO <sub>2</sub> hardened furan resins	69
2.5.6.2.4	SO <sub>2</sub> -gehärtete Epoxid-/Acrylharze (Radikalhärtung).....	69	2.5.6.2.4	SO <sub>2</sub> hardened epoxy/acrylic (free radical curing).....	69
2.5.6.2.5	CO <sub>2</sub> -gehärtetes Natriumsilikat (Wasserglas).....	69	2.5.6.2.5	CO <sub>2</sub> hardened sodium silicate (water glass) .....	69
2.5.6.2.6	CO <sub>2</sub> -gehärtete alkalische Phenolharze .....	70	2.5.6.2.6	CO <sub>2</sub> hardened alkaline phenolic ..	70
2.5.6.3	Heißhärtende Verfahren .....	70	2.5.6.3	Hot curing processes .....	70
2.5.6.3.1	Hot-Box, Phenol- und /oder Furanharz basiert .....	70	2.5.6.3.1	Hot-box, phenolic and/or furan based.....	70
2.5.6.3.2	Warm-Box Verfahren.....	71	2.5.6.3.2	Warm-box .....	71
2.5.6.3.3	Maskenform- o. Croning-Verfahren	71	2.5.6.3.3	Shell (Croning).....	71
2.5.6.3.4	Leinöl Verfahren .....	72	2.5.6.3.4	Linseed oil.....	72
2.5.6.3.5	Alkydöl, gehärtet.....	72	2.5.6.3.5	Alkyd oil, baked .....	72
2.5.6.4	Schichten von chemisch gebun- denen Sandformen und -kernen.....	73	2.5.6.4	Coating of chemically-bonded sand moulds and cores.....	73
2.5.6.4.1	Zusammensetzung von Schichten ..	73	2.5.6.4.1	Composition of coatings.....	73
2.5.6.4.2	Das Schichten.....	73	2.5.6.4.2	Coating process .....	73
2.5.7	Vollformguss.....	74	2.5.7	Expendable pattern casting.....	74
2.5.7.1	Nichtgebundener Sand – Lost Foam Verfahren (Vollformguss) .....	74	2.5.7.1	Unbonded sand – Lost Foam process.....	74
2.5.7.2	Chemisch gebundener Sand - Vollformguss.....	76	2.5.7.2	Chemically-bonded sand – Full mould process.....	76

2.5.8	Präparation von (metallischen) Dauerformen (Kokillen).....	77	2.5.8	Permanent (metal) moulds preparation.....	77
2.5.9	Wachsausschmelzguss und keramische Formschalen .....	77	2.5.9	Investment casting and ceramic shell .....	77
2.6	Gießen .....	79	2.6	Casting .....	79
2.6.1	Gießen in verlorene Formen.....	79	2.6.1	Casting in lost moulds.....	79
2.6.1.1	Gießen .....	79	2.6.1.1	Pouring.....	79
2.6.1.2	Erstarrung (erstes Kühlen).....	81	2.6.1.2	Solidification (1 <sup>st</sup> cooling).....	81
2.6.1.3	Auspacken .....	82	2.6.1.3	Shake-out.....	82
2.6.1.4	Kühlen des Gussstücks (zweites Kühlen).....	82	2.6.1.4	Casting cooling (2 <sup>nd</sup> cooling).....	82
2.6.2	Gießen in Dauerformen .....	82	2.6.2	Casting in permanent moulds .....	82
2.6.2.1	Schwerkraft- und Niederdruckgießen .....	82	2.6.2.1	Gravity and low-pressure die-casting .....	82
2.6.2.2	Hochdruckgießen .....	84	2.6.2.2	High-pressure die-casting.....	84
2.6.2.3	Schleuderguss.....	86	2.6.2.3	Centrifugal casting .....	86
2.6.2.4	Stranggießen.....	86	2.6.2.4	Continuous casting.....	86
2.7	Nachbearbeitung, Arbeitsschritte nach dem Gießen.....	87	2.7	Finishing and post casting operations .....	87
2.7.1	Entfernen von Speisern .....	88	2.7.1	Removal of the running system... ..	88
2.7.2	Entfernen von Sand .....	88	2.7.2	Sand removal.....	88
2.7.3	Entfernen von Graten .....	89	2.7.3	Removal of burrs.....	89
2.8	Wärmebehandlung.....	90	2.8	Heat treatment .....	90
2.8.1	Einleitung .....	90	2.8.1	Introduction .....	90
2.8.2	Wärmebehandlungsöfen.....	90	2.8.2	Heat treatment furnaces.....	90
2.8.2.1	Kammeröfen.....	90	2.8.2.1	Chamber furnaces.....	90
2.8.2.2	Schachtöfen .....	91	2.8.2.2	Shaft furnaces.....	91
2.8.2.3	Temperöfen .....	91	2.8.2.3	Annealing furnaces.....	91
2.8.3	Abschrecken .....	91	2.8.3	Quenching .....	91
2.8.4	Wärmebehandlung von Schmiedeguss (Kugelgraphit) .....	91	2.8.4	Heat treatment of ductile iron (SG iron).....	91
2.8.4.1	Spannungsabbau .....	92	2.8.4.1	Stress relief.....	92
2.8.4.2	Aufbrechen von Karbiden .....	92	2.8.4.2	Breakdown of carbides.....	92
2.8.4.3	Tempern zum Erzeugen einer Ferritmatrix .....	92	2.8.4.3	Annealing to produce a ferritic matrix .....	92
2.8.4.4	Normalglühen zum Erzeugen einer Perlitmatrix.....	92	2.8.4.4	Normalising to produce a pearlitic matrix .....	92
2.8.4.5	Erzeugen gehärteter und getemperter Gefüge .....	92	2.8.4.5	Producing hardened and tempered structures .....	92
2.8.4.6	Bainitisieretes Schmiedeeisen .....	92	2.8.4.6	Austempered ductile iron (ADI).. ..	92
2.8.5	Wärmebehandlung von Stahl .....	93	2.8.5	Heat treatment of steel.....	93
2.8.6	Wärmebehandlung von Aluminium .....	94	2.8.6	Heat treatment of aluminium.....	94
2.8.6.1	Spannungsabbau und Tempern.....	94	2.8.6.1	Stress relieving and annealing.....	94
2.8.6.2	Lösungsglühen und Quenchen .....	94	2.8.6.2	Solution treatment and quenching .....	94
2.8.6.3	Ausscheidungshärten.....	94	2.8.6.3	Precipitation treatment .....	94
2.8.6.4	Künstliches Altern.....	94	2.8.6.4	Artificial ageing.....	94
2.9	Qualitätskontrolle .....	95	2.9	Quality control .....	95
<b>3</b>	<b>AKTUELLE EMISSIONS- UND VERBRAUCHSWERTE IN GIEßEREIEN .....</b>	<b>97</b>	<b>3</b>	<b>CURRENT EMISSION AND CONSUMPTION LEVELS IN FOUNDRIES.....</b>	<b>97</b>
3.1	Übersicht der Massenströme .....	97	3.1	Mass stream overview .....	97
3.1.1	Einführung.....	97	3.1.1	Introduction .....	97
3.2	Schmelzen und Metallbehandlung von Eisenmetallen .....	97	3.2	Melting and the metal treatment of ferrous metals.....	97

3.2.1	Kennwerte von Schmelzöfen für den Stahl- und Eisenguss .....	97	3.2.1	Properties of melting furnaces for steel and cast iron .....	97
3.2.2	Kupolöfen.....	99	3.2.2	Cupola furnaces.....	99
3.2.2.1	Koks- und Energieverbrauch.....	99	3.2.2.1	Coke and energy consumption ....	99
3.2.2.2	Partikel .....	99	3.2.2.2	Particulate matter.....	99
3.2.2.3	Abgase.....	100	3.2.2.3	Waste gases .....	100
3.2.2.4	Kupolofenschlacke .....	102	3.2.2.4	Cupola slag.....	102
3.2.2.5	Feuerfestabfälle .....	102	3.2.2.5	Waste refractory .....	102
3.2.3	Elektrolichtbogenofen (ELO).....	103	3.2.3	Electric arc furnace.....	103
3.2.3.1	Energiezufuhr .....	103	3.2.3.1	Input .....	103
3.2.3.2	Partikel .....	103	3.2.3.2	Particulate matter.....	103
3.2.3.3	Sichtbarer Rauch .....	104	3.2.3.3	Visible fumes .....	104
3.2.3.4	Abgase.....	104	3.2.3.4	Waste gases .....	104
3.2.3.5	Schlacken .....	105	3.2.3.5	Slags .....	105
3.2.4	Induktionsofen.....	105	3.2.4	Induction furnace.....	105
3.2.4.1	Induktionstiegelofen.....	105	3.2.4.1	Coreless induction furnace.....	105
3.2.4.1.1	Energiezufuhr .....	105	3.2.4.1.1	Energy input .....	105
3.2.4.1.2	Partikel .....	106	3.2.4.1.2	Particulate matter.....	106
3.2.4.1.3	Abgase.....	107	3.2.4.1.3	Waste gases .....	107
3.2.4.1.4	Schlacken .....	107	3.2.4.1.4	Slags .....	107
3.2.4.2	Rinneninduktionsofen .....	108	3.2.4.2	Channel induction furnace.....	108
3.2.5	Trommelofen.....	108	3.2.5	Rotary furnace.....	108
3.2.5.1	Energiezufuhr .....	109	3.2.5.1	Input .....	109
3.2.5.2	Partikel .....	109	3.2.5.2	Particulate Matter .....	109
3.2.5.3	Abgase.....	109	3.2.5.3	Waste gases .....	109
3.2.6	AOD-Konverter.....	111	3.2.6	Argon Oxygen Decarburisation (AOD) converter .....	111
3.2.6.1	Material- und Energiezufuhr .....	111	3.2.6.1	Input .....	111
3.2.6.2	Output.....	111	3.2.6.2	Output.....	111
3.2.6.3	Abgase.....	111	3.2.6.3	Waste gases .....	111
3.2.6.4	Schlacken .....	112	3.2.6.4	Slags .....	112
3.2.7	VODC-Konverter.....	112	3.2.7	Vacuum Oxygen Decarburisation Converter (VODC).....	112
3.2.8	Stahlveredlung und -behandlung.....	112	3.2.8	Steel refining and treatment .....	112
3.2.9	Gusseisenbehandlung .....	112	3.2.9	Cast iron treatment .....	112
3.2.9.1	Kugelgraphitbildung.....	112	3.2.9.1	Nodularisation.....	112
3.3	Schmelzen und Metallbehandlung von Aluminium .....	113	3.3	Melting and the metal treatment of aluminium .....	113
3.3.1	Überblick über Schmelzöfen für Aluminium .....	113	3.3.1	Survey of melting furnaces for aluminium .....	113
3.3.2	Schachtofen .....	115	3.3.2	Shaft furnace .....	115
3.3.3	Induktionsofen.....	116	3.3.3	Induction furnace.....	116
3.3.4	Deckelbeheizter Strahlungsofen (widerstandsbeheizt).....	116	3.3.4	Radiant roof furnace (resistance heated).....	116
3.3.5	Herdofen.....	116	3.3.5	Hearth type furnace .....	116
3.3.6	Tiegelofen (Brennstoff-beheizt und Widerstand-beheizt).....	117	3.3.6	Crucible furnace (fuel and resistance heated) .....	117
3.3.7	Behandlung der Aluminiumschmelze.....	117	3.3.7	Aluminium melt treatment .....	117
3.4	Schmelzen und Gießen von Magnesium und Magnesiumlegierungen....	118	3.4	Melting and casting of magnesium and magnesium alloys .....	118
3.4.1	Schutz der Magnesiumschmelze .....	118	3.4.1	Magnesium melt protection.....	118
3.4.2	Behandlung der Magnesiumschmelze .....	119	3.4.2	Magnesium melt treatment.....	119
3.4.3	Magnesiumschrott .....	119	3.4.3	Magnesium scrap.....	119

3.5	Schmelzen und Gießen von Kupfer und Kupferlegierungen.....	120	3.5	Melting and casting of copper and copper alloys.....	120
3.5.1	Schmelz- und Gussanlagen .....	120	3.5.1	Melting and casting units .....	120
3.5.2	Behandlung der Schmelze von Kupfer und Kupferlegierungen .....	121	3.5.2	Copper and copper alloy melt treatment.....	121
3.6	Schmelzen und Gießen von Zink und Zinklegierungen.....	121	3.6	Melting and casting of zinc and zinc alloys.....	121
3.7	Schmelzen und Gießen von Blei .....	122	3.7	Melting and casting of lead .....	122
3.8	Abgasreinigung .....	122	3.8	Waste gas cleaning .....	122
3.8.1	Abgasbehandlungsanlagen .....	122	3.8.1	Abatement systems.....	122
3.8.2	Dioxine.....	122	3.8.2	Dioxins .....	122
3.9	Form- und Kernherstellung .....	125	3.9	Mould and core production .....	125
3.9.1	Einführung.....	125	3.9.1	Introduction .....	125
3.9.2	Formen mit Ton-gebundenem Sand (Grünsandformen).....	127	3.9.2	Moulding with clay-bonded sand (green sand moulding).....	127
3.9.3	Formen mit nichtgebundenem Sand (V-Verfahren).....	127	3.9.3	Moulding with unbonded sand (V-process).....	127
3.9.4	Form- und Kernherstellung mit chemisch gebundenem Sand.....	128	3.9.4	Moulding and core-making with chemically-bonded sand.....	128
3.9.4.1	Verbrauchswerte für Chemikalien...	128	3.9.4.1	Chemicals consumption levels ....	128
3.9.4.2	Emissionsfaktoren .....	129	3.9.4.2	Emission factors .....	129
3.9.4.3	Emissionen aus kaltbindenden Verfahren.....	129	3.9.4.3	Cold-setting processes emissions	129
3.9.4.4	Emissionen aus gashärtenden Verfahren.....	130	3.9.4.4	Gas-hardened processes emissions.....	130
3.9.4.5	Emissionen aus heißhärtenden Verfahren.....	130	3.9.4.5	Hot curing processes emissions...	130
3.9.5	Schichten von chemisch gebundenen Sandformen- und Kernen.....	131	3.9.5	Coating of chemically-bonded sand moulds and cores.....	131
3.9.6	Vollformgießverfahren.....	131	3.9.6	Expendable pattern casting (Lost Foam/full mould casting) .....	131
3.9.6.1	Nichtgebundener Sand - Vollformgießverfahren (Lost Foam)	131	3.9.6.1	Unbonded sand – Lost Foam.....	131
3.9.6.2	Chemisch gebundener Sand - Vollform.....	132	3.9.6.2	Chemically-bonded sand – full mould .....	132
3.10	Gießen .....	133	3.10	Casting .....	133
3.10.1	Gießen , Kühlen und Auspacken mit verlorenen Formen .....	133	3.10.1	Casting, cooling and shake-out, using lost moulds.....	133
3.10.1.1	Emissionswerte.....	133	3.10.1.1	Emission levels.....	133
3.10.1.2	Verhältnisse von Sand zu Flüssigmetall .....	137	3.10.1.2	Sand-to-liquid metal ratios .....	137
3.10.1.3	Metallausbeute .....	139	3.10.1.3	Metal yield .....	139
3.10.1.4	Benutzter Gießereisand .....	140	3.10.1.4	Used foundry sand.....	140
3.10.2	Gießen mit Dauerformen.....	141	3.10.2	Casting in permanent moulds .....	141
3.11	Nachbearbeitung/Arbeiten nach dem Gießen .....	142	3.11	Finishing/post-casting operations .....	142
3.11.1	Gleitschleifen .....	142	3.11.1	Slide grinding.....	142
3.11.2	Strahlen .....	142	3.11.2	Shot blasting.....	142
3.11.3	Putzen.....	143	3.11.3	Fettling .....	143
3.11.4	Endbehandlung in Stahlgießereien ..	143	3.11.4	Finishing operations in steel foundries.....	143
3.12	Wärmebehandlung.....	144	3.12	Heat treatment .....	144
3.13	Abwasser .....	144	3.13	Waste water .....	144
3.13.1	Quellen von Abwasser.....	144	3.13.1	Sources of waste water.....	144
3.13.2	Abwasser aus der Schrottlagerung ..	145	3.13.2	Waste water from scrap storage ..	145
3.13.3	Abwasser von Nasswäschern von Kupolofenschmelzen .....	145	3.13.3	Waste water from wet scrubbers used in cupola melting.....	145

3.13.4	Abwasser vom Gießen, Kühlen und dem Auspackbereich und aus der Formherstellung/ Sandpräparation ..	146	3.13.4	Waste water from the casting, cooling and shake-out area and from mould production/sand preparation.....	146
3.13.5	Abwasser aus der Kernherstellung..	146	3.13.5	Waste water from core-making...	146
<b>4</b>	<b>TECHNIKEN, DIE BEI DER BESCHREIBUNG VON BAT IN GIEßEREIEN ZU BERÜCKSICHTIGEN SIND.....</b>	<b>147</b>	<b>4</b>	<b>TECHNIQUES TO CONSIDER IN THE DETERMINATION OF BAT FOR FOUNDRIES .....</b>	<b>147</b>
<b>4.1</b>	<b>Rohstofflagerung und -verarbeitung.....</b>	<b>148</b>	<b>4.1</b>	<b>Raw material storage and handling.....</b>	<b>148</b>
<b>4.1.1</b>	<b>Einführung.....</b>	<b>148</b>	<b>4.1.1</b>	<b>Introduction .....</b>	<b>148</b>
<b>4.1.2</b>	<b>Überdachte Lagerung und undurchlässige Schrottplätze .....</b>	<b>148</b>	<b>4.1.2</b>	<b>Covered storage and impermeable scrap yard .....</b>	<b>148</b>
<b>4.1.3</b>	<b>Lagermaßnahmen für Binder-Chemikalien .....</b>	<b>149</b>	<b>4.1.3</b>	<b>Storage measures for binder chemicals.....</b>	<b>149</b>
<b>4.1.4</b>	<b>Verwenden von sauberem Schrott für die Schmelze und Entfernen von Sand vom Rücklaufmaterial..</b>	<b>150</b>	<b>4.1.4</b>	<b>Use of clean scrap for melting and removal of sand from the return material .....</b>	<b>150</b>
<b>4.1.5</b>	<b>Internes Recycling von Eisenmetallschrott.....</b>	<b>151</b>	<b>4.1.5</b>	<b>Internal recycling of scrap ferrous metal.....</b>	<b>151</b>
<b>4.1.6</b>	<b>Internes Recycling von Magnesiumschrott .....</b>	<b>152</b>	<b>4.1.6</b>	<b>Internal recycling of magnesium scrap .....</b>	<b>152</b>
<b>4.1.7</b>	<b>Recycling gebrauchter Behälter ...</b>	<b>155</b>	<b>4.1.7</b>	<b>Recycling of used containers.....</b>	<b>155</b>
<b>4.2</b>	<b>Metallschmelze und Schmelzbehandlung.....</b>	<b>155</b>	<b>4.2</b>	<b>Metal melting and molten metal treatment.....</b>	<b>155</b>
<b>4.2.1</b>	<b>Kupolöfen.....</b>	<b>155</b>	<b>4.2.1</b>	<b>Cupola furnaces.....</b>	<b>155</b>
<b>4.2.1.1</b>	<b>Optimierung des Ofenbetriebes ...</b>	<b>156</b>	<b>4.2.1.1</b>	<b>Optimisation of furnace operation.....</b>	<b>156</b>
<b>4.2.1.2</b>	<b>Qualitätskontrolle des eingesetzten Kokes .....</b>	<b>157</b>	<b>4.2.1.2</b>	<b>Quality control of coke input.....</b>	<b>157</b>
<b>4.2.1.3</b>	<b>Betrieb mit saurer oder basischer Schlacke.....</b>	<b>158</b>	<b>4.2.1.3</b>	<b>Operation with acidic or basic slag .....</b>	<b>158</b>
<b>4.2.1.4</b>	<b>Vergrößerung der Schachthöhe beim Kaltwindkupolofen (KWK).</b>	<b>159</b>	<b>4.2.1.4</b>	<b>Increasing shaft height of CBC ...</b>	<b>159</b>
<b>4.2.1.5</b>	<b>Einbau einer zweiten Blasformenreihe beim Kaltwindkupolofen ...</b>	<b>160</b>	<b>4.2.1.5</b>	<b>Installation of secondary row of tuyères for a cold blast cupola (CBC) .....</b>	<b>160</b>
<b>4.2.1.6</b>	<b>Sauerstoffanreicherung des Windes.....</b>	<b>161</b>	<b>4.2.1.6</b>	<b>Oxygen enrichment of blast supply .....</b>	<b>161</b>
<b>4.2.1.7</b>	<b>Überhitzung des Windes von Heißwindkupolöfen (HWK) .....</b>	<b>163</b>	<b>4.2.1.7</b>	<b>Superheating of HBC blast air.....</b>	<b>163</b>
<b>4.2.1.8</b>	<b>Minimale Windabschaltzeiten bei Heißwindkupolöfen (HWK) .....</b>	<b>164</b>	<b>4.2.1.8</b>	<b>Minimal blast shut-off periods for HBC .....</b>	<b>164</b>
<b>4.2.1.9</b>	<b>Koksloser Kupolofen.....</b>	<b>165</b>	<b>4.2.1.9</b>	<b>Cokeless cupola furnace.....</b>	<b>165</b>
<b>4.2.1.10</b>	<b>Gasgefeuerter Kokskupolofen.....</b>	<b>169</b>	<b>4.2.1.10</b>	<b>Gas-fired coke-cupola .....</b>	<b>169</b>
<b>4.2.2</b>	<b>Elektrolichtbogenofen .....</b>	<b>171</b>	<b>4.2.2</b>	<b>Electric arc furnace.....</b>	<b>171</b>
<b>4.2.2.1</b>	<b>Verkürzung der Schmelz- und Behandlungszeit.....</b>	<b>171</b>	<b>4.2.2.1</b>	<b>Shortening melting and treatment time.....</b>	<b>171</b>
<b>4.2.2.2</b>	<b>Schaumslackeverfahren .....</b>	<b>172</b>	<b>4.2.2.2</b>	<b>Foamy slag practice.....</b>	<b>172</b>
<b>4.2.3</b>	<b>Induktionsofen .....</b>	<b>173</b>	<b>4.2.3</b>	<b>Induction furnace.....</b>	<b>173</b>
<b>4.2.3.1</b>	<b>Prozessoptimierung: optimieren des Einsatzmaterials, des Chargierens und des Betriebes.....</b>	<b>173</b>	<b>4.2.3.1</b>	<b>Process optimisation: optimising charge materials, charging and operation.....</b>	<b>173</b>
<b>4.2.3.2</b>	<b>Wechsel von Netzfrequenz- zu Mittelfrequenzinduktionsöfen .....</b>	<b>175</b>	<b>4.2.3.2</b>	<b>Change from mains frequency to medium frequency furnaces .....</b>	<b>175</b>
<b>4.2.4</b>	<b>Drehtrommelofen .....</b>	<b>175</b>	<b>4.2.4</b>	<b>Rotary furnace.....</b>	<b>175</b>
<b>4.2.4.1</b>	<b>Steigerung des Wirkungsgrades des Ofens .....</b>	<b>175</b>	<b>4.2.4.1</b>	<b>Increasing the furnace efficiency</b>	<b>175</b>
<b>4.2.4.2</b>	<b>Einsatz von Sauerstoffbrennern...</b>	<b>176</b>	<b>4.2.4.2</b>	<b>Use of an oxyburner .....</b>	<b>176</b>

4.2.5	<b>Auswahlkriterien für Kupolöfen, Induktions- oder Drehtrommelöfen zum Erschmelzen von Gußeisen</b> .....	178	4.2.5	Selection of cupola vs. induction or rotary furnace for cast iron melting .....	178
4.2.6	<b>Wannenöfen</b> .....	182	4.2.6	Hearth type furnace .....	182
4.2.6.1	<b>Einsatz von Oxybrennern</b> .....	182	4.2.6.1	Use of an oxyburner .....	182
4.2.7	<b>Andere Ofentypen</b> .....	182	4.2.7	Other furnace types .....	182
4.2.7.1	<b>Alternativen zum Einsatz von SF<sub>6</sub> als Schutzgas für Mg-Schmelzen.</b>	182	4.2.7.1	Alternatives to the use of SF <sub>6</sub> as a cover gas for Mg-melting .....	182
4.2.8	<b>Behandlung von Nicht-Eisenmetallen</b> .....	185	4.2.8	Non-ferrous metal treatment .....	185
4.2.8.1	<b>Aluminiumentgasen und –reinigen mittels Rotoren</b> .....	185	4.2.8.1	Aluminium degassing and cleaning using an impeller station .....	185
4.3	<b>Form- und Kernherstellung inclusive Sandaufbereitung</b> .....	186	4.3	Mould- and core-making, including sand preparation .....	186
4.3.1	<b>Auswahl der Formart</b> .....	186	4.3.1	Selection of the mould type.....	186
4.3.2	<b>Formen mit Ton-gebundenem Sand (Grünsandformen)</b> .....	188	4.3.2	Moulding with clay-bonded sand (green sand moulding).....	188
4.3.2.1	<b>Aufbereitung von Ton-gebundenem Sand durch Vakuummischen und Kühlen</b> .....	188	4.3.2.1	Preparation of clay-bonded sand by vacuum mixing and cooling ...	188
4.3.3	<b>Form- und Kernherstellung mit chemisch gebundenem Sand</b> .....	189	4.3.3	Moulding and core-making with chemically-bonded sand .....	189
4.3.3.1	<b>Minimierung von Binder- und Harzverbrauch</b> .....	189	4.3.3.1	Minimisation of binder and resin consumption .....	189
4.3.3.2	<b>Minimieren der Form- und Kernsandverluste</b> .....	191	4.3.3.2	Minimisation of mould and core sand losses .....	191
4.3.3.3	<b>Optimale Vorgehensweise für kaltbindende Prozesse</b> .....	192	4.3.3.3	Best practice for cold-setting processes .....	192
4.3.3.4	<b>Optimale Vorgehensweise für Gas-härtende Prozesse</b> .....	192	4.3.3.4	Best practice for gas-hardened processes .....	192
4.3.3.5	<b>Ersatz von alkoholischen durch wässrige Schichten</b> .....	193	4.3.3.5	Replacement of alcohol-based coatings with water-based coatings .....	193
4.3.3.6	<b>Mikrowellentrocknung für wässrige Schichten</b> .....	196	4.3.3.6	Microwave drying for water-based coatings .....	196
4.3.3.7	<b>Verwenden von aromatenfreien Lösemitteln für die Kernproduktion mit dem Cold-Box-Verfahren</b> .....	198	4.3.3.7	Use of non-aromatic solvents for cold-box core production .....	198
4.3.4	<b>Alternative Form-/Kernherstellungsmethoden</b> .....	201	4.3.4	Alternative moulding/core-making methods .....	201
4.3.4.1	<b>Vollformgießverfahren</b> .....	201	4.3.4.1	Lost Foam casting .....	201
4.3.4.2	<b>Keramische Formschalen</b> .....	203	4.3.4.2	Ceramic shell moulding .....	203
4.3.5	<b>Dauer(metall)formen (Kokillen) und Druckgussvorbereitung</b> .....	204	4.3.5	Permanent (metal) moulds and pressure die preparation .....	204
4.3.5.1	<b>Minimieren des Trennmittels und Wasserverbrauchs</b> .....	204	4.3.5.1	Minimisation of release agent and water consumption.....	204
4.3.5.2	<b>Trennmittelanwendung bei geschlossenen Formen (Kokillen).</b>	204	4.3.5.2	Closed-mould application of release agent .....	204
4.4	<b>Metallgießen</b> .....	205	4.4	Metal casting .....	205
4.4.1	<b>Verbesserung der Metallausbeute</b>	205	4.4.1	Improvement of metal yield .....	205
4.5	<b>Erfassung und Reinigung von Rauchgas, Abgas und Abluft</b> .....	207	4.5	Fume, flue-gas and exhaust air capture and treatment .....	207
4.5.1	<b>Allgemeine Grundlagen</b> .....	207	4.5.1	General principles .....	207
4.5.1.1	<b>Reduktion diffuser Emissionen</b> ...	208	4.5.1.1	Reduction of fugitive emissions ..	208
4.5.1.2	<b>Zusammenfassen mehrerer Abgasströme</b> .....	210	4.5.1.2	Use of a multi-flue stack .....	210
4.5.1.3	<b>Abscheidetechniken</b> .....	210	4.5.1.3	Abatement techniques .....	210

4.5.1.4	Dioxinvermeidung und - abscheidung.....	214	4.5.1.4	Dioxin prevention and abatement .....	214
4.5.1.5	Geruchsminderung.....	217	4.5.1.5	Odour abatement .....	217
4.5.2	Kupolofen.....	217	4.5.2	Cupola furnace .....	217
4.5.2.1	Gaserfassung, -reinigung und -kühlung .....	217	4.5.2.1	Gas collection, cleaning and cooling.....	217
4.5.2.2	Nachverbrennung in der Brenn- kammer des Heißwindkupolofens	222	4.5.2.2	Post combustion in an HBC combustion chamber .....	222
4.5.2.3	Nachverbrennung im Schacht des Kupolofens .....	225	4.5.2.3	Post combustion in the cupola shaft .....	225
4.5.3	Elektrolichtbogenofen (ELO).....	228	4.5.3	EAF .....	228
4.5.3.1	Abgaserfassung.....	228	4.5.3.1	Off-gas collection.....	228
4.5.3.2	Abgasreinigung.....	230	4.5.3.2	Exhaust gas cleaning .....	230
4.5.4	Induktionsofen .....	231	4.5.4	Induction furnace.....	231
4.5.4.1	Abgaserfassung.....	231	4.5.4.1	Off-gas collection.....	231
4.5.4.2	Abgasreinigung.....	233	4.5.4.2	Exhaust gas cleaning .....	233
4.5.5	Drehtrommelofen .....	235	4.5.5	Rotary furnace.....	235
4.5.5.1	Abgaserfassung und -reinigung....	235	4.5.5.1	Off-gas collection and waste gas cleaning .....	235
4.5.6	Tiegelofen, Herdofen und Strahlungsdachöfen.....	236	4.5.6	Crucible, hearth type and radiant roof furnaces.....	236
4.5.6.1	Vermeiden von sichtbaren und diffusen Emissionen während des Schmelzens und der Metall- behandlung.....	236	4.5.6.1	Prevention of visible and fugitive emissions during melting and metal treatment .....	236
4.5.7	Metallbehandlung.....	237	4.5.7	Metal treatment .....	237
4.5.7.1	AOD Konverter: Abgaserfassung und Behandlung.....	237	4.5.7.1	AOD Converter: exhaust gas capture and treatment .....	237
4.5.7.2	Kugelgraphitbildung: Abgaserfassung und -entstaubung	237	4.5.7.2	Nodularisation: off-gas collection and dedusting.....	237
4.5.8	Form- und Kernherstellung.....	239	4.5.8	Mould and core-making .....	239
4.5.8.1	Stauberfassung bei der Grünsand- aufbereitung (Sandanlage) und Entstaubung .....	239	4.5.8.1	Exhaust capture of dust from green sand preparation (sand plant) and dedusting .....	239
4.5.8.2	Stauberfassung in Grünsand- formereien und Entstaubung .....	240	4.5.8.2	Exhaust capture of dust from the green sand moulding shop work area and from dedusting .....	240
4.5.8.3	Abgaserfassung bei der Kernmacherei – allgemeine Überlegungen.....	240	4.5.8.3	Exhaust capture from core- making – general considerations .	240
4.5.8.4	Coldbox: Erfassung von Amin- dämpfen und Abluftbehandlung..	241	4.5.8.4	Cold-box: capture of amine vapour and exhaust treatment.....	241
4.5.8.5	VOC-Erfassung und Abscheidung	242	4.5.8.5	VOC-collection and removal.....	242
4.5.8.6	Abgasreinigung mit Biofiltern.....	243	4.5.8.6	Exhaust gas cleaning using biofilter .....	243
4.5.8.7	Dauerformen: Erfassung von Trennmittlemissionen.....	245	4.5.8.7	Permanent moulding: collection of release agent emissions .....	245
4.5.9	Gießen/Kühlen/Ausformen .....	246	4.5.9	Casting/Cooling/Shake-out .....	246
4.5.9.1	Einführung.....	246	4.5.9.1	Introduction .....	246
4.5.9.2	Einhausung von Gieß- und Kühlstrecken.....	247	4.5.9.2	Pouring and cooling lines encapsulation.....	247
4.5.9.3	Erfassung und Behandlung der Abluft der Ausschlagstelle	247	4.5.9.3	Exhaust capture and treatment from shake-out .....	247
4.5.9.4	Abgasreinigung mit Biofiltern.....	249	4.5.9.4	Off-gas cleaning using biofilter...	249
4.5.10	Fertigbearbeitung und Nachbehandlung: Ablufterfassung und -behandlung.....	249	4.5.10	Finishing/post-casting operations: off-gas collection and treatment.....	249
4.5.10.1	Ablufterfassung bei der Fertigbearbeitung.....	249	4.5.10.1	Finishing off-gas collection.....	249
4.5.10.2	Abluftreinigungstechniken .....	251	4.5.10.2	Exhaust air cleaning techniques ..	251

4.5.11	<b>Erfassung und Reinigung von Abgas aus der Wärmebehandlung</b>	252	4.5.11	Heat treatment waste gas collection and cleaning.....	252
4.5.11.1	<b>Einsatz von sauberen Brennstoffen in brennerbefeuerten Wärmebehandlungsöfen .....</b>	252	4.5.11.1	Use of clean fuels in burner-heated heat treatment furnaces ....	252
4.5.11.2	<b>Abschreckbäder .....</b>	253	4.5.11.2	Quenching baths .....	253
4.6	<b>Vermeidung und Behandlung von Abwasser .....</b>	254	4.6	Waste water prevention and treatment.....	254
4.6.1	<b>Methoden zur Vermeidung des Anfalls von Abwasser .....</b>	254	4.6.1	Measures to prevent the generation of waste water .....	254
4.6.2	<b>Behandlung von Waschwasser und anderen Abwasserströmen....</b>	255	4.6.2	Treatment of scrubbing water and other waste water flows .....	255
4.6.3	<b>Beispielbetrieb zur Abwasser- vermeidung und -verminderung ..</b>	257	4.6.3	Example plant for waste water prevention and reduction .....	257
4.6.4	<b>Ölabscheider .....</b>	261	4.6.4	Oil interceptors .....	261
4.6.5	<b>Aminrückgewinnung aus dem Abwasser .....</b>	261	4.6.5	Recovery of amine from scrubbing water .....	261
4.6.6	<b>Minderung von Glycol im Abwasserstrom beim Druckguss..</b>	263	4.6.6	Reduction of glycols in die-casting waste water streams .....	263
4.7	<b>Energieeffizienz .....</b>	263	4.7	Energy efficiency .....	263
4.7.1	<b>Einleitung .....</b>	263	4.7.1	Introduction .....	263
4.7.2	<b>Induktionsofen: Abwärmenutzung .....</b>	264	4.7.2	Induction furnace: waste heat utilisation.....	264
4.7.3	<b>Kupolofen: Abwärmenutzung .....</b>	266	4.7.3	Cupola furnace: waste heat utilisation.....	266
4.7.4	<b>Reduzieren von Energieverlusten/ Verbesserung der Vorheizpraxis bei Pfannen.....</b>	268	4.7.4	Reduce energy loss/improve preheating practice of ladles.....	268
4.8	<b>Sand: Regeneration, Recycling, Wiederverwendung und Deponierung.....</b>	269	4.8	Sand: regeneration, recycling, re-use and disposal .....	269
4.8.1	<b>Einführung .....</b>	269	4.8.1	Introduction .....	269
4.8.2	<b>Regenerieren von Grünsand unter optimierten Bedingungen (Primärregeneration) .....</b>	273	4.8.2	Regeneration of green sand under optimised conditions (primary regeneration).....	273
4.8.3	<b>Einfache mechanische Regeneration von kaltgebundenem Sand.....</b>	275	4.8.3	Simple mechanical regeneration of cold-setting sand .....	275
4.8.4	<b>Kalt-mechanische Regeneration mittels Schleifscheibenanlage .....</b>	276	4.8.4	Cold mechanical regeneration using a grinding wheel unit .....	276
4.8.5	<b>Kaltmechanische Regeneration mittels Pralltrommel .....</b>	279	4.8.5	Cold mechanical regeneration using an impact drum .....	279
4.8.6	<b>Kaltregeneration mittels Druckluftanlage .....</b>	280	4.8.6	Cold regeneration using a pneumatic system .....	280
4.8.7	<b>Thermische Regeneration .....</b>	282	4.8.7	Thermal regeneration .....	282
4.8.8	<b>Kombinierte Regeneration (mechanisch–thermisch- mechanisch) für Mischsande (organische und Bentonitsande)...</b>	286	4.8.8	Combined regeneration (mechanical–thermal-mechanical) for mixed organic-bentonite sands .....	286
4.8.9	<b>Nasse Sandregeneration.....</b>	289	4.8.9	Wet sand regeneration.....	289
4.8.10	<b>Regeneration von Wasserglassand mittels Druckluftanlage .....</b>	290	4.8.10	Regeneration of water glass sand using pneumatic systems .....	290
4.8.11	<b>Interne Wiederverwendung von ungehärtetem Kernsand .....</b>	292	4.8.11	Internal re-use of uncured core sand .....	292
4.8.12	<b>Wiederverwendung von Staub aus dem Grünsandkreislauf bei der Formherstellung .....</b>	293	4.8.12	Re-use of dusts from the green sand circuit in mould making .....	293

4.8.13	Externe Wiederverwendung von gebrauchtem Sand, Untergrößen aus dem Sandkreislauf und Regenerationvorgängen .....	294	4.8.13	External re-use of used sand and the undersize from the sand circuit and regeneration processes .....	294
4.9	<b>Staub und feste Rückstände: Behandlung und Wiederverwertung.....</b>	<b>295</b>	4.9	<b>Dust and solid residues: treatment and re-use .....</b>	<b>295</b>
4.9.1	<b>Einleitung.....</b>	<b>295</b>	4.9.1	<b>Introduction .....</b>	<b>295</b>
4.9.2	<b>(Vorbehandlung für) externe Wiederverwertung von festen Reststoffen.....</b>	<b>296</b>	4.9.2	<b>(Pretreatment for) external re- use of solid residues .....</b>	<b>296</b>
4.9.3	<b>Minimierung der Schlackebildung .....</b>	<b>299</b>	4.9.3	<b>Minimisation of slag forming.....</b>	<b>298</b>
4.9.4	<b>Kupolofen.....</b>	<b>299</b>	4.9.4	<b>Cupola furnace .....</b>	<b>299</b>
4.9.4.1	<b>Sammeln und Recycling von Koksgrus .....</b>	<b>299</b>	4.9.4.1	<b>Collection and recycling of coke breeze .....</b>	<b>299</b>
4.9.4.2	<b>Rückführung von Filterstaub in den Kupolofen.....</b>	<b>300</b>	4.9.4.2	<b>Recirculation of filter dust into cupola furnace .....</b>	<b>300</b>
4.9.5	<b>EAF.....</b>	<b>304</b>	4.9.5	<b>EAF .....</b>	<b>304</b>
4.9.5.1	<b>Rezirkulierung von Filterstaub und Schlamm (aus dem Erschmelze mit ELO).....</b>	<b>304</b>	4.9.5.1	<b>Recycling of filter dust and sludge (from EAF melting) .....</b>	<b>304</b>
4.9.5.2	<b>Rezirkulierung von Al-Schlacken und -reststoffen.....</b>	<b>304</b>	4.9.5.2	<b>Recycling of Al slags and residues.....</b>	<b>304</b>
4.10	<b>Lärminderung .....</b>	<b>305</b>	4.10	<b>Noise reduction .....</b>	<b>305</b>
4.11	<b>Stilllegung von Anlagen .....</b>	<b>306</b>	4.11	<b>Decommissioning.....</b>	<b>306</b>
4.12	<b>Umweltmanagementprogramme..</b>	<b>307</b>	4.12	<b>Environmental management tools .....</b>	<b>307</b>
<b>5</b>	<b>BESTE VERFÜGBARE TECHNIKEN FÜR GIEßEREIEN.....</b>	<b>315</b>	<b>5</b>	<b>BEST AVAILABLE TECHNIQUES FOR FOUNDRIES..</b>	<b>315</b>
5.1	<b>Branchenbezogene BVT (für die Gießereiiindustrie).....</b>	<b>316</b>	5.1	<b>Generic BAT (for the foundry industry) .....</b>	<b>316</b>
5.2	<b>Eisenmetallschmelze.....</b>	<b>319</b>	5.2	<b>Ferrous metal melting.....</b>	<b>319</b>
5.3	<b>Nichteisenmetallschmelze .....</b>	<b>321</b>	5.3	<b>Non-ferrous metal melting .....</b>	<b>321</b>
5.4	<b>Gießen mit verlorenen Formen ....</b>	<b>323</b>	5.4	<b>Lost mould casting .....</b>	<b>323</b>
5.5	<b>Gießen mit Dauerformen/ Kokillenguss.....</b>	<b>325</b>	5.5	<b>Permanent mould casting .....</b>	<b>325</b>
<b>6</b>	<b>TECHNIKEN IN ENTWICKLUNG FÜR GIEßEREIEN.....</b>	<b>327</b>	<b>6</b>	<b>EMERGING TECHNIQUES FOR FOUNDRIES.....</b>	<b>327</b>
6.1	Verwenden von preiswertem Brennmaterial im Kupolofen.....	327	6.1	Use of low cost combustible materials in cupola melting .....	327
6.2	Recycling von metallhaltigem Filterstaub (Eisenmetalle).....	327	6.2	Recycling of metal-bearing filter dust (ferrous metals).....	327
6.3	Aminrückgewinnung aus dem Abgas der Kernherstellung mittels Gaspermeation.....	328	6.3	Amine recovery from the core- making waste gas by gas permeation.....	328
6.4	Separates Sprühen von Trennmittel und Wasser beim Aluminiumdruckguss .....	329	6.4	Separate spraying of release agent and water in aluminium die-casting .....	329
6.5	Anorganische Bindermaterialien zur Kernherstellung .....	330	6.5	Inorganic binder material for core-making.....	330
<b>7</b>	<b>ABSCHLIEßENDE BEMERKUNGEN.</b>	<b>333</b>	<b>7</b>	<b>CONCLUDING REMARKS .....</b>	<b>333</b>
7.1	<b>Zeitablauf der Arbeiten .....</b>	<b>333</b>	7.1	<b>Timing of the work.....</b>	<b>333</b>
7.2	<b>Informationsquellen .....</b>	<b>333</b>	7.2	<b>Sources of information .....</b>	<b>333</b>
7.3	<b>Erreichte Einvernehmlichkeit .....</b>	<b>334</b>	7.3	<b>Degree of consensus reached .....</b>	<b>334</b>
7.4	<b>Empfehlungen für zukünftige Arbeiten.....</b>	<b>335</b>	7.4	<b>Recommendations for future work .....</b>	<b>335</b>

7.5	<b>Vorschlag für zukünftige Forschungs- und Entwicklungsthemen.....</b>	<b>335</b>
8	<b>QUELLENANGABEN .....</b>	<b>337</b>
9	<b>GLOSSAR.....</b>	<b>345</b>
9.1	<b>Abkürzungen .....</b>	<b>345</b>
9.2	<b>Begriffserläuterungen .....</b>	<b>347</b>
9.3	<b>Lexikon.....</b>	<b>350</b>
10	<b>ANHÄNGE .....</b>	<b>353</b>
10.1	Anhang 1 Datenübersicht zur Gusseisenschmelze in verschiedenen Kupolöfen und im Induktionsofen...	353
10.2	Anhang 2 Staubüberwachungseinrichtungen einer Autogießerei für Großserienproduktion.....	363

7.5	Suggested topics for future R&D projects .....	335
8	<b>REFERENCES .....</b>	<b>337</b>
9	<b>GLOSSARY .....</b>	<b>345</b>
9.1	Abbreviations .....	345
9.2	Terms .....	347
9.3	Lexicon.....	350
10	<b>ANNEXES .....</b>	<b>353</b>
10.1	Annex 1 Overview of data for cast iron melting in various cupola types and in the induction furnace.....	353
10.2	Annex 2 Dust control equipment at a large-scale automotive foundry	363

---

## List of figures

Figure 1.1: Ferrous foundry productivity data for various European countries .....	8
Figure 1.2: Relative sectoral market shares.....	9
Figure 1.3: Market shares for iron castings (data for Spanish market).....	9
Figure 1.4: Market shares for steel castings (data for Spanish market).....	10
Figure 2.1: The foundry process .....	13
Figure 2.2: Process flow diagrams for the melting and metal treatment of cast iron .....	16
Figure 2.3: Process flow diagrams for the melting and metal treatment of steel.....	18
Figure 2.4: Wooden pattern.....	23
Figure 2.5: Coreboxes .....	23
Figure 2.6: Thermopolymer (wax) patterns in an RP machine .....	24
Figure 2.7: Aluminium scrap(l.) and ingots (r.) .....	25
Figure 2.8: Pneumatic conveyors and silos for powdered materials .....	25
Figure 2.9: Schematic outline and miniature model of a (cold blast) cupola furnace .....	29
Figure 2.10: Effect of air preheating on blast furnace efficiency .....	31
Figure 2.11: Schematic representation of a long campaign cupola .....	32
Figure 2.12: EAF furnace.....	34
Figure 2.13: General arrangement of coreless induction furnace.....	37
Figure 2.14: Coreless induction furnaces .....	38
Figure 2.15: Typical construction of a bath channel furnace .....	40
Figure 2.16: Channel induction furnace .....	41
Figure 2.17: Radiant-roof furnace .....	42
Figure 2.18: Cross-section of a hearth type furnace .....	44
Figure 2.19: Shaft furnace .....	46
Figure 2.20: Crucible furnaces .....	47
Figure 2.21: AOD converter.....	48
Figure 2.22: Deoxidation, using an aluminium wire .....	49
Figure 2.23: The sandwich method for nodularisation .....	51
Figure 2.24: Inoculation during pouring .....	52
Figure 2.25: Typical grain size distribution for silica foundry sand.....	55
Figure 2.26: Components of the running and gating system .....	60
Figure 2.27: Various types of filters.....	60
Figure 2.28: Flow diagram for a typical green sand plant.....	61
Figure 2.29: Various types of sand mixers.....	61
Figure 2.30: Vacuum moulding .....	64
Figure 2.31: Furan cores.....	66
Figure 2.32: Cold-box core .....	68
Figure 2.33: Croning cores (top) and moulds (bottom).....	72
Figure 2.34: Flow coating with alcohol-based coating, followed by firing or drying .....	73
Figure 2.35: Dip-coating with water-based coatings, followed by drying in a hot-air furnace .....	74
Figure 2.36: The Lost Foam process.....	75
Figure 2.37: Expendable polystyrene pattern (r.) for the Lost Foam process and an example of a casting produced by the Lost Foam method (l.).....	76
Figure 2.38: Investment casting process .....	78
Figure 2.39: Lip pour ladle for molten metal pouring.....	80
Figure 2.40: Teapot ladle for molten metal pouring.....	80
Figure 2.41: Bottom pour ladle for molten metal pouring .....	81
Figure 2.42: Pouring furnace.....	81
Figure 2.43: Shake-out at the end of an automated moulding line .....	82
Figure 2.44: The principle of a low-pressure die-casting machine.....	83
Figure 2.45: Low-pressure die-casting machine .....	83
Figure 2.46: Cold-chamber and hot-chamber high-pressure die-casting devices.....	84
Figure 2.47: Schematic representation of a centrifugal casting machine .....	86
Figure 2.48: Schematic representation of a thread casting machine used for continuous casting.....	87
Figure 2.49: Casting with running and gating system .....	88
Figure 2.50: Castings before (l., m.) and after (r.) sand removal by blasting.....	88
Figure 2.51: Burrs (l.) and their removal using a grinding stone (m.) and slide grinding (r.) .....	89
Figure 2.52: Quenching of a hot casting shortly after heat treatment .....	91
Figure 2.53: Typical austempering heat treatment stages .....	93
Figure 3.1: Mass stream overview for the foundry process.....	97
Figure 3.2: Typical energy losses from a mains frequency coreless induction furnace .....	106

Figure 3.3: Energy consumption (kWh/tonne) as a function of transferred tonnage and loss of temperature for channel induction furnaces.....	108
Figure 3.4: Mg die-casting production in tonnes/yr by EU states and by cover gas (SO <sub>2</sub> or SF <sub>6</sub> ).....	119
Figure 3.5: Waste gas load upon pouring in full and hollow moulds .....	133
Figure 3.6: Emission levels of pollutants upon pouring, cooling and shake-out for a green sand iron foundry .....	136
Figure 3.7: Emission levels for particulate matter upon pouring, cooling and shake-out for a green sand iron foundry .....	137
Figure 3.8: Green sand-to-liquid metal ratios in iron foundries.....	138
Figure 3.9: Green sand-to-liquid metal ratios in copper foundries .....	138
Figure 3.10: Total mixed sand-to-liquid metal ratios in UK foundries.....	139
Figure 4.1: Mass flow diagram for the fluxless re-melting of magnesium class 1 scrap .....	154
Figure 4.2: Mass flow diagram for the salt re-melting of class 1 magnesium scrap.....	154
Figure 4.3: Various methods of oxygen injection.....	162
Figure 4.4: Effect of blast shut-off periods on tapping temperature in a post-blast cupola .....	165
Figure 4.5: Cokeless cupola furnace in duplex operation .....	166
Figure 4.6: Moulding-sand preparation plant with vacuum mixer-cooler .....	188
Figure 4.7: Thermal balance of a stove for core drying, working at 72 % capacity .....	195
Figure 4.8: Thermal balance for the microwave drying of cores .....	197
Figure 4.9: Total carbon emissions from various process steps, using aromatic- and vegetable-based solvents .....	200
Figure 4.10: Bag filter units; inside (l.) and outside (m., r.) views .....	211
Figure 4.11: Operational conditions for wet and dry dedusting of hot blast cupola off-gas.....	213
Figure 4.12: Flow sheet of cold blast cupola with heat recovery, cooling and a bag filter.....	219
Figure 4.13: Hot blast cupola with a recuperator and wet scrubber.....	222
Figure 4.14: Hot blast cupola with a recuperator and bag filter.....	223
Figure 4.15: Principle of post combustion and off-gas cooling in cold blast cupolas.....	226
Figure 4.16: Principle drawings of (a) a roof mounted hood, (b) a side-draught hood, and (c) direct evacuation through a fourth-hole .....	228
Figure 4.17: Doghouse cover for a shake-out grate, for large-size batch castings.....	248
Figure 4.18: Treatment of waste water and sludge from the wet de-dusting system of a cupola furnace.....	256
Figure 4.19: Water circuit for the wet dedusting system of a cupola furnace.....	258
Figure 4.20: Treatment system for sludge from the wet dedusting of cupola flue-gas .....	259
Figure 4.21: Amine recycling plant .....	262
Figure 4.22: Use of waste heat for scrap drying .....	265
Figure 4.23: Schematic representation of a hot blast cupola with a steam boiler, turbine and generator .....	267
Figure 4.24: Process flow diagram of a hot blast cupola with heat recovery.....	268
Figure 4.25: Sand balance diagram for a thermal/mechanical regeneration system .....	272
Figure 4.26: Cold mechanical regeneration using grinding.....	277
Figure 4.27: Operational data on the sand circuit of a Dutch green sand foundry.....	278
Figure 4.28: Fixed costs in euros per tonne of regenerated sand, for the mechanical regeneration of sand with cold-setting binders.....	279
Figure 4.29: Cold mechanical regeneration using a pneumatic system .....	281
Figure 4.30: Fixed costs in euros per tonne of regenerated sand for thermal regeneration and high level mechanical regeneration of mixed sands .....	285
Figure 4.31: Mechanical-thermal-mechanical sand regeneration unit .....	286
Figure 4.32: Rotary mechanical regeneration unit.....	291
Figure 4.33: Zinc distribution for tuyère injection, upon injection during 20 days .....	302
Figure 4.34: Zinc distribution for recirculation through the charge, upon charging during 11 days .....	303
Figure 6.1: Spray head with separate nozzles for water and release agent .....	329
Figure 10.1: Input-output balance for various technical modifications of cupola melting .....	355
Figure 10.2: Cost of raw materials (France: 1993 to 2003).....	362
Figure 10.3: Monitoring data for dust emissions from 4 locations in the sand plant (24 hours continuous monitoring) .....	364
Figure 10.4: Monitoring data for dust emissions from 4 locations in the sand plant (2 weeks continuous monitoring) .....	364
Figure 10.5: Monitoring data for dust emissions from 4 locations in the sand plant (30 days continuous monitoring) .....	365

---

## List of tables

Table 1.1: European production data for ferrous castings, i.e. iron, steel and malleable iron castings (in kilotonnes).....	2
Table 1.2: European production data for non-ferrous metal castings (in kilotonnes) .....	3
Table 1.3: Number of foundries (production units) for iron, steel and malleable iron casting.....	4
Table 1.4: Number of foundries (production units) for non-ferrous metal casting .....	5
Table 1.5: Employment in the foundry industry for iron, steel and malleable iron casting .....	6
Table 1.6: Employment in the foundry industry for non-ferrous casting .....	7
Table 2.1: Relative shares of applied casting techniques for Al.....	19
Table 2.2: Most common zinc alloys, contents in %.....	21
Table 2.3: Description of rapid prototyping techniques .....	24
Table 2.4: Potential soil contamination from ferrous foundry raw materials .....	27
Table 2.5: Applicability of furnace types, for melting (m) and holding (h).....	28
Table 2.6: Field of application of available induction furnaces as related to their frequency .....	38
Table 2.7: Survey of various resin types and their applicability .....	58
Table 2.8: Composition of natural sand .....	62
Table 2.9: Composition of additive mix for green sand preparation (excl. water).....	63
Table 2.10: Core-making processes used in 48 automobile foundries in Germany, 1991 .....	65
Table 3.1: Typical melting furnace properties and emission data .....	98
Table 3.2: Average energy consumption for off-gas treatment and holding .....	99
Table 3.3: Dust emission levels (raw cupola off-gas) from various cupola types.....	99
Table 3.4: Cupola dust emission levels and PM size distribution .....	100
Table 3.5: Typical composition of cupola dust, data in weight per cent.....	100
Table 3.6: Unburned top gas composition for cupola furnace.....	101
Table 3.7: Emission data for hot blast and cold blast cupolas working with different set-ups.....	102
Table 3.8: Typical cupola slag composition.....	102
Table 3.9: Chemical composition of EAF dust from steel foundries .....	103
Table 3.10: Typical emission values for EAF furnaces.....	104
Table 3.11: Chemical composition of EAF slag .....	105
Table 3.12: IF dust emission level and PM size distribution.....	106
Table 3.13: Chemical composition of induction furnace dust in cast iron foundries .....	107
Table 3.14: Typical emission data for induction furnace melting in a ferrous foundry .....	107
Table 3.15: Typical composition of induction furnace slag .....	108
Table 3.16: Chemical composition of rotary furnace dust in ferrous melting .....	109
Table 3.17: Measured emissions for rotary furnace, melting cast iron, without flue-gas cleaning equipment.....	110
Table 3.18: Consumption levels for the AOD treatment of steel .....	111
Table 3.19: AOD slag composition.....	112
Table 3.20: Comparison of various nodularisation procedures .....	112
Table 3.21: Typical furnace properties and emission data for aluminium melting .....	114
Table 3.22: Input and output for aluminium melting in a shaft furnace.....	115
Table 3.23: Results from a 6-day trial melt in a 2 tonne melting capacity shaft furnace for Al.....	115
Table 3.24: Emission data for an oil-fired hearth type furnace melting Al.....	117
Table 3.25: Consumption and emission data for the crucible melting of aluminium.....	117
Table 3.26: The use of SF <sub>6</sub> in pressure die-casting operations under various operating conditions.....	118
Table 3.27: Use of SF <sub>6</sub> in gravity die-casting operations .....	118
Table 3.28: Magnesium scrap grade classes.....	119
Table 3.29: Mass balance data for a brass low-pressure die-casting foundry (melting + die-casting operations).....	120
Table 3.30: Particulate emissions from the crucible melting of copper alloys.....	121
Table 3.31: Typical mass and energy data for zinc pressure die-casting .....	121
Table 3.32: Example of current emissions from some dust abatement applications.....	122
Table 3.33: Dioxin emission data for various foundry types.....	123
Table 3.34: Cupola furnace dioxin emissions .....	124
Table 3.35: Environmental impact from binder systems.....	126
Table 3.36: Emission values and emission factors for dust emissions from moulding shops after exhaust cleaning .....	126
Table 3.37: Example dust emissions and particle size for mould and core-making.....	126
Table 3.38: Typical properties of green sand, measured on 105 sand samples from 105 iron foundries .....	127
Table 3.39: Consumption levels of various resins, catalysts, hardeners and additives for chemically-bonded sand preparation.....	128

Table 3.40: Emission factors for mould making.....	129
Table 3.41: Emission factors for core-making.....	129
Table 3.42: Mass balance data for brass foundry core using a hot-box process .....	131
Table 3.43: Comparative data for residue production from Lost Foam and green sand aluminium casting .....	131
Table 3.44: Stack emission data for Lost Foam and green sand aluminium foundries.....	132
Table 3.45: Environmental impact from binder systems upon pouring, shake-out and cooling.....	135
Table 3.46: Emission factors for iron casting in cold-setting resin-bonded sand moulds.....	135
Table 3.47: Emission values and emission factors for dust emission from shake-out after flue-gas cleaning .....	137
Table 3.48: Metal yield in the main alloy sectors.....	140
Table 3.49: Results from analyses of used foundry sands from several sources .....	140
Table 3.50: PAH and phenol contents of used foundry sands .....	141
Table 3.51: Mass balance data, exhaust and effluent composition for aluminium pressure die-casting units .....	141
Table 3.52: Indicative emission factors for casting of bronze, brass and zamac .....	142
Table 3.53: Input-output balance for the slide grinding of aluminium castings .....	142
Table 3.54: Emission data for the exhaust gas from shot blasting, using various dedusting techniques ..	143
Table 3.55: Emission data for the exhaust gas from fettling, using various dedusting techniques,.....	143
Table 3.56: Average dust emission from steel finishing.....	143
Table 3.57: Possible impurities for specified scrap types.....	145
Table 3.58: Pollutant concentrations in filter effluent from dewatering the sludge from the wet scrubbers of cupola furnaces.....	146
Table 4.1: Information contained in the discussion of each technique included in Chapter 4.....	147
Table 4.2: Problems arising from an incorrect storage of liquid binder chemicals.....	149
Table 4.3: Inputs and outputs for a magnesium scrap treatment plant.....	153
Table 4.4: Typical properties of foundry cokes.....	157
Table 4.5: Shaft height requirements.....	159
Table 4.6: Example data for the change in coke consumption upon shaft height increases .....	159
Table 4.7: Typical operational data for a cokeless cupola furnace .....	167
Table 4.8: Emission data for cokeless cupola and hot blast cupola .....	168
Table 4.9: Operational costs for cokeless cupola, relative to hot blast cupola (set at 100%) .....	169
Table 4.10: Effect of oxygas burners on the flue-gas composition for a hot blast cupola .....	170
Table 4.11: Operational costs for cold blast cupola with and without oxygas burners.....	171
Table 4.12: Energy and temperature data for EAF furnace melting with normal slag and foamy slag ....	173
Table 4.13: Table of energy consumptions (minimum melt).....	177
Table 4.14: Technical choice of the melting equipment for cast iron melting.....	179
Table 4.15: Example plant cost data for replacement of an existing cupola with a rotary or induction furnace .....	181
Table 4.16: Cost comparison between SO <sub>2</sub> and SF <sub>6</sub> used for protective gas atmospheres .....	183
Table 4.17: Operational and cost data for a new die-casting plant of 1000 tonne/yr Mg output .....	184
Table 4.18: Investment costs for an impeller station .....	186
Table 4.19: Applicability of the various moulding types.....	187
Table 4.20: Technical properties of the various moulding types.....	187
Table 4.21: Process variables and how they indicate mixer performance .....	190
Table 4.22: Annual savings, cost and payback for example plant mixer control.....	191
Table 4.23: Results of test campaigns on core drying, using hot air and microwave furnaces.....	198
Table 4.24: Emission data for cold-box core systems in an aluminium foundry, measured at the shake-out grate and in the exhaust-air stack.....	199
Table 4.25: Emissions (%) of selected compounds from vegetable-based cold-box core systems.....	199
Table 4.26: Operational data for the production of a similar cast iron compressor casing, using various methods.....	202
Table 4.27: Economic data for an aluminium Lost Foam foundry .....	202
Table 4.28: Relative weight reduction for ceramic shell casting of valves as compared to sand casting ..	203
Table 4.29: Typical metal yields for different iron casting types .....	206
Table 4.30: Weighted average of yield performances in 82 UK ferrous foundries, 1981 - 1987 .....	206
Table 4.31: Survey of air emissions from different ferrous foundry stages.....	208
Table 4.32: Properties of wet and dry abatement systems for foundries .....	213
Table 4.33: Investment and energy consumption data for various abatement systems.....	214
Table 4.34: Investment cost estimation for carbon injection installation, added to HBC.....	216
Table 4.35: Total costs for carbon injection installation, added to HBC.....	217
Table 4.36: Operational data of cold blast cupola furnaces with a bag filter for dust abatement .....	221

Table 4.37: Operational data of hot blast cupola furnaces using a bag filter and a disintegrator for dust capture .....	224
Table 4.38: Energy consumption of hot blast cupolas.....	225
Table 4.39: Operational data of two example configurations using post combustion with water cooling (I), and air cooling (J).....	227
Table 4.40: Analytical results and applicable (French) legislation, for post combustion in a cold blast cupola with water cooling (I), and the air cooling (J) of flue-gases .....	227
Table 4.41: Typical exhaust flowrates (in m <sup>3</sup> /s) and particulate removal efficiency of EAF exhaust capture systems .....	230
Table 4.42: Cost data for EAF flue-gas capture and cleaning equipment .....	231
Table 4.43: Emission data for a cast iron foundry, using induction melting and a centralised exhaust system with a bag filter.....	234
Table 4.44: Investment cost and power consumption for a bag filter unit on induction furnaces, with varying final dust emission levels .....	234
Table 4.45: A cost estimate for installation of an abatement system for visible fumes during charging and tapping.....	236
Table 4.46: Cost calculation for MgO fume abatement .....	239
Table 4.47: Dust emission values from moulding and post casting shops .....	240
Table 4.48: Emission data for a cold-box core-making shop, using an acid scrubber.....	242
Table 4.49: Specification and investment cost for an amine scrubber on cold-box core-shop exhaust ..	242
Table 4.50: Operational data for the biofiltration of a cold-box core-making off-gas .....	244
Table 4.51: Emission data for the biofiltration of exhaust from green sand pouring and a cooling line..	245
Table 4.52: Emission data from EP-cleaned HPDC off-gas.....	246
Table 4.53: Applicability of dust capture techniques for various finishing operations .....	250
Table 4.54: Emission levels from a heat treatment furnace before and after conversion to natural gas burners system.....	252
Table 4.55: Applicability of fume collection techniques for quenching baths .....	253
Table 4.56: Production and water consumption data (on yearly basis) for example foundry .....	257
Table 4.57: Disposal costs for the extension of a waste water system with sludge treatment.....	260
Table 4.58: Typical energy use in a non-ferrous and EAF steel foundry .....	264
Table 4.59: Fields of application of different regeneration systems for monosands .....	271
Table 4.60: Fields of application of different regeneration systems for mixed sands .....	271
Table 4.61: Applicability of various sand regeneration techniques to various sand types .....	272
Table 4.62: Compatibility of regenerated sources sands with various binders.....	273
Table 4.63: Cost benefits from primary reclamation.....	275
Table 4.64: Operational data of 3 German reference foundries applying thermal sand regeneration .....	284
Table 4.65: Operational data of a mechanical-thermal-mechanical treatment system (pneumatic - fluid bed - pneumatic).....	287
Table 4.66: Operational data of a silicate sand regeneration unit.....	291
Table 4.67: Necessary treatment and possible limitations for external re-use of solid residues .....	297
Table 4.68: Summary of external re-use applications for solid foundry residues (status 1999).....	298
Table 4.69: Properties of injection techniques for recirculation of cupola furnace dust .....	301
Table 5.1: Emission to air associated with the use of BAT for ferrous metal melting and treatment .....	321
Table 5.2: Emissions to air associated with the use of BAT for the cupola melting of ferrous metals .....	321
Table 5.3: Emissions to air associated with the use of BAT for the EAF melting of ferrous metals .....	321
Table 5.4: Emissions to air associated with the use of BAT for the rotary melting of ferrous metals .....	321
Table 5.5: Emissions to air associated with the use of BAT in the melting of aluminium.....	323
Table 5.6: Emissions to air associated with the use of BAT for moulding and casting using lost moulds .....	325
Table 5.7: Emissions to air associated with the use of BAT for permanent mould casting (incl. HPDC).....	326
Table 10.1: Operational data of a cold blast cupola (10 tonne/h).....	356
Table 10.2: Operational data of a hot blast long campaign cupola (10 tonne/h).....	357
Table 10.3: Operational data of a cokeless cupola and hot blast cupola with air preheating .....	358
Table 10.4: Comparison of liquid cast iron costs -June 2003. Mass production – 10 t/h.....	359
Table 10.5: Price of lamellar cast iron: Metallic charge + energy.....	360
Table 10.6: Price of nodular cast iron: Metallic charge + energy .....	361



## UMFANG

In diesem Dokument wird der Informationsaustausch unter der IVU Richtlinie für industrielle Tätigkeiten entsprechend dem Anhang I, Kategorien 2.3 (b), 2.4 und 2.5 (b) widergespiegelt, z.B.:

“2.3. Anlagen zur Verarbeitung von Eisenmetallen durch:

- (b) Schmieden mit Hämmern, deren Schlagenergie 50 Kilojoule pro Hammer überschreitet, bei einer Wärmeleistung von über 20 MW

2.4. Eisenmetallgießereien mit einer Produktionskapazität von über 20 Tonnen pro Tag

2.5. Anlagen

- (b) zum Schmelzen von Nichteisenmetallen einschließlich Legierungen, darunter auch Wiedergewinnungsprodukte (Raffination, Gießen) mit einer Schmelzkapazität von mehr als 4 Tonnen pro Tag bei Blei und Cadmium oder 20 Tonnen pro Tag bei allen anderen Metallen“

Beim Erarbeiten des Arbeitsumfanges für dieses Dokument hat die TWG die mögliche Interpretation der Schwellenwerte berücksichtigt. Die TWG hat den durch die IVU-Richtlinie definierten Umfang mit tatsächlich existierenden Anlagen in der EU und den Kandidatenländern, die die o. g. Kriterien erfüllen, verglichen. Dieser Vergleich führte zum folgenden Arbeitsumfang:

- Gießen von eisenhaltigen Materialien, z.B. Grauguss, Temperguss und Sphäroguss, Stahl
- Gießen von nichteisenhaltigen Materialien, z.B. Aluminium, Magnesium, Kupfer, Zink, Blei und seine Legierungen

Weil keine europäischen Schmieden, die die o.g. Kriterien (z.B. Anhang I 2.3(b)) erfüllen, berichtet wurden, wurden diese nicht im Dokument behandelt, z. B. „Schmieden mit Hämmern, deren Schlagenergie 50 Kilojoule pro Hammer überschreitet, bei einer Wärmeleistung von über 20 MW“. Dementsprechend wurden auch Cadmium-, Titan- und Edelmetallgießereien sowie Glocken- und Kunstgießereien aus Kapazitätsgründen nicht behandelt.

Strangguss (Bleche und Platten) wurden bereits im BVT-Merkblatt für die Eisen- und Stahlindustrie beschrieben. Deshalb werden sie hier nicht behandelt.

Das Schmelzen von Legierungen und das Veredeln von Nichteisenmetallen wurden bereits im BVT-Merkblatt für die Nichteisenmetallindustrie beschrieben und werden deshalb hier nicht behandelt. Der Nichteisenmetallprozess beginnt in diesem Dokument deshalb mit dem Schmelzen von Barren und betriebsinternem Schrott oder dem flüssigen Metall.

Aus Sicht des Prozesses werden die folgenden Gießereiarbeitsschritte im Umfang des Dokumentes berücksichtigt:

- Modellbau
- Lagern und Verarbeiten von Rohstoffen
- Schmelzen und Metallbehandlung
- Form- und Kernherstellung, Formtechniken
- Gießen und Abkühlen
- Ausschlagen
- Nachbearbeitung
- Wärmebehandlung.



# 1 GENERAL INFORMATION ON FOUNDRIES

## 1.1 Sector overview

### 1.1.1 Foundry industry

Foundries melt ferrous and non-ferrous metals and alloys and reshape them into products at or near their finished shape through the pouring and solidification of the molten metal or alloy into a mould. The foundry industry is a differentiated and diverse industry. It consists of a wide range of installations, from small to very large; each with a combination of technologies and unit operations selected to suit the input, size of series and types of product produced in the specific installation. The organisation within the sector is based on the type of metal input, with the main distinction being made between ferrous and non-ferrous foundries.

The European foundry industry is the third largest in the world for ferrous castings and the second largest for non-ferrous. The total production of castings in various European countries are given in Table 1.1 and Table 1.2. Data for Northern Ireland, Luxemburg and some of the Accession Countries have not been provided, however it is known that activity in these regions is low compared to the listed regions. Germany, France and Italy are the top three production countries in Europe, with a total annual production of over two million tonnes of castings each. In recent years Spain has taken over the fourth position from Great Britain, with both having a production of over one million tonnes of castings. Together, the top five countries produce more than 80 % of the total European production.

The total European production tonnage of ferrous castings has been stable over the past five years, although some fluctuations have occurred for individual countries. For instance, the figures for Great Britain indicate a general declining trend in production output, whereas the trend for Spain is one of growth. The non-ferrous foundry sector has undergone steady growth since 1998. The total figure for 2001 is obscured by the lack of data from Great Britain. In general, it can be seen from Table 1.2 that in most countries production has risen. This holds not just for the major producing countries but also for those countries with low amounts of production.

Country	1998	1999	2000	2001	2002	2000:2001	2001:2002
						% change	
Austria	190.1	181.7	191.4	192.4	181.2	0.5	-5.8
Belgium	144.4	149.3	149.8	149.5	143.7	-0.2	-3.9
Czech Republic	493	379.1	390.3	415.3	381.6	6.4	-8.1
Denmark	85.8	86	96.4	85.7	87.3	-11.1	1.9
Estonia	n.d	n.d	0.94	1.07	1.1	13.8	2.8
Finland	122.6	109	117.6	119.5	112.5	1.6	-5.8
France	2250.8	2146.6	2283.1	2147.4	2128.6	-5.9	-0.9
Germany	3662.9	3555.2	3758.2	3801.4	3749.7	1.1	-1.4
Great Britain	1076.3 <sup>a</sup>	949.2 <sup>a</sup>	968.2 <sup>a</sup>	906.3 <sup>a</sup>	886.3 <sup>a</sup>	-6.4	-2.2
Hungary	78.1	68.7	74.8	62.8	67.9	-16.0	8.2
Ireland	450	480	520	275	n.d	-47.1	
Italy	1508.4	1492.6	1516.4	1433.3	1460.9	-5.5	1.9
Netherlands	140.6	121	136	132.3	123.7	-2.7	-6.5
Norway	65.3	67.7	70.1	73.4	67.3	4.7	-8.3
Poland	675	610.2	671.2	673	598.0	0.3	-11.1
Portugal	98.6	97.7	102.3	100	96.7	-2.2	-3.3
Slovakia	n.d	n.d	n.d	47.5	n.d		
Slovenia	89.8	81.9	86.9	96.3	n.d	10.8	
Spain	706.6	759.3	950.5	955.7	992.9	0.5	3.9
Sweden	264.2	253.2	266.7	244.7	234.6	-8.2	-4.1
Switzerland	122.8 <sup>b</sup>	122 <sup>b</sup>	119.9 <sup>b</sup>	105.5 <sup>b</sup>	81.8 <sup>b</sup>	-12.0	-22.5
<b>Total</b>	<b>12225</b>	<b>11710</b>	<b>12471</b>	<b>12018</b>	<b>11396</b>		
<b>Full total<sup>c</sup></b>				<b>12018</b>	<b>11815</b>		
a) Without steel castings							
b) Without steel and malleable iron castings							
c) Full total calculated by taking most recent available number for the years for which no data are given							

**Table 1.1: European production data for ferrous castings, i.e. iron, steel and malleable iron castings (in kilotonnes)**  
**[168, CAEF, 2002], [202, TWG, 2002]**

For ferrous foundries, the progress of material substitution in recent years has caused the share of iron castings in the output total to decline slightly, dropping from 58.9 % in 2001 to 58.2 % in 2002. At the same time, producers of nodular-iron castings held a share of 34.3 % in the production total in 2002, marking an increase of 0.5 percentage points compared to 2001. Producers of malleable castings were able to expand their share from 1.1 % in 2001 to 1.3 % in 2002, while the share of steel castings in the output total ranged around 5.8 % in 2002 (5.9 % in 2001).

Country	1998	1999	2000	2001	2002	2000:2001	2001:2002
						% change	
Austria	90.4	92.4	105.9	113.3	116.2	7.0	2.6
Belgium	25.3	23.8	27.2	26.3	26.7	-3.3	1.6
Czech Republic	44.8	48	57.7	58.1	59.6	0.7	2.6
Denmark	1.7 <sup>a</sup>	4	4	4.8	4.6	20.0	-3.2
Estonia	n.d	n.d	0	0	0		
Finland	10.5	10	10	10	9.7	0.0	-3.3
France	338.2	343.8	373.9	394.7	390.3	5.6	-1.1
Germany	783.9	777	842.1	849.6	845.8	0.9	-0.4
Great Britain	121 <sup>a</sup>	n.d	n.d	n.d	n.d		
Hungary	24.8	35	44.8	58.4	68.3	30.4	16.9
Ireland <sup>b</sup>	25.8	25.8	26	26.6	n.d	2.3	
Italy	832.3	832.1	959.1	960	979.7	0.1	2.1
Netherlands	n.d	n.d	n.d	n.d	n.d		
Norway	22.2	25.2	26.4	30.9	26.7	17.0	-13.5
Poland	66.5	84	84	72.2	76.3	-14.0	5.7
Portugal	17.5	21.2	22.6	25.4	25.6	12.4	0.6
Slovakia	n.d	n.d	n.d	7.6	n.d		
Slovenia	15.9	17.3	23.6	24.8	n.d	5.1	
Spain	140.7	153.6	121.1	142.1	149.9	17.3	5.5
Sweden	51.8	55.7	58.5	53.3	52.9	-8.9	-0.8
Switzerland	22.3	22.9	25.1	24.1	21.1	-4.0	-12.3
<b>Total</b>	<b>2636</b>	<b>2572</b>	<b>2812</b>	<b>2481</b>	<b>2853</b>		
<b>Full total<sup>c</sup></b>				<b>2602</b>	<b>3033</b>		

a) Only aluminium  
b) Only lead sheet production  
c) Full total calculated by taking most recent available number for the years for which no data are given

**Table 1.2: European production data for non-ferrous metal castings (in kilotonnes)**  
[168, CAEF, 2002], [202, TWG, 2002]

The output of non-ferrous metal alloys is still dominated by light metal castings at a share of 75.1 %, despite a decline by 3.5 percentage points compared to the year before. The share of copper alloys went down from 10.1 to 9.8 %, and the share held by the producers of zinc alloys similarly shrank from 8.7 to 7.3 %. The difference was absorbed by miscellaneous non-ferrous metals and processes that are not detailed in the statistics.

Data on the number of foundries are given in Table 1.3 and Table 1.4. These data show that there has been a general decline in the number of foundries since 1998, with the loss of about 5 % of the existing foundries each year. This decline is also reflected in the employment numbers, as given in Table 1.5 and Table 1.6.

Country	1998	1999	2000	2001	2002	2000:2001	2001:2002
						% change	
Austria	28	26	25	24	41	-4.0	70.8
Belgium	40 <sup>a</sup>	25	24	21	21	-12.5	0.0
Czech Rep.	n.d	n.d	n.d	140	143		2.1
Denmark	n.d	n.d	12	12	12	0.0	0.0
Estonia	n.d	n.d	1	1	1	0.0	0.0
Finland	19	23	20	19	19	-5.0	0.0
France	169	167	167	163	159	-2.4	-2.5
Germany	324	310	299	288	273	-3.7	-5.2
Great Britain	228 <sup>b</sup>	214 <sup>b</sup>	198 <sup>b</sup>	188 <sup>b</sup>	179 <sup>b</sup>	-5.1	-4.8
Hungary	34	34	32	33	n.d	3.1	
Ireland	n.d	n.d	n.d	1	n.d		
Italy	310	307	293	291	281	-0.7	-3.4
Netherlands	22	n.d	n.d	28	n.d		
Norway	12	12	12	11	11	-8.3	0.0
Poland	234	230	230	220	190	-4.3	-13.6
Portugal	62	61	61	61	61	0.0	0.0
Slovakia	n.d	n.d	n.d	12	n.d		
Slovenia	n.d	n.d	n.d	n.d	n.d		
Spain	224	221	105	102	98	-2.9	-3.9
Sweden	48	49	49	49	50	0.0	2.0
Switzerland	23	23	23	22	20	-4.3	-9.1
<b>Total</b>	<b>1777</b>	<b>1702</b>	<b>1551</b>	<b>1686</b>	<b>1559</b>		
<b>Full total <sup>c</sup></b>			<b>1732</b>	<b>1686</b>	<b>1633</b>		
a) Only members							
b) Without steel castings							
c) Full total calculated by taking most recent available number for the years for which no data are given							

**Table 1.3: Number of foundries (production units) for iron, steel and malleable iron casting [168, CAEF, 2002], [202, TWG, 2002]**

Country	Total		Pressure Die Casting		Other Light casting		Other Heavy metal alloy casting	
	2001	2002	2001	2002	2001	2002	2001	2002
Austria	63	61	20	21	28	25	15	15
Belgium	12	10	3	3	6	5	3	2
Czech Rep.	58	63	39 <sup>a</sup>	40	n.d.	n.d.	n.d.	23
Denmark	8	8	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	
Estonia	0	0	0	0	0	0	0	0
Finland	22	25	4	6	11	12	7	7
France	288	283	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Germany	414	400	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Great Britain	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Hungary	78	n.d.	23	n.d.	35	n.d.	20	n.d.
Italy	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Netherlands	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Norway	10	13	3	3	7	6		4
Poland	290	280	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Portugal	67	54	38	32	12	9	17	13
Slovakia	7	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Slovenia	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Spain	55 <sup>b</sup>	57	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Sweden	84	84	43	n.d.	29	n.d.	12	n.d.
Switzerland	49	48	15	14	23	23	11	11
<b>Total</b>	<b>1505</b>	<b>1386</b>	<b>149</b>	<b>119</b>	<b>151</b>	<b>80</b>	<b>85</b>	<b>75</b>
a) Incl. all light casting								
b) Only members								

**Table 1.4: Number of foundries (production units) for non-ferrous metal casting [168, CAEF, 2002], [202, TWG, 2002]**

Country	1998	1999	2000	2001	2002	2000:2001	2001:2002
						% change	
Austria	3465	3314	3342	3936	3067	17.8	-22.1
Belgium	2823	2299	3260	1847	1936	-43.3	4.8
Czech Republic	n.d	n.d	n.d	17536	14847		-15.3
Denmark	n.d	n.d	1481	1393	1290	-5.9	-7.4
Estonia	n.d	n.d	125	133	129	6.4	-3.0
Finland	2326	2058	2027	2090	2045	3.1	-2.2
France	26407 <sup>a</sup>	25714	25613	24871	24651	-2.9	-0.9
Germany	46944	45157	44896	44796	42748	-0.2	-4.6
Great Britain	24000 <sup>b</sup>	20000 <sup>b</sup>	18000 <sup>b</sup>	16500 <sup>b</sup>	15900 <sup>b</sup>	-8.3	-3.6
Hungary	3485	3285	3175	2734	n.d	-13.9	
Ireland	502	503	509	309	n.d	-39.3	
Italy	22050	22200	22100	21400	20630	-3.2	-3.6
Netherlands	2462	2122	2119	2148	1830	1.4	-14.8
Norway	1864	1706	1730	1754	1564	1.4	-10.8
Poland	33600	28500	26800	26370	24500	-1.6	-7.1
Portugal	2649	2800	2782	2780	2710	-0.1	-2.5
Slovakia	n.d	n.d	n.d	1925	n.d		
Slovenia	n.d	n.d	n.d	n.d	n.d		
Spain	13860	14040	11803	11006	11385	-6.8	3.4
Sweden	3650	3650	3650	3800	3800	4.1	0.0
Switzerland	2400	2300	2400	2400	1930	0.0	-19.6
<b>Total</b>	<b>192487</b>	<b>179648</b>	<b>175812</b>	<b>189728</b>	<b>174962</b>		
<b>Full total <sup>c</sup></b>			<b>195273</b>	<b>189728</b>	<b>179930</b>		

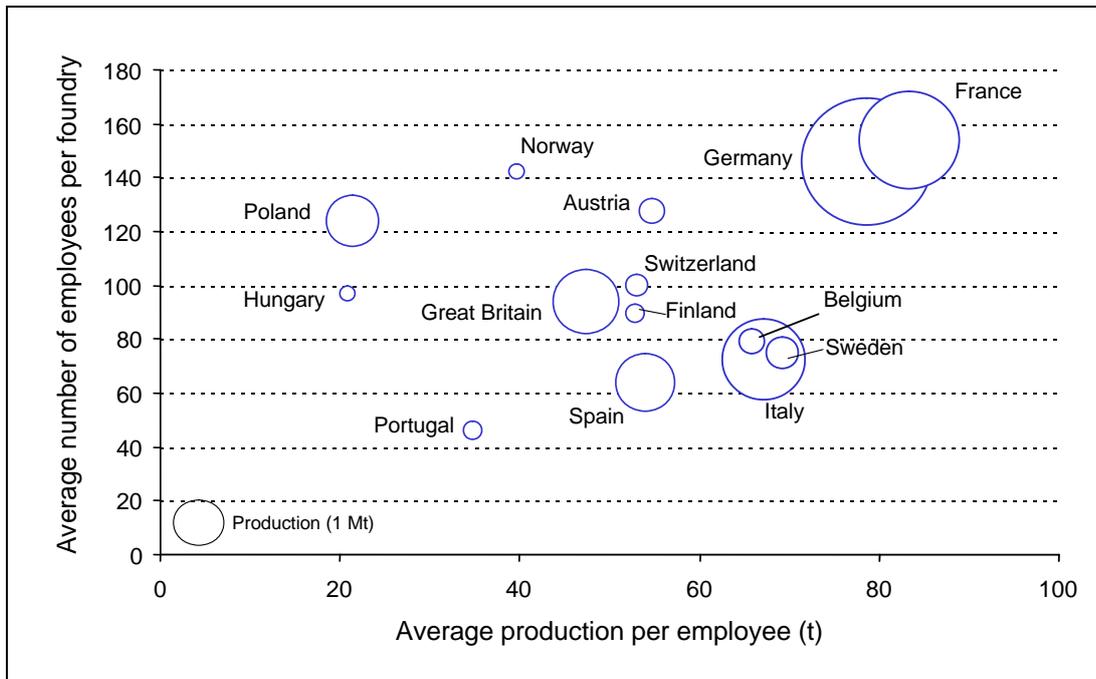
a) Break in continuity of series  
b) Without steel castings  
c) Full total calculated by taking most recent available number for the years for which no data are given

**Table 1.5: Employment in the foundry industry for iron, steel and malleable iron casting**  
[168, CAEF, 2002], [202, TWG, 2002]

Country	1998	1999	2000	2001	2002	2000:2001	2001:2002
						% change	
Austria	4029	4179	4349	4585	4398	5.4	-4.1
Belgium	1824	803	800	n.d	558		
Czech Republic	n.d	n.d	n.d	5083	5374		5.7
Denmark	n.d	n.d	377	372	349	-1.3	-6.2
Estonia	n.d	n.d	0	0	0		
Finland	708	744	884	718	730	-18.8	1.7
France	17926	17821	17651	17932	17720	1.6	-1.2
Germany	32000	33000	33000	34500	34390	4.5	-0.3
Great Britain	n.d	n.d	n.d	n.d	n.d		
Hungary	3208	3941	5503	4702	n.d	-14.6	
Ireland <sup>a</sup>	70	70	70	70	n.d	0.0	
Italy	n.d	n.d	n.d	n.d	n.d		
Netherlands	n.d	n.d	n.d	n.d	n.d		
Norway	1271	1411	1483	1491	1307	0.5	-12.3
Poland	4433	6500	6200	4130	4100	-33.4	-0.7
Portugal	1200	1230	1280	1380	1350	7.8	-2.2
Slovakia	n.d	n.d	n.d	845	n.d		
Slovenia	n.d	n.d	n.d	n.d	n.d		
Spain	5650	5620	4810	5034	4994	4.7	-0.8
Sweden	3700	3700	3700	3700	3700	0.0	0.0
Switzerland	1900	2000	2100	2200	1900	4.8	-13.6
<b>Total</b>	<b>77919</b>	<b>81019</b>	<b>82207</b>	<b>86742</b>	<b>80870</b>		
<b>Full Total<sup>b</sup></b>			<b>88135</b>	<b>87300</b>	<b>86487</b>		
a) Only lead							
b) Full total calculated by taking most recent available number for the years for which no data are given							

**Table 1.6: Employment in the foundry industry for non-ferrous casting [168, CAEF, 2002], [202, TWG, 2002]**

The tables show that European production levels are relatively stable or are slightly rising but that this production now results from fewer units and less employees. This can be explained by progressive upscaling and automation in the foundry units. The relationship between unit size, production and employment is well illustrated in Figure 1.1. This shows that the larger West-European producers (Germany, France) are attaining higher productivities with fewer people. The more labour-intensive units are found in the Eastern and Southern part of Europe (Poland, Hungary, Portugal).



**Figure 1.1: Ferrous foundry productivity data for various European countries**  
**the size of the circle represents the total production in the specified country**

The casting of metal is an ancient activity, dating back to more than 3000 BC. The development of the European foundry industry is linked with the development of both the metal and the automotive industries. Present foundries often have a history dating back to the beginning of the 20<sup>th</sup> century. Originally they were usually located on the outskirts of towns, but as villages and cities have grown around them they are now often surrounded by habitation. The foundry industry is basically an SME industry, with 80 % of companies employing less than 250 people. Since castings in general are semi-finished products, foundries are located close to their customers.

### 1.1.2 Foundry markets

The main markets served by the foundry industry are the automotive, general engineering and construction sectors. The relative shares of these sectors as markets for the foundry industry are given in Figure 1.2. The high dependence on the automotive sector has a major influence on activities in the foundry sector, and concerns various aspects, such as economy, location, quality standards, environmental standards, new developments, etc. One example of this dependency is that the automotive industry’s shift towards lighter vehicles, is reflected in the foundry industry by an increased demand (and thus market) for aluminium and magnesium casting, thus enabling the growth of these sectors.

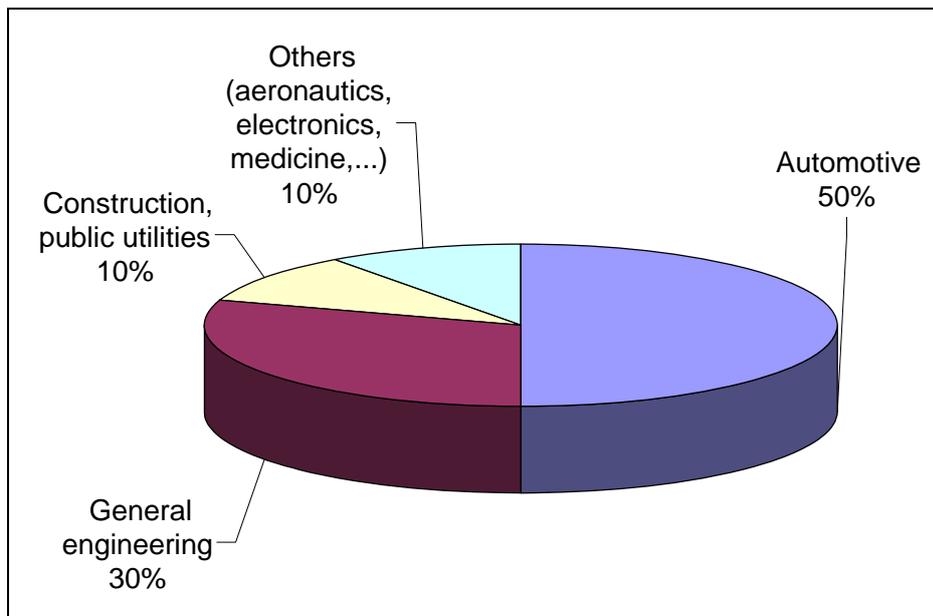


Figure 1.2: Relative sectoral market shares

The market shares differ according to the type of metal. This is illustrated by data from the Spanish foundry market, as shown in Figure 1.3 and Figure 1.4. The automotive sector takes up more than 60 % of all iron castings from Spanish foundries. Steel castings on the other hand (including low alloyed as well as stainless and other alloys) are used for machine parts and in valve making, and therefore serve a broader range of sectors. Indeed, the largest share of the market for valve making is taken up by stainless castings.

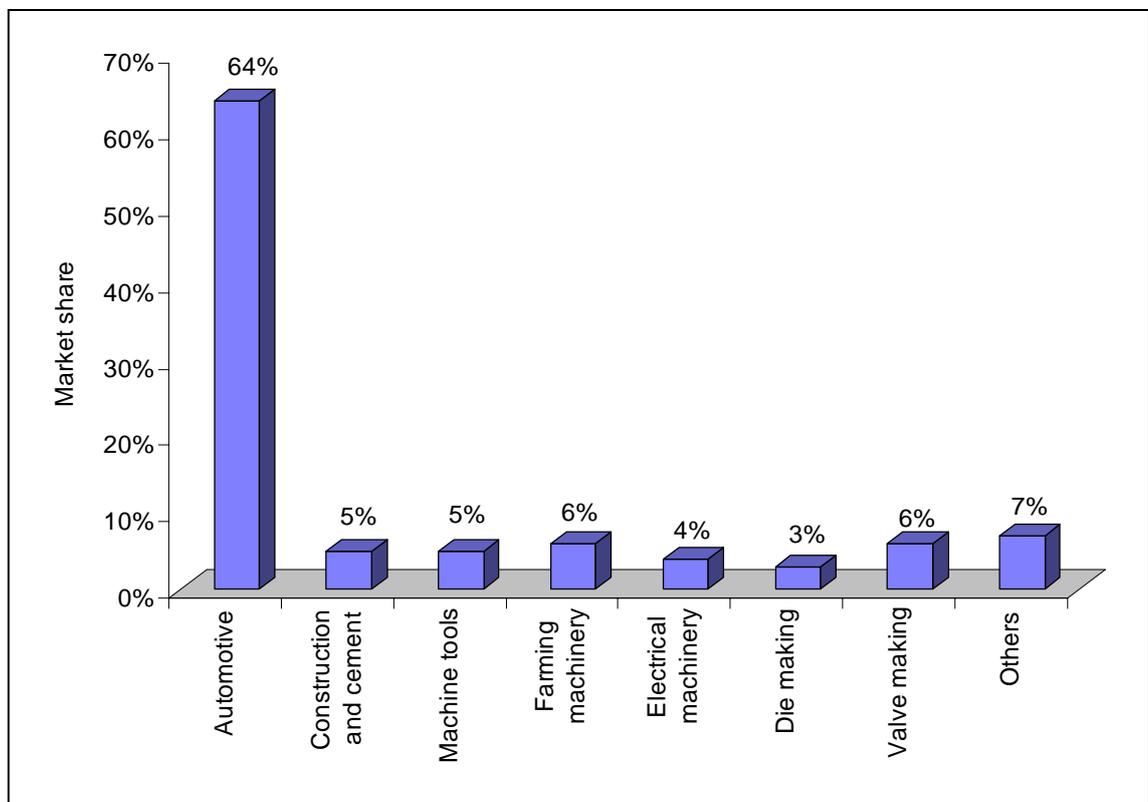
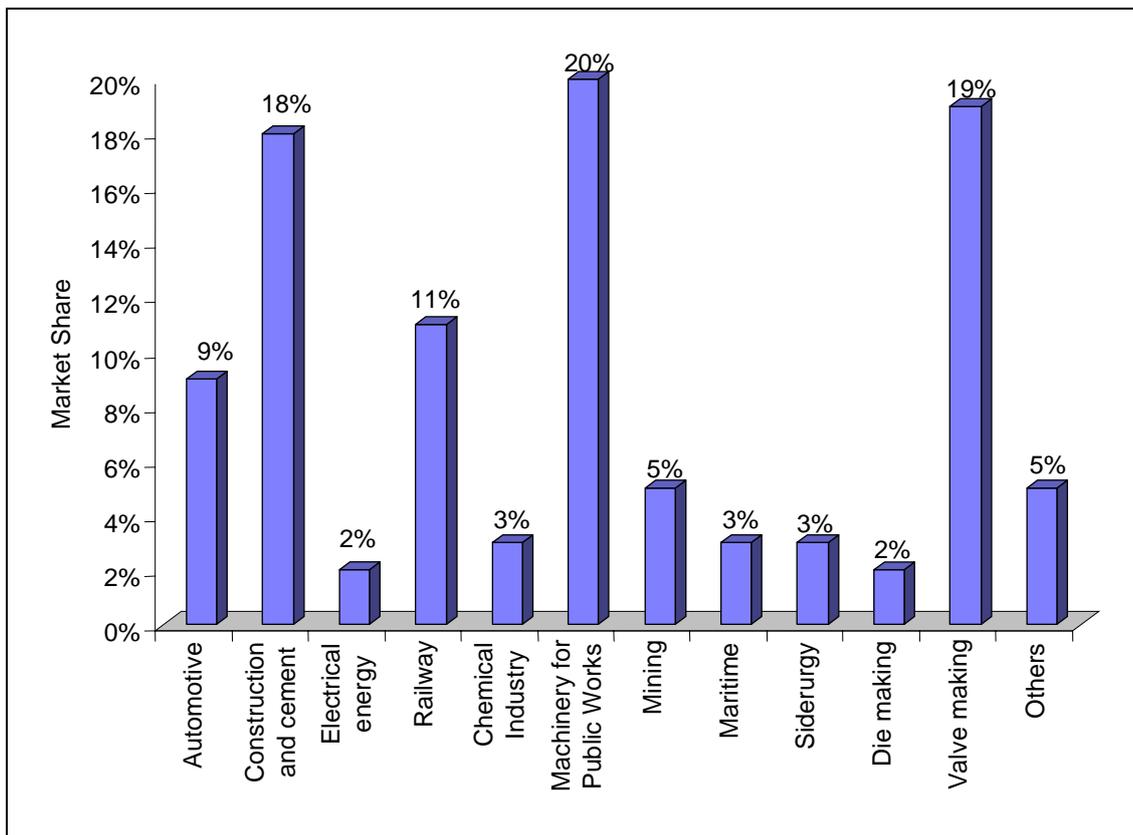


Figure 1.3: Market shares for iron castings (data for Spanish market) [108, FEAF, 1999]



**Figure 1.4: Market shares for steel castings (data for Spanish market) [108, FEAF, 1999]**

The opening of Europe towards the East has led to the big European producers showing a growing interest in the existing foundry activity in countries such as Poland, the Czech Republic and Hungary. Some of the big European companies have invested in these regions. For the East European countries, the opening of their markets combined with inward foreign investment has allowed the implementation of new techniques, thereby increasing productivity and reducing their effects on the environment. Due to the low labour costs in these countries, their competitive strength lies in jobbing foundries, mainly producing large castings, and in foundries producing a broad range of products. To compete on the world market, West-European foundries now focus on their technological skills, selecting niche markets which require complex castings with high precision, specific quality requirements, or those that require quick or just-in-time delivery.

### 1.1.3 Foundry types

Besides the metal type (i.e. ferrous/non-ferrous) the foundry layout is largely dependent on the size of castings and the series size. A small series foundry is termed a 'jobbing foundry' and a large series one is termed a 'series foundry'. Foundries may be also be classified according to the type of metal manufactured, i.e. either a ferrous or a non-ferrous foundry. There is a large difference between a zinc foundry producing a large series of frames for toy cars and a cast iron foundry producing rotor housings for wind turbines. Foundries apply different degrees of automation according to their series size and the repeatability of the work. Concerning applied techniques, the main distinction is made by the type of melting furnace used (e.g. cupola, electrical, rotary, ...) and the type of mould (e.g. sand moulding, die-casting). These will be described and discussed further in Chapter 2.

## 1.2 Environmental issues

The foundry industry is a major player in the recycling of metals. Steel, cast iron and aluminium scrap can all be remelted into new products. The possible negative environmental effects of foundries result from the presence of a thermal process and the use of mineral additives. The environmental effects of a foundry process therefore mainly relate to the exhaust and off-gases and to the re-use or disposal of mineral residues.

### 1.2.1 Air

Noxious emissions from the melting and treatment of metals are generally related to the use of additives and fuels or to impurities in the feed. The use of cokes as fuels or the heating of crucibles with gas or oil-fired burners can cause emissions of combustion products. Also the application of additives in metal treatment processes generates reaction products. The presence of impurities (e.g. oil, paint, ...) in scrap used for re-melting can potentially cause the production of the products of incomplete combustion or recombination and dust. Also any dust generated may contain metal and metal oxides. The evaporation of elements with a high vapour pressure occurs during melting and small particles of metal escape from the bath. Metallic particles are also generated during grinding and finishing operations.

In the making of moulds and cores, various additives are used to bind the sand. In the binding of the sand and pouring of the metal, reaction and decomposition products are generated. These include both inorganic and organic products. The generation of decomposition products further continues during the casting cooling and de-moulding operations.

Dust and particles' releases are a general issue in all stages of the foundry process, and for all processes used. Dust is generated in the production and processing of sand moulds and cores, as well as in the finishing of the castings (both from lost moulds and permanent moulds).

In the foundry process, emissions to air are not limited to one (or several) fixed point(s). The process involves various emission sources (e.g. from hot castings, sand, hot metal). A key issue in emission reduction is not only to treat the exhaust and off-gas flow, but also to capture it.

### 1.2.2 Residues

Sand moulding involves the use of large sand volumes, with sand-to-liquid-metal weight ratios generally ranging from 1:1 up to 20:1. At the end of the moulding process the used sand can be regenerated, re-used or disposed off. Additional mineral residues such as slag and dross are generated in the melting stage when removing impurities from the melt. These should also be considered for either re-use or disposal.

### 1.2.3 Energy

Since foundries deal with a thermal process, energy efficiency and management of the generated heat are important environmental aspects. However, due to the high amount of transport and handling of the heat carrier (i.e. the metal) and due to its slow cooling, the recovery of heat is not always straightforward.

### 1.2.4 Water

In most foundries, water management involves an internal circulation of water, but a major part of the water still evaporates. The water is generally used in the cooling systems of electric furnaces (induction or arc) and cupola furnaces. In general, the outgoing waste water stream is therefore very small. For (high) pressure die-casting, a waste water stream is formed, which needs treatment to remove organic (phenol, oil) compounds before disposal.



## 2 APPLIED PROCESSES AND TECHNIQUES IN FOUNDRIES

### 2.1 Overview

#### 2.1.1 The foundry process

A general flow chart of the foundry process is depicted in Figure 2.1. The process can be divided into the following major activities:

- melting and metal treatment: the melting shop
- preparation of moulds: the moulding shop
- casting of the molten metal into the mould, cooling for solidification and removing the casting from the mould: the casting shop
- finishing of the raw casting: the finishing shop.

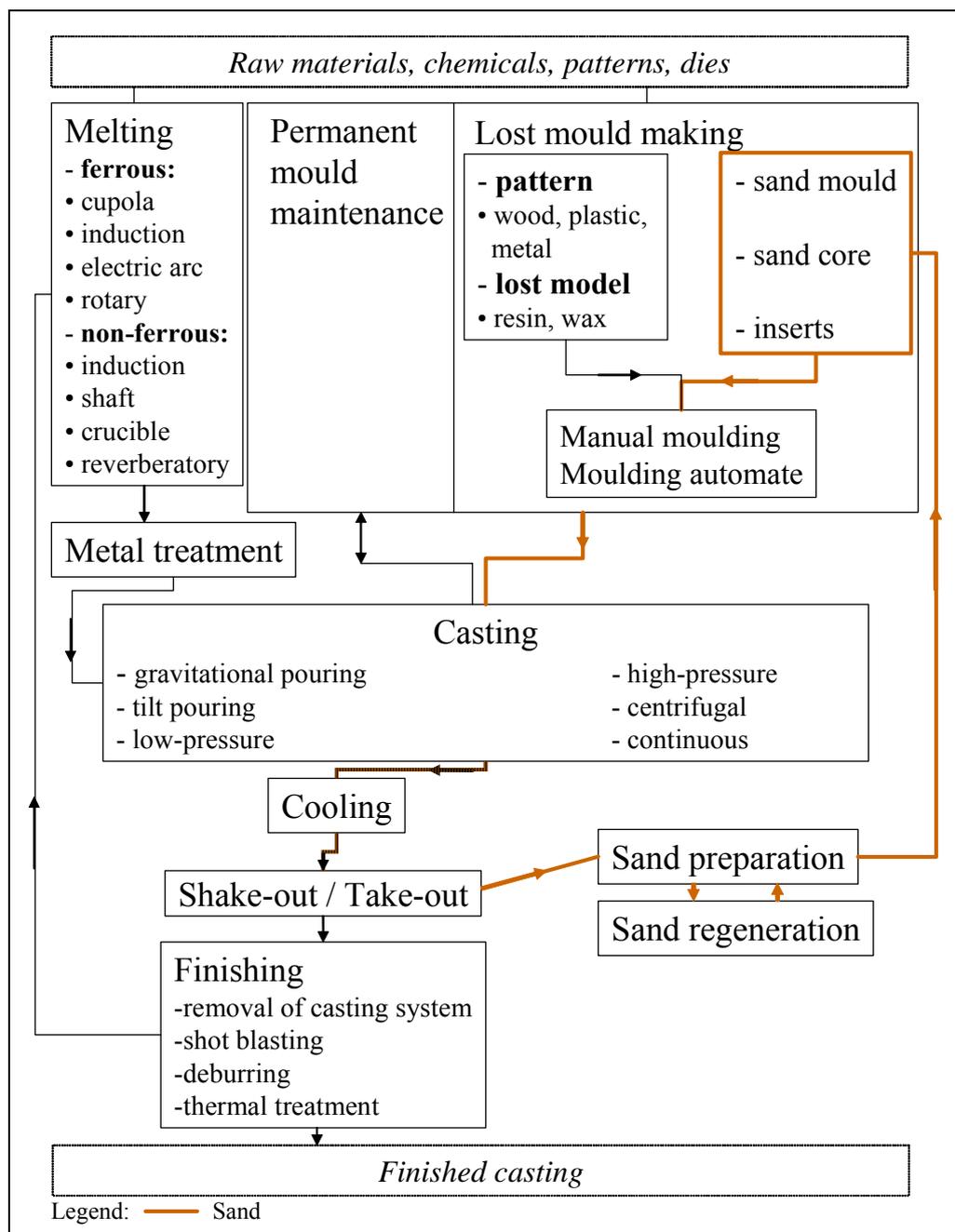


Figure 2.1: The foundry process

Starting from foundry scrap (selected scrap according to a certain chemical composition) or ingots, the foundry produces finished castings. Usually these are components which will require further treatment or assembly to yield a final product.

On the moulding side, a basic distinction is made between permanent and lost moulds. Foundries casting in permanent moulds, buy these metal moulds (dies) externally, but typically operate an in-house mould repair and maintenance shop. Foundries casting in lost moulds, often buy wooden, metal or plastic patterns (for their mould design) and operate an in-house pattern maintenance and repair shop. Moulds, cores and lost models are generally produced as part of the foundry process.

Traditionally in the foundry sector the main distinction made is between ferrous and non-ferrous foundries. This is mainly because the applied processes in both sectors differ. Non-ferrous foundries often apply die-casting techniques. These allow a better surface finish, which is important for many of the aluminium and brass applications. Due to the high cooling rate, castings with a high mechanical strength are produced. However, this technique does not allow the production of massive or large pieces, which require sand casting techniques. Sand casting techniques are applied in non-ferrous foundries for those products that are not produced in large series. The non-ferrous metals (and their alloys) discussed in this document are:

- aluminium
- magnesium
- copper
- zinc
- lead.

Ferrous foundries generally apply the lost mould techniques. Due to their greater stiffness and strength, ferrous alloys are used in different applications to non-ferrous alloys. The size of the products that can be produced is almost unlimited. Ferrous metals have a higher melting point and therefore require different melting techniques. The ferrous metals and alloys discussed in this document are the various types of cast iron (which may be classified according to their properties or by the graphite type) and cast steel.

Superalloys with a high content of alloying elements, such as nickel, will also be discussed.

Foundries utilise mechanisation and automation depending on the need for reproductivity and on the series sizes. The most flexible installation is typically the jobbing foundry. This produces a variety of products in small numbers (<100). In general, this type of foundry applies manual moulding techniques with resin-bonded sand moulds. The melting furnace works batch wise to allow an easy change of alloy. This implies the use of induction or rotary furnaces.

For medium-sized series (<1000 parts), mechanised moulding and casting lines are used. Lost mould foundries utilise mould making machines. This implies the use of green sand, which allows fast mould making. The size of the mould making machine limits the maximum size of the castings. Casting can be performed manually or by using a pouring machine. Auxiliary side processes, such as sand preparation, are operated in a semi-automated way with remote control. Both continuous furnaces (cupola, shaft) and batch furnaces are used. For non-ferrous alloys, die-casting techniques are applied.

Large series of small castings are made in flaskless green sand moulding. For specific applications, die-casting also can be used in ferrous foundries if the final casting quality requires it, although in reality the technique finds only limited implementation. The main difference for medium-sized series is the further automation of the finishing, the quality control and the mould assembly. For die-casting in non-ferrous alloy facilities, further automation is often applied, this is especially the case in pressure die-casting shops.

Specific casting techniques, such as full mould casting, centrifugal casting and continuous casting are applied where the product type requires it.

### 2.1.2 Iron casting

Cast iron is an iron-carbon alloy, containing usually between 2.4 and 4 % carbon. The minimum carbon content is 1.8 %. Silicon, manganese, sulphur and phosphorus are also present in various amounts. Special grades of iron are produced which contain various levels of nickel, chrome and other metals. Due to its high carbon content, cast iron has a low melting point and a good casting ability as compared to steel. Its ductility is low and does not allow rolling or forging. Variations in properties can be achieved by varying the ratio of carbon to silicon, by alloying, and by heat treatment.

Depending on the concentration and form of the carbon (lamellar, spheroidal or compact), various types of cast iron may be defined:

- lamellar iron: carbon in the form of flakes
- nodular iron: carbon in spheroidal form
- compact graphite iron: carbon in bonded form.

The classification of cast iron is often made according to its material properties:

- grey iron: iron with a grey fracture surface. Although this applies for lamellar, nodular and compact graphite iron, the term is commonly used as a synonym for lamellar iron
- ductile iron: cast iron with an increased ductility. This is one of the effects caused by nodularisation, but it also applies to malleable iron. The term is commonly used as a synonym for nodular iron
- malleable iron: iron that is capable of extension or of being shaped under the hammer. This property is related to a low carbon content, which leaves most of the carbon in bonded form.

Cast iron can be melted in the cupola furnace, induction furnace (generally of coreless type, but very occasionally can be the channel type) or in the rotary furnace. The electric arc furnace is only very rarely used for the preparation of cast iron. Figure 2.2 gives process flow diagrams for the melting and metal treatment of cast iron in the three different furnace types. The process generally consists of melting – tapping – metal treatment – pouring. The various aspects of melting and metal treatment are discussed in the following sections. Metal treatment involves various steps such as desulphurisation, nodularisation, inoculation and deslagging. The desulphurisation step in cupola melting may also be incorporated into the nodularisation, e.g. by using a nodularisation process which simultaneously takes up the sulphur, such as the core wired process.

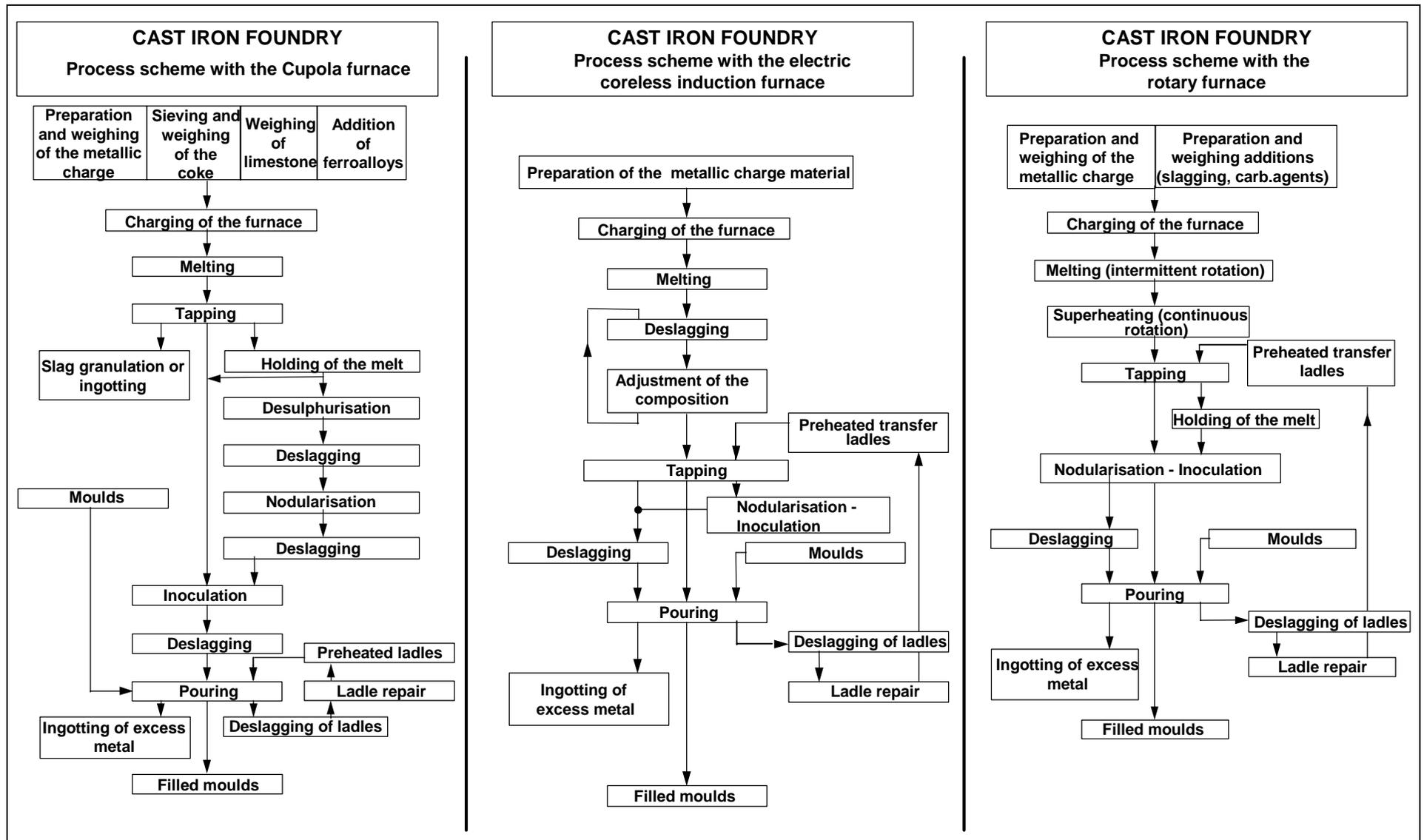


Figure 2.2: Process flow diagrams for the melting and metal treatment of cast iron [32, CAEF, 1997]

The cupola is the leading device for re-melting iron in Europe. It is responsible for some 55 % of the tonnage of iron castings produced in Western Europe. Nowadays, the cupola is increasingly facing major challenges to its market domination. This is partially due to its flue-gas quality, which requires treatment. Faced with the possible financial burden of investing in, and then depreciating, a stack gas treatment installation, many small and medium sized units have turned to electric or oxygas melting units. Thus the number of cupolas used in foundries is falling, but their average size is increasing. There have been major changes in the market for cupolas in Europe in recent years, particularly due to the restructuring of the coke industry, leading to a decreased number of suppliers and a need to import coke into Europe. Another major change is the smaller number of cupola manufacturers, with one German firm having a quasi-monopoly in the hot blast type.

The majority of repetitive iron castings are made in green sand moulds with resin-bonded cores. The cold-box amine and hot-box techniques are most widely used. The 'Croning resin shell' moulding process is used where a high precision and good surface finish are needed. The Lost Foam process is used to a limited extent, for repetition castings. Castings made in smaller numbers are made in chemically-bonded sand moulds. Special sand processes, such as vacuum moulding and full moulding are used for certain iron castings. There are also a few permanent moulding (die-casting) foundries making iron castings, but the short die-life of a mould limiting it to making only a few thousand components has restricted the use of ferrous die-casting. [156, Godinot, 2001], [174, Brown, 2000]

### 2.1.3 Steel casting

Steel is a material of which the (mass) content of iron is bigger than that of any other element, with a carbon content generally lower than 2%, and which also usually contains other elements. A limited number of chromium steel types may contain over 2 % carbon, but 2 % is the usual cut-off limit used to distinguish steel from cast iron [201, CEN, 2000]. One particularly useful aspect of steel is that it can be hot worked. Low alloy cast steel contains elements such as Mn, Cr, Ni, and Mo in amounts less than 5 %. High alloy steel includes more than 5 % of alloying elements, e.g. 12 % Cr and 8 % Ni. Special steel grades are produced with enhanced properties, such as higher strength; higher magnetic permeability; better resistance to corrosion, fatigue or wear; and improved behaviour during welding or at high or low temperatures.

Cast steel is normally melted in electric arc furnaces (EAF) or in coreless induction furnaces (IF). Once melted, the liquid metal can be refined (i.e. removal of carbon, silicon, sulphur and or phosphorus) and deoxidised (i.e. reduction of metallic oxides), depending on the base material and the quality requirement of the finished product . Figure 2.3 gives process flow diagrams for the melting and metal treatment of cast steel in the different furnace types. [32, CAEF, 1997]

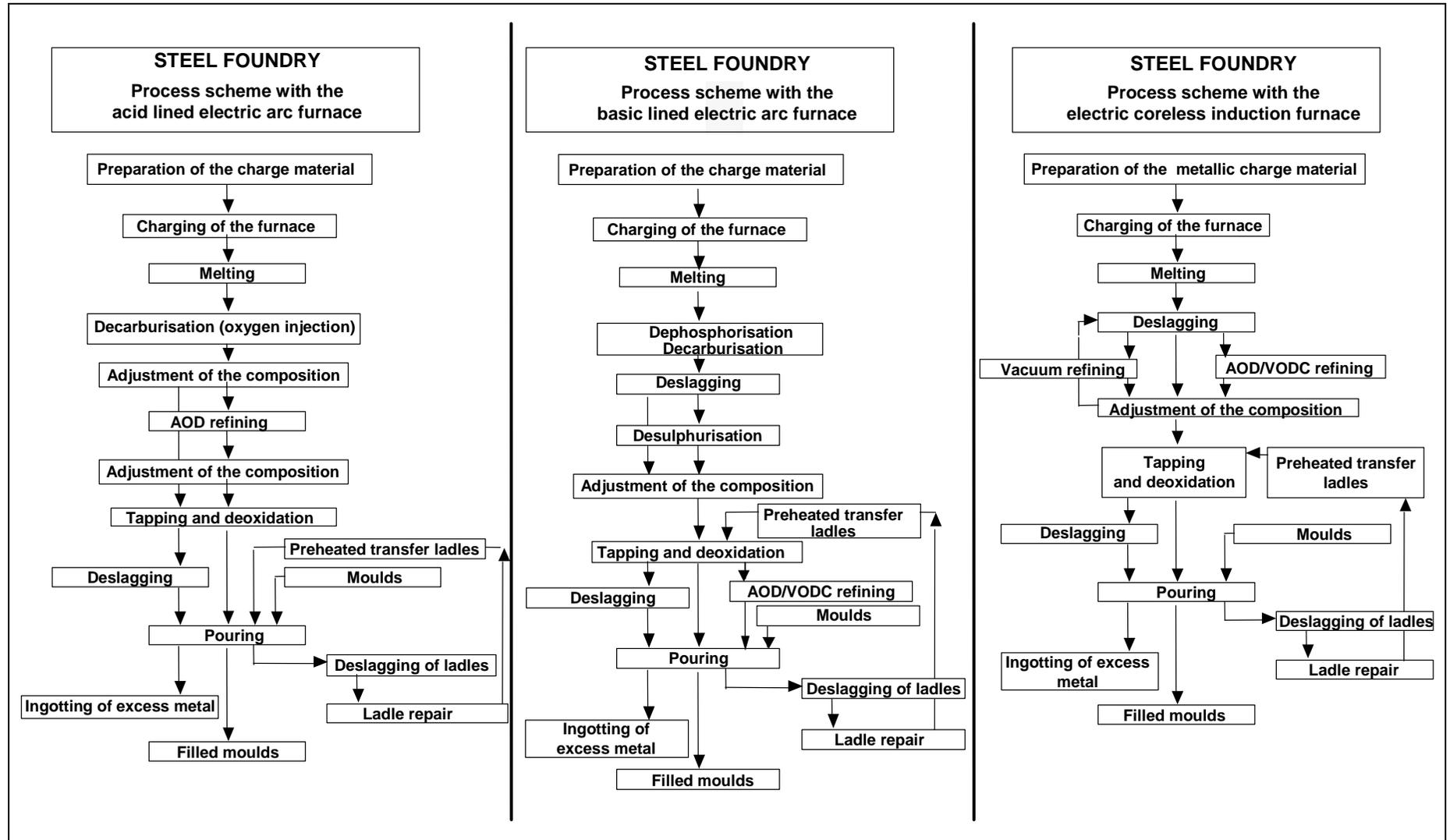


Figure 2.3: Process flow diagrams for the melting and metal treatment of steel [32, CAEF, 1997]

### 2.1.4 Aluminium casting

About two-thirds of all aluminium castings are used in the automotive industry, e.g. in cars, buses, lorries, trains and aircraft. The need to reduce vehicle fuel consumption and weight has increased the interest in aluminium. The total mass of aluminium in a European car roughly doubled between 1990 and 2000. This growing use of aluminium in its major user sector clearly has an effect on the overall number of castings produced.

Aluminium is mainly cast into permanent moulds. The relative shares of applied casting techniques for Al are given in Table 2.1:

Casting type	Relative share (%)
Pressure die-casting	59
Low-pressure die-casting & gravity casting	37
Sand casting	3
Others	1

**Table 2.1: Relative shares of applied casting techniques for Al**  
[143, Inasmet and CTIF, 2002], [225, TWG, 2003]

Many different types of melting furnaces are used in aluminium foundries the choice depending on individual requirements. Directly and indirectly heated furnaces, using fuel and electricity, are applied. The fossil fuels currently used are natural gas, liquid petroleum gas (LPG) and oil. Natural gas is favoured by most foundries on convenience grounds. Electrical heating may be provided by either resistance elements or by induction. Capacity is one of the most important parameters for melting and holding furnaces. Today induction furnaces are normally used when a high melting capacity, e.g. above 10 tonnes/hour, is needed. Shaft melting and holding furnaces, as well as crucible furnaces, are often used when the melting capacity is less than five tonnes/hour. Small and medium crucible furnaces are often used when it might be necessary to be able to change the alloy easily or if the production rate is low.

For holding, electric furnaces have the advantage of not producing burner off-gases and being able to sustain a homogeneous temperature over the whole molten volume, at a relatively low energy expense.

Aluminium melting in foundries generally uses alloyed ingots as a starting material, although in some cases the metal is delivered already as a liquid. The secondary melting of aluminium scrap is usually not performed in foundries and falls outside the scope of this document. It is discussed in the BAT reference document for the non-ferrous metals industries.  
[48, ETSU, 1994] [148, Eurofine, 2002], [155, European IPPC Bureau, 2001]

### 2.1.5 Magnesium casting

Magnesium alloy castings are used for aerospace, automotive and electronic applications. The main advantage for using them is their light weight; typically magnesium alloys have a density of 1.8 g/ml compared with 2.7 g/ml for aluminium alloys. Aluminium is the principle alloying constituent of magnesium-based casting alloys, with zinc and manganese also present in small amounts. Pressure die-casting is the most commonly used casting process, due to the low casting temperature (650 – 700 °C); both hot chamber and cold chamber die-casting machines are used. Sand moulding is applied to a lesser extent. Magnesium die-castings can be made with thinner walls than aluminium, but their use is limited by stiffness problems. The thinner walls allow the overall weight of the components to be substantially reduced, thus compensating for the higher alloy cost per kilogram. Gravity die-casting and sand casting are also used, particularly for more highly stressed castings. The use of magnesium alloy die-castings in automotive components is growing rapidly, with some vehicles already containing 10 – 20 kg of

Mg components. The most popular parts made at present are instrument panel substrates, cross car beams, wheeldrives and seat frames.

Molten magnesium alloys attack firebrick and refractory furnace linings, resulting in harmful silicon contamination. Therefore steel crucibles are used. Iron is also slightly soluble in magnesium but it has a much less harmful effect than silicon. Scrap is usually cleaned and if possible shot blasted to remove any adhering sand as a further precaution against silicon pick-up. To eliminate ladling, the molten alloy is, if possible, poured direct from the melting pot.

Due to its very easy oxidation, magnesium alloys are melted under a cover using a cleansing flux or cover gas, to avoid oxidation losses and to prevent inclusions. Inhibitor powders are used to cover any exposed metal during holding and pouring, and are added to moulding-sand to prevent chemical reactions. The fluxless melting of Mg alloys requires another form of melt protection. For this purpose, sulphur hexafluoride (SF<sub>6</sub>) is used, as it promotes the formation of a protective film on liquid magnesium, which prevents oxidation. It is used at low concentration (<0.3 vol %) in a mix with air or air/CO<sub>2</sub>. SF<sub>6</sub> is a greenhouse gas, considered harmful to the atmosphere and falls under the Kyoto protocol, which requires its use to be minimised. Austria and Denmark have issued regulations to ban the use of SF<sub>6</sub> by 2003 and 2006, respectively.

Magnesium alloys benefit from grain refinement, which is carried out by inoculation with carbonaceous materials. This used to be done with hexachloroethane, but since 1 July 2003 this product is banned in Europe generally to ensure environmental protection and for health and safety reasons. This applies both for magnesium and aluminium alloys.  
[175, Brown, 1999], [225, TWG, 2003]

### 2.1.6 Copper casting

Copper is cast in the form of various groups of alloys, each having copper as the main element. Short descriptions of some of these are given below:

- *High conductivity coppers*: These are used mainly for their high electrical and thermal conductivities. Applications include tuyères for blast furnaces and hot blast cupolas, water-cooled electrode clamps, switchgear, etc.
- *Brasses*: Cu-Zn-alloys, where zinc is the major alloying element. These are easy to cast, with excellent machinability and good resistance to corrosion in air and fresh water. They are widely used for plumbing fittings. High tensile brasses are more highly alloyed and find uses in marine engineering. Brasses are cast both in sand and in permanent moulds
- *Tin bronzes*: Cu-Sn-alloys, where tin is the major alloying element. With tin contents of 10 – 12 %, tin bronze castings are more expensive than brass. They have high corrosion resistance and are suitable for handling acidic waters, boiler feed-waters, etc. High tin alloys are also used in wear-resistant applications. Their applied casting techniques are sand and centrifugal casting
- *Phosphor bronzes*: Cu-Sn-alloys, with an addition of about 0.4 – 1.0 % P. These are harder than tin bronzes but have lower ductility. They are used for bearings where loads and running speeds are high and for gears such as worm wheels
- *Lead bronzes*: Cu-Sn-Pb-alloys. These are used almost exclusively for bearings, where loads and speeds are moderate
- *Gunmetals*: Cu-Sn-Zn-Pb-alloys. These are the optimal alloys for sand casting. They have a good combination of castability, machinability and strength, and good corrosion resistance. They are used for intricate, pressure-tight castings, such as valves and pumps. They are also used for bearings, where loads and speeds are moderate
- *Aluminium bronzes*: Cu-Al-alloys, where Al is the major alloying element. These combine a high strength with high resistance to corrosion. Their applications range from decorative architectural features to highly stressed engineering components. They have many marine uses, including propellers, pumps, valves. They are also used for the manufacture of non-sparking tools. Al casting techniques are applied

- *Copper-Nickels*: Cu-Ni-alloys, where Ni is the major alloying element. These are used for e.g. pipework for marine applications in severe conditions
- *Copper-beryllium alloys*: Beryllium is cast as a copper-beryllium alloy for the production of parts that require resistance to corrosion and very high mechanical characteristics. These include plunger tips for die-casting machines, precision parts for the electrical and mechanics industry, in watchmaking, for tooling, and for measurements instruments. Two alloy types are used: a copper-beryllium alloy with 2 % Be, and a copper-cobalt-beryllium alloy with 0.5 % Be. There is a tendency to reduce or exclude beryllium in alloys due to its known carcinogenic character. Casting is done in permanent moulds using pressure or gravity die-casting. For precision parts casting, the investment casting technique is used.

[175, Brown, 1999]

### 2.1.7 Zinc casting

Zinc casting almost exclusively uses the pressure die-casting technique. In the EU, there are mainly two alloys in use, their compositions are given in Table 2.2. They are also referred to as Zamac, which in origin is a trade name. The basis of these alloys is pure zinc.

Symbol	Alloy number	Al	Cu	Mg
ZnAl4Cu1	ZP0410	3.7 – 4.3	0.7 – 1.2	0.025 – 0.06
ZnAl4	ZP0400	3.7 – 4.3	0.25	0.025 – 0.06

**Table 2.2: Most common zinc alloys, contents in %**

The zinc alloy is almost exclusively melted in a casting machine, of the hot chamber type. In rare cases, and only when high production capacity is needed, centralised melting may be applied.

Zinc alloys have comparable material properties to aluminium. The main differences are the lower melting point and the higher density of the zinc alloys (6.7 g/cm<sup>3</sup> versus 2.6 – 2.7 g/cm<sup>3</sup>). They are mostly used for small pieces requiring high precision and a low wall thickness. They also allow a higher casting speed to be utilised and result in a 10 times longer die life (800000 to 1200000 shots), which makes them more suitable for large series (of small pieces). The zinc alloys are melted in an electrically or fuel heated cast iron crucible and cast using hot-chamber die-casting machines. The products are used in e.g. automotive and electronics components and in machine construction applications.

### 2.1.8 Lead casting

Lead is a low melting (melting point 327 °C) heavy metal. Lead is relatively soft, corrosion-resistant and has good self-lubricating properties. The uses of lead castings include accumulator sheets, shielding material for X-rays and nuclear applications, and in ballast and counterweight materials. Mainly pressure and gravity die-casting techniques are applied.

### 2.1.9 Casting of superalloys

The superalloys are typically Ni, Ni-Fe, and Co based alloys with Cr, Ti, W, Al additions. They were originally used for high temperature applications (over 810 °C) or in severe corrosive media. Superalloys can be distinguished from high alloyed steels (see definition in Section 2.1.3). Since iron is not the major compound (as defined in [201, CEN, 2000]), they are considered non-ferrous materials. The casting of superalloys may occur in certain investment casting foundries, as well as partly in foundries which specialise in high alloyed steel qualities.

The nickel base alloys are produced from a group of alloys which have chemical compositions generally over 50 % nickel and less than 10 % iron. They are mainly strengthened by intermetallic precipitation in an austenitic matrix. The cobalt base alloys have a high Co content (40 to 70 %), high Cr (over 20 %), high W (7 to 15 %) and they are strengthened by a combination of carbides and solid solution hardeners.

Some superalloys, particularly Ni-Fe and Co based alloys, are directly melted in electric furnaces by classical methods usually applicable to stainless steels. However for Ni and special Ni-Fe superalloys, vacuum induction melting is required in order to reduce the content of interstitial gases (O, H, N) to a very low level. This enables foundries to achieve high and controlled contents of oxidisable elements such as Ti or Al.

The control of interstitial gases and oxidisable elements is very important for the product's mechanical properties, the corrosion resistance and its reliability. In general, superalloys are cast into complex final shapes where machining is not possible. Therefore, they are mainly produced by investment casting (i.e. using a ceramic mould). This casting process produces a product of very precise dimensions with a very smooth surface. Additional processes, such as HIP (hot isostatic pressing), can be used to eliminate the internal porosity that can appear in large castings. In aircraft gas turbine manifolds, directional casting technology is commonly applied. This technology eliminates the grain boundaries and greatly increases the strength of the material.

Initially superalloys were developed for high temperature applications. However, their field of application continues to expand and now covers areas such as cryogenic temperature appliances and orthopaedic and dental prostheses. In general, superalloys are mainly used in aircraft and industrial gas turbines, in nuclear reactors, in aircraft and spacecraft structures, in petrochemical production and in medical applications.

[202, TWG, 2002]

## 2.2 Pattern making

### 2.2.1 General pattern making

Pattern making, or foundry tooling as it is also called, requires a high level of skill to achieve the close tolerances required of the patterns and coreboxes. This step is critical in the casting process since the castings produced can be no better than the patterns used to make them. Patterns are made by means of hand tools, universal machines, or by a CAD/CAM system on computer-numerical-controlled (CNC) machines. In some pattern making shops, computer-aided design (CAD) is used in the design of patterns. Cutter tool paths are designed with computer-aided manufacturing (CAM). The numerical output from these computers is conveyed to CNC machine tools, which then cut the production patterns to shape. Such computer-aided systems have better dimensional accuracy and consistency than manual methods.

Patterns (Figure 2.4) and corebox materials (Figure 2.5) are typically metal, plastic, wood or plaster. Wax and polystyrene are used in the investment and Lost Foam casting processes, respectively. Pattern makers have a wide range of tools available to them, including woodworking and metal machining tools. Mechanical connectors and glues are used to join pattern pieces together. Wax, plastic or polyester putty is used as a filler to fill or round the inside of square corners.

[42, US EPA, 1998]



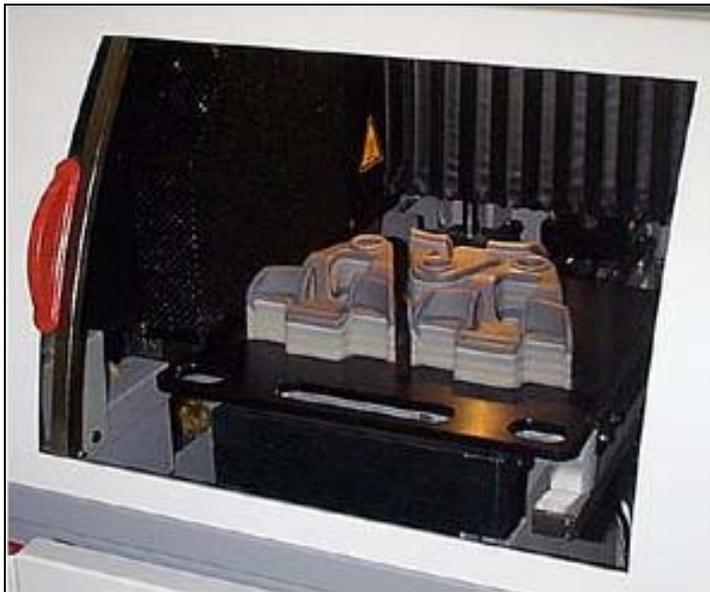
**Figure 2.4: Wooden pattern**  
[237, HUT, 2003]



**Figure 2.5: Coreboxes**  
[237, HUT, 2003]

## 2.2.2 Rapid prototyping (RP)

Rapid prototyping is a technique to pass very quickly from a product concept to a cast prototype. The term 'Rapid Prototyping' includes all technical and organisational measures from the formulation of the concept of a product to the manufacture of the product. Rapid prototyping can be used for every stage of product development, i.e. for concept models, geometrical prototypes, functional prototypes or for technical or sales prototypes. All the currently available techniques allow the fabrication of a prototype part from a three-dimensional drawing. They are also used for the direct sintering of sands for the production of moulds or cores. The technique consists of building an object to a design pattern by joining particles or layers of raw material such as polymer resin, wax, paper or ceramic powder. An example picture of a wax pattern is given in Figure 2.6



**Figure 2.6: Thermopolymer (wax) patterns in an RP machine**  
[237, HUT, 2003]

There are 4 basic steps to rapid prototyping:

1. the creation of a 3D-CAD model
2. making the interface between the 3D-CAD system and the rapid prototyping system. For example the CAD data may be converted to the STL (Standard transformation format) file format
3. slicing the STL file into thin cross-sectional layers
4. realisation of the RP-model.

The advantages of Rapid Prototyping, particularly for complex forms, include:

- shorter development time and the possibility of rapid modifications during the development
- saving of costs, materials and time
- early error detection.

[202, TWG, 2002], [203, Linxe, 2002]

A survey of available techniques is given in Table 2.3.

Process	Principle	Materials	Special features
Liquid – solid	Polymerisation by local UV exposure of a photosensitive resin	Photosensitive resins Acrylates, epoxydes	- shrinkage and deformations - model needs supports
Solid – solid	Contours of a layer are cut out from a foil	Paper, metals, polymers	- no supports - consumption of base material
	Deposition of a material showing thermal fusion	ABS, wax, elastomers	- model needs supports
	Material jet	Waxes, polymers	- model needs supports
Powder – solid	Agglomeration of powder by sintering	Metals, ceramics, sand, polystyrene, nylon, polyamide, wax	- no supports - porosity - shrinkage
	Agglomeration of powder by binder projection	Alumina	- no supports - porosity

**Table 2.3: Description of rapid prototyping techniques**  
[203, Linxe, 2002]

## 2.3 Raw materials and raw material handling

The main flows of raw materials entering the foundry are metal ingots, foundry scrap and sand. A distinction can be made between ferrous and non-ferrous foundries. Non-ferrous foundries generally melt only internal return material and alloy ingots (Figure 2.7). The re-melting of external scrap is generally considered a separate activity, usually forming part of the secondary metal production. If external scrap is acquired, it is first subjected to a spectroscopy analysis in order to determine the alloy type. Ferrous foundries use pig iron and selected iron and steel scrap as starting materials, besides internal return material. The various qualities of metal feeds are stored in separate areas in order to allow the controlled feeding of the melting furnace.



**Figure 2.7: Aluminium scrap(l.) and ingots (r.)**  
[237, HUT, 2003]

Raw materials, including fluxes in lump and powder form; foundry cokes for cupola furnaces; deoxidants; and refractories are normally stored under cover. Following delivery, handling is kept to a minimum. Powdered materials may be stored in sealed silos and conveyed pneumatically or kept and handled in sealed bags, as displayed in Figure 2.8.



**Figure 2.8: Pneumatic conveyors and silos for powdered materials**  
[237, HUT, 2003]

Sand is normally delivered in bulk and discharged directly to a silo via a pneumatic conveyor, conveyor belt or grab. Specialist sands may arrive in bags or by tanker. Used sands are stored in silos for regeneration and in silos or heaps for transport for external re-use or disposal.

Liquid binders and oil products are delivered in drums, by bulk container or by road tanker. They are stored in their delivery containers or, in the case of rail tankers, discharged direct into a dedicated storage. The containers are connected by pipe directly to the sand/resin/catalyst-mixing unit. Some catalysts and co-reactants are used in a gaseous form, but these are also

delivered as liquids and handled in a similar fashion before being vaporised and mixed with a carrier gas. Evaporation is enclosed and may be carried out by a variety of methods.

Refractories, release agents and other minor deliveries are stored indoors.

Coarse solid residues, such as used refractories and slags, are stored on separate heaps, in a subdivided storage area or in boxes. They are moved and handled using small lift trucks. Fine solid residues are collected at the filter unit into big bags or containers, which may be stored intermediately before transport for disposal. In order to avoid soil contamination from the various classes of materials, specific measures are taken. Potential impacts are listed in Table 2.5.

The metal charged in the melting furnace is carefully selected and weighed to ensure the correct composition. The charge composition is calculated based on the average chemical composition of each component, the oxidation losses during melting and the required final composition of the casting. The different charge elements are combined into a charging device (e.g. drop bottom skip, vibrating feeder, skip hoist) with a tilting magnet, usually equipped with a weighing system, to allow collection of the correct amount.

Additional alloying elements can be added to the charge as ferro-alloys such as FeSi, FeMn, FeCr, or pure such as Cu, C, Ni. However most alloys are added to the molten metal to prevent metallic losses due to oxidation. Alloying elements are usually present in the foundry in small quantities and are always stored inside the building, preferably close to the melting installation. [32, CAEF, 1997].

Activities	Contaminants of Concern		Potential Impact
<b>Raw materials storage</b>			
Scrap storage – external, often on soil	Loose materials from scrap - metals and coatings		Localised contamination of soil surface
	Oils - may include: - PAH from combustion engine oils - PCBs from capacitors (mainly in shredded scrap, unless PCB phase-out has taken place successfully)		Leaching into groundwater and nearby surface waters
	Cutting fluids - may be chlorinated		
Liquids in underground tanks	Petroleum products, e.g. fuel oil diesel		Leakage into soil with leaching into ground and surface waters
<b>Raw materials handling, transfer and use</b>			
Chemical binder products – accidental spillage or leaks	Phenolic resins	Free phenol content of 0.5 to 5 %	Water-soluble; can leach into groundwater. Rapid degradation if less than 400 ppm. Concentrated larger volume spills will be slower to degrade due to toxicity to bacteria
	Solvent carriers in resins	e.g. methanol, up to 20 % volume	Mostly water-soluble, can leach into groundwater
	Urethane resins	Aromatic solvents <sup>1</sup>	Solvents could leach into groundwater
	Furan hardeners	Toluene-, Xylene-, Benzene-sulphonic acids	Could leach into groundwater or alter soil properties, e.g. mobilisation of metals
	Urea-based resins	Ammonia	Can leach into ground and surface waters
	Silicate resins	Alkaline pH	Could leach into groundwater or alter soil properties, e.g. mobilisation of metals
Mould coatings	Isopropyl alcohol (IPA)		Water-soluble, can leach into groundwater
Fuels, maintenance products: - accidental spillage or leaks (particularly around filling points) - deliberate disposal to ground	Fuel oils, diesel, petrol with PAH & SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup> post-combustion; Lubrication & hydraulic oils; Quench oils; Transformer oils (potential for PCBs)		Oils can leach into ground and surface waters. Air deposition of PAH and SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup> from the combustion of fuel oils. SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup> will leach down soil profile. PAH, PCBs will tend to absorb onto soils
<sup>1</sup> Former formulations contained PAH (mainly naphthalene), but naphthalene depleted formulations have been developed, which have eliminated this contaminant.			

**Table 2.4: Potential soil contamination from ferrous foundry raw materials [140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001], [225, TWG, 2003]**

## 2.4 Melting and metal treatment

The selection of a melting furnace is an important aspect in the setting up of a foundry process. Each furnace type has its own properties concerning feed requirements and alloying possibilities, which in turn will have repercussions on the full foundry process. On the other hand, the type of metal to be melted determines which furnace may or may not be used. The applicability of the various furnace types is given in Table 2.5.

	Cupola	Electric arc	Channel induction	Coreless induction	Rotary	Hearth type	Shaft	Crucible/Ladle
<b>Iron</b>	m	m*	h	m, h	m*	m		h
<b>Steel</b>		m		m				h
<b>Aluminium</b>			m, h	m, h	m	m	m	m, h
<b>Magnesium</b>								m, h
<b>Copper</b>			h	m, h		m		m, h
<b>Lead</b>				m, h				m, h
<b>Zinc</b>				m, h				m, h

\* Less common

**Table 2.5: Applicability of furnace types, for melting (m) and holding (h)**

Iron foundries require metal of a controlled composition and temperature, supplied at a rate sufficient to match the varying demand of the moulding line. The metallic charge to be melted usually consists of foundry returns, iron and steel foundry scrap and pig iron, with alloying additions such as e.g. ferrosilicon, ferrophosphorus or ferromanganese. The charge is usually melted in a cupola or in an electric induction furnace. Induction furnaces are gradually gaining higher market preference compared to the cupola type. Coreless induction furnaces are used for melting. Channel induction furnaces are only used for holding, their main application being in combination with the cupola furnace, in the so-called duplex configuration. Gas-fired and oil-fired rotary furnaces can also be used, although their use is less common. Short-term holding, transport and metal treatment are performed in ladles.

Steel is melted in both electric arc and induction furnaces. Large steel foundries may use electric arc furnaces, but induction furnaces are more commonly used. Arc furnaces are capable of using low cost scrap charges, since refining takes place in the furnace. However, they have the limitation that there is always some carbon pick-up from the graphite electrodes, so very low carbon stainless steels (<0.03 % °C) cannot be made. In the induction furnace, refining is not possible, so a carefully selected charge must be used. However, any type of steel may be melted. Short-term holding, transport and metal treatment are performed in ladles.

The melting furnace used in non-ferrous melting is dependent on the foundry size. Non-ferrous foundries often use a variety of different alloys and/or have a limited melting capacity. Melting is done in small volume furnaces, for which the crucible furnace is most suited. Additionally, die-casting is the major casting technique. In this case, there often is no need for a centralised melting, as the melting (and holding) furnace is integrated into the casting machine. Non-ferrous foundries with a higher capacity and a need (or reason) for centralised melting typically use induction, hearth type or shaft furnaces for melting, and then distribute the molten metal to holding furnaces and casting crucibles.

[174, Brown, 2000], [225, TWG, 2003]

## 2.4.1 Cupola furnaces

### 2.4.1.1 Cold blast cupola furnace

#### 2.4.1.1.1 Description

The cupola is a refractory lined shaft furnace where the metal charge is heated by the combustion of coke, which takes place in the lower part of the shaft (the “hearth”). Combustion air, supplied by fans, is injected in the hearth through a number of exhaust nozzles (“tuyères”). A ring and control valve allows a controlled and evenly distributed flow of combustion air through the tuyères. The metal (pig iron, steel scrap, scrap iron, foundry returns), coke, alloying elements (e.g. FeSi, SiC), slag forming ( $\text{SiO}_2$ ) and fluxing agents (e.g.  $\text{CaCO}_3$ ) are added to the shaft through a charging door at the upper part of the shaft. The combustion gases move upward from the hearth and exchange heat with the charge, before leaving the furnace through the cupola stack.

When the preheated charge reaches the combustion zone, the metallic parts melt due to the high temperatures, and the charged coke starts to burn in the presence of oxygen. The molten metal droplets run through the coke bed and gather in the zone called the well, which is below the combustion zone. All the impurities are trapped in the slag, which is mostly formed by  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  and  $\text{FeO}$ . Fluxing agents lower the melting point and the viscosity of the slag. Due to its lower density, the slag floats on the molten metal in the well. Once the liquid metal in the well has reached a certain level, a tap-hole is opened. The metal flows discontinuously through the tap hole, via a refractory lined channel or launder into a separate collection vessel or ladle. Alternatively, the molten metal can be continuously directed to a holding furnace.

The slag is tapped separately by means of a dam and a slag spout placed at a higher level. It is collected discontinuously in pots, or continuously granulated in a water stream, or in a special installation for dry granulation.

In its basic configuration, the cupola is called a **cold blast cupola (CBC)**. This is a cupola which uses the blast at atmospheric pressure and at normal environmental temperature.

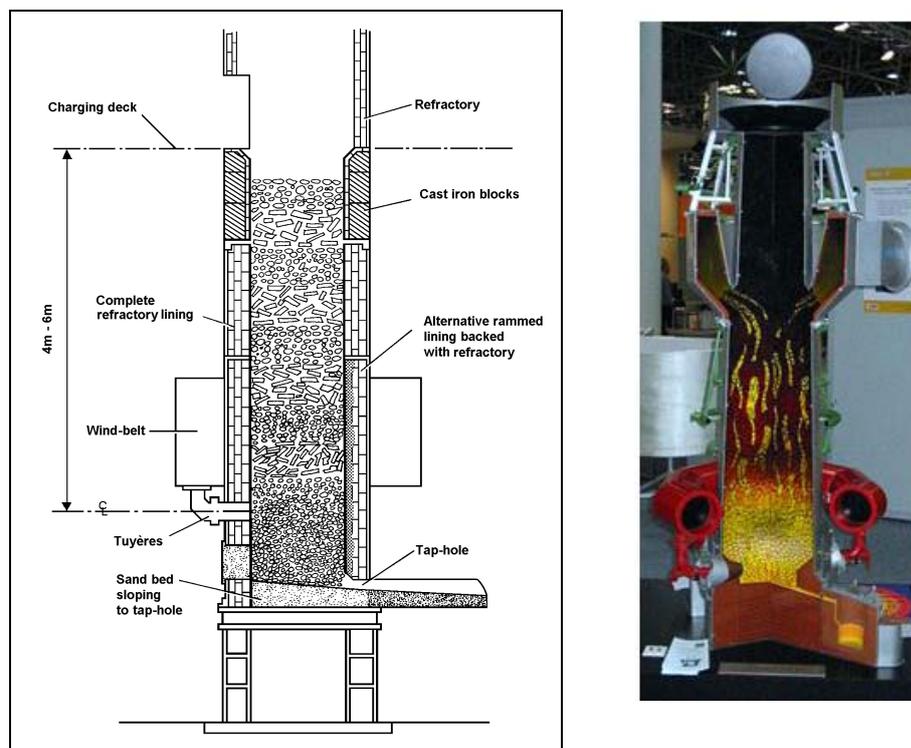


Figure 2.9: Schematic outline and miniature model of a (cold blast) cupola furnace [44, ETSU, 1993], [237, HUT, 2003]

In order to reduce the CO-emission and increase the energy efficiency, the conversion of cold blast furnaces to hot blast furnaces may be considered (see Section 4.5.2). However, for medium-sized foundries handling less than 2000 tonnes/month of good castings, the hot blast cupola will be difficult to consider because of the large investment it requires. The use of a hot blast cupola is also restricted to continuous melting, otherwise the running costs are too high. The cold blast cupola prevails for some types of production, e.g. enamelled iron castings, kitchenware, heating appliances, counterweights. These types of castings allow a high level of old cast irons to be used in the melting bed; a charge material still plentiful in the countries of the old industrial Europe and one that is well suited to the cold blast cupola.

[44, ETSU, 1993], [156, Godinot, 2001], [202, TWG, 2002]

### 2.4.1.1.2 Maintenance

One specific feature of the cupola furnace is that the lining material (quartz-clay-mixture) of the furnace at the melting and heating zone only lasts for one melting campaign. The intense heat and the presence of slag results in a chemical dissolution and mechanical wearing of the lining, which consequently converts it into slag. Cupola furnaces are therefore normally constructed in pairs. While one furnace is melting, the second one can be lined with new refractory material, with the operation being switched around the next day of use.

[110, Vito, 2001]

### 2.4.1.1.3 Advantages:

- the investment cost is EUR 125000 – 150000 per tonne installed per hour, inclusive of a dedusting installation
- different kinds of (cheap) scrap can be used due to the cleaning and carburising operation
- the thermal efficiency is acceptable if appropriate measures are utilised.

### 2.4.1.1.4 Disadvantages:

- the production regime is not flexible
- difficult production management because of the slowness of the system
- expensive charge with pig iron, and little steel scrap
- no quick alloy change possible
- sulphur pick-up/take-up in the cupola
- an environmental burden is caused by the foundry; i.e. lots of dust, slag and refractory lining
- big dedusting installations are needed because of the high flue-gas rate.

[110, Vito, 2001]

## 2.4.1.2 Hot blast cupola furnace

### 2.4.1.2.1 Description

In order to optimise the efficiency of the cupola furnace, the combustion air may be preheated. This principle is used in the **hot blast cupola** (HBC), i.e. a cupola which uses a preheated blast.

The advantages of the hot-blast operation may be summarised as follows:

- reduced coke consumption
- increased metal temperature
- increased melting rate
- reduced sulphur pick-up
- reduced melting losses
- increased carbon pick-up and hence the ability to substitute steel scrap for pig iron in the furnace charge.

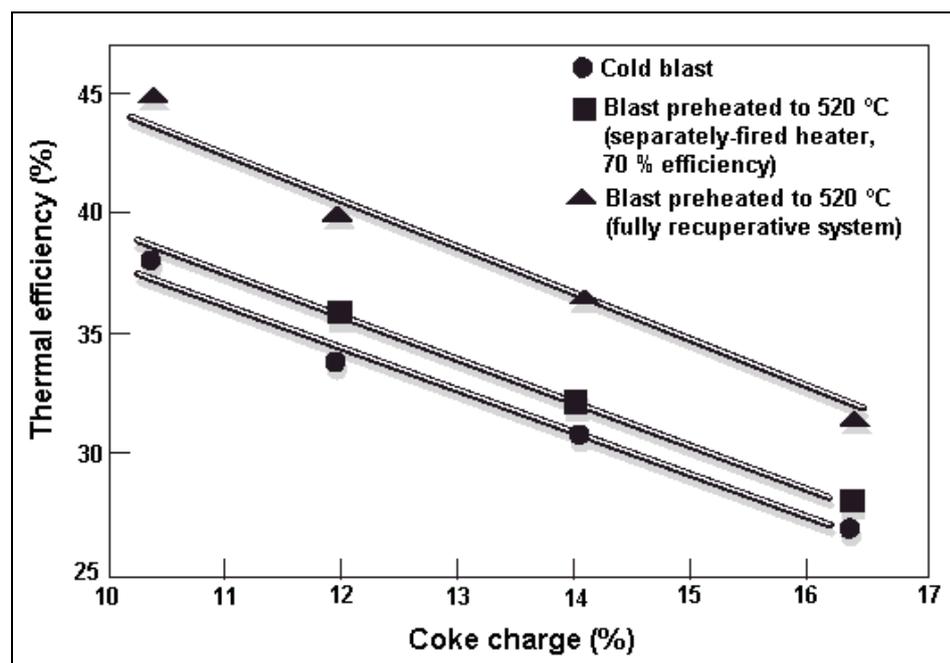
It should be noted that not all these advantages can be attained at the same time. For example, an increase in the proportion of steel scrap in the furnace charge may require an increase in the proportion of coke for recarburisation; this in turn will reduce the melting rate and increase the sulphur pick-up.

Two methods of heating are:

- *Recuperative heating*: This involves the transfer of the residual (“latent”) heat of the flue-gases to the combustion air. The flue-gases are collected at the top of the furnace, mixed with sufficient air and then burned in a post combustion unit. This provokes the exothermic oxidation of CO. The burnt gases are led through a heat-exchanger (recuperator) where the heat is transferred to the combustion air. Typically the blast air is heated at temperatures of 500 to 600 °C. Above these temperatures, problems arise with the sintering of furnace dust on the surface of the recuperator
- *External heating*: Here the combustion air is heated by some external means, e.g. by a gas or fuel burner, by electrical resistance or by a plasma torch.

The combination of these two heating methods, permits the superheating of the blast air up to 1000 °C. These high temperatures, however, require the use of more expensive refractory materials and may cause too high a melt temperature.

Recuperative systems offer increased energy and thermal efficiencies. The effect of air preheating on thermal efficiency and coke use is depicted in Figure 2.10. It should be noted that the coke quality may affect the overall blast efficiency.



**Figure 2.10: Effect of air preheating on blast furnace efficiency**  
[44, ETSU, 1993]

For medium-sized foundries producing up to 2000 tonnes/month of good castings, the hot blast cupola is difficult to consider, in particular because of the large investment it requires. In these instances, the cold blast cupola prevails for some types of production. The hot blast cupola remains the most widely applied melting device for mass production foundries, e.g. for parts for the automobile industry, centrifugal casting, road accessories.

Hot blast cupolas are normally set up for long campaign operation, in order to minimise process switch overs and maintenance time and effort.

[32, CAEF, 1997], [44, ETSU, 1993], [156, Godinot, 2001]

2.4.1.2.2 Advantages:

- reduced coke consumption
- high tap temperature
- high melting capacity
- less sulphur pick-up in the cupola
- possibility to use different kinds of cheap lower grade ferrous scrap
- more scrap steel can be used because of the higher pick-up of the carbon by pig iron.

2.4.1.2.3 Disadvantages:

- very expensive investment, due to the additional environmental measures required
- production regime is not flexible
- difficult production management because of the slowness of the system
- limited to iron alloys only, no quick alloy change possible
- environmental burden caused by the foundry, e.g. lots of dust, slag and refractory lining
- big dedusting installations are needed because of the high flue-gas rate.

[110, Vito, 2001]

2.4.1.3 Long campaign cupola

A **long campaign cupola** is usually a water-cooled refractory lined cupola that may be hot blast or cold blast. Such cupolas are operated daily for one, two or three shifts and are very often used only as a single unit. This form has a campaign life of several weeks or months. The liningless cupola allows a much longer campaign life but heat losses through the furnace shell can be significant. Further developments in refractories and operating practices are continually being made which improve the life and cost effectiveness of the long campaign cupola. A schematic representation of a long campaign cupola with an in-shaft afterburner is given in Figure 2.11.

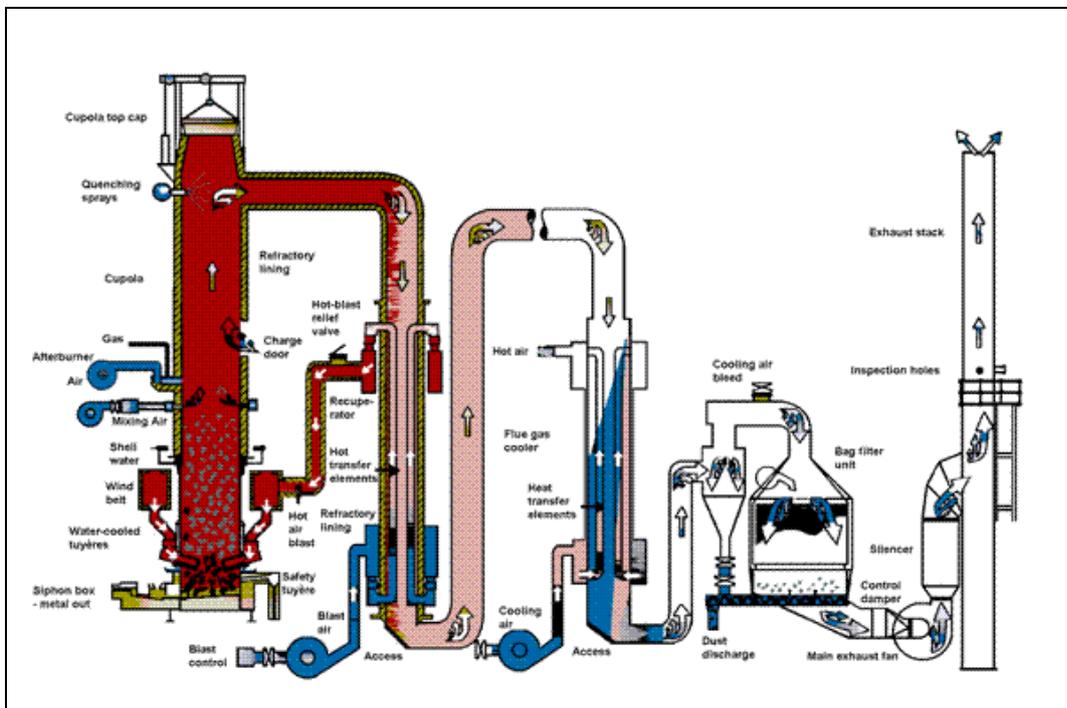


Figure 2.11: Schematic representation of a long campaign cupola [150, ETSU, 1998]

To allow for long campaign operation the following measures need to be taken:

- apply a more persistent refractory lining of the shaft, bottom and the hearth
- apply water cooling of the furnace wall: this keeps the wall temperature low and thus prevents rapid wearing of the hearth lining
- use water-cooled blasting pipes that penetrate deeper into the furnace shaft. Here, the combustion zone is not in direct contact with the furnace lining. Water-cooling has also been used for reasons other than only reducing the consumption of refractories, such as:
  - to extend the duration of the melt
  - to enable the internal diameter of the furnace to be increased, thus allowing a higher melting rate.

In the liningless operation, the charge is in direct contact with the water-cooled steel furnace shell. Liningless operation is only used on relatively large capacity cupolas, melting for long campaigns. This results in the following advantages:

- only one cupola is required
- the cupola only requires internal repairs after one, or several, week's operation
- daily bed-coke consumption is reduced
- monitoring is easier throughout the campaign, because of the constant diameter and the more consistent melting conditions.

A specific type of long campaign cupola is the cokeless cupola. This is discussed in Section 4.2.1.8.

[32, CAEF, 1997], [44, ETSU, 1993], [110, Vito, 2001], [150, ETSU, 1998]

#### **2.4.1.4 Nature of atmospheric emissions**

Cupolas can be charged with a wide range of materials, many of which may contain loose particles such as rust, sand and non-ferrous materials. The metallurgical-coke can break and produce small pieces, as can the added fluxing materials. Breakage and mechanical abrasion during charge preparation, as well as during charging itself, generate particles, some of which are immediately emitted.

During melting, abrasion of the charge against the refractory lining will also generate dust.

A third source of particulate matter is coke ash, generated in the melting zone, which is not trapped by the slag phase.

Particulate matter of various sources, if light enough, can be entrained in the combustion gases of the cupola. Under certain conditions metallurgical-fume may be generated from the melting zone, leading to a visible plume from the cupola stack. The smoke particles consist of submicron agglomerates of spherical soot particles and metallic oxides, such as ZnO, PbO, etc., if the metals are present in the charged steel or iron scrap, such as in galvanised or painted scrap. The smoke emission will increase with the proportion of coke and contaminants in the charge, the blast temperature, and the oxygen injection rate.

Carbonaceous smoke is airborne matter formed by the incomplete combustion of organic matter in the cupola. Scrap contaminants such as oil and grease, wood, textiles and, rubber will form oily vapours in the stack gases. Vapours and partially burnt organic matter may carry unpleasant smells.

Again, scrap cleanliness and its nature significantly effect the nature of the emissions. The burning of coke creates odorous gas emissions containing CO<sub>2</sub>, CO and SO<sub>2</sub>. Decreasing the proportion of the coke charge (by increasing the thermal efficiency) or (partial or complete) substitution of the coke by natural gas can help reduce the levels of these substances.

## 2.4.2 Electric arc furnace (EAF)

### 2.4.2.1 Description

The EAF is a batch-melting furnace consisting of a large bowl shaped refractory lined body with a dish shaped hearth. The wide furnace shape allows the handling of bulky charge material and leads to efficient reactions between the slag and metal. Typically the shell diameter is 2 to 4 m. As shown in Figure 2.12, the furnace is covered by a refractory roof, which has ports for three graphite electrodes. The electrodes are supported by arms, which allow movement up and down. Most furnaces use roof charging: by moving the roof and electrodes aside, the furnace can be charged using a drop bottom charging bucket or a magnet. The metal charge is heated by an electric arc, which is created by a three phase alternate electrical current between the three graphite electrodes. These are positioned above the charge, which itself acts as the neutral.



**Figure 2.12: EAF furnace**  
[237, HUT, 2003]

The furnace is tapped by tilting it, forcing the metal to flow out through the spout. Opposite the spout, an operable door allows deslagging and sampling operations to be carried out prior to tapping.

The lining of the furnace may be acidic ( $\text{SiO}_2$  based refractory) or basic ( $\text{MgO}$  based refractory). A basic lining allows the use of virtually all kinds of steel scrap. The furnace can also be used for the production of high alloy and manganese steels. If scrap with high phosphorus or sulphur content is used, lime and limestone which are usually added for dephosphorisation and desulphurisation. An acidic lining would be attacked by these compounds. Therefore, the acidic type refractory is used for melting scrap with a low sulphur or phosphorus content only.

Electric arc furnaces are almost exclusively used for the melting of steel. Only in a few cases are they used for cast iron production, which requires an addition of coal dust to the melt. Electric arc furnaces designed for steel foundries' purposes usually range from 2 to 50 tonnes capacities. They can be run intermittently and are suitable for a wide range of steel analyses. They can provide steel at high temperatures, with typical meltdown times of about one to two hours, while achieving high thermal efficiencies of up to 80 %<sup>1</sup>. Power consumption varies from 500 to 800 kWh/tonne of molten steel, depending on the furnace capacity, the hot metal consumption, and the refining techniques, tapping temperature and pollution control equipment applied. The total melt time is typically 1 to 4 hours.

<sup>1</sup> Without taking into account the efficiency of electric power generation.

### 2.4.2.2 Melting and refining with the acidic lined EAF

Due to the chemical nature of the acid lining ( $\text{SiO}_2$ ), the refining abilities of this type of furnace are restricted to decarburisation. Consequently considerable care has to be exercised in selecting the charge for acceptable sulphur and phosphorus levels, as these cannot be removed in the acid melting practice. The charge consists of balanced quantities of pig iron, foundry returns and purchased scrap. The carbon in the charge is held at a high enough level so that after melting it is 0.2 to 0.4 % above the final level.

The decarburisation starts by injecting oxygen into the metal bath. This creates a strong stirring action during which carbon in the melt is burned. At the same time the “boiling” burns out Si, and flushes out  $\text{H}_2$  and  $\text{N}_2$  from the metal bath. All impurities (oxides) are trapped in the slag. During melting, sand ( $\text{SiO}_2$ ) may be added to bring the slag to the proper consistency. When the carbon reaches the proper concentration, oxygen injection is stopped, and silicon and manganese are added to halt the boiling reaction.

After slag removal the metal composition is controlled and adjusted if necessary. Finally the metal is deoxidised by adding aluminium or other agents into the melt stream during tapping, to prevent the formation of CO bubbles during solidification. Additional desulphurisation and or dephosphorisation refining can be executed in an AOD or VODC converter (see Section 2.4.9 and 2.4.10).

[32, CAEF, 1997], [161, UK Environment Agency, 2002]

### 2.4.2.3 Melting and refining with the basic lined EAF

The alkaline MgO based lining of this EAF makes it possible to refine the metal in the furnace itself. Therefore it is possible to charge the furnace with virtually any combination of scrap and foundry returns. The basic lining practice is used when the purchased scrap contains higher phosphorus and/or sulphur levels than desirable.

Dephosphorisation of the melt is performed by periodic additions of lime during meltdown. Upon the injection of oxygen in the bath, phosphorous oxide is formed and trapped in the slag, together with other metallic oxides and impurities. The lime keeps the slag very basic, which stabilises the phosphorous oxide. At the same time carbon is burnt out. After sufficient reaction time, the oxygen injection is stopped and the slag is fully removed.

Desulphurisation takes place in a second stage, in a similar way but at a higher temperature. Again, lime or limestone is added to the melt, reacting with sulphur to form insoluble CaS, that is trapped by the slag. Periodic additions of carbon, aluminium, or FeSi reduce the metallic oxides (e.g. manganese-, chromium oxides), and thereby minimise losses of these elements from the metal bath. All other impurities (oxides) are trapped in the slag and removed during the final deslagging operation.

After refining the metal composition is controlled and adjusted if necessary. Finally the metal is deoxidised by the addition of aluminium or other agents in the metal bath prior to tapping, to prevent the formation of CO bubbles during solidification. Further metal treatment, using an AOD or VODC converter (see Section 2.4.9 and 2.4.10) may be applied if the final alloy composition requires it.

[32, CAEF, 1997], [161, UK Environment Agency, 2002]

### 2.4.2.4 Nature of atmospheric emissions

The emissions from EAFs originate from the charging, melting, and refining operations and during tapping of the furnace.

During charging, dust and dirt will be emitted from the open furnace body. When charging a hot furnace (for instance when melting with a molten heel in particular), any combustibles such as grease, paint or oil ignite and give rise to smoke plumes of burnt and partially burnt organic material and dust particles. The mechanical abrasion of the furnace lining also generates additional dust.

During melting, heating of the scrap generates metal oxide fumes that significantly increase during the decarburisation treatment. The injection of oxygen gas into the molten metal develops significant quantities of iron oxide fumes, which leave the furnace as red clouds. The addition of slag forming materials increases the furnace emission, but only in small quantities and only for a short time.

Minor emissions occur during the transfer of the molten metal into a ladle or holding furnace.

Emissions from the melting operation itself are referred to as primary emissions. Secondary emissions are the fumes and dust originating from the charging and tapping.

In considering the nature and quantities of the emissions, the different sources of dust and fume emissions, as described above, demonstrate that large differences exist between foundries, depending on the cleanliness of the charged material, the applied charging procedure, the composition of the charge, the refining treatments and on the additions to the melt. Since no coal or fuel is burned in the furnace the emissions solely depend on these parameters.

### **2.4.3 Induction furnace (IF)**

Induction furnaces are used to melt both ferrous and non-ferrous metals. There are several types of induction furnaces available, but all operate by utilising a strong magnetic field created by passing an electric current through a coil wrapped around the furnace. The magnetic field in turn creates a voltage across, and subsequently an electric current through, the metal to be melted. The electrical resistance of the metal produces heat, which in turn melts the metal. Induction furnaces are made in a wide range of sizes. Because there is no contact between the charge and the energy-carrier, the induction furnace is suited for the melting of steel, cast iron and non-ferrous metals, so long as a suitable lining material can be found.

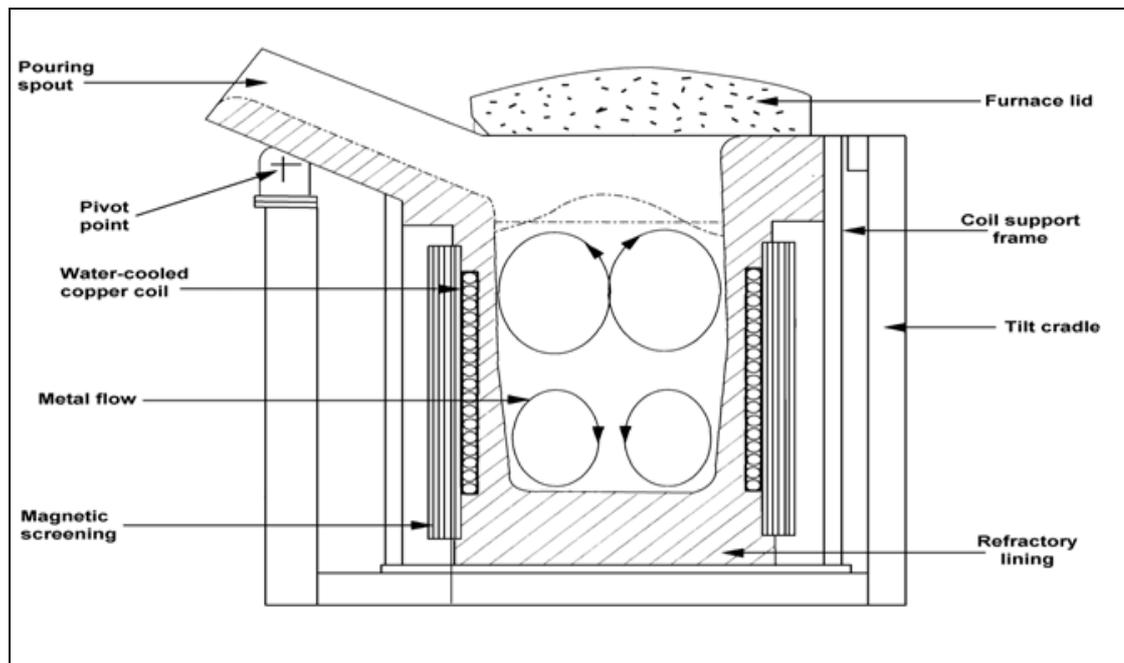
Proper functioning of the water cooling circuits is crucial to prevent the coil from overheating. The water cooling systems are therefore designed to provide the highest level of reliability, and thus incorporate various thermostats and flow-meters.

[42, US EPA, 1998], [47, ETSU, 1992], [110, Vito, 2001]

#### **2.4.3.1 Coreless induction furnace**

##### **2.4.3.1.1 Description**

The coreless IF is a batch-melting furnace containing a water-cooled copper coil, the inside of which is internally refractory lined. The outside is insulated and enclosed in a steel shell. The furnace body is mounted in a frame equipped with a tilting mechanism. A coreless induction furnace is normally a refractory-lined bucket-shape refractory, the top of which is open for charging and deslagging operations (see Figure 2.13).



**Figure 2.13: General arrangement of coreless induction furnace**  
[47, ETSU, 1992]

According to the capacity, the furnace is charged by a lifting magnet, bucket skips, a vibrating conveyor or manually. A large number of foundries use induction furnaces for producing relatively small lots in a large variety of compositions. Furnace capacities range from 10 kg up to 30 tonnes. The core is fed by mains, medium or high frequency alternating current (50, 250 or 1000 Hz, respectively).

Depending on the installed power density and the melting practice the thermal efficiency can exceed 80 %<sup>2</sup>, but usually ranges from 60 to 70 %. If the efficiency of the electric power generation is taken into account, an overall efficiency of 15 – 20 % results, which is rather low in comparison with other furnace types.

The coreless induction furnace can be designed to operate at any frequency from 50 Hz upwards. The induction heating of liquid metal causes a stirring effect. The lower the frequency of the primary current, the more intense is the stirring. Therefore, in a mains frequency furnace working at 50 or 60 Hz, the turbulence is greater than in one operating at higher frequency. Because of the high turbulence, the power input to a mains frequency furnace is restricted to around 250 kW per tonne of capacity. With higher frequencies, the power density can be increased to three or four times this level.

The frequency of operation also affects the current penetration. The higher the frequency, the lesser the penetration depth. This affects the minimal charge piece size and the effective furnace size. 50 Hz furnaces are not practicable at capacities below 750 kg. At 10 kHz, charge pieces less than 10 mm in diameter can be heated, so furnaces as small as 5 kg capacity can be used. The availability of reliable frequency converters has allowed the development of application specific units, as given in Table 2.6. Frequencies are usually limited to 250 to 350 Hz (in the case of variable frequencies), as at higher frequencies metal homogenisation becomes insufficient. Higher frequencies are used in special cases, such as with very small furnaces. Figure 2.14 shows coreless induction furnaces of various sizes.

<sup>2</sup> Without taking into account the efficiency for electric power generation.

Frequency (Hz)	Application
70	Brass swarf
100	Aluminium scalplings
100 – 150	Cast iron borings
250	Aluminium extrusion scrap
250	Iron from foundry returns and steel scrap
500 and 1000	Steel melting and melting of wet cast iron borings
1000 and 3000	Wide variety of copper alloys
3000	Investment casting
10000	Jewellery trade

**Table 2.6: Field of application of available induction furnaces as related to their frequency [174, Brown, 2000]**



**Figure 2.14: Coreless induction furnaces [237, HUT, 2003]**

Water cooling systems are essential for operation of the coreless induction furnace. Cooling the coil protects both the coil and the insulation from thermal damage, not only during normal operation but also during the cool-down period when the power has been switched off and the furnace emptied. Several types of cooling are available, using closed circuits with heat-exchangers or open evaporative systems. The availability of a cooling system opens up the possibilities for internal energy recovery.

[32, CAEF, 1997], [47, ETSU, 1992], [110, Vito, 2001], [174, Brown, 2000], [176, ETSU, 1998], [202, TWG, 2002]

#### 2.4.3.1.2 Melting practice

The coreless induction furnace is used for melting but cannot be used for refining. Therefore, in steel foundries the induction furnace has to be charged with raw materials of the ‘correct’ chemical composition, i.e. that corresponding to the required composition of the melt; hence steel scrap is mainly used. If necessary, the metal can be refined after melting in an AOD converter or in special treatment ladles (see Section 2.4.12).

High powered furnaces allow melting following the “tap and charge” method. Here the furnace is tapped completely empty and charged with cold material to start the next melting cycle. The “molten heel” method is used on low powered (mains frequency) furnaces where approximately one third of the melt is tapped before the cold charge material is added. Because of the better electromagnetic coupling between the melt liquid and the coil compared to a less dense solid (cold) charge, the production rate increases significantly when using the latter method on low powered furnaces.

Steel grades containing more than 0.2 % of reactive elements such as Al, Ti and Zr cannot be melted in an oxidising environment such as air. They require an inert atmosphere or a vacuum melting and casting method. This is obtained by placing an induction furnace in a vacuum or airtight chamber. The application of a vacuum ensures very good degassing of the melt. Highly oxidisable elements are added in vacuum or after backfilling with an inert gas.

Induction furnaces are excellent melting units, but in general they are less efficient holders. When they are used for melting only, the molten metal is mostly moved to an efficient holding furnace as soon as it has reached the desired temperature. Many types of coreless induction furnaces are available, with fixed or removable crucibles. For aluminium, both channel and coreless induction furnaces are available for melting and holding. However, the channel type is seldom used, due to difficulties in keeping the channel open and due to the need to maintain a molten heel at all times.

[32, CAEF, 1997], [48, ETSU, 1994]

#### **2.4.3.1.3 Advantages:**

Due to its multiple advantages, the induction furnace is increasingly being implemented. Its main advantages are:

- higher flexibility in alloys and melting regime. As such it is an ideal melting technique for jobbing foundries and special alloys
- short meltdown times
- lower environmental burden caused by the foundry
- little maintenance, depending on the lifetime of the refractory lining
- good process control: computer support and fully automatic operation is possible, which allows optimal temperature control
- maximum thermal efficiency is possible, if process parameters are locally calculated and set-up
- intense stirring in the bath makes the melt homogeneous
- charging, sampling and deslagging of holding the liquid metal, though typically with low efficiencies, although high holding efficiencies have been reported for copper and aluminium.

#### **2.4.3.1.4 Disadvantages:**

- because of the monopoly of the local electricity supplier, the operator is fully dependent on the connection conditions of the local electricity grid, the energy costs and any possible extra costs (peak control, etc.)
- the energy costs are more expensive than the costs of using fossil fuels
- the cleaning action of the induction furnace on the melt is limited because of the small amount of slag and the relatively small contact area between the slag and melt. This requires the use of a high quality, and thus, more expensive charge than cupola or EAF furnaces
- the installation requires a high investment, although the operator can save on additional environmental investments. The net cost per tonne installed furnace content is around EUR 375000
- other melting techniques are more suitable for capacities >15 tonnes per hour. Depending on the intended alloy, the hot cupola or electric arc furnace may be considered
- it has a low efficiency during holding because of the heat losses in the water-cooled induction coil.

[110, Vito, 2001]

2.4.3.2 Channel induction furnace

2.4.3.2.1 Description

This type of furnace is mainly used for holding purposes, though it may also be used as a combined melting- and holding aggregate.

The channel induction furnace consists of a big, thermally isolated bucket, equipped with an isolated top-lid for introduction of the charge (Figure 2.15). The bottom is equipped with one or more U-channels. Around these channels is a water-cooled induction coil, which heats and circulates the metal. The induction current has the frequency of the local electricity grid. The furnace is generally mounted in an hydraulically tiltable frame for tapping or maintenance operations. Pressurised and non-tilting furnaces are also in use.

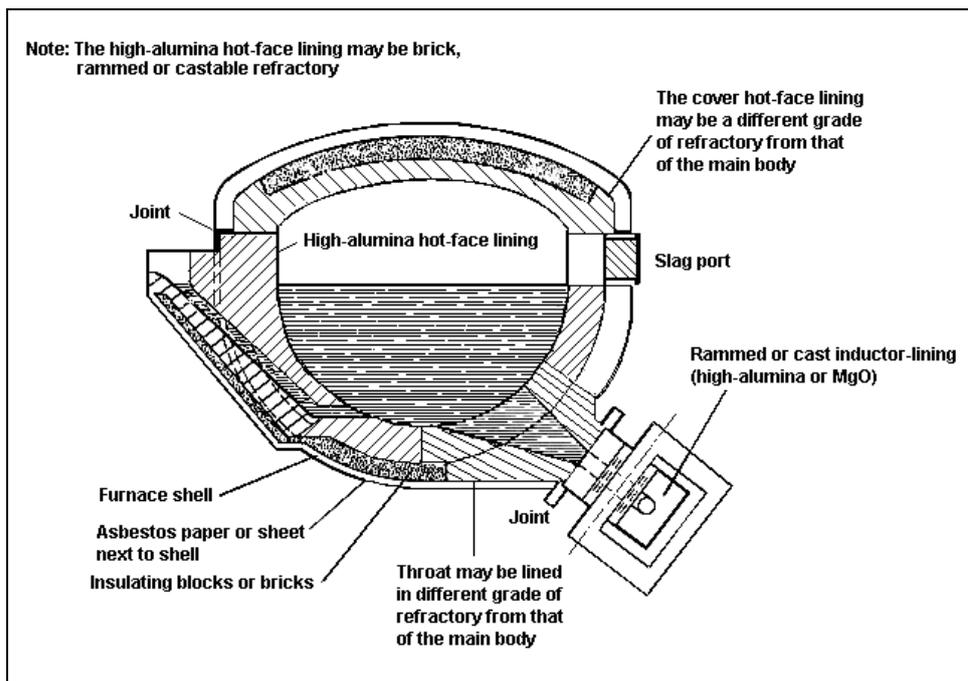


Figure 2.15: Typical construction of a bath channel furnace [55, ETSU, 1993]

In order to allow operation, a minimum amount of molten metal needs to stay inside the crucible and channel. The crucible needs to stay filled up to one third of its capacity. Two values are usually quoted when the capacity of a holding furnace is defined, these are total capacity and useful capacity; for example 60/35 tonnes. The difference between these two values represents the amount of metal that must be retained in the furnace.

Thermal losses through the cooling water and the furnace wall are low compared to those in the coreless induction furnace. Equipping the furnace with pouring channels according to the ‘teapot principle’ allows for a reduced oxidation of the melt and wearing of the refractory.

Due to the large content of the crucible, any changes in the melt composition are flattened out. This principle however counteracts the flexibility of the furnace, as changing to another melt composition requires a long transition period. In practice, the melt composition is therefore kept fairly constant.



**Figure 2.16: Channel induction furnace**  
[237, HUT, 2003]

The channel induction furnace finds its main application as a holding furnace in iron foundries. An example picture is given in Figure 2.16. It is the furnace of choice for duplex operation with cupola furnaces. The capacity varies between 5 and more than 100 tonnes. The holding furnace serves as a buffer between the melting and casting shop. It is important to assess foundry and production requirements fully when considering whether to use a holding furnace. There may be more cost-effective and energy efficient methods of achieving the requirements, and it is advisable to investigate thoroughly all possible solutions before a decision is made. For aluminium, the channel type is seldom used, due to difficulties in keeping the channel open and due to the need to maintain a molten heel at all times.

Output requirements are an important consideration when deciding the size of a channel furnace. The choice of a smaller furnace may be advantageous. Although a smaller furnace is less efficient, the loss in efficiency will be offset by its reduced annual power consumption compared with larger furnaces.

[48, ETSU, 1994], [55, ETSU, 1993], [110, Vito, 2001],

#### **2.4.3.2.2 Advantages:**

- high thermal efficiency as a holding furnace
- minimal burn-out of the alloy elements
- little maintenance.

#### **2.4.3.2.3 Disadvantages:**

- a minimum amount of molten iron, but which may be a substantial part of the furnace capacity, has to be maintained in the furnace body in order to guarantee proper electrical functioning
- the furnace cannot perform a cold start because of the limited power density that can be achieved in the loop
- difficult to monitor the channel wear
- potential danger of accidental leaks, because of the induction coil on the bottom
- contact between the cooling water and metal is difficult to prevent.

[110, Vito, 2001]

#### **2.4.3.3 Nature of emissions**

Since no coal or fuel is burned in the induction furnace and no refining procedures are executed, the emissions solely depend on the cleanliness and the composition of the charged material. Two major categories of emissions can be distinguished. The first, and major, category relates to the charge cleanliness, e.g. rust, dirt, foundry sand, paint, oil, galvanised or soldered metal, all of which are elements which give rise to the emission of dust and fumes (organic or

metallic). The second category relates to chemical reactions at high temperatures, (e.g. while holding or adjusting the metal composition), which can give rise to metallurgical fume due to oxidation.

Additionally the refractory lining (acid  $\text{SiO}_2$  based, neutral  $\text{Al}_2\text{O}_3$  based, or basic  $\text{MgO}$  based) may add a small amount of dust particles to the emission.

It is difficult to obtain average emission data since the charge cleanliness, which is the dominant contributor to emissions, varies from foundry to foundry.

### 2.4.4 Radiant-roof furnace (resistance heated)

The radiant-roof furnace is a low-energy holding furnace with a heavily insulated box design with banks of resistance elements in a hinged, insulated roof. They are mainly used in non-ferrous (aluminium) pressure die-casting shops with centralised melting facilities. Typical units have a capacity of 250 – 1000 kg with a 5 kW to 12 kW connected load. Bale-out and charge wells are separated from the main bath by refractory walls with connectors at the bottom to allow clean metal to pass from one area to another. Figure 2.17 gives a schematic view of the radiant-roof principle.

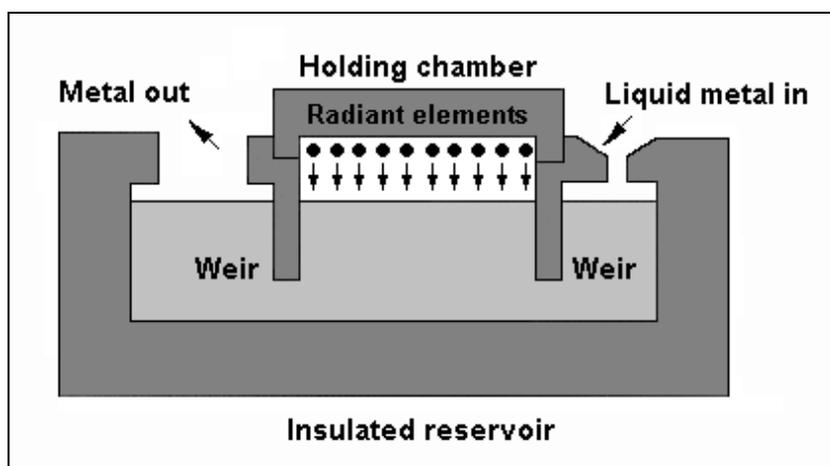


Figure 2.17: Radiant-roof furnace  
[48, ETSU, 1994]

The advantages of radiant-roof furnaces are:

- no crucible required
- very low energy costs
- close temperature control
- clean, cool, silent working conditions.

Although most low-energy holding furnaces serve individual casting machines, some larger ones are used as buffers between bulk melters and machine furnaces. This latter use allows better use of the melter, which is seldom an efficient holder.

Some foundries use large radiant-roof furnaces with higher power as melters, for example to generate molten metal for low-pressure die-casting. Several manufacturers build versions of radiant-roof furnaces that can be fully sealed and pressurised by gas, in order to function as dosing furnaces. Dosing furnaces provide precise shots of metal for pressure or gravity die-casting and compete, to some extent, with mechanical ladle systems as automatic pouring systems. Provided that they are carefully maintained and used, radiant-roof furnaces can provide a valuable control of both temperature and shot weight and can improve yield.

[48, ETSU, 1994]

## 2.4.5 Rotary furnace

### 2.4.5.1 Description

The rotary furnace consists of a horizontal cylindrical vessel, in which the metallic charge is heated by a burner located at one side of the furnace. The flue-gases leave the oven through the opposite side. To generate the required heat, fuel or natural gas is used combined with air or pure oxygen.

A tilting mechanism allows the furnace to be lifted to a certain angle or into a vertical position. This position is used for charging of the furnace with a drop bottom bucket or a vibrating chute, and for lining repair or renewal. During heating and melting the furnace is rotated slowly to allow the heat transfer and distribution. The furnace atmosphere is controlled by the air (oxygen)/fuel ratio.

Once the metal is melted, and after a composition check and adjustment, a tap-hole in front of the furnace is opened and the melt in the furnace is discharged into ladles. Because of its lower density, the slag floats on the metal bath in the furnace and is finally collected through the tap-hole into slag pots.

A melting cycle spans 1½ to several hours. For continuous molten metal production, foundries install 2 to 4 rotary furnaces, which are operated consecutively. The thermal efficiency of the rotary furnace is very high, i.e. at 50 to 65 %<sup>3</sup>, depending on the capacity. This high yield is achieved by using pure oxygen instead of air as the combustion medium.  
[32, CAEF, 1997]

### 2.4.5.2 Melting practice

For cast iron melting, the furnace is charged with pig iron, foundry returns, steel scrap, slagging (e.g. sand, lime), and carburisation agents (e.g. graphite). The melting cycle starts with a slightly oxidising and short flame (air factor,  $\lambda = 1.03$ ), which gives the highest energy input. The furnace is rotated stepwise through 90 ° and the direction of the rotation is changed from time to time. This way, the furnace walls can exchange heat with the charge by convection. As soon as the charge is melted, the flame is reduced to prevent excessive oxidation of the alloying elements. During overheating and holding, a long and reducing flame is applied ( $\lambda = 0.9$ ) and the furnace movement is changed to full and continuous rotation. The slag layer provides thermal insulation and prevents the burning-off of the alloying elements. After controlling and adjusting the melt composition and temperature, the tap-hole is opened and the metal is tapped into ladles. The slag floats on the metal bath and is collected separately after the metal is removed.

The lifespan of the refractory is largely dependent on the overheating temperature and the charge composition. In the charging operation, mechanical shocks and cold start-ups need to be prevented. The furnace atmosphere, the holding time, rotational speed and the burner position also affect the refractory life. In normal conditions the refractory life is 100 to 300 melting cycles.

[32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001]

### 2.4.5.3 Metallurgy

The rotary furnace has been used in non-ferrous melting for many years. In this application traditional oil-air burners can provide the relatively low melting temperatures. The development of oxygen-air burners has enabled the introduction of cast iron production, using a higher relative amount of steel scrap and applying graphite for carburisation.

<sup>3</sup> That is providing the energy for oxygen production is not taken into account. With oxygen production, the efficiency will be 10 to 15 % less.

A significant disadvantage of the rotary furnace is that it also burns Fe, C, Si, Mn and S. These losses have to be compensated for by the addition of alloying elements before or after melting. The efficiency of uptake of these elements is usually rather low. Concentration gradients may occur between the front and the back of the metal bath due to the absence of axial motion and due to inhomogeneities in radiation and the atmosphere above the wide bath surface.

[110, Vito, 2001]

### 2.4.5.4 Application

Due to its batch character, the rotary furnace provides an equal flexibility as the coreless induction furnace in the cast iron foundry. The investment costs however are lower. A 5 tonne furnace costs EUR 500000 – 600000, of which 30 % are for the exhaust system and dedusting. The rotary furnace is also a good alternative for the small-scale cold blast cupola, due to its higher flexibility and lower environmental costs. Rotary furnaces are used for melting volumes of 2 to 20 tonnes, with production capacities of 1 to 6 tonnes per hour.

[110, Vito, 2001]

### 2.4.5.5 Advantages:

- quick change of alloy possible
- melting without contamination, e.g. without sulphur pick-up
- low investment costs
- small dedusting system because of low flue-gas rate
- easy to maintain.

### 2.4.5.6 Disadvantages:

- easy burn-out of C, Si, Mn
- gas and oxygen use can be high if not operated continuously
- the energy consumption increases if more steel is added to the charge.

[110, Vito, 2001]

## 2.4.6 Hearth type furnace

The hearth type furnace is also known as a reverberatory or bale-out furnace. It is a static furnace with direct heating. Hot air and combustion gases from oil or gas burners are blown over the metal (melt) and exhausted out of the furnace. The hearth type furnace finds its main application in non-ferrous metal melting. A typical furnace design is given in Figure 2.18.

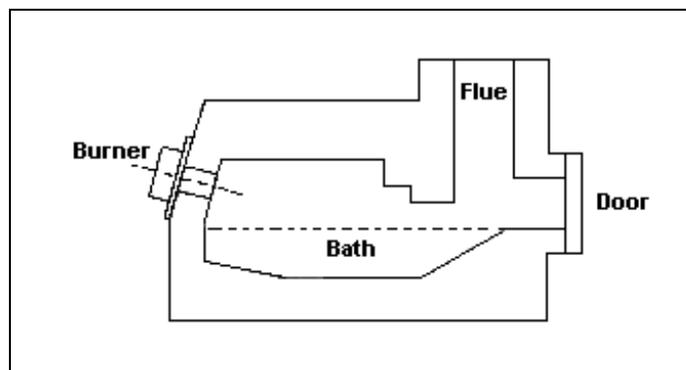


Figure 2.18: Cross-section of a hearth type furnace  
[175, Brown, 1999]

This is a refractory lined, rectangular or circular bath furnace that is fired by wall or roof-mounted burners. Varieties of fuels are used and additionally oxy-fuel burners can be used to increase the melting rate. Extraction and treatment of the combustion gases is typically carried out and for this the furnaces are partially sealed. Hoods and covered launders provide extraction during tapping and charging. The furnace can be constructed in a number of configurations depending on the particular metal and application, variations include the provision of sloping hearths and side wells for specific melting purposes, tuyères and lances for the addition of gases. The furnaces can sometimes be tilted to pour or blow metal.

The melting efficiency of a hearth type furnace is usually not great because of the poor heat transfer from the burner. The efficiency has been improved in practice by the use of oxygen enrichment or by using combinations of gas and solid fuel to extend the flame length. These furnaces are used for batch melting, refining and for holding a variety of metals. Hearth type furnaces are mainly used to melt large quantities of non-ferrous metals [155, European IPPC Bureau, 2001].

Large hearth type furnaces give rapid melting and can handle bulky charge materials, but the direct contact between the flame and charge may lead to high metal losses, gas pick-up and to considerable oxide contamination. Temperature control can also be difficult. These difficulties can be overcome to some extent by good practice. For example, dross can be removed by applying suitable fluxing practice, and applying modern burners reduces problems with the temperature control. After tapping, filtering and degassing, further treatments can be applied as the metal is transferred to holding furnaces.

[42, US EPA, 1998], [48, ETSU, 1994], [155, European IPPC Bureau, 2001], [175, Brown, 1999]

## **2.4.7 Shaft furnace**

### **2.4.7.1 Description**

This is a simple vertical furnace with a collecting hearth (inside or outside the furnace) and burner system at the lower end and a material charging system at the top. The burners are usually gas-fired. Metal is fed into the top of the furnace and is melted as it passes down the shaft. Independent control of the fuel/air ratio is usually provided for each burner. Continuous CO or hydrogen monitoring is also provided for each row of burners and monitor the combustion gases from each burner in turn. Combustion gases are usually extracted and cleaned. An afterburner is sometimes used to decompose any carbon monoxide, oil, VOCs or dioxins that are produced. The addition of oxygen above the melting zone has been used to provide afterburning in the upper levels of shaft or blast furnaces.

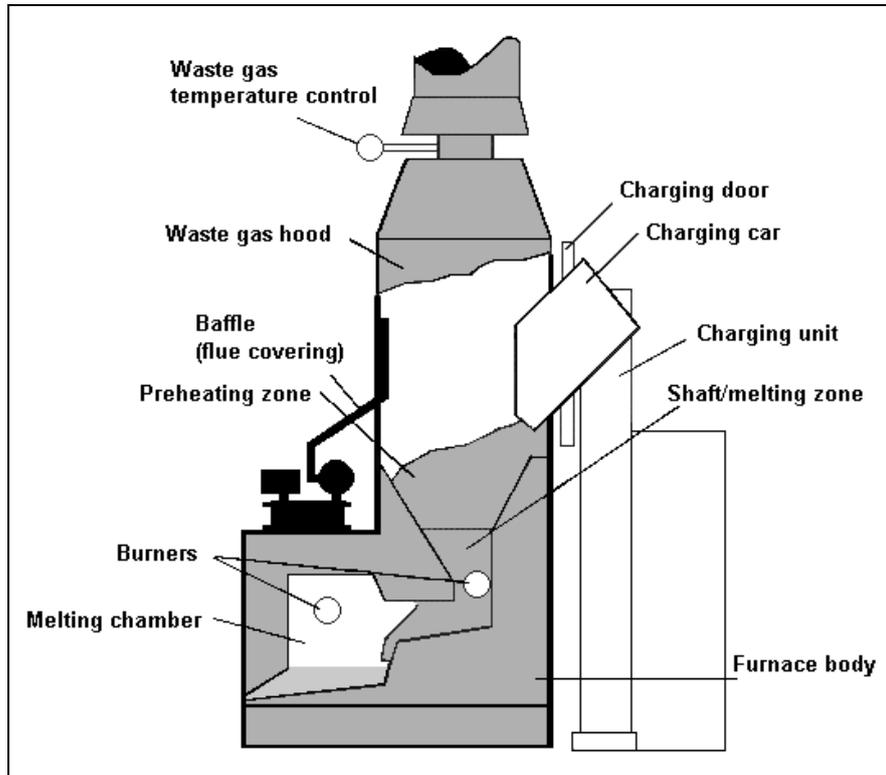
The furnace is used to melt pure metal, but occasionally metal that is contaminated with organic material may be used. If oily metal is fed into the furnace, it passes through a temperature gradient existing between the charging area and the burners. The low temperature can produce a mist of partially burned organic material. The shaft furnace is also used to preheat the charge material before smelting. A typical representation of this furnace is given in Figure 2.19.

This furnace type is only used for non-ferrous metal melting, mainly for aluminium. Due to the complex construction and difficult renewal of the refractory, the furnace is only used for metals with low melting points. Therefore, the maintenance requirements of the furnace lining are rather limited. Typical refractory lifetimes are 4 to 8 years.

Modern furnace types with computer controlled burner systems reach an energy use of 650 kWh/tonne of melted Al. (at 720 °C). The theoretical energy needed is 320 kWh/tonne. The thermal efficiency therefore is 50 %.

The shaft furnace is a continuous melting furnace with high capacity, ranging from 0.5 to 5 tonnes per hour and with a holding capacity of up to 50 tonnes. Due to its holding function, a change of alloy is difficult.

[48, ETSU, 1994], [155, European IPPC Bureau, 2001]



**Figure 2.19: Shaft furnace**  
[48, ETSU, 1994]

### 2.4.7.2 Advantages:

- due to the long preheating, the charge is very well dried before the melting starts. This makes the furnace well suited for Al, due to the reduced risk of hydrogen uptake
- relatively low investment and operating costs. Operating costs are kept low by the effective preheating, automatic control and long refractory life
- technical advantages are: low gas pick-up, excellent temperature control and low metal loss.

### 2.4.7.3 Disadvantages:

- no flexibility regarding a possible change of alloy.
- [110, Vito, 2001]

## 2.4.8 Crucible furnace

### 2.4.8.1 Description

These are simple crucibles that are heated externally by the combustion gases from gas or oil combustion, by electricity or, for lower temperatures, by thermal fluid. Contact with a direct flame is avoided to prevent there being local hot spots at the base of the crucible and so that good temperature control can be maintained in the melt, to prevent oxidation and vaporisation of the metal.

This furnace type is only used for non-ferrous metal melting. Due to the indirect heating (through the crucible wall) no burn-off or gas take-up can take place. These furnaces are used for the production of small amounts of molten metal (less than 500 kg per batch) and for low production capacities. Example furnaces are displayed in Figure 2.20.



**Figure 2.20: Crucible furnaces**  
[237, HUT, 2003]

The crucible is tilted manually, with a crane, or automatically to pour the molten metal into the mould. For copper based materials, only graphite or carborundum (silicon carbide) crucibles are used, whereas aluminium can also be melted in cast iron crucibles.

Crucibles used for holding, transport and metal treatment in ferrous foundries are called ladles. [110, Vito, 2001], [126, Teknologisk, 2000], [225, TWG, 2003]

#### 2.4.8.2 Melting practice

The cold load is brought into the crucible, and heating is started at full power in order to melt the load. At 50 to 100 °C below the melting temperature, the power is switched off, and the load is heated further by the thermal inertia of the crucible. Afterwards, the temperature is levelled off using a control system. After deslagging, metal treatment can be performed. This involves oxygen removal, degassing, grain refining and the adjustment of volatile metals such as zinc and magnesium. The slag is then removed once more before casting takes place.

Besides regular renewal of the crucible, no maintenance is needed. The renewal time is primarily dependent on the alloy to be melted. Multiple alloy changes cause a more rapid crucible wear. SiC-crucibles, used for low melting alloys, have a useful life of 130 to 150 charges. For high melting alloys, the useful life is 50 to 80 charges.

Thermal efficiencies are 750 – 3000 kWh per tonne of aluminium, i.e. 15 - 30 % efficiency. [34, Binninger, 1994], [110, Vito, 2001], [126, Teknologisk, 2000]

#### 2.4.8.3 Advantages:

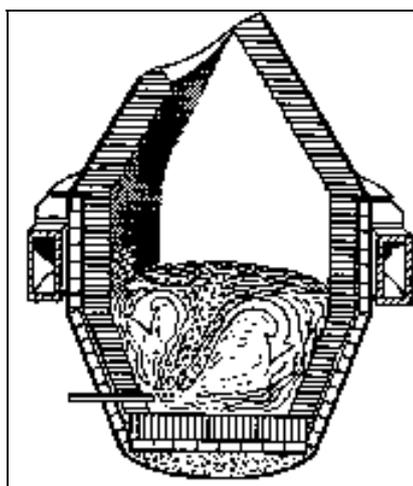
- simple technology
- low maintenance
- flexibility regarding change of alloy.

#### 2.4.8.4 Disadvantages:

- low efficiency and production capacity.
- [110, Vito, 2001]

### 2.4.9 Argon Oxygen Decarburisation (AOD) converter for steel refining

The AOD converter is a special vessel for refining steel. The molten metal is transferred directly from the melting furnace (generally electric arc or induction) into the converter. As shown in Figure 2.21, oxygen (for the removal of carbon, silicon) and argon gas (for the stirring action) can be injected into the converter by means of tuyères positioned in its lower part, to refine the metal. The converter is equipped with a tilting mechanism in order to allow filling and emptying. Steel with a precise chemistry can be produced using AOD, but at a high cost. This system is not widely used in steel foundries outside the US.



**Figure 2.21: AOD converter**  
[237, HUT, 2003]

The first phase of the refining process consists of a decarburisation, through the injection of oxygen into the converter. This is a refining operation that holds the carbon content of the charge material within a specific range, as required. Decarburisation is initiated by injecting oxygen into the metal bath. This creates a strong stirring action during which carbon in the melt is burned. At the same time the “boiling” burns out silicon, and flushes out hydrogen and nitrogen from the metal bath. All impurities (oxides) are trapped in the slag. During melting, lime may be added to bring the slag to the proper basicity. When the carbon reaches the required concentration, oxygen injection is stopped and silicon and manganese are added to halt the boiling reaction, especially in the production of stainless steels. A dilution of the oxygen with argon or nitrogen assists the oxidation of carbon in preference to metallic elements such as iron, chromium, etc., leading to very good metallic yields. Consequently Al or Si and limestone are added to the metal and argon is injected in order to remove sulphur. The continuous gas injection causes a violent stirring action and an intimate mixing of slag and metal which can lower sulphur values to below 0.005 %. The residual gas content of the treated metal (hydrogen and nitrogen) is very low. All impurities are trapped in the slag and removed with it. After temperature and alloy adjustment the metal is transferred to ladles for pouring.  
[174, Brown, 2000], [32, CAEF, 1997]

### 2.4.10 Vacuum Oxygen Decarburisation converter (VODC) for steel refining

The VODC (Vacuum Oxygen Decarburisation Converter) operates in such a way that molten steel is contained in the converter, which is attached to vacuum pumps, steam ejectors and an argon gas source. Two distinct processes are carried out in the vacuum treatment of stainless steel to obtain a higher quality level.

First, the steel is decarburised by introducing oxygen into the melt. At the same time, some argon is injected from the converter base. The converter uses vacuum pumps to lower the partial pressure of carbon monoxide, to such an extent that effective decarburisation can be carried out without oxidising too much of the chromium. This first process is similar to AOD decarburisation, but less argon is needed thanks to the lower total gas pressure and the process is much more efficient. The oxidised chromium is reduced back to liquid steel with aluminium.

The second process involves degassing. The converter is brought under deep vacuum (1 - 5 mbar) using a water ring pump and steam ejectors. Slight argon bubbling is continued in order to maintain an effective steel movement. At the very low pressure, gaseous impurities such as hydrogen and nitrogen are eliminated effectively. At the same time, the total oxygen content and the sulphur content are drastically decreased, which is beneficial for the mechanical properties of the end steel.

Low alloyed steels are normally only degassed.

The VODC process provides specific steel qualities, which cannot be obtained by other methods. The total oxygen content is also lower than what is typical for electric arc melted and AOD-treated steel, because a high level of oxide inclusions are removed from the melt during the VODC process, and most of the dissolved oxygen is further removed during the degassing phase.

[202, TWG, 2002]

#### 2.4.11 Metal treatment of steel

In order to guarantee a good casting quality, cast steel needs further treatment to remove impurities and the possible causes of defects, i.e.:

- *Deoxidation*: Oxygen dissolves in liquid steel, in the form of FeO. During solidification, the oxygen can then combine with C in the steel to form CO. This process can thus change the composition of the steel and generate porosity. Deoxidation is therefore always necessary. Deoxidation is performed with an element that preferentially binds the oxygen. Silicon, calcium silicide, titanium, zirconium and aluminium are possible deoxidants, with aluminium being the most powerful and the one that is most generally used. Aluminium is added in the form of a stick or wire (see Figure 2.22). The treatment is usually performed in the furnace and in the ladle. The produced aluminium oxide is insoluble in the melt and mixes with the slag.



Figure 2.22: Deoxidation, using an aluminium wire  
[237, HUT, 2003]

- *Sulphide formation*: As the tensile strength of steel increases, the harmful effect of sulphur increases. Sulphur is soluble in liquid steel, but on solidification it precipitates as MnS. Precipitates can take various forms and have different effects. The form of the sulphides is related to the residual aluminium content after deoxidation. The residual amount of Al should allow the formation of type III sulphides.

[110, Vito, 2001], [174, Brown, 2000]

### 2.4.12 Cast iron treatment

#### 2.4.12.1 Alloying

During melting, some elements in the melt oxidise and are lost to the slag. At the end of the melting period a correction of the composition needs to be performed, in order to guarantee the appropriate final quality. For unalloyed cast iron, this is needed for: C, Si, Mn, S and P. If special properties are desired, specific alloying elements can be added, ranging from aluminium to zirconium, in concentrations of less than 1 % to more than 30 %. In general these are added as ferrous alloy blocks or grains. The additions are made to the liquid iron, since this reduces the risk of oxidation losses.

The addition is performed in the furnace, in the molten metal flow during pouring, or by putting the additives in the transport ladle before pouring the molten metal into it.

[110, Vito, 2001]

#### 2.4.12.2 Homogenisation

The addition of alloying elements can introduce impurities such as oxides, sulphides or carbides into the iron. In order to reduce the negative effects from these compounds, the metal is overheated at 1480 °C to 1500 °C. Nevertheless overheating can affect graphite precipitation during solidification. Homogenisation has the following positive effects:

- reduction of oxides (FeO, SiO<sub>2</sub>, MnO) by C, generating CO-bubbles. On their way through the melt these bubbles remove H<sub>2</sub> and N<sub>2</sub> from the melt
- at high temperature and under intense bath movements, impurities coagulate and rise to the melt surface more quickly, where they are then taken up by the slag.

[110, Vito, 2001]

#### 2.4.12.3 Desulphurisation and recarburisation of cupola melted iron

Due to the intimate contact of the liquid metal with the coke, cupola melted iron shows a relatively high sulphur content. Sulphur pick-up in the cupola gives rise to a lower viscosity of the liquid metal, which is an advantage in some cases, e.g. for thin walled grey iron castings.

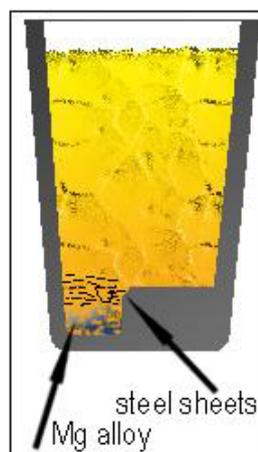
However, if the cast iron is to be treated with Mg (as described in the next section) to produce a nodular cast iron quality then the sulphur should be neutralised, to prevent excessive Mg consumption. This is performed by using one of a number of methods. In the porous plug method, nitrogen or argon gas is used to agitate the metal and CaC<sub>2</sub> powder is added to the metal. Upon contact with the liquid metal CaS is formed and removed as slag. The treated metal then flows to a holding ladle from which it is tapped for further treatment.

#### 2.4.12.4 Nodularisation treatment of the melt

Nodular cast iron is obtained by the addition of Mg, either pure or as a FeSiMg or NiMg alloy, to the molten metal. Prior to this, a desulphurisation treatment may be necessary to guarantee successful nodularisation. The presence of Mg in the melt provokes a solidification of the graphite phase in the shape of microscopic spheres. This gives rise to higher mechanical properties, such as strength and ductility.

There are several techniques that can be applied to introduce Mg into the liquid metal:

- *The pour over technique:* This is the simplest method, whereby the liquid metal is poured over the Mg alloy in the bottom of the ladle
- *The sandwich method:* Here Mg alloy is placed at the bottom of a specially designed ladle and covered with steel sheets or FeSi, as shown in Figure 2.23. The metal is poured into the ladle and after melting of the cover the Mg reaction takes place
- *The Tundish Cover:* This is an improved sandwich technique, whereby the ladle is covered by a lid after the Mg alloy has been placed at the bottom of the ladle. The metal is poured in the concave lid and flows through a hole in the ladle, where the reaction takes place
- *The plunging method:* Using a plunger bell, the Mg alloy is submerged in the liquid metal until the reaction is finished. During the treatment the ladle lid is closed, to prevent MgO fume emissions
- *The G Fischer converter:* This process uses a special ladle that is closed tightly with a lid after the metal is poured into the converter in the horizontal position. The converter is then tilted into a vertical position, allowing the Mg alloy to react with the metal. Once the reaction is finished the converter is turned back into the horizontal position and is tapped after opening the lid
- *The core wire injection:* Here very fine powdered Mg alloy is rolled in tin steel sheet, forming a filled wire. This wire is then injected, by a controlled mechanism, into a slender shaped ladle, where the Mg is released
- *The flow through treatment:* Here the metal is poured into a special designed reaction chamber in which the Mg alloy was put earlier
- *The ductilator:* In this method the metal is poured into a reaction chamber where the flow is forced to form a vortex. The Mg alloy is injected into the vortex with an inert carrier gas. The treatment can be performed on large quantities of metal or during mould filling
- *The inmold process:* In this process the Mg alloy, shaped as a tablet, is put directly into the mould cavity (gating system). The reaction takes place during mould filling, ensuring a high yield.



**Figure 2.23: The sandwich method for nodularisation**  
[237, HUT, 2003]

After treatment, the metal has to be poured into the mould within a specific time, as the Mg effect tends to fade quickly, necessitating a new treatment if a certain time limit (10 to 15 min) is exceeded.

### 2.4.12.5 Inoculation of the melt

The presence of coarse shaped graphite in a metal matrix leads to poor mechanical properties of the material. In order to get a fine crystalline metallurgical structure, inoculation of the melt is necessary prior to casting. This process introduces seeds for crystal growth into the metal melt. Usually FeSi alloys are used for this purpose. Ca, Al and rare earth materials are often included in the inoculant.

Again, several techniques can be used to inoculate the molten metal:

- *Injection during tapping*: Here the inoculant is injected directly into the metal flow during tapping
- *Injection during pouring*: Here the inoculant is injected directly into the metal flow during pouring of the mould (see Figure 2.24)
- *Filled wire injection in the melt* (see Section 2.4.12.4)
- *Inmold process* (see Section 2.4.12.4).



**Figure 2.24: Inoculation during pouring**  
[237, HUT, 2003]

### 2.4.13 Non-ferrous metal treatment

There are three main metal treatment (or refining) operations carried out in **aluminium** melting processes. These are as follows:

- *Degassing*: Molten aluminium dissolves hydrogen, which is then expelled upon cooling and can thus lead to porosity in the finished casting. Hydrogen therefore needs to be removed. This is done by bubbling an inert gas through the melt. Good degassing methods provide bubbles with high residence time and high surface area. The degassing of aluminium is mostly performed using an impeller station. This treatment uses a rapid-spinning mixer and nitrogen injection into the melt. Degassing is often combined with a cleaning of the melt. Cleaning is performed to remove alkali or alkaline earth metals, such as Ca. Cleaning can be done by Cl<sub>2</sub>-gas. The use of HCE for this purpose has been banned in the EU (*Dir. 97/16/EC*). A mixture of nitrogen with 3 % Cl<sub>2</sub> is generally used, for simultaneous degassing and cleaning. Alternative degassing methods use tablets, a lance with a porous head, or a porous stone in the holding furnace
- *Modification and grain refining*: For aluminium alloys this usually involves the addition of small amounts of metal to the melt. These additions control the grain size and modify the microstructure of the solidifying metal and thus enhance the casting mechanical properties. Sodium or strontium are used for the modification, while grain refinement is achieved with titanium, titanium boride, zircon or carbon. This treatment is mostly performed in combination with degassing in a dedicated metal treatment station
- *Fluxing*: This usually involves the addition of solid fluoride based fluxes to the melt, to remove solid contaminants.

[164, UK Environment Agency, 2002], [175, Brown, 1999], [178, Wenk, 1995]

There are four main metal treatment (or refining) operations carried out in **magnesium** melting processes. These are as follows:

- *Grain modification*: Grain modifiers for magnesium alloy processes are usually in the form of zirconium or formerly hexachloroethane. The use of HCE for this purpose has been banned in the EU (*Dir. 97/16/EC*)
- *Fluxing*: This usually involves the addition of alkali, earth alkali, chloride and fluoride proprietary fluxes to the melt to remove solid contaminants
- *Degassing*: For magnesium processes, nitrogen or argon gas sparging may take place for degassing and oxide removal. The degassing of magnesium alloys may also be effected by a mixture of argon and chlorine gases, when argon is used as a carrier gas
- *Oxidation control*: The presence of beryllium within the melt grain modifies and stops oxidation. Finished magnesium alloys may contain up to 15 ppm beryllium by weight. A master alloy of aluminium/beryllium, containing up to a nominal 5 % beryllium, may be added to the molten magnesium alloy to give it this beryllium loading. Oxidation control may also be achieved by blanketing the surface of the metal with a carrier gas, such as carbon dioxide or argon, containing up to 4 % sulphur hexafluoride. To date, the only flux-free alternative to SF<sub>6</sub> is SO<sub>2</sub>. SO<sub>2</sub> is significantly cheaper than SF<sub>6</sub> but its main drawback is its toxicity, and as a result operations need to be enclosed better. Up to the present, only 1/3 of the foundries in Europe have been using SO<sub>2</sub>. Occasionally oxidation control may be achieved by sprinkling sulphur powder on the surface of the melt. This issue is discussed in Section 4.2.7.1.

There are three main metal treatment (or refining) operations carried out in **copper** melting processes. Molten copper dissolves oxygen and hydrogen, which may recombine to form water vapour. This in turn will generate porosity in the casting. Degassing and deoxidation are thus applied to remove hydrogen and oxygen, respectively. The applicable metal treatment operations are as follows:

- *Deoxidation*: Deoxidation is performed by adding a reagent which binds the oxygen and forms a fluid slag. Care must be taken to prevent the deoxidation products from being entrained in the solidified casting and the residual deoxidant from adversely affecting the alloy properties. Phosphorus is the most commonly used deoxidation reagent. Alternatives are magnesium, manganese, calcium, silicon and boron
- *Degassing*: Hydrogen is removed from the melt by bubbling an inert gas through it. Both argon and nitrogen may be used. The technique is comparable to aluminium degassing
- *Fluxing*: Aluminium in alloys can oxidise and generate oxide skins. These can cause problems upon casting. In non-aluminium alloys, traces of aluminium can cause defects. Therefore they need to be removed, using fluxing agents. Fluxes are also used to cover the surface in order to prevent oxidation, zinc loss and hydrogen pick-up during melting. Specific fluxing agents exist for each type of treatment.

[165, UK Environment Agency, 2002], [182, Closset, 2002]

## 2.5 Mould and core production

Moulding consists of making a mould in which the molten metal will be poured. Some moulds may need to have special properties to produce high quality castings, which, for example:

- reproduce exactly and with a high dimensional precision the shape of the casting model
- give a smooth skin to the casting in order to avoid excessive fettling
- avoid any casting defects such as cracks, worming, pinholes, etc.

Just as the mould defines the outer shape of the casting, the core defines the inner one, or at least the parts not directly attainable by moulding.

Moulds may be classified in two large families:

- **lost moulds** (single use moulds): These are specially made for each casting and are destroyed after pouring. The moulds are generally made of sand, and are chemically-bonded, clay-bonded, or even unbonded. Investment casting can also be included in this family
- **permanent moulds** (multi use moulds): These are used for gravity and low-pressure casting, pressure die-casting, and centrifugal casting. Typically the moulds are metallic.

The cores used for ferrous castings are practically always made of sand. The choice of binder technology used depends on factors such as the size of the casting, the production rate, the metal poured, the shake-out properties, etc.

For sand moulding, the mould may be produced by manual or mechanical ramming actions, such as by jolt, squeeze, air impact, vibration, etc.. When the mould has sufficient strength it is released from the model, which can then be used to produce a new mould.

Generally, cores are produced by the same techniques as moulds, but small or medium sized cores are often blown or shot into wooden, plastic or metallic core-boxes.

For non-ferrous casting, about 30 % of copper alloys are cast in sand moulds. Only about 10 % of light non-ferrous metals are cast in single use moulds.

The production of patterns and dies is generally carried out by specialised external suppliers. These activities are found in the metal and plastics treatment sectors.  
[2, Hoffmeister, et al., 1997], [32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001]

### 2.5.1 Raw materials

#### 2.5.1.1 Refractory materials

Whatever binder applied, the physical and chemical properties of the refractory material used to make the moulds or cores affects their characteristics and their behaviour during pouring. This is not surprising as these materials make up 95 to 99 % of the products used.

The purchase price of each sand type has four main components – extraction, preparation, packaging and transportation. Transportation costs will vary for different regions. The main factor however in the price is the sand type. The average purchase price for the various types varies widely. From a 1995 UK questionnaire, the tonnage price of chromite and zircon sand were respectively a factor 9 and 14 times higher than that of silica sand. In Portugal the cost of sand varies according to the amount purchased, but sand is generally cheaper in Portugal than in Spain, France or Italy. Portuguese prices (year 2003) range between EUR 20 - 25 per tonne of dry sand AFS 55, plus transport. Prices in the Czech Republic (year 2003) for silica sand range between EUR 10 and 20 for silica sand, with the price depending on the volume, packaging and treatment of the sand. The price for chromite sand is EUR 250 – 300/t, and for zircon sand EUR 250 – 400/t.

[72, ETSU, 1995], [225, TWG, 2003]

The different types of refractory sands used for foundry purposes are described in the following sections.

### 2.5.1.1.1 Silica sand

This type of sand is the most commonly used, mostly because of its wide availability and its relatively low cost. Silica sand is composed of the mineral "quartz" ( $\text{SiO}_2$ ), which is more or less pure and clean, depending on its origin. Its dry piece specific weight fluctuates between 2.5 to 2.8  $\text{kg}/\text{dm}^3$ . The dry bulk density (or loose volume weight) of silica sand is 1.4 to 1.6  $\text{kg}/\text{dm}^3$ .

The thermal expansion of silica sand generates a mould movement upon pouring and cooling. Specific additives are therefore used, especially when producing cores, in order to prevent casting errors. These may be wood fluff, iron oxide or cured foundry sand. Sand containing feldspar has a lower thermal expansion than pure quartz sand and a lower sintering point, but it is widely used in order to minimise expansion defects in castings.

Silica sand is neutral and is compatible with all binders and normal cast alloys. The respirable particulate matter (RPM) fraction of quartz is classified by IARC as carcinogenic [233, IARC, 1997]. This is a health and safety issue. Studies are ongoing to determine whether or not an air pollution issue also exists. The amount of quartz in dust is defined by the content of quartz in the input materials.

In green sand moulding technology, control of the grain size distribution is very important. Figure 2.25 shows a typical grain size distribution for silica sand. The grain size distribution is used to calculate the AFS-number (AFS = American Foundry Society). This gives the overall fineness of the sand. The higher the AFS-number, the finer the sand. An alternative classification system is the middle grain number or MK.

A finer sand grade will have more grains per gram, and thus a higher surface area. This requires more binder addition for an equal mould strength. Operators therefore try to use the coarsest sand, but one that still gives a good surface finishing aspect. Standard AFS-numbers are 50 – 60. For very smooth surfaces a fine sand is needed, typically one with an AFS of 90 – 110 is used. Fine sands are also used in some instances to replace mould coatings. [110, Vito, 2001], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

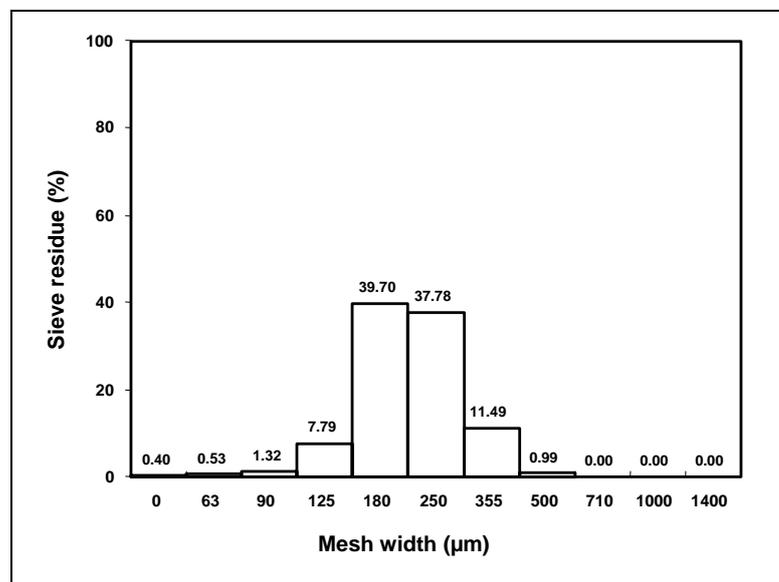


Figure 2.25: Typical grain size distribution for silica foundry sand [110, Vito, 2001]

### 2.5.1.1.2 Chromite sand

Chromite is a chrome ore, with the theoretical formula  $\text{FeO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3$ , which contains other components such as magnesium and aluminium oxides. For its use in foundries, its silica content must be lower than 2 % in order to prevent sintering at low temperatures. Its characteristics are as follows:

- density: 4.3 to 4.6, cf. 2.65 for silica sand
- theoretical melting point: 2180 °C, but the presence of impurities can lower this to 1800 °C
- thermal diffusivity: more than 25 % higher than that of silica sand
- thermal expansion: regular, without a transition point, and lower than that of silica sand
- pH: rather basic, from 7 to 10.

Chromite sand is more refractory than silica. It is more thermally stable and has a greater chilling power. Chromite sand provides a better surface finish on large castings. It is therefore used for the production of large castings and in areas of the mould where chilling is required.

[32, CAEF, 1997]

### 2.5.1.1.3 Zircon sand

Zircon is a zirconium silicate,  $\text{ZrSiO}_4$ . Zircon is the most widespread zirconium ore. Its characteristics are as follows.

- density: 4.4 to 4.7, cf. 2.65 for silica sand
- melting point: higher than 2000 °C
- thermal diffusivity: more than 30 % higher than that of silica sand
- thermal expansion: regular, without a transition point, and lower than that of silica sand.

The general characteristics of zircon sand are similar to that of chromite, but zircon sand produces a better finish as a finer grade is used. These physical and thermal properties account for its use for moulding or core-making in difficult cases, in spite of its very high price.

[32, CAEF, 1997], [72, ETSU, 1995]

### 2.5.1.1.4 Olivine sand

Olivine sands are a mineral group which includes forsterite, fayalite and others. The characteristics of olivine sands are as follows:

- melting point: forsterite: 1890 °C, fayalite: 1205 °C
- density: 3.2 to 3.6
- pH: around 9.

The basic pH makes this type of sand not suitable for use with acid catalysed binder systems.

Olivine sand is produced by crushing natural rocks, which explains its diverse characteristics. It is usually used for moulding and core-making in manganese steel casting. The presence of manganese prohibits the presence of silica as these two components react to give a very fusible compound. The reported purchase price in Spain is EUR 130/tonne (2002).

[32, CAEF, 1997], [210, Martínez de Morentin Ronda, 2002]

## 2.5.1.2 Binders and other chemicals

### 2.5.1.2.1 Bentonite

Bentonite is a smectite clay, which has a lamellar structure. By adding water, the clay structure swells due to the adsorption of water molecules. The clay then becomes workable and can be spread to coat the sand grains during mixing.

Natural calcium bentonites do not swell or gel when mixed with water. They are rarely used at present, being used only for very special castings. Alternatively, these materials may be "activated" by treatment with soda ash to give "soda activated bentonites". These are used extensively in ferrous foundries throughout Europe; their properties approach those of natural sodium bentonites.

Natural sodium bentonites greatly swell when mixed with water. The main features in green sand are their high dry strength, good tolerance to water content variation, high resistance to burn-out and their improved high temperature durability. As they are imported from the US, where they are in common use, their price generally limits their use to high value steel casting or in blends with activated calcium bentonites.

Pouring molten metal into a green sand mould subjects the moulding-sand to considerable heat. This heat removes moisture from the sand and destroys the clay-bonded structure (and additives). If during pouring and cooling bentonite stays below the deactivation temperature, the lamellar structure is maintained as well its ability to swell and develop cohesion. The deactivation temperature varies with the bentonite type.

Prices for bentonite range between EUR 70 – 250/t, depending on the packaging and product type (Czech Republic, 2003).

[32, CAEF, 1997], [73, ETSU, 1995], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

### 2.5.1.2.2 Resins

Over the past few decades a range of chemical binders have been developed. These are single- or multi-component systems which are mixed with the foundry sand until all the grains are coated with a thin film. After mixing, a hardening reaction starts, binding the sand grains together and developing mould strength. Resins can be classified according to the hardening method:

- cold-setting resins
- gas-hardened resins
- hot-curing resins.

The various resin types will be discussed under Section 2.5.6. In Table 2.7 a survey of the applicability of the various resins is given.

Hardening	Resin type ("commercial name")	Mould production	Core production	Curing temperature	Hardening time (*)	Metal types	Size of series
Cold-setting	Furan	Medium to large	Some	10 – 30 °C	10 – 120 min	Ferrous + non-ferrous	Small to large
	Phenolic	Large	No	10 – 30 °C	10 – 180 min	Ferrous	Small to large
	Polyurethane ("Pepset/Pentex")	Small to medium	Some	10 – 30 °C	5 – 60 min	Ferrous + non-ferrous	Small to large
	Resol - ester ("Alfaset")	Small to Large	Some	10 – 30 °C	5 – 400 min	Ferrous + non-ferrous	Small to large
	Alkyd oil	Large	Some	10 – 30 °C	50 min	steel	Small
	Silicate - Water glass	Medium to large	No	10 – 30 °C	1 – 60 min	Ferrous + non-ferrous	Small to medium
Gas-hardening	Phenolic/Furan <sup>1</sup> ("Hardox")	Small	Yes	10 – 30 °C	<60 s	Ferrous + non-ferrous	All
	Polyurethane ("Cold-box")	Small	Yes	10 – 30 °C	<60 s	Ferrous + non-ferrous	All
	Resol ("Betaset")	Small	Yes	10 – 30 °C	<60 s	Ferrous + non-ferrous	All
	Acryl/Epoxy ("Isoaset")	No	Yes	10 – 30 °C	<60 s	Ferrous + non-ferrous	All
	Silicate	Small	Yes	10 – 30 °C	<60 s	Ferrous + non-ferrous	All
Thermosetting	Oil	Small	Yes	180 – 240 °C	10 – 60 min	Ferrous	Small
	"Warm-box"	Seldom	Yes	150 – 220 °C	20 – 60 s	Ferrous	Medium to large
	"Hot-box"	Seldom	Yes	220 – 250 °C	20 – 60 s	Ferrous + non-ferrous	Medium to large
	"Croning"	Yes	Yes	250 – 270 °C	120 – 180 s	Ferrous + non-ferrous	Large

(\*) i.e. the release time - the time in which the mould/core has gained sufficient strength to be released from the pattern  
<sup>1</sup> Not applied for capacities <20 tonnes/day

**Table 2.7: Survey of various resin types and their applicability**  
 [110, Vito, 2001]

### 2.5.1.2.3 Coal dust

Coal dust is usually added to green sand for cast iron moulding. It is used to a limited extent in some non-ferrous foundries. Coal dust may be mixed with small amounts of resins and oil products. During casting, the thermal degradation produces 'lustrous carbon', which improves the casting surface finish and shake-out properties. Coal dust is added for three reasons:

- to create an inert atmosphere in the mould cavity during pouring, through the combustion of organic compounds, which in turn slows down the oxidation of metal (slag formation)
- to reduce the penetration of metal in-between the quartz grains, through deposition of a graphite film, which also creates a flat casting surface
- to reduce the amount of sand remaining on the casting surface upon shake-out.

In addition to the black and sticky dust caused by handling, coal dust may contain or generate polycyclic aromatic hydrocarbons (PAH) during pouring.

For steel castings, coal dust is not used because of carbon pick-up. In this case, it is usually replaced by cereal binders such as starch or dextrin.

Various types of coal dust replacements exist. These consist of blends of high volatile, high lustrous carbon materials blended with clays. They are generally more environmentally acceptable than coal dust, i.e. producing less fume during casting, although some coal dust replacements will generate more PAH in the sand.

[174, Brown, 2000], [225, TWG, 2003]

#### **2.5.1.2.4 Cereal binders**

Cereal binders are used mainly in steel foundries to increase the strength and toughness of the green sand. There are two main types of cereal binder: starch and dextrin. Starch is the basic material and is produced from a number of plant materials, with maize starch being the most commonly used for foundry purposes. Dextrin is a repolymerised form of starch, produced through a subsequent acid and thermal treatment of starch.

Starches can help to reduce expansion defects, since as they burn out, they allow the sand grains to deform without deforming the mould. Cereals increase the green strength, dry strength and toughness but can reduce the flowability. Dextrines improve the flowability and moisture retention, preventing moulds from drying out and edges becoming friable.

Cereal additions do not improve the erosion resistance of the sand nor its resistance to metal penetration.

[174, Brown, 2000], [175, Brown, 1999]

#### **2.5.1.2.5 Iron oxide**

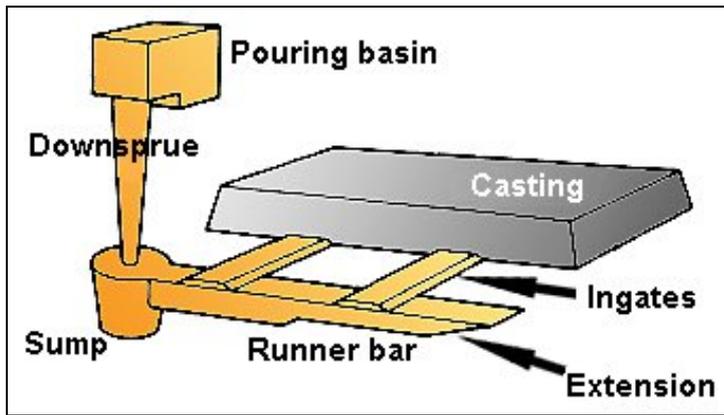
Iron oxide reacts with quartz at high temperature and forms a low melting compound, fayalite. This glassy plastic product sinters the grains together. It is mainly used in the production of core sand, in order to reduce the formation of veins.

[110, Vito, 2001]

### **2.5.1.3 Running, gating, feeding and filtration**

The different parts of the running and gating system are shown in Figure 2.26. The system carries out the following functions:

- controls the flow of the metal into the mould cavity at the rate needed to avoid cold metal defects in the casting
- avoids turbulence of metal entering the mould
- prevents slag and dross present in the melt from entering into the mould
- avoids high velocity impingement of the metal stream onto cores or mould surfaces
- encourages thermal gradients within the casting, which help to produce sound castings
- enables the casting to be separated from the running/gating system easily.

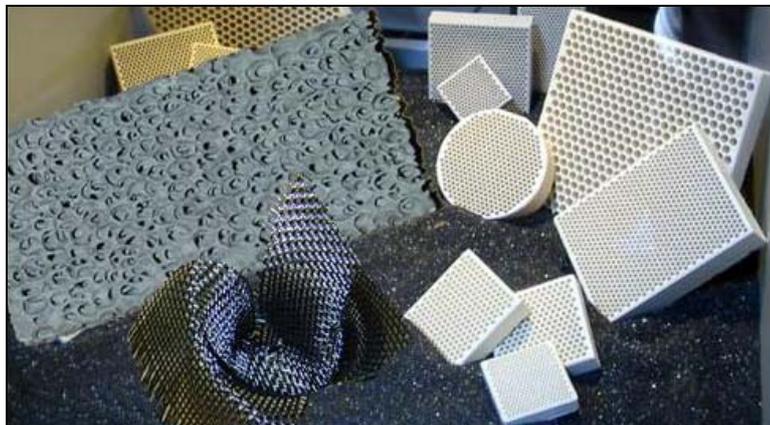


**Figure 2.26: Components of the running and gating system**  
[237, HUT, 2003]

The design of the running system needs to take account of the varying slag and dross forming properties of the metal to be poured, e.g.:

- in lamellar iron, some furnace slag may be present but the melt is not subject to inclusions due to oxidation
- nodular iron contains magnesium silicate and sulphide dross, arising from the nodularisation treatment
- steel is susceptible to oxidation and slag formation
- aluminium alloys (and aluminium bronzes) are all subject to dross formation, whereby a film of oxide forms immediately on any metal surface exposed to air.

Inclusions in steel can arise from slag entrapment, the erosion of furnace or ladle linings or refractories, or from deoxidation. Filtration is now widely used to reduce the presence of inclusions. The introduction of ceramic filters has even enabled simplifications to be made in the design of running and gating systems. Various types of filters are shown in Figure 2.27.



**Figure 2.27: Various types of filters**  
[237, HUT, 2003]

## 2.5.2 Sand preparation (transport, sieving, cooling, mixing)

### 2.5.2.1 Sand conditioning for green sand moulding

One of the major advantages in using green sand moulding is that the sand from the moulds can be reconditioned for multiple re-use. The layout of a typical green sand plant is depicted in Figure 2.28, and some examples of sand mixers are shown in Figure 2.29.

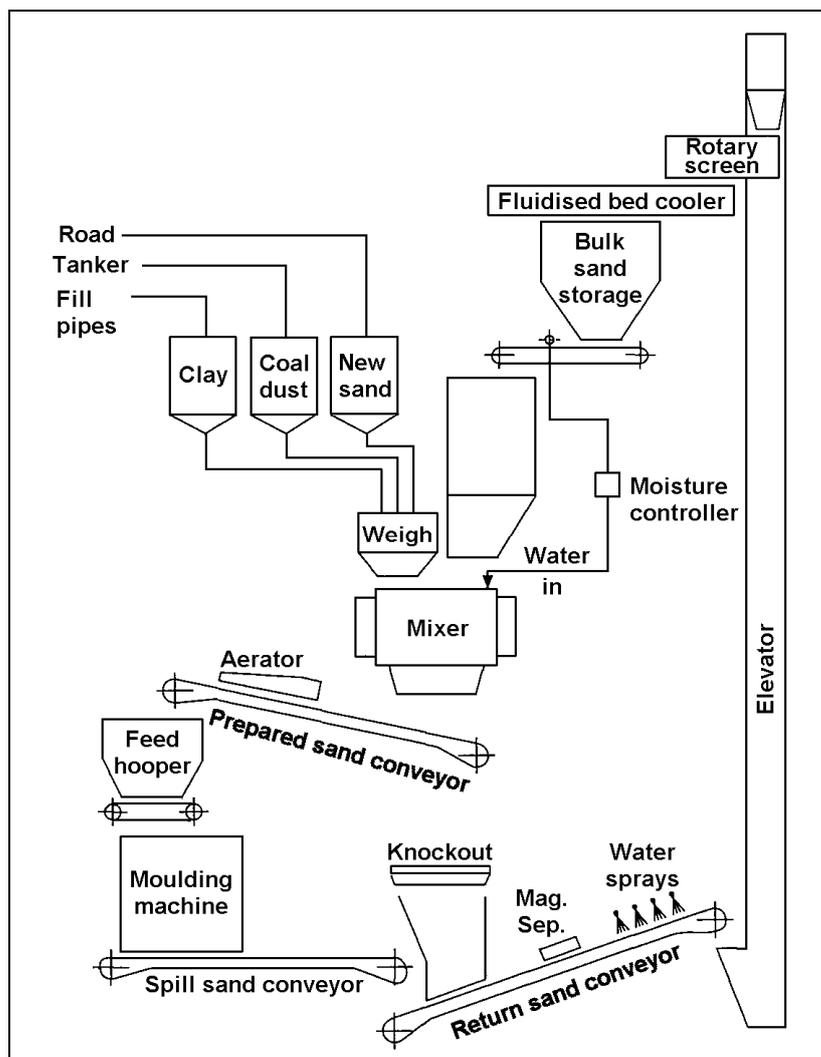


Figure 2.28: Flow diagram for a typical green sand plant  
[174, Brown, 2000]



Figure 2.29: Various types of sand mixers  
[237, HUT, 2003]

As the sand usually contains metallic elements such as flashes, pouring drops, pieces of sprue or even small parts of casting, all these have to be removed, at first by means of magnetic iron separators. If separation of the magnetic iron castings is not achieved or not possible, separation may be carried out by Eddy current separators. The residual sand lumps are then broken up. It is important not to crush the sand, in order to prevent the demixing of the sand and bentonite.

Usually, the sand has to be cooled in order to keep the moisture level of the prepared sand as constant as possible and to avoid any loss by evaporation. Cooling is often performed in a fluidised bed, which also allows the sand to be dedusted by removing excessive amounts of fines.

The sand is then screened to remove the remaining lumps and stored before mixing with the required amounts of additives, say clay, water, etc. to prepare the green sand for re-use. [32, CAEF, 1997], [174, Brown, 2000]

### 2.5.3 Moulding with natural sand

Some foundries use naturally bonded sand. This is sand which contains a natural percentage of clay. Only water needs to be added in order to activate the binding capacity. If needed, some additives may be mixed as well. The approximate composition of natural sand is given in Table 2.8.

Compounds	Approximate %
Quartz sand	80
Clay	15
Water	5

**Table 2.8: Composition of natural sand**  
[126, Teknologisk, 2000]

Natural sand, which is found ready-mixed in nature, does not have the same high demands for mixing equipment as synthetic sand. It is mainly used in small-sized non-ferrous (e.g. copper) foundries and is not used in foundries casting iron and steel.

### 2.5.4 Moulding with clay-bonded sand (green sand moulding)

Green sand moulding is the most common moulding process. Green sand is generally not used to make cores. Cores are formed using a chemical binding system. Green sand is the only process that uses a moist sand mix. The mixture is made up of about 85 to 95 % silica (or olivine or zircon) sand; 5 to 10 % bentonite clay; 3 to 9 % carbonaceous materials such as powdered (sea) coal, petroleum products, corn starch or wood flour; and 2 to 5 per cent water. The clay and water act as the binder, holding the sand grains together. The carbonaceous materials burn off when the molten metal is poured into the mould, creating a reducing atmosphere which prevents the metal from oxidising as it solidifies. Table 2.9 gives a survey of the additives used for various types of metal castings.

<b>Metal</b>	<b>Additives for green sand preparation</b>
Nodular cast iron casting	Bentonite
Lamellar iron casting	Cereal binder*
Malleable iron casting	Coal dust
Steel casting	Bentonite Cereal binder*
Light metal and aluminium casting	Bentonite Cereal binder*
Magnesium-alloyed-aluminium casting	Bentonite Boric acid
Magnesium casting	Bentonite Powdered sulphur Boric acid
Heavy metal casting (copper alloys)	Bentonite Cereal binder* coal dust
* Optional additive	

**Table 2.9: Composition of additive mix for green sand preparation (excl. water)**  
[36, Winterhalter, et al., 1992]

Green sand, as demonstrated by its widespread use, has a number of advantages over other casting methods. The process can be used for both ferrous and non-ferrous metal casting and it can handle a more diverse range of products than any other casting method. For example, green sand is used to produce the total range of castings, from small precision castings up to large castings of up to a tonne. If uniform sand compaction and accurate control of sand properties are maintained, very close tolerances can be obtained. The process also has the advantage of requiring only a relatively short time to produce a mould compared to many other processes. In addition, the relative simplicity of the process makes it ideally suited to a mechanised process.

Although manual moulding is still in use, machine moulding is currently the most widespread. Two sequential operations must be performed by a moulding machine: the first is ramming the sand, followed by separating the pattern from the compacted sand. The most commonly used processes proceed from the working principles described hereafter.

Squeeze moulding machines use pressure to pack the sand, which is applied through a squeeze head or by a multiple-piston squeeze head. Moulding by squeezing alone becomes less effective as the depth of the half mould increases. In these cases, jolting the work table greatly increases the compaction of the sand.

In impact moulding, sand is fed under gravity into the flask and compacted by the instantaneous release of compressed air through a rapid acting valve. This process gives a high and uniform densification, particularly in the sand surrounding the pattern.

Flaskless moulding, with both vertical and horizontal parting, achieves impressive production efficiencies. High mould accuracies can be achieved, but this process requires an effective set-up and high quality patterns to achieve the desired objective.

[32, CAEF, 1997], [42, US EPA, 1998]

### 2.5.5 Moulding with unbonded sand (V-process)

This process uses dry sand, rammed by vibration without any binder addition, with the sand held between two polyethylene sheets by partial vacuum.

The production of a half mould is illustrated in Figure 2.30. The successive steps of the process are as follows:

- the pattern is fixed to an airtight chamber which is connected to a vacuum pump. The pattern is vented by small diameter holes connecting through the airtight chamber
- a thin film of polyethylene vinyl acetate (PEVA), 75 to 100 microns thick, is heated up to 85 °C
- this film, which is expanded under heat, is applied on the pattern and fixed by vacuum applied through the airtight chamber
- a moulding box, in which a vacuum can be created, is placed on the pattern, and filled with dry sand
- this sand is compacted by vibration, made even, and then a second film of PEVA is applied to the sand
- air is extracted from the moulding box and at the same time, the vacuum is released in the airtight chamber; the vacuum stiffens the sand and the half mould can then be stripped off
- the second half mould is made in the same way and both are assembled and closed, with the vacuum still being applied
- the metal can now be poured, the two moulding boxes remaining under vacuum until the casting is cool enough to be shaken out
- shake-out occurs simply by shutting off the vacuum: the sand flows out from the box through the grid and may be recycled after dedusting and separation of the unburned plastic sheets.

[174, Brown, 2000]

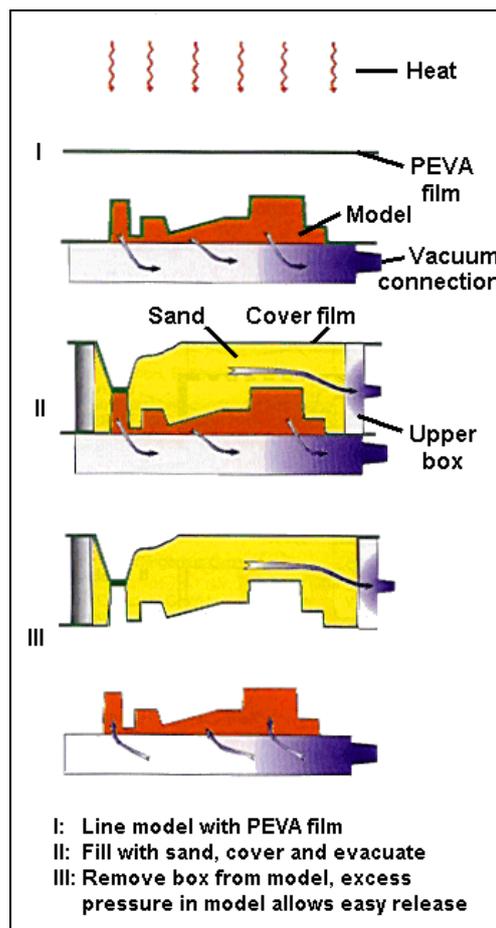


Figure 2.30: Vacuum moulding  
[179, Hoppenstedt, 2002]

## 2.5.6 Moulding and core-making with chemically-bonded sand

For core-making, chemical binding systems are primarily used. Cores require different physical characteristics than moulds; therefore, the binding systems used to make cores may be different from those used for moulds. Cores must be able to withstand the strong forces which can occur when molten metal fills the mould, and often must be later removed from small passages in the solidified casting. This means that the binding system used must produce strong, hard cores that will collapse to allow removal after the casting has hardened. Therefore, cores are typically formed from silica sand (and occasionally olivine, zircon or chromite sand), and strong chemical binders. The sand and binder mix is placed in a core-box where it hardens into the desired shape and is removed. Hardening, or curing, is accomplished with a chemical or catalytic reaction or by heat.

Table 2.10 gives the relative share of the various core-making processes in German automobile foundries in 1991. This shows that the amine cold-box and hot-box systems dominate the market. Over 90 % of the automobile foundries use the amine cold-box system. The other processes (crowning, CO<sub>2</sub>-silicate) are mainly used for supplementary use, i.e. making cores with specific requirements (size, thickness,...).  
[42, US EPA, 1998], [174, Brown, 2000]

System	Number
Amine cold-box	44
Hot-box	10
Shell/crowning	9
CO <sub>2</sub> – silicate	3

**Table 2.10: Core-making processes used in 48 automobile foundries in Germany, 1991**  
[174, Brown, 2000]

### 2.5.6.1 Cold-setting processes

The curing of cold-setting sands is effective at ambient temperature. The process begins when the last component of the formulation has been introduced into the mix. It then continues for a few minutes to several hours, depending on the process, the amount of binder and the hardening agent strength.

These processes are more often used to make moulds than cores, especially for medium or large sized castings.

#### 2.5.6.1.1 Phenolic, acid catalysed

This process has been in use since 1958. As the components are relatively cheap, it is mainly used for the production of large parts. It is applicable for all alloy types. The hardening of these resins is more difficult and less regular compared to the furan resins.

The resins are either phenol-formaldehyde (PF), or urea-formaldehyde/phenol-formaldehyde copolymers (UF/PF), both being "resols", with a formaldehyde/phenol ratio higher than one. The catalysts are strong sulphonic acids, such as paratoluene, xylene or benzene-sulphonic, with sometimes an addition of sulphuric acid, usually used in a diluted form.

#### 2.5.6.1.2 Furan, acid catalysed

These binders, firstly introduced in foundries in 1958, are commonly used for the moulding and core-making of medium and large sized parts, for small and medium batch production and for all alloy types. Only certain types are used for steel casting, as cracks, fins or pinholes may

occur. The process allows good flexibility in application and properties. Furfuryl alcohol (FA) has the disadvantage of being a (strategic) basic product, which leaves it subject to market price variations. Furan binders are comparable to phenolic binders in that their setting mechanism and the acid catalysts used are the same for both processes. Some examples of furan cores are shown in Figure 2.31.



**Figure 2.31: Furan cores**  
[237, HUT, 2003]

The addition of an acid catalyst to a furan resin causes an exothermic polycondensation, which hardens the binder. Furan resins are available with different formulations, all of which are based on furfuryl alcohol:

- |   |              |
|---|--------------|
| - furan resin                                     | FA           |
| - urea - formaldehyde - furfuryl alcohol          | UF - FA      |
| - phenol - formaldehyde - furfuryl alcohol        | PF - FA      |
| - urea - formaldehyde - phenol - furfuryl alcohol | UF - PF - FA |
| - resorcinol - furfuryl alcohol                   | R - FA.      |

A silane is nearly always added to enhance the resin-sand bond. The catalysts are strong sulphonic acids, such as paratoluene, xylene or benzene-sulphonic, sometimes with an addition of sulphuric or phosphoric acid, usually used in a diluted form.

[110, Vito, 2001]

### 2.5.6.1.3 Polyurethane (phenolic isocyanate)

This process is used to a minor extent for moulding and core-making, with restrictions for steel casting, as cracks or pinholes may occur. These can be prevented however, by the addition of iron oxide and by drying the moulds and cores. In some countries (e.g. Sweden) this type of binder has not been used for 25 years, mainly because of its effect on the working environment.

This process is based on a polyaddition reaction between a phenolic resin and an isocyanate (mostly MDI), catalysed by a pyridine derivative; with the result being a polyurethane structure. All the components are in solution in aromatic and/or polar solvent (i.e. aliphatic solvent) with a high boiling point. Contamination by water must be strictly avoided since water reacts strongly with the isocyanate.

#### **2.5.6.1.4 Resol – ester (alkaline phenolic ester hardened)**

This process is used for small or medium batch production. It may be used for all alloy types but is of special interest for lighter alloys, because of the ease of shake-out. The absence of nitrogen in the compounding reagents is a benefit for steel casting.

The resin is an alkaline phenolic resol solution, which reacts with a liquid ester. The resin and the ester produce an unstable complex, causing gelification. The complex disintegrates and causes cross-polymerisation of the resin, producing a salt and an alcohol.

In this process, the curing speed is not adjusted by the addition rate of the hardener, but by using different grades. The hardening time may vary from a few minutes to more than one hour. Mechanical properties immediately after hardening are rather poor, but improve upon storage.

#### **2.5.6.1.5 Alkyd oil, unbaked**

This process is mostly used for single castings or for small batch production in steel foundries. It provides the benefit of a good surface finish and good stripping properties. However, it is expensive.

An oil modified polyester resin is mixed with isocyanate, producing a polyurethane resin, which hardens slowly. The curing of the mould is accelerated by a catalyst and completed by heating to 150 °C.

#### **2.5.6.1.6 Ester silicate**

This process is used mostly in steel foundries, for medium and large sized castings in medium and small series. It is similar to the unbaked alkyd oil process. However, it has poor shake-out properties and lower mechanical resistance than organic resin-bonded systems.

The hardening of a silicate - ester sand proceeds through an intermediate step, which consists of the hydrolysis of the ester by the alkaline silicate solution. This hydrolysis produces glycerol and acetic acid, which precipitates a silicate gel to form the initial bond. Further strength develops as the residual silicate dries.

#### **2.5.6.1.7 Cement**

This process is only used for very large sized castings. Its application is relevant for public works applications. It does not generate any emission problems during moulding or core-making.

#### **2.5.6.2 Gas-hardened processes**

In these processes, curing takes place by injecting a catalyst or a hardener in a gaseous form. The curing speed can be very high, which allows high production rates to be achieved. They are suitable for moulds and cores of limited size, in medium batch or mass production. Their use has been constantly expanding over the last few years.

The chemistry behind many of these gas-hardened processes is similar to the cold-setting processes. Because of the gaseous form of the catalysts, it is sometimes necessary to collect and treat their emissions.

### 2.5.6.2.1 Cold-box (amine hardened phenolic urethane)

This process is commonly used to make cores of up to 100 kg and more, and small moulds. It provides a very smooth surface finish, and the dimensional accuracy is very high. The core removal properties are excellent and the sand can easily be reclaimed. This process is the most commonly used in core-making. An example cold-box core is shown in Figure 2.32.



**Figure 2.32: Cold-box core**  
[237, HUT, 2003]

The chemistry of this polyurethane based process is very similar to the polyurethane cold-setting one, e.g.: it involves a phenolic resin and an isocyanate (MDI). Only the catalyst is different; here a tertiary amine is used, such as triethylamine (TEA), dimethylethylamine (DMEA), dimethylisopropylamine (DMIA) or dimethylpropylamine (DMPA). The amine is applied as a vapour, using compressed air, nitrogen or CO<sub>2</sub> as a carrier gas. Both resin and isocyanate are in solution in aromatic and/or polar solvents that have high boiling points. Contamination by water must be strictly avoided as it reacts strongly with isocyanate and weakens the binder.

The amine is delivered either by a generator, in which a supporting gas, preferably inert, is saturated with amine vapours, or by an injector, which measures out just the right amount of amine required for the operation, this latter being carried to the sand by compressed air or gaseous nitrogen. The addition rate for the binder varies from 1.0 to 2.0 % based on the sand weight, with resin and isocyanate in a 50:50 ratio.

The amine is just a catalyst and is not consumed in the reaction. After curing, it remains in the sand of the mould or core and has to be purged. The purging period currently lasts 10 to 15 times longer than the injection of the amine. The amount of amine required for curing is about 0.05 % based on the sand weight, but typically 0.10 to 0.15 % is used.

In a variant of the process called the 'Cold-box Plus' process the corebox is heated to 40 – 80 °C using circulating hot water. This yields cores with even better mechanical properties, but results in higher interval times.  
[110, Vito, 2001]

### 2.5.6.2.2 Resol – ester (alkaline phenolics methyl formate hardened)

This process is relatively new. Its advantages and disadvantages are similar to those of the cold-setting process from which it is derived. As its price is relatively high, the process is mostly used for core-making. Even though difficulties in recycling used sand have been reported, this process is widely used, mainly because of its shake-out properties; the ability to prevent cracking, veining and pinholes; and because of its low odour emissions. The process can be

used for all types of series and alloys but is mainly used for light and super light alloys (easy shake-out) and steel (low crack risk).

The resin is an alkaline phenolic resol, which reacts with methyl formate to produce methanol and an alkaline formate. The phenolic resin is precipitated as a gel that binds all compounds together. Further cross-linking leads to even higher strength on storage.

Methyl formate is liquid at ambient temperature, the boiling point being 32 °C, but it is gasified by air typically heated up to 80 °C; which also acts as the carrier in the process. The gassing period is always followed by an air purge, the purpose of which is to evenly distribute the methyl formate throughout the mass of sand.

#### **2.5.6.2.3 SO<sub>2</sub> hardened furan resins**

This process is no longer in widespread use, although it is suitable for a large range of applications in the manufacturing of small to medium sized moulds and cores in any alloy. The sulphur catalyst may cause some metallurgical problems on the surface of ductile iron castings. The major advantages it provides are long lifetime of the prepared sand, good mechanical properties and shake-out performance, and the prevention of cracks. Nevertheless its effective implementation is limited due to the adhesive character of the resin and due to concerns in using sulphur dioxide as a hardener.

This process uses furan resins, which contain about 80 % furfuryl alcohol. Both resins polymerise under acid conditions. These resins need to be mixed with the sand and with oxidising agents, such as organic peroxides or hydrogen peroxide. The reaction between these peroxides and the injected sulphur dioxide then generates sulphuric acid, which causes a rapid polymerisation. The gassing period is always followed by a purging period, the purpose of which is to remove the excess unreacted sulphur dioxide from the mass of sand.  
[32, CAEF, 1997], [174, Brown, 2000]

#### **2.5.6.2.4 SO<sub>2</sub> hardened epoxy/acrylic (free radical curing)**

This process offers many advantages: good compaction ability; long bench lifetime of the prepared sand (the mixers or shooting heads do not need to be cleaned); good mechanical properties; no nitrogen, phenol or formaldehyde; good shake-out performance; and no crack formation. However, the higher cost of binder constituents is one major disadvantage though.

This process is characterised not by the type of resin, but by the principle of its cross-linking, which occurs through free radicals. The resin must contain carbon double bonds: polyester - acrylic, polyester - urethane or polyester - epoxy resins may be used. These resins generally have a low molecular weight and are diluted with organic solvents at nearly 50 % by weight, though solvent free types are also available. They are mixed with an organic peroxide, which acts as a reaction initiator. For curing, sulphur dioxide is carried by an inert gas, such as carbon dioxide or nitrogen, through the sand.

The gassing period is always followed by purging with the same inert gas that was used for curing, the purpose of which is to remove the unreacted excess sulphuric dioxide from the sand mass.

#### **2.5.6.2.5 CO<sub>2</sub> hardened sodium silicate (water glass)**

This process presents real advantages: it is cheap, easy to handle and environmentally clean. Also for workers health and for reliability of operation, this technique has advantages over organic binders. Its use however, has declined in popularity due to technical reasons, such as poor compaction ability and problems with collapsibility, poor mechanical strength, sensitivity

to crumbling, moisture pick-up and poor reclaimability. Furthermore, the use of water glass can lead to increased cleaning costs. The cores reach their full strength only after a drying period. This reduces their applicability in automated processes. The technique therefore finds its main application in small scale foundries.

The silicate generally used is sodium silicate, defined by its concentration (dry solid content) and modulus (silica soda ratio  $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$ ). This modulus ranges from 2.0 to 2.8, the most common being 2.0 to 2.3. This silicate is mixed with the sand at a concentration of between 2 to 4 %. Shake-out and de-coring additives are commonly used and are usually pre-mixed with the silicate.

Curing occurs by gassing with carbon dioxide, due to its slightly acidic character. The  $\text{CO}_2$ -ratio should not exceed 1 to 2 % of the mass of sand, with a gassing time in the range of 10 to 60 seconds. The cured moulds and cores do not require purging.

[126, Teknologisk, 2000], [152, Notzon and Heil, 1998]

### **2.5.6.2.6 CO<sub>2</sub> hardened alkaline phenolic**

This process was introduced for the first time in 1989 and has been undergoing improvements ever since. It is now commercially available and is in use in a few locations, but its use is not yet widespread.

The resin is an alkaline phenolic one, containing a linking substance stabilised at a high pH, approximately 14. Curing occurs by gassing with carbon dioxide, which dissolves in the water solvent of the resin, so lowering its pH and activating the linking substance.

### **2.5.6.3 Hot curing processes**

In these processes, curing takes place by heating the sand-resin mix or, more often, by allowing it to come into contact with the heated pattern equipment. They all provide a high dimensional accuracy, which can only be achieved by means of using high quality (metal) patterns, which can be very expensive. For this reason, hot curing processes are used for the production of cores of limited size, mostly in mass production processes. Their use, very widespread for years, is now on the decline, as they are being replaced by gas cured processes.

Hot curing processes are characterised by major emission problems: when heated, the resins and catalysts emit noxious chemicals including ammonia and formaldehyde that can be the source of odour nuisance. A number of abatement techniques have been tried to solve these problems, such as scrubbing, combustion or biological abatement, but none of these has proven to be effective.

#### **2.5.6.3.1 Hot-box, phenolic and/or furan based**

This process can produce cores of a high dimensional accuracy and good mechanical strength, but to achieve these, the operators need a very good knowledge and control of the production process. The limits of the process are set by its cost, principally for the resin, energy and pattern equipment, and by the poor internal working conditions caused. It is currently used in the manufacturing of small or medium sized cores in mass production.

A resin binder and a heat activated catalyst are pre-mixed with sand and the mixture is blown into a heated corebox or pattern, where it is cured for approximately 5 to 60 seconds.

A wide range of resins may be employed, such as:

- |  |               |
|--|---------------|
| - urea - formaldehyde  | UF            |
| - urea - formaldehyde - furfuryl alcohol                         | UF - FA       |
| - phenol - formaldehyde  | PF            |
| - phenol - formaldehyde - furfuryl alcohol                       | PF - FA       |
| - urea - formaldehyde - phenol - formaldehyde                    | UF - PF       |
| - urea - formaldehyde - phenol - formaldehyde - furfuryl alcohol | UF - PF - FA. |

The catalysts are ammonium salts of mineral acids, sometimes with urea additions to reduce free formaldehyde. Additionally, other additives are used, such as silanes, iron oxides, preservatives and silicon oil.

The addition ratio for the resin varies from 1.2 to 3.0 % based on sand weight, with an average of about 1.8 %. The addition ratio for the catalyst varies from 10 to 25 % based on resin weight, with most formulations being optimised at 20 %. The temperature mostly used for the pattern ranges from 230 °C to 290 °C, with the optimum range being 220 °C to 250 °C. If excessive heat is used in an attempt to accelerate the curing time, the core surface can be burnt, producing brittleness during pouring.

#### 2.5.6.3.2 Warm-box

This process is very similar to the hot-box process and uses the same production techniques. Only the type of resin differs, allowing curing at a lower temperature. However, this kind of resin is significantly more expensive than those in use in the hot-box process. Therefore the warm-box process, in spite of some real advantages, is not generally find widespread use.

The binder is furfuryl alcohol-based, with a typical composition containing around 70 % furfuryl alcohol or a low polymer of furfuryl alcohol. The catalysts are copper salts derived from aromatic sulphonic acids, in water or an alcohol solution. The distinctive feature of these catalysts is their excellent stability at ambient temperature and their relatively low dissociation temperature, which is 150 - 170 °C. Accordingly, the tool temperature can be held at around 180 °C, which leads to major energy savings of about 15 to 25 % compared to the hot-box.

#### 2.5.6.3.3 Shell (Croning)

This process is the only one among all moulding and core-making processes that can use pre-coated sand, directly available from suppliers and ready for use, although pre-coating of the sand may also be performed at the foundry.

The sand is cured by heating it in a metallic pattern, producing a hardened surface layer. The unheated or uncured sand may be discarded by turning the pattern upside down and then re-used. The cured sand forms a "shell", which has given its name to the process.

This process gives high dimensional accuracy and a good surface finish to the castings, good shake-out and de-coring properties and allows a nearly unlimited storage time for the pre-coated sand. The process limits are the price of the pre-coated sand and the pattern equipment costs. Its use is restricted to the production of small or medium sized moulds and cores in mass production. Example cores and mould are shown in Figure 2.33.



**Figure 2.33: Croning cores (top) and moulds (bottom)**  
[237, HUT, 2003]

The resin used for pre-coating is a phenolic "novolac", with a formaldehyde/phenol ratio lower than 1. Hexamethylenetetramine is added to the resin as a hardener. 'Hexa' decomposes at 160 °C into its 2 basic components: formaldehyde and ammonia. When pre-coated sand contacts the heated pattern, the hexamethylenetetramine decomposes and the formaldehyde cross-links the resin binder to form the characteristic strong bond.

#### **2.5.6.3.4 Linseed oil**

This ancient process is probably the oldest one processing chemically-bonded sands. It is very easy to use, does not need sophisticated patterns and has a good resistance to veining and cracking. It is still in widespread use for specialised small cores.

These sands are bonded with a mixture of drying oils, these usually being to a great extent linseed oil, often with an addition of dextrin and a few per cent water. The addition rate of oil varies from 0.8 to 4 %, based on sand weight. Drying agents may also be added. Curing occurs by cross-linking of the unsaturated fatty acids contained in the drying oils, induced by atmospheric oxygen and accelerated by heating in a drying-oven at a temperature between of 190 and 260 °C for 1 to 2 hours.

#### **2.5.6.3.5 Alkyd oil, baked**

This process is similar to the previously described unbaked alkyd oil process, the only difference being in this case heat treatment of the parts in order to accelerate the curing.

### 2.5.6.4 Coating of chemically-bonded sand moulds and cores

The skill of the founder is to produce high quality castings, without defects, and requiring only minimal finishing and repair. To achieve this, the ideal is to minimise all the interactions that may occur between mould, core and metal during pouring. These effects may be generated by different causes, such as sand expansion, ramming defects, abrasion of sand, metal penetration, chemical decomposition or by interaction between the binders, etc.

For these reasons, it is often beneficial to coat the mould or the core with a refractory lining, in order to give a smooth surface finish to the casting and to reduce fettling cost.

#### 2.5.6.4.1 Composition of coatings

Coatings are available as ready-to-use products or as a mass to dilute with water or alcohol. They usually contain the following components:

- one or more refractory fillings, such as talc, pyrophyllite, mica, zircon, magnesite, quartz, etc., or blacking
- a make-up liquid, which may be an alcohol (e.g. isopropanol, ethanol) or water
- high temperature bonding agents, such as bentonites, resins, boric acid
- rheological agents, such as bentonites or synthetic polymers
- additives, such as surfactants, foam breakers, fungicides, etc.

#### 2.5.6.4.2 Coating process

The coating may be applied on the mould or on the core by different means:

- by brushing, for small cores or for localised application
- by dipping, for complex shaped cores; this process often being automated
- by spraying, usually airless
- by flow-coating, for large or medium sized moulds or cores.

If alcohol-based coatings are applied, the working area needs to be ventilated in order to prevent the danger of fire or explosion. The coated moulds and cores are mostly burnt out, which limits the emissions. If they are not burnt out then drying is carried out under exhaust with the VOC emissions maintained under control. Flow coating with alcohol-based coatings and subsequent firing or drying is presented in Figure 2.34.



**Figure 2.34: Flow coating with alcohol-based coating, followed by firing or drying [237, HUT, 2003]**

The drying of water-based coatings occurs by heating in a drying furnace using hot air, infrared or microwaves. The dip-coating of cores and subsequent hot air drying is presented in Figure 2.35. Water-based coatings do not generate emission problems, neither during coating nor during drying. For these reasons, water coatings are now increasingly replacing alcohol-based

ones. However, their application faces technical constraints in terms of the coating quality continuity and drying constraints. A full discussion of water-based versus alcohol-based coatings is provided in Section 4.3.3.5.

[143, Inasmet and CTIF, 2002]



**Figure 2.35: Dip-coating with water-based coatings, followed by drying in a hot-air furnace**  
[237, HUT, 2003]

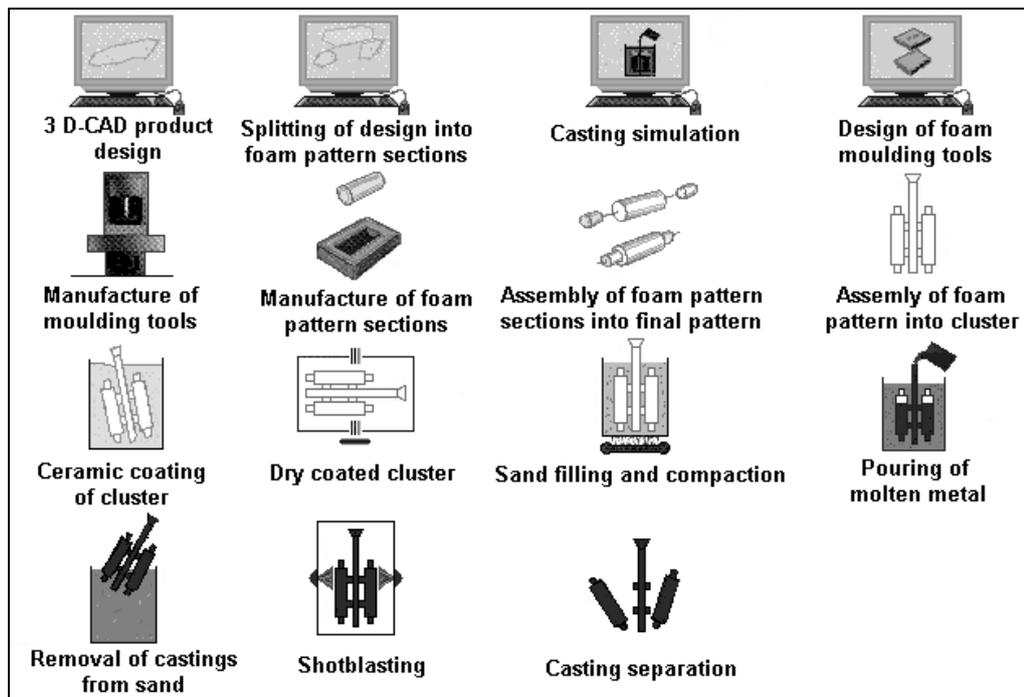
## 2.5.7 Expendable pattern casting

In expendable pattern casting, the pattern is not removed from the mould before pouring. The pattern, which is made of expanded material, is a single-use one, which is destroyed when poured. These expandable patterns may be embedded either in chemically-bonded sands or in binderless sand, hardened by vibration.

This process, commonly called "Lost Foam casting", was developed 30 years ago and its commercial growth was initially rather slow. However, during the last 10 to 15 years, it has become used more often, primarily for the mass production of automotive parts or similar products, in spite of significant set-up difficulties.

### 2.5.7.1 Unbonded sand – Lost Foam process

The Lost Foam process (Figure 2.36) starts with the 3D-CAD design and production of a precision moulded foam pattern, made from expanded polystyrene (EPS) or PMMA, produced by automated injection moulding machines. These patterns can be made from one piece or by assembling a number of parts by adhesives. Here usually, a number of patterns, dependent on size, are fixed to a runner-down gating system, made from the same material as the pattern, thereby generating a cluster.



**Figure 2.36: The Lost Foam process**  
[110, Vito, 2001]

The clusters are dipped in a water-based refractory type coating, which creates a barrier between the molten metal and the sand during pouring. After drying, the cluster is positioned in a moulding flask, which is filled with unbonded sand. A low-viscosity resin may be added to the sand, in order to prevent deformation during compaction. The sand is compacted by triaxial vibration around the patterns, penetrating the holes and reproducing exactly all the details, thus making the core and core-making equipment unnecessary. Upon pouring, the molten metal causes a pyrolysis of the polystyrene and fills the emptied space.

The sand, mostly quartz, needs to be very permeable, in order to ensure the evacuation of the pyrolysis gases. Sand with an AFS-number of 35 – 50 is used. Interruption of the pouring may cause a collapse of the sand mould. Therefore an automatic casting system is often used.

The cast pieces are characterised by a very good dimensional precision, as shown in Figure 2.37. The technique can be used for any type of alloy and is used for medium to large sized series production. The process is environmentally friendly during the moulding but produces gaseous emissions during pouring and shake-out, due to the vaporisation of the expendable patterns. Lost Foam casting enables metal casters to produce complex parts which would often not be possible using other methods. The process allows designers to develop more complex shapes, to reduce machining need and to minimise assembly operations. Proper controls must be exercised in each step of the process to ensure consistent high quality castings. A lack of in-depth industry-wide knowledge on how to set up proper control measures has slowed adoption of the Lost Foam casting process.

[32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [144, US Dept. of Energy, 1998]



**Figure 2.37: Expendable polystyrene pattern (r.) for the Lost Foam process and an example of a casting produced by the Lost Foam method (l.)**  
[237, HUT, 2003]

### 2.5.7.2 Chemically-bonded sand – Full mould process

The Lost Foam process can also be used to produce single-piece prototypes, thereby permitting a shortening of the delivery time. Furthermore the technique can be applied for the production of very big pieces, such as bases for metal processing machines, or presses, etc. in cast iron, steel or non-ferrous alloys. The wall thickness may range from 5 mm up to 1000 mm. Pieces of up to 50 tonnes have been cast using this technique. For the production of these bigger pieces, the application of a (furan) binder is needed in order to attain the necessary mould strength.

The Lost Foam process with chemically-bonded sand, in this case also called the ‘full mould process’, is mostly used for producing middle or large sized castings, in single production or in small batch series.

The patterns are made from low density expanded materials, such as:

- white, foamed polystyrene, with a density of 16 to 20 g/dm<sup>3</sup>
- blue, foamed polystyrene, also called "poresta-blue", with a density of 18 to 22 g/dm<sup>3</sup>
- foamed polymethylmetacrylate, also called PMMA, with a density of 25 g/dm<sup>3</sup>.

These materials are cut out as various parts, which are then assembled and stuck together with hot melt glue, thus creating the final shape of the casting, also taking into consideration any possible shrinkage of the metal.

The assembled pattern, with its gating and feeding system, has to be coated, mostly with a water-based coating system, and thoroughly dried before being embedded in the sand. The binding process of the sand has to be specially selected in order to avoid any moisture pick-up by the pattern before pouring.

This process, as far as moulding is concerned, is very environmentally friendly, but produces gaseous emissions during pouring and shake-out, due to the vaporisation of the expandable patterns and destruction of the sand binder.

As with the unbounded process, uninterrupted casting is very important in order to prevent the mould form collapsing. For the casting of big pieces, pouring is performed using two (or more) pouring ladles and two (or more) entry holes simultaneously.

The full mould process has the following advantages:

- high size precision
- production of complex geometries, especially internal cavities
- integration of several parts into one casted piece
- reduction or exclusion of release edges
- possibility of thermal sand regeneration.

Despite the fact that the Lost Foam and full mould techniques have been known for a long time, they are not widely applied in Europe. This is primarily because their optimisation requires a lot of research and development. The main difficulties are:

- definition of the product range: determining which pieces can be made more easily as compared to traditional methods
- selection of the compaction technique: application of the sand in order to perfectly fill all cavities
- choice of coating and sand type: these should have a sufficient gas permeability to allow the combustion gases to escape.

[110, Vito, 2001]

### **2.5.8 Permanent (metal) moulds preparation**

Permanent moulds are made from metallic elements adapted to the shape of the casting, whose assembly allows the moulding, pouring and stripping of the casting. These metal moulds are used for gravitational casting, high pressure die-casting, centrifugal casting, continuous casting and for low pressure casting. Unlike sand moulds, they can be re-used many times and for this reason, they are called permanent moulds.

If the shape of the casting cannot be easily made by the use of metallic core pins, sand cores may be used. For instance, sand cores are used to form the widening-out of centrifugal cast pipes.

Permanent moulds are generally coated with a "white or black wash"; these water-based release agents are refractory based in the case of the white one and graphite based for the black one. Their function is to provide protection of the die, to regulate die cooling by water evaporation, and to provide lubrication. They also act as parting compounds.

In a few cases, blackening is provided by burning acetylene in the absence of air, producing acetylene black that partially sticks to the die. The non-adhesive black then has to be collected and filtered before emission.

Permanent moulds (or dies) are generally not made in the foundry, although die-casting foundries do have a workshop for die assembly, maintenance and repair. This type of operation, however, does not generate any environmental effects.

### **2.5.9 Investment casting and ceramic shell**

This process is used to produce intricate, thin section parts with high dimensional accuracy, fine details, and very smooth surfaces.

The process steps are depicted in Figure 2.38. They begin with the manufacture of expendable wax patterns, by injecting molten wax into an aluminium or epoxy die to form a pattern that is virtually an exact replica of the desired casting. The wax may contain fillers. For smaller castings, several wax patterns are attached to a wax gating system. Water soluble die release agents are used to facilitate the wax model take-out.

The wax patterns are cleaned with water or organic solvent and coated with a wetting agent, which helps the ceramic slurry to adhere to the wax. The cluster is then dipped in a liquid ceramic slurry, stuccoed with granular silica, zircon or alumina/silica refractories and then dried before the application of the next coat. The coating process is continued until a sufficiently thick shell is established.

The dried mould is then de-waxed by inserting it into a steam autoclave in which the wax patterns are melted out, or into a "flash-furnace", in which the wax may be partially burnt out.

After this, the shell is fired in a furnace at a high temperature. This burns out the residual wax and hardens the ceramic, leaving a one piece ceramic shell mould, into which the molten metal is poured to form the casting.

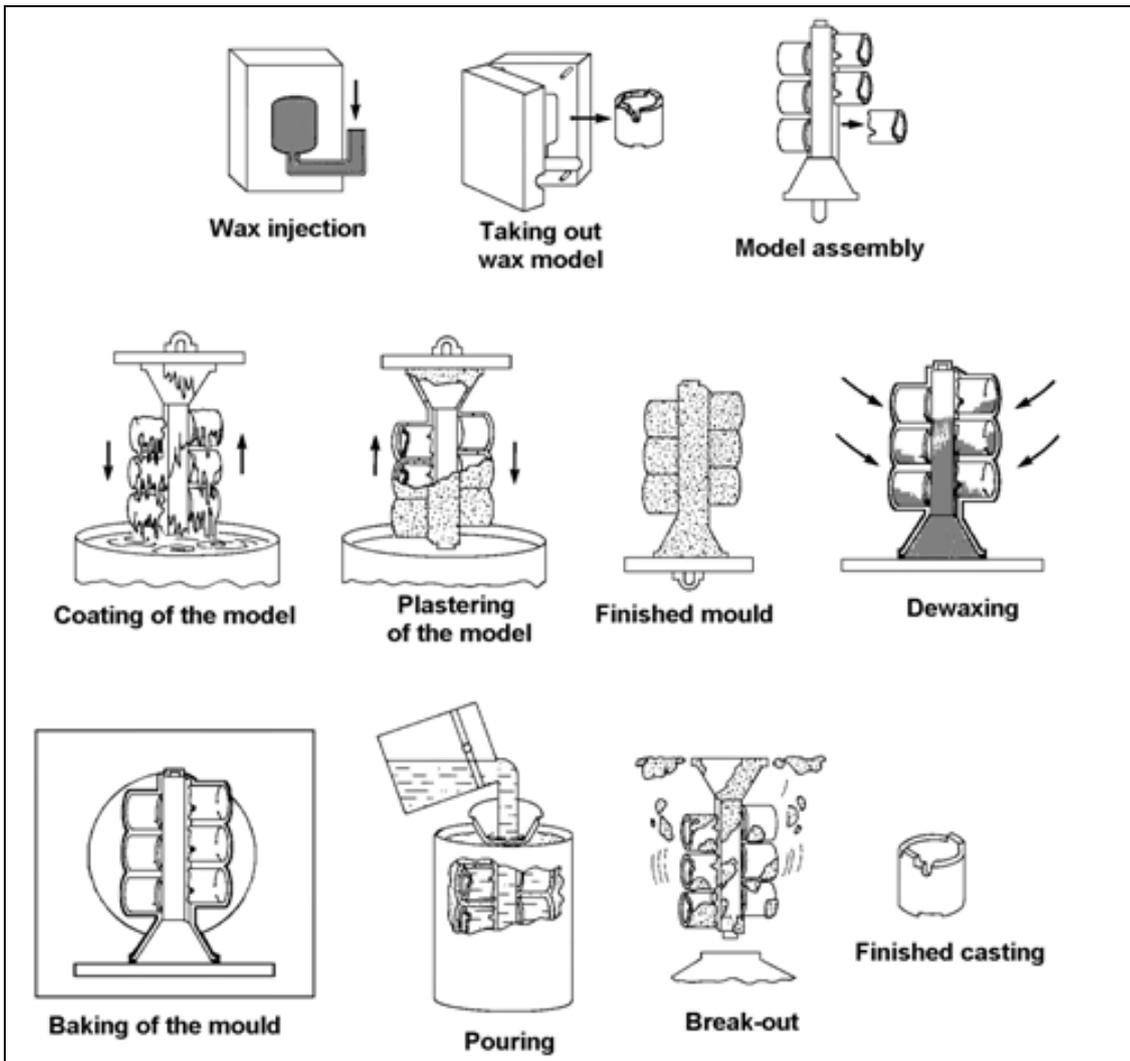


Figure 2.38: Investment casting process [110, Vito, 2001]

In this process, air pollution may occur during two operations: investing and de-waxing.

*Investing:*

The liquid ceramic slurry consists of a binder and a very fine refractory powder, reduced to slime by permanent mixing. The binder may be colloidal silica, hydrolysed ethyl silicate or hydrolysed sodium silicate, the choice of the technology applied being determined by technical reasons. When using ethyl silicate, drying is faster, which allows a higher cycle rate, but ethyl alcohol vapours are emitted. These vapours, if present in too large an amount, have to be collected and treated before emission.

*De-waxing and firing:*

De-waxing by means of a steam autoclave does not produce any significant impact on air. However, this is not the case if the de-waxing is conducted in a firing oven, and during the firing of the shell, where wax residues are burned.

This burning occurs often in a lack of air, which results in the formation of carbon black particles. These particles have to be collected and either destroyed by afterburning or removed. Ceramic filters have been successfully used for this purpose, as they suit the high temperature of the exhaust gases, but this very recent technology has not yet become widespread.

This technique is used e.g. for precision casting and art casting. It is generally not applied in large-scale foundries (>20 tonnes/day capacity), and therefore is mentioned here only for informative reasons.

The ceramic shell process (patented as Replicast<sup>®</sup>) extends the quality and precision of investment casting to larger components, using a combination of Lost Foam and investment casting principles. The technique uses an inert, fired ceramic mould. To create the mould, an expanded polystyrene replica of the required component is produced, which is dimensionally precise and of a high surface finish. No parting lines or cores are required, nor draft angles, and polystyrene replicas can be glued together to create complex geometries. The polystyrene is burnt out before casting, allowing a wide range of alloys to be cast in the mould - from ultra low carbon stainless steel to nickel based alloys. This is in contrast to the Lost Foam process where liquid metal consumes and replaces the polystyrene pattern, making it unsuitable for the vast majority of steel components (polystyrene is 92 % by weight carbon).  
[219, Castings Technology International, 2003]

## 2.6 Casting

Pouring is the central activity in casting production. The finished mould is filled with the liquid metal under the effects of gravitational or centrifugal forces or pressure. After pouring the casting is cooled to allow solidification and is then removed from the mould for further cooling and treatment.

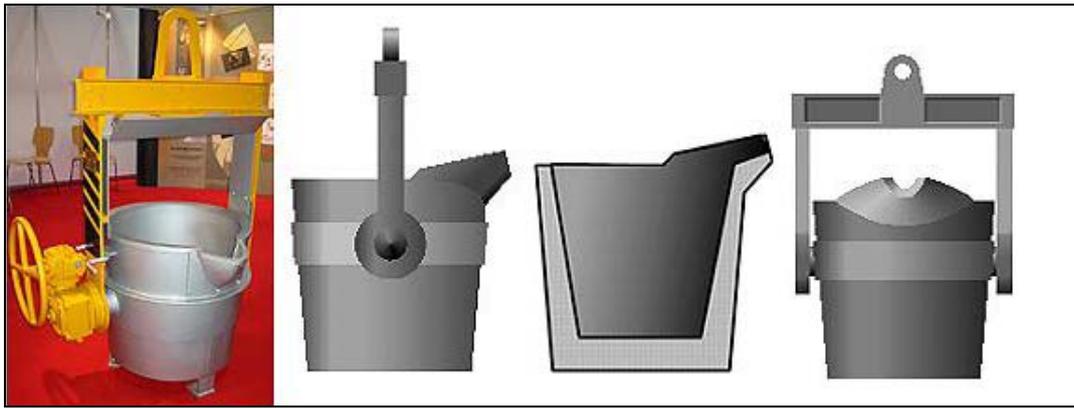
[32, CAEF, 1997]

### 2.6.1 Casting in lost moulds

#### 2.6.1.1 Pouring

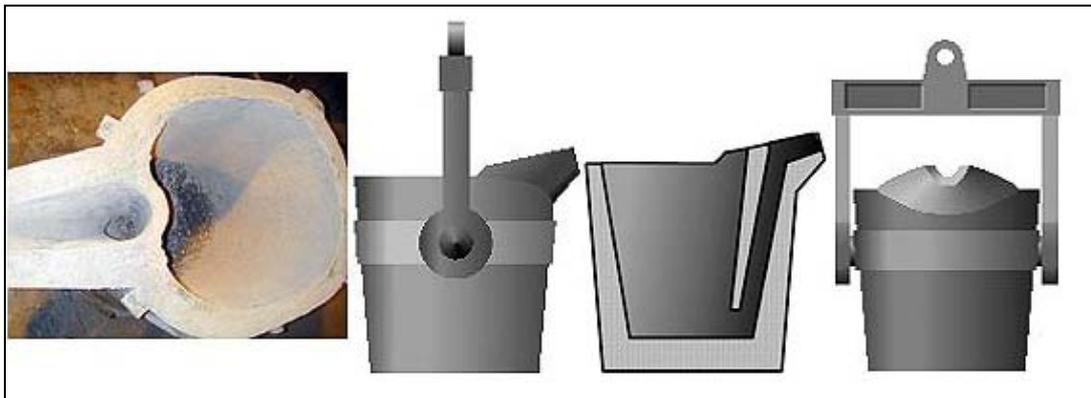
There are two types of ladle generally used in pouring liquid metal: lip and teapot ladles. A third type (i.e. the bottom ladle) is more specific to steel.

- *Lip pour*: In this type of ladle (Figure 2.39) the metal is charged over the lip, with the flow controlled by tilting the ladle using a geared handwheel. Since the metal flows from the top of the ladle, the metal surface must be slag-free or a skimmer must be used to prevent slag entering the mould. Lip pour ladles are used for pouring small steel castings



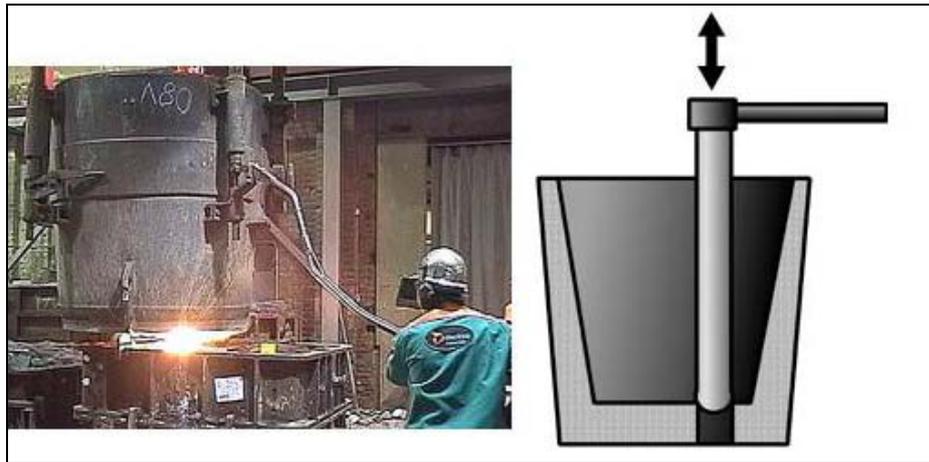
**Figure 2.39: Lip pour ladle for molten metal pouring**  
[237, HUT, 2003]

- *Teapot ladles:* As depicted in Figure 2.40, a refractory dam before the ladle lip ensures that the metal is drawn from the bottom of the ladle, so that the stream is slag free. The molten metal is generally cleaner than from a lip pour ladle. One disadvantage is that the narrow spout may occasionally permit the liquid steel to freeze if the heat is tapped cold or if pouring is prolonged



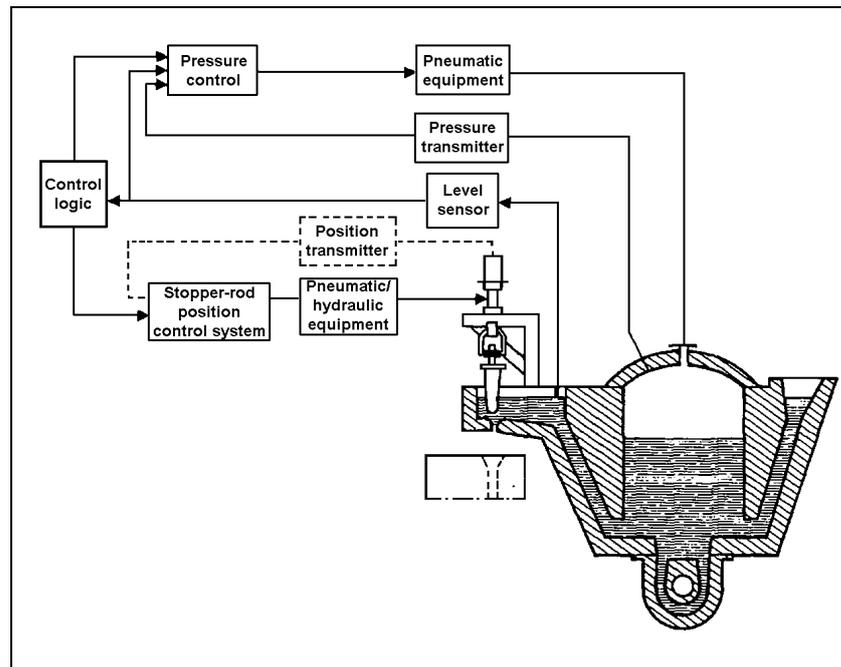
**Figure 2.40: Teapot ladle for molten metal pouring**  
[237, HUT, 2003]

- *Bottom pour ladles:* The ladle is fitted with a pouring nozzle in its base, closed by a refractory stopper rod. The metal is drawn from the bottom and is therefore slag-free and non-metallics, such as deoxidation products, are able to float out of the melt. The metal stream flows downwards, so that there is no movement of the stream during pouring. The disadvantage is that the velocity and the rate of flow change during pouring as the ferrostatic head changes.



**Figure 2.41: Bottom pour ladle for molten metal pouring**  
[237, HUT, 2003]

Automatic casting lines are often equipped with a pouring furnace. The working principle behind one example furnace is depicted in Figure 2.42. The casting line halts when a mould is in the correct position, i.e. under the pouring exit. Metal is poured during a fixed period by elevating a stopper. Because the metal level in the casting recipient is held constant, a fixed volume of molten metal is poured into the mould. The metal level in the furnace is controlled by a floating device, which controls the gas pressure inside the furnace. The casting furnace is refilled with metal from the melting furnace at fixed time intervals.  
[110, Vito, 2001], [174, Brown, 2000]



**Figure 2.42: Pouring furnace**  
[110, Vito, 2001]

### 2.6.1.2 Solidification (1<sup>st</sup> cooling)

The poured moulds are transported along the moulding line onto the cooling lines. The length of the cooling line determines the final temperature of the casting at the point of shake-out. This temperature must be low enough to provide the casting with sufficient strength during shake-out and further manipulation.

Big moulds are not moved during cooling. The cooling time can be up to several days.  
[110, Vito, 2001]

### 2.6.1.3 Shake-out

In the case of individual moulding, clay or chemically bonded moulds can usually be destroyed by vibration. In most cases this is accomplished by placing the moulding box on a vibrating grate, using a crane to do this. As a result of the vibration, the sand is separated from the casting and the moulding box. The casting and moulding box remain on the grate rods, whereas the sand falls through and is subsequently reprocessed. The casting is usually transported to a cooling area for further cooling in ambient air (second cooling).

A similar shake-out procedure is often carried out in mechanised systems and older low-capacity automated systems (Figure 2.43). Here the moulding boxes are removed from conveyor belts, by means of hoists or other transfer equipment, and placed on vibrators. Finally, the castings are left to cool down or placed in a casting cooling device. In many systems, the sand casting is pressed out of the moulding box and a subsequent controlled cooling of the castings and sand is achieved in combined or separate cooling devices, such as in cooling drums, swing pipes, chain conveyors, fluidised bed coolers, etc.



**Figure 2.43: Shake-out at the end of an automated moulding line**  
[237, HUT, 2003]

Vacuum bonded sand moulds are destroyed by releasing the vacuum. The casting bucket or moulding box, containing the loose sand and the casting, is emptied and then the casting is cooled by one of the described methods.  
[32, CAEF, 1997]

### 2.6.1.4 Casting cooling (2<sup>nd</sup> cooling)

The controlled cooling of castings and sand is carried out in rotary drums, swing drums or on oscillating conveyor troughs. The casting is cooled in oscillating conveyors or in cable-car baskets. In many cases an airflow, which is often directed in the opposite direction to that of the casting, is used for cooling. In some cases, fine water jets are used in order to increase the cooling effect.

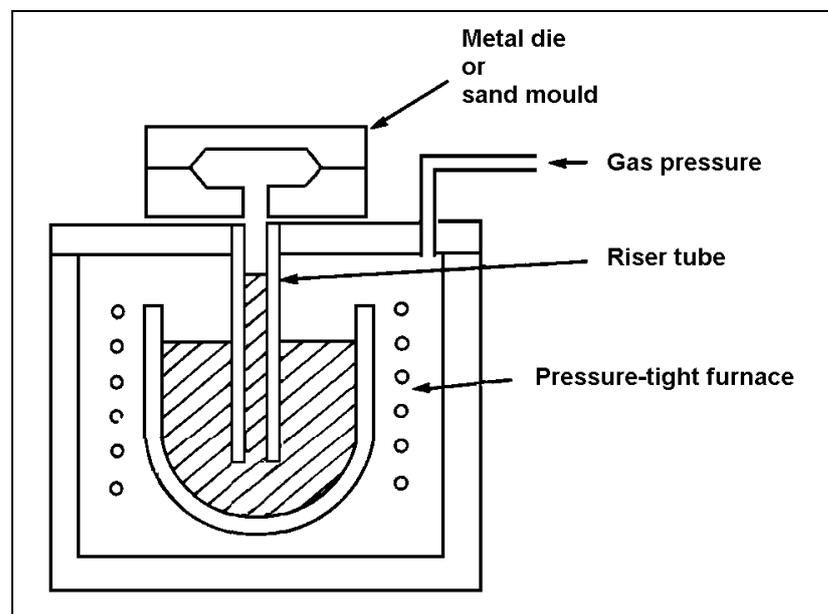
## 2.6.2 Casting in permanent moulds

### 2.6.2.1 Gravity and low-pressure die-casting

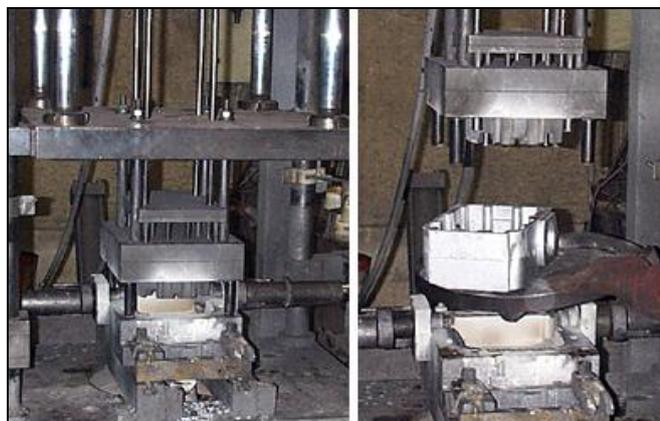
Gravity and low-pressure die-casting make use of a permanent steel die into which the melt is poured under the influence of gravity or a low-pressure gas. Sand cores can be used to form undercuts and complex interior shapes in the casting. Due to the rapid solidification process,

permanent mould castings have a dense fine-grained structure with good strength characteristics.

The principle of low-pressure die-casting is shown in Figure 2.44. A metal die is mounted above a sealed furnace containing molten metal. A refractory-lined riser tube extends from the bottom of the die into the molten metal. When air is introduced into the furnace under low pressure (15 – 100 kPa) the molten metal rises up the tube to flow into a die cavity with low turbulence, the air in the die escaping through vents and the parting lines of the die. When the metal has solidified, the air pressure is released, allowing the still-molten metal in the riser tube to fall back into the furnace. After a further cooling time, the die is opened and the casting extracted. Due to the absence of feeders and risers, the casting yield is exceptionally high, generally over 90 %. A good dimensional accuracy and surface finish are possible and complex castings can be made using sand cores. This technique is typically used for aluminium castings, e.g. automotive parts such as wheels, cylinder heads, and electric motor housings, and for domestic kitchenware. The die must be coated to optimise the casting release and cooling. In general, a die coating is applied once per shift. The die life is normally around 30000 – 50000 shots. An example of a low-pressure die-casting machine is given in Figure 2.45.



**Figure 2.44: The principle of a low-pressure die-casting machine**  
[175, Brown, 1999]



**Figure 2.45: Low-pressure die-casting machine**  
[237, HUT, 2003]

In gravity die-casting, the molten metal is poured under gravity into a permanent mould or die. Gravity die-casting machines range from simple, hand operated rack and pinion die sets,

manually poured, to carousel machines, which usually have a tilting mechanism for filling the die and which are often operated using a pouring robot. The dies are coated with a refractory-based coating, control the cooling rate. The time before the casting can be extracted from the die varies from 4 to 10 minutes depending on the type of casting. The process is therefore relatively slow, compared to pressure die-casting. To achieve reasonable output rates, a manual operator will operate 2 – 4 die sets in sequence, allowing an output of 30 – 60 castings an hour. Automatic carousel machines may have 4 – 6 stations with multiple die sets, allowing production rates of around 1 casting per minute to be achieved. The process is most widely used in aluminium casting for series’ of 1000 to more than 100000 pieces per year for e.g. manifolds, cylinder heads, water pumps.

Permanent mould coatings are typically formulated using water as a carrier, a high temperature binder (normally sodium silicate) and a refractory filler or blend of fillers. There are two categories of coatings:

- insulating: containing blends of insulating minerals such as talc, mica, kieselguhr, titanium dioxide, alumina, etc.
- lubricating: based on colloidal graphite or boron nitride to aid release of the casting.

Coatings are generally sprayed onto the die. Careful attention to die preparation, coating preparation and application and the type of coating equipment utilised can yield significant quality and productivity benefits.

[175, Brown, 1999]

### 2.6.2.2 High-pressure die-casting

The term “die-casting” often implies “high-pressure die-casting”. The process utilises a permanent die (metal mould) into which molten metal is forced under high pressure. The application of high pressure causes a high and turbulent metal flow, which allows the production of castings with high surface areas and low wall thicknesses. Dies are usually made from two blocks of steel, each containing part of the cavity, which are locked together while the casting is made. Due to the high metal pressure, the maximum size of the casting is limited by the maximum locking force of the casting halves. Retractable and removable cores are used to form internal surfaces. Due to the high metal pressures, only metal cores can be used. This limits the complexity of the casted piece. The metal is held under pressure until it cools and solidifies. The die halves are then opened and the casting is removed, usually by means of an automatic ejection system. Dies are preheated and lubricated before being used, and are either air- or water-cooled to maintain the desired operating temperature. Two basic types of high-pressure die-casting (HPDC) machines are used: hot-chamber or cold-chamber (see Figure 2.46).

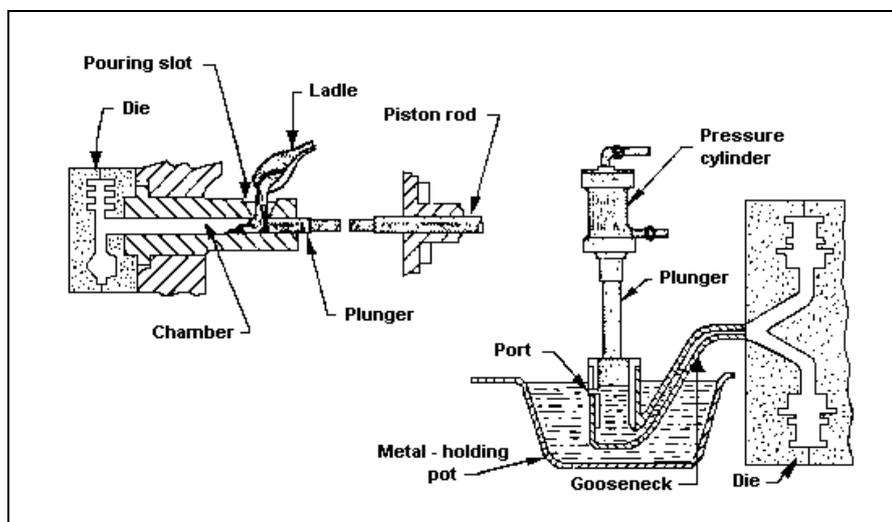


Figure 2.46: Cold-chamber and hot-chamber high-pressure die-casting devices [42, US EPA, 1998]

Hot-chamber HPDC machines comprise a molten metal reservoir, the die, and a metal-transferring device, which automatically withdraws molten metal from the reservoir and forces it under pressure into the die. A steel piston and a cylinder system with a gooseneck is used to create the necessary pressure within the die. A gooseneck machine utilises a cast iron channel to transfer the molten metal from the reservoir to the die. Pressures can range from a few bar to over 350 bar. Hot-chamber techniques are mainly used for zinc alloys and magnesium alloys.

Cold-chamber HPDC machines have molten metal reservoirs separate from the casting machine. Just enough metal for one casting is ladled by hand, or mechanically, into a small chamber, from which it is forced into the die under high pressure. Pressure is produced through a hydraulic system connected to a piston, and is typically in the range of a few hundred bar to 700 bar. In cold chamber machines, the metal is just above the melting point and is in a slush-like state. Since the metal is in contact with the piston and cylinder for only a short period of time, the process is mainly applicable to aluminium alloys, and to a lesser extent magnesium alloys, zinc alloys, and even high melting point alloys such as brasses and bronzes.

Proper lubrication of the dies and plungers is essential for successful high-pressure die-casting. The die lubrication affects the casting quality, density, and surface finish, the ease of cavity fill, and the ease of casting ejection. Proper lubrication can also speed up the casting rate, reduce maintenance requirements, and reduce the build up of material on the die face. Although specific formulations are proprietary, in general, lubricants (also called release agents) are a mixture of a lubricant and a carrier material. Formulations may also include additives to inhibit corrosion, to increase stability during storage, and to resist bacterial degradation. Lubricating materials are typically mineral oils and waxes in water emulsions. Silicone oils and synthetic waxes are finding increased use. Both water-based lubricants and solvent-based lubricants are in use today. Water-based lubricants however dominate the market (95 %). The lubricant is applied to the open die by spraying, between each shot. Dilute solutions of lubricant are used (1:20 – 1:200 release agent:water ratio). Alternative electrostatic powder coatings are currently being developed.

High-pressure die-casting is not applicable to steel and high melting point alloys. The technique finds widespread application for aluminium castings. Dies are expensive but can have a life of 150000 shots. The process is therefore most suitable for long runs of castings. One major advantage of HPDC over other casting methods is that the castings produced can have very complex shapes. The ability to cast complex shapes often makes it possible to manufacture a product from a single casting instead of from an assembly of cast components. This can greatly reduce casting costs, as well as the costs associated with fabrication and machining. Furthermore, HPDC produces castings which have a high degree of dimensional accuracy and surface definition compared to other casting methods, which may help to reduce or eliminate costly machining steps. Finally, castings with relatively thin wall sections can be produced using the HPDC method. This can result in substantial savings in material costs and reductions in component weight.

Relatively little waste is generated in the actual HPDC process compared to other metal casting processes. However, some gaseous and fume emissions occur during metal injection. Metal oxide fumes are generated as some of the metal vaporises and condenses. Gaseous emissions can originate from: the molten metal itself; the evolution of chemicals from the lubricant as it is sprayed onto the hot metal die and as it contacts the molten metal. Emissions to water may occur from any leakage or spillage of hydraulic oil or heating oil and from cooling water. [42, US EPA, 1998], [128, IHOBE, 1998], [175, Brown, 1999], [225, TWG, 2003]

### 2.6.2.3 Centrifugal casting

In centrifugal casting, a permanent mould rotates at high speed around its axis as the metal is poured. The speed of rotation and the metal pouring rate vary with the alloy and the size and shape being cast. The rotating axis is generally horizontal or under a small angle (Figure 2.47). Some specific devices apply rotation around a vertical axis. The resulting material has a very dense structure and properties that cannot be obtained with sand casting.

This technique is used to produce cylindrical products in cast iron, steel, and in alloys of aluminium, copper and nickel. Typical parts made by this process are pipes, boilers, pressure vessels, flywheels, cylinder liners and other parts that are axisymmetric.

[179, Hoppenstedt, 2002]

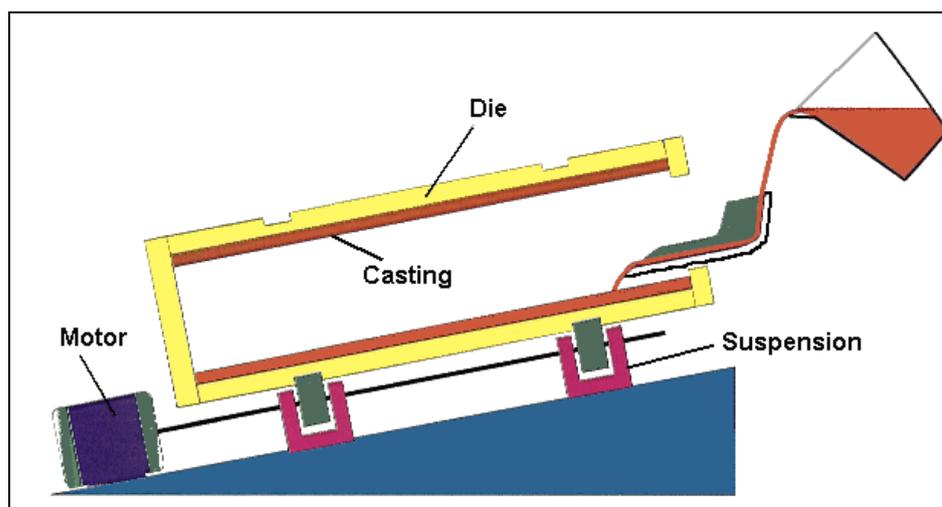


Figure 2.47: Schematic representation of a centrifugal casting machine  
[179, Hoppenstedt, 2002]

### 2.6.2.4 Continuous casting

Continuous casting is a high productivity device for the production of bars, tubes and profiles, where through rapid cooling, a fine-grained material with good mechanical properties is obtained. In continuous casting, the molten metal is cast into a water-cooled die, which is open at the bottom or at the side (Figure 2.48). The die gives the desired form to the product. Through intensive cooling, the outside of the metal product solidifies, while it is slowly pulled out of the mould. Through continuous pouring and extraction as the product is pulled out of the mould, the product gets longer. A burner cuts the product whenever the desired product length is reached. This technique is used for both ferrous and non-ferrous casting. The technique is used for the casting of bars, slabs and sheets as a final step in iron, steel and non-ferrous metals production. Its use in this context is described in the BREF for non-ferrous metal industries [155, European IPPC Bureau, 2001] and the BREF on iron and steel production [211, European IPPC Bureau, 2000].

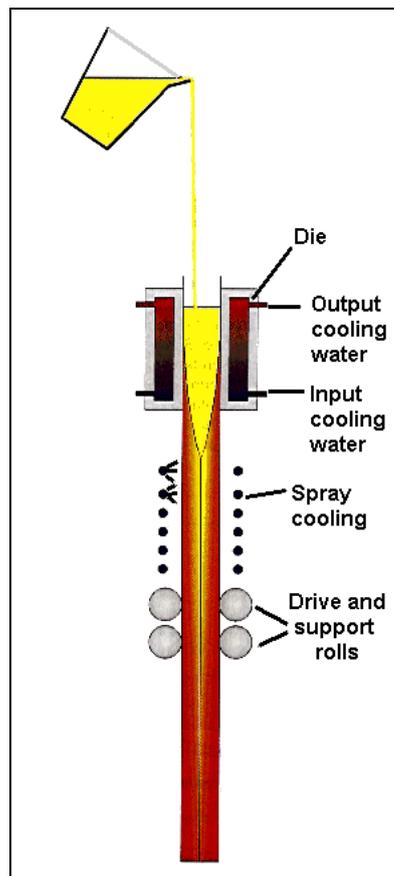


Figure 2.48: Schematic representation of a thread casting machine used for continuous casting [179, Hoppenstedt, 2002]

## 2.7 Finishing and post casting operations

Finishing of the raw castings encompasses all necessary treatments to yield a finished product. According to the process, various steps may be required, such as:

- removal of the running system
- removal of residual moulding-sand from the surface and core remains in the casting cavities
- removal of pouring burrs
- repair of casting errors
- preparation of the casting for mechanical post-treatment, assembly, thermal treatment, coating, ...

In some cases, foundries also perform assembly, surface finishing and coating of the castings. However, these activities are not discussed in this document. Surface finishing and coating techniques are discussed in the BREF documents on Surface Treatment of Metals (STM BREF) and on Surface Treatment Using Solvents (STS BREF).

[110, Vito, 2001], [225, TWG, 2003]

### 2.7.1 Removal of the running system

In the finishing of the raw castings and to remove the running system (see Figure 2.49), the following operations take place:

- *Beating, pressing:* In the case of brittle materials such as grey cast iron castings and white malleable cast iron, chamfers and feeders can generally be knocked off. Hydraulic equipment is increasingly being used for this task
- *Grinding with grinding wheels:* These can be handheld, semi-automatic or automatic
- *Cutting:* For the removal of massive pieces in carbon steel or low alloy steel, an oxygen-acetylene cutter is used. For cast iron or high alloy steel, oxygen-acetylene-powder or oxygen-LPG-powder cutters are used
- *Sawing:* Materials which are sensitive to heat, such as aluminium alloys, are usually sawed.

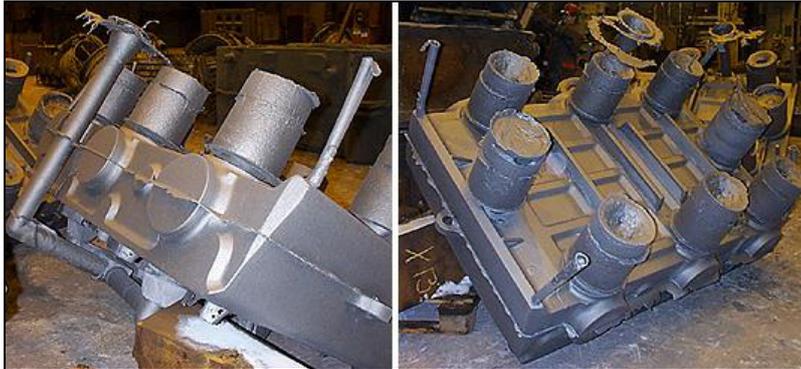


Figure 2.49: Casting with running and gating system [237, HUT, 2003]

Through good design of the connection points, the feeding system may even get broken-off during shake-out. This is mainly possible for grey iron. [32, CAEF, 1997], [202, TWG, 2002]

### 2.7.2 Sand removal

Removal of the sand is performed in blasting cabins. The blasting medium is adapted to the material to be treated and varies from blasting grit to glass beads. The cleaning of model plates and permanent moulds is done with glass beads, aluminium beads or CO<sub>2</sub> ice grains. An example of castings before and after blasting is shown in Figure 2.50.

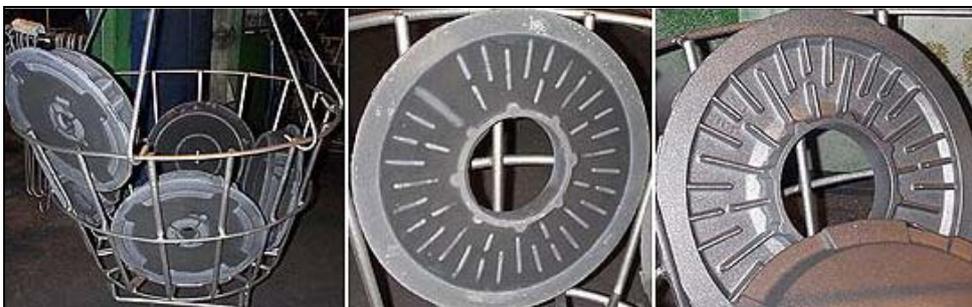


Figure 2.50: Castings before (l., m.) and after (r.) sand removal by blasting [237, HUT, 2003]

Various blasting techniques exist. The acceleration of the grit is done with compressed air or turbine blades. The treatment is carried out in a closed room, with rubber-sealed doors.

The castings are suspended on a monorail and move batch wise through the blasting cabin. For smaller pieces, a specific moving belt is used. Big pieces are blasted manually, using a lance in an enclosed cabin. In this case, personal safety measures are very important. A helmet with a dust mask and respiratory equipment are required.

The coarse dust (sand and metal flakes) that is generated by blasting of the workpiece, is collected together with the grit. It is dedusted, magnetically separated and sieved. The fine fraction is removed from the exhaust air together with the coarse fraction, using a bag filter. Cleaning of the grit before internal re-use is of major importance as the presence of sand could cause a quick wearing of the throwing shovels.

### 2.7.3 Removal of burrs

Burrs, which occur at the point where mould and core pieces join, at veins and at other surface irregularities, are removed using grinding wheels and grinding stones. Grinding wheels are handheld, whilst with grinding stones the casting is pressed against a rotating stone.

Other applied techniques include:

- *Slide grinding*: Grinding burrs and small amounts of other excess material on the casting surface can be removed without hand grinding. The parts are revolved in drums or vibrating containers together with abrasive shapes, causing them to be rubbed against each other and against the abrasive wheels. In a typical unit the castings are ground using a bed of pyramidal grinding stones, together with the addition of a water-soap emulsion. The roughness and the size of the grinding stones vary depending on the size of the castings
- *Tumbling*: This technique, also called blast removal, is used to remove thin burrs or small amounts of casting residue. During this process the burrs remove themselves in an airless blast cleaning process as a result of the parts being impacted together in a rotating drum. At the same time the edges are rounded-off. Sometimes the process is assisted by a liquid.



**Figure 2.51: Burrs (l.) and their removal using a grinding stone (m.) and slide grinding (r.)**  
[237, HUT, 2003]

Automation of these operations is difficult due to the variability in shape of the burrs and the need to fix the casting easily and quickly. Nevertheless, automatic grinding machines are increasingly being used in serial production. Raw casting parts are inserted into such machines to produce suitably worked parts which do not need any retooling or further manual grinding work.

Furthermore the following techniques are applied in automated lines:

- *Punching*: Due to the use of cutting and forming techniques, serial casting parts are often designed in such a way that the unavoidable burr occurs in predetermined amounts which are easily accessible as far as processing is concerned. If the series is large enough, dedicated punching tools can be designed to quickly remove the burr and to provide the casting with a uniform contour

- *Milling*: With the development of electronic controls for processing machines it has become increasingly easier to compile programs with which to process individual workpieces. Thus it is possible to use milling machines for smaller series instead of the punching machines with their single purpose tools. During such a process, the workpieces are taken up by the device and passed across a number of different milling machines.

Finally, welding may be carried out in order to join castings, as well as to manufacture and repair casting flaws. In most of these cases, arc welding is used. Depending on the requirements and equipment, the work is carried out either with hand operated stick electrodes or with welding wire and with or without inert gas. Scarfing is used on steel castings, which consists in applying grooves for stress relieve. This uses a cutting torch with a copper-coated carbon electrode.

[32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [202, TWG, 2002]

## 2.8 Heat treatment

### 2.8.1 Introduction

For ferrous castings, there are basically two types of thermal treatments which can be applied: annealing and hardening. In the case of annealing, the tension caused in the workpiece as a result of pouring, and the subsequent cooling down of the casting, is reduced and the structure is evened out. In the case of hardening, the level of heat is raised above the transformation temperature and the workpiece is subsequently rapidly cooled, in a process known as quenching. This causes the material properties to change. Different results may be obtained by the use of water, oil or air quenching. ‘Quench and temper’ is the name of the procedure in which the workpiece is reheated to the tempering temperature following quenching, and the quenching procedure is repeated.

The malleableising of iron is a thermal treatment which differs from annealing and hardening. Here, the malleable unfinished casting is either transformed to a white or black temperature casting depending on the procedure.

Many non-ferrous castings are used in an ‘as-cast’ condition, but certain applications require higher mechanical properties than ‘as-cast’ material. Possible treatments are annealing, controlled cooling, solution heat treatment, artificial ageing and precipitation treatment.

[32, CAEF, 1997], [175, Brown, 1999]

### 2.8.2 Heat treatment furnaces

#### 2.8.2.1 Chamber furnaces

Chamber furnaces are the most common furnace construction. Their actual design has been adapted in many sub-forms in order to meet the needs of the differing thermal treatments of various types of casting and production. Some examples of chamber furnaces are bogie hearth furnaces, top hat furnaces, hub open-hearth furnaces, etc. Chamber furnaces with continually running conveyance means are called tunnel furnaces. Heating is provided either electrically, or with gas or fuel oil.

For non-ferrous materials, some heat treatments are carried out close to the melting point of the casting, so accurate temperature control is needed. Forced air circulation is used to ensure that the temperature at all parts of the furnace is constant and equal.

[32, CAEF, 1997], [175, Brown, 1999]

### 2.8.2.2 Shaft furnaces

Pipes, long waves and similar parts are often treated while suspended in a vertical position in shaft furnaces. In shaft furnaces, the heating is provided by electricity, gas or fuel oil.

### 2.8.2.3 Annealing furnaces

Chamber, top hat or tunnel furnaces are used to temper unfinished castings. The heating of such furnaces is carried out via electricity, gas or fuel oil.

## 2.8.3 Quenching

In thermal treatment processes, chilling is the cooling down of a workpiece at a greater speed than in calm air. This can be achieved by means of a rapid submersion in water or oil (see Figure 2.52), as well as by forced air-cooling. Care should be taken that the workpieces are cooled at a uniform rate. When submersing in fluids, either the parts must be moved or the fluid must be continually circulated to ensure a full and even cooling of all parts of the workpiece. In a similar principle, in air quenching the blowing procedure must be arranged so that the air covers the entire surface.

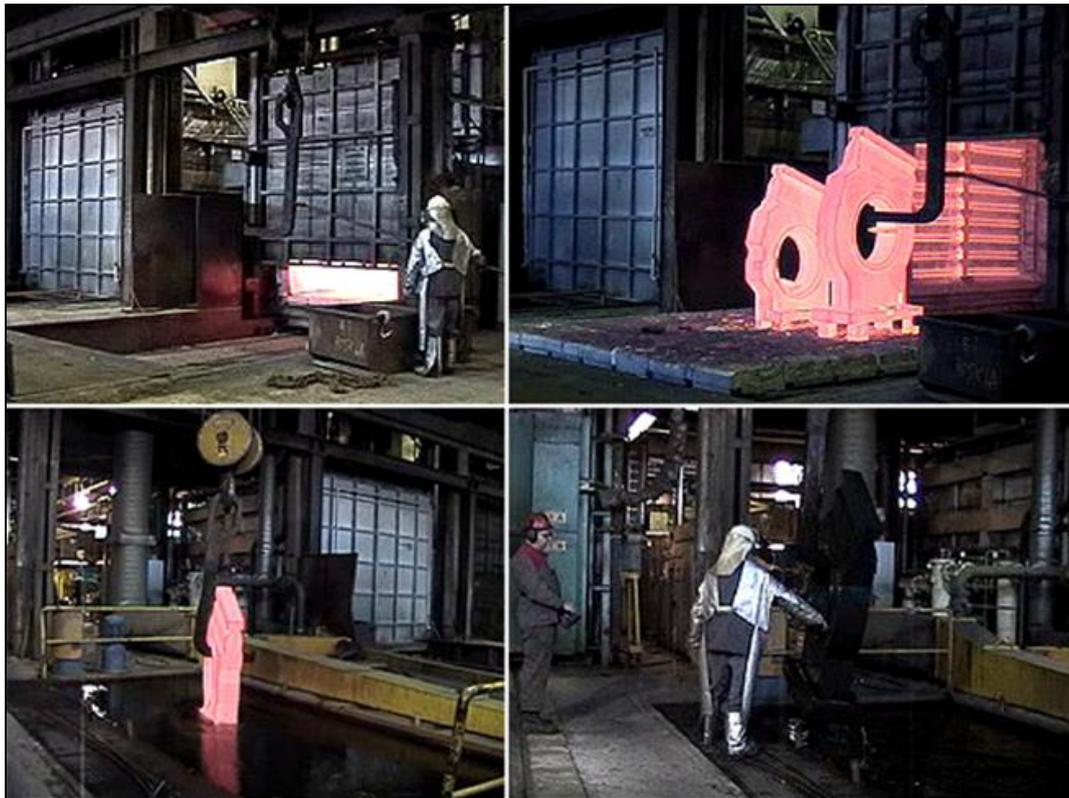


Figure 2.52: Quenching of a hot casting shortly after heat treatment  
[237, HUT, 2003]

## 2.8.4 Heat treatment of ductile iron (SG iron)

It is obviously desirable to achieve the required metal properties in the ‘as-cast’ form to save further treatments being necessary, but this is not always possible because of variations in section thickness, etc. The heat treatment of the castings can eliminate carbides in thin sections, produce more consistent matrix structures and for a given structure, often improve its

mechanical properties, especially by normalising the grain structure. Where tempered martensite structures are needed, heat treatment is essential.  
[32, CAEF, 1997], [174, Brown, 2000]

### **2.8.4.1 Stress relief**

Stress relief consists of heating the castings at a rate of 50 – 100 °C/h to 600 °C (taking care not to exceed 610 °C), followed by soaking them for a minimum of one hour, plus an extra hour for every 25 mm of section thickness in the thickest section, and then cooling them at a rate of 50 - 100 °C/h or less. The castings must be adequately supported in the furnace so that they are not subjected to stress.

### **2.8.4.2 Breakdown of carbides**

Thin section castings may contain carbides in the ‘as-cast’ structure. These can be eliminated by soaking the castings at 900 – 925 °C for 3 to 5 hours.

### **2.8.4.3 Annealing to produce a ferritic matrix**

Annealing involves soaking the castings at 900 – 925 °C for 3 – 5 hours, followed by a slow cooling at around 20 – 35 °C/h through the critical temperature range (about 800 – 710 °C), and finally furnace cooling at, say 50 – 100 °C/h to 200 °C.

### **2.8.4.4 Normalising to produce a pearlitic matrix**

For normalising, a soaking of the castings above the critical temperature followed by air cooling is necessary. Again a soaking temperature of 900 – 925 °C is usually used, to ensure that the carbides are broken down. Forced air cooling is used to form pearlite. The type of heat treatment furnace available and the size of the load determines the process cycle that is possible. It may be necessary to adjust the metal composition with tin or copper to help the formation of fully pearlitic structures.

### **2.8.4.5 Producing hardened and tempered structures**

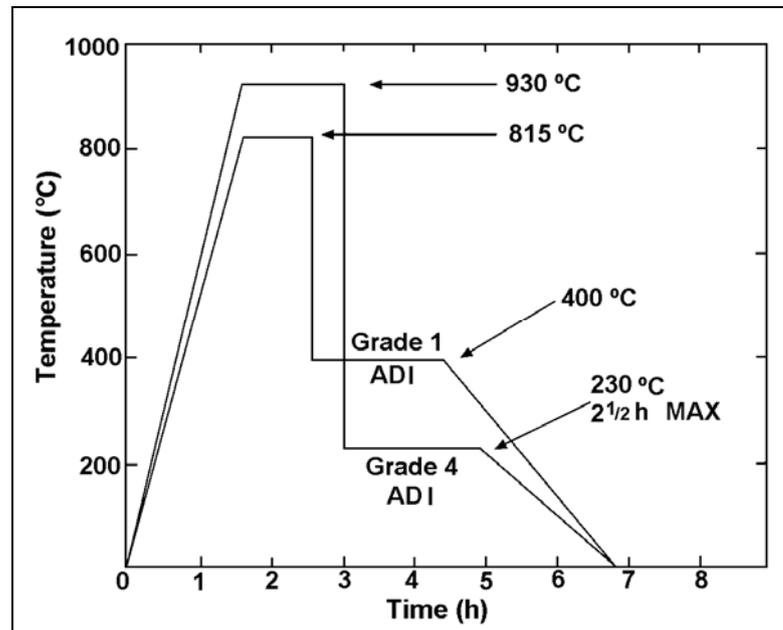
Hardened structures are produced by austenitising the casting at 900 – 920 °C, followed by oil quenching. Tempering is usually carried out at 600 – 650 °C.

### **2.8.4.6 Austempered ductile iron (ADI)**

Austempering is an isothermal heat treatment for producing ausferrite structures. It can double the strength of ductile iron whilst allowing it to retain good ductility and toughness. Wear resistance and fatigue properties are excellent, even to such a degree that ADI is comparable with wrought and hardened-tempered steel.

The ADI heat treatment is a two-stage process, as shown in Figure 2.53. Austenitising is carried out at 815 – 930 °C to fully transform the matrix to austenite. This is done either in a non-oxidising atmosphere furnace or in a high temperature salt bath. Temperatures and times are determined by the chemical composition, the section size and the grade of ADI required; 1 to 1.5 hours is usually adequate. Slow initial heating of the casting is desirable to avoid the risk of cracking the complex shapes. The castings are then quenched to the required isothermal heat treatment temperature, usually between 210 and 400 °C. This is usually done in a salt bath. The

castings are held at this temperature for 1–2 hours to complete the transformation of austenite to ausferrite. Lower temperatures give high hardness, strength and wear resistance, while higher heat temperatures result in higher ductility and toughness. After the isothermal treatment, the castings are cooled to ambient temperature.



**Figure 2.53: Typical austempering heat treatment stages**  
[174, Brown, 2000]

Unalloyed ductile irons may be austempered in sections of up to about 8 mm thickness. Thicker section castings require the addition of Mo or Ni to increase the hardenability.

Austempered ductile iron is used as a replacement for forged steel components in the agricultural, railway, automotive and general engineering industries; for example, for plough tips, digger teeth, spring brackets, rear axle brackets, gears, etc. ADI production is growing but its use is limited to some extent by the lack of suitable heat-treatment facilities.

[32, CAEF, 1997], [174, Brown, 2000]

## 2.8.5 Heat treatment of steel

Steel castings are normally subject to a heat treatment before delivery, e.g. normalising, with this heat treatment leading to a structural change. Additionally, potential casting stresses have to be reduced (stress relief annealing). Many steel casting qualities have to be additionally tempered after stress relief anneal (hardening and tempering).

Most steel castings are subjected to a heat treatment to attain the desired mechanical properties and to a stress relief, to obtain the right corrosion resistance and to avoid the difficulties during the finishing operations. The heat treatment is defined according to the steel grade. To remove the chemical and structural segregations, annealing at high temperature is generally performed. Carbon and low alloy steels undergo:

- normalising and air cooling, or
- austenitising, quenching and tempering.

Austenitic or duplex stainless steels undergo a solution annealing and water quenching heat-treatment. Additional heat-treatments such as for stress relief or post weld treatment are also used to eliminate the internal stresses of the material.

[32, CAEF, 1997], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

## **2.8.6 Heat treatment of aluminium**

Aluminium castings are heat treated for: homogenisation, stress relief, improved dimensional stability and machinability, optimised strength, ductility, toughness and corrosion resistance. Most often the heat treatment is a compromise between varying effects, maximising the important properties of one often at the expense of others. The heat treatment of aluminium may involve: annealing, solution heat treatment, quenching, artificial ageing and precipitation treatment. The type of treatment applied is indicated by a suffix to the alloy designation. This is called the temper designation. For sand, gravity and low-pressure die-castings all treatments are possible, though not all are standardised. Pressure die-castings are not solution treated and quenched in the same way as sand, gravity and low-pressure die-castings. Entrapped gas bubbles can expand and cause casting defects. Heat treatment is not a common step for high-pressure die-castings; only about 1 % of this type of castings are subjected to heat treatment. All die-castings may be quenched from the die, precipitation treated and stress relieved without suffering any harmful effects. In the low pressure die casting production of aluminium wheels 90 % of the castings are subjected to heat treatment [225, TWG, 2003].

### **2.8.6.1 Stress relieving and annealing**

Castings with changes of section, or of a complex shape are likely to develop internal stresses. These can then cause dimensional changes upon machining. To stabilise the casting and to remove internal stresses, castings are heated to a temperature of 200 °C for 5 hours, followed by slow cooling in the furnace.

### **2.8.6.2 Solution treatment and quenching**

Castings are heated at temperatures just below the melting temperature and held there for a long time to take the alloying constituents into a homogeneous solid solution. The castings are then rapidly cooled by quenching to room temperature to retain the elements in solution. Water or special quenchants are used. The quench tanks are placed close to the furnace to ensure that rapid cooling is possible. Although sensitivity to the quench interval differs between alloys, good practice should limit the interval to 5 – 10 s.

### **2.8.6.3 Precipitation treatment**

The controlled precipitation of alloying constituents is promoted by heating the casting to a temperature of between 150 °C and 200 °C. The casting strength and hardness are increased. The process is therefore also referred to as structural hardening. Each alloy has an optimal heat treatment cycle.

### **2.8.6.4 Artificial ageing**

Some casting alloys increase in strength and hardness while left standing at room temperature. The process can take several weeks but can be speeded up by heating above room temperature and then sustaining this heat over time. [175, Brown, 1999], [202, TWG, 2002], [213, CTIF and CQRDA, 2002], [212, Zalensas, 1993]

## 2.9 Quality control

During quality control the finished casting is checked for compliance with the product requirements concerning e.g. dimensions, metal structure defects, surface structure. Depending on the type of casting and the size of the series, quality control can be achieved by visual inspection, with the use of measurement tools, or automatically.

In the production of aluminium wheels the castings are controlled via X-ray analysis. A standard image of a good casting is used for verification by a computer program. If there are any differences, the image is studied and assessed by a human operator. Random tests of the alloy are analysed with spectral analysis.

The quality control procedure informs the final decision to reject a casting or to allow its further shipment to the market. Rejected castings are brought back to the raw material input to be remelted.

[225, TWG, 2003]



## 3 CURRENT EMISSION AND CONSUMPTION LEVELS IN FOUNDRIES

### 3.1 Mass stream overview

#### 3.1.1 Introduction

The general mass stream overview for the foundry process is given in Figure 3.1. This scheme generally applies for ferrous and non-ferrous foundries. Specific aspects of the various process steps and types will be worked out below.

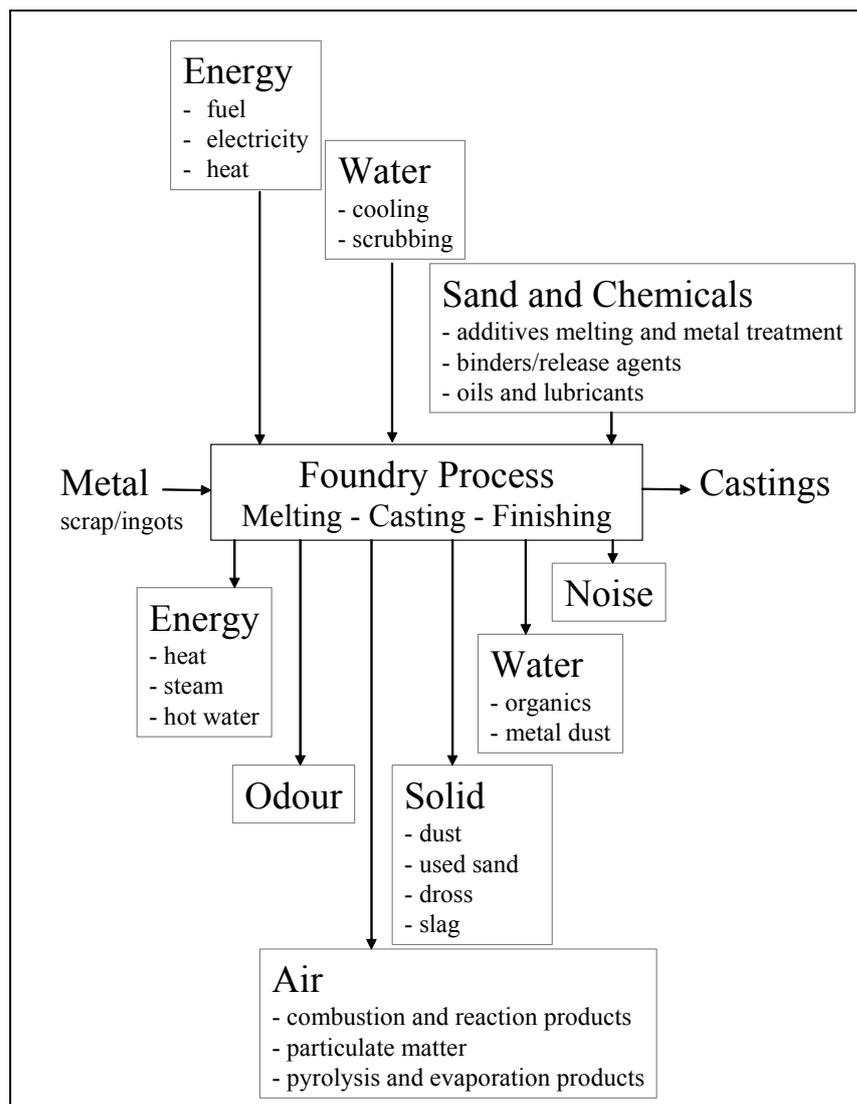


Figure 3.1: Mass stream overview for the foundry process

## 3.2 Melting and the metal treatment of ferrous metals

### 3.2.1 Properties of melting furnaces for steel and cast iron

Table 3.1 presents an overview of the typical properties of melting furnaces used for steel and cast iron. The data is then discussed in the sections below.

Process	Steel			Cast Iron					
	ELECTRIC ARC FURNACE		INDUCTION F.	INDUCTION F.	CUPOLA FURNACE				ROTARY F.
Type	Acid lined	Basic lined	Coreless	Coreless	Cold blast	Hot blast	Hot blast – long campaign	Cokeless - duplex	
Subtype									
Energy source	Electricity	Electricity	Electricity	Electricity	Coke	Coke	Coke	Gas/fuel	Gas/fuel
Thermal efficiency <sup>1</sup> (%)	60 – 70	60 – 70	50 – 60	50 – 60	30 – 40	40 – 45	35 – 45	50 – 60	50 – 60
Primary thermal efficiency <sup>2</sup> (%)	21 – 25	21 – 25	15 – 20	15 – 20	30 – 40	40 – 45	35 – 45	45 – 50	35 – 45 <sup>3</sup>
kWh/tonne metal charge	500 – 700	500 – 700	520 – 800	520 – 800	950 – 1200	800 – 900	810 – 1100	700 – 800	600 – 800
Batch/continuous	Batch	Batch	Batch	Batch	Continuous	Continuous	Continuous	Continuous	Batch
Production rate <sup>4</sup> (tonnes/h)					2 - 10	8 - 70	8 - 70	>5	
Furnace capacity <sup>5</sup> (tonnes)	2 – 50	2 – 50	0.01 – 30	0.01 – 30					1 – 20
Meltdown time (h)	1 – 4	1 – 4	1 – 2	1 – 2					2 – 4
Refining ability	Possible	Possible	No	No	Yes	Yes	Yes	No	No
Capital cost	High	High	High	High	Medium	High	High	Medium	Low
Slag production (kg/tonne metal charge)	10 – 40	20 – 80	10 – 20		40 – 80	40 – 80		40 – 80	20 – 60
Dust production <sup>6</sup> (kg/tonne metal charge)	5 – 8		0.06 – 1		5 – 13	4 – 12		0.8	0.3 – 2.9
Waste gas <sup>7</sup> emission (kg/tonne metal charge)									
CO <sub>2</sub> <sup>8</sup>	Depending on power generation		Depending on power generation		400 – 500	350 – 480		100 – 120	120
CO	7.5 – 25 (decarburisation)		n.a.		Possible <sup>9</sup>	0.5 – 2.5		<10	1.0 – 1.5
SO <sub>2</sub>	<1		Minor		1 – 2	<1		Fuel dependent	2.5 – 3.0
NO <sub>x</sub>	n.a.		n.a.		<1	<1		0.5	0.3 – 0.4

1 Indicated values give an order of magnitude but largely depend on exploitation conditions, such as metal temperature, furnace capacity and production rate  
2 Efficiency of electrical power generation assumed to be 35 %  
3 Taking into account energy consumption for oxygen production and the raw materials, such as graphite and FeSi, to substitute the oxidised elements during melting  
4 For continuous processes only  
5 For batch processes only  
6 Indicated values are general values found in literature  
7 Indicated values are general values found in literature  
8 Assuming complete combustion  
9 Depending on local exploitation conditions and construction.

**Table 3.1: Typical melting furnace properties and emission data**  
[32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003] and comments from CTIF

### 3.2.2 Cupola furnaces

Input	Output
– ferrous material (iron pigs, sponge iron, steel scrap, foundry returns ...)	– metal alloy (cast iron)
– alloying metal (ferro-alloys ...)	– dust (metal content)
– flux (limestone...)	– CO/CO <sub>2</sub> , SO <sub>2</sub> , NO <sub>x</sub>
– energy (coke, gas, oil, electricity)	– HF
– oxygen	– Dioxins, furans
– cooling water	– organic pollutants
– water	– slag
	– waste refractory

#### 3.2.2.1 Coke and energy consumption

In cold blast operation, the coke consumption between the charges is generally 90 - 120 kg/tonne metal charge, but can be less than 70 kg/tonne metal charge, e.g. in the case of counterweights. Accounting for the amount of coke in the bed gives a total coke consumption of 110 – 140 kg/tonne metal charge. As the calorific value of European cokes is 8.5 kWh/kg, this corresponds to a calorific input of 950 – 1200 kWh/tonne metal charge.

The total coke ratio in a hot blast cupola is generally 110 – 145 kg/tonne metal charge. However, as the average steel percentage is 50 %, and the recarburisation consumes about 1.5 %, the real burned coke ratio is 95 – 130 kg/tonne metal charge, which is 810 to 1100 kWh/tonne metal charge. This corresponds to a thermal efficiency of 35 to 45 %.

Depending on the plant layout, the energy consumed by the fume treatment equipment and the holding furnace, as given in Table 3.2, must be added. German data indicate a specific electricity use for the flue-gas cleaning equipment of c. 20 kWh per tonne of good casting. [202, TWG, 2002]

Energy carrier type	Average consumption kWh/tonne metal charge
Gas for the combustion chamber	40
Electricity for the flue-gas cleaning equipment (fans, etc.)	40
Electricity for the holding furnace	60

Table 3.2: Average energy consumption for off-gas treatment and holding

#### 3.2.2.2 Particulate matter

The emission range of particulate matter is very wide. Particulate emissions depend primarily on the cupola type used, as shown in Table 3.3:

Cupola type	Dust emission (kg/tonne metal charge)	Coke proportion (kg/tonne metal charge)
Cold blast	5 – 13	110 – 140
Hot blast	4 – 10	95 – 130
Liningless hot blast	5 – 12	115 – 135
Cokeless	0.8	0

Table 3.3: Dust emission levels (raw cupola off-gas) from various cupola types [32, CAEF, 1997]

Dust emission levels measured at the stack for three German furnaces are given in Table 3.4.

Flue-gas cleaning	Volume (m <sup>3</sup> /h)	Total dust (mg/m <sup>3</sup> )	PM <sub>10</sub> (%)	PM <sub>2.5</sub> (%)
Above charge hole off-take; bag filter	28500	7	88	47
Cyclone, Venturi, recuperator	16000	68 – 94	96	88
n.d	6000 (Nm <sup>3</sup> /h dry)	75	100	45 – 85

**Table 3.4: Cupola dust emission levels and PM size distribution [202, TWG, 2002]**

In general, particle sizes range from less than 1 µm up to 10 mm, with 50 % less than 100µm. However, 5 to 20 % are smaller than 2 µm, which makes the dust collection more difficult. Cupola dust is primarily made up of coke, silica, rust and limestone, as shown in Table 3.5.

Substance	Composition (%)	
	[32, CAEF, 1997]	[158, Charbonnier, et al., 1998]
Iron oxide	30 – 60	15 – 25
SiO <sub>2</sub>	± 25	15 – 30
Coke dust	3 – 15	n.d
MnO	3 – 10	2 – 5
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1 – 3	2 – 5
MgO	1 – 3	0 – 2
CaO	<1	5 – 10
S	<2	n.d
ZnO, depending on the charge	<3	0 – 30 Zn*
PbO, depending on the charge	<1	0 – 5 Pb*

\* In the form of oxides and silicates; applicable for Zn-enriched dusts

**Table 3.5: Typical composition of cupola dust, data in weight per cent [32, CAEF, 1997] and [158, Charbonnier, et al., 1998]**

### 3.2.2.3 Waste gases

Coke fired cupola gas is composed primarily of N<sub>2</sub>, CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O, and CO, with smaller amounts of SO<sub>2</sub>. On conventional cupolas, where the off-gas is collected above the charging door, a distinction has to be made between the condition of the flue-gases below and above the charging door, since ambient air is entrained through the open charge door. This input significantly changes the total airflow.

If the cupola gases are hot enough, and if there is enough CO present, the gases may burn spontaneously together with drawn-in air ( $\text{CO} + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{CO}_2$ ) and temperatures may rise to 900 °C. Little or no CO will then be left in the exhaust. If no combustion takes place, the air intake will result in a cooling effect, of between 100 and 300 °C, and the CO/CO<sub>2</sub> balance will remain unchanged. The temperature of the gases just below the charging door is primarily dependent on the charge height; the input of ambient air is determined by the fan capacity or the natural draught available.

The flow of the undiluted cupola top gases is proportional to the coke consumption. Increasing the coke proportion in the charge will decrease the production rate (tonne molten metal/h) if the same blast airflow is maintained. It may then be necessary to increase the blast to maintain the production. The metal temperature will also increase. With reference to the combustion rate ( $\text{C} + \text{O}_2 \rightarrow \text{CO}_2$ ), more coke and blast air will result in an increased flow of exhaust gases.

For a given furnace, the coke and blast air consumption depend on the targeted melting rate and the metal temperature, which can vary on an hourly basis. Typical flowrates reported in

literature vary from 600 to 800 Nm<sup>3</sup>/tonne metal charge for cold blast cupolas and 500 to 700 Nm<sup>3</sup>/tonne metal charge for hot blast cupolas. The composition of the unburned top gases may be as follows (Table 3.6):

Substance	Volume %
CO <sub>2</sub>	10 – 18
CO	5 – 15
H <sub>2</sub>	<1
SO <sub>2</sub>	<0.05
N <sub>2</sub>	Remainder

**Table 3.6: Unburned top gas composition for cupola furnace**  
[32, CAEF, 1997]

Above the charging door, the flowrates of the exhaust gases may be two to five times higher, depending on the target temperature (which depends on the kind of dust arrestment system applied) of the diluted gases and, in the case of a recuperative hot blast cupola, the presence of a post combustion chamber. Typical flowrate values are 3000 to 4000 Nm<sup>3</sup>/tonne metal charge melted for cold blast cupolas and 900 to 1400 Nm<sup>3</sup>/tonne metal charge when post-combustion is performed. The composition of the gases is determined by the rate of dilution (natural draught or fan power), the degree of spontaneous combustion of the CO, or the post combustion itself, which can be executed on the complete or partial flow.[32, CAEF, 1997]

Emission data for the main combustion gas components are given in Table 3.7. Hot blast and cold blast cupolas with varying melting capacities are listed. The table also indicates whether the off-gas is collected under or above the charging door. The hot blast systems show reduced SO<sub>2</sub> emission levels. The disintegrator shows a better dedusting performance than the venturi scrubber. The application of post combustion clearly affects both the CO and NO<sub>x</sub> levels, under optimal working conditions. Analysis of the full measurement campaign data shows that sub-optimal operation of a hot blast cupola results in increased CO-emissions: 2000 mg/Nm<sup>3</sup>, compared to 5 – 20 mg/Nm<sup>3</sup> in optimised conditions. VOC and PAH emissions rise accordingly. [110, Vito, 2001]

The use of dry dedusting (i.e. using a bag filter) results in dust emission levels ≤20 mg/Nm<sup>3</sup>. Inventory data from Italian foundries showed a dust level below 30 mg/Nm<sup>3</sup> (ranging from 0.1 to 32 mg/Nm<sup>3</sup>) when a bag filter was applied. Wet scrubbing gives dust emissions up to 80 mg/Nm<sup>3</sup> (ranging from 5.4 to 78 mg/Nm<sup>3</sup>) [180, Assofond, 2002]. A value of 68 – 94 mg/m<sup>3</sup> was reported for a German cupola with wet scrubbing (see Table 3.4).

Cupola type	Capacity tonne/h	Exhaust type	Flow m <sup>3</sup> /h	FGC equipment	Dust mg/Nm <sup>3</sup>	SO <sub>2</sub> mg/Nm <sup>3</sup>	CO mg/Nm <sup>3</sup>	NO <sub>x</sub> mg/Nm <sup>3</sup>	HF mg/Nm <sup>3</sup>	O <sub>2</sub> vol %
Hot blast <sup>1)</sup>	19	UC	29000	Venturi <sup>1)</sup>	41	21	17798	21	n.d	11
Hot blast	20	UC	40000	Disintegrator	5	57	712	11	n.d	11
Hot blast	24	UC	46445	Bag filter	1.1 – 1.4	20	14 – 17	70 – 75	7	11
Hot blast	25	UC	35000	Venturi	36	28	21	16	n.d	11
Hot blast	60	UC	75000	Disintegrator	5	58	9	7	n.d	11
Cold blast	3.2	AC	12000	Bag filter	10	401	5084	16	1	11
Cold blast	5	AC	23000	Bag filter	6	434	28558	63	n.d	11
Cold blast	8	AC	20000	Bag filter	20	401	936	36	n.d	11
Cold blast	9	UC	22000	Bag filter	4	105	17286	60	n.d	11

1) Working with an old recuperator  
UC: Under charge gas collection; AC: above charge gas collection  
All data are continuous monitored daily average values

**Table 3.7: Emission data for hot blast and cold blast cupolas working with different set-ups [29, Batz, 1986], [202, TWG, 2002], data recalculated to 11 % O<sub>2</sub>**

### 3.2.2.4 Cupola slag

Slags contain oxides that float upon the melt and which arise from impurities in the feed material, wearing of the furnace refractory and from the ash of coke and from the melting loss of the metal charge [225, TWG, 2003]. Slags are bonded through the addition of binders, such as vermiculite. The typical composition of cupola slag is given in Table 3.8. A cupola furnace typically produces 40 – 80 kg slag per tonne of liquid iron.

Compound	%
SiO <sub>2</sub>	45 – 55
CaO	25 – 40
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8 – 20
MgO	1 – 3
MnO	1 – 4
FeO	1 – 6
Sulphides	<1
TiO <sub>2</sub>	<1
ZnO	<0.1

**Table 3.8: Typical cupola slag composition [172, Neumann, 1994], [156, Godinot, 2001]**

Cupola slag consists of 30 % refractory material, 10 % sand (from internal scrap), 40 % CaO (flux), 10 % cokes ashes, and 10 % burn-off material.

An important aspect of cupola slag is its high SiO<sub>2</sub>-content. After quenching, the slag has a vitrified structure. This generates an inert non-leaching material.

### 3.2.2.5 Waste refractory

The cupola furnace has the specific feature that the lining material (quartz-clay mixture) of the furnace at the melting zone only lasts for one melting campaign. The main part of the refractory is converted into slag. The amount to be taken out and disposed of as waste is much smaller than the applied amount.

### 3.2.3 Electric arc furnace

Input	Output
– ferrous material (steel scrap, foundry returns swarf, pig iron ...)	– metal alloy (cast steel)
– alloying metal (ferro-alloys ...)	– dust (metal content, refractory)
– flux (limestone ...)	– NO <sub>x</sub> , CO <sub>2</sub> , CO
– energy (electricity, gas, oil)	– organic air pollutants, HC
– oxygen	– metal oxide fumes
– electrodes	– slag (CaO, SiO <sub>2</sub> , MgO)
	– waste refractories

#### 3.2.3.1 Input

500 – 600 kWh of electricity is used to melt and raise one tonne of steel to its casting temperature. Furnaces are normally rated at 500 kVA per tonne, giving a melting time of about 1.5 hours.

The electrodes are made of graphite and are consumed during operation through oxidation, volatilisation and breakage, so they must be replaced as necessary. A three tonne furnace typically uses electrodes of 200 mm diameter. Electrode consumption is a significant factor in the cost of arc melting and figures vary from 3 to 10 kg/tonne of steel melted depending on the type of steel produced and the practice used. [174, Brown, 2000]

#### 3.2.3.2 Particulate matter

Particulate emission rates reported in literature vary from 2 to 20 kg per tonne of iron charged with an average of 5 to 8 kg per tonne. The highest emission rates are recorded at the beginning of the melting cycle, during the decarburisation treatment and during back charging [173, Huelsen, 1985]. Particle sizes range from less than 1 µm up to 100 µm, with 50 % being less than 3 to 5 µm. During oxygen treatment, one analysis showed almost 90 % of the particles were smaller than 5 µm.

In terms of the chemical composition of the particulate matter, an even bigger range of measured data can be observed. Table 3.9 gives an overview of the reported figures in the literature.

Substance	Weight per cent (%)
FeO + Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	30 – 60
SiO <sub>2</sub>	5 – 35
CaO	1 – 15
MgO	0 – 15
ZnO	0 – 16
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0 – 8
MnO	2 – 10
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0 – 5
MoO <sub>3</sub>	<1
NiO	<1
Pb	<1
Cd	<0.01
TiO <sub>2</sub>	<0.05
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	<0.05
Ignition loss	0 – 4

Table 3.9: Chemical composition of EAF dust from steel foundries [32, CAEF, 1997]

The composition of the furnace dust primarily depends on the steel grade being produced. For instance, low alloy steels will not generate emissions containing chromium or nickel, whereas stainless steel will. Another important factor is scrap quality. Melting galvanised steel scrap leads to significant emissions of zinc oxide.

The application of an appropriate hooding of the furnace allows the capture of up to 98 % of the furnace dust. The captured exhaust gas is then cleaned, usually using a bag filter. This reduces dust emission levels to below 10 mg/Nm<sup>3</sup>.

[29, Batz, 1986]

### 3.2.3.3 Visible fumes

Visible fumes are emitted during charging of the hot furnace and at the beginning of the melting cycle. The available literature does not report the quantities and the composition of these secondary emissions. Again, the nature of the fumes depends on the cleanliness of the charged material with respect to its oil, grease, paint or other organic matter content.

### 3.2.3.4 Waste gases

Electric arc furnaces are mainly used for steel melting. They primarily generate dust emissions and gaseous compounds, such as nitrogen oxides, carbon monoxide and organic compounds. The organic compounds depend on the type and amount of impurities in the feed metal. The raw materials used as charge materials in the foundry are selected so that they don't usually contain materials that can produce dioxins. Organic compounds are decomposed into harmless products, so long as no scrap preheating without post-combustion is applied. [29, Batz, 1986]

Emission data for the main combustion gas components are given in Table 3.10. Inventory data from Italian foundries showed a dust level below 10 mg/Nm<sup>3</sup> (ranging from 1.2 – 8.3 mg/Nm<sup>3</sup>) when a bag filter is applied. Wet scrubbing gives dust emissions below 25 mg/Nm<sup>3</sup> (ranging from 12 – 24.5 mg/Nm<sup>3</sup>). [180, Assofond, 2002]

	Capacity tonne/ charge	Off-gas collection	Flow m <sup>3</sup> /h	FGC equipment	Dust mg/Nm <sup>3</sup>	SO <sub>2</sub> mg/Nm <sup>3</sup>	CO mg/Nm <sup>3</sup>	NO <sub>x</sub> mg/Nm <sup>3</sup>	HF mg/Nm <sup>3</sup>	O <sub>2</sub> vol %
EAF	50	FH	265000	Bag filter	2	n.d	n.d	50	n.d	20
EAF	2 x 50	FH	380000	Bag filter	4	n.d	n.d	n.d	n.d	20
EAF	10	PH	160000	Bag filter	1	1	200	5	0.1	20

FH: Full hooding; PH: Partial hooding

**Table 3.10: Typical emission values for EAF furnaces**  
[29, Batz, 1986]

During melting and refining, CO is generated from the oxidation of the graphite electrodes and the carbon from the metal bath. Estimated quantities are 6 to 20 Nm<sup>3</sup> CO/tonne (or 7.5 to 25 kg CO/tonne) depending on the initial carbon content of the charged material and the required carbon level after treatment. The oxygen injection causes quantities of iron oxide (red smoke) to be emitted from the metal bath. No other significant emissions have been reported. [32, CAEF, 1997]

### 3.2.3.5 Slags

The chemical composition of EAF slags are given in Table 3.11. The reported values were based on the analyses of 3 samples.

Compound	Average (%)	Range (%)
SiO <sub>2</sub>	36.2	28.6 – 41.8
CaO	12.4	7.2 – 17.7
MgO	22.1	18.3 – 27.0
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8.4	7.4 – 0.1
FeO	0.7	0.5 – 1.0
MnO	14.8	4.0 – 29.6
TiO <sub>2</sub>	1.2	0.39 – 2.7
Na <sub>2</sub> O	0.3	0.11 – 0.57
K <sub>2</sub> O	0.1	0.1 – 0.23

**Table 3.11: Chemical composition of EAF slag**  
[171, The Castings Development Centre, 1999]

### 3.2.4 Induction furnace

Input	Output
– ferrous material (iron pigs, steel scrap, swarf, foundry returns ...)	– metal alloy (cast iron, cast steel)
– alloying metal (ferro-alloys ...)	– dust
– carburising agents, flux	– organic and metallic fumes
– energy (electric)	– CO
– cooling water	– slag
	– refractory waste

#### 3.2.4.1 Coreless induction furnace

##### 3.2.4.1.1 Energy input

A coreless induction furnace can melt a tonne of iron and raise the temperature of the liquid metal to 1450 °C using under 600 kWh of electricity. However, in practice, only a few foundries can achieve this level of specific consumption on a week-by-week basis. The actual energy consumption varies according to the size and working regime of the furnace. Large furnaces, working 24 h a day and using a molten heel can achieve a 600 kWh/tonne value. Surveys of foundries show that consumptions of 520 – 800 kWh/tonne metal charge are common, the variation being due to individual melting practice, such as the rate at which the pouring line will accept the molten metal and whether furnace lids are used effectively. Attention to energy saving measures should allow figures of 550 – 650 kWh/tonne metal charge to be achieved. The typical heat losses from a coreless induction furnace are shown in Figure 3.2.

[47, ETSU, 1992], [174, Brown, 2000], [202, TWG, 2002]

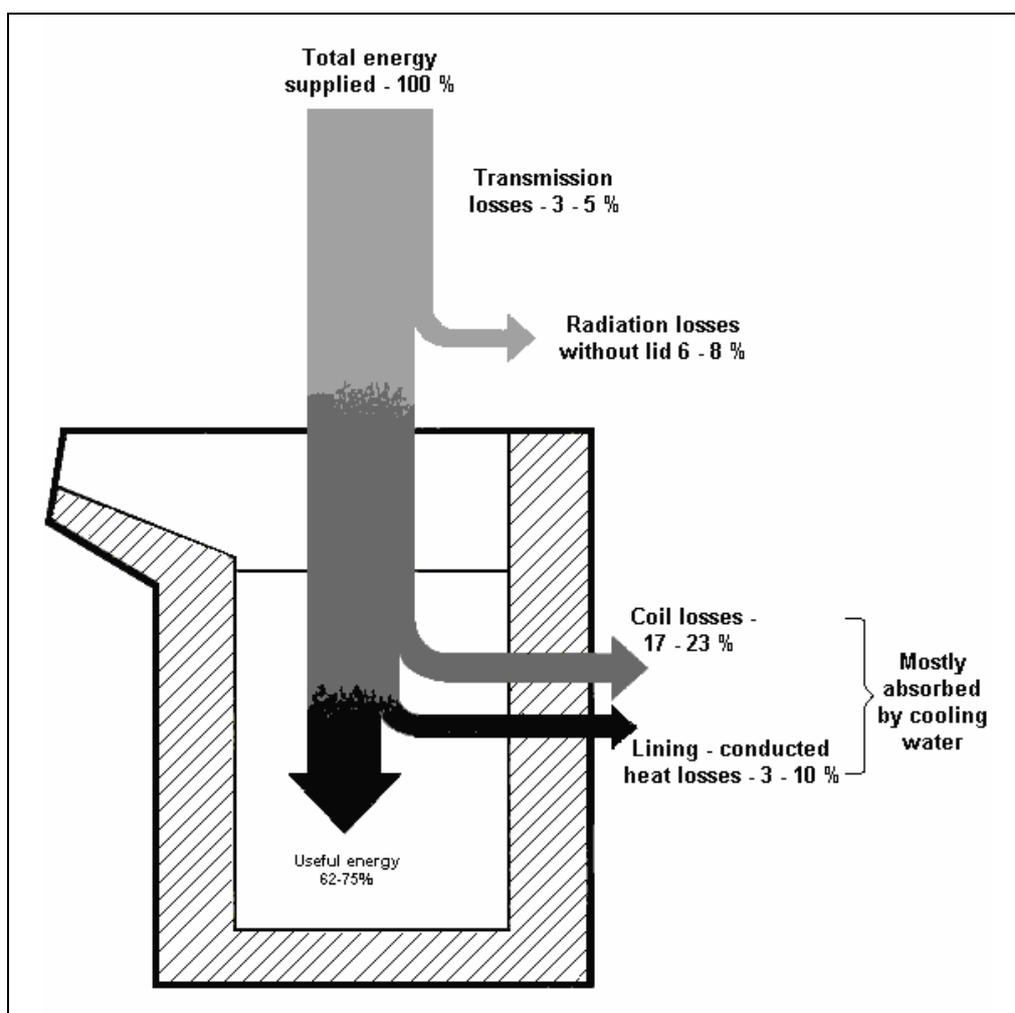


Figure 3.2: Typical energy losses from a mains frequency coreless induction furnace [47, ETSU, 1992]

### 3.2.4.1.2 Particulate matter

Emission rates of 0.06 to 1 kg/tonne metal charge have been reported in literature, but at present, emission rates of 0.04 to 3 kg/tonne are normal. The highest emission rates occur during charging and at the beginning of the melting cycle. Particle sizes range from 1 – 100  $\mu\text{m}$ , with more than 50 % being smaller than 10 – 20  $\mu\text{m}$ . [32, CAEF, 1997], [202, TWG, 2002]

Dust emission levels and PM distribution from a German IF foundry are given in Table 3.12.

Flue-gas cleaning	Volume (m <sup>3</sup> /h)	Total dust (mg/m <sup>3</sup> )	PM <sub>10</sub> (%)	PM <sub>2.5</sub> (%)
Hood and bag filter	10400	c. 0.4	78	50

Table 3.12: IF dust emission level and PM size distribution [202, TWG, 2002]

As for the chemical composition of the particulate matter, there is no published data regarding the melting of steel, but there is reason to believe that it is close to that of the composition of the dust emitted during the melting of cast iron as shown in Table 3.13. The presence of Zn, Pb or Cd will lead to metallic fumes during the meltdown of the charge.

Substance	Weight per cent (%)
FeO + Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	30 – 70
SiO <sub>2</sub> (depending on the lining material)	5 – 25
MnO	<5
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (depending on the lining material)	3 – 10
CaO	<1
ZnO (depending on the charge material)	<5
Metallic oxides (depending on the charge material)	<0.1
Loss on ignition	0 – 10

**Table 3.13: Chemical composition of induction furnace dust in cast iron foundries [32, CAEF, 1997]**

### 3.2.4.1.3 Waste gases

The melting of iron and steel in induction furnaces results in low emissions compared to the cupola furnace. Emissions due to the combustion of fossil fuel are especially prevented. An exhaust capture efficiency of up to 95 % is possible using special capture systems, such as side-draughts, movable hoods and partial covering of the furnace. Filtration of the off-gases is mainly performed using dry systems. Dust emission levels below 5 mg/Nm<sup>3</sup> can be obtained [225, TWG, 2003]. Typical emission data are given in Table 3.14.

	Capacity No of furnaces x tonne/charge	Off-gas collection	Flow m <sup>3</sup> /h	FGC equipment	Dust mg/m <sup>3</sup>	SO <sub>2</sub> mg/m <sup>3</sup>	CO mg/m <sup>3</sup>	NO <sub>x</sub> mg/m <sup>3</sup>	HF mg/m <sup>3</sup>	O <sub>2</sub> vol %
IF	(2 x 10) + (3 x 3)	Side-draught	54000	Bag filter	5	n.d	n.d	n.d	n.d	21

**Table 3.14: Typical emission data for induction furnace melting in a ferrous foundry [29, Batz, 1986]**

Charging oily scrap or borings in a cold furnace will lead to the presence of organic vapours in the exhaust gases, which will not be burned since they are created at the beginning of the melting cycle. Adding this kind of scrap to a molten bath (i.e. the molten heel practice) can be very dangerous since small explosions in the metal bath may occur, which can then lead to splashing metal drops and sparks out of the furnace.

Since the scope of the work is limited to the foundry boundaries, no emission data for the generation of electrical energy have been taken into account.

### 3.2.4.1.4 Slags

The typical properties of induction furnace slags are given in Table 3.15. Induction furnaces produce 10 – 20 kg slag per tonne metal charge. The amount of slag produced depends on the quality of charge material. The lower limit of the given range applies if internal scrap is cleaned (blasted) before re-melting.

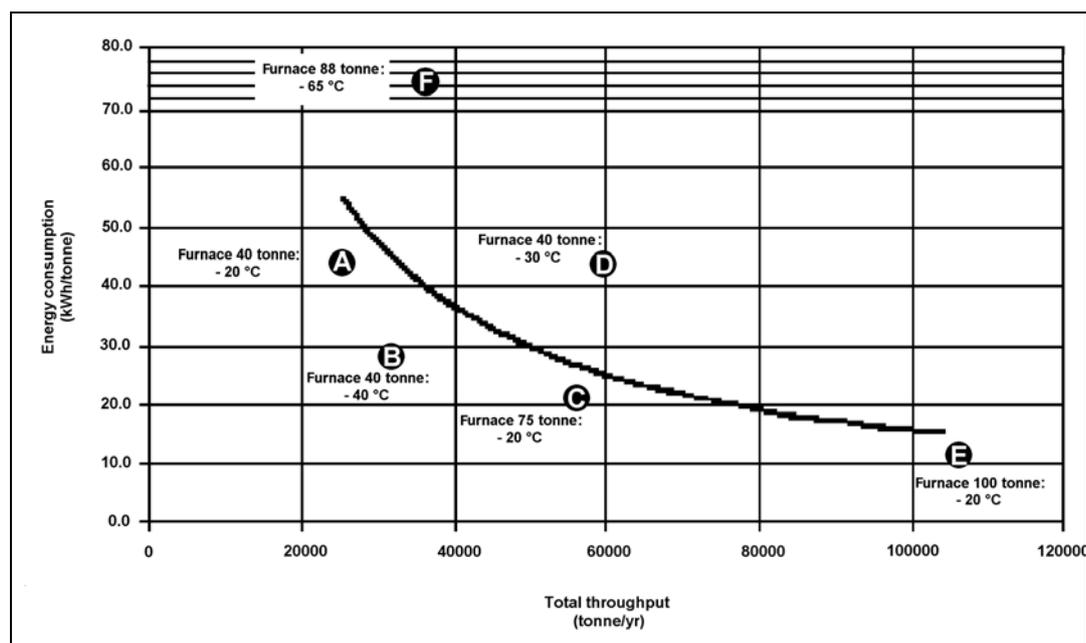
Compound	%
SiO <sub>2</sub>	40 – 70
FeO	10 – 30
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2 – 15
MnO	2 – 10
CaO	0 – 3
MgO	0 – 3

**Table 3.15: Typical composition of induction furnace slag**  
[172, Neumann, 1994]

### 3.2.4.2 Channel induction furnace

In ferrous metal foundries, the channel induction furnace is mainly used as a holding furnace. It is the furnace of choice for duplex operation with the hot blast cupola. In this case, its function is either to hold or to homogenise the chemical composition of the metal, or to serve as a reservoir of the melted metal for the casting. The furnace's role is not to increase the metal temperature, but rather to prevent unwanted cooling.

Figure 3.3 presents the energy consumptions of some representative channel induction furnaces. The consumption depends on process related parameters, such as the holding time. The graph shows that the consumption decreases with increasing annual tonnage. The extreme values are 80 and 20 kWh per tonne transferred.



**Figure 3.3: Energy consumption (kWh/tonne) as a function of transferred tonnage and loss of temperature for channel induction furnaces**  
[140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001]

### 3.2.5 Rotary furnace

Input	Output
– ferrous material (iron pigs, steel scrap, swarf, foundry returns ...)	– metal alloy (cast iron)
– alloying metal (ferro-alloys ...)	– dust
– carburising agents, flux	– organic and metallic fumes
– energy (electric, oil, gas)	– slag
– cooling water	– refractory waste

### 3.2.5.1 Input

As is the case with electric melting, the energy source used in the rotary furnace allows a clean process, especially if natural gas or propane is used. The degree of contamination of the charged scrap is again very important to the nature and the quantities of the emissions that arise. This fact explains why no uniform emission pattern exists, and why the measurement data show wide variations.

### 3.2.5.2 Particulate Matter

Particulate matter originates from dirt adhering to the charged material, lining wear during charging and melting, and from the burn out of alloying elements and the different additions to the charge. The reported data show overall emission rates of 0.3 to 2.9 kg/tonne metal charge. The grain size is relatively small, from less than 1  $\mu\text{m}$  to 100  $\mu\text{m}$ , with 20 % <1 $\mu\text{m}$ , 60 % less than 10  $\mu\text{m}$  and 95 % smaller than 50  $\mu\text{m}$ . [32, CAEF, 1997], [204, Carnicer Alfonso, 2001]

The chemical composition of rotary furnace dust is given in Table 3.16.

Compound	%
Iron oxides	50 – 75
MnO	<1
SiO <sub>2</sub>	<1
MgO	1 - 2
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<0.5
ZnO	<1
Pb	<0.5
Sn	0.2
Loss on ignition	5 – 10

**Table 3.16: Chemical composition of rotary furnace dust in ferrous melting [204, Carnicer Alfonso, 2001]**

### 3.2.5.3 Waste gases

CO<sub>2</sub> production is estimated to be 120 kg/tonne metal charge. The thermal efficiency of the furnace is very high at 50 to 65 %<sup>4</sup>, depending on the capacity. This high yield is achieved by using pure oxygen instead of air as a combustion medium. During the reducing flame conditions the combustion of the fuel or gas may be incomplete. CO may be produced under these conditions. However, at this point the exhaust gases leave the furnace at a temperature of 1500 °C and CO burns spontaneously when in contact with the ambient air, which is used to cool the gases.

If sulphur bearing fuel is used, SO<sub>2</sub> emissions can be significant. However, natural gas or propane does not show any significant SO<sub>2</sub> emission.

NO<sub>x</sub> emissions of 50 to 250 ppm in the off-gases have been measured in a 5 tonne furnace. The NO<sub>x</sub> originates from the oxidation of atmospheric nitrogen at high flame temperatures (2800 °C) if ambient air is leaking into the furnace through the burner door. The production of NO<sub>x</sub> is significant during the oxidising flame regime but only low during the reducing regime. No reports have been made concerning carbonaceous emissions, probably due to the high flame temperature in the furnace and the relatively high cleanliness of the charged material. [32, CAEF, 1997]

<sup>4</sup> This is if the energy for oxygen production is not taken into account. With oxygen production, the efficiency should be 10 to 15 % less. Furthermore if the energy for the replacement of the burnt out charge elements (C, Si) is discounted the resulting primary efficiency is only about 30 to 35 %.

For ferrous rotary furnaces operating with simple air/fuel burners and an afterburner, dust emissions peak at about 250 mg/m<sup>3</sup> for short periods (between 3 seconds continuously but also intermittently over a period of a minute) during the solid phases of the melt cycle. Thereafter, once the charge starts to become liquid, the dust emissions reduce to less than 30 mg/m<sup>3</sup> during normal running. Emissions may remain as high as 150 – 200 mg/m<sup>3</sup> continually during the solid phase of the melt. 40 % combustible emissions are common. Peak emissions from rotary furnaces consist of at least 80 % unburned fuel and occur during charging operations when the main furnace burner is extinguished and then re-lit. The mentioned emissions only apply if at all times, including during charging, the fumes are ducted via the afterburner, which is kept fully operational [163, UK Environment Agency, 2002]. The following raw gas dust levels have been reported for an oxygas rotary furnace without an afterburner: an average dust load of 400 – 450 mg/Nm<sup>3</sup> over the two distinct melting phases. These phases are a solid phase with dust emission levels of 150 mg/Nm<sup>3</sup>, and a liquid metal phase with peak levels up to 1500 mg/Nm<sup>3</sup> at the start of the rotation and 600 – 700 mg/Nm<sup>3</sup> during normal operation. [204, Carnicer Alfonso, 2001]

Typical emission data are given in Table 3.17. These were collected from a 1.4 tonne/h cast iron melting furnace, without any flue-gas cleaning equipment. Inventory data from Italian foundries showed a dust level below 15 mg/Nm<sup>3</sup> (ranging from 0.6 – 14.6 mg/Nm<sup>3</sup>) if a bag filter is applied [180, Assofond, 2002].

Parameter	Measured value	Parameter	Measured value
Gas flow (Nm <sup>3</sup> /h)	9000	Chlorine (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.01
Capacity (tonnes/h)	1.4	Dioxins (ngTEQ/Nm <sup>3</sup> )	0.018
SO <sub>2</sub> (mg/Nm <sup>3</sup> )	70 ± 60	PAHs (ng/Nm <sup>3</sup> )	
NO <sub>x</sub> (mg/Nm <sup>3</sup> )	200 ± 200	Naphthalene	548
CO (mg/Nm <sup>3</sup> )	20 ± 10	Phenanthrene	269
Hydrocarbons (mg/Nm <sup>3</sup> )	<1	Anthracene	9
HCl (mg/Nm <sup>3</sup> )	1.64	Fluoranthene	102
HF (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.91	Pyrene	55
Dust (mg/Nm <sup>3</sup> )	220	Benzo(a)anthracene	10
Mercury (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.35	Chrysene	73
Cadmium (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.001	Benzo(a)fluoranthene	3
Thallium (mg/Nm <sup>3</sup> )	<0.0015	Benzo(b)+(k)fluoranthene	39
Arsenic (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.0002	Benzo(a)pyrene	12
Nickel (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.015	Benzo(e)pyrene	20
Cobalt (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.0001	Indeno(1,2,3-cd)pyrene	10
Lead (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.38	Dibenzo(a,h)+(a,c)anthracene	3
Chromium (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.022	Benzo(g,h,i)perylene	11
Copper (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.196	Perylene	4
Manganese (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.38	Anthanthrene	3
Antimony (mg/Nm <sup>3</sup> )	<0.0001		
Vanadium (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.011		
Tin (mg/Nm <sup>3</sup> )	0.0187		
Selenium (mg/Nm <sup>3</sup> )	<0.0001		
Platinum (mg/Nm <sup>3</sup> )	<0.0006		
Palladium (mg/Nm <sup>3</sup> )	<0.0029		
Rhodium (mg/Nm <sup>3</sup> )	<0.0016		
Zinc (mg/Nm <sup>3</sup> )	1.768		
Iron (mg/Nm <sup>3</sup> )	64.63		
- Data for installation without flue-gas cleaning			
- Average values for 3 measurements, when the standard deviation is >30 % the value is given			

**Table 3.17: Measured emissions for rotary furnace, melting cast iron, without flue-gas cleaning equipment**  
[110, Vito, 2001]

### 3.2.6 Argon Oxygen Decarburisation (AOD) converter

Input	Output
- molten steel	- decarburised steel
- alloying metals (ferro-alloys)	- metal oxide dust and fumes (Fe,Mn,Cr,Ni)
- Al, FeSi, lime	- gases (CO <sub>2</sub> , CO, inert gases)
- O <sub>2</sub> , N <sub>2</sub> , Ar	- slag (CaO,SiO <sub>2</sub> , AlO <sub>3</sub> )

#### 3.2.6.1 Input

The AOD converter is used mainly in the production of low carbon stainless steels and, in special cases, carbon and low alloy steels: to remove impurities such as carbon, sulphur and oxides and also to decarburise high chromium stainless steels. The processed material is liquid steel that has been melted in EAF furnaces or in induction furnaces and afterwards poured off into the vessel through ladles. The technique is most common in the steel industry, but it is also applied in foundries, although to only a limited extent. For decarburisation, oxygen is injected in the converter and oxidises carbon into CO gas, which escapes from the liquid metal. No energy source is used except for the energy from the combustion reaction between oxygen and carbon during oxidation and, afterwards, between oxygen and aluminium (and/or silicon) during reduction.

The consumption of carbon ranges from 0.4 to 1 %, being about 50 – 120 m<sup>3</sup> of CO per tonne of steel and 25 – 60 m<sup>3</sup> oxygen. To eliminate sulphur it is necessary to use a high basicity slag in a completely reduced liquid steel. Reduction materials, such as aluminium or silicon and lime are charged in the AOD converter. The consumption levels depend on the quality of the steel grade and are given in Table 3.18.

Compound	Consumption (per tonne of steel)
CO	50 – 120 m <sup>3</sup>
O <sub>2</sub>	25 – 60 m <sup>3</sup>
Al	1 – 2.5 kg
Lime	10 – 20 kg
Si	1 – 2 kg
Ar	1 – 5 m <sup>3</sup>

**Table 3.18: Consumption levels for the AOD treatment of steel**  
[202, TWG, 2002]

#### 3.2.6.2 Output

Dust emissions are comparable to EAF furnaces' dusts, both in quantity and quality. AOD dust emissions have lower levels of residuals (organic) from the scrap charge, but on the other hand have a higher level of metal oxide (Cr, Ni), as it is mainly stainless steel which is processed in AOD vessels.

#### 3.2.6.3 Waste gases

The effluent from the mouth of an AOD consists of carbon monoxide and inert gas. The rate of carbon monoxide evolution depends on the tuyères oxygen injection rate and the oxygen efficiency, or per cent of oxygen which reacts with carbon. This oxygen efficiency, or "carbon removal efficiency", as it is traditionally labelled in AOD operation, varies during the course of an AOD blow, in response to combined variables of the bath carbon level, temperature, bath chemistry, and the mixture of injected gases.

The CO and inert gas mixture leaves the vessel approximately at the bath temperature. The CO mixture exiting the vessel is mixed with excess air in order to fully burn the CO to CO<sub>2</sub> very early in the exhaust duct. This is done to prevent the presence of combustible or explosive mixtures persisting downstream into the duct to the filter equipment.

### 3.2.6.4 Slags

Slag is particularly “clean” from metal oxides, since, due to the peculiarity of the process, they are usually consumed. The slag composition is given in Table 3.19.

Compound	%
CaO	50 – 70
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5 – 25
SiO <sub>2</sub>	10 – 25
MgO	5 – 15

**Table 3.19: AOD slag composition**  
[202, TWG, 2002]

### 3.2.7 Vacuum Oxygen Decarburisation Converter (VODC)

The VODC process involves decarburisation under reduced pressure. It is much less used than the AOD process. Vacuum processes (EAF/vacuum) accounted for 5.8 % of the Western World’s stainless steel production in 1991. The technique consumes 1 Nm<sup>3</sup> Ar per tonne of steel, shows low chromium oxidation and has a silicon consumption of 3 – 5 kg/tonne. The VODC allows the production of ultra-low-carbon and nitrogen grades. [202, TWG, 2002]

### 3.2.8 Steel refining and treatment

For deoxidation, aluminium is commonly used in the form of a stick. Additions vary from 0.1 % for medium carbon steel to 0.2 % for low carbon steel. Recovery is between 35 % and 80 %. Mechanical feeding of aluminium wire is also used. [174, Brown, 2000].

### 3.2.9 Cast iron treatment

#### 3.2.9.1 Nodularisation

The efficiency, the qualitative assessment of flue-gas production and the complexity of the various nodularisation methods are compared in Table 3.20.

	Sandwich	Tundish cover	Plunging	Flow through	Wire injection	Inmold	Ductilator
Mg- take-up efficiency (%)	35 – 50	45 – 60	40 – 60	40 – 50	20 – 50	70 – 90	60 – 75
Flue-gas production	High	Low	Low	Low	Low	No	High
Comment	Easy operation	Optimised sandwich but more maintenance	High maintenance	High maintenance	Expensive installation	Different design of pouring system	High maintenance

**Table 3.20: Comparison of various nodularisation procedures**  
[110, Vito, 2001], [225, TWG, 2003]

### 3.3 Melting and the metal treatment of aluminium

#### 3.3.1 Survey of melting furnaces for aluminium

Table 3.21 shows typical furnace properties, consumption and emission data for various types of aluminium melting furnaces. Due to the wide range of furnace capacities and set-ups, the literature data does not always provide consistent consumption ranges. Consumption levels are highly dependent on the furnace capacity and exploitation conditions, such as metal temperature and charge density.

The use of a pure starting material and mainly electric and gas-fired heating, results in relatively low emission levels from the melting. Due to the limited concern about off-gas quality, information on the flue-gas composition is limited.

In an aluminium melting operation there is no generation of metal fume and the metal is only lost when dross forms. This type of loss is often called the loss by burning and is an oxidation of the molten metal. It depends on the amount of covering slag and whether combustion occurs. It is brought about by a leakage of air into the furnace or by the malfunction of the burner. The costs for this loss can be high, sometimes even being higher than the energy costs. [148, Eurofine, 2002]

Data for each of the specific furnace types will be discussed and detailed in the subsequent sections.

	Units	Rotary furnace	Hearth type furnace	Shaft furnace	Crucible furnace		
Subtype			One chamber		Fuel heated	Resistance heated	Induction
Energy sources		Fuels (liquid, gaseous)	Fuels (liquid, gaseous)	Fuels (liquid, gaseous)	Fuels (liquid, gaseous)	Electricity	Electricity
Thermal efficiency <sup>1</sup>	%	15 – 40	<30 – 57	35 – 60	15 – 40	65	65 – 70
Primary thermal efficiency <sup>2</sup>	%	15 – 40	<30 – 57	35 – 60	15 – 40	22	22 – 25
Spec. Energy demand <sup>3</sup>	kWh/t Al <sup>4</sup>	600 – 1250	975 – 1150	580 – 900 <i>610 – 720</i>	900 – 1200 <i>610 – 680</i>	750 <i>470 – 590</i>	475 – 640 <i>440 – 470</i>
Batch/continuous		Batch	Batch	Continuous	Batch	Batch	Batch
Melting capacity	t	3 – 10	0.5 – 30	0.5 – 4 (-15)	0.1 – 1.2	0.1 – 0.4	0.2 – 25
Holding capacity	t	n.a	n.a	1.5 – 10	0.1 – 1.5	0.1 – 1.5	0.15 – 6
Meltdown time		2 – 4	3 – 4	0.5 – 1	0.5 – 1	4 – 5	0.2 – 0.5
Refining ability		Low	Low	Low	Good	Very good	Low
Loss by burning	%	n.d	n.d	1 – 3	1 – 2	1 – 2	1 – 2
Dust generation	kg/t Al <sup>4</sup>	n.d	<1	<1	<1	Minor	Minor
NO <sub>x</sub> <sup>5</sup>	kg/t Al <sup>4</sup>	n.d	<1 – 6	<1 – 6	<1 – 6	n.a	n.a
Investment costs <sup>6</sup>	EUR '000	n.d	n.d	190 – 370	20 – 50	12 – 100	190 – 500
Running costs	EUR '000	n.d	n.d	20 – 100	3 – 20	15 – 45	35 – 150
Abatement techniques		Bag house filter for bigger installations	Bag house filter for bigger installations	Bag house filter for bigger installations	Typically not necessary due to small furnace size	Not necessary	Not necessary

<sup>1</sup> Definition: the relationship between the heat of the molten bath and the fuel heat supplied; indicated values give an order of magnitude but largely depend on the exploitation conditions, such as the metal temperature

<sup>2</sup> Efficiency of electrical power generation (fuels) assumed to be 35 %

<sup>3</sup> Depends on heat recovery measures; only valid for melting; values given by [148, Eurofine, 2002] *in italics*

<sup>4</sup> Units 'per tonne Al' refer to tonne of molten aluminium alloy

<sup>5</sup> Depends on burner design and operational performance

<sup>6</sup> Depends on heat recovery measures; only valid for melting

Sources of information: VDG internal survey; Aluminium Taschenbuch, Band 2, 15. Auflage, Aluminium Verlag GmbH, Düsseldorf, 1996; Aluminium recycling, Aluminium Verlag GmbH, Düsseldorf, 2000; [148, Eurofine, 2002]; comments CTIF

**Table 3.21: Typical furnace properties and emission data for aluminium melting [148, Eurofine, 2002] and comments from CTIF and VDG**

### 3.3.2 Shaft furnace

Input	Output
- aluminium ingots, foundry returns	- molten aluminium
- energy	- dust
- deoxidation and gas removal products	- NO <sub>x</sub> , CO
	- used refractory

Emission factors have been provided for emissions per tonne of good casting, based on the following assumptions:

- average molten metal yield: 70 % (casting/molten metal)
- average scrap value: 5 % (scrap from finishing/casting)
- global metal yield:  $0.7 \times 0.95 = 66.5$  % (good casting/molten metal)

Consumption and emission data per tonne of good casting for a 3 t/h shaft furnace, melting aluminium are given in Table 3.22. This also gives the flue-gas emission levels of the raw off-gas without cleaning.

Input	Value per tonne	Value per Nm <sup>3</sup>
Aluminium ingots	1503 kg/t	
Natural gas	717 kWh/t	
Electric energy	172 kWh/t	
Total energy use	889 kWh/t	
<b>Output</b>		
Slag (with 35 – 40 % Al)	40.3 kg/t	
Used refractories	0.3 kg/t	
<b>Emissions (without flue-gas cleaning)</b>		
Particles	0.12 kg/t	112 mg/Nm <sup>3</sup>
NO <sub>x</sub>	0.18 kg/t	113 mg/Nm <sup>3</sup>
VOC	0.12 kg/t	
SO <sub>2</sub>	0.04 kg/t	
CO		150 mg/Nm <sup>3</sup>
Pb + Cr + Cu		0.98 mg/Nm <sup>3</sup>
Cd + Hg		0.01 mg/Nm <sup>3</sup>
As + Ni		0.03 mg/Nm <sup>3</sup>
Data are calculated values per tonne of good casting		

**Table 3.22: Input and output for aluminium melting in a shaft furnace [177, Silva Ribeiro, 2002]**

Table 3.23 gives the consumption levels for a two tonne melting capacity shaft furnace melting aluminium.

	Total measured consumption	Specific consumption per tonne of charged metal
Metal charges	115332 kg (54 % ingot, 46 % scrap)	1 tonne
Metal tapped	113983 kg	0.988 kg/tonne
Metal loss	1349 kg	0.012 kg/tonne – 1.2 %
Dross removed	1412 kg	0.012 kg/tonne – 1.2 %
Gas consumption	92786 kWh	804 kWh/tonne

**Table 3.23: Results from a 6-day trial melt in a 2 tonne melting capacity shaft furnace for Al [48, ETSU, 1994]**

### 3.3.3 Induction furnace

Input	Output
– aluminium ingots, foundry returns	– molten aluminium
– electrical energy	– dust
– cooling water	– used refractory

Aluminium induction furnaces usually range from 500 kg to 2 tonnes capacity and operate at frequencies of 250 – 1000 Hz.

For example, in one installation, two 1.5 tonne aluminium capacity steel shell tilters are powered by a 1250 kW, 250 Hz power supply with a change-over switch which allows alternate furnaces to be melted. With this system 1.5 tonnes can be melted in 40 minutes.

Induction furnaces are energy efficient melters. The energy consumption for melting is affected by the density of the charge and the melting practice used. Batch melting is less efficient than using a molten heel. A 50 % molten heel is the most efficient. The energy consumption varies from 540 kWh/tonne for a high bulk density charge (small scrap and ingot) to 600 kWh/tonne if a lower density scrap (such as pressure die-casting runners and ingot) is melted. While the energy consumption is low, the costs for melting may be higher than for gas-fired furnaces because of the generally higher cost of electricity as a source of heat. [175, Brown, 1999] [148, Eurofine, 2002]

The induction furnace coil needs a cooling system. Cooling water may run in a closed circuit or in an open evaporative system.

### 3.3.4 Radiant roof furnace (resistance heated)

These resistant heated furnaces are holding furnaces, mainly used for aluminium alloys. The emission depends on the used metal, the holding-temperature, the surface area and the "metal out" and "metal in" and especially of the holding-time. The emissions are so low that no measurements are available. [202, TWG, 2002]

### 3.3.5 Hearth type furnace

Hearth type (or reverberatory) furnaces exist in various sizes and shapes. Large hearth type furnaces allow rapid melting and can handle bulky charge material, but the direct contact between the flame and charge material may lead to high metal losses, gas pick-up and to considerable oxide contamination. Temperature control can also be difficult. This type of furnace is used less because of its relatively low thermal efficiency (around 1100 kWh/tonne). The hearth type furnace is also used for copper alloy melting (see Section 3.5.1). [175, Brown, 1999]

Table 3.24 gives the emission data for a 450 kg/h oil-fired hearth type furnace melting aluminium, and working without a flue-gas treatment system.

Compound	Emission level (mg/Nm <sup>3</sup> )	Mass flow (g/h)	Yearly mass flow (tonne/yr)
O <sub>2</sub>	17.6 %		
CO <sub>2</sub>	2.2 %		
CO	<4	<24	<0.0438
NO <sub>x</sub>	45	270	0.4928
SO <sub>2</sub>	13	78	0.1424
dust	1	6	0.011
TOC	5	30	0.0548
Al	0.092	0.552	0.001
Flue-gas flow: 6000 Nm <sup>3</sup> /h (dry); operational hours: 1825 h/yr			

**Table 3.24: Emission data for an oil-fired hearth type furnace melting Al [183, Goovaerts, 2002]**

### 3.3.6 Crucible furnace (fuel and resistance heated)

Input	Output
– aluminium ingots, foundry returns or liquid aluminium if used as a holding furnace	– molten aluminium
– electrical energy or fuel	– dust

Crucible furnaces are indirectly heated using fuel-fired burners or electrical resistors. For fuel-fired crucibles, the thermal efficiency is not as high as for other melting furnaces, since it is difficult to make use of the heat of the combustion products. They are relatively inexpensive and since the flames are not in contact with the molten metal, metal losses are low and the melt quality is high, and also alloy changes can be readily carried out. [175, Brown, 1999]

For aluminium alloys the amount of particles can roughly be assumed to be around 0.3 kg/tonne of molten metal. [126, Teknologisk, 2000]

Consumption and emission data per tonne of good casting for a 3 t/h crucible furnace, melting aluminium are given in Table 3.25.

Input	
Natural gas	538 kWh/tonne
Electricity	414 kWh/tonne
Total energy input	952 kWh/tonne
Output	
Slag	61 kg/tonne
Refractories	6.87 kg/tonne
Emissions (after bag house)	
NO <sub>x</sub>	0.18 kg/tonne
SO <sub>2</sub>	0.04 kg/tonne
VOC	0.12 kg/tonne
Dust	0.12 kg/tonne
All data are calculated values per tonne of good casting	

**Table 3.25: Consumption and emission data for the crucible melting of aluminium [177, Silva Ribeiro, 2002]**

### 3.3.7 Aluminium melt treatment

For the combination of degassing and cleaning in an impeller station, a mixture of argon or nitrogen with 3 % Cl<sub>2</sub> is generally used. For degassing alone, the gases Ar or N<sub>2</sub> are generally used without Cl<sub>2</sub>. The applied flow and degassing time depend on the type of alloy used and the size of the treatment vessel.

The consumption of modification agents, grain refiners and fluxes depends on the type of alloy, but is generally in the order of 100 g – 1 kg per 50 kg of molten metal.

### 3.4 Melting and casting of magnesium and magnesium alloys

#### 3.4.1 Magnesium melt protection

SF<sub>6</sub> and SO<sub>2</sub> are used as a covering gas to prevent the oxidation (or burning) of molten magnesium. Since SF<sub>6</sub> is more easy to handle than the toxic SO<sub>2</sub>, it became the preferred cover gas after its introduction in the mid 1970s. SF<sub>6</sub> has a global warming potential (GWP) of 22200 (for a 100 years time horizon) and an atmospheric lifetime of 3200 years [194, UNEP IPCC, 2002].

The quantities of SF<sub>6</sub> used in various operating conditions are given in Table 3.26 (pressure die-casting) and Table 3.27 (gravity die-casting). These concentrations need to be maintained close to the melt surface [191, IMA, et al.]. The tabled values are the recommended practice for the use of SF<sub>6</sub> from the International Magnesium Association (IMA). In practice, higher concentrations are sometimes used (e.g. 99.4 % CO<sub>2</sub>, 0.6 % SF<sub>6</sub>) [202, TWG, 2002].

Melt temp. (°C)	Atmosphere over the melt (vol %)	Surface agitation	Residual flux <sup>1)</sup>	Melt protection
650 – 705	Air/0.04 SF <sub>6</sub> <sup>2)</sup>	No	No	Excellent
650 – 705	Air/0.2 SF <sub>6</sub>	Yes	No	Excellent
650 – 705	75 air/25 CO <sub>2</sub> /0.2 SF <sub>6</sub>	Yes	Yes	Excellent
705 – 760	50 air/50 CO <sub>2</sub> /0.3 SF <sub>6</sub>	Yes	No	Excellent
705 – 760	50 air/50 CO <sub>2</sub> /0.3 SF <sub>6</sub>	Yes	Yes	Very good

1) May be present from prior operations  
 2) Minimum concentration under controlled conditions  
 Note: Dry air (<0.1 % H<sub>2</sub>O) should be used in the mixing

**Table 3.26: The use of SF<sub>6</sub> in pressure die-casting operations under various operating conditions [191, IMA, et al.]**

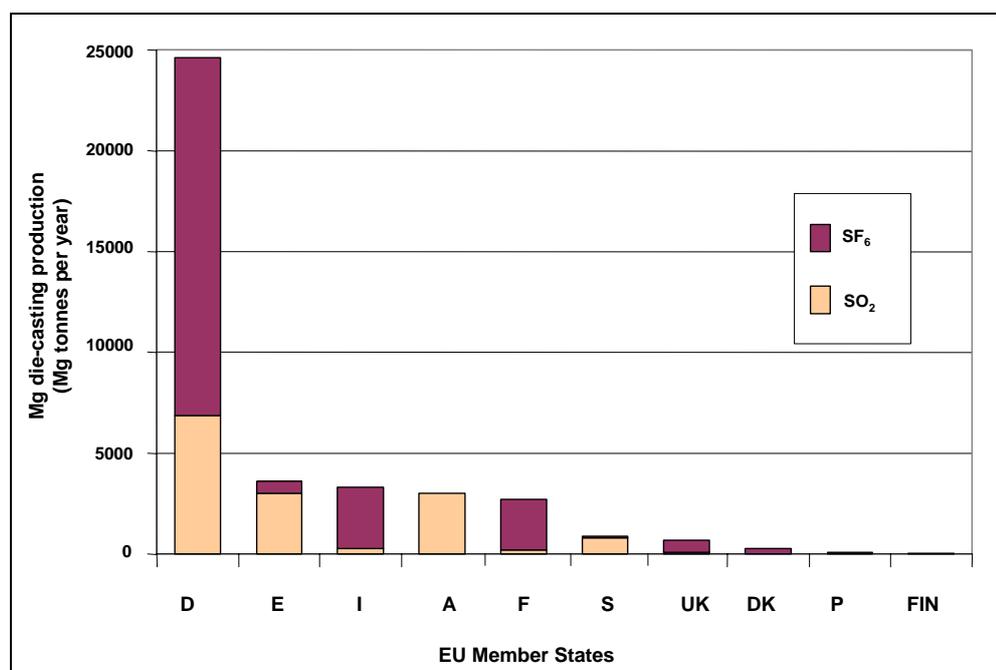
Crucible diameter (cm)	Quiescent (melting/holding) low gas flowrate		Agitated (alloying/pouring) high gas flowrate	
	SF <sub>6</sub> (ml/min)	CO <sub>2</sub> (l/min)	SF <sub>6</sub> (ml/min)	CO <sub>2</sub> (l/min)
30	60	3.5	200	10
50	60	3.5	550	30
75	90	5	900	50

Note: The suggested flowrates are 1.7 % – 2 % SF<sub>6</sub> by volume

**Table 3.27: Use of SF<sub>6</sub> in gravity die-casting operations [191, IMA, et al.]**

To date the only flux-free alternative to SF<sub>6</sub> is SO<sub>2</sub>. In an undisturbed melt, the use would be typically 1 - 2 % in air or nitrogen at a flowrate of 5 to 10 l/min. [182, Closset, 2002], [218, Harnisch and Schwarz, 2003]

In 2001, the overall EU production of magnesium parts totalled 39100 tonnes, 37 % of which were produced with SO<sub>2</sub> and 63 %, or 24500 tonnes, with SF<sub>6</sub> (see Figure 3.4). This issue is discussed further in Section 4.2.7.1.



**Figure 3.4: Mg die-casting production in tonnes/yr by EU states and by cover gas (SO<sub>2</sub> or SF<sub>6</sub>) (data 2001)**  
[218, Harnisch and Schwarz, 2003]

### 3.4.2 Magnesium melt treatment

Magnesium alloys containing aluminium are treated with hexachloroethane (HCE) for grain refinement. This treatment applies for alloys for sand and gravity die-casting, which makes up some 10 % of the total magnesium alloys. The required amount of HCE depends on the type of component to be manufactured and existing data based on the experience of the individual foundries. An approximate value of 2 kg of HCE per tonne of aluminium containing magnesium alloy has been reported. [178, Wenk, 1995]

### 3.4.3 Magnesium scrap

In a Mg die-casting foundry, the amount of return materials (Mg- scrap) is nearly equivalent to the amount of good die-castings. About 80 % of the return material complies with scrap grade class 1 (see Table 3.28).

Class	Description
Class 1	Clean, compact scrap with known composition Feeders: clean Press residues: clean Bad castings: clean, uncoated
Class 2	Scrap castings, painted (partly inserts of Fe, Al, no copper and nickel contamination)
Class 3	Unclean compact metal scrap (oily, wet, contaminated with sand, copper, nickel, ferrosilicon), i.e. mostly post consumer scrap
Class 4	Turnings: clean, dry Turnings: oily, wet Scales, flashings, runners: oily, wet
Class 5	Dross (from metal surface)
Class 6	Crucible slag
Class 7	Flux containing scrap, used salt (black dross)
Class 8	Non-metallic residue
Class 9	intermetallics

**Table 3.28: Magnesium scrap grade classes**  
[206, Ditze and Scharf, 2000]

## 3.5 Melting and casting of copper and copper alloys

### 3.5.1 Melting and casting units

Copper and copper alloys are generally melted in crucible furnaces. These furnaces generally operate within the following ranges:

- charge: 30 – 1800 kg
- capacity: 30 – 400 kg
- energy consumption (oil): 0.4 l/kg
- energy consumption (butane): 0.3 Nm<sup>3</sup>/kg

Medium frequency induction furnaces are also used with silica or alumina linings.

Table 3.29 gives a typical mass balance for a brass foundry manufacturing taps. Data are given for combined melting and low-pressure die-casting operations (but without finishing and core-making). All data refer to tonnes of good castings sold. The data apply to melting in a gas-fired crucible furnace, with 1 tonne/h capacity.

<b>Input</b>	
Electric energy	1360 kWh
Propane gas	14
Compressed air	48 kWh
Water	85.7 l
Gas removal tablets	0.6 units
Deoxidant	0.9 units
Copper alloy	0.44
Cover flux	0.31
Cores	286
Graphite paint	3.4
<b>Output</b>	
Non-poured sand	101
Poured sand	6.7
Graphite paint	61.4 l
Zinc powder	0.075
Slag	36.3
Brass scrap	57.1
Brass swarf	18.4
<b>Emissions (without flue-gas cleaning)</b>	
Dust	3.9
VOC	3.3
SO <sub>2</sub>	0.1
NO <sub>x</sub>	0.03
Copper	0.081
Zinc	26.3
All data per tonne of casting sold, data in kg unless stated differently	

**Table 3.29: Mass balance data for a brass low-pressure die-casting foundry (melting + die-casting operations)**

[177, Silva Ribeiro, 2002]

For copper alloys, the amount of particles emitted greatly depends on the zinc content of the alloys. As a guide the values in Table 3.30 show the relationship between the quantity of particles emitted and the zinc content.

	Zn content (%)	Particle emissions (kg/tonne molten metal)
Bronze	0 – 7	0.3 – 1.5
Brass	20 – 40	0.5 – 16

**Table 3.30: Particulate emissions from the crucible melting of copper alloys [126, Teknologisk, 2000]**

The production of slags and dross is around 60 kg/tonne of molten metal. This value is similar for melting in induction or hearth type furnaces and for various copper alloys. The composition of the slag depends on the type of alloy melted. In general the copper content is in the 45 – 55 % range. A constant slag quality may be attained by specific mixing of the various slag types from the foundry. This constant quality is needed for external recycling.

The production of refractory waste is 8 – 9 kg/tonne of molten metal for induction melting and 7.5 kg/tonne of molten metal for oil-fired hearth type furnaces. [34, Binninger, 1994]

### 3.5.2 Copper and copper alloy melt treatment

When the bubbling of inert gas is used for the degassing of copper, 50 – 70 litres of gas are used for each 100 kg of copper. An alternative is the use of specific tablets or briquettes. Degassing treatment usually takes 3 – 10 minutes depending on the size of the melt. The precise amount of deoxidant needed depends on the melting practice used.

[175, Brown, 1999]

## 3.6 Melting and casting of zinc and zinc alloys

Table 3.31 gives a typical mass balance for a zinc foundry using pressure die-casting. It applies to the casting of zamac (ZnAl4Cu1 or ZnAl4). Zinc alloy ingots are melted together with rejects and feeders in a gas-fired crucible furnace of the casting machine. A release agent is sprayed on the die before casting. The casted piece is cooled in a water bath and the feeder system is removed. The casting is subsequently degreased and ground. The melting off-gas is collected and dedusted in a dry system. Data on core production and finishing are given in Section 3.9 and 3.11.

<b>Input</b>	
Zinc alloy	1040
Casting rejects	50
Feeders	450
Release agent	20 l
Water	1 m <sup>3</sup>
Electrical energy	700 kWh
Natural gas	70 Nm <sup>3</sup>
<b>Output</b>	
Good castings	1000
Swarf	3
Dross	30
Sludge from washing and grinding	2
Off-gas	10000 Nm <sup>3</sup>
Particulates	1
All data per tonne of good casting, data in kg unless stated different	

**Table 3.31: Typical mass and energy data for zinc pressure die-casting**

### 3.7 Melting and casting of lead

Casting processes for lead may be divided into:

- pressure die-casting of lead
- casting for storage batteries
- sand casting for protective screens.

### 3.8 Waste gas cleaning

#### 3.8.1 Abatement systems

Various waste and exhaust gas cleaning techniques are used in the foundry industry. Their principles are discussed in the BREF document for non-ferrous metal industries. The properties and emission levels of dust abatement systems are given in Table 3.32. A full discussion on the selection of the abatement technique, its applicability in the various foundry processes and the achievable emission levels is given as part of the techniques to be considered in the selection of BAT in Section 4.5.

Technique	Particle Size ( $\mu\text{m}$ )	Collection Efficiency at 1 $\mu\text{m}$ (%)	Maximum Operating Temperature ( $^{\circ}\text{C}$ )	Range of Achievable Emissions ( $\text{mg}/\text{Nm}^3$ )	Comments
Hot EP	<0.1	>99 Depending on design	450	5 – 15 (Pre abatement >50)	4 or 5 zones. Usual application is pre-abatement
Wet EP	0.01	<99	80	1 – 5 (Visually clear)	EP with 2 zones in series. Mainly mist precipitation
Cyclone	10	40	1100	100 – 300	Coarse particles. Used to assist other methods
Fabric Filter	0.01	>99.5	220	1 – 5	Good performance with suitable dust type
Wet Scrubber	1 – 3	>80 – 99	Inlet 1000 Outlet 80	4 – 50	Good performance with suitable dusts. Acid gas reduction

EP: Electrostatic precipitator

**Table 3.32: Example of current emissions from some dust abatement applications [155, European IPPC Bureau, 2001]**

#### 3.8.2 Dioxins

In melting processes, dioxins may be produced if the conditions that give rise to such pollutants are present at the same location and time in the process. These conditions are:

- the presence of chloride ions – these can arise from contaminated scrap, from the use of coal, coke, fuel oil or from certain fluxes
- the presence of organic carbon – this may arise from contaminated scrap and from coal, coke or oil used as a fuel
- temperature conditions between 250  $^{\circ}\text{C}$  and 450  $^{\circ}\text{C}$ , with a sufficient gas residence time in this temperature interval
- the presence of a catalyst such as copper
- the presence of oxygen.

In evaluating the risk of dioxin formation, a distinction can be made between non-ferrous and ferrous foundries:

- *Non-ferrous foundries*: In as far as when only ingots and internal scrap are melted, the risk of dioxin formation in the melting stage is very low. The melting of pure non-ferrous metals lacks the presence of both the chlorine and carbon required for dioxin (re)formation. However, the re-melting of external non-ferrous scrap materials for metal production may involve a risk of dioxin formation. This action, however, falls beyond the scope of this document and is considered in [155, European IPPC Bureau, 2001]
- *Ferrous foundries*: Depending on the furnace type and metal load the conditions for dioxin formation could occur. Considering the high temperatures in the melting furnace, dioxin emission (if occurring at all) will mainly generate from *de-novo* synthesis. The above-mentioned conditions can be used to evaluate the risk of dioxin formation.

Dioxin emission data have been gathered from a broad range of sources. Table 3.33 presents data for various metals and furnace types. Blank spaces indicate that the indicated number was not specified. All systems in the survey do not provide specific dioxin capture techniques. A distinction can be made between two groups of techniques where dioxin levels are very low (<0.05 ng/Nm<sup>3</sup>) or cover a wide range (<0.01 – 3 ng/Nm<sup>3</sup>). The first group covers aluminium melting, the induction melting of iron and the EAF melting of steel. The second group covers cupola melting and the rotary melting of iron. An analysis of the literature data does not provide a full contribution of the reasons for the differences within the second group. However, it can be seen that the presented HBCs with a wet scrubber system show noticeably lower PCDD/F emission values.

Product type	Furnace	Melting (tonne/h)	Flue-gas (m <sup>3</sup> /h)	Abatement	O <sub>2</sub> (%)	PCDD/F (ngTEQ/Nm <sup>3</sup> )
Aluminium	Hearth type	n.d	n.d		n.d	0.002
Aluminium	Hearth type	0.45	9300	None	18.8	0.002
Aluminium	Shaft	1.5	8400	None	18.4	0.01
Cast iron	CBC	3.4	15900	Bag filter	n.d	0.04
Cast iron	CBC	3.7	14300	Bag filter	16	0.09
Cast iron	CBC	4.5	14300	Bag filter	n.d	0.09
Cast iron	CBC	3.4	n.d		n.d	0.33
Cast iron	CBC	5.5	17400	Bag filter	15.9	0.51
Cast iron	CBC	6.5	17500	Bag filter	n.d	0.51
Cast iron	CBC	6	27600	Bag + PC	n.d	3.14
Cast iron	HBC	45.5	55000	Disintegrator	6	0.003
Cast iron	HBC	60	n.d	Disintegrator	n.d	0.003
Cast iron	HBC	40.6	75000	Bag filter	12.5	0.05
Cast iron	HBC	50	75000	Bag filter	n.d	0.07
Cast iron	HBC	15	36400	Bag + PC	n.d	0.05
Cast iron	HBC	13	n.d		n.d	0.10
Cast iron	HBC	18.2	29100	Bag filter	8.6	0.20
Cast iron	HBC	17.1	22500	Bag filter	7.5	0.29
Cast iron	HBC	27	n.d		n.d	1.00
Cast iron	HBC	28	37000	Bag filter	n.d	2.08
Cast iron	HBC	21	32000	Bag + PC	n.d	3.09
Cast iron	IF	19.5	208000	Bag filter	20.2	0.003
Cast iron	IF	n.d	n.d	Bag filter	n.d	0.01
Cast iron	RF	8	n.d		n.d	0.004
Cast iron	RF	1.4	9000	None	n.d	0.02
Cast iron	RF	2.1	18600	Bag filter	19.9	0.45
Cast iron	RF	3.5	n.d	Bag filter	n.d	0.61
Steel	EAF	5.4	54150	Bag filter	20.9	0.003
Steel	EAF	9	5000	Wet scrubber	n.d	0.02

CBC: Cold blast cupola; HBC: hot blast cupola; RF: rotary furnace; IF: induction furnace; EAF: electric arc furnace;

**Table 3.33: Dioxin emission data for various foundry types**  
 [21, Strauß, 1994], [23, Brettschneider and Vennebusch, 1992], [27, Kran, et al., 1995], [43, Batz, 1996], [110, Vito, 2001], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003], personal communications

The dioxin emission data for the various ferrous metal melting furnaces are discussed below.

- *Cupola furnaces*: In cupola furnaces, a massive surplus of chlorine is always present from coke. Enough carbon is present from coke too, but an additional input of carbon may be needed the event of caused by poor scrap qualities. Under specific operational conditions, the conditions for dioxin formation could occur. Since *de novo* synthesis mainly occurs during cooling of the flue-gas, this applies to both hot blast and cold blast cupolas. In Table 3.34, the result of a statistical analysis of all the measurement data from Table 3.33 for CBC and HBC is given. Whereas Table 3.33 presents average values per plant, for Table 3.34 individual measurements were used to perform an overall analysis.

	Units	Cold blast	Hot blast
<b>Average</b>	ngTEQ/Nm <sup>3</sup>	0.54	0.75
<b>St. dev.</b>	ngTEQ/Nm <sup>3</sup>	1.08	1.3
<b>Median</b>	ngTEQ/Nm <sup>3</sup>	0.18	0.09
<b>Minimum</b>	ngTEQ/Nm <sup>3</sup>	0.001	0.001
<b>Maximum</b>	ngTEQ/Nm <sup>3</sup>	5.1	4.4
<b>Number of measurements</b>		35	18
<b>Number of furnaces</b>		11	11

**Table 3.34: Cupola furnace dioxin emissions**

[21, Strauß, 1994], [23, Brettschneider and Vennebusch, 1992], [27, Kran, et al., 1995], [43, Batz, 1996], [110, Vito, 2001], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003], personal communications

Data from a German survey (6 installations, 18 measurements) showed a range of 0.006 - 0.22 ng TEQ/Nm<sup>3</sup>, with an average of 0.0724 ng TEQ/Nm<sup>3</sup> (0.0608 i-TEQ/Nm<sup>3</sup>). The data set of the survey partially overlaps with the data set presented above, but it did not give sufficient information to expand it. [224, Helber, et al., 2000]

The data show that the average, the standard deviation and the range of values are similar for both cold blast and hot blast furnaces. The median value for hot blast is lower than for cold blast furnaces. This confirms the statement from [224, Helber, et al., 2000] that there is no statistical difference between dioxin emissions for hot and cold blast cupola furnaces. The high standard deviation shows that the data should be interpreted on a plant-by-plant basis rather than on an averaged basis.

For wet dedusting with a disintegrator, the off-gas passes through the critical temperature window (250 – 450 °C) after dedusting, i.e. with a low dust content. Additionally, chlorides have been washed out. This strongly reduces the risk of *de novo* synthesis.

- *Rotary furnaces*: Due to the limited possibility of alloying, the rotary furnace charge generally consists of clean material. Due to the high flame temperature, the hot gases leave the furnace at temperatures of between 1000 and 1300 °C. Post combustion occurs inside the furnace volume. *De novo* synthesis is possible if flue-gases cool slowly. Reported data range from 0.004 – 0.61 ngTEQ/Nm<sup>3</sup>.

- *Induction furnaces*: Due to the limited possibility of alloying, the induction furnace charge generally consists of clean material. Furthermore the furnace does not produce a ducted high temperature flue-gas stream that cools down slowly.

- *Electric arc furnaces*: EAF furnaces allow melt treatment and alloying if operated in basic lining practice. This enables the use of dirty scrap as a raw material for melting. If scrap containing organic and/or chlorinated compounds is charged, dioxins may be formed during cooling of the flue-gas stream. This may be the case when using scrap from e.g. electronic equipment, transformers, and shredded vehicles. The EAF in acid lining practice does not allow metal treatment and therefore the possibility for feeding contaminated scrap is reduced. This also reduces the risk of dioxin formation.

[161, UK Environment Agency, 2002]

## 3.9 Mould and core production

### 3.9.1 Introduction

Mould and core production involves mixing sand with various chemicals, in some cases followed by a heating step. Gaseous or volatile reaction-products and excess reagents are emitted. Table 3.35 presents a survey of the emissions and other environmental impacts during the mixing, setting and storage of the moulds and cores. A further discussion of the emission and consumption levels for each of the binder types is given in the subsequent sections.

System name and binder constituents	Setting method and relative energy requirement	Emissions to air during mixing and setting	Other environmental impacts
<b>GREEN SAND</b> Clay Coal dust or substitute Water	Pressure – low	Particulate matter – no significant emission to the environment	Sand spillage around conveyors needs to be avoided to reduce the likelihood of fugitive emissions. Abatement from the mixing process is not essential (the process is usually self-contained with displaced air vented to the foundry)
<b>SHELL SAND</b> Phenol - formaldehyde (Novalak) Resin	Heat - high	Formaldehyde* Ammonia* Phenol* Aromatics HCN	Odour can be an issue as the shell machines are normally extracted to air
<b>ALKALINE PHENOLIC</b> Resol - Alkaline phenol-formaldehyde resin  1. Gas hardened (alkaline phenolic cold-box)  2. Self-setting (alkaline phenolic no bake)	Gas hardened with methyl formate vapour – low  Cold-set with esters - low	Formaldehyde* Phenol* Methyl formate  Formaldehyde* Phenol* Esters	
<b>PHENOLIC URETHANE</b> 1. Gas hardened: Cold-box  2. Self-setting (phenolic urethane no bake)	Amine vapour – low  Self-set with substituted pyridine – low	Isocyanate (MDI) Amine* Formaldehyde* Phenol  Isocyanates (MDI) Formaldehyde* Phenol	Odour is frequently a problem – where DMEA is used odours arise and abatement is essential. This may be incineration or gas scrubbing (using sulphuric or phosphoric acids) – the latter gives rise to liquors, which are a special waste. Where TEA is used scrubbing is only required if odour problems arise
<b>FURAN</b> Combination resins of: Phenol Urea Furfuryl alcohol Formaldehyde	Cold-set with acids – low	Formaldehyde* Phenol* Furfuryl alcohol* Hydrogen sulphide Acid mists	Resins and acids must be kept apart (unless sand is present) as they are vigorously exothermic when in contact
<b>HOT-BOX</b> Combination resins of: Phenol Urea Furfuryl alcohol Formaldehyde	Heat – high	Formaldehyde* Acids Furfuryl alcohol* Phenol* Ammonia Isocyanic acid Methyl isocyanate	Odour can be an issue as the shell machines are normally extracted to air

System name and binder constituents	Setting method and relative energy requirement	Emissions to air during mixing and setting	Other environmental impacts
<b>OIL SAND</b> Linseed oil and starch	Heat – high	Acrolein* Complex organics	Odour can be an issue as the core ovens are often extracted to air
<b>CO<sub>2</sub> PROCESS</b> Sodium silicate	Gas hardened with CO <sub>2</sub> gas – low	None	
<b>SILICATE ESTER</b> Sodium silicate	Cold-set with esters – low	Esters	

Note 1: All the above processes give rise to spent sand (including broken cores, spillage and mixer residues) that may go to landfill  
Note 2: Substances marked with \* are those most likely to give rise to odour from the process referred to  
Note 3: Any resin binder component would be regarded as special waste for disposal purposes and if spilled could give rise to a risk of contamination of water systems  
Note 4: Amines and methyl formates used for gas hardening are highly flammable and odorous. The avoidance of leaks in storage is essential

**Table 3.35: Environmental impact from binder systems**  
[126, Teknologisk, 2000], [160, UK Environment Agency, 2002], [225, TWG, 2003], [229, Lilja, et al., 2000]

Quantitative data for dust emissions from moulding shops have been gathered in an Italian foundry survey. The results are given in Table 3.36. All exhaust cleaning systems attain a level <15 mg/Nm<sup>3</sup>.

	Concentration (mg/Nm <sup>3</sup> )			Emission factor (g/tonne)*		
	Average	Minimum	Maximum	Average	Minimum	Maximum
Bag filter	3.2	0.4	12.1	24.4	0.5	108.3
Wet scrubber	5.2	3.6	6.7	6.2	4.0	8.0
Wet Venturi system	9.6	8.5	10.9	34.2	30.1	39.9

Units: g/tonne of good casting  
Number of data points: bag filter: 33; wet scrubber: 4; wet venturi system: 3

**Table 3.36: Emission values and emission factors for dust emissions from moulding shops after exhaust cleaning**  
[180, Assofond, 2002]

The emissions given in Table 3.35 refer to the stages of mixing, setting and storage of the moulds and cores. Most emissions persist during the metal pouring and casting cooling stages, but now with the addition of pyrolysis products. These will be discussed in Section 3.10.1.

Table 3.37 gives dust emission data from a German measurement campaign. The dust was analysed into PM<sub>10</sub>, PM<sub>2.5</sub> and PM<sub>1</sub> fractions.

Activity	Off-gas volume (Nm <sup>3</sup> /h)	Gas cleaning equipment	Total dust (mg/m <sup>3</sup> )	PM <sub>10</sub> (%)	PM <sub>2.5</sub> (%)	PM <sub>1</sub> (%)
Sand preparation	25600	Bag filter	0.3			
Green sand preparation	24400	Fume hood, bag filter	0.7	88	38	
Sand preparation	70400	ESP	22 – 28.3	79	18	
Core shop	4670 (dry)	Amine washer	0.7	98	47 – 62	
Moulding shop	52300 (dry)	Bag filter	0.7	95 – 97	50 – 60	2 – 5
Finishing	22000 (dry)	Bag filter	5.3	100	45 – 48	9

**Table 3.37: Example dust emissions and particle size for mould and core-making**  
[202, TWG, 2002]

### 3.9.2 Moulding with clay-bonded sand (green sand moulding)

Input	Output
– sand	– green sand moulds
– bonding clay (e.g. bentonite)	– dust (silica fines, partially burnt-out clay, unburned coal dust and ash)
– coal dust, dextrin	
– water (to prepare moulding mix)	

The composition of the bentonite added to the sand depends on the specific properties of both the sand and the bentonite, as well as on the desired strength and gas permeability of the finished mould. Table 3.38 gives some parameters of clay-bonded sand, as obtained from a selection of 105 sand samples taken from iron foundries.

Parameter	Units	Average	% of samples in range of average $\pm 10$ %		Maximum value	Minimum value
			Range	%		
Water content	%	4.1	3.4 – 4.5	48	6.9	2.4
Bentonite content	%	8.3	7.5 – 9.1	45	11.9	5.6
Density	g/cm <sup>3</sup>	0.940	1.00 – 0.85	75	1.06	0.73
Loss on ignition	%	5.0	4.5 – 5.5	20	15.0	1.0
Compressive strength	N/cm <sup>2</sup>	18.6	16.7 – 20.5	54	24.5	13.2

**Table 3.38: Typical properties of green sand, measured on 105 sand samples from 105 iron foundries**  
[36, Winterhalter, et al., 1992]

Further additives are mixed in the green sand mixture:

- *Coal dust*: Used mainly in iron foundries, but also to a lesser degree in some non-ferrous foundries. Coal dust levels in green sand vary from 2 or 3 % for small castings, to 7 or 8 % for heavy section castings. Too much coal dust can give rise to holes in the castings or in misruns. Various coal dust replacement products exist. They are generally added in a slightly altered concentration compared to the coal dust
- *Cereal binders*: Starch and dextrin are used mainly in steel foundries to avoid defects caused by silica expansion and to control moisture excess in the sand mix. Effective additions of cereal binders to new green sand facing mixes are between 0.5 and 0.75 %. In unit type green sands, part of the cereal is destroyed during the casting process. The recommended addition on each recycle is 0.1 to 0.25 %, depending on the amount of cereal burn-out and on the dilution by cores and new sand.

[174, Brown, 2000], [225, TWG, 2003]

### 3.9.3 Moulding with unbonded sand (V-process)

Input	Output
– dry sand	– moulds
– PE sheets	– dust
– energy (produce and maintain vacuum)	

The thermal shock induced by the contact of the molten metal breaks up the sand grains, generating dust that is mostly emitted during shake-out. The remaining dust in the sand has to be removed in order to allow the re-use of the sand for moulding. Using this method, only a small amount of dust should occur during the filling of the moulding boxes.

This process is of interest because of its very low environmental impact. However, as its process cycle involves many steps, the moulding rate is low and the gap between starting times for each new different casting is lengthy. Moreover investment costs are very high. As a consequence, this process has found only limited application.

### 3.9.4 Moulding and core-making with chemically-bonded sand

Input	Output
– sand	– sand moulds and cores
– resin	– excess reagents
– catalyst, hardener, additives	– reaction products
	– dust

#### 3.9.4.1 Chemicals consumption levels

The consumption levels of the various types of binders, hardeners, catalysts and additives are given in Table 3.39.

Hardening type	Resin type	Resin addition % on sand weight	Catalyst/hardener type	Catalyst/hardener addition % on resin weight	Additive type	Additive Addition % on sand weight
<b>Cold-setting</b>	Furan	0.8 – 1.5	Sulphonic acid	25 – 60	Silane	0.1 – 0.2
	Phenolic	1 – 2	Sulphonic acid	25 – 50	n.a	n.a
	Polyurethane	0.8 – 1.5	Pyridine derivate	2 – 6	n.a	n.a
	Resol	1.0 – 1.5	Ester	22 – 25	n.a	n.a
	Alkyd oil	1.0 – 2.0	Isocyanate	18 – 20	Catalyst	0.002 – 0.2
	Ester silicate	2.0 – 4.5	Ester	10 – 15	n.a	n.a
Hardening type	Resin type	Resin addition % on sand weight	Catalyst type	Catalyst addition % on sand weight	Additive type	Additive Addition % on sand weight
<b>Gas hardening</b>	Phenolic/Furan	0.8 – 1.2	SO <sub>2</sub>	0.3 – 3	Peroxide	0.1 – 0.5
	Polyurethane Cold-box	1.0 – 1.8	Amine	0.05 – 0.15	n.a	n.a
	Resol	1.2 – 1.8	Methyl fomate	0.3 – 0.5	n.a	n.a
	Resol	2 – 2.5	CO <sub>2</sub>	0.7 – 1.25	n.a	n.a
	Acryl/Epoxy	1.2 – 1.6	SO <sub>2</sub>	0.02 – 0.05	Peroxide	0.05 – 0.06
	Silicate	2 – 4	CO <sub>2</sub>	1 – 2	n.a	n.a
Hardening type	Resin type	Resin addition % on sand weight	Catalyst type	Catalyst addition % on resin weight	Additive type	Additive Addition % on sand weight
<b>Thermosetting</b>	Oil	0.8 – 4			n.a	n.a
	Warm-box furfuryl alcohol-based	1.0 – 1.5	Cu salts of sulphonic acids	10 – 30	n.a	n.a
	Hot-box phenolic or furan based	1.2 – 3.0	Ammonium salts	10 – 25	n.a	n.a
	Croning phenolic	1.5 – 5	Hexamethylene-tetramine	15	n.a	n.a

**Table 3.39: Consumption levels of various resins, catalysts, hardeners and additives for chemically-bonded sand preparation**  
[174, Brown, 2000], [225, TWG, 2003]

### 3.9.4.2 Emission factors

The use of chemical binders results in the production of various compounds during mixing, mould- and core-making, storage, pouring and cooling, as indicated in Table 3.35. Some indicative emission factors for several processes are given in Table 3.40 and Table 3.41.

	Furan sand	Phenolic sand
Organic solvents	1.4	1.25
Phenol	0.02	0.18
Formaldehyde	0.08	0.15
All data in kg/tonne molten metal		

**Table 3.40: Emission factors for mould making**  
[110, Vito, 2001]

	Cold-box	Hot-box	Shell
Dust	n.a	0.003	0.003
Furfuryl alcohol	0.1	n.a	n.a
Formaldehyde	0.01	n.a	0.003
Organic solvents	n.a	0.03	n.a
Aromatic solvents	0.12	n.a	n.a
Amines	0.13	n.a	n.a
All data in kg/tonne molten metal n.a: not applicable			

**Table 3.41: Emission factors for core-making**  
[110, Vito, 2001]

### 3.9.4.3 Cold-setting processes emissions

Emissions for the cold-setting processes can be described as follows:

- *Phenolic*: Vapours of formaldehyde and phenol may be emitted because of the vapour pressure of these constituents. But, as the polymerisation occurs at ambient temperature, these vapour pressures are low and given the consumption rates, the emissions are insignificant
  - *Furan*: Vapours of formaldehyde, phenol, furfuryl alcohol and alcohols may be emitted because of the vapour pressure of these constituents. But, as the polymerisation occurs at ambient temperature, these vapour pressures are low and given the consumption rates, the emissions are insignificant
  - *Polyurethane*: Vapours of formaldehyde, phenol, isocyanate and aromatic solvents may be emitted because of the vapour pressure of these constituents. As the polymerisation occurs at ambient temperature, the vapour pressures of the components are low and given the consumption rates, the emissions are insignificant. Obnoxious odours may be generated in the moulding area but are not likely to cause external nuisance
  - *Resol-ester*: The resin contains unreacted phenol and formaldehyde, but their emissions are extremely low and environmentally insignificant
  - *Alkyd-oil*: During production of the moulds and cores, there are no emission problems, unless they are cured by heat, in which case odour problems may occur
  - *Ester silicate*: This process does not generate any emission problems.
- [32, CAEF, 1997]

#### 3.9.4.4 Gas-hardened processes emissions

Emissions for the gas-hardened processes can be described as follows:

- *Cold-box*: Vapours of formaldehyde, phenol, isocyanate and aromatic solvents are emitted in low quantities, in spite of their low vapour pressures. Aromatic solvent emissions are highest during purging. The most significant emission is that of amines, which have low odour detection thresholds and can create an external nuisance. Amines are hazardous, with a relatively low exposure value limit, and possess a strong characteristic smell at very low concentrations
- *Resol-ester*: The resin contains unreacted phenol and formaldehyde, but their emission levels, even during the gassing and purging periods, are very low. Methyl formate is not toxic, does not have an unpleasant smell and its exposure value limit is relatively high
- *Resol-CO<sub>2</sub>*: The resin has low contents of unreacted phenol and formaldehyde, and their emission levels, even during the gassing and purging periods, are very low
- *SO<sub>2</sub> hardened phenolic and furan resin*: The resins and the prepared sands generate formaldehyde emissions. The major emission problem is caused by sulphur dioxide, which is very hazardous
- *SO<sub>2</sub> hardened epoxy/acrylic*: Minimal emissions are generated during the core-making process
- *CO<sub>2</sub> silicate*: This process does not generate any emission problems during moulding or core-making.

[32, CAEF, 1997]

#### 3.9.4.5 Hot curing processes emissions

Emissions for the hot curing processes can be described as follows:

- *Hot-box emissions*: The patterns are generally heated by open air gas burners, producing combustion gas emissions. The off-gas may contain phenol, ammonia, formaldehyde and monoisocyanates (if the resin contains nitrogen)
- *Warm-box emissions*: Compared to the hot-box process, the emissions are significantly lower. The emissions do not contain phenol or ammonia, and also formaldehyde emissions are diminished by a factor of 4. As the pattern temperature is also lower compared to the one used for the hot-box process, the working conditions are also improved. The environmental impact is considered to be relatively low
- *Shell emissions*: Compared to the hot-box process, cured sand consumption is very low. However, the pre-coated sand contains 2 to 3 times more resin, but as the pattern temperatures are approximately the same, the resulting impact on working conditions is similar.
- *Linseed oil emissions*: As the oils are often in solution in organic solvents such as naphtha or kerosene, a large amount of VOC is generated by curing, which may result in an external odour nuisance. This problem is even more persistent during pouring. These problems, as well as poor productivity, are some of the reasons for the reduction in interest in the use of this process.

[32, CAEF, 1997]

A mass balance for a hot-box core shop is given in Table 3.42. Data were collected from a core shop of a low-pressure die-casting brass foundry [177, Silva Ribeiro, 2002].

<b>Input</b>	
New sand	371
Electric energy	352.9 kWh
Propane gas	7
Compressed air	187.1 kWh
Resin	8.3
Conservative	0.51
Catalyst	0.76
Coating	1.7
<b>Output</b>	
Cores	287.7
Sand not poured	84.3
Resin	1.4 l
Metallic and plastic containers	
<b>Emissions (after bag filter)</b>	
Particulate emissions	0.11
VOCs	0.83
All data are per tonne of castings sold, values in kg unless stated differently	

**Table 3.42: Mass balance data for brass foundry core using a hot-box process [177, Silva Ribeiro, 2002]**

### 3.9.5 Coating of chemically-bonded sand moulds and cores

<b>Input</b>	<b>Output</b>
– coatings ready to use or mass to be diluted with water or alcohol	– VOC (alcohol-based)
– heat for solvent evaporation	

### 3.9.6 Expendable pattern casting (Lost Foam/full mould casting)

#### 3.9.6.1 Unbonded sand – Lost Foam

<b>Input</b>	<b>Output</b>
– EPS granulate	– sand moulds
– EPS glue	– EPS residues
– refractory coating	– products of pyrolysis and combustion
– sand	– dust

In producing aluminium castings, around 15 kg/tonne good casting of EPS granulate is consumed. Refractory coating consumption is around 20 kg/tonne good casting.

Table 3.43 shows a comparative analysis of a green sand and a Lost Foam aluminium foundry, both producing 5490 tonnes of good castings per year. It should be noted that the values do not take into account the internal regeneration. In practice, both types of foundry will apply regeneration, thus reducing the amount of residue effectively left for disposal.

<b>Residue type</b>	<b>Lost Foam foundry</b>	<b>Green sand foundry</b>
Foundry sand (without internal regeneration)	1.04	2.95
Filter dust (without internal regeneration)	0.056	0.22
Filter dust (with internal regeneration)	0.056	0.61
EPS residue	0.0027	-
All values in kg/tonne good casting		

**Table 3.43: Comparative data for residue production from Lost Foam and green sand aluminium casting [96, Spillner, 1997]**

Emission data for organic compounds are given in Table 3.44. These apply to an aluminium Lost Foam foundry producing 1.5 tonne/h compared to a green sand foundry producing 1.2 tonne/h and using 1.9 tonne/h cold-box cores. The Lost Foam foundry was equipped with a bag house and a post combustion unit. The green sand data apply to a unit with bag house filtration. The data show that the Lost Foam foundry, with the application of more intense flue-gas cleaning, emits higher levels of BTEX and formaldehyde, but a clearly lower level of organic carbon. Post combustion of the casting off-gases is needed to decompose the products from EPS pyrolysis upon pouring.

Compound	Lost Foam foundry	Green sand foundry
Benzene	35.33	8.5
Toluene, xylene, ethylbenzene, styrene	354.67	18.58
Unknown organic compounds	96.67	655.0
Total organic carbon	857.33	1283.33
PAH	1.45	1.43
Formaldehyde	18.00	2.08
Phenol	18.00	69.83
All values in g/tonne molten aluminium		

**Table 3.44: Stack emission data for Lost Foam and green sand aluminium foundries [96, Spillner, 1997]**

### 3.9.6.2 Chemically-bonded sand – full mould

Input	Output
– EPS granulate	– sand moulds
– EPS glue	– EPS residues
– refractory coating	– products of pyrolysis and combustion
– sand	– dust
– binders	

The mass flow of emissions from full mould and hollow mould casting processes are to be considered as similar. This can be seen from Figure 3.5 which shows the mass flow of organic carbon as a function of time upon pouring. Time '0:00' corresponds to the starting of the pouring. The data were collected using furan-bonded sands, both for full and hollow mould making.

The full mould process shows a high emission upon pouring and an initial peak emission immediately after pouring which levels off within 1 hour. The hollow mould process shows a lower initial emission, but the levelling off goes slower and takes up to 2 hours. Therefore, the total organic carbon emission over the whole cooling step is equal for both processes. Additional measurements showed that the same profile applies for benzene, ethyl benzene, phenol and furfuryl alcohol. The maximum emission for styrene and toluene occurs after 15 – 30 minutes. This is due to an initial condensation of the molecules on the colder parts of the mould. [215, Müller, 1996]

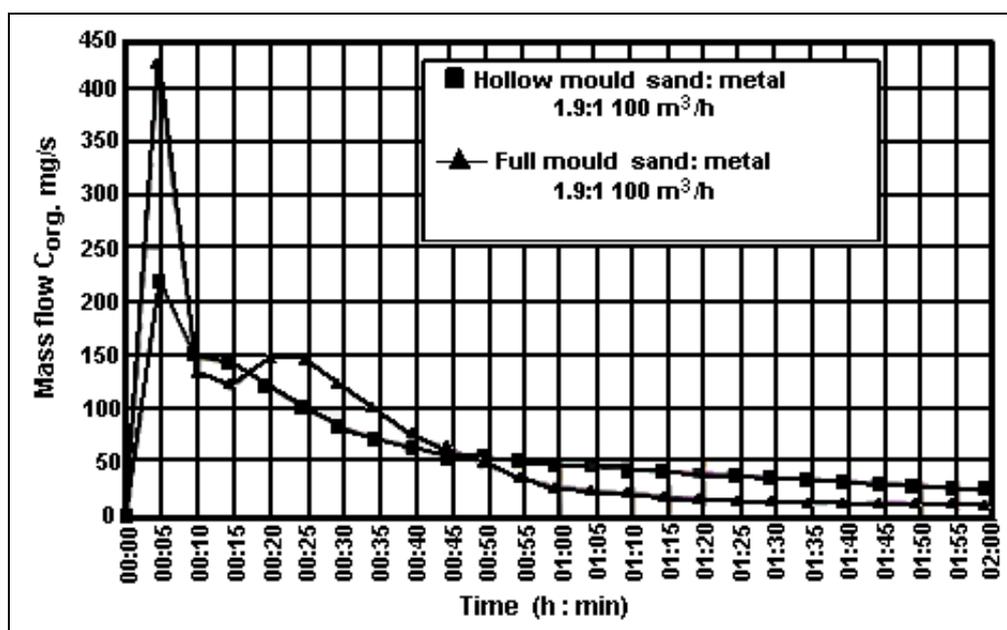


Figure 3.5: Waste gas load upon pouring in full and hollow moulds  
cast alloy: lamellar iron; mould: furan bonded sand; 1.9 tonne sand: 1 tonne Fe  
[215, Müller, 1996]

## 3.10 Casting

### 3.10.1 Casting, cooling and shake-out, using lost moulds

#### 3.10.1.1 Emission levels

Input	Output
– finished moulds	– castings
– molten metal	– used sand
	– combustion products (from preheating of pouring ladles)
	– organic pollutants from pyrolysis and thermal degradation of binder, blackening moulds, etc. (phenol, formaldehyde, amine, hydrogen cyanide, PAH, benzene, VOC)
	– odour
	– waste from exhaust air cleaning (dry/sludge)
	– dust from shake-out

Whilst **preheating** ladles, combustion gases are generated as a result of using natural gas as the common energy source.

The following emission types can occur during **pouring**:

- thermally degradable components, such as exothermic sleeves, react releasing fumes and/or vapours
- chemical compounds from the binder and some blackening systems which can be released as a result of thermal degradation and/or volatilisation, e.g. combustion gases, water vapour, and volatile organic compounds. Some of the degradation products can be odorous.

Experience shows that the maximum emissions (related to total-C) only occur 10 minutes or more after pouring. CO is the main component, with the level of CO being indicative of the release of other compounds. [110, Vito, 2001]

During **cooling and shake-out**, the thermal decomposition processes proceed and volatile compounds are generated, mainly controlled by diffusion and evaporation rates.

The removal (shake-out) of the sand moulds and cores from castings is a dust-intensive procedure, as the moulds, at least partially, have to be crushed.

The **second cooling step** releases nothing except water vapour from those plants, where water spray is used as a cooling aid. [32, CAEF, 1997]

The type of emissions during casting are dependent on the binder type used. Emissions are comparable to those during the mixing stage, with the addition of pyrolysis products occurring upon contact with the hot metal. Table 3.45 gives the results from a qualitative survey of the emissions associated with the various binder types.

System name and binder constituents	Emissions to air during casting	Comments
<b>GREEN SAND</b> Clay Coal dust or substitute Water	Particulate matter- soot from coal burning Carbon monoxide and carbon dioxide Benzene Toluene Xylene	Potential odour (may be associated with the sulphur content of the coal)
<b>SHELL SAND</b> Phenol - Formaldehyde (Novalak) Resin	Particulate matter – soot from the incomplete combustion of carbon based resins Carbon oxides Phenol*, cresols* and xylenols* Ammonia Aldehydes Benzene PAH	Odour problems more prevalent – treatment may be necessary although dispersion may suffice
<b>ALKALINE PHENOLIC</b> Resol - Alkaline phenol Formaldehyde resin  1. Gas hardened 2. Self-setting	Particulate matter – soot from the incomplete combustion of carbon based resins Carbon oxides Formaldehyde Phenol, cresols and xylenols Aromatics	Odour may be a problem
<b>PHENOLIC URETHANE</b> 1. Gas hardened e.g. Cold-box  2. Self-setting (phenolic urethane no bake)	Particulate matter – soot from the incomplete combustion of the carbon based resins  Carbon oxides Nitrogen oxides Monoisocyanates Formaldehyde Phenol, cresols and xylenols Aromatics (inc. polycyclics) Anilines Naphthalenes Ammonia	Odour may be a problem

System name and binder constituents	Emissions to air during casting	Comments
<b>FURAN</b> Combination resins of: Phenol Urea Furfuryl alcohol Formaldehyde	Particulate matter – soot from the incomplete combustion of the carbon based resins Carbon oxides Phenol, cresols and xylenols Formaldehyde Aromatics (inc. polycyclics) Sulphur dioxide Ammonia Aniline Isocyanic acid* Methyl isocyanate*	Odour may occasionally be a problem
<b>HOT-BOX</b> Combination resins of: Phenol Urea Furfuryl alcohol Formaldehyde	Particulate matter – soot from the incomplete combustion of carbon based resins Carbon oxides Nitrogen oxides Formaldehyde Phenol, cresols and xylenols Aromatics (inc. polycyclics) Aniline Ammonia Isocyanic acid* Methyl isocyanate*	
<b>OIL SAND</b> Linseed oil and starch	Particulate matter – soot from the incomplete combustion of carbon based resins Carbon oxides Butadiene Ketones Acrolein	Odour may be a problem
<b>CO<sub>2</sub> PROCESS</b> Sodium silicate	Carbon oxides	
<b>SILICATE ESTER</b> Sodium silicate	Carbon oxides Alkanes Acetone Acetic acid Acrolein	
* For resin containing nitrogen (urea)		

**Table 3.45: Environmental impact from binder systems upon pouring, shake-out and cooling [160, UK Environment Agency, 2002]**

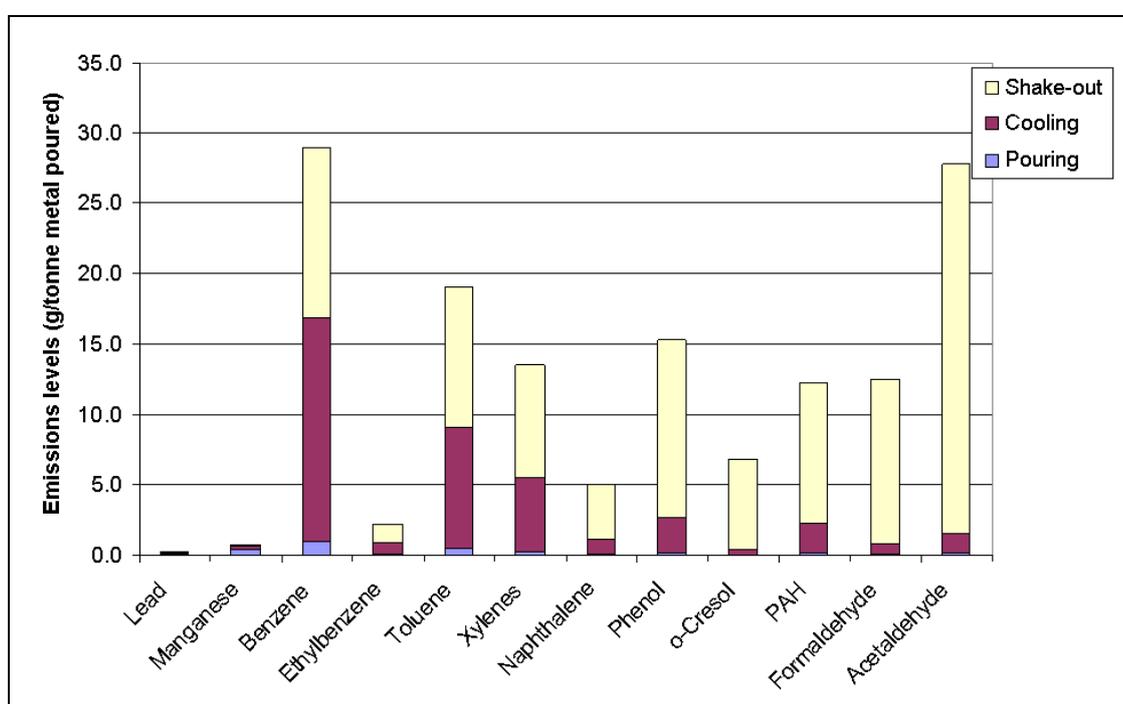
Emission factors for iron casting in cold-setting sand moulds as used in Belgium are given in Table 3.46.

Compound	Average kg/tonne melted
CO	1.1
Aliphatic heterocyclic hydrocarbons	0.22
Aromatic hydrocarbons	0.05
HCN	0.03
Formaldehyde	0.02
Sulphur compounds (when using paratoluene sulphonic acid)	0.10
Volatile organophosphorous compounds (when using phosphoric acid)	0.11

**Table 3.46: Emission factors for iron casting in cold-setting resin-bonded sand moulds [110, Vito, 2001]**

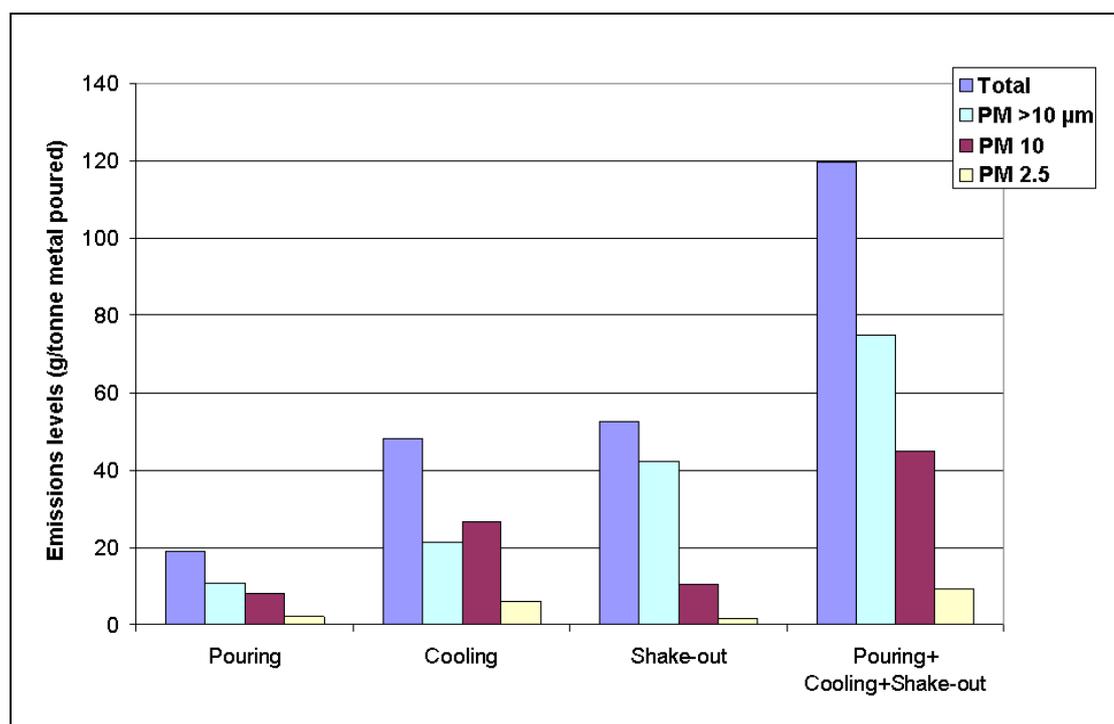
The emission factors during pouring, cooling and shake-out for a mixed sand system, have been determined through an intensive measurement programme in two automotive foundries in Mexico. The foundries under study produced iron castings, using green sand moulds and chemically-bonded sand cores. The emission factors are very process-specific and vary according to changes in the mould or core composition, or changes in the process parameters such as cooling time, or in the techniques applied, such as the type of shake-out device applied. Nevertheless, the emission factors obtained provide useful information on the type of emissions and on the relative importance of the various process steps. The emission factors for the most important detected air pollutants are presented in Figure 3.6. The data show that the highest emissions occur during shake-out and only minor emission occur during pouring. Naphthalene and monomethylated naphthalenes mainly contribute to the PAH emission. Further analysis of this category revealed that many of the carcinogenic PAHs, such as benzo(a)pyrene were not detected.

The major metal emissions include manganese, lead, nickel, copper and chromium, with lead and manganese being greatest. [141, CERP, 1999]



**Figure 3.6: Emission levels of pollutants upon pouring, cooling and shake-out for a green sand iron foundry**  
[141, CERP, 1999]

Emission factors for particulate matter are displayed in Figure 3.7. These are based on measurements of total dust, PM<sub>10</sub> (particles less than or equal to 10µm) and PM<sub>2.5</sub> (particles less than or equal to 2.5µm). Note that by definition PM<sub>10</sub> includes PM<sub>2.5</sub>. [141, CERP, 1999]



**Figure 3.7: Emission levels for particulate matter upon pouring, cooling and shake-out for a green sand iron foundry**  
 (Total = PM<sub>10</sub> + PM<sub>>10</sub>)  
 [141, CERP, 1999]

Data in the above figures apply to raw gas. In an Italian sector survey, emission data for cleaned exhaust flows were collected and are given in Table 3.47 [180, Assofond, 2002]. All exhaust cleaning types reach a dust emission level of <20 mg/Nm<sup>3</sup>. Wet scrubbers show the best performance, though it should be noted that the data are based on only three measurements.

Flue-gas cleaning equipment	Concentration (mg/Nm <sup>3</sup> )			Emission factor (g/tonne)*		
	Average	Minimum	Maximum	Average	Minimum	Maximum
Bag filter	5.8	1.0	16.8	68.5	7.8	206.9
Wet scrubber	2.3	1.8	2.8	16.3	13.3	18.0
Wet multicyclone	18.6	14.6	21.9	202.2	163.6	224.4
Wet Venturi system	11.7	6.2	16.9	116.3	38.2	187.7

\* Emission factor in g/tonne of good casting

**Table 3.47: Emission values and emission factors for dust emission from shake-out after flue-gas cleaning**  
 [180, Assofond, 2002]

### 3.10.1.2 Sand-to-liquid metal ratios

Excessive amounts of sand in the moulding system results in unnecessary capital and operating costs. A lower sand-to-liquid metal ratio will reduce the total volume of sand in the system and, therefore, reduce the consumption of new materials.

The distribution of sand-to-liquid metal ratios for green sand in the iron sector is shown in Figure 3.8. Data were collected from a survey of the UK foundry sector. While the average sand-to-liquid metal ratio in this sector is 9:1, some foundries are operating either considerably above or below this figure. The lower ratios are generally associated with certain types of metal moulds or single-product foundries where box size/casting combinations are more easily optimised. The higher ratios are generally caused either by jobbing or short-run situations. Here, many widely varying casting configurations (and thus pattern configurations) will have been

involved or the original product/product mix will have changed significantly since the plant was designed.

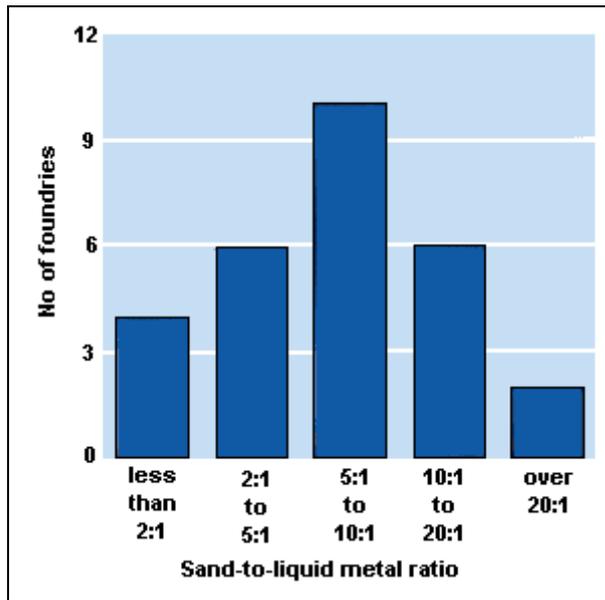


Figure 3.8: Green sand-to-liquid metal ratios in iron foundries [73, ETSU, 1995]

Figure 3.9 shows the distribution of total mixed sand-to-liquid metal ratios for green sand in the copper sector, where the average sand-to-liquid metal ratio was about 4:1. The reason this value is lower than that for the iron sector is largely because most copper foundries are product orientated with an optimised box size.

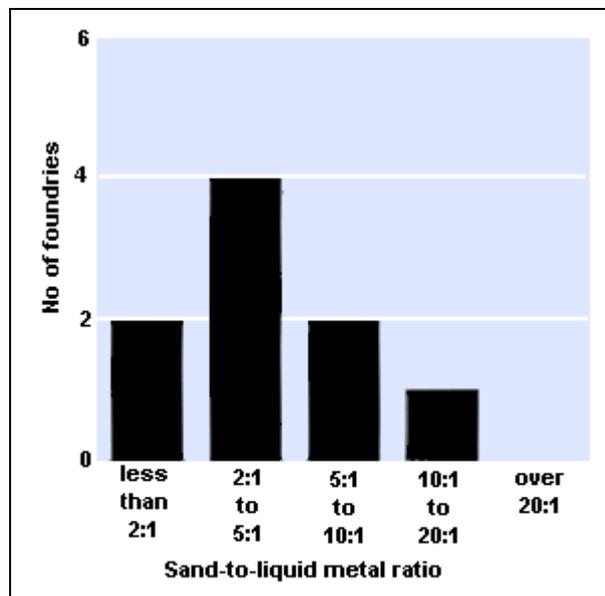


Figure 3.9: Green sand-to-liquid metal ratios in copper foundries [73, ETSU, 1995]

Data for chemically-bonded sand-to-liquid metal ratios for various metal types are given in Figure 3.10.

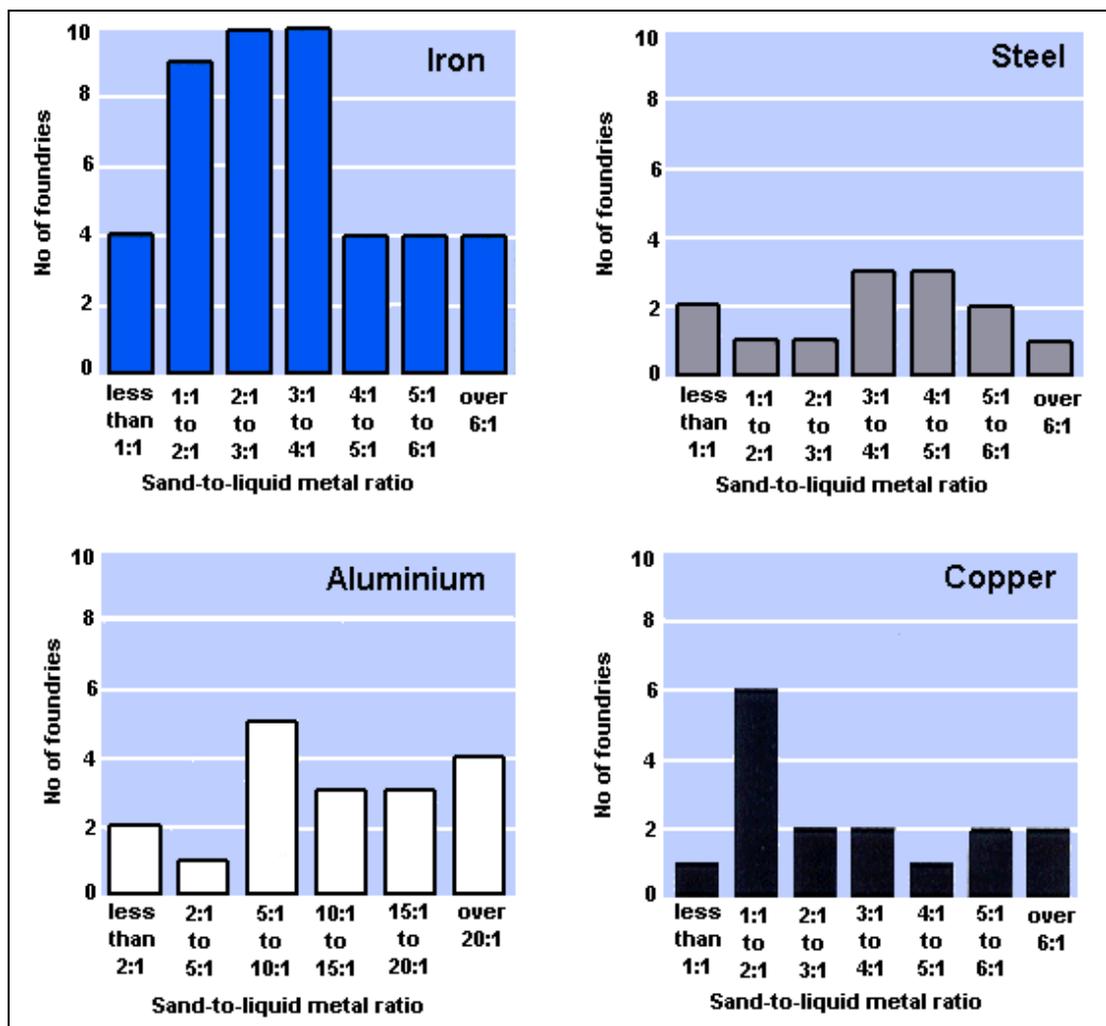


Figure 3.10: Total mixed sand-to-liquid metal ratios in UK foundries [72, ETSU, 1995]

### 3.10.1.3 Metal yield

The metal yield is the ratio of the amount of metal melted to the weight of the finished good castings. Five main factors affect metal yield, i.e.:

- quality requirement
- choice of mould-box size
- the extent of runner and feeder systems
- metal shrinkage
- scrap casting rate.

Metal yield does not have a direct effect on sand use. However, an increase in yield may result in fewer moulds being produced, which means that less sand is consumed overall. Lower metal yields are generally associated with higher integrity products, where superior quality standards may be required, necessitating a more extensive feeding system. Lower yields, however, may also be indicative of higher scrap rates and excessive feeding systems. In these circumstances, foundries need to review their process control and mould production methods. The average metal yields for the main alloy sectors are given in Table 3.48.

Sector	Average metal yield (%)	Range of yields reported (%)
Lamellar iron	68	40 – 90
Nodular iron	63	40 – 90
Aluminium	57	40 – 80
Copper	58	30 – 90
Steel	45	n.d

**Table 3.48: Metal yield in the main alloy sectors**  
[73, ETSU, 1995], [225, TWG, 2003]

Data were collected through a survey in the UK foundry sector and from the Portuguese foundry association (the latter for steel). A significant number of survey respondents declined to supply yield data, particularly in the aluminium and copper sectors. However, some general comments on metal yield can be made:

- the range of yields reported for lamellar iron and nodular iron was from 40 % to over 90 %
- metal yields reported by aluminium foundries were fairly evenly distributed between 40 % and 80 %. Over 50 % of aluminium foundries, however, chose not to supply data
- half the small number of copper foundries that supplied data are achieving yields of between 50 % and 60 %, though the reported range is 30 % to over 90 %.

[73, ETSU, 1995]

#### 3.10.1.4 Used foundry sand

A review and study of foundry waste sand quality and composition was performed in Finland. Data were collected from literature and from own experiments [169, Orkas, 2001].

In several studies, chemical analyses on used foundry sands from various sources were performed. A summary of the most significant results is presented in Table 3.49. The data show that the contents of metallic and organic harmful compounds in used foundry sand are normally low. Generally, the contents of organic and metallic harmful compounds are higher in green sands compared to chemically-bonded sands. Inorganic sands are basically very clean.

Compound	Green sand (mg/kg)	Organic sand (mg/kg)	Inorganic sand (mg/kg)
Ba	35 – 118	2.4 – 5.5	n.d
Cr	1.7 – 13.5	1.2 – 7.2	<5
Fe	2950 – 21000	640 – 16300	530 – 1700
Zn	1.5 – 1450	1.6 – 49	<10 – 30.0
Cd	0.03 – 6.7	0.01 – 0.03	0.02
Pb	1.6 – 390	0.4 – 2.1	1.3
Cu	4.7 – 5.0	2.7 – 4.4	<1.5 – 6.0
Ni	<2.5 – 20.0	0.3 – 8.5	2.5 – 8.3
Mn	76 – 78	22 – 79	25 – 34
As	0.2 – 2.1	0.2 – 1.8	<0.5 – 0.51
Phenol	1.1 – 29.6	0.1 – 14	0.03
Total PAH	1.0 – 206.6	0.1 – 8.8	<1.75

**Table 3.49: Results from analyses of used foundry sands from several sources**  
[169, Orkas, 2001]

The Castings Development Centre (CDC) analysed the PAH-values (total PAH, naphthalene and carcinogenic PAH) and phenol contents from different used foundry sands. The results are shown in Table 3.50. For a given sand production line, the variations in the PAH and phenol contents in used sand are relatively low.

Sand system	Polycyclic aromatic hydrocarbons, (mg/kg)			Phenol	
	Naphthalene	Carcinogenic PAH	Total PAH	Total (mg/kg)	Leachable (µg/l)
Green sand	<1.0 – 7.4	0.03 – <1.0	<10 – 11	1.4 – 63	26 – 1600
Alkaline phenolic	1.1 – 4.8	0.026 – 0.096	2.3 – 8.1	1.4 – 210	0.025 – 4400
Furan	0.87 – <1.0	0.014 – 1.5	1.0 – <10	0.18 – 15	1.2 – 19
Resin shell	0.11 – 7.1	0.01 – 0.67	0.75 – 9.3	3.7 – 3300	0.025 – 3200

**Table 3.50: PAH and phenol contents of used foundry sands**  
[169, Orkas, 2001]

Leaching tests showed that the leaching of metals is generally low and that the leaching of chromium caused by the presence of chromite sand is negligible [169, Orkas, 2001].

### 3.10.2 Casting in permanent moulds

Input	Output
- water-based release agent	- casting
- cooling water	- oily mist from release agent spraying
- molten metal	- organic pollutants from thermal degradation of core binder
- cores	- metal oxide containing dusts from holding furnace
	- dust from shake-out of cores
	- waste water

Mass balance data for three different foundries using pressure die-casting of molten aluminium are given in Table 3.51.

	Foundry A	Foundry B	Foundry C
<b>Input</b>			
Water	802 l/tonne	935 l/tonne	1709 l/tonne
Release agent	16 l/tonne	8.26 l/tonne	1.12 l/tonne
Electricity	1103 kWh/tonne	1380 kWh/tonne	652 kWh/tonne
<b>Output</b>			
Waste water <sup>1</sup>		122 l/tonne	
COD	18000 mg/l		126 mg/l
pH	7.5		7.5
SS	1300 mg/l		1 mg/l
Oil and grease	3000 mg/l		1 mg/l (total hydrocarbons)
BOD5	2000 mg/l		78 mg/l
Al	5 mg/l		0.6 mg/l
Exhaust gas			
NOx		0.006 kg/tonne	
VOC		0.28 kg/tonne	0.14 – 0.27 kg/tonne
Dust		1.8 kg/tonne	0.030 – 0.16 kg/tonne
All values per tonne of good casting or in mg/l effluent			
<sup>1</sup> For foundry C, waste water quality after treatment consisting in a distilling plant and cooling-evaporation towers			

**Table 3.51: Mass balance data, exhaust and effluent composition for aluminium pressure die-casting units**  
[177, Silva Ribeiro, 2002], [202, TWG, 2002]

In current die-casting practice, water-based release agents are sprayed on the open die, after dilution to a 1:50 – 1:200 ratio. Besides die coating, this spraying is used for die cooling. This

explains the difference in water use displayed in the table. This practice causes a loss and spillage of water, and up to 40 % of water/agent leakage into the foundry waste water system.

Emission and consumption levels for permanent moulding processes depend on the type of alloy used, the surface area of the melt, the quantity of the sand cores which are inserted in the mould, and the surface/volume rate of the casting. The sand cores are the main sources of emissions. There is no important difference between the different casting techniques. Due to the wide variety of processes and applications, it is not possible to give average data. [202, TWG, 2002]

Electricity consumption depends on process aspects, such as the closing force of the die, which are chosen on technical grounds.

Emission factors for the casting of bronze, brass and zamac as used in Belgium are given in Table 3.52.

Alloy	CuO	SnO	PbO	ZnO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO
Bronze	0.06	0.04	2 – 20	625 – 6250	n.a	n.a
Brass	0.01	n.a	0.007 – 1	125 – 21500	n.a	n.a
Zamac	n.a	n.a	n.a	0.004	0.2	0.01
All data in g/tonne molten metal						

**Table 3.52: Indicative emission factors for casting of bronze, brass and zamac [110, Vito, 2001]**

### 3.11 Finishing/post-casting operations

Input	Output
- unfinished castings	- finished castings
- abrasives	- dust ( <i>sand, metal particles</i> ) from mechanical operations
- water, soap	- volatised metals, combustion products from thermal operations
- electricity	- waste water

#### 3.11.1 Slide grinding

Table 3.53 shows input-output data for the slide grinding of aluminium castings. The effluent water goes to a water treatment system and is re-circulated into the slide grinding equipment. Abrasive rocks are used and come out unaltered, besides for some minimal wearing.

<b>Input</b>	
Electricity	20.7 kWh
Cleansing agent	0.5 l
Water	490 l
<b>Output</b>	
Liquid effluent	400 l
All values per tonne of good casting	

**Table 3.53: Input-output balance for the slide grinding of aluminium castings [177, Silva Ribeiro, 2002]**

#### 3.11.2 Shot blasting

Emission levels from the exhaust gas of shot blasting have been collected in an Italian foundry survey. The results are displayed in Table 3.54. All techniques reach maximum dust emission levels below 30 mg/Nm<sup>3</sup>. The average value is below 15 mg/Nm<sup>3</sup>. The wet Venturi system is the

least effective system, leaving an emission factor well above those for the other techniques. On the other hand, it also acts as is a safety device to prevent an aluminium-dust-explosion [225, TWG, 2003].

	Concentration (mg/Nm <sup>3</sup> )			Emission factor (g/tonne)		
	Average	Minimum	Maximum	Average	Minimum	Maximum
Bag filter	5.3	0.4	19.3	53.1	0.3	327.3
Wet filtration	12.0	4.2	16.4	21.9	7.9	30.1
Wet multi-cyclone	8.2	4.2	14.8	54.9	18.5	135.4
Wet Venturi system	12.8	1.1	22.3	149.0	2.3	523.5
Emission factor data in g/tonne of good casting and for cleaned gas						

**Table 3.54: Emission data for the exhaust gas from shot blasting, using various dedusting techniques**  
[180, Assofond, 2002]

### 3.11.3 Fettling

Emission levels from the exhaust gas of fettling have been collected in an Italian foundry survey. The results are displayed in Table 3.55. All techniques achieve dust emission levels below 30 mg/Nm<sup>3</sup>. The bag filter and Venturi allow maximum levels below 10 mg/Nm<sup>3</sup>. The wet multi-cyclone is the least effective system, leaving an emission factor well above those for other techniques. The emission factor is largely dependent on the amount of finishing needed and thus the type of castings made.

	Concentration (mg/Nm <sup>3</sup> )			Emission factor (g/tonne)		
	Average	Minimum	Maximum	Average	Minimum	Maximum
Bag filter	3.0	0.4	7.5	17.0	2.3	85.6
Wet multi-cyclone	14.8	7.6	23.3	275.6	96.2	497.2
Wet Venturi system	2.5	1.1	5.9	45.5	35.5	63.4
Emission factor data in g/tonne of good casting and for cleaned gas						

**Table 3.55: Emission data for the exhaust gas from fettling, using various dedusting techniques,**  
[180, Assofond, 2002]

### 3.11.4 Finishing operations in steel foundries

Concerning steel foundries, specific cutting, scarfing and welding processes are used. Average dust emission values are given in Table 3.56. These apply for the use of the following techniques:

- *Cutting* (of runner system): Tetrene-acetylene-iron oxide for stainless cutting
- *Scarfig*: Carbon electrode covered with copper
- *Welding*: Using electrodes or wire.

Finishing technique	Dust emission (kg/tonne)
Tetrene cutting	11 - 13
Scarfig	9 - 11
Electrode/Wire	3 - 3.5
All values in kg per tonne of good casting	

**Table 3.56: Average dust emission from steel finishing**  
[202, TWG, 2002]

## 3.12 Heat treatment

Input	Output
– finished castings	– finished casting (heat treated)
– energy (electric, gas or fuel oil)	– combustion products from firing
– quenching: water, oil, air	– water vapour, fume, oil mist
	– NO <sub>x</sub> , SO <sub>2</sub>

The emissions from heat treatment furnaces mainly comprise combustion gases, particularly from gas- and oil-fired furnaces. The composition of the combustion gases depends on the fuel-type used. Oil-fired furnaces will generate SO<sub>2</sub>-emission, which are not present for natural gas burners. Where quenching processes are carried out, emissions of fume, water vapour, or oil mist will also occur, depending on the quenching media.

Heat treatment furnaces are known to be continuous sources of well known non-air components. Emission levels are closely related to energy consumption, burner design and maintenance. Emission collection is trivial in annealing furnaces. The capture of the emissions in the different furnaces does not differ considerably, and emissions are expelled via the waste gas pipe. In general, no further waste gas treatment is applied.

Generally, quenching is a batch process. For this reason emission levels alternate substantially. Emissions from the quenching baths are regarded mostly to be irrelevant for the environment, although they may become more relevant with large scale production. Data about source strength (emission rates) and chemical compounds have not been found.

[32, CAEF, 1997]

## 3.13 Waste water

### 3.13.1 Sources of waste water

The amount of process water used in foundries is small and mainly depends on the selection of techniques for dedusting. Waste water is generated mainly in dust removal and waste gas treatment systems, which are applied in the melting shop, moulding material preparation and reclamation and in the cleaning shop. Waste water is also generated in core production, if wet scrubbers are used (depending of the core-making technique and bonding agents used). In a minority of plants (2 plants reported in Europe), water is used for wet sand regeneration. Furthermore, water is generally used for cupola shell cooling and for the cooling baths for (die) castings.

Possible sources of waste water are:

- scrap storage area and site-drainage
- sand preparation
- wet scrubbers used for dedusting in various areas of the foundry
- cooling of pressure die casting machines and tools
- vibratory finishing (slide grinding)
- cooling baths used for heat treatment.

The production-specific waste water quantity averages **0.5 m<sup>3</sup>/t good castings**.

[160, UK Environment Agency, 2002], [195, UBA, 2003]

### 3.13.2 Waste water from scrap storage

Scrap may have adhering soil, and external scrap typically exhibits production-specific impurities. The adhering impurities may be washed off when it rains and may then enter the soil and groundwater. An overview of the possible impurities is given in Table 3.57:

Scrap type	Adhering impurities
Swarf	Cutting oils, emulsions (may contain chlorine)
Punching scrap	Punching oils (may contain chlorine)
Broken machine castings, not conforming to specifications	Hydraulic oils, gear oils
Scrap from cold forming and smitheries	Phosphates, zinc soaps, graphite, forming oils

**Table 3.57: Possible impurities for specified scrap types**  
[195, UBA, 2003]

If the adhering impurities are substances constituting a hazard to water (oils, emulsions), then requirements on the storage of substances constituting a hazard to water must be complied with.

### 3.13.3 Waste water from wet scrubbers used in cupola melting

Wet scrubbers are in use in melting shops to clean the cupola off-gas. Wet scrubbers use water to remove dust particles (average loading: 10 – 15 g/Nm<sup>3</sup>) and gases such as sulphur dioxide from cupola off-gas. In the settling tank, a large part of the solid particles are captured and thereby almost completely removed from the scrubbing water.

The partly acid gases washed out of the cupola off-gas, such as sulphur dioxide, accumulate in the scrubbing water, causing its salt concentration to increase (e.g. the formation of e.g. sodium sulphate) and its pH to decrease. This salt accumulation is supported by evaporation losses, so it is necessary to draw the water off from time to time.

Waste water from wet dedusting systems in melting shops mainly contains:

- solids such as oxides of silicon, iron and aluminium, calcium carbonates and cyanides
- heavy metals, although with the exception of zinc, these are present only in very low concentrations
- organic pollutants, which can enter waste water via soiled scrap.

AOX (absorbable organic halides) levels in water used for the scrubbing of cupola off-gas can amount to several milligrams. Possible causes of AOX are scrap coatings and adhering chlorinated organic compounds entering the water during the gas scrubbing process. Chlorinated organic compounds can also reach the water via auxiliaries, such as commercial-grade hydrochloric acid or iron and aluminium chlorides, which are used as flocculants.

Table 3.58 gives an overview of the pollutant concentrations in filter effluent from the dewatering of sludge from the wet scrubbers of cupola furnaces.

Analyte	Units	Value
pH value		7.2 - 9.9
El. conductivity	µS/cm	1400 - 18400
Lead	mg/l	<0.01 - 2.5
Cadmium	mg/l	<0.01 - 0.03
Chromium	mg/l	<0.01 - 0.13
Copper	mg/l	0.02 - 0.89
Nickel	mg/l	0.04 - 0.23
Mercury	mg/l	< 0.001
Zinc	mg/l	1.8 - 27.9
Sulphate	mg/l	430 - 1550
Chloride	mg/l	1330 - 3947
COD	mg/l	154 - 7580

**Table 3.58: Pollutant concentrations in filter effluent from dewatering the sludge from the wet scrubbers of cupola furnaces**  
[195, UBA, 2003]

### 3.13.4 Waste water from the casting, cooling and shake-out area and from mould production/sand preparation

In the casting, cooling and shake-out area and in mould production/sand preparation, insoluble fines from the moulding material are captured during dedusting, along with small organic proportions from the bonding agent used. If wet dedusting is applied, these compounds are found in the waste water flow. The inorganic solids are iron oxides and clays, which are in part finely dispersed and difficult to remove.

### 3.13.5 Waste water from core-making

In core-making shops, chemical scrubbers are in use. They use either acid (cold-box process) or basic (SO<sub>2</sub>-process and Croning). The quantity of waste water discharged is dependent upon the accumulation of pollutants and salts in the circulating water. If pollution levels are too high, part of the polluted water must be drawn off.

Scrubbing solutions from cold-box and hot-box core-making contain readily biodegradable amines and phenols.

The treatment of amine-containing scrubbing solutions requires a nitrification/denitrification stage. These treatment steps can also be carried out in an external biological waste water treatment plant. An alternative to discharge is the recovery of the amines.

Following oxidation, scrubbing solutions from the SO<sub>2</sub> process mainly contain sodium sulphate. Since high sulphate concentrations (>600 mg/l) can lead to damage to sewerage systems, a limit value is set by the respective competent authority according to local conditions (e.g. the presence of sulphate-resistant piping and dilution with other waste water).

[195, UBA, 2003]

## 4 TECHNIKEN, DIE BEI DER BESCHREIBUNG VON BVT ZU BERÜCKSICHTIGEN SIND

In diesem Kapitel werden Techniken zum Schutz der Umwelt und Energiesparmaßnahmen für individuelle Prozessschritte beschrieben. Die unterschiedlichen Techniken werden unterteilt in branchentypische Themen, die ein thematisches Vorgehen bei der Bewertung verschiedener Gießereiprozesse und –schritte gestatten.

Alle Techniken haben das Ziel, den Prozess zu optimieren oder die Umweltauswirkungen zu minimieren, z.B. durch:

- bedachte Auswahl und Optimierung jeder Anlageneinheit z.B. beim Lagern, Schmelzen und bei der Behandlung des Metalls, der Form- und Kernherstellung und dem Guss
- Minderungen der Emissionen in die Luft und das Wasser
- Erhöhung der Energieeffizienz
- Minimierung und Wiederverwertung von Reststoffen.

In Übereinstimmung mit dem thematischen Vorgehen wurden die Informationen in den folgenden Kapiteln wie folgt unterteilt:

- 4.1. Rohstofflagerung und -verarbeitung
- 4.2. Metallschmelze und Schmelzbehandlung
- 4.3. Form- und Kernherstellung inklusive Sandpräparation
- 4.4. Metallgießen
- 4.5. Erfassung und Reinigung von Rauchgas, Abgas und Abluft
- 4.6. Vermeidung und Behandlung von Abwasser
- 4.7. Energieeffizienz
- 4.8. Sand: Regeneration, Recycling, Wiederverwendung und Deponierung
- 4.9. Staub und feste Reststoffe: Behandlung und Wiederverwendung
- 4.10. Lärminderung
- 4.11. Stilllegung von Anlagen
- 4.12. Umweltmanagementprogramme.

Um eine Auswahl von besten verfügbaren Techniken zu ermöglichen, werden alle bei einer Entscheidung zu berücksichtigenden BVT nach einer Standardstruktur vorgestellt. Die Elemente dieser Struktur werden in Tabelle 4.1 erklärt.

Bezeichnung des Informationselements	Art der berücksichtigten Information
Beschreibung	technische Beschreibung der Technik
Umweltentlastungseffekte	hauptsächliche Umweltauswirkungen der Technik
Betriebsdaten	Verbrauchsdaten und Emissionswerte von Anlagen im Betrieb, die diese Technik anwenden, weitere Daten zum Betrieb, zur Wartung und Überwachung der Anlage
Medienübergreifende Aspekte	alle Nebeneffekte und Nachteile für andere Medien bei Einführung der Technik, Umwelteffekte der Technik im Vergleich zu anderen
Anwendbarkeit	Hinweise zur Art der Anlage, in der die Technik angewandt werden könnte, z.B. Berücksichtigung des Alters der Anlage (neu oder bestehend), Betriebsgröße (groß oder klein), Technik bereits angewandt (z.B. Ofentyp, Formtechnik) und Produkttyp (Eisen oder Nichteisen)
Betriebswirtschaftliche Daten	Informationen zu Kosten (Betriebs- und Investitionskosten) und mögliche Einsparungen einschließlich, wie diese Kosten berechnet wurden
Motivation für die Implementierung	Örtliche Verhältnisse oder Erfordernisse, die eine Einführung befördern könnten, Information über andere Gründe als Umweltgründe für die Einführung (z.B. Erhöhung der Produktivität, Sicherheit)
Beispielanlagen	Hinweise auf Anlagen, in denen die Technik angewandt wird und von denen Informationen gesammelt wurden
Referenzliteratur	Literatur, die beim Schreiben des Kapitels verwendet wurde und die weitere Informationen enthält

**Tabelle 4.1: Informationen, die bei der Diskussion jeder Technik des Kapitel 4 verwendet wurden**

Dieses Kapitel zeigt die Informationen für jede Technik. Die spätere Wichtung und Auswahl der Technik wird in Kapitel 5 behandelt, basierend auf den Informationen des Kapitels 4.

### 4.1 Rohstofflagerung und -verarbeitung

#### 4.1.1 Einführung

Das Lagern und Verarbeiten von festen Materialien, Gasen und Flüssigkeiten wird im BVT-Merkblatt Lagerung behandelt [205, European IPPC Bureau, 2003]. Das Dokument diskutiert z.B. verfügbare Techniken für Aufschüttungen (Haufen), Silos, Tanks und verpackte Materialien (z.B. gefährliche und entflammbare Substanzen). Diese sind für Gießereirohmaterialien wie Sand, Schrott, Koks, Brennstoffe (Gas, Öl), Chemikalien, Additive und für Rückstände, wie gebrauchte Gießereisande, Filterstaub und Schlacke anwendbar. In diesem Kapitel werden nur gießereispezifische Fragen, die nicht im BVT-Merkblatt Lagerung behandelt werden, diskutiert.

#### 4.1.2 Überdachte Lagerung und undurchlässige Schrottplätze

##### Beschreibung

Der Schrottlagerbereich sollte unter Berücksichtigung der folgenden Faktoren so geordnet und betrieben werden:

- Die Zusammensetzung des Ofenbeschickungsmaterials erfordert Kenntnis des zugeführten Metalls. Anwendung einer getrennten Lagerung für unterschiedliche Metalltypen oder -grade ermöglicht die Kontrolle der Zusammensetzung des Beschickungsmaterials. Das kann durch Verwenden von Bereichen oder Containern auf dem Lagerplatz oder Bunker erfolgen.
- Das Einbringen von mineralischem oder oxidiertem Material, wie Rost, Erde oder Schmutz, führt zu erhöhtem Verschleiß von Feuerfestmaterial. Ein betonierter Schrottplatz verhindert das Mitführen von Erde, Schmutz und Wasser.
- Eine Dachkonstruktion über dem Lagerbereich kann Regenwasser fernhalten und Staubemissionen zurückhalten.
- Ein Wassersammel- und -behandlungssystem kann Boden- und Wasserverschmutzung verhindern.

##### Umweltentlastungseffekte

Die Verwendung eines Daches und verstärkten Platzes erlaubt die Sammlung von Ablaufwasser und verhindert damit unkontrollierte Emissionen in Wasser oder Boden. Direkte Emissionen in den Boden werden auch durch Verhindern des Mischens von Material mit Erde verhindert.

##### Medienübergreifende Aspekte

Medienübergreifende Aspekte kommen nicht zur Anwendung.

##### Anwendbarkeit

Die Verwendung eines undurchlässigen Schrottplatzes kann in allen neuen und existierenden Gießereien angewendet werden. Schrott wird überdacht oder unter Verwendung eines Wassersammel- und -behandlungssystems zur Verhinderung von Wasser- und Bodenverschmutzung gelagert.

##### Motivation für die Implementierung

Kontrolle der Beschickungszusammensetzung verbessert die Kontrolle des Ofenbetriebes und damit die Metallzusammensetzung. Die Beschädigung von Feuerfestmaterial wird minimiert.

##### Beispielanlagen

Diese Technik wird in der Mehrheit der Gießereien angewandt.

##### Referenzliteratur

[202, TWG, 2002]

### 4.1.3 Lagermaßnahmen für Binder-Chemikalien

#### Beschreibung

Für Binder-Chemikalien gibt es spezifische Herstellerempfehlungen für die Lagerung. Nichtbeachtung der Empfehlungen führt zu unbrauchbarem oder qualitätsgemindertem Binder, der entweder als Sonderabfall zu entsorgen ist oder zu schlechter Gussqualität wegen qualitätsgeminderter Formen oder Kerne führen kann. Tabelle 4.2 fasst die Qualitätsprobleme, die aus nicht fachgerechter Lagerung flüssiger Binder-Chemikalien resultieren, zusammen. Korrekte Lagerung berücksichtigt folgende Probleme:

Problem	Effekt auf das Produkt	Auswirkung	Effekt auf Gussstück
Aussetzen übermäßiger Kälte	wasserbasierte Produkte können ausfrieren	Auftreten von Produktsegregation führt zu Fehlformen. Betroffene Produkte sind zu entsorgen.	Gussherstellung kann unmöglich sein.
Aussetzen übermäßiger Hitze und Sonnenlicht	frühzeitige Alterung, Binden des Harzes und erhöhte Viskosität	schlechte Mischeigenschaften, geringe Formhärte und schlechte Temperaturbeständigkeit	Adern am Gussstück (Finning defects)
Überlagerung oder Kältelagerung	erhöhte Viskosität	schwierige Mischung mit Sandkörnern. Sandmischung fließt schlechter und ist schlecht zu komprimieren, Formen geringerer Festigkeit	Erosion, exogene (sandige) Einschlüsse, Adern und räumliche Fehler
Verunreinigung durch Feuchte	Produkte mit Isocyanaten verschlechtern sich durch Reaktion mit Wasser	Schlechte Binderleistung, Produkt muss evtl. entsorgt werden	erhöhtes Risiko von Gasdefekten (Blase, Pore, Pinhole)
Sedimentablagerung in großen Kieselsäuretanks	gepumpte Flüssigkeit kann inkonsistent sein	geringe Formstärke	zu große Gussstücke, Schrumpfungseffekte

**Tabelle 4.2: Probleme durch unkorrekte Lagerung flüssiger Binder-Chemikalien [71, ETSU, 1998]**

Einige grundsätzliche Maßnahmen sind:

- überdachte und belüftete Bereiche
- Sammeln verschütteter Flüssigkeiten
- abgeschlossene Lagerbereiche.

Aussetzen des Binders gegenüber Kälte, Wärme und Sonne kann klimaabhängig sein. Zusätzliche Vorsorge kann bei Lagerung von leichtentflammaren Flüssigkeiten wie Methylformat, Triethylamin (TEA), Dimethylethylamin (DMEA) und Schlichten, die Isopropylalkohol enthalten, notwendig sein.

#### Umweltentlastungseffekte

Minderung der Abfallmenge an unbrauchbaren Abfallchemikalien.

Die meisten Binder-Chemikalien sind gefährlich und gekennzeichnet durch eine oder mehrere der folgenden Eigenschaften: giftig, korrosiv, brennbar. Diese Eigenschaften bedeuten, dass selbst kleine Verschüttungen zur Gefahr für die Gesundheit und Sicherheit der Arbeiter, größere Austritte zu ernsthaften Zwischenfällen führen können. Ein größerer Austritt, der eine Direkteinleitung erreicht, kann zu ernsthafter Verschmutzung eines Gewässers führen.

#### Medienübergreifende Aspekte

Medienübergreifende Aspekte kommen nicht zur Anwendung.

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist in allen neuen und bestehenden Anlagen anwendbar.

### **Motivation für die Implementierung**

Sicherheitsmaßnahmen und Optimierung von Gießereivorgängen.

### **Beispielanlagen**

Diese Technik wird in der Mehrheit der Gießereien angewendet.

### **Referenzliteratur**

[75, ETSU, 1996]

#### **4.1.4 Verwenden von sauberem Schrott für die Schmelze und Entfernen von Sand vom Rücklaufmaterial**

##### **Beschreibung**

Das Schmelzen von sauberem Schrott verhindert das Risiko der Aufnahme von nichtmetallischen Verbindungen durch Schlacke und/oder Angreifen der Ofenoberfläche. Diese Verbindungen sind typischerweise Kalk, Eisenoxide, Manganoxide und basische Oxide (z.B. MgO vom Sphäroguss-Rücklauf) in Kombination mit silikatischem Feuerfestmaterial (Säure). Wenn die Verunreinigungsmenge begrenzt ist, wird weniger Schlacke gebildet, was die Haltbarkeit von Ofen und Pfannenfutter erhöht. Wenn man bei der Herstellung von Sphäroguss einen Ofen mit saurem Feuerfestmaterial verwendet, kann anhaftender Siliziumsand von Vorteil sein bei der Neutralisierung des MgO aus Gießerei-internem Rücklaufmaterial.

Das Vorhandensein von Verunreinigungen und Oxiden bei der Ofenbeladung verbraucht Schmelzenergie. Außerdem erfordert die Entfernung von Schlacke eine höhere Badtemperatur, um die Schlacke flüssig zu halten.

Interner Recyclingschrott besteht aus Speisesystem und nichtnutzbaren Gusstücken. Speisesysteme werden nach dem Ausschlagen entfernt. Allgemein haftet ihnen aufgrund ihrer Geometrie kein Sand an. Nichtnutzbare Gussstücke werden nach der Qualitätskontrolle aussortiert, das passiert nach dem Guss, dem Sandstrahlen oder dem Strahlputzen zur Entfernung anhaftenden Sandes. Das Verwenden von sandfreiem Rücklaufmaterial benötigt deshalb im Allgemeinen keine Extrabehandlung.

##### **Umweltentlastungseffekte**

Die Technik mindert die Schlacke- und Staubmenge, die zu entsorgen wäre und VOC-Emissionsbegrenzungen unterliegt. Der Energieverbrauch ist durch die geringere Schlackemenge reduziert (bis zu 10 bis 15%). Zusätzlich kann die abzusaugende Luftmenge reduziert sein.

Strahlputzen kann empfehlenswert sein für Schrott, bei dem Verunreinigungen zu übermäßigen Mengen von Schlacke führen würden. Das Verwenden von ausschließlich strahlgeputztem Schrott würde aber Schlacke-bildende Additive zur Schlackebildung erfordern.

##### **Medienübergreifende Aspekte**

Wenn Gießereien nur sauberen Schrott akzeptieren, kann die Gesamtrecyclingrate für verschmutzten Schrott reduziert sein. Das führt zu zusätzlichen Reinigungsvorgängen und erhöhter Ablagerung von Schrott.

Reinigungstechniken zur Sandentfernung von Rücklaufmaterial benötigen Energie. Das kann jedoch mit eingesparter Energie bei der Metallschmelze aufgerechnet werden

##### **Betriebsdaten**

Als Energieverbrauch zum Reinigen von 30 - 40 kg Sand von einer Tonne Guss werden aus einer Gießerei 12-15 kWh berichtet. Der Verbrauchswert hängt von der Größe und Art des Gusses ab. Für eine Gießerei mit Elektrolichtbogen-Schmelze (EAF) wird ein Anstieg an geschmolzenem Metall (gegossenes Metall/ingespeistes Metall) um 2 bis 3 % berichtet. Eine typische Einspeisung für EAF ist: 55 % Gießereistahlschrott; 40 % interner Rücklauf; 5 % Metallzuschlagstoffe.

**Anwendbarkeit**

Das Entfernen von Sand von betriebsinternem Schrott kann in allen neuen und bestehenden Gießereien angewendet werden. Das Verwenden von sauberem Schrott kann in allen Gießereitypen angewendet werden, die Wahl des Schrottgrades sollte zur installierten Schmelztechnik und Abgasreinigung passen. Falls der gesamte Sektor vorwiegend sauberen Schrott verwendet, kann das zu Problemen beim Recycling von verschmutztem Schrott führen.

Die Verwendung von sauberem Eisenschrott (Stahl und Roheisen) führt zu Kostensteigerungen beim Einkauf und erfordert Investitionen in neue Reinigungstechnik. Es bestehen keine Schwierigkeiten mit oxidierten Oberflächen oder Verwendung von Roheisenbarren beim Schmelzen in Kupolöfen (Reduktion). Elektroöfen haben nur Schwierigkeiten mit kontaminiertem Schrott, der nicht den Parametern für Stahlschrott in Gießereien entspricht.

Kupolöfen können unsauberen Schrott ohne Probleme schmelzen. Sofern man die Abgase angemessen behandelt, ist nur mit einem geringen Mehrverbrauch an Koks und wenigen Umweltauswirkungen zu rechnen.

Die Begrenzung der Schlacke ist sehr wichtig für den guten Betrieb des kernlosen Induktionsofens. Der Betrieb wird durch die Sauberkeit des Schrottes mehr als bei anderen Ofentypen beeinflusst.

Die Verwendung von unsauberem Schrott hat keine negativen Auswirkungen auf den Betrieb von Drehöfen, ist aber der bestimmende Faktor für Staubemissionen. Es gibt kaum Umweltauswirkungen, wenn die Gase entsprechend behandelt werden.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Der Preis für sauberen Schrott (z.B. Klasse 1) ist 20 bis 30 % höher als für kontaminierten Schrott (z.B. Klasse 2). Weiterhin reduzieren sich die Kosten für Schlacke und Staub durch Anwendung der Technik.

**Motivation für die Implementierung**

Hohe Kosten für Reststoffe und Feuerfestmaterialien.

**Beispielanlagen**

Diese Technik wird allgemein in Gießereien angewendet.

**Referenzliteratur**

[103, Vereniging van Nederlandse Gemeenten, 1998], [110, Vito, 2001], [202, TWG, 2002]

**4.1.5 Internes Recycling von Eisenmetallschrott****Beschreibung**

Betriebsinterner Schrott entsteht beim Abschlagen von Speisesystemen, in der Qualitätskontrolle und bei Nachbehandlungsschritten. Die relative Menge an betriebsintern produziertem Schrott kann aus der Metallausbeute, wie in Kapitel 3.10.1.3 beschrieben, berechnet werden. Um die Produktion von Rückständen zu minimieren, wird betriebsinterner Schrott zur Metalleinspeisung in den Ofen zurückgeführt.

In Stahlgießereien ist die 100%-ige Rückführung wegen des Gehaltes an gelöstem Gas unüblich. Betreiber schätzen, dass maximal 60% zurückgeführtes Metall (Speiser, Schrottguss,...) eingespeist wird. Späne und Drehspäne können zu übermäßiger Oxidation der Schmelze führen.

Betriebsinternes Schrottreycling kann im Falle von Sphäroguss beschränkt sein, falls ein höherer Betrag an Silizium (ca. 1% in den meisten Fällen) dem flüssigen Eisen während der Behandlung zugefügt wird. In einigen Fällen kann das Wiedereinschmelzen des betriebsinternen Schrotts unmöglich sein, weil der Endgehalt an Silizium zu hoch wäre (typischerweise 2.5 – 3 % im Gusstück).

Im Falle von Grau- und Sphäroguss sind Blei oder Wismut sehr schädlich für die Eigenschaften des Metalls nach der Erstarrung. Wenn eine Verunreinigung des betriebsinternen Schrotts vorliegt, kann dieser nicht recycelt werden.

### **Umweltentlastungseffekte**

Minimieren der Reststoffe durch Recycling von Rohmaterialien.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Medienübergreifende Aspekte kommen nicht zur Anwendung.

### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist in allen neuen und bestehenden Anlagen anwendbar.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Technik ist nicht mit zusätzlichen Kosten verbunden.

### **Motivation für die Implementierung**

Minimierung von Rückständen, optimale Nutzung des Metalls.

### **Beispielanlagen**

Diese Technik wird in allen europäischen Gießereien angewendet.

### **Referenzliteratur**

[202, TWG, 2002]

## **4.1.6 Internes Recycling von Magnesiumschrott**

### **Beschreibung**

*“In cell” Recycling:*

Saubere Speiser können direkt in den Schmelzofen gegeben werden. Aufgrund von Oxiden und anderen Einschlüssen ist der mögliche Beitrag von Recyclingmaterial begrenzt. Besondere Geräte zur exakten analytischen und metallographischen Kontrolle sind erforderlich.

*“In-House-Recycling”:*

Hier wird der Schrott in einem speziellen Recyclingwerk innerhalb des Gießereistandortes behandelt und recycelt. Dabei können 2 Techniken angewendet werden:

- *Flussmittelloses Wiederaufschmelzen:* Aufschmelzen von Mg-Schrott unter Schutzgas im Wannenofen; anwendbar nur für Klasse 1- Schrott. Vorteile sind niedrige Investitionskosten und geringer Energieverbrauch.
- *Wiederaufschmelzen mit Salzabdeckung:* Aufschmelzen von Mg-Schrott unter einer Salzsicht. Anwendbar für alle Schrottklassen außer bei Verwendung von Flussmittel oder Schlamm (unbehandelt). Wenn nur Schrotte der Klasse 1 oder 2 verwendet werden, können hochreine Magnesiumlegierungen hergestellt werden.

Beide Techniken sind geeignet zur Herstellung von Mg-Barren oder von Flüssigmetall zur Flüssigbeschickung. Die flussmittellose und salzabgedeckte Wiederaufschmelze führt zu Krätzebildung (schwimmend auf der Schmelze) und Schlamm (sinkend in der Schmelze) wie auch Reststoffen, sie haben noch einen hohen Metallgehalt (70 - 80 % Mg für Schlamm, 60 – 90 % Mg für Krätze). Für die Rückgewinnung des Metalls gibt es 3 Möglichkeiten:

- Salzabgedeckte Wiederaufschmelze (im selben oder separaten Ofen)
- Wiederaufschmelzen in der Aluminiumindustrie
- Verwenden in der Entschwefelung von Eisen und Stahl

Wird der Schrott in einem flussmittellosen Schmelzofen geschmolzen, müssen Krätze und Schlamm aus einer salzabgedeckten Schmelze in einem separaten Ofen geschmolzen werden.

Beim Aufschmelzen von Schrott verschiedener Klassen wird das salzabgedeckte Verfahren verwendet. Gemischter Schrott erfordert eine Vorbehandlung. Tabelle 4.3 zeigt eine Übersicht zum Input/Output einer Vorbehandlungsanlage.

Input	Geräte/Anlagen	Output	End-of-pipe Technik
- Ölige oder feuchte Mg-Späne (>2 % Öl/Wasser) - Elektrizität	<b>Zentrifuge</b>	- Mg-Späne (<2 % Öl/Wasser) - Öl/Wasser -Emulsion	
- zentrifugierte und andere Späne - Elektrizität	<b>Span-Pressen (T = 400 °C)</b>	- gepresste Späne - Abluft	Partikel-Separator für das verdampfte Öl
- Speiser, Fehlguss - Krätze(ohne Salz aus dem Gussprozess) - Elektrizität	<b>Schredder (falls notwendig)</b>	- geschreddertes Material - Staub	

**Tabelle 4.3: Input und Output einer Magnesiumschrott-Behandlungsanlage [202, TWG, 2002]**

Die Rückgewinnung von Metall aus Salzlückständen erfolgt unter Verwendung eines trockenen Brechers und magnetischer Separation oder eines Nass-Waschsystems. Das Nass-Waschsystem führt zu einer Magnesiumfraktion und Schlamm, der nach der Entwässerung in der Düngerindustrie verwendet werden kann.

#### Umweltentlastungseffekte

Der Hauptvorteil ist das optimierte Magnesium-Recycling. Internes Recycling hat den zusätzlichen Vorteil des fehlenden Transports zu einem externen Recyclingwerk. Die Effizienz des Metallrecyclings wird erhöht durch typspezifisches Schmelzen.

#### Medienübergreifende Aspekte

Flussmittel-loses Wiederaufschmelzen benötigt die Verwendung von schwefelhaltigem Schutzgas, welches zur Erderwärmung (SF<sub>6</sub>) beiträgt oder giftig (SO<sub>2</sub>) ist. Diese Frage wird in Kapitel 4.2.7.1 diskutiert.

#### Betriebsdaten

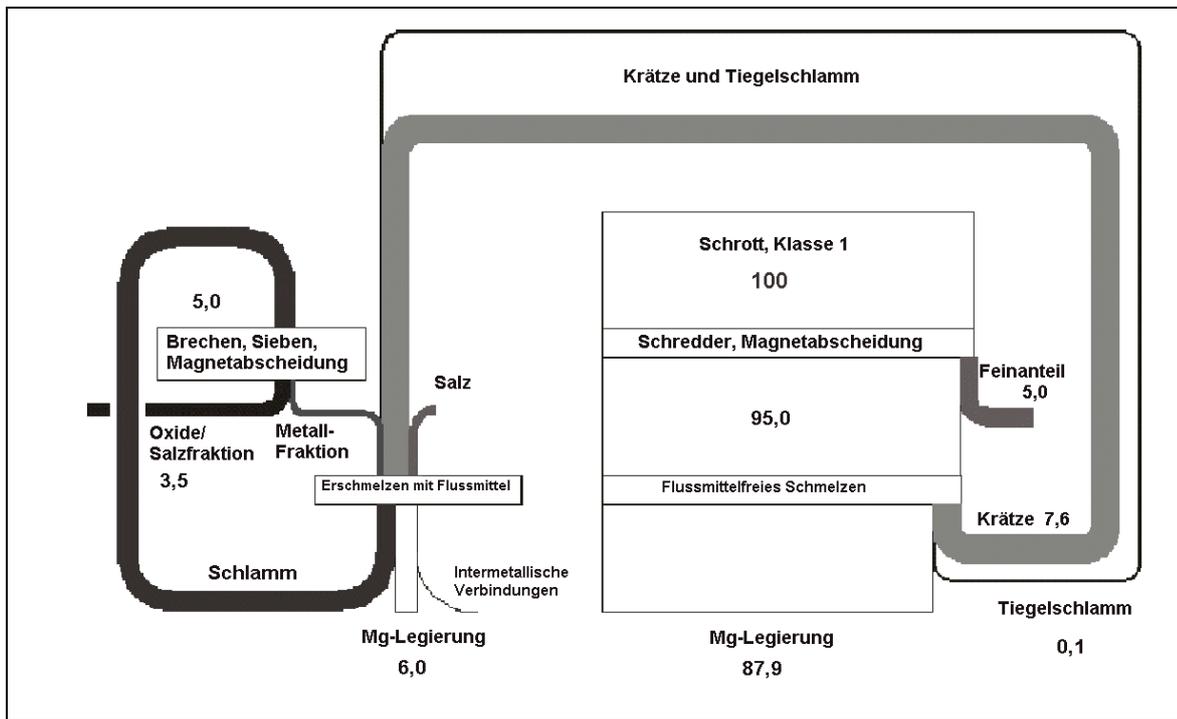
Experimentelle Massenflussdiagramme für das Aufschmelzen von Schrott der Klasse 1 werden in Bild 4.1 und Bild 4.2 gezeigt. Sie beinhalten das interne Aufschmelzen von Schlamm und Krätze.

Betriebsdaten aus einer Wiederaufschmelzanlage (salzabgedeckt) mit einer Jahreskapazität von 2000 Tonnen/Jahr gemischten Schrotts (3 Öfen je 600 kg Kapazität) geben den Salzverbrauch mit 3,4 kg/t Schrott, den Erdgasverbrauch mit 26,5 Nm<sup>3</sup>/t Schrott an.

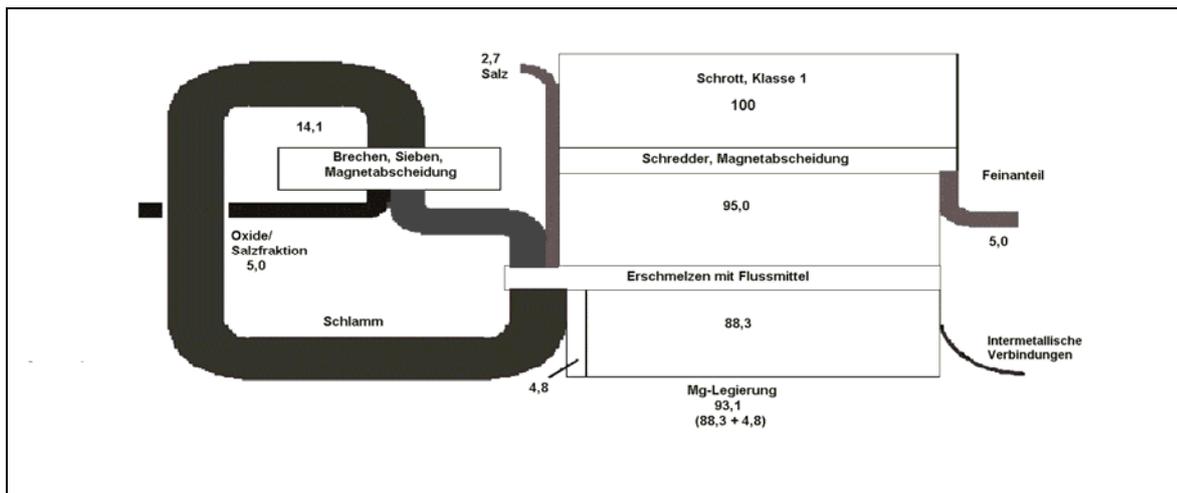
Die Nassbehandlung der Salzfraktion führt zu einer Magnesiumfraktion (43 %) und Schlamm (57 %). Der Schlamm kann mit einer Membranfilterpresse entwässert, das Wasser in den Prozess zurückgeführt werden.

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist in neuen und existierenden Magnesiumgießereianlagen anwendbar.



**Bild 4.1: Massenflussdiagramm für das Flussmittel-lose Wiederaufschmelzen von Magnesiumschrott der Klasse 1**  
 [206, Ditze and Scharf, 2000]



**Bild 4.2: Massenflussdiagramm für das salzabgedeckte Wiederaufschmelzen von Magnesiumschrott der Klasse 1**  
 [206, Ditze and Scharf, 2000]

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Kosten für ein externes Recycling werden mit ca. 1200€/t angegeben, abhängig von der Art des verwendeten Transports, der Distanz und dem lokalen Markt. Kosten für ein In-House-Recycling werden mit 500€/t angegeben, also eine Differenz von 700 €. Für eine Einzelanlage von 1500 t/a bedeutet das eine potentielle Einsparung von mehr als einer Million Euro pro Jahr.

Die angegebenen Daten sind allgemeiner Art und sind den individuellen Firmen anzupassen. Abhängig von Produkten und dem verwendeten Prozess, müssen Kosten für Trennung der Abfälle berücksichtigt werden. Die Abfälle müssen nach einzelner Legierung und einzelнем Prozess getrennt werden.

Weitere Faktoren von wesentlichem Einfluss sind:

- Wertverlust (ca. 10 % über eine Zeitspanne von 5 Jahren)
- Personalkosten (35 – 40%)

- Kosten für Neumaterial (ca. 30%), um Materialverluste zu ersetzen (geschätzt 7%)
- Kosten für Energie, Wartung, Ersatzteile, Salz, Deponierung (20 – 25%).

Die Amortisation für eine Flussmittel-verwendende Anlage mit 2 Öfen beträgt 8 bis 11 Monate. Die Amortisation einer kontinuierlich arbeitenden Anlage mit 500 kg Mg/Stunde dauert wahrscheinlich einige Monate länger.

#### **Motivation für die Implementierung**

Optimierung der Magnesiumverwendung bei Verringerung der zu deponierenden Mg-Menge.

#### **Beispielanlagen**

TCG Unitech, Kirchdorf/Krems (A): verwendet eine In-House-Recycling-Anlage.

Flussmittel-lose Schmelzanlagen sind in Europa nicht berichtet worden, auch wenn diese Technik auf dem Markt erhältlich ist.

#### **Referenzliteratur**

[202, TWG, 2002], [206, Ditze and Scharf, 2000], [223, Rauch, et al., 2003]

### **4.1.7 Recycling gebrauchter Behälter**

#### **Beschreibung**

Zulieferer von Chemikalien und Additiven nehmen möglicherweise ihre gebrauchten Behälter (Plaste, Holz, Metall) zum Recyceln zurück. Die Verwendung der größtmöglichen Behälter sollte in Betracht gezogen werden.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Verhindert Abfall und regt Recycling an.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Wenn die Behälter ohne zusätzliche Reinigung zurückgegeben werden, kommen keine medienübergreifenden Aspekte zur Anwendung.

#### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist in allen neuen und existierenden Anlagen anwendbar.

#### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Betriebsdaten sind in Abhängigkeit von den Bedingungen des Zulieferers unterschiedlich.

#### **Motivation für die Implementierung**

Vermeidungs- und Recyclingprogramme für Abfall und Vorschriften für Verpackungsabfälle.

#### **Beispielanlagen**

Diese Technik wird allgemein in europäischen Gießereien angewandt.

#### **Referenzliteratur**

[110, Vito, 2001]

## **4.2 Metallschmelze und Schmelzbehandlung**

### **4.2.1 Kupolöfen**

In diesem Kapitel werden Maßnahmen bei Schmelzpraxis und Ofenbetrieb diskutiert. Diese können beim Kalt- oder beim Heißwindbetrieb oder bei beiden angewendet werden. Techniken, die das Abgas betreffen, wie z.B. Nachverbrennung und Abgasreinigung, werden in Kapitel 4.5.2 behandelt. Dieses Kapitel behandelt ebenfalls die Umwandlung vom Kaltwind- zum Heißwindkupolofen.

### 4.2.1.1 Optimierung des Ofenbetriebes

#### Beschreibung

Die emittierten Staub- und Abgasmengen sind proportional zur Koksmenge, die pro Tonne Eisen eingesetzt wird. Daher reduzieren alle Maßnahmen, die die thermische Effizienz des Kupolofens steigern, die Emissionen des Ofens.

Mögliche Maßnahmen einer guten Schmelzpraxis sind:

- *Betrieb des Ofens -so oft wie möglich- im optimalen Bereich:* Für jeden beliebigen Kupolofen kann der Einfluss von Windmenge und Koksbeschickung auf die Abstichtemperatur und die Schmelzrate in Form eines Netzdiagramms oder Jungblüth-Diagramms ausgedrückt werden. Ein Netzdiagramm ist quantitativ nur für den Kupolofen, für den es erstellt wurde, aussagekräftig. Es zeigt, wie die Metalltemperatur und die Schmelzrate sich mit Veränderungen der Windmenge und der Kokschargierung verändern und erlaubt es, den Punkt (oder die Linie) der optimalen thermischen Effizienz zu bestimmen.
- *Vermeidung überhöhter Temperaturen* der Schmelze und Reduzierung der Überhitzungstemperatur durch Maßnahmen beim Umgang mit der abgestochenen Metallschmelze
- *Gleichmäßige Chargierung:* Beim Beschicken muss darauf geachtet werden, dass eine gleichmäßige Verteilung von Metall und Koks erzielt wird.
- *Verbessern der Regelung* des Chargengewichtes, der Windmenge und der Metalltemperatur
- *Minimierung des Luftverlustes:* Die richtige Luftzufuhr ist wichtig für einen effizienten Betrieb des Kupolofens. Dies wird oft durch Luftverluste behindert. Daher ist es wichtig, große Aufmerksamkeit auf das Vermeiden von Leckagen zu richten. Bei intermittierend abgestochenen Kupolöfen wird das Schlackenloch häufig offen gelassen und es ist oft überdimensioniert; dies führt zu erheblichen Luftverlusten. Luftverluste treten besonders häufig bei Heißwindkupolöfen am Wärmetauscher auf. Dies führt dazu, dass über die Blasformen Sauerstoff als Ersatz für die verlorene Luft eingeblasen werden muss.
- *Vermeidung von "Brückenbildung" im Kupolofen:* Brücken- und Ansatzbildung bezeichnet das Festhängen und Nicht-Abwärtswandern der Charge im Kupolofenschacht. Dies kann zu reduzierter Schmelzeffizienz und in besonders ernsten Fällen zum Stopp des Schmelzvorgangs führen.
- *Umsetzung einer guten Ausmauerungspraxis:* Während des Schmelzvorgangs vergrößern sich aufgrund der Erosion und der Abnutzung der Ausmauerung der Durchmesser und die Schmelzzone. Hierdurch verschiebt sich der Betrieb weg vom Optimum. Minimierung des Angriffs auf die Ausmauerung ist daher eine Energiesparmaßnahme. Für einen zufrieden stellenden und ökonomischen Kupolofenbetrieb muss die Schmelzzone nach jedem Schmelzvorgang ausgebessert werden.

#### Umweltentlastungseffekte

Erhöhung der Energieeffizienz, Reduktion des Koksverbrauches, Reduktion der Reststoffe.

#### Medienübergreifende Aspekte

Es wurden keine medienübergreifenden Aspekte berichtet.

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Kupolöfen anwendbar.

#### Motivation für die Implementierung

Optimierung des Ofenbetriebes.

#### Beispielanlagen

Maßnahmen einer guten Schmelzpraxis werden in allen Gießereien mit Kupolöfen angewendet.

#### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997], [44, ETSU, 1993], [202, TWG, 2002]

### 4.2.1.2 Kontrolle der Qualität des eingesetzten Koks

#### Beschreibung

Die Qualität des verwendeten Koks hat direkten Einfluss auf die Effizienz des Kupolofenbetriebes. Insbesondere beeinflusst sie die Anfangstemperatur, die Kohlenstoffaufnahme und den Schwefelgehalt des Eisens. Zur Charakterisierung von Gießereikoks werden die folgenden Eigenschaften bestimmt:

- *Gebundener Kohlenstoff*: je höher der Kohlenstoffgehalt, desto höher ist der Heizwert
- *Aschegehalt*: ein hoher Aschegehalt ist unerwünscht, da er den Heizwert des Koks reduziert und die Schlackemenge im Kupolofen vergrößert
- *Flüchtige Bestandteile*: flüchtige Bestandteile sind unerwünscht, da sie den Anteil an gebundenem Kohlenstoff und damit den Heizwert des Koks herabsetzen
- *Schwefel*: Schwefel ist bekannt als unerwünschtes Element in jeder Art von Gußeisen und führt außerdem zu SO<sub>2</sub>-Emissionen. Je geringer der Schwefelgehalt des eingesetzten Koks, desto besser. Der Schwefelgehalt des Koks hängt vom Schwefelgehalt der eingesetzten Kohle ab. Leider gibt es kein Verfahren, Schwefel aus Kohle zu entfernen.
- *Feuchtigkeit*: Feuchtigkeit im Koks ist unerwünscht, weil sie die Menge an Kohlenstoff, die pro Gewichtseinheit zur Verfügung steht, reduziert. Allerdings muss Koks eine gewisse Feuchtigkeit enthalten, wenn er aus der Kokerei kommt, damit es beim Transport auf Förderbändern, Lastwagen und Waggons nicht zu Bränden kommt.
- *Größe*: Die Größe des Gießereikoks beeinflusst direkt den Koksverbrauch pro Tonne geschmolzenes Eisen und auch die Schmelzrate. Um eine optimale Leistung zu erzielen, sollte der Koks, wenn er aus der Kokerei kommt, so dimensioniert sein, dass der Gießereikoks einen mittleren Durchmesser von 90 mm mit weniger als 4 % unter 50 mm hat. Der Gehalt an kleinen Körnungen beeinflusst die Staubemission bei Verladung und Handhabung.

#### Umweltentlastungseffekte

Optimierung des Kokeinsatzes resultiert in einer höheren Prozesseffizienz.

#### Medienübergreifende Aspekte

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

#### Betriebsdaten

Typische Eigenschaften von Gießereikoks sind in Tabelle 4.4 angegeben:

Eigenschaft	Typischer Wert (%)	Grenzwert (%)
Asche	5,8 – 5,9	6,5 max.
Flüchtige Bestandteile	0,3 – 0,4	0,8 max.
Schwefel	0,68 – 0,70	0,75 max.
Feuchtigkeit	1,5 – 2,5	3,0 max.
Festigkeit		
M80	81 – 82	78,0 max.
M10	8 – 8,5	9,0 max.
Gebundener Kohlenstoff	93,7 – 93,8	93,0 min.
Höherer Heizwert	32200 kJ/kg	31800 kJ/kg

**Tabelle 4.4: Typische Eigenschaften von Gießereikoks**  
[197, Nalonchem, 2002]

Die Daten in Tabelle stammen von Herstellerspezifikationen. Regionale Standards können höhere Grenzwerte verwenden.

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Kupolöfen anwendbar.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Im Allgemeinen sind schwefelärmere Einsatzstoffe teurer.

### **Motivation für die Implementierung**

Erhöhung der Effizienz des Gießereiprozesses.

### **Beispielanlagen**

Diese Technik wird allgemein in europäischen Gießereien mit Kupolöfen eingesetzt.

### **Referenzliteratur**

[44, ETSU, 1993], [225, TWG, 2003]

#### **4.2.1.3 Betrieb mit saurer oder basischer Schlacke**

##### **Beschreibung**

Ein Flussmittel wird eingesetzt, um die Schlacke flüssiger zu machen, so dass sie sich vom Eisen trennt und frei aus dem Kupolofen fließen kann. Am häufigsten wird Kalkstein (Kalziumkarbonat) verwendet, der im Schacht des Kupolofens zu Kalk, einem basischen Oxid, kalziniert wird, das sich dann mit den anderen Schlackebildnern (im Wesentlichen mit sauren Eigenschaften) verbindet und eine flüssige Schlacke erzeugt.

Der Basengrad einer Schlacke wird durch das folgende Verhältnis angegeben:

$(\text{CaO \%} + \text{MgO \%})/\text{SiO}_2 \%$

Die meisten Kupolöfen arbeiten mit einer sauren oder leicht basischen Schlacke (Basengrad  $< 1,2$ ).

Basische Kupolöfen (Basengrad  $> 2$ ) bieten die folgenden Vorteile:

- höherer Kohlenstoffanteil
- geringerer Schwefelgehalt
- Einsatzmöglichkeit für geringere Schrottqualitäten.

Sie haben allerdings die folgenden Nachteile:

- hohe Siliziumverluste
- hohe Kosten für Feuerfestmaterial, es sei denn, man arbeitet mit einem futterlosen Kupolofen
- höhere Kosten für Flussmittel
- die Metallzusammensetzung ist schwieriger zu kontrollieren als beim sauren Erschmelzen im Kupolofen.

##### **Umweltentlastungseffekte**

Bei sauren Kupolöfen können trockene Filter eingesetzt werden. Die Schlacke bei basischen Kupolöfen hat einen höheren Schmelzpunkt, weshalb i.d.R. ein auf  $\text{CaF}_2$  basierendes Flussmittel zugegeben wird. Bei solchen Kupolöfen treten Emissionen von fluorhaltigen Verbindungen auf, was den Einsatz von Nasswäschern für eine effektive Abscheidung dieser Komponenten notwendig macht.

##### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Kupolöfen anwendbar. Wenn die Schlacke basisch ist, ist eine Nassenstaubung erforderlich.

##### **Beispielanlagen**

Diese Technik wird allgemein in europäischen Gießereien mit Kupolöfen eingesetzt.

##### **Referenzliteratur**

[44, ETSU, 1993], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

#### 4.2.1.4 Vergrößerung der Schachthöhe beim Kaltwindkupolofen (KWK)

##### Beschreibung

Tabelle 4.5 gibt die erforderliche Schachthöhe bei verschiedenen Schmelzraten an. Diese Schachthöhen optimieren die Vorerwärmung des abwärts wandernden Einsatzmaterials. Soll jedoch das Gas an der Beschickungsöffnung verbrannt werden, kann auch eine geringere Schachthöhe gewählt werden. Im Allgemeinen gilt: je kürzer der Schacht, desto heißer ist das Gichtgas und umso einfacher ist die Verbrennung – spontan oder unterstützt durch einen Nachbrenner.

Schmelzrate des Kupolofens (Tonne/h)	Höhe von Blasformen bis Schwelle der Beschickungstür (m)
Bis zu 5	4,9
5 – 8	5,8
>8	6,7

**Tabelle 4.5: Anforderungen an die Schachthöhe**

Die thermische Effizienz eines Kaltwindkupolofens kann durch Erhöhung der Schachthöhe verbessert werden. Im Allgemeinen gilt: je höher der Ofenschacht, desto länger bleiben die Verbrennungsgase in Kontakt mit der Beschickung und desto mehr Wärme kann an die Beschickung abgegeben werden.

##### Umweltentlastungseffekte

In Abhängigkeit vom Anlagentyp muss die Höhe optimiert werden, um ein Ausbrennen der Gase und effektives Erwärmen der Beschickung zu gewährleisten.

##### Medienübergreifende Aspekte

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

##### Betriebsdaten

Die Betriebsdaten sind in Tabelle 4.6 angegeben. Die Modifikation bezieht sich auf die Verdoppelung des Volumens der oberen Zone. Hierdurch ergibt sich eine Reduktion des Koksverbrauches von 140 auf 115 kg/Tonne. Dies entspricht einer Reduktion von 18 %. Es ist anzumerken, dass die optimale Schachthöhe im Allgemeinen der Daumenregel folgt: ‚Höhe = 5x Durchmesser auf Höhe der Blasformen‘. Die Ausgangssituation bei der Beispielanlage war daher suboptimal.

	Kupolofen vor Umbau	Kupolofen nach Umbau
<b>Durchmesser</b>		
- Schmelzzone (m)	1,4	1,4
- obere Zone (m)	1,4	1,7
Höhe über Blasform (m)	5	6,5
Koksmenge (kg/Tonne)	140	115

**Tabelle 4.6: Beispieldaten für veränderten Koksverbrauch durch Vergrößerung der Schachthöhe [202, TWG, 2002]**

##### Anwendbarkeit

Eine Optimierung der Ofenhöhe muss während der Planungsphase erfolgen, ansonsten erfolgt eine Vergrößerung der Schachthöhe normalerweise nur bei wesentlichen Umbaumaßnahmen am Ofen.

##### Motivation für die Implementierung

Zur Steigerung der Effizienz des Ofenbetriebes.

### Beispielanlagen

Die Betriebsdaten stammen von einer Beispielanlage in Frankreich.

### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997], [44, ETSU, 1993], [202, TWG, 2002]

#### 4.2.1.5 Einbau einer zweiten Blasformenreihe beim Kaltwindkupolofen

##### Beschreibung

Die thermische Effizienz beim Kaltwindkupolofen kann durch den Einbau einer zweiten Blasformenreihe gesteigert werden. Diese liefert zusätzlichen Sauerstoff oberhalb der Verbrennungszone, der das CO in den Verbrennungsgasen, das durch die endotherme Reduktion von CO<sub>2</sub> durch C (Koks) entstanden ist, oxidiert. Diese Technik setzt den „latenten“ Wärmegehalt der Verbrennungsgase frei und verbessert so die thermische Effizienz des Kupolofens.

Ein Kupolofen mit Sekundärwindbetrieb ist mit zwei Reihen von Düsen ausgestattet. Jede wird mit einer dosierten und kontrollierten Menge Blasluft versorgt. Im Vergleich zu einem herkömmlichen Kupolofen mit nur einer Blasformenreihe ermöglicht der Kupolofen mit Sekundärwindbetrieb:

- eine höhere Abstichtemperatur und eine größere Kohlenstoffaufnahme bei einem gegebenen Koksverbrauch
- eine Reduktion des Koksverbrauches und, wenn erforderlich, eine Erhöhung der Schmelzrate unter Beibehaltung einer bestimmten Abstichtemperatur.

Um einen optimalen Nutzen aus dem Betrieb mit Sekundärwind zu ziehen, sollte die Teilung 25 - 50 % Oben und 75 - 50 % Unten betragen. Die beiden Reihen sollten etwa 1 m (bei Kaltwind) und 0,5 m (bei Heißwind) auseinander sein. Jede Reihe braucht ihr eigenes Windversorgungssystem.

##### Umweltentlastungseffekte

Reduktion des Koksverbrauches und Steigerung der thermischen Effizienz.

##### Medienübergreifende Aspekte

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

##### Betriebsdaten

Durch den Einsatz von zwei Blasreihen im richtigen Abstand gleichverteilter Windmenge kann die Metallabstichtemperatur bei einem gegebenen Koksverbrauch um ca. 45 – 50 °C erhöht werden. Alternativ kann der Koksverbrauch um 20 – 32 % reduziert und die Schmelzrate um 11 – 23 % erhöht werden. Bei Sekundärwindbetrieb und Beibehaltung der Koksmenge steigt die Kohlenstoffaufnahme leicht an (um ca. 0,06 %); aber auch der Siliziumschmelzverlust steigt leicht an um ca. 0,18 %.

Bei Sekundärwindbetrieb dehnt sich das Ausbrennen der Ausmauerung weiter in den Schacht aus. Daher ist es notwendig, zu Beginn des Einschmelzvorganges die Höhe des Koksбетtes auszumessen und einzustellen. Während kurzer Schmelzvorgänge, z.B. kürzer als 2 – 3 Stunden, reichen die Einsparungen beim Kokeinsatz meist nicht, um den zusätzlichen Koksbedarf für das Koksбетt zu kompensieren. Trotzdem kann Sekundärwindbetrieb durch die erhöhte Abstichtemperatur und die höhere Kohlenstoffaufnahme auch bei kürzeren Einschmelzvorgängen für viele Gießereien von Vorteil sein.

Als weitere Vorteile wurde berichtet:

- die Gasaustrittstemperatur beträgt nur 250 °C im Vergleich zu herkömmlichen Kupolöfen, bei denen die Austrittstemperatur 450 °C beträgt
- die Größe der einschmelzbaren Schrottstücke ist 100 % größer
- es ist möglich, den Schrottanteil in der Beschickung zu erhöhen.

Zusätzliche Betriebsdaten sind im Annex 1 aufgeführt.

**Anwendbarkeit**

Eine zweite Blasformreihe ist eine Standardmaßnahme bei neuen Kaltwindkupolöfen und kann bei bestehenden Anlagen während wesentlicher Umbaumaßnahmen implementiert werden. Bei Heißwindkupolöfen wird diese Maßnahme normalerweise nicht durchgeführt.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Der Kupolofen mit Sekundärwindbetrieb hat sich in der Praxis als Mittel für einen ökonomischen Betrieb bei relativ geringen Investitionskosten bewährt.

Die Kapitalkosten zur Umstellung eines bestehenden Kupolofens auf Sekundärwindbetrieb sind gering im Vergleich zu den möglichen Einsparungen. BCIRA zitiert eine britische Gießerei, bei der die Amortisationszeit nur 14 Wochen betrug. Eine große kanadische Gießerei sparte während eines Jahres CAD 170.000 bei Umbaukosten von nur CAD 18.000. Ein zusätzlicher Vorteil des reduzierten Koksverbrauches pro Tonne Eisen ist der geringere Schwefelgehalt. Hierdurch ergeben sich Einsparungen bei der Entschwefelungsanlage und eine bessere Qualität des Eisens.

Weitere betriebswirtschaftliche Daten sind in Annex 1 aufgeführt.

**Motivation für die Implementierung**

Zur Steigerung der Effizienz des Schmelzbetriebes.

**Beispielanlagen**

In Frankreich setzen alle neueren Kaltwindkupolöfen zwei Blasformreihen ein: STAUB (Merville), FONTE ARDENNAISE (Vivier au court), BERNARD HUET (Vivier au court).

Es gibt auch einen Heißwindkupolofen mit Sekundärwindbetrieb: FIDAY GESTION (Chassey les Scey)

**Referenzliteratur**

[32, CAEF, 1997], [196, Unido, 2002], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

**4.2.1.6 Sauerstoffanreicherung des Windes****Beschreibung**

Die thermische Effizienz eines Kaltwindkupolofens kann durch Sauerstoffanreicherung der Verbrennungsluft verbessert werden. Die Sauerstoffanreicherung führt zu einer höheren Verbrennungstemperatur des Koks. Hierdurch kann der Koksverbrauch gesenkt oder eine höhere Abstichtemperatur erzielt werden.

Im Vergleich zum herkömmlichen Betrieb ermöglicht der kontinuierliche Einsatz von Sauerstoff eine der folgenden Verbesserungen:

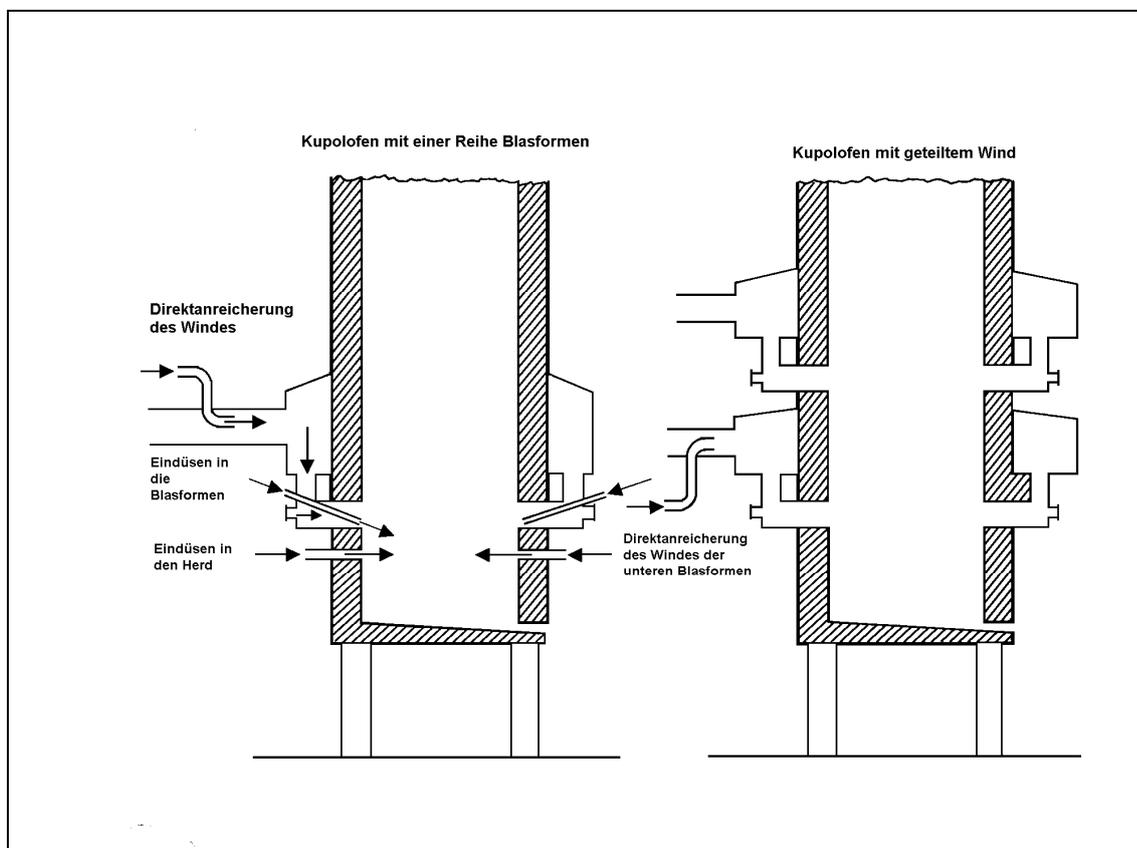
- höhere Metalltemperatur, höhere Kohlenstoffaufnahme und geringerer Siliziumschmelzverlust bei gleichem Koksverbrauch oder
- geringeren Koksverbrauch bei einer gegebenen Metalltemperatur ohne Anstieg der Kohlenstoffaufnahme oder Reduktion des Siliziumschmelzverlustes oder
- höhere Ausbringung eines bestehenden Kupolofens als Ergebnis einer gesteigerten Schmelzrate.

Das Einblasen von Sauerstoff ermöglicht es, schnell auf Prozessänderungen einzugehen und kleine Veränderungen in Prozessbedingungen auszugleichen. Daher wird das Sauerstoffeinblasen oft zeitweise eingesetzt, immer wenn der Prozess einer Regulierung bedarf.

Die Wirksamkeit des Sauerstoffes hängt von der Methode ab, mit der er in den Kupolofen gegeben wird. Es wurden drei Verfahren entwickelt:

- *direkte Anreicherung der Windzufuhr*: Der Sauerstoff wird direkt in die Hauptleitung der Windzufuhr gegeben. Diese Technik wird bei der Mehrheit der Kaltwindkupolöfen angewendet.
- *Einblasen in den Herd*: Der Sauerstoff wird von einer ringförmigen Hauptleitung über wassergekühlte Einblasdüsen in das Koksbeden geblasen. Die Anzahl der Düsen hängt von der Größe des Kupolofens ab. Sauerstoff, der auf diese Weise zugeführt wird, ist mindestens zweimal so effektiv wie Sauerstoff, der direkt in die Windzufuhr gegeben wird. Jedoch ist diese Methode auf Kupolöfen mit kontinuierlichem Abstich beschränkt. Bei Kupolöfen mit periodischem Abstich besteht die Gefahr, dass Schlacke oder Metall bis auf Höhe der Einblasdüsen steigt. Diese Methode wurde in UK entwickelt, findet aber keine weite Verbreitung.
- *Einblasen in die Winddüsen*: Sauerstoff wird über Einblasdüsen, die in jede oder jede zweite Windblasform installiert werden, in den Kupolofen geblasen. Die Effektivität dieser Methode liegt zwischen der der Anreicherung der Windzufuhr und der des Einblasens in den Herd. Die Technik wird in 20 – 30 % der Fälle angewendet, jedoch hauptsächlich bei Heißwindkupolöfen.

Die Prinzipien des Sauerstoffeinblasens sind in Bild 4.3 dargestellt.



**Bild 4.3: Verschiedene Methoden des Sauerstoffeinblasens**  
[44, ETSU, 1993]

### Umweltentlastungseffekte

Die Anwendung von Sauerstoff führt zu einer Einsparung beim Koksverbrauch und einer besseren Prozessregelung. Darüber hinaus wurde eine Reduktion der Dioxin- und Furanemissionen berichtet (siehe Kapitel 4.5.1.4).

### Medienübergreifende Aspekte

Diese Technik benötigt Sauerstoff, der außerhalb der Anlage produziert wird und den Verbrauch von elektrischer Energie verursacht.

**Betriebsdaten**

Im Vergleich zu herkömmlichen Kaltwindkupolöfen mit einer Winddüsenreihe kann bei einem gegebenen Koksverbrauch ein Anstieg der Abstichttemperatur wie folgt erwartet werden:

- Anreicherung der Windzufuhr + 15 °C
- Einblasen in den Herd + 85 °C
- Einblasen in die Winddüsen + 40 °C

Bei Kupolöfen mit Sekundärwindbetrieb führt die Anreicherung der Windzufuhr zu einem Anstieg der Abstichttemperatur um 85 °C im Vergleich zum Kaltwindbetrieb. Bei Kupolöfen mit Sekundärwindbetrieb führen weder Einblasen in den Herd noch Einblasen in die Winddüsen zu besseren Ergebnissen als die einfache Anreicherung der Windzufuhr.

Eine wichtige Anwendung des Sauerstoffes war die Steigerung der Schmelzrate von bestehenden Kupolöfen weit über ihre normalerweise optimale Schmelzkapazität hinaus. Bei Kupolöfen mit Sekundärwindbetrieb steigt die Schmelzrate um ca. 6,8 % und die Abstichttemperatur um ca. 20 °C pro Prozent Sauerstoffanreicherung in der Windzufuhr. Wenn eine Temperatursteigerung nicht erforderlich ist und der Koksverbrauch reduziert wird, kann sogar eine noch größere Steigerung der Schmelzrate erzielt werden bei gleichbleibender Windmenge und Sauerstoffanreicherung.

Weitere Betriebsdaten sind in Annex 1 aufgeführt.

**Anwendbarkeit**

Heutzutage praktizieren fast alle europäischen Heißwindkupolöfen das Einblasen über die Winddüsen. Bei Kaltwindkupolöfen ist die Sauerstoffanreicherung eine Standardmaßnahme, üblicherweise wird die Anreicherung der Windzufuhr praktiziert. Der Sauerstoffgehalt der oxidierenden Luft liegt üblicherweise zwischen 22 und 25 % (dies entspricht einer Anreicherung von 1 % bis 4 %).

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Auswirkung des Sauerstoffeinsatzes auf die Schmelzkosten hängt im Wesentlichen vom Preis des Sauerstoffes ab, der wiederum abhängt von der verbrauchten Menge. Gießereien mit einer größeren Produktion können Sauerstoff i.d.R. zu günstigeren Preisen erwerben. Die Rentabilität des Sauerstoffeinsatzes muss von Fall zu Fall bestimmt werden.

Die Möglichkeit der Steigerung der Produktionsrate hat es Gießereien ermöglicht, ihre Produktion ohne große Kapitalinvestitionen in neue Anlagen zu steigern und die Kosten und Zahlungen für Überstunden zu reduzieren, sodass die Gesamteinsparungen bei den Kosten die Kosten für Sauerstoff mehr als rechtfertigen. Bei solchen Verbesserungen müssen die Kapazität der Kern- und Formherstellung mitberücksichtigt werden

**Motivation für die Implementierung**

Zur Optimierung der Effizienz und der Regelung des Schmelzprozesses.

**Beispielanlagen**

Diese Technik wird allgemein in europäischen Gießereien mit Kupolöfen eingesetzt.

**Referenzliteratur**

[32, CAEF, 1997], [156, Godinot, 2001]

**4.2.1.7 Überhitzung des Windes von Heißwindkupolöfen (HWK)****Beschreibung**

Eine Alternative zur Erhöhung der Flammentemperatur ist die Überhitzung des Windes auf 800 – 900 °C. Hierbei erfolgt das Einblasen von Luftplasma oder die Erhitzung in rohrförmigen Widerstandsheizern. Die Erfahrung hat gezeigt, dass eine Steigerung der Windtemperatur um 200 °C ausgehend von 550 °C bis 750 °C (dies entspricht 60 kWh pro Tonne Eisen) 10 kg Koks pro erschmolzener Tonne einspart. Der Hauptvorteil, wichtiger noch als die Einsparung an Koks, ist die Flexibilität: die Ausbringung pro Stunde kann um 30 % gesteigert werden, ohne das Schmelzbett

zu ändern. Darüber hinaus ermöglicht die Anwendung von Plasma-Überhitzung Stahl an Stelle von Gusseisen als Rohmaterial einzusetzen, was entsprechende positive ökonomische Auswirkungen mit sich bringt.

### **Umweltentlastungseffekte**

Reduzierter Koksverbrauch und gesteigerte Prozesseffizienz.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Das elektrische Erhitzen verursacht einen Anstieg des Stromverbrauches (58 kWh/Tonne).

### **Betriebsdaten**

Die Betriebsdaten sind in Annex 1 aufgeführt. Die Erhitzung des Windes führt zu einem geringeren Abgasvolumenstrom gegenüber dem Heißwindbetrieb beim Langzeitkupolofen. Im Vergleich zum Sauerstoffeinblasen sind Abgasvolumen und Stromverbrauch größer.

### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei neuen und bestehenden HWK anwendbar.

Diese Technik (sowohl mit elektrischer Heizung als auch mit Plasmaheizung) erzielt einen ähnlichen Effekt, wie das Einblasen von Sauerstoff über Lanzen, kann aber in komplexeren Anlagen angewendet werden. Sie erzeugt jedoch einen größeren Abgasvolumenstrom. Darüber hinaus kann Sauerstoffeinblasen Luftverluste durch Leckagen ausgleichen.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Betriebswirtschaftlichen Daten sind in Annex 1 aufgeführt.

### **Motivation für die Implementierung**

Zur Optimierung der Effizienz und der Regelung des Schmelzprozesses.

### **Beispielanlagen**

PSA, Sept-Fons, France

Drei Gießereien in Frankreich setzen rohrförmige Widerstandsheizungen ein.

### **Referenzliteratur**

[156, Godinot, 2001]

## **4.2.1.8 Minimale Windabschaltzeiten bei Heißwindkupolöfen (HWK)**

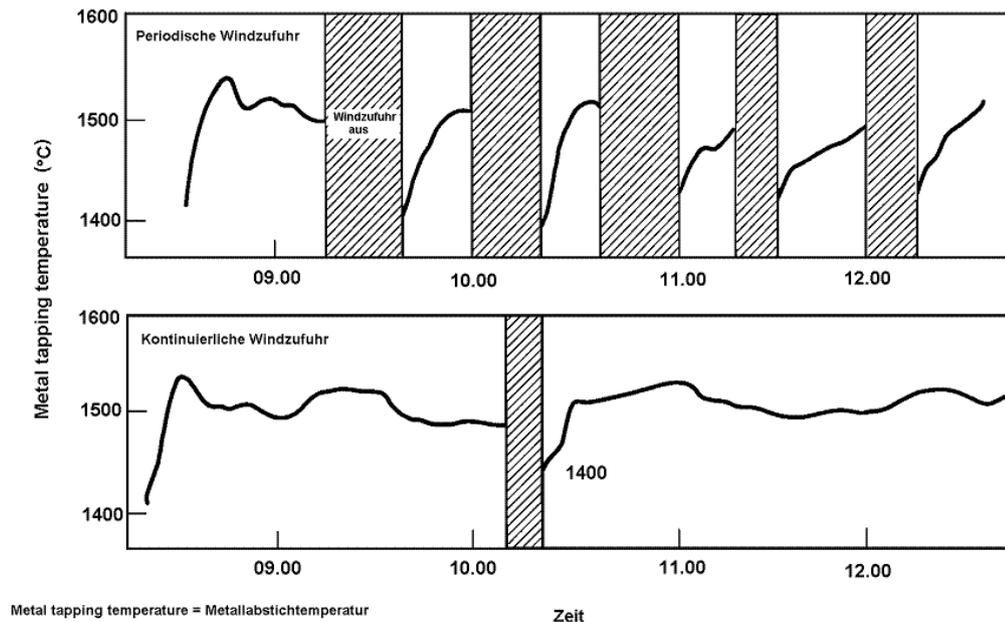
### **Beschreibung**

Ein Kupolofen mit unterbrochener (periodischer) Windzufuhr kann nicht optimal funktionieren und führt zu geringeren Abstichtemperaturen, wie in Bild 4.4 gezeigt.

Häufiges Abschalten der Windzufuhr aufgrund von periodischem Metallbedarf:

- reduziert die durchschnittliche Abstich- und Gießtemperatur und führt zu höheren Schwankungen der Temperaturen. Dies erhöht das Risiko von Gussfehlern.
- erhöht die Schwankungen in der Metallzusammensetzung, insbesondere des Kohlenstoff- und Siliziumgehaltes, mit dem Risiko Fehlchargen (Übergangseisen) zu produzieren.
- erhöht den Koksverbrauch, da der Betreiber versucht, die Abstichtemperatur zu erhöhen.
- beeinflusst den Grad der Keimbildung im Eisen und erhöht die Schrumpfungseigung.

Formherstellungs- und Gießprogramme werden daher so eingestellt, dass ein möglichst konstanter Metallbedarf entsteht. Hierdurch werden die Notwendigkeit für Windabschaltzeiten oder große Schwankungen in der Windmenge minimiert oder sogar eliminiert.



**Bild 4.4:** Effekt von Windabschaltzeiten auf die Abstichtemperatur eines Heißwindkupolofen [44, ETSU, 1993]

Wenn große Fluktuationen im Metallbedarf unvermeidbar sind, sollte der Einsatz eines elektrischen Warmhalteofens in Betracht gezogen werden. Dieser stellt einen größeren Puffer für Metall dar, sodass Schwankungen im Metallbedarf ausgeglichen werden können und der Kupolofen kontinuierlich mit relativ konstanten Windmengen betrieben werden kann. Er kann auch zum Ausgleich von Schwankungen in der Temperatur und in der Zusammensetzung genutzt werden.

#### Umweltentlastungseffekte

Reduktion des Koksverbrauches. Höhere Energieeffizienz des Prozesses.

#### Medienübergreifende Aspekte

Der Betrieb eines elektrischen Warmhalteofens bringt einen höheren Energieverbrauch mit sich.

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Kupolöfen anwendbar.

#### Betriebswirtschaftliche Daten

Die wirtschaftlichen Daten für die Installation eines Warmhalteofens müssen sorgfältig abgewogen werden, besonders in Gießereien mit geringen Produktionsmengen.

#### Motivation für die Implementierung

Zur Steigerung der Effizienz des Gießereibetriebes.

#### Beispielanlagen

Die Möglichkeit der Regelung der Windeinblasung ist Teil der betrieblichen Überlegungen in allen europäischen Gießereien mit Kupolöfen.

#### Referenzliteratur

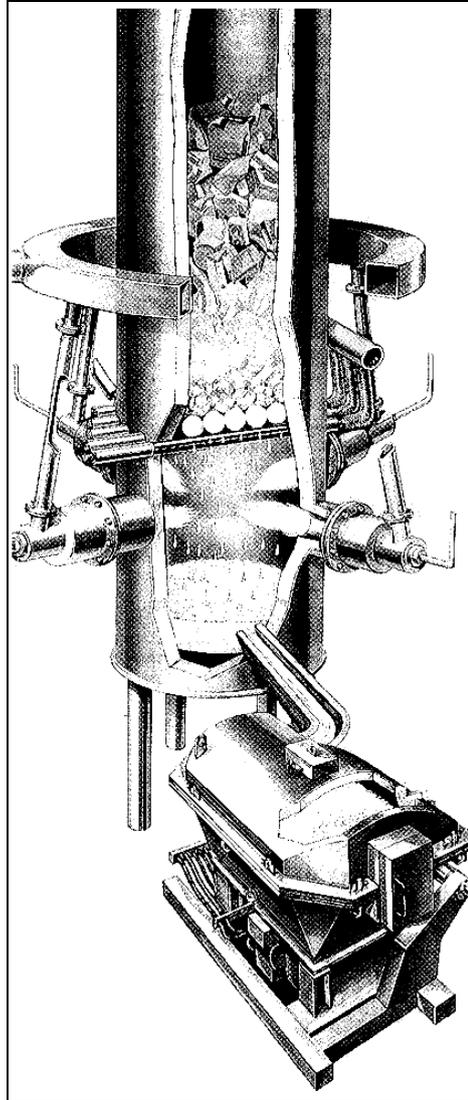
[44, ETSU, 1993]

### 4.2.1.9 Koksloser Kupolofen

#### Beschreibung

In kokslosen Kupolöfen wird der metallische Einsatz durch die Verbrennung von Erdgas erhitzt. Anstelle des traditionellen Koksбетtes stützt ein Bett aus feuerfesten Kugeln auf einem wasser-

gekühlten Gitter den metallischen Einsatz. Die erschmolzenen Metalltropfen laufen durch dieses Bett und sammeln sich im Herd am Boden des Ofens. Die Lebensdauer der feuerfesten Kugeln, die den Temperaturen des überhitzten Metalles ausgesetzt sind, ist begrenzt. Ein koksloser Kupolofen wird daher bei reduzierten Temperaturen (1400 °C anstatt 1500 °C) betrieben und das Überhitzen des Metalls erfolgt anschließend in einem gasgefeuerten Ofen oder einem Induktionsofen (Duplexbetrieb).



**Bild 4.5: Koksloser Kupolofen im Duplexbetrieb**  
[110, Vito, 2001]

Ein wichtiger Betriebsfaktor ist, dass kokslose Kupolöfen kontinuierlich betrieben werden müssen. Es besteht ein hohes Risiko der Ansatzbildung und Verstopfung an den gekühlten Roststäben. Sollte ein Stopp des Metallflusses notwendig sein (z.B. weil es Probleme in der Formherstellung gibt), kann die Energie der Brenner auf 35 – 40 % gedrosselt werden, um Wärmeverluste durch die Ofenwand zu kompensieren. Die Notwendigkeit eines kontinuierlichen Betriebes muss mit der Abnutzung des feuerfesten Materials in der Schmelzzone in Einklang gebracht werden. Daher dauern Ofenreisen üblicherweise eine Woche.

Die oxidierende Atmosphäre und die relativ geringen Flammentemperaturen erhöhen die Oxidationsverluste. Daher ist die Einsatzmöglichkeit von Stahl begrenzt. Maximal 35 % Stahl werden bei der Produktion von Gusseisen mit Kugelgraphit eingesetzt; allerdings können 20 % als generelle Praxis angesehen werden. Die Qualität des Einsatzmaterials muss beim kokslosen Kupolofen sorgfältig kontrolliert werden, da er anfälliger für Brückenbildung ist als koksgefeuerte Kupolöfen.

Bei der Produktion von Gusseisen mit Kugelgraphit ist ein wichtiger Vorteil des kokslosen Kupolofens, dass keine Aufschwefelung stattfindet, sodass die Schmelze direkt nach der Aufkohlung verwendet werden kann.

### Umweltentlastungseffekte

Neben einer höheren thermischen Effizienz hat dieser Ofen weitere Umweltvorteile. Die Verbrennung von Erdgas anstelle von Koks hat die folgenden Einflüsse auf das Abgas:

- weniger Staub (0,8 kg/t metallischem Einsatz anstelle von 10 bis 15 kg/t metallischem Einsatz bei Kaltwindkupolöfen)
- kein CO oder SO<sub>2</sub> und weniger CO<sub>2</sub> (120 kg/t metallischem Einsatz anstelle von 450 kg CO<sub>2</sub>/t metallischem Einsatz bei Kaltwindkupolöfen)
- geringere Abgasmenge (495 m<sup>3</sup>/t metallischem Einsatz anstelle von 770 m<sup>3</sup>/t metallischem Einsatz bei Kaltwindkupolöfen ohne wassergekühltes Feuerfestmaterial) und daher können Entstaubungsanlagen viel kleiner dimensioniert werden.

### Medienübergreifende Aspekte

Der Einsatz eines kokslosen Kupolofens macht einen Duplexbetrieb erforderlich, um das Überhitzen des Eisens zu ermöglichen. Durch das Überhitzen im Induktionsofen steigt der Bedarf an elektrischer Energie im Vergleich zum Heißwindbetrieb.

### Betriebsdaten

Die Betriebsdaten sind in Tabelle 4.7 aufgeführt. Der Ofen wird üblicherweise mit einem Luftfaktor von  $\lambda = 1,15$  gefahren. Die Kapazität des Ofens kann hoch sein (oft im Bereich von 10 – 12 t/m<sup>2</sup>h). Die Menge der Feuerfestkugeln beträgt 1 – 1,4 % des metallischen Einsatzes. Der thermische Wirkungsgrad des Kupolofens – ohne Einbeziehung des Induktionsofens – liegt in der Größenordnung von 70 %.

	Einheit	Verbrauch (pro Tonne geschmolzenen Metalls)
<b>Erdgasverbrauch</b>		
Vorheizen des Ofens	m <sup>3</sup>	600
Schmelzen	m <sup>3</sup>	48,0
<b>Elektrischer Energieverbrauch</b>		
a) Überhitzer		
Überhitzen	kWh	64,0
Halten	kWh	15,0
b) Hilfsausrüstungen	kWh	25,0
<b>Verbrauch von Ausmauerungsmaterial</b>		
Ofenschacht	kg	5 – 8
Siphon	kg	0,7
Überhitzer	kg	0,5
<b>Wasserverbrauch</b>	m <sup>3</sup>	0,4
<b>Sauerstoffverbrauch</b>	m <sup>3</sup>	19,7
<b>metallischer Einsatz</b>	<b>Bestandteile</b>	Anteil (%/t)
	Stahl	25 – 35
	Roheisen	20 – 30
	Eigenschrott/ Gusseisenschrott	35 – 55
<b>Legierungen und Zusätze</b>	<b>Bestandteile</b>	Part (%/t)
	Aufkohlungsmittel	1,1
	Si-Briketts	0,8
	Keramikkugeln	0,95
	Schlackebildner	0,3

Tabelle 4.7: Typische Betriebsdaten für einen kokslosen Kupolofen [202, TWG, 2002]

Aufgrund des Fehlens von Koks (und CO) geht beim kokslosen Kupolofensystem keine latente Wärme verloren. Die vollständige Aufnahme der Abgaswärme erfolgt im Schacht. Bei Duplex-konfigurationen (zum Beispiel in Zusammenstellung mit einem Induktionsofen) können Wirkungsgrade im Bereich von 40 bis 60 % erzielt werden. Die thermische Effizienz von koksgefeuerten Kupolöfen variiert zwischen 25 % (Kaltwind) und 45 % (Heißwind, Langzeitkupolofen).

Die Emissionsdaten von kokslosen Kupolöfen und Heißwindkupolöfen werden in Tabelle 4.8 verglichen. Diese beziehen sich auf die folgenden Konfigurationen:

- koksloser Kupolofen: Untergichtabsaugung; oxidierende Atmosphäre ( $\lambda = 1,15$ ); keine Nachverbrennung; trockene Filterung
- Heißwindkupolofen: Untergichtabsaugung; Nachverbrennung in separater Kammer, gefolgt von Rekuperation und trockener Filterung.

	kokslos				Heißwindkupolofen			
	Betriebs- bedingungen		Nm <sup>3</sup> /t	kg/t	Betriebs- bedingungen		Nm <sup>3</sup> /t	kg/t
Gas	50 Nm <sup>3</sup> /Tonne							
Energie	500 kWh/Nm <sup>3</sup>							
$\lambda$	1,15							
Koks					12 %			
Stahl					50 %			
Aufkohlung					1,9 %			
gesamter brennbarer Kohlenstoff					9 %			
Abgas			550				2930	
CO <sub>2</sub>		9.1 %	50	98		6 %	176	346
H <sub>2</sub> O		18.2 %	100			-		
O <sub>2</sub>		2.7 %	15			15 %		
CO		<1 %	<5,5	<6,9		10 mg/Nm <sup>3</sup>		29 g/t
NO <sub>x</sub>		155 – 375 mg/Nm <sup>3</sup>		85 – 210 g/t		205 mg/Nm <sup>3</sup>		150 g/t
SO <sub>2</sub>		-				100 mg/Nm <sup>3</sup>		300 g/t

**Tabelle 4.8: Emissionsdaten für einen kokslosen Kupolofen und einen Heißwindkupolofen [170, Godinot and Carlier, 1999]**

Es wurden die folgenden Beobachtungen gemacht:

- Der kokslose Kupolofen emittiert ein Fünftel der Abgasmenge des Heißwindkupolofens. Grund hierfür ist die Nachverbrennung, die Überschussluft in die Verbrennungskammer des Heißwindkupolofens bringt. Ein koksloser Kupolofen kann daher mit einem kleineren Abgasreinigungssystem ausgerüstet werden.
- Der kokslose Kupolofen emittiert 3- bis 4-mal weniger CO<sub>2</sub> als ein Heißwindkupolofen.
- Der kokslose Kupolofen emittiert mehr CO, das im Falle des Heißwindkupolofens verbrannt wird.<sup>5</sup>
- NO<sub>x</sub>-und SO<sub>2</sub>-Emissionsniveaus sind gering im Vergleich zu aktuellen Emissionsgrenzwerten (z.B. in Frankreich 500 mg/Nm<sup>3</sup> (NO<sub>x</sub>) und 300 mg/Nm<sup>3</sup> (SO<sub>2</sub>))
- Wenn trockene Filterung eingesetzt wird, haben beide Ofenarten geringe Staubemissionswerte.

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei neuen Anlagen, die mittlere bis große Serien produzieren, anwendbar. Der kokslose Kupolofen benötigt eine konstante und kontinuierliche Betriebsweise. Aufgrund der

<sup>5</sup> Anmerkung des Übersetzers: Der kokslose Kupolofen emittiert ca. 1% CO und wird ohne Nachverbrennung betrieben. Der HWK emittiert ohne Nachverbrennung ca. 5 – 15 % CO bei erheblich größerer Abgasmenge. Aufgrund der Nachverbrennung beim HWK wird weniger CO gegenüber dem kokslosen Kupolofen emittiert, siehe auch Tabelle 3.6.

hohen Oxidationsverluste und des großen Risikos von Brückenbildung erfordert diese Technik sauberes Einsatzmaterial mit einem Stahlgehalt von max. 35 %. Da keine Aufschwefelung stattfindet, eignet sie sich besonders für die Produktion von Gusseisen mit Kugelgraphit.

### Betriebswirtschaftliche Daten

In Tabelle 4.9 sind Daten für die Betriebskosten (für 1999) in Relation zu den Betriebskosten eines Heißwindkupolofens (als 100% gesetzt) dargestellt. Die Werte gelten für Anlagen mit 12 Tonnen/h und basieren auf einer Studie mit 3 kokslosen Kupolöfen, die in Europa betrieben werden.

		Roh- material (%)	Hilfs- material (%)	Schmelzenergie + Flüssigkeiten (%)	Vergleichs- index
Gusseisen mit Lamellengraphit	Koksloser Kupolofen	83	6	11	116
	Heißwindkupolofen (Koks)	69	8	23	100
Gusseisen mit Kugelgraphit	Koksloser Kupolofen	81	6	13	104
	Heißwindkupolofen (Koks)	69	8	23	100

**Tabelle 4.9: Betriebskosten für einen kokslosen Kupolofen in Relation zu einem Heißwindkupolofen (als 100% gesetzt)**  
[202, TWG, 2002]

Die dargestellten Werte wurden 1999 berechnet, seit dem ist der Preis für Koks jedoch gestiegen. Aus dieser Tabelle kann für einen 12 t/h kokslosen Kupolofen geschlossen werden, dass:

- das Erschmelzen von Gusseisen mit Lamellengraphit teurer ist
- das Erschmelzen von Gusseisen mit Kugelgraphit etwa gleich teuer ist.

Dieser Vergleich hängt sehr stark vom jeweiligen lokalen Preis für Energie und Material ab.

### Motivation für die Implementierung

Zur Reduktion von Emissionen beim Kupolofen.

### Beispielanlagen

- Düker, Laufach (D): 15 Tonnen/h Gusseisen mit Kugelgraphit
- Düker-Kuttner, Lingotes Especiales, Valladolid (E): 16 Tonnen/h Gusseisen mit Lamellengraphit und mit Kugelgraphit
- Hayes Hydraulic Castings (GB), 5 - 6 Tonnen/h Gusseisen mit Lamellengraphit und mit Kugelgraphit.

### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [170, Godinot and Carlier, 1999]

#### 4.2.1.10 Gasgefeuerter Kokskupolofen

##### Beschreibung

Der Koks/Gas-Kupolofen basiert auf dem teilweisen Ersatz von Koks durch Gas. Es gibt zwei Verfahren, um Erdgas im Kupolofen zu verbrennen:

- Einsatz von Luft/Gas-Brennern, installiert oberhalb der Blasformen
- Einsatz von Oxygasbrennern, installiert in den Blasformen.

Derzeit wird der Luft/Gas-Kokskupolofen in Europa nur begrenzt eingesetzt. Dies kann an den Schwierigkeiten bei der Kontrolle des Prozesses und an der größeren Kompliziertheit des Mantels liegen.

Der Oxygasbrenner wurde 1994 eingeführt. Neben der Befuerung mit einem Sauerstoff/Gas-Gemisch, ermöglicht er das Einblasen von Staub über die Blasdüsen zum Recycling. Allerdings

wird diese Möglichkeit nicht genutzt. Oxygasbrenner werden in einem Drittel bis der Hälfte der Blasdüsen eingesetzt. Etwa 10 % der Koksenergie wird durch Erdgas ersetzt. Dies führt zu einem Gasverbrauch von 8 bis 16 Nm<sup>3</sup>/Tonne und einem Gesamtsauerstoffverbrauch (Brenner und Lanzen) von 40 bis 60 Nm<sup>3</sup>/Tonne. Die Anwendung dieser Technik ermöglicht eine höhere Flexibilität in der Produktion und/oder der Metallurgie.

Die Wirkung und der Einsatz von Oxygasbrennern hängen vom jeweiligen Kupolofen ab. Bei Kaltwindkupolöfen werden sie eingesetzt, um Neustarts zu erleichtern und die Koksmenge zu reduzieren. Bei Heißwindkupolöfen werden sie eingesetzt, um die Ofenkapazität zu erhöhen, ohne das Schmelzbett zu verändern. Der Ersatz eines Teils des Kokses durch Methan reduziert das Abgasvolumen. Dies wird genutzt, um die Ofenkapazität zu steigern, ohne die Kapazität des Abgasreinigungssystems zu überlasten.

Mit dieser Technik wird der Kohlenstoffanteil in der Schmelze erhöht und ein höherer Stahlanteil im Einsatzmaterial möglich. Dieses Verfahren ermöglicht es FeSi einzublasen, das in Pulverform preisgünstiger ist als Erz. Hierdurch ergibt sich ein wirtschaftlicher Vorteil.

### Umweltlastungseffekte

Der teilweise Ersatz des Kokses durch CH<sub>4</sub> reduziert das Abgasvolumen. Zusätzlich wird die Brennbarkeit des Abgases durch höhere CO- und H<sub>2</sub>-Gehalte verbessert. Im Falle einer Nachverbrennung zeigt das Abgas geringere Gehalte an CO und organischen Komponenten.

Der Ersatz von Koks durch Erdgas reduziert die SO<sub>2</sub>-Emissionsmengen.

Diese Technik eröffnet die Möglichkeit der Rezirkulierung von Kupolofenstaub in die Schmelze, obwohl diese Möglichkeit, nach einigen Versuchen, nicht weiter verfolgt wurde.

Die Reduzierung der Koksmenge im Kupolofen erhöht das Risiko von Brückenbildung.

### Medienübergreifende Aspekte

Die Produktion, Lagerung und Verwendung von Sauerstoff erhöht das Sicherheitsrisiko. Sauerstoff wird mittels Tieftemperatur-Destillation oder Vakuum(Druck)wechseladsorption erzeugt. Beide Verfahren verbrauchen elektrische Energie. Bei der Vakuum(Druck)wechseladsorption liegt der Verbrauch bei 0,35 – 0,38 kWh/Nm<sup>3</sup> O<sub>2</sub>. Die Sauerstoffproduktion erfolgt oft durch externe Produzenten, die den Sauerstoff in Lagertanks liefern oder direkt über eine Pipeline.

### Betriebsdaten

Die AGA-Rayburn Gießerei (Coalbrookdale, UK) hat 3 von 8 Blasformen ihres Kaltwindkupolofens mit Oxygasbrennern ausgerüstet. Dies ermöglicht eine Gesamtreduktion der Koksmenge von 15 % auf 10 %. Dies führte zu einem Absinken des Schwefelgehaltes im produzierten Eisen und ermöglichte so eine Reduktion der eingesetzten Roheisenmenge, was wiederum zu einem wirtschaftlichen Gewinn führte.

Die Fritzwinter Gießerei (D) hat 3 von 6 Blasformen bei ihrem 20 – 25 Tonnen/h Heißwindkupolofen mit Oxygasbrennern ausgestattet. Dies ermöglichte eine Produktionssteigerung auf 28 Tonnen/h, ohne das Schmelzbett oder das Abgasreinigungssystem ändern zu müssen. Tabelle 4.10 zeigt die Auswirkungen auf die Abgaszusammensetzung vor der Verbrennung.

	Mit Sauerstoff Ohne Oxygasbrenner	Mit Sauerstoff Mit Oxygasbrenner
H <sub>2</sub>	0,8 – 1,2	2,2 – 2,4
CO	14 – 15	19
O <sub>2</sub>	2	2

Tabelle 4.10: Auswirkung von Oxygasbrennern auf die Abgaszusammensetzung bei Heißwindkupolöfen (Angaben in %)

[184, Godinot and Ressant, 2002]

### Anwendbarkeit

Diese Technik kann bei neuen und bestehenden Kalt- und Heißwindkupolöfen eingesetzt werden. Die Vorteile der Anwendung (erhöhte Flexibilität, wirtschaftliche Vorteile, geringere Abgasmenge,

erhöhte Kapazität) hängen von den speziellen Schmelzbedingungen der jeweiligen Anlage ab. Es wurde berichtet, dass die Technik zu Schwierigkeiten bei der Kontrolle des Prozesses führte und die Anforderungen an die Komplexität des Ofenmantels erhöht.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die Betriebskosten vor und nach Umbau eines Kaltwindkupolofens zu Oxy-Gas-Betrieb bei der o.g. Aga-Rayburn Gießerei (UK) sind in Tabelle 4.11 aufgeführt. Die Preise sind Vorhersagen, wie sie von CTIF (F) berechnet wurden.

Einsatz	Einheit	Preis pro Einheit	Ohne Brenner		Mit Brenner	
		EUR	Verbrauch pro Tonne	Kosten EUR/Tonne	Verbrauch pro Tonne	Kosten EUR/Tonne
Koks	Tonne	198	0,15	29,7	0,1	19,8
Gas	Nm <sup>3</sup>	0,15	0	-	16,5	2,5
Sauerstoff	Nm <sup>3</sup>	0,38	14	5,4		
		0,23			40	9,2
Roheisen	Tonne	164,6	0,2	32,9	0	-
Eisenschrott	Tonne	125,8	0,2	37,7	0,5	62,9
Gesamt	EUR/Tonne			105,7		94,4

Alle Angaben beziehen sich auf eine Tonne geschmolzenes Metall

**Tabelle 4.11: Betriebskosten für einen Kaltwindkupolofen mit und ohne Oxygasbrenner [184, Godinot and Ressant, 2002]**

Die Betriebskosten wurden von 105 auf 94 € pro Tonne geschmolzenes Metall gesenkt. Der wirtschaftliche Vorteil ergibt sich hauptsächlich durch den reduzierten Roheisenanteil. Dies bestärkt die Tatsache, dass die Vergleichsrechnung für jede Gießerei anders ausfällt.

### Motivation für die Implementierung

Zur Erhöhung der Flexibilität der Gießerei und/oder zur Erhöhung der Produktionskapazität von bestehenden Anlagen, ohne das Anlagendesign ändern zu müssen.

### Beispielanlagen

- AGA-Rayburn Gießerei (Coalbrookdale, UK)
- Fritzwinter Gießerei (D)

### Referenzliteratur

[156, Godinot, 2001], [184, Godinot and Ressant, 2002]

## 4.2.2 Elektrolichtbogenofen (ELO)

### 4.2.2.1 Verkürzung der Schmelz- und Behandlungszeit

#### Beschreibung

Verbesserte Kontrollmethoden können zu kürzeren Schmelz- oder Behandlungszeiten führen. Einige Beispiele sind:

- genauere Kontrolle der Zusammensetzung (z.B. C-, S-, P-Gehalt) und des Gewichtes des Einsatzmaterials und der Schlackebildner
- verlässliche Temperaturkontrolle der Schmelze; dies kann die Ausbringung von Veredlungsreaktionen verbessern und eine Überhitzung überflüssig machen
- effektivere Methoden der Probenahme und des Abschlackens können die Ofenstillstandzeiten reduzieren.

Sekundärmetallurgie mit AOD/VODC-Behandlung verkürzt die ELO-Zeit und hat einen positiven Einfluss auf die Energieerhaltung. Diese Technik wird ausführlich in Kapitel 4.5.7.1 diskutiert.

### Umwentlastungseffekte

Verbesserte Ofeneffizienz durch kürzere Schmelzzeiten und reduzierte Stillstandszeiten.

### Medienübergreifende Aspekte

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

### Anwendbarkeit

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden ELO anwendbar.

### Motivation für die Implementierung

Zur Steigerung der Effizienz des Schmelz- und Behandlungbetriebes.

### Beispielanlagen

Diese Technik findet weiten Einsatz in europäischen Gießereien mit ELO.

### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997], [202, TWG, 2002]

## 4.2.2.2 Schaumslagungsverfahren

### Beschreibung

Das Schaumslagungsverfahren, das z.Z. in der Stahlproduktion eingesetzt wird, basiert auf gleichzeitigem Einblasen von Sauerstoff und Kohlenstoff (in Form von Kohlenstaub) in die Schlacke am Ende des Schmelzprozesses. Der Schlackeschaum entsteht aufgrund von CO-Blasen. Das CO-Gas entsteht durch die Oxidation von Kohlenstoff im Metall durch den eingeblasenen Sauerstoff und durch die Reduktion von Eisenoxid (FeO) durch den eingeblasenen Kohlenstoff.

Die Erzeugung einer schaumigen Schlacke verbessert den Wärmeübergang auf das Einsatzmaterial und schützt das Feuerfestmaterial im Innern des Ofens. Aufgrund der besseren Stabilität des Lichtbogens und der geringeren Strahlungseffekte führt Schlackeschäumen zu Minderungen beim Energieverbrauch, Elektrodenverbrauch und Lärm und zu einer Steigerung der Produktivität.

### Umwentlastungseffekte

Reduzierter Energie- und Elektrodenverbrauch, geringere Lärmemission und reduziertes Abgasvolumen.

### Medienübergreifende Aspekte

Da das Volumen der Schlacke größer ist, können größere Schlackekübel notwendig werden. Nach dem Abstich entgast die Schlacke wieder. Es wurden keine negativen Einflüsse auf die Wiederverwertungsmöglichkeiten der Schlacke berichtet.

### Betriebsdaten

Tabelle 4.12 enthält die Betriebsdaten für einen 60-Tonnen-Lichtbogenofen und zeigt die wesentlichen Einsparungen bei Energie, Zeit, Feuerfestmaterial und Elektroden auf.

	Einheiten	Normale Schlacke	Schaumige Schlacke
Gesamtenergie	MW	25	30
Strahlungsverluste des Lichtbogens ans Abgas	MW	6	0
Abgasvolumenstrom	m <sup>3</sup> /h	41000	28000
Endtemperatur	°C		
- Metall		1630	1630
- Schlacke		1603	1753
- Abgas		1463	1607
- Feuerfestmaterial		1528	1674
Energieverbrauch	kWh/Tonne		
- Elektrisch		50,8	37,7
- fossil (Kohle)		37,1	22,6

Energieabgabe (output)	kWh/Tonne		
- Metall ( $\Delta H$ )		10,4	10,4
- Schlacke ( $\Delta H$ )		1,1	9,4
- Ofenverluste		20,7	14,1
- Abgasverluste		53,6	24,8
- Andere Verluste		2,5	1,6
Aufheizzeit 1584 - 1630 °C	min	11min 45sec	7min 30sec
Heizrate	°C/min	3,9	6,1

**Tabelle 4.12: Energie- und Temperaturdaten für das Erschmelzen im Elektrolichtbogenofen mit normaler und schaumiger Schlacke [202, TWG, 2002]**

Die Schlackendichte wird von 2,3 Tonnen/m<sup>3</sup> auf 1,15 – 1,5 Tonnen/m<sup>3</sup> reduziert.

### Anwendbarkeit

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden EAF-Gießereien, die Sauerstoffeinblasen praktizieren, anwendbar.

### Motivation für die Implementierung

Steigerung der Effizienz des Ofenbetriebes.

### Beispielanlagen

Es wurden keine speziellen Beispielanlagen berichtet, diese Technik wird jedoch in verschiedenen europäischen Gießereien angewendet.

### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997], [202, TWG, 2002], [211, European IPPC Bureau, 2000]

## 4.2.3 Induktionsofen

### 4.2.3.1 Prozessoptimierung: Optimieren des Einsatzmaterials, des Chargiervorgangs und des Betriebes

#### Beschreibung

Betrieboptimierungsmöglichkeiten für Induktionsöfen beinhalten:

- *Optimierung der Eigenschaften des Einsatzmaterials:* Dies beinhaltet die Vermeidung von rostigem und verunreinigtem Einsatzmaterial, die Chargierung von Einsatzmaterial/Schrott mit optimaler Größe und Dichte und die Verwendung saubererer Aufkohlungsmittel. Diese Maßnahmen verkürzen die Einschmelzzeit, reduzieren den spezifischen Energiebedarf für das Einschmelzen und/oder reduzieren die anfallende Schlackemenge.
- *Schließen des Ofendeckels:* Durch die Vermeidung von schlecht schließenden Ofendeckeln und unnötigen/verlängerten Öffnungszeiten sowie durch schnelles Chargieren oder den Einsatz einer Schutzatmosphäre über der Schmelze (N<sub>2</sub>) wird die Oxidierung reduziert. Ofenöffnungszeiten müssen minimiert werden, um einen Energieverlust zu vermeiden. Die Zeiten, die für das Chargieren, Entfernen der Schlacke, Temperaturmessungen, Probennahme und Gießen benötigt werden, variieren von 50 % bis 25 % der Schichtzeit. Die letztere Zahl bezieht sich auf einen neuen Ofen, der unter optimierten Bedingungen betrieben wird. Ein gut schließender Deckel begrenzt den Oberflächenwärmeverlust auf ca. 1 % der eingesetzten Energie. Bei geöffnetem Deckel kann der Wärmeverlust bei einem 10-t-Ofen bis zu 130 kWh/Tonne betragen. Beim Schmelzen mit geschlossenem Deckel muss sorgfältig darauf geachtet werden, den Ofen nicht zu überhitzen
- *Minimieren der Warmhaltdauer:* Da das Schmelzen der erste Schritt in der Kette der Gießereiprozesse ist, kann eine Verkürzung der Haltezeiten nur erreicht werden, durch eine Optimierung des Gesamtprozesses einer Gießerei und durch Minimieren von Verzögerungen, Problemen und Unregelmäßigkeiten in allen Abteilungen einer Gießerei. Während des Haltens wird die Schmelzzusammensetzung auf Basis der Ergebnisse einer Analyse einer

- (Hart)Gussprobe eingestellt. Die Optimierung der Probenahme-, Prüfungs- und Justierungsverfahren ist eine weitere Maßnahme zur Reduzierung der Haltezeit.
- *Betrieb bei maximalem Energieeinsatz*: Öfen sind in ihrem Energieverbrauch effizienter, wenn sie bei höchstmöglichem Energieeinsatz betrieben werden und die Resultate sind am besten, wenn die zur Verfügung stehende Energie während des größten Teils des Schmelzyklus vollständig genutzt werden kann. Dies beinhaltet auch das Vermeiden von Kaltstarts (Optimierung des Produktionsprogrammes) und das Nachvollziehen des Prozesses mittels Überwachung und Computerkontrolle.
  - *Vermeidung von überschüssiger Temperatur und unnötiger Überhitzung*: Es ist wichtig, dass das Metall die erforderliche Temperatur in dem Moment erreicht, wenn die Former es benötigen. Eine gute Zusammenarbeit von Schmelzerei und Formerei ist erforderlich, um den Stromverbrauch zu reduzieren.
  - *Optimierung von Hochtemperaturschmelzen zur Entfernung von Schlacke* (gute Ausgewogenheit): Die Ansammlung von Schlacke mit niedrigem Schmelzpunkt kann reduziert werden durch die Erwärmung des Ofens auf höhere Temperaturen (1580 °C gegenüber 1450 °C normal). Dies erhöht den Energieverbrauch und kann die metallurgischen Eigenschaften der Schmelze beeinflussen. Wenn die Schlacke sich auf der Ofenausmauerung ablagern kann, kann der elektrische Wirkungsgrad des Ofens beeinflusst werden. Zur Entfernung der Schlacke muss der Deckel geöffnet werden, hierdurch entstehen Wärmeverluste. Es muss ein ausgewogenes Gleichgewicht von Erhöhung der Schmelztemperatur und Schlackeentfernungspraktiken gefunden werden.
  - *Vermeidung von Schlackeaufbau*: Häufiger und schwerwiegender sind die Fälle, in denen es zum Aufbau von Schlacke mit hohem Schmelzpunkt kommt. Ursache hierfür ist hauptsächlich das Einführen von Sand und, im Falle vom Einschmelzen von Eisen, von Aluminium in die Schmelze. Einige Ofenbetreiber haben Flussmittelzugabe und Reinigungstechniken ausprobiert, aber Vorsorge ist in diesem Fall besser. Vorsorge heißt Minimierung von Sand und Aluminium in den Rohstoffen.
  - *intermittierende Sauerstoffeindüsung*: anstelle einer herkömmlichen Entkohlung
  - *Minimierung und Kontrolle der Abnutzung der feuerfesten Ausmauerung*: Die Lebensdauer der feuerfesten Ausmauerung hängt von der Wahl des Materials in Abhängigkeit von der Schlackenchemie (sauer oder basisch), der Betriebstemperatur (Stahl, Eisen, Nichteisen) und von der Sorgfalt bei der Neuzustellung (Sinterung) ab. Die Lebensdauer kann von 50 (bei Stahl, Gusseisen) bis zu 200 – 300 Schmelzen (Gusseisen) variieren. Betriebskontrollmessungen dienen der Überwachung der Abnutzung. Diese beinhalten visuelle Inspektionen, physikalische Messungen und automatisierte Überwachungsprogramme. Maßnahmen einer guten Beschickungspraxis vermeiden die kumulativen Einflüsse von physikalischen Stößen und mechanischen Spannungen. Hierzu gehören automatische Beschickungssysteme, Heißchargierung, Vermeidung von hohen Abwurfhöhen und der Einsatz von kompaktem und trockenem Schrott.

### **Umweltentlastungseffekte**

Erhöhte Effizienz des Ofens durch kürzere Einschmelzzeiten und reduzierte Auszeiten.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

### **Betriebsdaten**

Ein typischer rinnenloser Induktionsofen kann mit unter 600 kWh elektrischer Energie 1 Tonne Eisen einschmelzen und seine Temperatur auf 1450 °C bringen. Allerdings können in der Praxis nur wenige Gießereien diesen spezifischen Energieverbrauch auf Dauer erzielen. Einige Gießereien verbrauchen um die 1000 kWh bei rinnenlosen Induktionsöfen für jede produzierte Tonne Eisen. Die jeweils herrschenden Umstände können bei vielen Gießereien den Einsatz eines guten Energiemanagements begrenzen, allerdings gibt es bei fast allen rinnenlosen Induktionsöfen Verbesserungspotential, um lohnende Einsparungen beim Elektrizitätsverbrauch zu erreichen.

### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Induktionsöfen anwendbar.

**Motivation für die Implementierung**

Zur Steigerung der Effizienz des Ofenbetriebes.

**Beispielanlagen**

Allgemein werden in europäischen Gießereien mit Induktionsöfen Maßnahmen zur Prozessoptimierung eingesetzt.

**Referenzliteratur**

[32, CAEF, 1997], [47, ETSU, 1992], [110, Vito, 2001], [145, Inductotherm], [225, TWG, 2003]

**4.2.3.2 Wechsel von Netzfrequenz- zu Mittelfrequenzinduktionsöfen****Beschreibung**

Mittelfrequenzöfen (250 Hz) haben eine höhere Energiedichte (bis zu 1000 kW/Tonne) als Netzfrequenzöfen (50 Hz) mit 300 kW/Tonne. Dies ermöglicht den Einsatz kleinerer Schmelztiegel (bis zu einem Drittel), was wiederum zu geringeren Wärmeverlusten führt. Der thermische Wirkungsgrad eines Mittelfrequenzofens ist 10 % größer als der von Netzfrequenzöfen. Darüber hinaus muss ein Netzfrequenzofen mit einem Metallsumpf von bis zu 2/3 der Tiegelkapazität gefahren werden, um den spezifischen Energieverbrauch zu optimieren, und er erfordert spezielle Anfahrböcke für den Kaltstart. Mittelfrequenzöfen können einfach mit kaltem Einsatz gestartet und am Ende jeder Arbeitsschicht oder des Schmelzzyklus entleert werden.

Beim Umbau einer Gießerei von Netz- auf Mittelfrequenz ist es wichtig, dass das Personal ausgebildet wird. Alte Betriebstechniken müssen aufgegeben, neue spezielle Techniken zur Erzielung eines guten spezifischen Energieverbrauches eingeführt werden. Falls eine Umschulung unterbleibt, könnten mögliche Verbesserungen im Bereich Energieeinsparung vielleicht nicht ganz erreicht werden.

**Umweltentlastungseffekte**

Zur Steigerung der Energieeffizienz des Schmelzbetriebes.

**Medienübergreifende Aspekte**

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

**Betriebsdaten**

Die Betriebsdaten sind in Kapitel 3.2.4 aufgeführt.

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen neuen und bei wesentlichen Umbaumaßnahmen bei bestehenden Anlagen anwendbar.

**Motivation für die Implementierung**

Zur Steigerung der Effizienz des Gießereibetriebes.

**Beispielanlagen**

Diese Technik wird allgemein in Gießereien bei der Installation von neuen Öfen eingesetzt.

**Referenzliteratur**

[47, ETSU, 1992]

**4.2.4 Drehtrommelöfen****4.2.4.1 Steigerung des Wirkungsgrades des Ofens****Beschreibung**

Alle Maßnahmen, die den thermischen Wirkungsgrad des Ofens erhöhen, reduzieren ebenfalls die CO<sub>2</sub>-Emissionen. Eine wesentliche Verbesserung kann durch den Einsatz von Sauerstoff anstelle von Luft zur Verbrennung erzielt werden. Dies wird in Kapitel 4.2.4.2 diskutiert.

Weitere Verbesserungen der Ofenausbringung können durch eine enge Kontrolle und Optimierung von:

- Brennerfahrweise
- Brennerposition
- Beschickung
- Metallzusammensetzung und
- Temperatur erfolgen.

### **Umweltentlastungseffekte**

Eine Optimierung führt zu geringeren Staub- und Reststoffmengen und zu einem höheren energetischen Wirkungsgrad.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

### **Betriebsdaten**

Ein Optimierungsprogramm bei einem 3 Tonnen/h Gusseisenschmelzofen schlug die folgenden Punkte als 'gute Betriebsführung' vor:

- Einsatz von sauberem Schrott und Beschickung in der folgenden Reihenfolge: (1) Barren und Material mit geringem Si-Gehalt; (2) betriebseigenes Rücklaufmaterial und Gießereischrott; (3) Legierungselemente und Schmelzschutz; (4) Stahlschrott
- Schmelzschutz: Einsatz von Anthrazit zum Schmelzschutz (2 % des metallischen Einsatzes) und Silizium (2 %)
- Rotation: in diskontinuierlicher Phase, 1/3 einer Rotation jede Minute mit insgesamt 7,5 Drehungen bis zum Phasenwechsel; während kontinuierlicher Rotation: 1,7 Drehungen pro Minute
- Leistung und Winkel der Brenner: parallele Brennerkopffosition für die unteren Injektoren; Start mit maximaler Leistung für 20 Minuten, Reduzierung um 10 % alle 20 Minuten bis zum Phasenwechsel (60 Minuten nach Start).

Beim Einsatz dieser Maßnahmen könnte ein Metallwirkungsgrad (geschmolzenes Metall/ingesetztem Metall) von >95 % erreicht werden.

### **Anwendbarkeit**

Die Prinzipien zur Optimierung sind generell für das Eisenschmelzen in Drehtrommelöfen mit Sauerstoffbrennern anwendbar. Die Betriebsdaten wurden für einen 3 Tonnen/h-Ofen aufgestellt. Für Öfen anderer Größe ist eine anlagenspezifische Optimierung notwendig.

### **Motivation für die Implementierung**

Optimierung des Ofenbetriebes und zur Steigerung der Schmelzeffizienz.

### **Beispielanlagen**

Prozessoptimierungsmaßnahmen werden allgemein in europäischen Gießereien mit Drehtrommelöfen angewendet.

### **Referenzliteratur**

[204, Carnicer Alfonso, 2001]

#### **4.2.4.2 Einsatz von Sauerstoffbrennern**

##### **Beschreibung**

Durch die Nutzung von reinem Sauerstoff anstelle von Luft in den Brennern für das Erschmelzen oder Vorwärmen von Gießpfannen wird die Flammentemperatur erhöht. Dies ermöglicht einen effizienteren Wärmeübergang auf die Schmelze und reduziert den Energieverbrauch.

Wenn die Luftzufuhr durch einen dichten Abschluss verhindert wird, kann kein  $\text{NO}_x$  durch Oxidation des Atmosphärenstickstoffes gebildet werden. Darüber hinaus ist der Gesamtabgasvolumenstrom von einem Sauerstoffbrenner kleiner, da kein Stickstoffballast vorhanden ist. Hierdurch wird die Installation kleinerer Abgasreinigungseinrichtungen möglich.

### Umweltentlastungseffekte

Diese Technik reduziert den Energieverbrauch und reduziert durch höhere Temperaturen die  $\text{NO}_x$ - und  $\text{CO}_2$ -Emissionen.

### Medienübergreifende Aspekte

Die Produktion, Lagerung und Verwendung von Sauerstoff erhöht das Sicherheitsrisiko. Sauerstoff wird mittels Tieftemperaturdestillation oder Vakuum(druck)wechseladsorption erzeugt. Beide Verfahren benötigen elektrische Energie. Bei der Vakuum(druck)wechseladsorption liegt der Verbrauch bei  $0,35 - 0,38 \text{ kWh/Nm}^3 \text{ O}_2$ . Die Sauerstoffproduktion erfolgt oft durch externe Produzenten, die den Sauerstoff in Lagertanks oder direkt über eine Pipeline liefern.

Brennstoff und Schweröl führen abhängig von ihrem S- oder N-Gehalt zu  $\text{SO}_2$ - oder  $\text{NO}_x$ -Emissionen. Der Einsatz reinerer Aufkohlungsmittel, wie Erdgas und Propan, verursachen keine zusätzlichen Emissionen außer  $\text{CO}_2$ , wie bei allen Verbrennungsprozessen.

### Betriebsdaten

Tabelle 4.13 gibt für das 'Oxygas'-Erschmelzen von Gußeisen bei verschiedenen Ofenkapazitäten die theoretischen Verbräuche von Brennstoff und Sauerstoff pro erschmolzener Tonne an:

Energiequelle	Einheit	Ofenkapazität (Tonnen)				
		3	5	8	12	20
Leichtöl	kg/Tonne	33 – 38	33 – 38	33 – 38	32 – 37	32 – 37
Erdgas	$\text{Nm}^3/\text{Tonne}$	38 – 43	38 – 43	38 – 43	38 – 42	38 – 42
Propan	$\text{Nm}^3/\text{Tonne}$	15 – 17	15 – 17	15 – 17	14 – 16	14 – 16
Sauerstoff	$\text{Nm}^3/\text{Tonne}$	130 – 150	130 – 150	130 – 150	130 – 145	130 – 145

**Tabelle 4.13: Tabelle der Energieverbräuche (untere Kapazitätsgrenze)**  
[148, Eurofine, 2002]

Die Sauerstoffanreicherung in Verbindung mit einem Rekuperator erzielt im Allgemeinen eine Energieeinsparung von 30 %. Darüber hinaus unterstützt die höhere Verbrennungstemperatur die Reduzierung der Gesamtemissionen und des Abgasvolumens. Eine vollständige Sauerstoff/Brennstoff-Feuerung kann Energieeinsparungen von bis zu 50 % erzielen und das Abgasvolumen um bis zu 72 % senken.

Der Umbau von Öl/Luft- zu Gas/Sauerstoff-Feuerung einer deutschen Anlage reduzierte den Lärmpegel auf 15 – 18 dB(A) in der unmittelbaren Umgebung des Ofens (abhängig vom Punkt der Analyse). An der Anlagengrenze wurde ein Wert von 48 dB(A) gemessen. Mit Anwendung von Energierückgewinnung zur Vorwärmung des Einsatzmaterials wurde eine Gesamtenergieeinsparung von 53 % erzielt.

### Anwendbarkeit

Diese Technik kann bei allen Drehtrommelöfen und beim Vorheizen der Gießpfannen angewendet werden. In Nicht-Eisengießereien finden Oxy-Brenner keine Anwendung, obwohl sie z.B. in der Sekundärkupferherstellung eingesetzt werden.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Investitionskosten: EUR 3.400 – 4.500.

Betriebskosten: abhängig vom Prozessbetrieb.

### Motivation für die Implementierung

Zur Optimierung des Ofenbetriebes und zur Erhöhung der Schmelzeffizienz.

### Beispielanlagen

Diese Technik findet weitverbreitet Anwendung in Eisengießereien mit Drehtrommelöfen.

### Referenzliteratur

[23, Brettschneider and Vennebusch, 1992], [32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [103, Vereniging van Nederlandse Gemeenten, 1998], [148, Eurofine, 2002], [163, UK Environment Agency, 2002], [232, Novem, 2000]

## 4.2.5 Auswahl von Kupolöfen gegenüber Induktions- oder Drehtrommelöfen zum Erschmelzen von Gusseisen

### Beschreibung

Da verschiedene Schmelztechniken überlappende Anwendungsfelder aufweisen, kann eine grundlegende Maßnahme die Auswahl der Schmelztechnologie sein. Die Auswahl umfasst die Entscheidungskriterien:

- Metallart
- kontinuierlicher oder diskontinuierlicher Betrieb
- Seriengröße
- Metaldurchsatz oder Kapazität
- Flexibilität hinsichtlich der Art und der Reinheit des Einsatzmaterials
- Flexibilität hinsichtlich Legierungswechsel
- Art des hergestellten Produktes
- Emissionen und andere umweltrelevante Überlegungen
- Verfügbarkeit von Rohstoffen
- Verfügbarkeit von Brennstoff/Elektrizität.

Die Anwendungsmöglichkeit der verschiedenen Schmelztechniken ist abhängig von den angegebenen Kriterien. Aus der o.g. Diskussion lassen sich die folgenden generellen Schlüsse ziehen:

- *Metallart*: Elektrische Öfen eignen sich besser für die Produktion von Gusseisen mit Kugelgraphit oder von legiertem Gusseisen.
- *Kontinuierliche Produktion*: der Kupolofen ist besser geeignet.
- *Diskontinuierliche Produktion*: Elektrische Öfen oder Drehtrommelöfen sind besser geeignet.
- *Flexibilität hinsichtlich der Art und der Reinheit des Einsatzmaterials*: Der Kupolofen ist besser geeignet.
- *Flexibilität hinsichtlich Legierungswechsel*: Induktions- und Drehtrommelöfen sind besser geeignet.
- *umweltrelevante Überlegungen*:
  - Der Kupolofen ist nur besser geeignet, wenn er gut entstaubt wird; kokslose Kupolöfen sind umweltfreundlicher als HWK oder KWK.
  - Induktionsöfen haben geringere CO-, SO<sub>2</sub>-, NO<sub>x</sub>-, Dioxin- und Schlackenemissionen, aber es muss berücksichtigt werden, dass die Stromerzeugung ebenfalls Emissionen verursacht.
- *Verfügbarkeit von Rohstoffen*: Wenn billiger Schrott zur Verfügung steht, ist der Kupolofen besser geeignet.

In der Tat müssen all diese Kriterien zusammen berücksichtigt werden. Tabelle 4.14 gibt, basierend auf technischen Überlegungen, eine Zusammenfassung. Die betriebswirtschaftlichen Daten für unterschiedliche Kupol- und Induktionsöfen sind in Annex 1 angegeben.

Auf Basis der dargelegten Kriterien kann ein Ersatz von Kupolöfen durch Induktionsöfen oder Drehtrommelöfen überlegt werden. In kleinen Gießereien mit einer Vielfalt von Produkten werden in verschiedenen europäischen Gießereien (z.B. Österreich, Belgien (Flandern) der Induktionsöfen und der Drehtrommelöfen dem Kaltwindkupolofen vorgezogen.

KRITERIUM		NUR GRAUGUSS					GRAUGUSS + SPHÄROGUSS	NUR SPHÄROGUSS			NUR TEMPERGUSS
		Gegen- gewichte	Kanalgußstücke Rohre, Stadtmöbel	Emaillierte Gussstücke, Heizgeräte	mechanische Teile			mechanische Teile	Kanalgußstücke. Rohre, Stadtmöbel	mechanische Teile	
Seriengröße		mittel bis groß	alle	mittel bis groß	Einzellos bis klein	mittel bis groß	alle	alle	Einzellos bis klein	mittel bis groß	mittel bis groß
Kupolofen	Kaltwind	++	++ (<10 - 15 t/h)	++ (<10 - 15 t/h)		++ (<10 - 15 t/h)			(+)		
	Heißwind	+	++ (>10 - 15 t/h)	++ (>10 - 15 t/h)	0	++ (>10 - 15 t/h)		++ (>10 - 15 t/h)	0	+ (>10 - 15 t/h)	
	koksloser Kupol- ofen				0	+		+	0	+	
Induktionsofen			+	+	++	++	++	+	++	++	++
Drehtrommel- ofen		(+) Einzellos			++	+	++	(+)Einzellos bis Kleinserie	++		++
++: technisch mehr angewandt +: technisch angewandt (+): in einigen Fällen angewandt 0: nicht angewandt											

Tabelle 4.14: Technische Auswahlmöglichkeit für Schmelzaggregate beim Schmelzen von Gusseisen [202, TWG, 2002]

### **Umweltentlastungseffekte**

Der Ersatz von Kupolöfen durch Induktions- oder Drehtrommelöfen führt zu einer Reduktion der direkten Emissionen von CO und SO<sub>2</sub> und zur Reduktion der Schlackenmenge. Induktionsöfen weisen reduzierte NO<sub>x</sub>-Emissionen und ein geringeres Risiko von Dioxinbildung auf. Die indirekten Emissionen durch den Einsatz von Induktionsöfen hängen von der lokalen Stromerzeugungsinfrastruktur ab.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Der Ersatz eines Kupolofens durch einen Induktionsofen verursacht einen starken Anstieg des Stromverbrauchs.

### **Anwendbarkeit**

Der Ersatz eines Kupolofens durch einen Induktions- oder Drehtrommelofen ist unter den o.g. Bedingungen (Kriterien) und bei wesentlichen Umbaumaßnahmen anwendbar.

Für neue Anlagen sind die Kriterien in Tabelle 4.14 neben lokalen und anlagenspezifischen Überlegungen anzuwenden. Wenn Kupol-, Induktions- oder Drehtrommelöfen gleichermaßen als „bestens geeignet“ bezeichnet werden, sind Induktions- und Drehtrommelöfen wegen ihrer Umweltvorteile zu bevorzugen.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Eine Studie zu betriebswirtschaftlichen Daten für verschiedene Kupolöfen und für einen Induktionsofen ist im Annex 1 enthalten.

In Tabelle 4.15 ist die Zusammenfassung von Kosten angegeben, die eine spanische Beispielgießerei, die ihren Kupolofen durch einen Drehtrommelofen oder einen elektrischen Ofen ersetzen wollte, gesammelt hat. Kosten für die Emissionserfassung oder Abgasreinigung sind nicht enthalten. Die Daten stammen aus den Jahren 1997 - 1998. Der Vergleich umfasst die folgenden drei Systeme:

- Kaltwindkupolofen: Kapazität 3,5 Tonnen/h
- Oxygas-Drehtrommelofen: Kapazität 3 Tonnen
- 2 Mittelfrequenz-Induktionsöfen: Kapazität 2 + 1 Tonne.

Die Kostenkalkulation erfolgte für eine Schmelzproduktion von 1 t/h bei einer Betriebsdauer von 8 Stunden/Tag. Für den Induktionsofen wird unterschieden zwischen den Stromkosten für Spitzenzeiten und Nebenzeiten. Da Stromkosten einen wesentlichen Teil der Kosten ausmachen, macht diese Differenzierung einen großen Unterschied bei den Endkosten. Der Betrieb des Induktionsofens während Nebenzeiten (nachts) führt zu Kosten, die mit denen des Drehtrommelofens vergleichbar sind. Die Zahlen zeigen, dass die Amortisationszeit zwischen 5 und 9 Jahren liegt.

<b>Kosten in EUR/Tonne geschmolzenes Metall</b>	<b>Kupolofen</b>	<b>Drehtrommelofen</b>	<b>Induktionsofen</b>	
Energie	30,7	29,8	40,8 27,2	(Spitze) (Tal)
Feuerfestmaterial	3,6	1,3	1,4	
Arbeitskräfte	52,9	22,7	22,7	
Rohmaterial	205	205	205	
Gesamtkosten	292	259	270	
<b>Jährliche Kosten in EUR</b>				
Kosten für das Schmelzen 1320 Tonnen/Jahr	385000	341000	356000 338000	(Spitze) (Tal)
Einsparungen	keine	44000	29000 47000	(Spitze) (Tal)
Investition	keine	250000	260000	
Gebäude		nicht notwendig	notwendig	

**Tabelle 4.15: Beispielhafte Anlagenkosten für den Ersatz eines bestehenden Kupolofens durch einen Drehtrommel- oder einen Induktionsofen**  
**Daten aus 1997 - 1998, Spanien**  
 [202, TWG, 2002]

#### **Motivation für die Implementierung**

Reduktion der direkten Emissionen beim Gusseisenschmelzen.

#### **Beispielanlagen**

Die meisten kleinen und mittleren Anlagen in Österreich haben vom Kupolofen auf Schmelzen mit Induktionsöfen umgestellt. Als Folge gibt es nur noch drei österreichische Gießereien, die noch Kupolöfen benutzen.

#### **Referenzliteratur**

[202, TWG, 2002], [110, Vito, 2001], [225, TWG, 2003]

### 4.2.6 Wannenofen

#### 4.2.6.1 Einsatz von Oxybrennern

Siehe Kapitel 4.2.4.2.

### 4.2.7 Andere Ofentypen

#### 4.2.7.1 Alternativen zum Einsatz von SF<sub>6</sub> als Schutzgas für Mg-Schmelzen

##### Beschreibung

Aufgrund des hohen Erderwärmungspotentials von SF<sub>6</sub> sind alternative Schutzgase für das Schmelzen von Magnesium von großem Interesse. Der Ersatz von SF<sub>6</sub> ist seit einigen Jahren Forschungsthema. Ein weltweites Projekt zur Entwicklung und zum Vorschlag von Alternativen wird z.Z. von der International Magnesium Association koordiniert und wird 2004 abgeschlossen sein. Gasmischungen mit HFC-134a (CF<sub>3</sub>CH<sub>2</sub>F) und Novec 612 (perfluorierte Ketone, C<sub>3</sub>F<sub>7</sub>C(O)C<sub>2</sub>F<sub>5</sub>) wurden erfolgreich getestet. Die Forschung hinsichtlich der Anwendbarkeit beider Verbindungen geht weiter. HFC-134a fällt unter die Einschränkungen des Kioto Protokolls. Beide Verbindungen haben ein geringeres Erderwärmungspotential als SF<sub>6</sub>: SF<sub>6</sub> GWP = 23.900<sup>1</sup>; HFC-134a GWP = 1.300; Novec 612 GWP = 1.

Im Moment ist SO<sub>2</sub> eine mögliche Alternative. Einige Magnesiumgießereien haben langjährige Erfahrung mit diesem Gas und haben nicht auf SF<sub>6</sub> umgestellt, als dieses Gas zu Beginn der 70-er Jahre eingeführt wurde. SO<sub>2</sub> reagiert mit flüssigem Magnesium und bildet einen Schutzfilm auf der Oberfläche. Eine Mischvorrichtung zur Herstellung einer schwach konzentrierten SO<sub>2</sub>/Luft-Mischung steht zur Verfügung. Darüber hinaus wurden zum Schutz der Arbeiter Handhabungsvorschriften für SO<sub>2</sub> eingeführt.

Das Schutzgas wird über einen Verteiler mit mehreren Ausgängen eingebracht. Die Auslässe sind so positioniert, dass für alle Zonen der Oberfläche ein Schutz entsteht. Zonen, die näher an der Luke sind, die während des Betriebes häufig geöffnet wird, benötigen einen größeren Volumenstrom an Schutzgas als Zonen, die kaum mit der umgebenden Atmosphäre in Berührung kommen.

Um die Sicherheit zu optimieren und den Gasverbrauch zu senken, werden Schmelz- und Gießprozesse vollständig eingehaust.

Wenn ein Ersatz nicht möglich ist, können die folgenden technischen Maßnahmen zur Reduktion des SF<sub>6</sub>-Verbrauches und der Emissionen eingesetzt werden:

- Verbesserung der Ofenabdichtung
- vollautomatische Schutzgasdosierung
- elektronische Kontrolle der Gasmischung und des Volumenstroms
- Reduzierung von Überdosierung.

##### Umweltentlastungseffekte

Der Ersatz von SF<sub>6</sub> vermeidet den Einsatz dieses Treibhausgases, das ein GWP von 22.200<sup>6</sup> über einen 100 Jahrezeitrahmen hat.

##### Medienübergreifende Aspekte

SO<sub>2</sub> ist ein toxisches Gas, und maximal zulässige Arbeitsplatzkonzentrationen müssen beachtet werden. Der Grenzwert für die Arbeitsplatzkonzentration ist in den meisten Ländern 2 ppm (5 mg/m<sup>3</sup>) für 8 Stunden. Es können sich schwefel- und sauerstoffhaltige Ablagerungen an den Ofenwänden bilden. Bei ungünstigen Bedingungen können diese bis in das geschmolzene Metall hineinreichen und dort Reaktionen verursachen, die zu Metallausstößen aus der Oberfläche führen. Häufiges Entfernen der Ablagerungen kann dies verhindern.

---

<sup>6</sup> Anmerkung des Übersetzers: Das GWP von SF<sub>6</sub> wird mit 22.200 bzw 23.900 angegeben.

Diese Technik führt zu geringen SO<sub>2</sub>-Emissionen, deren Menge von der Kapazität der Gießerei und der Anzahl der Öfen abhängt. Eine Abschätzung kann mit 50 – 500 kg pro Jahr für den Schutz der Schmelze angegeben werden.

### Betriebsdaten

Der Verbrauch von SF<sub>6</sub> hängt von der verwendeten Schmelztechnik ab und schwankt zwischen weniger als 0,1 und 11 kg/Tonne fertigem Guss. Technische Verbesserungen und Maßnahmen haben zu einer Reduktion des durchschnittlichen spezifischen SF<sub>6</sub>-Verbrauches von über 3 kg/Tonne Guss auf 0,9 kg/Tonne geführt. Anwendungsdaten sind in Kapitel 3.4.1 aufgeführt.

Bei einer ungestörten Schmelze beträgt der Einsatz von SO<sub>2</sub> typischerweise 0,7 % in der Luft bei einem Volumenstrom von 5 bis 10 Litern pro Minute. Bei geschlossenen (aber nicht luftdichten) Öfen, wie z.B. Schmelz- und Dosieröfen von Druckgießmaschinen, wird reines SO<sub>2</sub> eingesetzt. Geringe Luftmengen, die durch den Deckel eindringen, sind notwendig, um den Schutzmechanismus zu realisieren. Wenn ein Trägergas eingesetzt wird, wird inerter Stickstoff verwendet. Das SO<sub>2</sub> wird dann in Mischungen mit 1 – 2 % eingesetzt.

Massenbilanzdaten für flussmittelfreies Umschmelzen von Magnesium sind in Kapitel 4.1.6 angegeben.

### Anwendbarkeit

Es gibt ein großes Minderungspotential beim SF<sub>6</sub>-Verbrauch, allerdings scheint es im Moment nicht möglich, SF<sub>6</sub> in Nicht-Standardsituationen vollständig zu ersetzen. SO<sub>2</sub> kann generell während des normalen Schmelzbetriebes eingesetzt werden. Bei Ofenreparaturen ist der Einsatz von SF<sub>6</sub> weiterhin aufgrund der mit SO<sub>2</sub> verbundenen Gesundheitsrisiken notwendig. Darüber hinaus kann SO<sub>2</sub> nicht eingesetzt werden, um Magnesiumfeuer zu löschen. Auch in diesen Fällen bleibt SF<sub>6</sub> weiterhin im Einsatz.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Der Preis von SF<sub>6</sub> ist in den letzten paar Jahren drastisch gestiegen. Eine Umstellung von SF<sub>6</sub> auf SO<sub>2</sub> birgt daher auch einen ökonomischen Vorteil. Tabelle 4.16 gibt Schätzwerte für die Betriebskosten für den Einsatz von SF<sub>6</sub> und SO<sub>2</sub>, basierend auf den Informationen einer Druckgießerei mit drei Druckgießmaschinen und auf den Ergebnissen von Versuchen im industriellen Maßstab, an. Obwohl die Werte nur grobe Schätzungen darstellen, zeigen sie dennoch klar das große Kosteneinsparpotential einer Umstellung von SF<sub>6</sub> auf SO<sub>2</sub>.

Eigenschaften	Einheiten	SF <sub>6</sub>	SO <sub>2</sub>
Gaskonzentration	%	0,4	0,7
Preis	EUR/kg	36,5	4,5
Kehrwert der Dichte (bei 0 °C und 1 atm)	l/kg	153	350
Jährlicher Gasverbrauch	kg/Jahr	339	259
Kosten/Jahr	EUR	12373	1165
Daten für 3 Druckgießmaschinen, mit 300 Betriebstagen/Jahr, 24 h/Tag, Gasvolumenstrom von 10 l/min für jede Maschine.			

**Tabelle 4.16: Kostenvergleich für den Einsatz von SO<sub>2</sub> und SF<sub>6</sub> als Schutzgasatmosphäre [190, Schubert and Gjestland]**

Bei Neuinvestition kostet ein SO<sub>2</sub>-Gassystem für eine Anlage mit einer Kapazität von 1000 Tonnen/Jahr, das allen modernen Sicherheits- und Dosierungsansprüchen genügt, EUR 70.000. Ein neues SF<sub>6</sub>-System kostet EUR 23.300. Die Betriebsdaten für diese Investitionen bei Einsatz von 1,5 % SO<sub>2</sub> und 0,2 % SF<sub>6</sub> in Stickstoff sind in Tabelle 4.17 angegeben. Die Jahresgesamtkosten für SO<sub>2</sub> betragen etwa EUR 2.500 mehr als für SF<sub>6</sub>; allerdings werden 12.300 Tonnen CO<sub>2</sub>-Äquivalent eingespart. Je größer die Anlage desto weniger unterscheiden sich die jährlichen Kosten beider Systeme. Bei einer jährlichen Ausbringung von 1500 Tonnen ist der Umschlagspunkt erreicht und die SO<sub>2</sub>-Methode wird günstiger als das SF<sub>6</sub>-Verfahren.

<b>Allgemeine Gießereidaten</b>		
Ofenkapazität	2000 kg	
maximale Schmelzleistung	1000 kg/h	
Gießzeit pro Tag (Kaltkammer)	13,2 h	
Arbeitstage	250/Jahr	
Auslastung	76 %	
Bruttoschmelzgewicht (Gießgewicht)	2000 t/Jahr	
Schrottfaktor	50 %	
Nettogewicht der Mg-Teile	1000 t/Jahr	
Verkäufe pro Jahr (EUR 15,00/kg)	EUR 15 Millionen	
Oberfläche der Mg-Schmelze	6 m <sup>3</sup>	
Gas (Träger- + Schutzgas) pro m <sup>2</sup> Oberfläche	300 Liter pro Stunde, das ganze Jahr	
Extra Gasdosierung während der Chargierung	+ 25 %	
<b>Gasdaten</b>	<b>SF<sub>6</sub></b>	<b>SO<sub>2</sub></b>
Trägergas	Stickstoff	Stickstoff
Schutzgaskonzentration im Trägergas	0,2 vol. %	1,5 vol. %
Schutzgasdosierung pro Stunde	46,9 g	154,2 g
Schutzgasdosierung pro Jahr	514 kg	1688 kg
Verhältnis Schutzgas zu Netto-Mg-Ausbringung	0,51 kg/t	1,69 kg/t
Emissionen in Tonnen CO <sub>2</sub> -Äquivalent	12278	-
<b>Kosten</b>	<b>SF<sub>6</sub></b>	<b>SO<sub>2</sub></b>
1 kg Schutzgas	EUR 20,00	EUR 3,00
1 m <sup>3</sup> Trägergas (Stickstoff)	EUR 0,20	EUR 0,20
Investitionskosten für eine neue Gasausrüstung	EUR 23333	EUR 70000
Abschreibung pro Jahr	10 %	10 %
Abschreibungszeitraum	10 Jahr	10 Jahr
jährliche Investitionskosten für Aus-rüstungsteile	EUR 3797	EUR 11392
Betriebskosten für Schutzgas	EUR 10274	EUR 5065
jährliche Betriebskosten (ohne Stickstoff)	EUR 14072	EUR 16457
zusätzliche Gesamtkosten für SO <sub>2</sub> -Einsatz	-	EUR 2385
spezifische Emissionsreduktionskosten	-	EUR 0,19/Tonne CO <sub>2</sub> äq.
Anteil der zusätzlichen Kosten beim Verkauf		0,02 %
Bemerkung: Die meisten Daten gelten nur für diese 1000 Tonnen/Jahr-Anlage und würden sich mit der Anlagengröße verändern		

**Tabelle 4.17: Betriebsdaten und Kosten für eine neue Druckgussanlage mit einer Mg-Kapazität von 1000 Tonnen/Jahr [218, Harnisch and Schwarz, 2003]**

Bei bestehenden Anlagen müssen die Investitionskosten für die Umstellung des Schutzgassystems durch die reduzierten Kosten für den SO<sub>2</sub> Verbrauch getragen werden. Die Amortisationszeit ist abhängig vom tatsächlichen Schutzgasverbrauch. Bei einem SF<sub>6</sub>-Verbrauch von 0,9 kg/Tonne liegt der Umschlagspunkt, bei dem die Gesamtkosten für den SO<sub>2</sub>-Einsatz geringer werden als die für SF<sub>6</sub>, unterhalb von 900 Tonnen/Jahr. Bei 500 Tonnen/Jahr ist SO<sub>2</sub> immer noch teurer, aber die spezifischen Reduktionskosten pro 1 Tonne CO<sub>2</sub>-Äquivalent belaufen sich auf EUR 0,31. Die zusätzlichen Kosten liegen bei 0,04 % der Verkäufe (Einnahmen). Daher kann diese Technik auch bei dieser Kapazität in Betracht gezogen werden.

Es wird der Schluss gezogen, dass der Einsatz von SO<sub>2</sub> anstelle von SF<sub>6</sub> als Schutzgas in Magnesium-Druckgießereien mit einer Jahreskapazität von mindestens 500 Tonnen ökonomisch ist; unabhängig davon, ob die Anlage neu gebaut werden soll oder es eine bestehende Anlage ist, die noch mit SF<sub>6</sub> arbeitet.

### **Motivation für die Implementierung**

Reduktionsmaßnahmen für Treibhausgase, insbesondere das Kioto-Protokoll, das den Einsatz von fluorierten Gasen, wie HFCs, PFCs und SF<sub>6</sub>, reglementiert. Diese Gase haben ein hohes Erderwärmungspotential, zerstören aber nicht die Ozonschicht. Sie werden die Basis für eine EU Richtlinie zum Einsatz von fluorierten Gasen bilden. Darüber hinaus haben einige Regionen, wie z.B. Dänemark, Deutschland und Österreich, bereits Vorschläge zu einem Verbot vorgelegt.

### **Beispielanlagen**

LM Leichtmetall Systemtechnik, Felbach (D)

In Österreich, Dänemark und Schweden wird SF<sub>6</sub> nicht mehr als Schutzgas eingesetzt.

### **Referenzliteratur**

[182, Closset, 2002], [190, Schubert and Gjestland], [191, IMA, et al.], [192, Gjestland and Westengen, 1996], [194, UNEP IPCC, 2002], [218, Harnisch and Schwarz, 2003]

## **4.2.8 Behandlung von Nicht-Eisenmetallen**

### **4.2.8.1 Aluminiumentgasen und –reinigen mittels Rotoren**

#### **Beschreibung**

Das Entgasen von Aluminium erfolgt, um Wasserstoff aus der Schmelze zu entfernen. Die Entfernung oder Minderung von kleinen Mengen an unerwünschten Elementen und Verunreinigungen macht eine Behandlung der Schmelze mit Halogenen, wie z.B. Chlor, Fluor und Brom, notwendig. Diese Behandlung wird Reinigung genannt und erfolgt normalerweise zusammen mit dem Entgasen.

Entgasen mittels physikalischer Verfahren liefert keine ausreichende Reinigung bei den meisten Aluminiumgussstücken. Vakuumentgasung führt zu sehr geringen Wasserstoffgehalten in der Schmelze, aber gleichzeitig führt die geringere Zahl von Keimen zu einer weniger effektiven Kristallisation.

Bei kombinierten Entgasungs- und Reinigungsverfahren werden Gasgemische aus Argon und Chlor oder Stickstoff und Chlor in die Schmelze eingebracht. Die Chlorkonzentration im Trägergas muss optimiert werden, damit eine gute Reinigung und geringe Emissionen sichergestellt werden. In den meisten Fällen ist nur eine Entgasung erforderlich. Diese Behandlung erfolgt ohne Cl<sub>2</sub>-Gas. Abhängig vom Behandlungsgefäß kann die Effizienz der Entgasung durch poröse Stopfen und Rotoren verbessert werden.

In einigen Einzelfällen wurden Ar/SF<sub>6</sub>-Mischungen verwendet. Letzteres ist ein Treibhausgas mit hohem Erderwärmungspotential, das unter das Kioto Protokoll fällt (siehe auch Kapitel 4.2.7.1).

#### **Umweltentlastungseffekte**

Der Einsatz von Rotoren mit Ar/Cl<sub>2</sub> oder N<sub>2</sub>/Cl<sub>2</sub> vermeidet den Einsatz von Hexachlorethan bei der Reinigung von Aluminium. Der Einsatz von Hexachlorethan ist seit dem 30. Juni 2003 in der EU verboten.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Die Anwendung dieser Entgasungstechnik hat es ermöglicht, den Einsatz von Hexachlorethan beim Entgasen und Reinigen zu beenden.

#### **Betriebsdaten**

Allgemein wird eine Mischung von Stickstoff mit 3 % Cl<sub>2</sub> für kombiniertes Entgasen und Reinigen verwendet. Findet nur eine Entgasung statt, ist Cl<sub>2</sub> nicht notwendig.

Eine mobile Rotorstation kann bei Halteöfen und Pfannen mit 50 – 250 kg Al eingesetzt werden. Die Behandlung dauert 3 bis 5 Minuten. Eine Metallbehandlungseinrichtung wird bei Kapazitäten von 400 bis 1000 kg Al verwendet. Die Schmelze wird 1,5 bis 5 Minuten mit einem Gasvolumenstrom zwischen 8 und 20 Liter/Minute behandelt. Der Graphitläufer hat, abhängig von der Temperatur der Schmelze, eine Lebensdauer von 100 – 150 Behandlungen.

### Anwendbarkeit

Rotorstationen wurden für Halteöfen und Pfannen von 50 bis 1000 kg geschmolzenen Aluminiums entwickelt.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die Investitionskosten sind in Tabelle 4.18 aufgeführt:

Beschreibung	Kosten (EUR)
Flügelradanlage mit Nebeneinrichtungen	15000
Einrichtungen zum Mischen von Argon mit Chlor	40000
<b>Gesamt</b>	<b>55000</b>

**Tabelle 4.18: Investitionskosten für eine Flügelradstation**  
[178, Wenk, 1995]

### Motivation für die Implementierung

EU Richtlinie 97/16/EC, die den Einsatz von Hexachlorethan bei der Herstellung und Verarbeitung von Nicht-Eisenmetallen verbietet.

### Beispielanlagen

Diese Technik wird allgemein in Aluminiumgießereien eingesetzt.

### Referenzliteratur

[175, Brown, 1999], [178, Wenk, 1995],

## 4.3 Form- und Kernherstellung inklusive Sandaufbereitung

### 4.3.1 Auswahl der Formart

Die Auswahl der Art der Form ist im Wesentlichen von technischen Kriterien abhängig. Die Anwendung von verschiedenen Formarten ist in Tabelle 4.19 zusammengefasst. Zusätzlich beschreibt Tabelle 4.20 die allgemeinen Eigenschaften der verschiedenen Systeme.

	verlorene Formen				Dauerformen				
	Formmethode				Gusstechnik				
	Grünsandformen	harzgebund. Sand	Phenol/Furan	Pep set/Wasserglas	Niederdruckguss	Druckguss (heiß)	Druckguss (kalt)	Zentrifugalguss	Strangguss
<b>Gusseisen</b>									
Grauguss	X	X	X	X	O			X	X
Sphäroguss	X	X	X	X				X	X
Temperguss	X	O	X	O					
Temperrohguss/Weißgusseisen	X	X	X						
<b>Stahl</b>									
unlegierter Stahl	X	X	X	X				X	
niedrig legierter Stahl	X	X	X	X				X	
Hochlegierter Manganstahl	X	X	X	X				X	
rostfreier und wärme-resistenter Stahl	X	X	X	X			O	X	
<b>Schwermetalle</b>									
Messing	X	X	X	X	X				
Bronze	X	X	X	X					
Kupfer	X	X	X	X	X		X	X	X
Zinklegierungen					O		X	X	
<b>Leichtmetall-Legierungen</b>									
Aluminiumlegierungen	X	X	X	X	X		X		X
Magnesiumlegierungen	X	O	X	X	X	X	X		
Titan	O	O	X	X	O				

X: die Methode kann verwendet werden  
O: die Methode ist verwendbar, wird aber nicht oft angewandt

**Tabelle 4.19: Anwendbarkeit der verschiedenen Formarten [126, Technologisk, 2000]**

	Grünsand-Guss	chemisch gebundener Sand	Niederdruck-und Kokillenguss	Hochdruckguss
relative Kosten Großmenge	gering	mittelhoch	gering	am geringsten
relative Kosten für kleine Anzahl	am geringsten	mittelhoch	hoch	am höchsten
erlaubtes Gewicht des Gussstücks	bis zu 1 Tonne	bis zu einigen hundert Tonnen	50 kg	30 kg
dünnste Stelle des Gussstücks in cm	0.25	0.25	0.3	0.08
typische Toleranz in cm (ausgenommen Teilungsebene)	0.03	0.02	0.07	0.02
relative Oberflächengüte	mittel bis gut	mittel bis gut	gut	am besten
relative mechanische Eigenschaften	gut*	gut*	gut*	am besten
relative Eignung für komplexes Gussdesign	mittel bis gut	gut	mittel	gut
relative Eignung bei Wechsel des Designs	am besten	mittel	gering	am geringsten
Art der Legierung, die gegossen werden kann	unbeschränkt	unbeschränkt	Kupfer-basiert und bevorzugt mit geringem Schmelzpunkt	Aluminium-basiert und bevorzugt mit Schmelzpunkt darunter

(\*) mechanische Eigenschaften können durch Wärmebehandlung erhöht werden

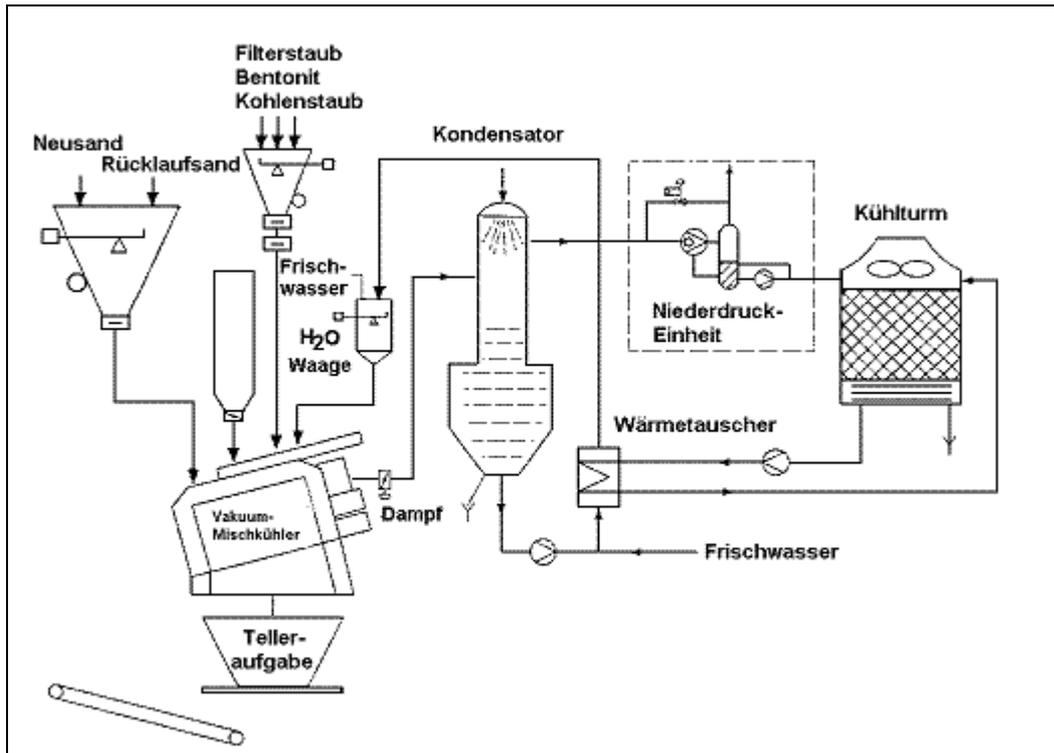
**Tabelle 4.20: Technische Eigenschaften der verschiedenen Formarten [42, US EPA, 1998]**

### 4.3.2 Formen mit Ton-gebundenem Sand (Grünsandformen)

#### 4.3.2.1 Aufbereitung von Ton-gebundenem Sand durch Vakuummischen und Kühlen

**Beschreibung**

Der Misch- und Kühlprozess wird zu einem einzigen Prozessschritt verbunden. Das wird dadurch erreicht, dass der Sandmischer mit Unterdruck betrieben wird, das führt zum Abkühlen bei kontrollierter Verdampfung des Wassers. Der Spezialmischer muss hermetisch geschlossen sein. Er hat ein druckfestes Gehäuse und ist an ein Vakuumsystem angeschlossen. Das Layout der Anlage zeigt Bild 4.6.



**Bild 4.6: Formsandaufbereitungsanlage mit Vakuum-Mischer-Kühler**  
[207, Drews, 1996]

Verglichen mit einer normalen Mischanlage (Figure 2.28), erfordert diese Technik keine separate Kühlung oder zusätzliche Ausrüstung. Die Vakuumanlage ist eher von kompakter Größe. Weil der gesamte Luftstrom gering ist, hat die Vakuumanlage einen kleineren zentralen Entstaubungsfilter. Größe und Energieverbrauch des Filters betragen 50 % einer konventionellen Anlage. Die Minderung des Luftstroms führt zu einer geringeren Entfernung von Bentonit und damit insgesamt zu geringerem Additivverbrauch. Durch die Geschlossenheit der Anlage wird die Technik nicht durch äußere klimatische Bedingungen beeinflusst.

Die Verwendung von Dampf bei Luftabwesenheit führt zu schneller Aktivierung des Bentonit und damit schnellem Erreichen der optimalen Komprimierbarkeit des gebundenen Sandes.

Wasser wird in zwei separaten Schritten zugefügt:

- um den rückgeführten Sand auf benötigten Sandfeuchtegehalt der Mischung zu befeuchten und
- Wasser zum Kühlen des Sandes bei der Verdampfung auf die erforderliche Temperatur von 38 – 40 °C.

Nachteile der Anlage sind Betrieb und Unterhaltung des Vakuumsystems. Der Prozess beeinflusst auch die technischen Sandeigenschaften (z.B. Komprimierbarkeit, Zugfestigkeit, Permeabilität), die nach 72 Stunden nachlassen („72-Stunden-Effekt“). Das kann durch erneutes Mischen für ca. 90 Sekunden verhindert werden.

**Umweltentlastungseffekte**

Minderung der Gesamtluftmenge führt zu geringerem Abgasvolumen und zu entsorgender Staubmenge, wie auch geringerem Binderverbrauchs im Vergleich zu konventionellen Kühl- und Mischanlagen (dies hängt aber auch von der Effektivität der Aufbereitungsanlage ab). Zusätzlich benötigt dieser Prozess weniger Energie.

**Medienübergreifende Aspekte**

Medienübergreifende Aspekte kommen nicht zu Anwendung.

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist in neuen Grünsandanlagen anwendbar.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Es ist möglich, dass die kommerzielle Anwendbarkeit auf Anlagen mit notwendiger Sandkühlung und einer Kapazität von >60 Tonnen Sand pro Stunde begrenzt ist.

**Motivation für die Implementierung**

Minderung von zu deponierendem Staub und Minderung des Additivverbrauchs. Begrenzt vorhandener Platz.

**Beispielanlagen**

In Japan wird eine Misch-Kühl-Anlage mit einem Sanddurchsatz von 100 m<sup>3</sup>/h seit 1993 betrieben. Verschiedene Anlagen werden zurzeit in Italien, Deutschland und England betrieben.

**Referenzliteratur**

[143, Inasmet and CTIF, 2002], [207, Drews, 1996], [214, Gerl, 2003]

**4.3.3 Form- und Kernherstellung mit chemisch gebundenem Sand****4.3.3.1 Minimierung von Binder- und Harzverbrauch****Beschreibung**

Die Minimierung des Chemikalienverbrauchs kann durch Optimierung der Prozesskontrolle und Materialumgang erreicht werden. Die Kategorie Materialumgang wurde in Kapitel 4.1 besprochen. In diesem Kapitel werden Prozessmaßnahmen diskutiert.

Mehrverbrauch, um eine fehlende Prozesskontrolle zu kompensieren, ist die häufigste Art der Chemikalienverschwendung. Schlüsselparameter in Verbindung mit gutem Bindermanagement sind z.B.:

- *Sandkonsistenz*: Verwenden einer Sandqualität die zum Bindersystem passt. Gutes Management von Sandlagerung und Sandtests (Reinheit, Korngröße, Form, Feuchtigkeit) sind von größter Bedeutung. Ein geringer Feinanteil und ein maximaler Anteil von wiederverwendetem Sand reduziert die benötigte Harzmenge.
- *Temperaturkontrolle*: Die Sandtemperatur muss in einem geringen Bereich gehalten werden bei regelmäßiger Überwachung und Einstellung des richtigen Anteils des Härterers. Die Positionierung des Sandheizers unmittelbar vor dem Mischer erlaubt eine enge Temperaturkontrolle.
- *Mischerwartung und -reinigung*
- *Formqualität*: Überprüfen, Entfernen und Verhindern von Formdefekten
- *Zuführraten*: Die geeignete Binderzufuhr hängt von der Art des Binders, der Oberfläche des Sandes und der Größe des Gussstücks ab.
- *Mischerbetrieb*: Das Optimieren der Mischerleistung beinhaltet die Überwachung und Kontrolle des Vorganges.

Tabelle 4.21 listet die Mischprozessvariablen auf, sie sind einfach mit fertig erhältlichen Messinstrumenten zu messen. Verbinden der Überwachung mit einem Alarmsystem erlaubt einen Betrieb, der bei jeder nicht der Spezifikation entsprechenden Situation informiert. Dies erfordert eine korrekte Reinigung, Wartung und Kalibrierung, bevor ein größeres Problem eintritt.

Prozessvariablen	Kommentar	Instrumente
Sandfluss	kann variieren aufgrund einer Blockierung an der Entladeluke, führt zu Minderung oder Stoppen des Sandflusses oder löst den Anschlagbolzen und führt zu schnellerem Sandfluss	Prallplattenwaage
Sandtemperatur	bestimmt die Geschwindigkeit der Härtung und Menge und Art des erforderlichen Härters	Ein Prozesskontrollinstrument kann zum Einstellen der Härterzufuhr genutzt werden, um Änderungen der Sandtemperatur zu kompensieren
Energieverbrauch	liefert einen Indikator für die Sauberkeit des Mixers	Motorlastüberwachung
Harz- und Härterflussrate	kann variieren aufgrund von abgenutzten Pumpen, Änderungen der Viskosität wegen Temperaturänderung, Blockierung oder Leckage von Leitungen und Hähnen, Blockieren von Ventilen (Rückschlagventilen)	Drehkolbenflussmesser, elektromagnetische oder Koriolis- Durchflussmesser
Betriebsstunden	sinnvoll beim Vergleich von Leistung zu Kapital- und Unterhaltskosten	

**Tabelle 4.21: Prozessvariablen mit Auswirkungen auf die Mischerleistung [71, ETSU, 1998]**

Für Gießereien mit einer größeren Differenziertheit gibt es vollautomatische Mischer-Kontrollsysteme. Diese Systeme nutzen Mikroprozessor-gesteuerte Technologien zur automatischen Korrektur der Produktion der Sandmischung, dafür ist nur eine begrenzte Überwachung durch Personal erforderlich. Zusätzliche Vorteile, die durch die automatischen Kontrollsysteme erreicht werden, sind das erheblich reduzierte Erfordernis von anwesendem Personal und die schnellere Korrektur von Änderungen. Letzteres kann auch ohne Anhalten der Produktion erfolgen.

**Umweltentlastungseffekte**

Das Optimieren von Binder- und Harzverbrauch führt zu einer Minimierung des Verbrauchs von chemischen Additiven.

Flüchtige organische Verbindungen (VOC) machen bis zu 50 % - 60 % des Gewichtes der Binderkomponenten aus. Die Menge hängt von der Art des Bindersystems ab. Die meisten VOCs werden während des Sandmischens und des Metallgießens emittiert. Eine Minderung des Binderverbrauchs führt deshalb zu einer entsprechenden Minderung der VOC-Emissionen.

**Medienübergreifende Aspekte**

Medienübergreifende Aspekte kommen nicht zur Anwendung.

**Betriebsdaten**

In den meisten Fällen können durch Verwendung moderner Misch-Kontroll-Systeme 5 % der Bindermenge eingespart und 1 % weniger Ausschussformen erreicht werden. In vielen Gießereien sind die Einsparungen erheblich größer. Von verschiedenen Gießereien wurden 5 bis 25 % Bindereinsparung berichtet und es wurden fast keine Ausschussformen mehr produziert.

Die Anwendung eines automatischen Misch-Kontroll-Systems in einer Eisengießerei, die ein kaltbindendes Harz verwendet, konnte den zugefügten Harzanteil von 10 kg/Minute auf 8,89 kg/Minute reduzieren (1,22 % Harz des Sandgewichtes), dies führte zu einer 10 %-igen Minderung der Katalysatormenge. Die Anzahl der Formdefekte sank um 60 %, es wurden Kosten von über 37.000 Brit. Pfund eingespart (Preise von 1995).

**Anwendbarkeit**

Diese Technik kann in allen neuen und existierenden Gießereien angewendet werden, die chemisch gebundene Sande verwenden. Misch-Kontroll-Systeme können in bestehenden Anlagen nachgerüstet werden.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Einer Tonne Sandgemisch werden typischerweise 1 bis 3 % Binder beigemischt. Der Binder trägt jedoch zu 30 bis 60 % zu den Kosten des Rohmaterials bei. Es wird geschätzt, dass eine 5 bis 10 %-ige Kostenminderung durch verbessertes Management von Bindermaterialien erreichbar ist.

Wenn man alle Kosten der Anlage, wie in Tabelle 4.22 aufgeführt, berücksichtigt, kostet eine Misch-Anlage ca. 10.000 Brit. Pfund (Preise von 1997). Durch signifikante Verbesserung der Prozesskontrolle benötigt diese Investition nur eine geringe Zeit zur Amortisation. Auch wenn das automatische Kontrollsystem ungefähr das Doppelte einer einfachen Onlineüberwachung kostet, sind erhebliche Einsparungen möglich.

Einige Beispieldaten für Kosten zeigt Tabelle 4.22. Diese beziehen sich auf eine Eisengießerei, die im Abschnitt "Betriebsdaten" dieses Kapitels erwähnt wurde.

Art der Kosten	EUR
Einsparung durch Reduktion von 60% der Formdefekte	6416
Einsparung durch 10%-ige Minderung des Harzverbrauchs	29966
Einsparung durch 10%-ige Minderung von Katalysatoren	9050
<b>Gesamteinsparung Materialkosten</b>	<b>45433</b>
jährliche Unterhaltungskosten	320
geschätzte jährliche Wartungskosten	24
<b>Kosteneinsparung (netto)</b>	<b>45088</b>
Kosten des Erwerbs der Anlage	24166
Amortisationszeit	7 Monate

**Tabelle 4.22: Jährliche Einsparungen, Kosten und Amortisation für ein Misch-Kontroll-System (Beispielrechnung) (Preise von 1995)**  
[75, ETSU, 1996]

**Motivation für die Implementierung**

Optimierung der Betriebskosten und Minimieren der VOC-Emissionen.

**Beispielanlagen**

Gutes Bindermanagement wird in der überwiegenden Mehrheit der Gießereien, die gebundene Sande verwenden, angewandt.

**Referenzliteratur**

[71, ETSU, 1998], [75, ETSU, 1996], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

**4.3.3.2 Minimieren der Form- und Kernsandverluste**

**Beschreibung**

Moderne Form- und Kernsandherstellungsmaschinen können die produktspezifischen Produktionsparameter in einer elektronischen Datenbank speichern. Das erlaubt einen einfachen Wechsel zu neuen Produkten ohne Zeit- und Materialverlust durch Ausprobieren von geeigneten Parametern. Bei neuen Produkten kann das Verwenden von Daten ähnlicher Produkte die Optimierungszeit verkürzen.

### **Umweltentlastungseffekte**

Reduzieren der Menge des Abfallsandes und des Energieverbrauchs durch Minimieren der Testphase.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Medienübergreifende Aspekte finden hier keine Anwendung.

### **Anwendbarkeit**

Serienproduktion von Kleinserien bei hoher Produktionsleistung. Ein fehlerloser Wechsel erfordert eine gute Kontrolle und konstante Sandqualität.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Investitionskosten für eine Kernschießmaschine hängen vom Kernvolumen ab und kosten zwischen 150.000 € (für 5 l) bis 400.000 € (für 100 l). Die Betriebskosten betragen 5 bis 10 % der Investitionskosten pro Jahr.

### **Motivation für die Implementierung**

Optimieren der Prozesse, die einen häufigen Wechsel der Kern- und Formtypen erfordern.

### **Beispielanlagen**

Die Technik wird in mehreren Gießereien in Europa angewandt.

### **Referenzliteratur**

[110, Vito, 2001]

#### **4.3.3.3 Optimale Vorgehensweise für kaltbindende Prozesse**

- *Phenolharze*: Die Temperatur sollte so konstant wie möglich gehalten werden, z.B. 15 °C - 25 °C, was ausreichend niedrig ist, um Emissionen durch Verdampfung zu verhindern. Direkter Kontakt zwischen Harz und Katalysator sollte vermieden werden, da die exotherme Reaktion sehr heftig sein kann.
- *Furanharze*: Die Sandtemperatur für diesen Prozess ist sehr bedeutend, sie sollte zwischen 15 – 25 °C sein und möglichst konstant gehalten werden, um die Abbindezeit des Binders unter Kontrolle zu haben und die Menge katalysierender Additive gering zu halten. Direkter Kontakt zwischen Harz und Katalysator sollte vermieden werden, da die exotherme Reaktion sehr heftig sein kann.
- *Polyurethanharze (phenolische Isocyanate)*: Die Sandtemperatur ist zwischen 15 und 25 °C zu halten, um den Prozess zu kontrollieren und die Emissionen zu minimieren. Beste Praxis ist es, mit 3 Pumpen zu arbeiten und den Katalysator mit dem Polyurethanharz und dem Sand direkt im Mischer zu mischen. [202, TWG, 2002]
- *Resolester (alkalisch gehärtete Phenolester)*: Die Temperatur ist zu überwachen und im optimalen Bereich von 15 – 35 °C zu halten. Dieser Prozess ist geringer Temperaturempfindlich als andere selbsthärtende Systeme. Die Geschwindigkeit der Aushärtung wird durch die Wahl des Härter bestimmt. [225, TWG, 2003]
- *silikatische Ester*: Die Sandtemperatur ist in einem Bereich von 15 – 25 °C zu halten. Weil Formen und Kerne Feuchtigkeit aufnehmen, müssen sie nach dem Härten so schnell wie möglich verwendet werden. Eine verlängerte Lagerung ist nur bei trockenen Umgebungsbedingungen möglich.

#### **4.3.3.4 Optimale Vorgehensweise für Gas-härtende Prozesse**

- *Coldbox*: Amine müssen an der Kernschießmaschine gesammelt werden. Das gesamte Überschuss-Amin ist im Kernkasten zu sammeln. Zusätzlich kann es notwendig sein, den Kern-

lagerbereich zu belüften. Wenn möglich, sollten Abzüge über den Form- und Kernmaschinen und über zeitweiligen Kernlagerbereichen angebracht werden.

Der Aminverbrauch kann soweit minimiert werden, dass er genau der Menge zu bindenden Sandes der Kerne entspricht, zumal die Kosten für Rohmaterial und Behandlung hoch sind. Minimierung des Aminverbrauches wird erleichtert durch optimierten Verteilungsprozess im Kern, das geschieht typischerweise durch eine Simulation und Optimierung des Gasflusses. [202, TWG, 2002].

Die Sandtemperatur sollte so konstant wie möglich gehalten werden, zwischen 20 und 25 °C, andernfalls benötigt eine zu niedrige Temperatur eine längere Begasungszeit und damit einen höheren Aminverbrauch. Eine zu hohe Temperatur führt zu drastisch verkürzter Verarbeitungszeit des Sandes (Formen).

Wasser ist bei diesem Prozess schädlich. Die Feuchtigkeit des Sandes muss unter 0.1 % gehalten werden, die zu vergasende und gereinigte Luft muss trocken sein.

**Anmerkung:** Amine sind in gewissen Mischungsverhältnissen mit Luft entflammbar und explosiv. Eine besondere Vorsicht ist bei Lagerung und Verarbeitung einzuhalten, es sind stets die Anweisungen des Lieferanten zu beachten.

- *Resolharze (alkalische Phenolharze mit Methylformat gehärtet):* Es wird empfohlen, den Arbeitsbereich zu belüften, zumindest um die Feuergefahr zu verhindern. Der Methylformatverbrauch kann soweit verringert werden, wie die Verarbeitung des Sandes zu Kernen unbedingt erfordert. Um die Kondensation des Methylformats zu verhindern, ist die Sandtemperatur oberhalb 20°C zu halten. Methylformat-Dämpfe sind schwerer als Luft, dies sollte bei der Planung eines Abluftsystems beachtet werden.

**Anmerkung:** Methylformat ist entflammbar, wenn es eine Luftkonzentration von 6 bis 20 % erreicht, und in einigen Verhältnissen mit Luft explosiv. Besondere Vorsicht ist bei Lagerung und Handhabung einzuhalten, es sind stets die Anweisungen des Lieferanten zu beachten.

- *Resol-CO<sub>2</sub>-Harze:* Das Harz enthält einen geringen Anteil nicht umgesetzten Phenols und Formaldehyds, die Emissionsraten sind jedoch auch während der Begasung und Reinigungszeit sehr gering. Es wird empfohlen, den Arbeitsbereich zu belüften. [225, TWG,2003]

- *SO<sub>2</sub> –gehärtete Phenol- oder Furanharze:* Der Arbeitsbereich ist zu belüften, die Emissionen sind am Entstehungsort durch komplette Absaugung der Form- und Kernmaschinen abzuführen.

Die gesammelten Gase sind vor der Freisetzung zu behandeln. Das kann leicht durch Anwendung eines Wäschers mit Natriumhydroxidlösung geschehen. Der pH-Wert und die Konzentration der Waschlösung sind ständig zu überwachen. Die Waschlösung muss gelegentlich ersetzt werden, um die konzentrierten Salze zu entfernen, diese sind als gefährliche Abfälle zu entsorgen.

Der SO<sub>2</sub>-Verbrauch sollte soweit minimiert werden, wie die Verarbeitung des Sandes zu Kernen unbedingt erfordert. Normalerweise dauert die Spülzeit (nach dem Gashärten) 10-mal länger als die Begasung.

- *SO<sub>2</sub> gehärtete Epoxid-/Acrylharze (Radikalhärtung/Trocknen).* So wie im Abschnitt zum Begasen und Härten, Sammeln und Behandeln von SO<sub>2</sub>-gehärteten Furanharzen beschrieben. Die Begasungsbedingungen für Kerne mit guten Eigenschaften erfordern aber auch Folgendes:

- der Sand ist vor Verwendung zu trocknen
- die Blas- oder Schießluft ist ebenfalls zu trocknen
- die Konzentration des Schwefeldioxids im CO<sub>2</sub> oder Stickstoff muss zwischen 5 % und 100 % betragen, abhängig vom Harzverbrauch (minimal für Acryl- und maximal für Epoxid-/Acrylharze). Die Spülzeit kann bis zu 10-mal länger als die Begasungszeit dauern.

#### 4.3.3.5 Ersatz von alkoholischen durch wässrige Schichten

##### Beschreibung

Schichten werden für die Oberflächen von Formen und Kernen angewandt, um eine feuerfeste Schicht an der Verbindungsstelle von Metall und Form und ein gutes Oberflächenbild zu erzeugen.

Schichten dienen zu Verminderung von Adern, Ausbrüchen und Vererzungsdefekten, und sie helfen, Nachbearbeitungsschritte zu vermindern. Alkoholhaltige Schichten basieren meist auf Isopropylalkohol. Die Schlichte trocknet durch Verdampfen oder durch Verbrennen des Lösungsmittels. Das führt zu VOC-Emissionen. Als Alternative wurden wasserbasierte Schichten entwickelt.

Die Vorteile der wasserbasierten Schichten sind:

- Sicherheit (kein Brandrisiko)
- Arbeitssicherheit/ Gesundheit (geringere Exposition gegenüber organischen Dämpfen)
- Kostenminderung der Reaktionspartner (Wasser gegenüber Alkohol)
- meist bessere Oberflächenbeschaffenheit des Gussstücks.

Schwierigkeiten bei der Anwendung sind:

- benötigt mehr Prozesszeit und Platz, auch Kerne benötigen eine längere Trockenzeit, das führt zur Notwendigkeit einer Trocknungslinie unter Verwendung eines Trockenofens
- Wechseln des Prozesses erfordert eine Fall-zu-Fall – Optimierungszeit
- Bakterienwachstum, welches zur Verkürzung der Lagerfähigkeit der Schichten (1 bis 2 Wochen) und Geruchsemissionen führt
- Kosten für eine Bestätigung/ Erlaubnis durch besondere Kunden der Luftfahrt und des Militärs bei Verwendung des Prozesses.

Wässrige Schichten können an Umgebungsluft getrocknet werden oder unter Verwendung eines Trockenofens, einer Mikrowelle oder eines Infrarotofens. Generell benötigen sie eine längere Trockenzeit als alkoholbasierte Schichten. Das Trocknen erzeugt keine giftigen Emissionen, kann aber zu Geruchsemissionen führen. Das Trocknen geschieht unter Anwendung einer Trocknungslinie, die die Kerne von der Kernherstellung zum Zurichten der Formen transportiert, so wird eine notwendige Trockenzeit ermöglicht. Die Trocknungslinie kann auch durch einen Trockenofen führen. Mikrowellen und Infrarottrocknung wird bei kleinen, mittleren und Großserien angewandt.

Die unterschiedlichen rheologischen Eigenschaften der wässrigen Schichten im Vergleich zu alkoholischen Schichten führten notwendigerweise zur Entwicklung neuer Anwendungstechniken. Diese erlauben eine gleichbleibende Schlichtequalität.

### **Umweltentlastungseffekte**

Eine Ökobilanz untersuchte die Einflüsse von wässrigen und alkoholischen Schichten. Das Verwenden von wässrigen Schichten bei Trocknung an Umgebungsluft zeigt einen eindeutigen Umweltvorteil; im Wesentlichen durch die verminderten VOC-Emissionen und den geringen Energieverbrauch. Wird ein Ofen zum Trocknen verwendet, werden die geminderten Emissionen teilweise dem erhöhten Energieverbrauch gegengerechnet. Bei Verwendung eines Trockenofens zeigt der Gesamtumweltindex einen kleinen Vorteil gegenüber der Verwendung von Isopropylalkohol und Verbrennung.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Wasserschichten enthalten eine Anzahl von (organischen) Chemikalien zur Verbesserung der Eigenschaften. Das kann das Emissionsprofil beim Ausformen beeinflussen.

Das Trocknen der Wasserschichten führt zu einer höheren Flüchtigkeit der Lösemittel des Binders. Das kann Geruchsemissionen verstärken durch die Verdampfung von BTX-enthaltenden Lösemitteln der Kerne.

Wässrige Schichten erfordern einen höheren transportbedingten Energieverbrauch (während der Lufttrocknung) und Trocknung in einem Ofen.

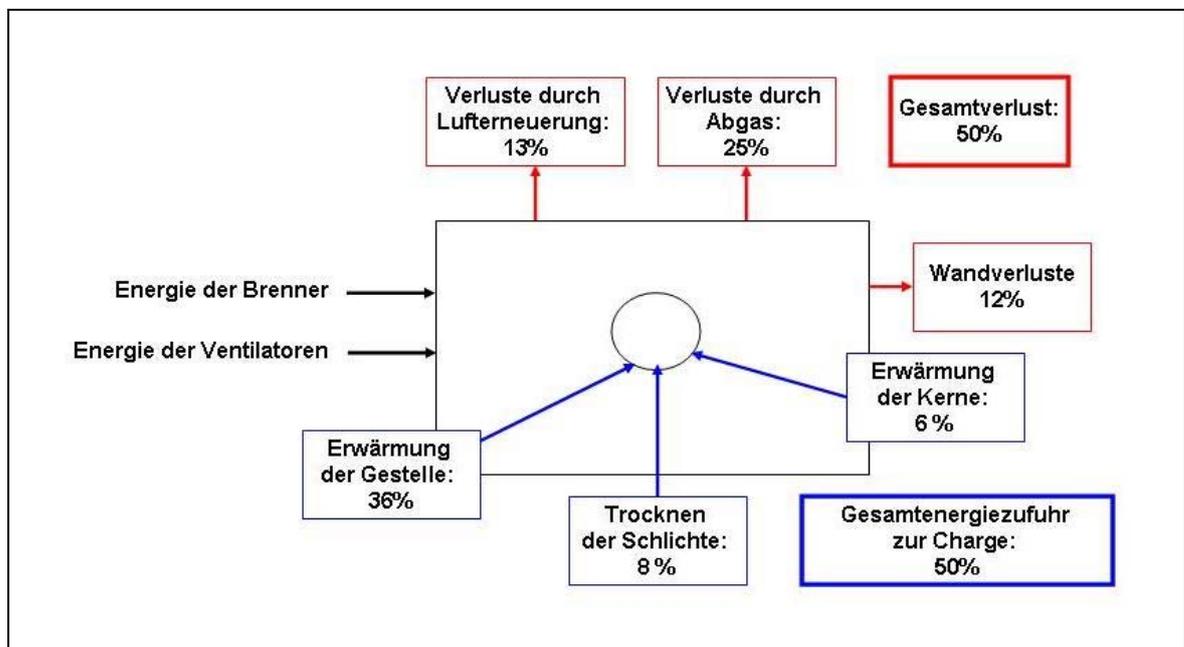
Das Trocknen an Luft kann zu einer Absenkung der Lufttemperatur der Gießerei führen. In einer holländischen Gießerei wurde eine um 2 Grad geringere Umgebungstemperatur nachgewiesen. Das führte zu einem höheren Verbrauch an Heizenergie während der Winterzeit.

### Betriebsdaten

Der Wechsel von Isopropylalkohol-basierten zu wässrigen Schichten findet heutzutage immer mehr Anwendung in verschiedenen Gießereien. Gießereien der Autoindustrie haben die Mehrheit ihrer Produktion auf wässrige Schichten umgestellt, mit Ausnahme von lösemittelbasierten Schichten für spezielle Anwendungen (siehe Abschnitt Anwendbarkeit).

Betriebsdaten wurden von einer holländischen Gießerei zur Verfügung gestellt. Beim Trocknen in Umgebungsluft ist die Luftgeschwindigkeit der Hauptfaktor (mehr als Temperatur oder Feuchtigkeit). Um einen ausreichenden Luftaustausch zu erreichen, wurden zusätzliche Lüfter und Ventilatoren in der Gießerei installiert. Um eine gute und gleichbleibende Qualität zu erreichen, wurde der Feinsandanteil des regenerierten Kernsand reduziert. Wässrige Schichten können zum Aufquellen feiner Rückstände (Bentonit oder Kohlenstaub) führen und damit Kerndefekte verursachen.

Betriebsdaten wurden aus einer französischen Gießerei, die mit einem Ofen mit einer Kapazität von 540 Coldbox-Kernen arbeitet, geliefert. Sie arbeitet mit Erdgasbrennern. Es werden zwei Ventilatoren zum Absaugen der Dämpfe und Mischen der Frischluft verwendet. Die eingestellte Temperatur für die Heißluft ist 165°C. Es wurde eine Wärmeberechnung auf Basis von Messungen mit einer Masse von 0,4 kg pro Kern und einer Feuchtigkeit von 5,5 % durchgeführt. Bild 4.7 zeigt die Aufteilung bei einem Durchsatz von 390 Kernen, was einer Kapazität von 72 % entspricht.



**Bild 4.7: Wärmebilanz eines Ofens zur Kerntrocknung bei 72%-iger Auslastung**  
[143, Inasmet and CTIF, 2002]

Die Wärmebilanz zeigt, dass 50 % der Energie ungenutzt sind und tatsächlich nur 10 % zur Kerntrocknung genutzt werden. Die Berechnung zeigt einen Verbrauch von 8,5 kWh pro Kilogramm verdampften Wassers, dies korrespondiert mit 465 kWh pro Tonne Kerne und einem Durchsatz von 156 kg/h. Arbeitet der Ofen mit niedrigerer Kapazität, vergrößern sich die Verluste weiter. Ähnliche Messungen in einer anderen Gießerei bestätigten den mehr als 50%-igen Energieverlust und die geringe Effektivität der Energienutzung (<10 %). Die Energieeffizienz kann durch Mikrowellentrocknung erhöht werden. Dies wird in Kapitel 4.3.3.6 dargestellt.

### Anwendbarkeit

In fast allen Fällen können wässrige Lösemittel angewandt werden. Es können jedoch nicht alle alkoholbasierten Schichten ersetzt werden. Bei bestimmten Anwendungen werden sie weiterhin benötigt werden:

- für große oder komplizierte Formen/Kerne, bei denen Trocknungsprobleme wegen schwieriger Durchdringung der Trocknungsluft auftreten
- für Wasserglas-gebundene Sande
- beim Magnesiumguss: Wasser verursacht  $Mg(OH)_2$ , was zu technischen Problemen führt
- bei der Produktion von Manganstahl mit MgO-Schichte.

Die Anwendung von wässrigen Schichten ist bei neuen und existierenden Großgießereien und Großserien-Gießereien möglich. Bei neuen und bestehenden Kleinseriengießereien könnte die Einführung durch technische und ökonomische Faktoren behindert sein

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die Investitionskosten hängen von verschiedenen Faktoren ab, wie der Verfügbarkeit von Platz für eine Trocknungslinie in der Gießerei, der Wahl der Trocknungstechnik und der Notwendigkeit der Anpassung der Sandmischung.

Der vollständige Ersatz der alkoholischen durch wässrige Schichten in einer holländischen Gießerei unter Nutzung von Umgebungsluft erforderte Investitionen in Höhe von 71.000 €. Das beinhaltete auch die Aufstellung von Ventilatoren und die Optimierung der Sandqualität. Die Minderung der Isopropylalkoholemissionen von 161 Tonnen pro Jahr korrespondiert mit Kosten von 62,5 €/t Isopropylalkoholminderung.

Die Unterhaltungskosten beinhalten erhöhte Kontrolle der Schichten und Kerne (Viskosität, Schichtdicke, Wassergehalt, Produktqualität) und belaufen sich auf 9.000 € pro Jahr. Das Trocknen einer Tonne Schlichte benötigt 2100 kWh Energie.

Auf der Habenseite der betriebswirtschaftlichen Rechnung sind die geminderten Kosten für den Kauf von Lösemitteln zu buchen. Es gibt Beispiele für größere Gießereien, wo sich Investitionen in ein wässriges System nach 2 Jahren amortisierten allein auf Basis der gegengerechneten Kosten für Alkohol.

Die Betriebskosten des Trocknens betragen 0,01 €/kg (Nichteisengießerei in Frankreich).

### Motivation für die Implementierung

Druck der Behörden, den organischen Emissionen mehr Aufmerksamkeit zu schenken.

### Beispielanlagen

- PSA Sept-Fons (F)
- Fonderie Bréa, Montluçon (F)
- De Globe b.v., Weert (NL).

### Referenzliteratur

[129, infoMil, 1999], [143, Inasmet and CTIF, 2002], [149, Beauvais and Choplin, 2001]

#### 4.3.3.6 Mikrowellentrocknung für wässrige Schichten

##### Beschreibung

Wässrige Schichten erfordern eine Behandlung zur Trocknung. Die Anwendung eines Mikrowellenofens zu diesem Zwecke hat gegenüber der Trocknung mit Umgebungsluft Vorteile beim Betrieb. Es werden Mikrowellen einer Frequenz von 2450 MHz verwendet, die folgende Eigenschaften haben:

- gute Selektivität der Energieübertragung: Die Energie der Mikrowellen wird vorzugsweise auf die Wassermoleküle übertragen, weniger auf das Sandmaterial. Dies führt zu einer bevorzugten und homogenen Trocknung der Oberfläche selbst bei komplexen Kernen.

- ein sich selbst regulierender Mechanismus: Der Trockenmechanismus liefert eine selbständige Homogenisierung der Feuchtigkeit im Material.
- schnelle Trocknung: Die Geschwindigkeit der Trocknung hängt von der Energie ab. Hohe Trockengeschwindigkeiten führen zu einer Begrenzung der Kontaktzeit von Wasser und Kern. Das führt zu guter mechanischer Stabilität der Kerne.

Die Anwendung der Mikrowellentrocknung führt zu Schwierigkeiten in folgenden Fällen:

- heterogene Beladung des Ofens (mit unterschiedlichen Kerngewichten und –volumina)
- Verwendung von Kernen mit Eiseneinschlüssen
- inhomogene Trocknung dickerer Bereiche der Schlichte
- Risiko der Deformation komplexer Kerne.

**Umweltentlastungseffekte**

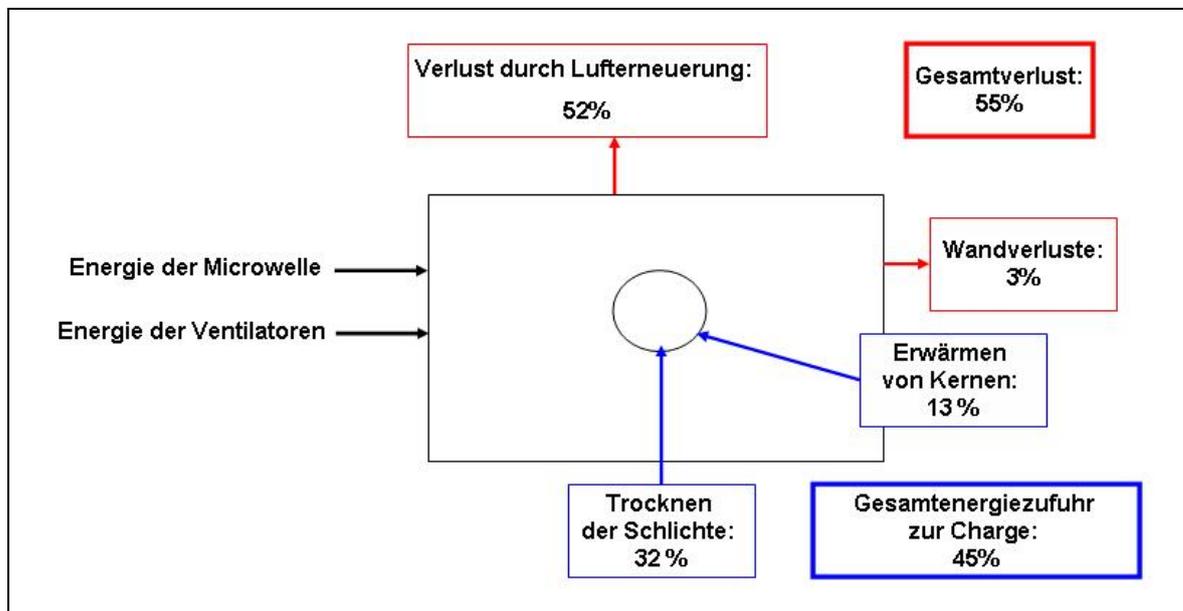
Erhöhte Energieeffizienz des Trocknungsprozesses.

**Medienübergreifende Aspekte**

Mikrowellentrocknung führt zur Vervollständigung von Polymerisationsreaktionen. Dadurch werden gasförmige Emissionen bei Schritten des Gießereiprozesses vermindert (z.B. Gießen, Kühlen, Ausformen).

**Betriebsdaten**

Die Mikrowellentrocknung hat sich noch nicht im industriellen Maßstab durchgesetzt, obwohl großtechnische industrielle Versuche durchgeführt wurden. Die Ergebnisse der Tests werden unten gezeigt. Eine Testreihe wurde unter Verwendung eines 50 kW Mikrowellenofens durchgeführt. Der Ofen wurde zu 50% seiner Kapazität mit 800 kg Kernen gefüllt. Die Kerne wurden auf Plastikregalen gestapelt, die sich durch die Mikrowellen nicht erhitzen. Die Wärmebilanz zeigt Bild 4.8. Sie zeigt, dass 30 % des Energieeintrags für die Trocknung genutzt werden. Des Weiteren werden die Kerne nur leicht erhitzt (Temperatur vor Verlassen = 40 °C), was eine sofortige Verarbeitung erlaubt. Die Daten aus zwei Messreihen zeigt Tabelle 4.23 im Vergleich zu gleichen Tests an einem Heißluftofen (wie in 4.3.3.5 beschrieben).



**Bild 4.8: Wärmebilanz bei einer Mikrowellentrocknung von Kernen für einen 50 kW-Ofen bei einer Belasung von 50%**  
 [143, Inasmet and CTIF, 2002]

Ofentyp	Gießerei A	Gießerei B	Gießerei B	Gießerei C
	Heißluft	Heißluft	Mikrowelle	Mikrowelle
Kernmasse	156 kg/h	270 kg/h	800 kg/h	500 – 900 kg/h
Feuchtigkeit	5.5 %	2.7 %	2.7 %	2 – 3.2 %
thermische Energie	73 kW	70 kW	50 kW	40 kW
Dauer	48 min	113 min	8 min	8 min
spezifischer Verbrauch pro kg verdampften Wassers	8.5 kWh	9.3 kWh	2.3 kWh	2 kWh
spezifischer Verbrauch pro Tonne nasser Kerne	465 kWh	280 kWh	63 kWh	-

**Tabelle 4.23: Ergebnisse von Testreihen zur Kerntrocknung unter Verwendung von Heißluft- oder Mikrowellenöfen**  
[143, Inasmet and CTIF, 2002]

Die Ergebnisse zeigen, dass die Trockenzeit von 1 bis 2 Stunden auf 10 Minuten erheblich reduziert wurde. Zusätzlich wurde der Energieverbrauch um den Faktor 4 bis 5 reduziert und der Durchsatz erhöht.

**Anwendbarkeit**

Die Technik ist anwendbar für das Trocknen aller wasserbasierten Schichten. Weiterhin erlaubt sie eine größere Anwendungsmöglichkeit von wasserbasierten Schichten für komplexere Kernformen und kleinere Serien.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Mikrowellentrocknung erfordert hohe Investitionskosten. Die tatsächliche Investition ist den Energieanforderungen proportional, die mit der Menge des verdampften Wassers korreliert. Die hohen Investitionen können teilweise gegen Folgendes gegengerechnet werden:

- höhere Energieeffizienz, obwohl die Technik Elektrizität verwendet statt Gas wie in Heißluftöfen
- geminderte Lösemittelkosten, weil wasserbasiert statt lösemittelbasiert
- geminderte Wartungskosten, weil es eine kompaktere Anlage im Vergleich zur (Heiß-) Lufttrocknung oder Kühllinie ist.

**Motivation für die Implementierung**

Druck von Behörden, die vermehrt organischen Emissionen Aufmerksamkeit schenken, verbunden mit der Notwendigkeit höherer Energieeffizienz.

**Beispielanlagen**

Diese Technik wurde berichtet mit Anwendungen in Gießereien in Frankreich und Spanien.

**Referenzliteratur**

[143, Inasmet and CTIF, 2002], [225, TWG, 2003]

**4.3.3.7 Verwenden von aromatenfreien Lösemitteln für die Kernproduktion mit dem Coldbox-Verfahren**

**Beschreibung**

Das klassische Coldbox-Verfahren verwendet organische Lösemittel. Das verursacht die Freisetzung von giftigen und riechenden VOCs bei Kernproduktion und Lagerung. Zusätzlich treten VOC-Emissionen (Benzol, Toluol, Xylol) während des Gießens, Kühlens und Ausformens auf. Alternative Lösemittel für Coldbox-Kerne basieren auf Proteinen oder tierischen Fetten (z.B. Pflanzenölmethylester) oder silikatischen Estern. Diese Lösemittel sind weder giftig für die Gesundheit der Arbeiter noch entflammbar, deshalb sind Transport und Lagerung einfacher.

Die geringe Flüchtigkeit von Pflanzenmethylestern verbessert die Lagermöglichkeit in feuchter Atmosphäre und Stabilität bei Anwendung wässriger Schichten.

Die erhaltenen Kerne weisen eine höhere Festigkeit, geringere Klebeneigung des Sandes und bessere Ausformeigenschaften auf.

#### Umweltentlastungseffekte

Es tritt keine Verdampfung bis zum Verdampfungspunkt bei ca. 300 °C auf und somit kein Lösemittelgeruch während der Lagerung.

VOC-Emissionen sind während der Kernherstellung und Lagerung gemindert und (wichtiger) während des Gießens, des Abkühlens und Ausformens.

#### Medienübergreifende Aspekte

Pflanzenbasierte Lösemittel verursachen erhöhten Rauch/Qualm während des Gießens und (im Falle von Druckguss) des Öffnens der Kokille. Das geschieht aufgrund der geringen Verdampfung und folglich hohen Lösemittelrückstände bis zum Gießen. Dieser Effekt tritt nicht bei Silikatester-Lösemitteln auf.

Lösemittel auf Basis von Proteinen und tierischen Fetten haben einen unverwechselbaren Geruch. Es wurde berichtet, dass dies zu Geruchsproblemen innerhalb einer Gießerei führte.

#### Betriebsdaten

Tabelle 4.24 zeigt Emissionsanteile im Betrieb für Benzol, Toluol, Xylol und Phenol wie sie in einer Grünsandgießerei für Aluminium gemessen wurden. Die Messungen wurden am Ausschlagrost und am Abluftkamin gemacht. Die Daten zeigen Werte für das traditionelle Coldbox-System und für ein pflanzenölbasiertes Lösemittel. Es wurde eine eindeutige Minderung von BTX- und C-Emissionen beobachtet (25 – 50 % am Abluftkamin).

Verbindung	beim Ausformen			am Abluftkamin		
	Aromatenbasiert (mg/m <sup>3</sup> )	Pflanzenölbasiert (mg/m <sup>3</sup> )	Differenz (%)	Aromatenbasiert (mg/m <sup>3</sup> )	Pflanzenölbasiert (mg/m <sup>3</sup> )	Differenz (%)
Benzol	0.08	0.05	- 44	0.1	0.07	- 30
Toluol	0.12	0.05	- 58	0.08	0.06	- 25
Xylol	0.09	0.04	- 56	0.09	0.05	- 41
Phenol	14.8	14.6	- 2	7.2	6.57	- 9
Gesamt C	61.0	29.5	- 52	37.0	18.5	- 50

**Tabelle 4.24: Emissionswerte für ein Coldbox-Kern-System einer Aluminiumgießerei, gemessen am Ausschlagrost und am Abluftkamin [189, Hüttenes-Albertus, 2002]**

Die Ergebnisse von Emissionsmessungen einer deutschen Eisengießerei zeigt Tabelle 4.25. In dieser Tabelle sind die gemessenen Emissionen jeder Verbindung in Relation zu Emissionen der gleichen Verbindung für ein Aromaten-haltiges Verfahren dargestellt. Zum Beispiel: die Emissionen von Toluol an der zweiten Kühlung betragen nur 58 % der Toluolemissionen eines Aromaten-haltigen Verfahrens. Die Tabelle 4.25 zeigt eine klare Minderung der VOC-Emissionen an der zweiten Kühlung und während des Ausformens.

	Benzol	Toluol	Xylol	Phenol
Gießen und Kühlung 1	83	100	100	100
Kühlung 2	78.5	58	46	74
Ausformen	78	78	78	12
Emissionswerte angegeben in %, im Vergleich zu Emissionen eines Aromatenbasierten Systems (als 100 % für jede Messung gesetzt)				

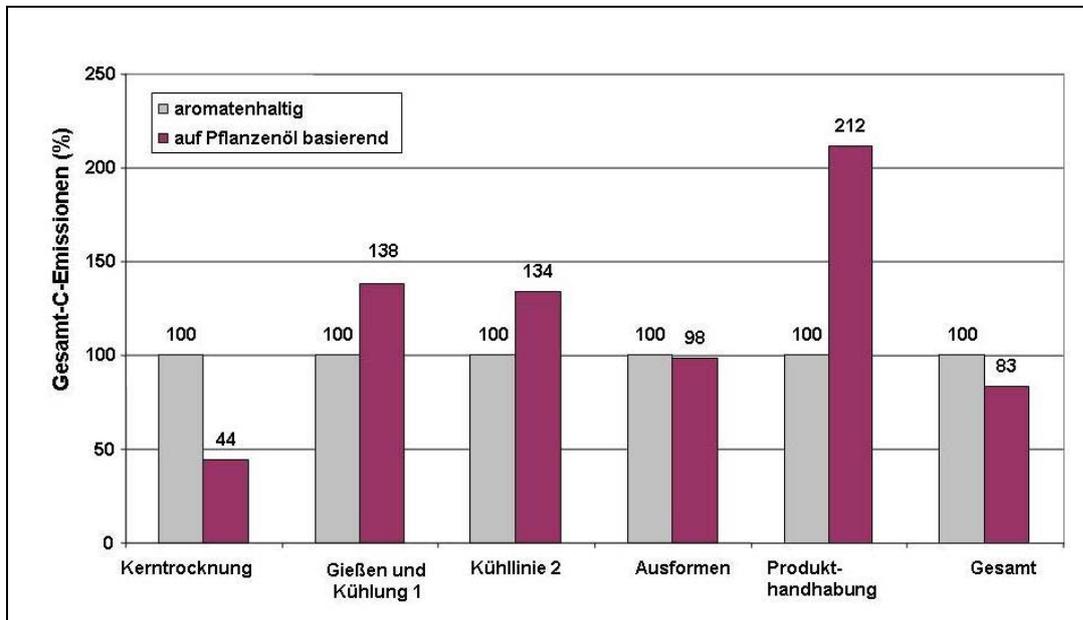
**Tabelle 4.25: Emissionen (in %) ausgewählter Verbindungen eines Pflanzenöl-basierten Coldbox-Verfahrens zur Kernherstellung [216, Hobelsberger, et al., 1997]**

## Kapitel 4

Die gesamte Massenflussminderung einzelner Verbindungen war für:

- Benzol: - 21 %
- Toluol: - 26 %
- Xylol: - 30 %
- Phenol: - 62 %.

Eine Übersicht über Messungen der Gesamt-C-Emissionen während des gesamten Gießprozesses wird in Bild 4.9 gezeigt. Die Daten zeigen, dass Pflanzenöl-basierte Lösemittel teilweise zu einer Verschiebung der Emissionen aus der Kernherstellung zur Nachbearbeitung führen. Dennoch wurde eine Gesamtminderung von 17 % der Kohlenstoffemissionen erreicht.



**Bild 4.9: Gesamtkohlenstoffemissionen verschiedener Prozessschritte unter Verwendung Aromaten-basierter und Pflanzenöl-basierter Lösemittel (Werte in % angegeben in Relation zu Emissionen eines Aromaten-basierten Systems) [216, Hobelsberger, et al., 1997]**

### Anwendbarkeit

Aromatenfreie Lösemittel können in allen Verfahren, die Coldbox-Sande verwenden, angewandt werden. Die Technik ist relativ neu, Betriebsergebnisse, wie oben angeführt, müssen noch durch wiederholte Anwendung bestätigt werden. Die Technik wurde in Gießereien der Autoindustrie in ihrer gesamten Breite, beim Guss von Maschinenteilen, für die Bauindustrie und die elektronische Industrie eingeführt. Es wurden Eisen- als auch Nichteisenanwendungen berichtet.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Daten des italienischen Gießereiverbandes zeigen, dass die Kosten der aromatenfreien Lösemittel das Doppelte der aromatischen Äquivalente betragen, z.B. 0,82 €/kg gegenüber 0,36 - 0,48 €/kg.

Betriebsdaten einer Eisengießerei für Großserien zeigen, dass der Preis für aromatenhaltigen Binder eines Coldbox-Verfahrens bei 2 €/kg (2001) lag und sich um über 30 % erhöhte bis zum Wechsel zu einem aromatenfreien System. Nach einem Jahr (2003) sank der Preis jedoch wieder, das traditionelle System ist 10 % preiswerter als die aromatenfreie Variante.

### Motivation für die Implementierung

Minderung von VOC und Geruchsemissionen.

### Beispielanlagen

Es wird berichtet, dass die Technik in Großgießereien in Deutschland angewendet wird.

### Referenzliteratur

[143, Inasmet and CTIF, 2002], [189, Hüttenes-Albertus, 2002], [202, TWG, 2002], [216, Hobelsberger, et al., 1997], [225, TWG, 2003]

### 4.3.4 Alternative Form-/Kernherstellungsmethoden

#### 4.3.4.1 Vollformgießverfahren

##### **Beschreibung**

Die allgemeinen Grundlagen des Vollformgießverfahrens wurden in Kapitel 2.5.7.1 beschrieben. Durch das Fehlen von Binder werden mit dieser Technik geringere Abfallmengen und Emissionen im Vergleich zu Gussmethoden mit Sand produziert.

Die Technik gestattet, Teile mit geringeren Toleranzen, weniger Speisern und “besser als Guss”-Merkmale herzustellen. Das alles führt zu geringeren Bearbeitungs- und Reinigungszeiten.

Vollformgießereien haben einen Schaum-Bereich, einen Schmelzbereich und einen Gussbereich. Sie haben keine aufwendige Kernherstellung oder Nachbearbeitung. Der Schaumform-Herstellungsbereich umfasst die Schaummaschinen, den Dampfgenerator sowie Kühlung und Umgebungslufttrockner.

Die Schaummodelle werden aus Polystyrol (EPS) oder PMMA gemacht mit kleinen Anteilen von Pentan, Klebstoff und mineralischer Schlichte. Weil EPS und Pentan reine Kohlenwasserstoffe sind, werden organische Kohlenstoffverbindungen während der Pyrolyse des Modells gebildet. Um die Emissionen der organischen Zersetzungsprodukte des EPS zu mindern, wird eine Nachverbrennung des Abgases durchgeführt.

Die Technik benutzt ungebundenen Sand, was nicht zu Binder-verursachten Emissionen während des Gießens und Ausformens führt und der deshalb ohne größere Behandlung wieder verwendet werden kann. Die EPS-Pyrolyse führt zu einer langsamen Anreicherung von organischem Material im Sand. Das kann durch Entstaubung und teilweise Erneuerung des zirkulierenden Sandes verhindert werden. Eine 5 %-ige Erneuerung ist ausreichend, um die Sandqualität zu erhalten. Der ausgeschleuste Sand kann thermisch aufgearbeitet werden für eine interne Wiederverwendung.

##### **Umweltentlastungseffekte**

Da ungebundener Sand verwendet wird, weist die Technik keine Binder-verursachten Emissionen auf. Die Pyrolyse von EPS oder PMMA kann jedoch zur organischen Zersetzung von Produkten führen, die eine Nachverbrennung erfordern.

Vorwiegend wegen des geringeren Energieaufwandes für Nachbearbeitungsschritte, Schmelzen und Sandaufbereitung ist der Energieverbrauch beim Vollformgießverfahren bedeutend geringer als beim konventionellen Gießen. Die Herstellung von Kernen mit konventionellen Formherstellungsmethoden ist im Vergleich energieintensiver als die Herstellung von Schaummodellen.

Eine Ökobilanz hat die oben genannten Umweltvorteile bestätigt und kann erweitert werden zu einer allgemein geringeren Umweltbelastung des Vollformgießverfahrens gegenüber dem Sandguss, sofern es das Gießen mit Kern-intensiven Gussstücken betrifft. Für einfache Gussstücke (z.B. Deckel) zeigt der Ökobilanzansatz, dass es keinen insgesamt überlegenen Herstellungsprozess gibt.

##### **Medienübergreifende Aspekte**

Die Technik steht für eine Verringerung des Energieverbrauchs und eine Abnahme der Formherstellungs- und Gussnachbearbeitungsschritte. Die Abgase weisen erhöhte Werte von BTEX und Formaldehyd auf, die Emissionen treten aber nur während des Gießens auf und können einfacher gesammelt und behandelt werden. Die Technik erzeugt eine geringe Menge an Restsand und Staub, der Sand kann einfach regeneriert werden (verkürzte thermische Behandlung).

Eine Ökobilanzuntersuchung des Vollformgießverfahrens (die auch Prozesse außerhalb der Gießerei berücksichtigt hat) zeigt insgesamt geringere Umweltbelastungen für Kern-intensive Gussstücke.

**Betriebsdaten**

Emissionswerte und Daten zur Produktion von Rückständen wurden in Kapitel 3.9.6.1 vorgestellt. Die Technik führt zur Produktion von weniger Rückständen, verglichen mit einer Sandgießerei gleicher Kapazität. Das Abgas benötigt intensivere Reinigung (Nachverbrennung) und nach der Reinigung sind die Emissionswerte am Abluftkamin für organische Verbindungen (BTEX und Formaldehyd) höher.

Vergleichbare Verbrauchswerte für die Herstellung eines Kompressorgehäuses bei Verwendung von Sandguss oder Vollformguss zeigt Tabelle 4.26. Es wird der Betrag an Rücklaufmaterial in die Schmelze und das geringere Gewicht des Gussstücks gezeigt. Für das Vollformverfahren ist die Menge des Formsandes viel höher, obwohl keine Kerne verwendet werden.

Materialeinsatz	Grünsand	chemisch gebundener Sand	Vollform
Gusseisen	98.0	98.0	96.1
Gießereirücklauf	30.0	30.0	38.1
Gussgewicht	68.0	68.0	58.0
Formsand	256.8	233.0	1101.4
Kernsand	122.0	150.7	n.a.
Gewicht Schaummodell und Speiser	n.a.	n.a.	0.212
alle Werte in kg n.a.: nicht anwendbar			

**Tabelle 4.26: Betriebsdaten für die Produktion eines ähnlichen Kompressorgehäuses aus Eisenguss bei Verwendung verschiedener Methoden [130, de Wilde and ten Houten, 1999]**

**Anwendbarkeit**

Diese Technik kann für die Serienproduktion von kleinen und mittelgroßen Produkten im Eisen- und Nichteisenguss angewendet werden. Die maximale Größe des Gussstücks beträgt 1000 x 1000 x 550 mm. Die Technik hat ihre größte Anwendung in der Aluminiumgießerei und hält 2 % des Aluminiumgusses.

Da die Technik grundsätzliche Änderungen beim Formherstellungsprozess und der Infrastruktur erfordert, findet sie vorwiegend bei neuen Anlagen Anwendung. Die Anwendung in bestehenden Gießereien erfordert die Umstellung des Gießereiprozesses bezüglich Formen, Gießen, Nachbearbeitung und eine Überprüfung dieser Schritte für jedes der produzierten Gussstücke. Die Einführung des Vollformgießverfahrens für ein vorgegebenes Gussstück erfordert Geld, Arbeitskraft und die notwendige Zeit und Flexibilität wie auch die Kooperation des Kunden.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Ökonomische Daten für eine Aluminium-Vollformgießanlage zeigt Tabelle 4.27. Die Investitionskosten umfassen Anlage, Installation, Einfahren und Training.

Investitionskosten	Beschreibung	EURO
Ausrüstung zur Formherstellung	Formherstellungsanlage Dampfgenerator Anlage zum Schlichten	1300000
Ausrüstung zum Gießen	automatische Gussanlage	2540000
Abgasreinigung	Trockenentstaubung, thermische Behandlung zur Regeneration	608000
Sandpräparation	Sieben, Kühlen, Transport	160000
<i>Gesamt</i>	<i>Investitionen, Anlagen, Einfahren, Training</i>	<i>4608000</i>
<b>Betriebskosten</b>		<b>€/t guten Gusses</b>
Verbrauch	EPS-Granulat, Kleber, Schlichte, Dampf, Brennstoffe	202
Gießereidetails: Aluminiumguss, 5500 t/a guten Gusses, 6864 t/a Produktion geschmolzenen Metalls		

**Tabelle 4.27: Ökonomische Daten für eine Aluminiumvollformgießerei [96, Spillner, 1997]**

**Motivation für die Implementierung**

Um den Abfall (wie beim Sandguss) zu mindern und zur Minderung des Energieverbrauchs.

**Beispielanlagen**

Verschiedene Beispielanlagen wurden aus Deutschland und Frankreich berichtet.

**Referenzliteratur**

cast iron: [130, de Wilde and ten Houten, 1999]

aluminium: [96, Spillner, 1997], [143, Inasmet and CTIF, 2002]

**4.3.4.2 Keramische Formschalen****Beschreibung**

Das Gießen mit keramischen Formschalen ist ein patentierter Prozess (Replicast®), bei dem eine Polystyrolform mit einer keramischen Schicht (2 – 3 mm Dicke), die aus Ethylsilikat und feuerfestem Sand besteht, überzogen wird. Die Schale wird mit Ammoniak gehärtet und bei 1000 °C gesintert. Das Sintern härtet die Schale und verbrennt die Polystyrolform. Das Metall wird in diese Schale gegossen.

Der Sinterofen ist mit einer Nachverbrennung zur Minderung der Emissionen ausgerüstet.

Diese Technik erlaubt nur Gussformen ohne Formteilebenen, Kerne, Formschrägen und bei geringem Speisermaterial. Das mindert nötige Nacharbeiten und Bearbeitungsvorgänge.

**Umweltentlastungseffekte**

Die Technik führt im Vergleich zum Sandguss zu einer Minimierung der Staubemissionen aus Formherstellung und Nachbearbeitung. Es entstehen keine VOC-Emissionen, da keine Gase aus der inerten Keramikform emittiert werden. Zusätzlich sind die Abfallmengen (Staub, Metall) gemindert. Die Verringerung des Speisersystems führt zu einer höheren Ausbeute von Guss pro Schmelze.

**Medienübergreifende Aspekte**

Medienübergreifende Aspekte finden keine Anwendung.

**Betriebsdaten**

Die Betriebsdaten sind vom Eigentümer der Anlage für den Guss von Ventilen im Vergleich zu einem Sandguss in Tabelle 4.28 berichtet.

Eigenschaft	Relative Gewichtsreduzierung (%)
Gewicht des endbearbeiteten Gussstücks	20 – 26
Speisermaterial	24 – 60
gegossenes Metall	24 – 50

**Tabelle 4.28: Relative Gewichtsreduzierung für den Guss von Ventilen mit keramischen Formschalen im Vergleich zum Sandguss**

[219, Castings Technology International, 2003]

**Anwendbarkeit**

Die Technik wird bei der Herstellung von Gussstücken mit hoher Oberflächengüte angewandt, für Legierungen mit niedrigem Kohlenstoffgehalt wie „ultra low carbon stainless steel“ und Nickellegierungen mit einem Endgewicht von bis zu 550 kg. Der keramische Formschalenprozess ist patentiert und kann nur in Übereinstimmung mit den Patentbedingungen genutzt werden.

**Motivation für die Implementierung**

Bestimmungen zu VOC-Emissionen und hohe Deponierungskosten für Abfälle von Reststoffen.

### Beispielanlagen

- CMS srl, Urbisaglia (I): 2 automatisierte Formlinien, Produktion von Stahlventilen bis 150 kg Endgewicht
- Saint-Gobain SEVA, Chalons-sur-Saone (F): Stahl und Superlegierungskomponenten für die Glasindustrie.

### Referenzliteratur

[110, Vito, 2001], [219, Castings Technology International, 2003]

## 4.3.5 Dauer(metall)formen (Kokillen) und Druckgussvorbereitung

### 4.3.5.1 Minimieren des Trennmittel- und Wasserverbrauchs

#### Beschreibung

Eine wässrige Lösung des Trennmittels wird auf die geöffnete Hochdruckkokille (HPDC) gesprüht, bevor sie geschlossen wird. Das erlaubt eine Kühlung und Beschichtung der Kokille. Einige einfache Prozessmaßnahmen ermöglichen die Minimierung des Trennmittelseinsatzes und des Wasserverbrauchs. Dies verhindert auch die Nebelbildung. Diese Maßnahmen sind:

- *Automatisierter Sprühprozess*: Die Verwendung von Robotern beim Sprayprozess gestattet eine sorgfältige Kontrolle der Menge des verwendeten Trennmittels und eine Anpassung der Menge an die örtlichen Bedingungen des Gussstücks.
- *Optimieren des Löslichkeitsfaktors*: Der Löslichkeitsfaktor des Trennmittels sollte so gewählt werden, dass das erforderliche Gleichgewicht zwischen Kühlung und Schicht auf der Kokille erreicht wird.
- *Anwendung der Innen-Formkühlung*: Die Kühlung kann teilweise durch eine in der Kokille verlaufende Kühlung (integrierter Wasserkreislauf) übernommen werden.

#### Umweltentlastungseffekte

Minimieren des Wasser- und Chemikalienverbrauchs. Verhinderung und/ oder Minderung von (diffusen) Emissionen

#### Medienübergreifende Aspekte

Medienübergreifende Aspekte kommen nicht zur Anwendung.

#### Anwendbarkeit

Die Technik wird in Hochdruckkokillengießereien angewandt. Die Größe der möglichen Minderung hängt von der Art des Gussstücks und den verwendeten Anlagen ab.

#### Motivation für die Implementierung

Minimieren von Verbrauchsstoffen und von Emissionen.

#### Beispielanlagen

Diese Technik wird in großen Werken mit Hochdruckkokillengießereien angewandt, z.B. bei der Herstellung von Autoteilen (Deutschland, Frankreich).

#### Referenzliteratur

[202, TWG, 2002]

### 4.3.5.2 Trennmittelanwendung bei geschlossenen Formen (Kokillen)

#### Beschreibung

Das Trennmittel wird bei geschlossenen Kokillen in verdampfter Form angewandt. Die hohe Temperatur führt zur Kondensation und Niederschlag eines Trennmittelfilms. Diese Technik ist eine Alternative zum Sprühen einer wässrigen Lösung des Trennmittels in die offene Kokille. Dadurch wird der Wasser- und Trennmittelverbrauch gemindert. Die Wirksubstanzen dieses Prozesses, z.B. um das Gussstück aus der Kokille zu bekommen, sind denen der Techniken mit

offenen Formen sehr ähnlich: Paraffinwachs, aliphatische Kohlenwasserstoffe, Polysiloxan, Polyglykol.

Das Sprühen von Wasser führt aber auch zum notwendigen Abkühlen der Oberfläche. Die alternative Technik erfordert deshalb ein verbessertes Temperaturmanagement (im Wesentlichen des Kühleffektes) durch ein internes Kühlsystem. Das kann durch die Minderung der Öltemperatur erreicht werden. Das gemeinsame Sprühen von Wasser und Trennmittel in die geschlossene Form ist dort angebracht, wo die Kokille kein thermisches Gleichgewicht durch das interne Kühlsystem allein erreichen kann.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Die Technik erlaubt eine Minderung des Verbrauchs von Wasser und Trennmittel. Das führt zu einer geringeren Menge Abwassers und geringeren Emissionen von Dämpfen mit öligen Bestandteilen. Die Wirksubstanzen des Trennmittels sind vergleichbar mit traditionellen. Emissionen aufgrund der Zersetzung des Trennmittels (und bis zum Öffnen der Kokille, um das Gussstück zu entfernen) sind deshalb in ihrer Art vergleichbar mit Techniken mit offenen Kokillen.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Die Technik erfordert erhöhte Anstrengungen beim Kühlen der Kokillen. In einfachen Fällen kann man die Öltemperatur absenken, aber für komplexere Formen kann die Anwendung eines zusätzlichen Kühlkreislaufes erforderlich sein.

#### **Betriebsdaten**

Es wurden einige Beispielanlagen aus Aluminiumgießereien berichtet. Die Sprühzeit konnte um 50 – 80 % verringert werden, der Trennmittelverbrauch um 80 % reduziert werden.

#### **Anwendbarkeit**

Die Technik kann in existierenden Anlagen angewandt werden, kann aber die Herstellung spezieller Kokillen erfordern, die einen integrierten oder angepassten Kühlkreislauf haben. Die Anwendbarkeit ist auf spezifische Druckgussstücke, Kokillen und Gussmaschinen beschränkt und verlangt die Berücksichtigung technischer Erfordernisse. Diese Technik ist keine allgemeine Alternative bei der Anwendung von Trennmittel.

#### **Motivation für die Implementierung**

Bei Gießereistrategien zur Minderung von produziertem Abwasser und des Wasserverbrauchs und von Chemikalien.

#### **Beispielanlagen**

Einige Betriebsbeispiele aus Aluminiumgießereien wurden berichtet.

#### **Referenzliteratur**

[189, Hüttenes-Albertus, 2002], [202, TWG, 2002]

## **4.4 Metallgießen**

### **4.4.1 Verbesserung der Metallausbringung**

#### **Beschreibung**

Die Metallausbringung ist definiert als Verhältnis von erschmolzenem Metall zum Gewicht der fertigen Gussstücke. Die Differenz ergibt sich aufgrund von Metallverlusten (z.B. Schmelzverluste, Metallspritzer, Schleifverluste) und Metallrückläufen (z.B. Metallmasseln, Gießkanäle, Gussausschuss). Eine Verbesserung der Metallausbringung beinhaltet eine Reduktion der Metallverluste und der Menge der Metallrückläufe.

Eine Verbesserung der Metallausbringung ist durch Einsatz einer oder mehrerer der folgenden Maßnahmen möglich:

- Effiziente Planung : angemessenes Design von Gießkanälen, Speisern, Anschnitten, Eingusstümpeln und eine optimierte Kastenausnutzung (Gußstücke/Metall, das in eine Form gegossen wird). Ein wertvolles Hilfsmittel beim Entwurf ist der Einsatz von computergestützter Simulation von Gieß- und Erstarrungsprozessen.
- Anwendung von guten Praktiken beim Schmelzen und Gießen: um Schmelzverluste, übermäßiges Gießen in Masseln und Ausschussquoten etc. zu vermindern.
- Anwendung von guten Praktiken in der Formerei und Kernherstellung: zur Reduktion von Schrott aufgrund von Mängeln bei Form- und Kernherstellungsprozessen.

**Umweltentlastungseffekte**

Erhöhung der Metallausbringung führt zu geringeren Verbräuchen an Energie, Sand und Additiven pro erzeugtem guten Guss.

**Medienübergreifende Aspekte**

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte bei dieser Technik.

**Betriebsdaten**

Tabelle 4.29 gibt Informationen über die typische Ausbringung von verschiedenen Eisengussarten. Es ist nicht möglich, eine Empfehlung für eine allgemein umzusetzende Zielausbringungsrage zu geben, da sehr viel abhängt von der jeweiligen Metallart, Gussart, den Produktionsanlagen und dem Markt, der beliefert wird. Es ist daher notwendig, dass jede Gießerei, basierend auf einer Analyse ihrer aktuellen Leistung, ihre eigenen Zielwerte setzt.

Gussart	Ausbringung (%)
schwerer Grauguss, einfache Formen	85 – 95
mittelgroße Graugussstücke, Auftragsgießerei oder Kleinserie	65 – 75
maschineller Serienguss, einfache Qualität, kleine bis mittlere Gussgröße von Grauguss; Maschinenguss und Guss von Stadtmöbeln	65 – 75
maschineller Serienguss, hohe Qualität, kleine bis mittlere Gussgröße von Grauguss; Maschinenguss, relativ einfaches Design	60 – 65
Maschineller Serienguss, hohe Qualität, kleine bis mittlere Gussgröße von Grauguss; Maschinenguss, komplexes, schweres Design mit Kernen	55 – 60
Mittelgroße Gussstücke, sphärolitisches Gusseisen, Auftragsgießerei oder Kleinserie	50 – 60
Kleine oder sehr kleine Gussstücke, Seriengrauguss	45 – 55
Maschineller Serienguss von Temperguss und kleinen Gussstücken aus sphärolitischem Gusseisen	40 – 50

**Tabelle 4.29: Typische Metallausbringungen für verschiedene Arten von Eisenguss [45, ETSU, 1990]**

Bei einer Fragebogenaktion berichteten 82 britische Gießereien ihre Metallausbringung für den Zeitraum 1981 - 1987. Die Verbesserungen in der Metallausbringung für die einzelnen Metallarten (gewichteter Durchschnitt) sind in Tabelle 4.30 dargestellt.

	Ausbringung in 1981 (%)	Ausbringung in 1987 (%)	Verbesserung der Ausbringung (%)
Grauguss	60,5	63,0	2,5
sphärolitisches Gusseisen	51,8	55,7	3,9
Temperguss	36,4	39,2	2,8

**Tabelle 4.30: Gewichtete Durchschnittsausbringung von 82 britischen Eisengießereien, 1981 - 1987 [45, ETSU, 1990]**

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen bestehenden Eisen- und Nichteisengießereien anwendbar.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Eine Verbesserung der Metallausbringung ist mit geringen Kosten durch einfache, praktikable Maßnahmen und Kontrollen möglich. Die Vorteile können sehr groß sein, da jedes Prozent Verbesserung Einsparungen im Energieverbrauch beim Schmelzen und beim Verbrauch von Sand und Chemikalien mit sich bringt.

Die Einführung von computergestützten Simulationen für Gieß- und Erstarrungsvorgänge verursacht Investitions- und Trainingskosten.

**Motivation für die Implementierung**

Optimierung der Prozesseffizienz.

**Beispielanlagen**

Im größten Teil der europäischen Gießereien sind Überlegungen zur Metallausbringung Bestandteil einer guten Betriebsführung.

**Referenzliteratur**

[45, ETSU, 1990], [140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001]

**4.5 Erfassung und Reinigung von Rauchgas, Abgas und Abluft****4.5.1 Allgemeine Grundlagen**

Diverse Prozessschritte in einer Gießerei haben das Potential, Staub, Rauchgas oder andere Gase zu erzeugen, z.B. Lagerung, Handhabung und Verarbeitung von Materialien. Techniken zur Verminderung der Luftemissionen beinhalten Vermeidung, Minimierung und Abgaserfassung.

Ofenabdichtungen (oder der Einsatz von luftdichten Öfen) in Kombination mit Prozessregelungen können eingesetzt werden, um Emissionen aus einem Prozessbereich zu vermeiden oder einzuschließen. Die Kapitel 4.5.2 – 4.5.6, die die Öfen behandeln, zeigen auf, wo Ofenabdichtungen möglich sind und wo andere Erfassungsmethoden angewendet werden können, um eine integrierte Abgaserfassung zu erzielen

Andere Methoden stehen zur Verfügung, um Emissionen, die nicht vermieden oder eingeschlossen werden können, zu erfassen. Gase und Rauchgase, die aus dem Prozess entweichen, gelangen in die Arbeitsbereiche und von dort in die Umgebung. Sie können die Gesundheit und Sicherheit von Arbeitskräften gefährden und zur Umweltbelastung durch den Prozess beitragen. Erfassungsmaßnahmen für Prozessgase werden angewendet, um diese diffusen Emissionen zu vermeiden und zu minimieren. Absaughauben sind so konzipiert, dass sie möglichst nahe an der Emissionsquelle sind, aber noch genügend Raum lassen für die betrieblichen Arbeiten. In einigen Fällen werden bewegliche Absaughauben verwendet. Bei manchen Prozessen werden Absaughauben eingesetzt, um primäre und sekundäre Emissionen zu erfassen.

Diffuse Emissionen können sehr wichtig sein, allerdings schwer zu messen und zu quantifizieren. Es können Methoden zur Abschätzung von Entlüftungsmengen oder Depositionsraten eingesetzt werden, um sie abzuschätzen. Eine verlässliche Methode, die bei der Primärkupferherstellung eingesetzt wird, zeigt, dass die Größenordnung der diffusen Emissionen wesentlicher sein kann als die der erfassten und abgeschiedenen Emissionen. Die diffusen Emissionen können das zwei- bis dreifache der Menge der erfassten Emissionen ausmachen. [155, European IPPC Bureau, 2001]

Schmelzbetrieb, Kernmacherei, Sandanlage und Gussnachbehandlung können erhebliche Emissionsquellen sein. Die emittierten Schadstoffe sind im Wesentlichen Staub (mit möglicherweise Schwermetallbestandteilen), Schwefeloxid, Kohlenmonoxid, und geruchsintensive organische Verbindungen. Tabelle 4.31 zeigt die Ergebnisse einer Studie über die in den verschiedenen Bereichen einer Eisengießerei anfallenden Schadstoffemissionen. Organische und anorganische Verbindungen sind als individuelle Schadstoffe und als Schadstoffgruppe aufgeführt.

Staubemissionen sind von spezieller Bedeutung, da die thermischen Prozesse erhebliche Mengen an Schwermetall verursachen.

Schwefeloxide		X	X		X	X	X	
Stickstoffoxide		X			X	X	X	
Kohlendioxid		X	X	X	X	X	X	
Kohlenmonoxid		X	X	X	X	X	X	
Schwefelwasserstoff					X	X	X	
Ammoniak					X	X	X	
Eisenoxide		X	X	X		X	X	X
Alkali-Metallverbindungen		X	X					
Erdalkali-Metallverbindungen		X	X	X		X		
Metalloxid-Partikel		X	X	X		X	X	X
Nichtmetallische Partikel	X	X	X		X	X	X	X
Metallisches Eisen		X						X
Zyanwasserstoff					X			
Schwefel			X					
Amine/Amide					X	X		
Dioxine		X						
Leicht flüchtige organische Verbindungen		X			X	X	X	
Säuredämpfe		X			X	X		
Lärm		X			X		X	X
Substanzen beinhalten Komponenten, mit Ausnahme da, wo Komponenten einzeln aufgeführt sind. Emissionen in die Luft können ebenso ins Wasser oder in den Boden abgegeben werden, dies hängt von der eingesetzten Abscheidetechnologie ab, z.B. über den abgeschiedenen Staub, Schlämme oder Flüssigkeiten. Einige Emissionen sind spezifisch für gewisse Bindersysteme.								

Tabelle 4.31: Studie über Luftemissionen bei verschiedenen Prozessschritten in Eisengießereien [160, UK Environment Agency, 2002]

Die Grundsätze und Techniken der Abgaserfassung und –behandlung für Gießereien sind dieselben, wie für die (Primär)Nicht-Eisenmetallindustrie, daher wird der Leser für eine volle Diskussion der Grundsätze auf das BVT-Dokument über Nicht-Eisenmetallindustrie verwiesen. Kapitel 4.5.1.3 gibt einen kurzen Überblick über die anwendbaren Techniken.

4.5.1.1 Reduktion diffuser Emissionen

Beschreibung

Diffuse Emissionen treten auf, wenn Emissionen von bestimmten Prozessquellen nicht erfasst werden. Neben den prozessbezogenen Emissionsquellen, die in Kapitel 4.5.1 genannt werden, sind mögliche Quellen für diffuse Emissionen:

- Lager (z.B. Bunker, Halden, Haufen)
- Be- und Entladen von Transportcontainern
- Materialumfüllvorgänge von einem Behälter in einen anderen (z.B. Ofen, Pfannen, Silos)
- Mischen und Härten von chemischen Bindern (organische und anorganische Emissionen)
- Formschlichte (Lösemittel)
- Materialtransportsysteme
- Rohr- und Kanalsysteme (z.B. Pumpen, Ventile, Flansche, Sammelstellen, Kanäle, Inspektionluken etc.), diese Emissionsarten sind im LVOC-BVT-Dokument ausführlich diskutiert
- schlechte Gebäudeeinhausung und Absaugung
- Umgehung von Abscheideeinrichtungen (in Luft oder Wasser)
- unfallbedingte Emissionen aus Gebäuden oder Anlagenversagen, inklusive Leckagen, z.B. bei der Sandregenerierungsanlage
- ausgelaufene Flüssigkeiten.

Um diffuse Emissionen zu minimieren, können die folgenden Techniken angewendet werden:

- Abdecken von Kübeln und Gefäßen
- Vermeidung von Lagerung im Freien oder ohne Abdeckung
- wenn eine Lagerung im Freien nicht vermieden werden kann, Besprühen oder Einsatz von Bindern, Haldenmanagement, Windbrechern, etc.
- Säuberung von Rädern und Straßen (d.h. vermeiden, dass die Verschmutzung auf Wasser oder Luft übertragen wird)
- Einsatz von geschlossenen Transportsystemen, pneumatische Förderung (zu beachten ist der höhere Energieverbrauch) und Minimierung von verschüttetem Material
- Staubsaugen in der Formerei und Gießhalle in Sandgießereien, ausgenommen Zonen in denen der Sand eine technische Funktion oder Sicherheitsfunktion, wie z. B. Gießzone, hat und mit Ausnahme von Kundengießereien mit Handformerei
- Außentüren geschlossen halten, z.B. durch automatische Türsysteme oder Klappen
- gute Betriebsführung ('Good Housekeeping'), d.h. sicherstellen, dass regelmäßige Inspektionen durch verantwortliches, hierfür abgestelltes Personal im Rahmen der guten Betriebsführung ausgeführt werden und aktualisierte Berichterstattung durchgeführt wird.

Diffuse Emissionen ins Wasser können von unterirdischen Anlagenteilen oder von defekten Beschichtungen herrühren. Diese Arten von diffusen Emissionen können durch die folgenden Maßnahmen minimiert werden:

- Anlegen und Dokumentieren der Quellen, Richtung und Ziele aller Kanalisationseinrichtungen
- Identifizierung und Dokumentierung aller unterirdischen Sumpfe und Vorratsbehälter
- Ausführung von regelmäßigen Inspektionen
- Inspektions- und Instandhaltungsprogramme für alle undurchlässigen Oberflächen und Auffangvorrichtungen
- In der Lage sein festzustellen, welche Betriebsbereichen nicht mit den folgenden Maßnahmen ausgerüstet wurden:
  - undurchlässige Oberfläche
  - Auffangvorrichtungen
  - versiegelte Baufugen
  - Verbindung zu einem versiegelten Entwässerungssystem.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Reduktion von nicht erfassten Emissionen.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

#### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Anlagen anwendbar.

### **Motivation für die Implementierung**

Die Begrenzung der diffusen Emissionen mindert die Geruchsbelästigung und die Staubemissionen für die nächste Umgebung der Anlage. Bei Anlagen in dicht besiedelten Gebieten kann die Erhaltung einer guten nachbarlichen Beziehung die Motivation für die Durchführung sein.

### **Beispielanlagen**

Staubsaugen in der Formerei und Gießhalle: wird in verschiedenen besuchten Grünsandgießereien angewendet.

### **Referenzliteratur**

[160, UK Environment Agency, 2002], [163, UK Environment Agency, 2002], [155, European IPPC Bureau, 2001]

## **4.5.1.2 Zusammenfassen mehrerer Abgasströme**

### **Beschreibung**

Um einen maximalen Nutzen aus der thermischen Auftriebskraft zu erzielen, können heiße Abgase in der minimal möglichen Anzahl von Schornsteinen zusammengefasst werden. Hierdurch kann eine große Anzahl von Schornsteinen vermieden werden. Dies ist besonders wichtig, wenn neue Anlagen konzipiert werden oder Veränderungen an bestehenden Anlagen vorgenommen werden.

### **Umwelentlastungseffekte**

Das Zusammenfassen von mehreren Abgasströmen in einem Schornstein ermöglicht die Kontrolle von Emissionen und die Erhöhung des Gesamtvolumens (der Gesamtfracht), das in die Behandlung geht, und reduziert damit die Gesamtemissionen.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

### **Anwendbarkeit**

Diese Technik kann nur bei neuen Anlagen oder bei bestehenden Anlagen im Rahmen wesentlicher Umbaumaßnahmen angewendet werden.

### **Motivation für die Implementierung**

Erhöhung der Möglichkeiten zur Messung und Kontrolle des Gießereibetriebes.

### **Beispielanlagen**

Diese Technik findet vielfach Anwendung in Europa.

### **Referenzliteratur**

[160, UK Environment Agency, 2002]

## **4.5.1.3 Abscheidetechniken**

### **Beschreibung**

Zur Reinigung des erfassten Abgases können verschiedene nasse und trockene Systeme eingesetzt werden. Die Auswahl der passenden Technik hängt von der Zusammensetzung, dem Volumenstrom und den Eigenschaften des Abgases ab. Die Auslegung der Reinigungsanlage ist wichtig. Faktoren, wie Wirkungsgrad, Eignung der Methode, Rohgasbelastung, Reingaskonzentration der abzuscheidenden Stoffe müssen berücksichtigt werden. Eine vollständige Diskussion der Arbeitsprinzipien ist im Nicht-Eisenmetall-BVT-Dokument wiedergegeben. Die folgenden Techniken werden in der Gießereiindustrie eingesetzt:

- Staub- und Partikelabscheidung:
  - Zyklone
  - Gewebe- oder Taschenfilter
  - Nasswäscher

- Gaswäschersysteme (SO<sub>2</sub>-, Cl-, Aminabscheidung):
  - Nasswäscher mit Waschtürmen, Venturiwäschern und Desintegratoren
- Ölnebelabscheider:
  - Nass-elektrostatische Abscheider
- Entfernung von CO und Organik
  - Nachverbrennung
  - Biofilter.

Für die Staub- und Partikelabscheidung werden sowohl nasse als auch trockene Systeme verwendet. Der Hauptvorteil von trockenen Verfahren ist, dass der abgeschiedene Staub trocken vorliegt, so dass er einer anschließenden Wiederverwertung zugeführt werden kann. Darüber hinaus wird die Verschmutzung nicht in ein anderes Medium übertragen, wie es bei Nasswäschern der Fall ist. Für gasförmige Verbindungen, wie SO<sub>2</sub> und Chloride sind Gewebefilter unbrauchbar, da sie nicht an der Filteroberfläche adsorbiert werden. Versuche mit Kalkeindüsung haben keine guten Ergebnisse geliefert. Nachfolgend werden die für die Staub- und Partikelabscheidung eingesetzten Systeme beschrieben:

- *Zyklone*: Wenn die richtigen Maßnahmen ergriffen werden (d.h. Verwendung von hitzebeständigem Stahl, Feuerfestmaterial), können Zyklone für die Entstaubung von heißen Abgasen (500 – 600 °C) verwendet werden. Der Wirkungsgrad ist zu gering, um Emissionswerte unter 20 mg/Nm<sup>3</sup> zu erreichen. Zyklone werden hauptsächlich zur Eliminierung von Funken vor Gewebefiltern eingesetzt. Zyklone dienen als Vorabscheider vor anderen Abscheidesystemen.
- *Multizyklone*: Die Abschiedeleistung eines Zyklon steigt mit fallendem Durchmesser. Der Einsatz von mehreren parallelen kleinen Zyklonen ermöglicht die Abscheidung kleiner Staubpartikel ohne einen starken Druckabfall über die Reinigungseinrichtung.
- *Gewebefilter*: Dieser Abscheidertyp wird wegen seines guten Wirkungsgrades und seiner geringen Emissionswerte in vielen Bereichen einer Gießerei eingesetzt. Er erzielt gute Leistungen bei der Abscheidung von Feinstaub, wie er bei Schmelzprozessen auftritt. Auch Partikel im Submikron-Bereich, wie metallische Oxide, können abgeschieden werden. Für einen optimalen Betrieb muss eine Kühlung des Abgases (T = 130 - 160 °C) und Eliminierung von Funken (mittels Zyklon) erfolgen. Bei Abgas mit einem hohen Gehalt an VOC kann (zur Reduzierung des Brandrisikos) eine Nachverbrennung eingesetzt werden. Eine Nachverbrennung als „Feuerwand“ zum Schutz für Gewebefilter wurde für einige Fälle beim Abgas von Ausschlagtrommeln berichtet. Diese Technik wird nicht allgemein angewendet, stattdessen werden Abgasströme mit hohem Staubgehalt mit Abgas mit erhöhtem VOC-Gehalt gemischt, um die Filter und Abgasleitungen davor zu bewahren zu verkleben. Bild 4.10 zeigt die Innen- und Außenansicht von Gewebefiltereinheiten.



**Bild 4.10: Gewebefiltereinheiten; Innenansicht (l.) und Außenansicht (m., r.)**  
[237, HUT, 2003]

- *Hochtemperaturfiltersysteme (unter Verwendung von keramischen Filtermedien)*: Diese sind auf dem Markt erhältlich, werden z.Z jedoch nicht in der Gießereiindustrie eingesetzt.
- *Elektrofilter (ESP)*: Diese werden in Gießereien selten zur Abgasentstaubung eingesetzt. Wegen ihrer Empfindlichkeit hinsichtlich Gasvolumenstrom, Gastemperatur und Feuchtigkeit sind sie nur für kontinuierliche Schmelzbetriebe geeignet. Sie beinhalten auch ein beachtliches Explosionsrisiko aufgrund der großen Gasvolumina, die sie enthalten. Um das Risiko zu mindern, ist häufiges Entfernen des Staubes notwendig, dies wiederum könnte ökonomisch problematisch sein. Das Hauptanwendungsfeld für Elektrofilter in Gießereien ist Öl-/Nebelabscheidung bei Abgasen von Druckgussanlagen.

Nassentstaubungsverfahren, wie Venturiwäscher und Desintegratoren, werden bei der Behandlung von Abgasen aus dem Schmelzbetrieb eingesetzt. Waschtürme werden für die Entstaubung von Abgas aus Nicht-Schmelzprozessen eingesetzt. Im Vergleich zu trockenen Systemen haben nasse Systeme den Nachteil von höheren Energieverbräuchen und höherem Instandhaltungsaufwand (Korrosion, Bakterien), außerdem führen sie zu Abwasser und Schlamm, der entsorgt werden muss. Vorteile sind dagegen: Abscheidung von wasserlöslichen Komponenten (wie SO<sub>2</sub>, Chloride), rasche Abkühlung – was die Dioxinbildung verhindert, geringe Investitionskosten und weniger Einschränkungen hinsichtlich der Eingangstemperatur.

- *Venturiwäscher*: Wasser wird ins Gas gesprüht, während es durch den Venturi strömt. Die Beschleunigung des Gases im Hals des Venturi führt zu einer intensiven Durchmischung beider Medien. Die Staubpartikel werden befeuchtet und werden schwerer, so dass sie nachfolgend in einem Zyklon oder einem anderen Abscheider abgetrennt werden können. Wenn der Gasvolumenstrom abfällt, ist der Venturi so konzipiert, dass die Erfassungsleistung erhalten bleibt.
- *Desintegratoren*: Diese so genannten dynamischen Wäscher bestehen aus einem konzentrischen Rotor und auf dem Stator befindlichen Nadeln, durch die der Abgasstrom mittels Gebläse oder durch Gebläseflügel am äußeren Ende des Rotors gedrückt wird. Ein Wasserstrahl, der in die Mitte des Rotors eingedüst wird, wird durch die Nadeln in feine Tropfen zerlegt und im Gasstrom fein verteilt. Die nassen Partikel stoßen mit den Statorwänden zusammen und sammeln sich am Boden des Desintegrators. Das System arbeitet effizient, wenn der Gasstrom reduziert wird.

Nachverbrennungen und Biofilter werden in 4.5.2 und 4.5.9 behandelt.

### **Umweltentlastungseffekte**

Reduktion von Emissionen in die Atmosphäre.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Nasswäscher führen zu Abwasser, das behandelt werden muss. Das gereinigte Abwasser kann in den Prozess zurückgeführt werden. Schlammkuchen, die bei der Abwasserbehandlung anfallen, müssen deponiert werden.

Ist der Standort einer Gießerei in einem kalten Klima (Heizperiode länger als 6 Monate), verursachen alle Steigerungen der Luftventilation einen Anstieg im Energieverbrauch, da der Arbeitsbereich mehr geheizt werden muss.

Der Einsatz aller Abscheidesysteme erfordert den Einsatz von Energie, um den Zug zum Transport des Gases durch das Abscheidesystem zu erzeugen.

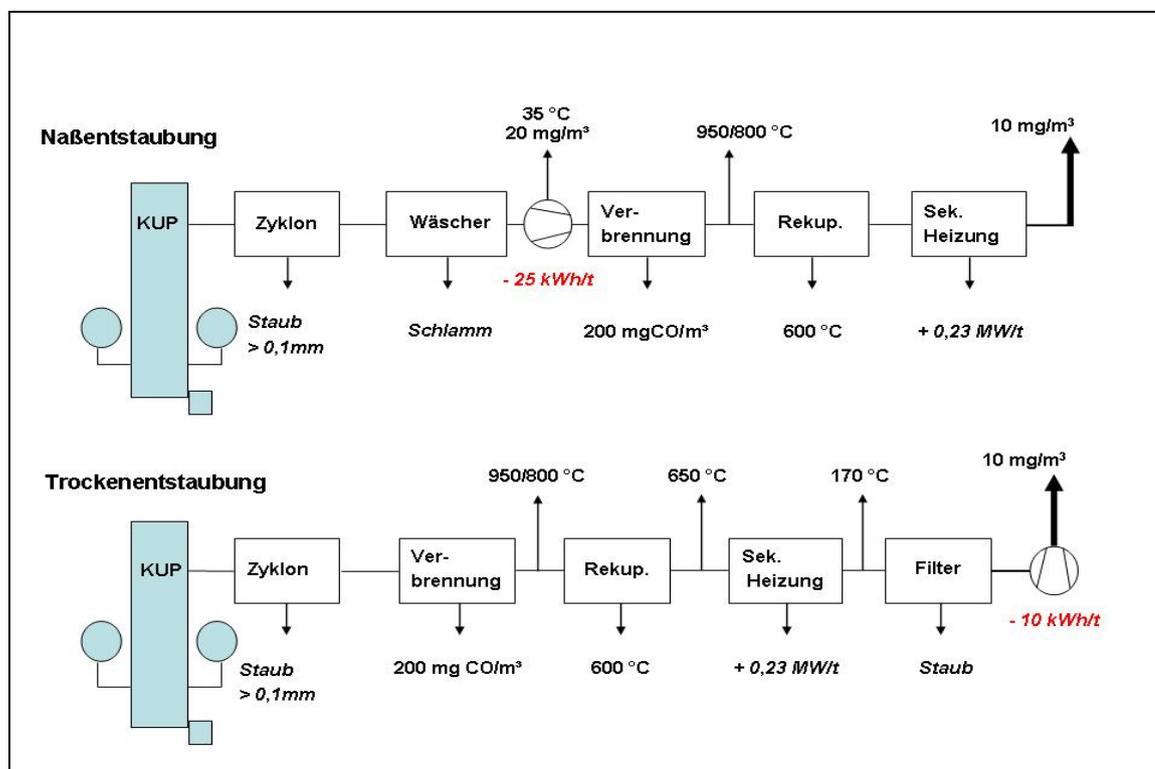
### **Betriebsdaten**

Ein Vergleich der Eigenschaften von nassen und trockenen Systemen ist in Tabelle 4.32 angegeben. In den nachfolgenden Kapiteln werden Techniken beschrieben, die für verschiedene Schmelzöfen und für verschiedene Prozessstufen spezifisch sind.

Abscheidetechnik	trockene Systeme		nasse Systeme	
	Multizyklon	Gewebefilter	Venturi	Desintegrator
Staubemissionsniveau *	100 – 200 mg/Nm <sup>3</sup>	<5 – 20 mg/Nm <sup>3</sup>	<20 – 150 mg/Nm <sup>3</sup>	<20 – 150 mg/Nm <sup>3</sup>
Investitionskosten	gering	hoch	gering	mittel
Energieverbrauch	gering	gering-mittel	hoch	hoch
Vorteile/Gründe für Auswahl	anwendbar als Vorbehandlung vor anderen Verfahren	gute Ergebnisse bei geeignetem Staub, wenn gut überwacht. Möglichkeit, den Staub in den Prozess zurückzuführen	teilweise SO <sub>2</sub> -Erfassung geringes Risiko für <i>De novo</i> -Synthese	kompakte Anlage geringes Risiko für <i>De novo</i> -Synthese
Nachteile	geringer Wirkungsgrad, wenn Volumenstrom gestört wird (Verstopfung des Verteilers durch Staub). begrenzter Wirkungsgrad für feine Partikel	Feuerrisiko, große Volumina, Verstopfung durch Kondensation	nasser Schlamm, Abwasserbehandlung, reduzierter Wirkungsgrad bei Verschleiß	höherer Energieeinsatz, Abnutzung, nasser Schlamm, Abwasserbehandlung
* Werte aus der Betriebspraxis, die über die Lebensdauer der Anlage erzielt werden können				

**Tabelle 4.32: Eigenschaften nasser und trockener Abscheidensysteme in Gießereien**  
 [110, Vito, 2001], [155, European IPPC Bureau, 2001], [202, TWG, 2002]

Bild 4.11 zeigt einen Vergleich der Betriebsbedingungen für Heißwindkupolöfen mit nasser und trockener Entstaubung. Die Hauptunterschiede sind das Temperaturprofil des Abgases und der Energieverbrauch.



**Bild 4.11: Betriebsbedingungen für nasse und trockene Abgasentstaubung bei Heißwindkupolöfen**  
 [230, CAEF, 2003]

### Anwendbarkeit

Die Anwendbarkeit der verschiedenen Abscheidesysteme wird in den folgenden Absätzen dieses Kapitels diskutiert.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Investitionskosten und Energieverbrauch für Gewebefilter und Nassabscheider sind in Tabelle 4.33 dargestellt.

Abscheidetechnik	Investitionskosten* (EUR/Nm <sup>3</sup> )	Energieverbrauch (kW/1000 Nm <sup>3</sup> )
Gewebefilter	2,5 – 5	1 – 3
Nassabscheider	1,5 – 5	1 – 3
Biofilter	7,5 – 10	

\* ausgenommen Rohre und Leitungen, aber inklusive Montage

**Tabelle 4.33: Investitionskosten und Energieverbrauchsdaten für verschiedene Abscheidesysteme** [32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [202, TWG, 2002]

### Motivation für die Implementierung

Vorschriften bezüglich Luftemissionen.

### Beispielanlagen

Diese Technik wird allgemein in europäischen Gießereien angewendet.

### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [155, European IPPC Bureau, 2001], [202, TWG, 2002]

#### 4.5.1.4 Dioxinvermeidung und -abscheidung

##### Beschreibung

Dioxine sind relevant bei thermischen Prozessen, in denen Metalle anwesend sind. Dioxine und ihre Vorläufer können in einigen Rohstoffen enthalten sein, und es besteht die Möglichkeit der *De-novo*-Synthese im Ofen oder im Abscheidesystem. Dioxine werden leicht an Feststoffen adsorbiert und können aus allen Medien als Staub, Wäscherfeststoffe und Filterstaub erfasst werden. Feldstudien haben gezeigt, dass die Bildung von Dioxin in Kupolöfen nicht in Korrelation zu einem (oder einiger weniger) Betriebsparameter gebracht werden kann. Eine Kombination von Maßnahmen ist zur Minimierung des Risikos der Dioxinbildung notwendig.

Prozessintegrierte oder Primärmaßnahmen zur Vermeidung von Dioxinmissionen beinhalten:

- Nachverbrennung der Ofenabgase im Schacht des KWK oder in der Brennkammer des HWK: Die Verbrennung von Kupolofenabgasen ist in den Kapiteln 4.5.2.2 und 4.5.2.3 vollständig beschrieben.
- kontinuierliche Temperaturüberwachung und Kontrolle in der Brennkammer des HWK ( $T > 850\text{ °C}$ ) und Maximierung der Verweildauer (vorzugsweise  $> 2\text{ s}$ )
- Einhaltung einer Feststoffkonzentration im Rekuperator von  $< 20\text{ mg/m}^3$ , dies ist bei HWK mit nasser Entstaubung möglich
- schnelle Abkühlung der staubhaltigen Ofenabgase durch den Temperaturbereich der *De-novo*-Synthese von  $250 - 450\text{ °C}$
- Vermeidung oder Minimierung von Staubablagerungen im Bereich des Weges des abkühlenden Abgases, insbesondere im Wärmetauscher, z.B. durch Einsatz von vertikalen Wärmetauscherröhren, effizientes Reinigen im Innern, Hochtemperatur-Entstaubung.
- Einschmelzen von sauberem Schrott. Diese Technik wird in Kapitel 4.1.4 beschrieben.
- Anwendung von Sauerstoffeindüsung zur Sicherstellung einer vollständigen Verbrennung. Diese Technik wird in Kapitel 4.2.1.6 beschrieben.

Obwohl Dioxine bei hohen Temperaturen (d.h. oberhalb von 850 °C) bei Anwesenheit von Sauerstoff zerstört werden, ist eine *De-novo-Synthese* bei Abkühlung des Gases durch das Rückbildungsfenster (250 – 450 °C) möglich. Dieses Fenster kann in Wärmetauschern oder Abscheidesystemen und in kühleren Teilen des Ofens, z.B. Beschickungszone, vorhanden sein. Zur Vermeidung einer *De-novo-Synthese* müssen Kühlsysteme so ausgelegt werden, dass die Verweilzeit im Temperaturfenster minimiert wird und Staubanhaftungen vermieden werden. Ein alternatives Verfahren ist die Nassentstaubung, bei der das Abgas abgeschreckt wird. Zur Sicherstellung einer vollständigen Verbrennung kann Sauerstoffeindüsung angewendet werden. Allerdings sollte ein Überschuss an Sauerstoff vermieden werden, da dieser die *De-novo-Synthese* fördern könnte.

Schwefel hilft, durch Reduzierung des molekularen Chlors die Bildung von Dioxinen zu vermeiden. Der Einsatz von Kohle mit höherem Schwefelgehalt bei Großfeuerungen hat zu geminderten PCDD/F-Konzentrationen geführt. Der Minderungseffekt ist abhängig vom S/Cl-Verhältnis, wobei das kritische Verhältnis bei 0,64 liegt. Eine weitere Erhöhung führt nicht zu weniger Dioxinen und Furanen. Der Minderungseffekt wurde bislang nicht in Gießereien nachgewiesen, könnte aber untersucht werden. [231, UNEP, 2003]

Die weite Auffächerung und Schwankung in Dioxinmissionswerten (selbst in ein und derselben Anlage) zeigt, dass Primärmaßnahmen allein wohl nicht ausreichen, um einen gleichmäßigen niedrigen Dioxinmissionswert zu erzielen. Daher können – neben den Primärmaßnahmen – die folgenden Abscheidemaßnahmen in Betracht gezogen werden:

- *Injektion von Additivpulver* in den Gasstrom, wie z.B. Aktivkohle, Herdofenkoks oder Zeolith, an deren Oberfläche Dioxin adsorbiert wird. Anschließend werden Staub und Dioxine in hocheffizienten Entstaubungsanlagen abgeschieden. Die Additive werden vor der Filteranlage in den Abgasstrom eingeblasen. Die Adsorption findet im Wesentlichen statt, während das Adsorbens am Filter anhaftet. Der Filterstaub kann zur Erhöhung des Wirkungsgrades in den Abgasstrom zurückgeführt werden. Beim Einsatz von kohlenstoffhaltigen Additiven sind spezielle Maßnahmen zur Reduktion von Feuer- und Explosionsrisiken notwendig. Der abgeschiedene Staub kann sehr hohe Dioxingehalte aufweisen und muss deponiert oder sorgfältig behandelt werden.
- *Katalytische Oxidationssysteme* stehen für die Zerstörung von Dioxinen zur Verfügung. Es werden Gewebefilter, die eine katalytische Schicht beinhalten, eingesetzt. In anderen Sektoren (z.B. Stahl, Müllverbrennung) wurde diese Technik erfolgreich eingeführt; eine Anwendung in Gießereien wird als machbar angesehen. Allerdings kann eine Entfernung der groben Staubpartikel zum Schutz vor Deaktivierung der katalytischen Schicht notwendig sein.

Diese Techniken sind je nach Anwendungsfall zu berücksichtigen. Sie können alle bei bestehenden Anlagen angewendet werden. Die Auswahl der effektivsten und ökonomischsten möglichen Technik wird von standortspezifischen Aspekten, Sicherheitsaspekten und Betriebsstabilität sowie von betriebswirtschaftlichen Faktoren abhängen.

Obwohl das Fehlen einer der fünf Dioxinbildungsbedingungen, die oben dargestellt wurden, die Dioxinsynthese behindern, ist es zur Zeit nicht möglich, Dioxinmissionen auf Basis von Betriebsparametern vorherzusagen. Der Bau eines neuen Ofens erfordert daher die sorgfältige Berücksichtigung von Primärmaßnahmen genauso, wie die Möglichkeit der Nachrüstung von Sekundärmaßnahmen im Falle von unerwartet hohen Emissionen.

#### **Umweltlastungseffekte**

Reduktion von Dioxin- und Furanmissionen in die Atmosphäre.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Die Adsorption von Dioxinen und Furanen an Aktivkohle erzeugt einen PCDD/F-haltigen Staub. Um das Explosionsrisiko im Gewebefilter zu reduzieren, kann die Zugabe von Kalk erforderlich sein. Dies erhöht die Gesamtmenge an zu deponierenden Reststoffen und begrenzt die Möglichkeit, den Filterstaub wiederzuverwerten.

### Betriebsdaten

Dioxinmessungen beim Betrieb eines Heißwindkupolofens mit Trockenentstaubung haben gezeigt, dass hohe PCDD/F-Werte (5 ngTEQ/Nm<sup>3</sup>) im Wärmetauscher auftreten. Andere Teile des Abgassystems zeigen viel geringere Werte. Reduktionsmaßnahmen sollten daher zum Ziel haben, den Kontakt zwischen Staub und Abgas in dieser Zone durch Reduzierung des Staubgehaltes oder der Verweilzeit, zu minimieren.

Ein PCDD/F-Emissionswert von 0,5 ng TEQ/Nm<sup>3</sup> kann durch Primärmaßnahmen erzielt werden. Einzelne oder eine Kombination dieser Maßnahmen können auch Werte unter 0,5 ng TEQ/Nm<sup>3</sup> erzielen. Eine deutsche Studie zeigte jedoch, dass auch ohne sekundäre Maßnahmen ein Wert von 0,1 ng TEQ/Nm<sup>3</sup> nur in wenigen Fällen und nur in geringem Maß überschritten wird. Die Betriebsdaten, wie in 3.8.2 angegeben, zeigen allerdings, dass die Werte für jede Anlage einzeln bestimmt werden müssen.

Sekundärmaßnahmen in anderen Sektoren haben bewiesen, dass eine Reduktion auf unter 0,1 ng TEQ/Nm<sup>3</sup> möglich ist.

Bei einem Abgasvolumenstrom von 8000 m<sup>3</sup>/h und einer Windeinblasrate von 3000m<sup>3</sup>/h erfordert das schnelle Abkühlen des Kupolofenabgases von 800 °C auf 150 °C eine Wassermenge von 4 m<sup>3</sup>/h.

### Anwendbarkeit

Diese Techniken werden in anderen Industriesektoren, wie Stahl, Nicht-Eisenmetallproduktion und Müllverbrennung eingesetzt. Aus technischer Sicht können sie auf Gießereiöfen mit dem Risiko der Dioxinbildung übertragen werden: Kupolöfen, Drehtrommelöfen und Elektrolichtbogenöfen, die Eisen und Stahl erschmelzen (Kapitel 3.8.2). Bei neuen und bestehenden Anlagen müssen im Einzelfall Primärmaßnahmen, wie effiziente Verbrennung, Ofendesignänderungen und Schrottqualitätskontrolle, in Betracht gezogen werden, bevor sekundäre Maßnahmen eingesetzt werden.

Die Anwendung von Additivinjektion beinhaltet den Bau eines Additivvorratssilos, eines Einblasystems und, im Falle von Kohlenstoffeinblasen, von Kontrollmechanismen zur Vermeidung von Additivanreicherung. Um Feuerrisiken zu vermeiden, kann Aktivkohle mit Kalk gemischt und nach der ersten Filtereinheit, aber vor der speziellen zweiten Filtereinheit, eingeblasen werden.

Die Anwendung von katalytischen Filtern erfordert die geringsten technischen Umbauten bei bestehenden Anlagen, da lediglich die Filter durch katalytische Filter ersetzt werden müssen.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Primärmaßnahmen erfordern keine zusätzlichen Investitionskosten. Die Betriebskosten beschränken sich auf den Verbrauch von Sauerstoff und einen höheren Preis für saubereren Schrott.

Für einen Heißwindkupolofen wurde eine Kostenabschätzung, angegeben in Tabelle 4.34, durchgeführt. Die Betriebskosten hängen von der eingedüsten Koksmenge ab und sind in Tabelle 4.35 aufgeführt. Kosten für Personal, Instandhaltung, Ersatzteile, ggf. notwendigen frühzeitigen Filteraustausch oder Installation eines anderen Filtertypes sind nicht berücksichtigt worden.

Parameter	Einheit	Wert
Volumenstrom	Nm <sup>3</sup> /h	50000
Betriebsstunden	h/a	6250
Additivpulver (Herdofenkoks)		
Preis für Additiv	EUR/t	400
Deponierungskosten	EUR/t	300
Energiekosten	EUR/kWh	0,09
Partikelgehalt		2 g/Nm <sup>3</sup> - 100 kg/h
Investitionskosten:inkl. Silo, Sicherheitsausrüstung, Rückführung, Einbau		
- Gesamtkosten	EUR	350000
- Jährliche Kosten	EUR/a	52500
Energieverbrauch	kW	10
Energiekosten	EUR/a	6000

**Tabelle 4.34: Investitionskostenabschätzung für den nachträglichen Einbau einer Kohlenstoffeindüsung bei einem HWK, [230, CAEF, 2003]**

Parameter	Einheit	Wert			
		0,2	0,3	0,4	0,5
Koksgehalt	g/Nm <sup>3</sup> feucht	0,2	0,3	0,4	0,5
Koksverbrauch	t/a	63	94	126	156
Koskosten	EUR/a	25200	37600	50400	62400
Deponierungskosten	EUR/a	18900	28200	37800	46800
Investitionskosten für Abscheidevorrichtung	EUR/a	52500	52500	52500	52500
Energiekosten	EUR/a	6000	6000	6000	6000
<b>Gesamtkosten</b>	<b>EUR/a</b>	<b>102600</b>	<b>124300</b>	<b>146700</b>	<b>167700</b>

**Tabelle 4.35: Gesamtkosten für eine nachträglich installierte Kohlenstoffeindüsung bei einem HWK [230, CAEF, 2003]**

Katalytische Gewebefilter werden bei der Müllverbrennung eingesetzt. Die Daten für die Kosten aus dieser Anwendung sind auf Basis des zu behandelnden Abgasvolumenstroms für Gießereien umgerechnet worden, allerdings ohne Betriebsparameter wie Luft-zu-Filterfläche zu berücksichtigen. Bei einer Abschreibungszeit von 5 Jahren werden die Investitions- und Betriebskosten auf EUR 0,4 – 0,5/Tonne geschmolzenes Metall bei einem HWK und auf EUR 0,9 – 1,3/Tonne geschmolzenes Metall bei einem KWK geschätzt. Diese Preisschätzungen wurden von Gewebefilterlieferanten weder bestätigt, noch widerlegt.

### Motivation für die Implementierung

Gesetzliche Regelungen, die die Dioxin- und Furanemissionen aus Metallschmelzprozessen begrenzen.

### Beispielanlagen

Reduktion durch Sauerstoffeinblasen: 3 Beispiele von Kaltwindkupolöfen in den Niederlanden

Aktivkohleinblasung: 1 Beispielanlage in Deutschland

### Referenzliteratur

[155, European IPPC Bureau, 2001], [161, UK Environment Agency, 2002], [202, TWG, 2002], [224, Helber, et al., 2000], [230, CAEF, 2003]

## 4.5.1.5 Geruchsminderung

Geruchsemissionen treten hauptsächlich bei Prozessen mit Sandbindern auf. Die tatsächlichen geruchsintensiven Pyrolyseprodukte unterscheiden sich je nach eingesetztem Bindersystem. Im Allgemeinen sind phenolische Zerfallsprodukte, d.h. Kresol und Xylol, die häufigsten Ursachen für Geruchsprobleme aufgrund ihrer sehr geringen Geruchsschwelle. Die Verteilung von Gerüchen während des Gießens, des Kühlens und des Ausschlagens beinhaltet eine Vermischung mit großen Gasvolumina, was die Erfassung und Behandlung schwierig macht. Der Einsatz von anorganischen Bindern, wie Natriumsilikat, kann die Emissionen wesentlich senken. Derzeit ist keine absolut wirksame Methode zur Eliminierung von Gerüchen in Gießereien bekannt. Eine allgemeine Methode ist eine gute Durchlüftung und eine Luftaustauschrate, die eine schnelle und effiziente Verteilung der Emissionen gewährleistet. Prozess-integrierte Maßnahmen beinhalten den Ersatz von Bindern oder Binderlösemitteln (siehe Kapitel 4.3.3.7). End-of-pipe-Techniken zielen darauf ab, Pyrolyseprodukte (siehe Kapitel 4.5.8.5) und Amine (siehe Kapitel 4.5.8.4) abzuscheiden. Diese Maßnahmen umfassen Adsorptionstechniken, Nachverbrennung, Naßwäscher und Biofilter (siehe Kapitel 4.5.8.6).

## 4.5.2 Kupolofen

### 4.5.2.1 Gaserfassung, -reinigung und- kühlung

#### Beschreibung

Die Auslegung des Emissionserfassungs- und Reinigungssystems erfolgt nach den Bedingungen während des Niederschmelzens, da diese meistens die schwierigsten Bedingungen im

Schmelzprozess darstellen. Am Ende der Schmelzkampagne ist der Ofen nicht mehr mit Chargenmaterial gefüllt. Die Gastemperaturen steigen langsam, da im Schacht keine Abkühlung durch kühles chargiertes Material mehr erfolgt. Bei Kontakt mit Sauerstoff verbrennt das CO automatisch. Die Temperaturen können daher bis zu 1200 °C und mehr erreichen. Das Abgas erfassungs- und reinigungssystem muss solchen schwierigen Bedingungen standhalten.

### **Erfassung**

Es werden zwei Systeme zur Erfassung von Gichtgas eingesetzt:

- *Obergichtabsaugung*: Die Abgase werden am Ende des Kupolofenschachtes mittels Rohrleitungen und eines Ventilators abgesaugt. Die Öffnung oberhalb der Beschickungsöffnung ermöglicht den nötigen Zustrom von Luft, damit die Ofengase nicht emittiert werden. Dieser Zustrom an zusätzlicher Luft kann ein Vielfaches des Kupolofenwindes ausmachen. Dies erhöht die Größe und die Kosten für Erfassungs- und Reinigungssysteme. Eine Verkleinerung der Chargieröffnung bringt gewisse Vorteile, ist aber begrenzt durch das Explosionsrisiko, dass sich ergibt, wenn ungenügend Sauerstoff mit den CO-haltigen Gasen des Kupolofens vermischt wird (pulsierende Verbrennung).
- *Untergichtabsaugung*: Die Kupolofengase werden durch einen Ring unterhalb der Beschickungsöffnung abgesaugt. Das Einströmen von Luft ist nicht erforderlich, da keine Gase durch die Öffnung emittiert werden können, vorausgesetzt, dass die Prozessregelung sensitiv genug ist, um trotz Schwankungen in der Windmenge richtig zu funktionieren. Zu geringe Abzugsmengen können zu Emissionen von ungereinigtem Abgas durch den Kupolofenkamin führen. Zu große Abzugsmengen können zum Eindringen von Luft führen und damit zu Verbrennung und Überhitzung der Gase (d.h. Explosionsgefahr).

### **Kühlung**

Nach der Erfassung von Emissionen kann eine Kühlung der Gase erforderlich werden je nachdem, welches Entstaubungssystem angewendet wird. Beim Heißwindbetrieb kann die bei der Kühlung zurückgewonnene Wärme zur Vorwärmung des Windes genutzt werden.

Die verschiedenen Möglichkeiten der Kühlung sind u.a.:

- *Einsatz von Kühlrohren*: Das Strömen der erfassten Gase durch lange Rohrleitungen führt zu einer Temperaturreduzierung aufgrund der natürlichen Konvektion und Strahlung. Dieses System ist einfach, erfordert jedoch viel Platz und die Abkühlung kann nicht geregelt werden (daher gibt es ein Kondensationsrisiko).
- *Einsatz von Luft/Gas-Wärmetauschern*: Kalte Umgebungsluft wird durch eine Anordnung von Röhren oder Platten geleitet, um das Gas zu kühlen. Staubablagerungen und die darausfolgende Notwendigkeit der Reinigung der Wärmetauscher führen zu einem komplexen und teuren Anlagendesign. Ein Vorteil dieses Systems ist die Möglichkeit, die erwärmte Kühlluft zu externen Heizzwecken zu verwenden. Rekuperative Heißwindkupolöfen sind mit einer Nachverbrennungseinheit und einem Wärmetauscher (Rekuperator) ausgestattet, um den Wind zu erwärmen.
- *Einsatz von Öl/Gas-Wärmetauschern*: Dieses System ähnelt dem o.g., ist aber teurer, da ein sekundäres Kühlsystem benötigt wird. Der Wärmetauscher wird üblicherweise mit einem Mineralölkreislauf gekühlt. Kühlen mit Wasser/Gas-Wärmetauschern wird nicht oder nur sehr selten durchgeführt.
- *Sättigung mit Wasser*: Hierbei wird das Gas durch die Verdampfung von eingedüstem Wasser gekühlt. Naßwäscher zeigen einen besseren Wirkungsgrad, wenn die Gase vorab in einer Sättigungskammer gekühlt werden. Beim Einsatz von Gewebefiltern ist nur eine teilweise Sättigung möglich, um ein Verkleben der Filter durch Kondensation zu verhindern. Eine gute Kontrolleinheit ist notwendig, um eine korrekte Funktion des Systems zu garantieren. Das Abkühlen der Gase hat den Vorteil, dass durch das Abschrecken das Risiko einer Dioxinbildung reduziert wird.

### **Entstaubung**

Verschiedene Typen von Entstaubungsanlagen können zur Entfernung von Partikeln aus dem Abgas eingesetzt werden. Im Allgemeinen bedeuten Nasswäscher einen geringeren Kapitalaufwand und geringeren Instandhaltungsaufwand, haben allerdings einen hohen Energiebedarf, um akzeptable Abscheideleistungen zu erbringen. Die Entfernung von Schlamm ist schwierig, und das Waschwasser

muss vor Ableitung behandelt werden. Trockene Abscheidesysteme benötigen einen höheren Kapitaleinsatz und eine bessere Kontrolle der Eingangsparameter (Temperatur, Kondensation von Wasser oder organischen Dämpfen, CO:O<sub>2</sub>-Verhältnis, Funken), benötigen aber normalerweise weniger Energie als Naßwäscher. Darüber hinaus kann trockener Kupolofenstaub in den Kupolofen zurückgeführt werden (siehe 4.9.4.2).

Sowohl Venturiwäscher als auch Desintegratoren werden bei Kupolöfen eingesetzt. Diese Systeme sind in Kapitel 4.5.1.3 beschrieben. Dem Naßwäscher wird ein Abscheider zur Trennung von in Wassertröpfchen enthaltenen Partikeln nachgeschaltet.

Hinsichtlich der trockenen Systeme können die folgenden Anmerkungen gemacht werden:

- *Multizyklone*: Diese werden oft als Grobabscheider vor Gewebefiltern eingesetzt. Sie verhindern, dass weißglühende Kokspartikel den Filter erreichen. Vorausgesetzt, dass feuerfeste Ausmauerungen und hochwertiger Stahl eingesetzt werden, können Zyklone bei hohen Temperaturen betrieben werden. Die Abscheideleistungen von Zyklonen alleine sind nicht ausreichend, um den heutigen gesetzlichen Regelungen zu genügen. Sie werden daher üblicherweise in Kombination mit anderen Entstaubersystemen eingesetzt.
- *Gewebefilter*: Diese sind ideal, wenn die Gase vor der Entstaubung verbrannt werden. Dies vermeidet Probleme mit der Ablagerung von kohlenstoffhaltigem Material und Bränden. Gewebefilter können so ausgelegt werden, dass ein guter Abscheidewirkungsgrad für metallurgische Dämpfe, wie ZnO, erzielt wird.
- *Elektrostatische Abscheider*: Diese Systeme sind in der europäischen Gießereiindustrie weniger gebräuchlich. Sie eignen sich eher für mehr oder weniger konstante Betriebsbedingungen, wie bei Langzeitkupolöfen, da sie empfindlich gegen Schwankungen in Gastemperatur, Volumenstrom und Feuchtigkeit sind. Bei der Entstaubung von mit Luft vermischten unverbrannten Gasen besteht ein Explosionsrisiko aufgrund der großen Volumina im Abscheider. Der Abscheider muss daher vor Einschalten des Stromes gespült werden.

Bild 4.12 zeigt eine schematische Darstellung eines Kaltwindkupolofens mit Wärmerückgewinnung und Gewebefilter.

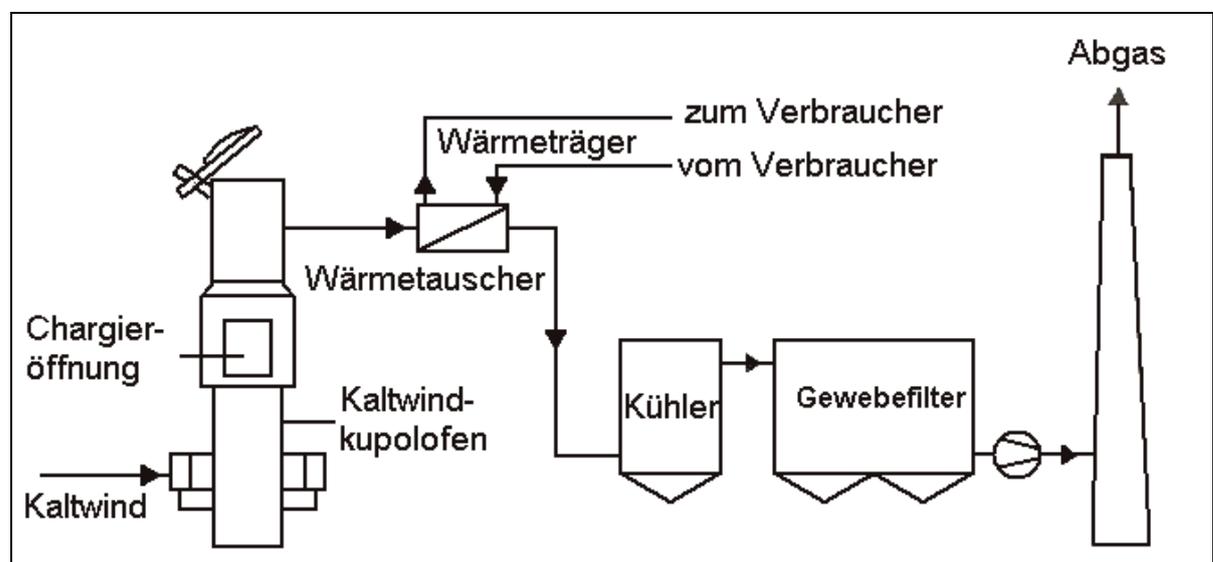


Bild 4.12: Fließbild eines Kaltwindkupolofens mit Wärmerückgewinnung, Kühlung und Gewebefilter [29, Batz, 1986]

### **Nachverbrennung**

Die Nachverbrennung von Abgas wird eingesetzt, um die Wärmerückgewinnung (chemisch als CO gebunden) zu optimieren und ein saubereres Abgas zu erzielen. Durch die Verbrennung von CO werden gleichzeitig auch alle noch vorhandenen kohlenstoffhaltigen Stoffe zu CO<sub>2</sub> und H<sub>2</sub>O oxidiert. Die erzeugte Wärme kann mittels Wärmetauscher zurückgewonnen und einem internen Nutzer zugeführt werden (z.B. Vorheizen des Windes).

Typische Anordnungen sind:

- Nachverbrennungskammer vor (Gewebefilter) oder nach (Nassfilter) der Entstaubungseinheit (vor der Untergichtabsaugung). Dies wird in Kapitel 4.5.2.2 diskutiert.
- (Erdgas-)Brenner oder kontrollierte Sauerstoffeindüsung in den Kupolofenschacht (vor der Oberlichtabsaugung). Dies wird in Kapitel 4.5.2.3 diskutiert.

Die Auslegung des Systems muss sicherstellen, dass die Temperatur des Abgases über 800 °C bleibt und dass eine ausreichende Verweilzeit, d.h. 2 Sekunden, erreicht wird, um eine vollständige Oxidation des Abgases zu gewährleisten. Die unterschiedlichen Systeme werden nachfolgend ausführlich diskutiert.

### **Umweltentlastungseffekte**

Abgaserfassung und Reinigung ist eine notwendige Maßnahme, um die Emissionen der Koksverbrennung, wie NO<sub>x</sub>, SO<sub>2</sub>, HF, PCDD/F und Staub, zu reduzieren.

Die Nachverbrennung von CO ermöglicht eine (zusätzliche) Wärmerückgewinnung aus dem Kupolofenabgas. Darüber hinaus ermöglicht sie den Einsatz von mit Öl und Fett verunreinigtem Schrott ohne zusätzliche Umweltauswirkungen und fördert damit das Recycling von Metallen. Nachverbrennung ohne Wärmerückgewinnung zeigt eine negative Umweltbilanz (siehe Medienübergreifende Aspekte).

### **Medienübergreifende Aspekte**

Entstaubungssysteme erzeugen Staubreststoffe, die deponiert werden müssen. 5 – 13 kg Staub pro Tonne flüssigen Eisens werden erzeugt. Der Staub kann in den Kupolofen zurückgeführt werden, wie in Kapitel 4.9.4.2 diskutiert. Die Eigenschaften des Staubes wurden bereits in Kapitel 3.2.2.2 aufgeführt.

Die Nachverbrennung von CO ohne Wärmerückgewinnung hat negativen Einfluss auf die Umwelt, weil leistungsstarke Brenner mit kW-Leistungen im 2-stelligen Bereich installiert werden müssen. Die Brenner verursachen Emissionen von Verbrennungsgasen und verbrauchen zusätzlichen Sauerstoff

### **Betriebsdaten**

Gewebefilter haben einen Wirkungsgrad von über 99 %. Die Staubemissionen bleiben im Tagesmittel weit unter 10 mg/Nm<sup>3</sup>. Die Summe von Pb, Zn, Cr, Cu, Mn, V, Sn, Cr, Ni, As und Cd erreicht etwa 20 % des gesamten Staubgehaltes. Die Daten, die in Tabelle 4.36 aufgelistet sind, wurden im Rahmen eines Forschungsvorhabens des deutschen Umweltbundesamtes an Produktionsanlagen erhoben. Es werden Daten für 3 Beispielanlagen angegeben. Die Daten für Heißwindkupolöfen sind in Kapitel 4.5.2.2 angegeben.

### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Kupolöfen anwendbar.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Tabelle 4.36 (siehe nächste Seite) zeigt die Emissionswerte und Betriebsdaten. Die wichtigsten Betriebskosten sind die für die Energie zur Überwindung des Druckabfalls und für das Filtermaterial.

Für einen Schmelzbetrieb mit zwei Kaltwindkupolöfen mit einer Schmelzleistung von 4,5 t/h wurden die folgenden Verkaufsangaben gemacht:

- Abscheideeinrichtung zur Behandlung von bis zu 12400 m<sup>3</sup>/h Wind, mit Verbrennungskammer für eine Temperatur von 820 °C und zur Behandlung von bis zu:
  - 1 g VOC/Nm<sup>3</sup>
  - 59.100 g CO/Nm<sup>3</sup>
- zwei Brenner für den Einsatz von Methan – Leistung des Brenners 390 kW

Installation und Anfahrt, Preis: EUR 350.000.

Geschätzte Betriebskosten für eine Produktion von 4500 Tonnen Guss, bei 5 Jahren Kreditlaufzeit plus 10 % für Energie und Instandhaltung pro Jahr: EUR 23,3/t.

	Einheiten	Anlage D		Anlage E	Anlage F
		anfänglich	nach Umbau		
Schmelzkapazität					
- geplanter Wert	t/h	7,5 – 8	12,0	6 – 7	4 – 5
- tatsächlicher Wert	t/h	7,0	11,0	5,5	3,7
Abgasvolumenstrom					
- geplanter Wert	Nm <sup>3</sup> /h	25000	30000	20000	k.A.
- tatsächlicher Wert	Nm <sup>3</sup> /h	19800	22300	17400	14300
Baujahr ohne Filter		1981	1995	1988	1985
letzter Filterwechsel		k.A.	1995	1988	1993
Datum der Maßnahme		07/1981	11/1997	03/1993	03/1993
Emissionen	mg/Nm <sup>3</sup>				
- Staub		1623 - 2674		k.A.	k.A.
- Rohgas					
- Reingas					
• Durchschnitt <sup>1</sup>		21,5	<1	3	3
• min.		18,0	<1	1	2
• max.		25,4	<1	5	4
- gasförmig <sup>2</sup>					
• SO <sub>2</sub>		288	k.A.	174	227
• NO <sub>x</sub>		43	k.A.	24	31
• C <sub>gesamt</sub>		k.A.	k.A.	22	7
• CO		700	k.A.	11890	18980
• CO <sub>2</sub>	%	7	k.A.	4,9	3,9
Schwermetall-emissionen	mg/Nm <sup>3</sup>	Roh	Rein	Reingas	k.A.
- Cd		0,0184	0,0019	0,00313 (ΣCu, Mn, Cr, V)	k.A.
- Cr		0,7287	0,0384		
- Pb		29,895	0,2952	0,00057	k.A.
- Zn		16,464	0,2862		
- Ni		0,2024	0,0077		
- As		0,7665	0,0149		
- Mo		0,2672	0,0420		
PCDD/F-Emissionen				k.A.	
- Reingas <sup>3</sup>	ngTEQ/Nm <sup>3</sup>			0,512	0,085
- Emissionsfaktor	µg TEQ/t Fe			1,620	0,330
Filterstaub					
- gesammelte Menge	kg/t Fe	6,5 Deponierung		8,2	
- PCDD/F-Gehalt	µg TEQ/kg			Wiederverwertu ng	4,850
					0,960
Filtermaterial		Polyestergewebe mit Polyamidbeschichtung	Synthetische Fasern	Polyester	Nadelgewebe
Filterreinigung		Druckluftimpuls	Mitteldruck Gegenstrom	Pneumatisch mit Druckabfallkontrolle	
Kapitalaufwand	10 <sup>3</sup> EUR	385 (1981)	370 (1995/96)	k.A.	350
Betriebskosten	EUR/Tonne guter Guss	9,8 (1982) = 3 % der Gußkosten	9,04 (1998) = 2,8 % der Gußkosten	k.A.	k.A.

<sup>1</sup> Staubdurchschnittswerte wurden auf Basis von 3 - 5 Halbstundenmesswerten bestimmt

<sup>2</sup> Die Konzentrationen von Schwefeloxiden, Stickstoffoxiden, Gesamtkohlenstoff, Kohlenmonoxid und Kohlendioxid sind die berechneten Durchschnittswerte aus kontinuierlichen Messungen über mehrere Stunden während der Probenahme für Staub und PCDD/F

<sup>3</sup> Probenahmezeit 6 Stunden

k.A.: keine Daten

**Tabelle 4.36: Betriebsdaten für Kaltwindkupolöfen mit Gewebefiltern**  
Daten aus [43, Batz, 1996] und [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Regelungen bezüglich Emissionen aus Gießereien.

**Beispielanlagen**

Die aufgeführten Techniken werden generell in europäischen Gießereien mit Kupolöfen angewendet.

**Referenzliteratur**

[29, Batz, 1986], [32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

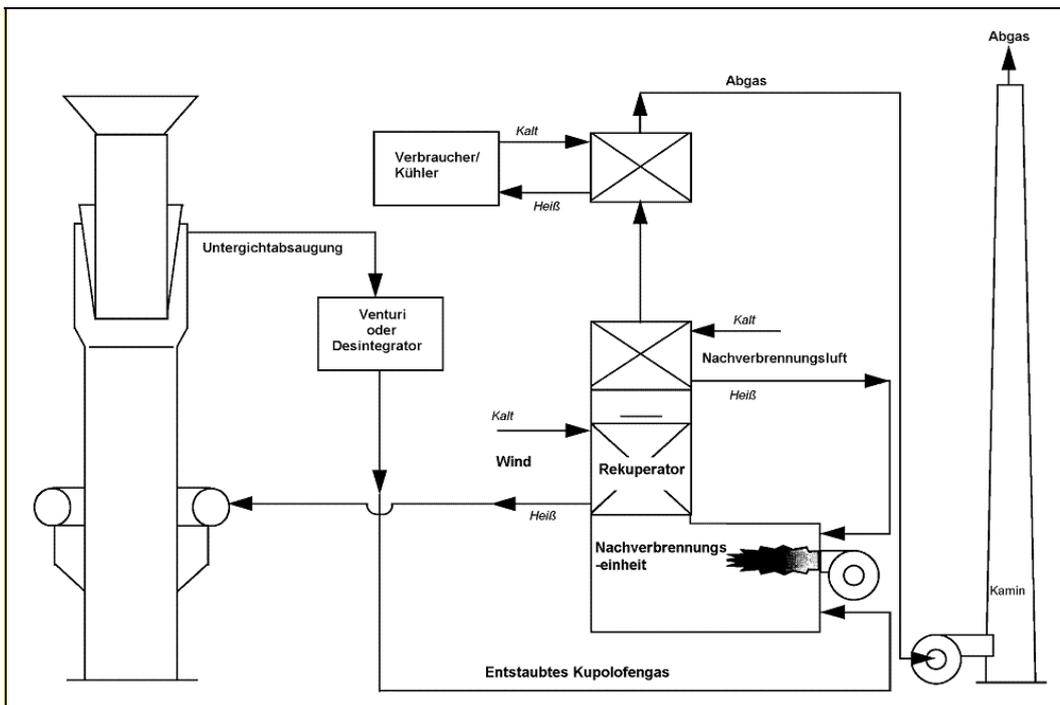
**4.5.2.2 Nachverbrennung in der Brennkammer des Heißwindkupolofens**

**Beschreibung**

Eine Nachbrennkammer mit Brenner wird hinter dem Kupolofen installiert. Normalerweise muss eine separate Nachbrennkammer mit einem Erdgasbrenner vorgeheizt werden. Ist der Kupolofen einmal in Betrieb, reicht ein kleiner Stützbrenner, um die Verbrennung aufrechtzuhalten oder die Abgase entzünden sich von selbst.

Art und Position der Kammer können je nach Prozesszusammenstellung variieren. Es existieren sowohl horizontale als auch vertikale Kammertypen.

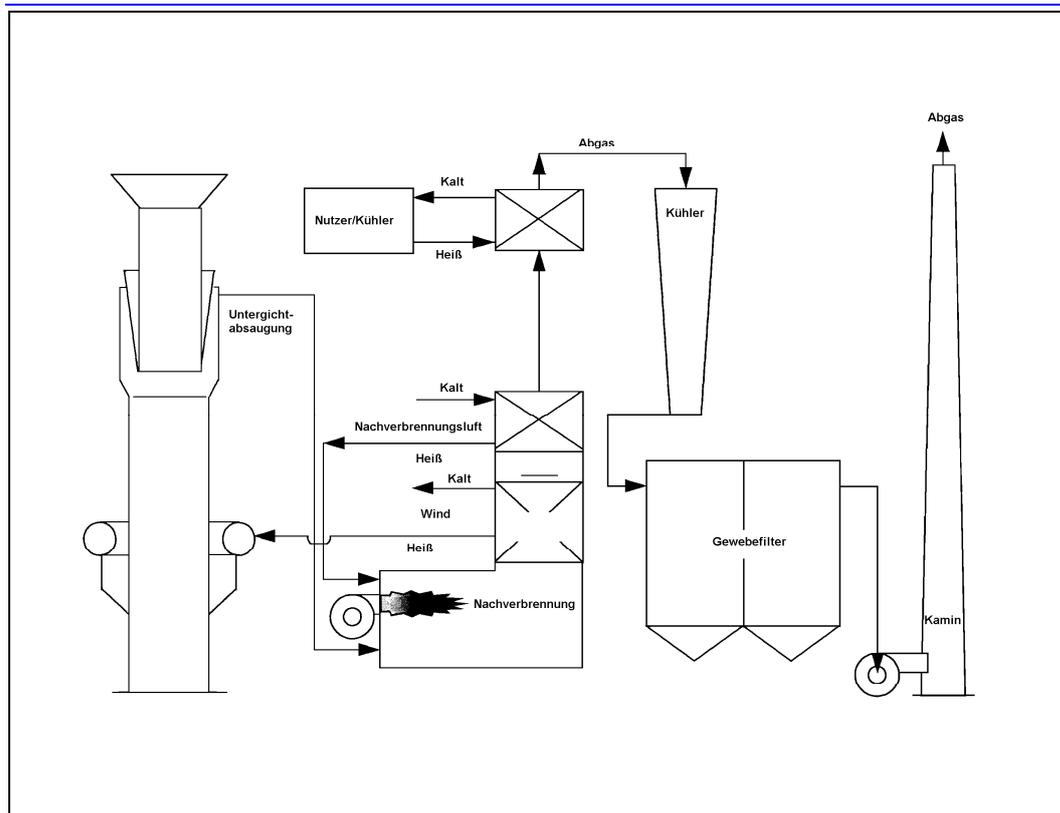
- *Heißwindkupolofen mit Rekuperator und Naßwäscher (Bild 4.13):* Bei dieser Anordnung werden die Gase vor der Verbrennung entstaubt. Dies reduziert Staubablagerungen im Rekuperator, was wiederum die Wärmeübertragung verbessert. Ein Nachteil ist der größere Energieverbrauch in der Nachbrennkammer, da die Abgase im Wäscher abgekühlt werden. Ein frühes Abkühlen der Abgase wird praktiziert, um die Entstaubungsanlagen klein zu halten.



**Bild 4.13: Heißwindkupolofen mit Rekuperator und Naßwäscher**

[32, CAEF, 1997]

- *Heißwindkupolofen mit Rekuperator und Gewebefilter (Bild 4.14):* Das heiße, staubbeladene Gichtgas wird direkt in die Nachbrennkammer geleitet. Eine genaue Prozesskontrolle ist notwendig, um ein ansintern/anbacken der Staubpartikel an den Wänden des Rekuperators, die regelmäßig gereinigt werden müssen, zu vermeiden. Die Gase müssen weiter abgekühlt werden, bevor sie in den Gewebefilter geleitet werden, da sie den Rekuperator mit 500 bis 600 °C verlassen.



**Bild 4.14: Heißwindkupolofen mit Rekuperator und Gewebefilter**  
[32, CAEF, 1997]

### Umweltentlastungseffekte

Die Nachverbrennung begrenzt die Emission von CO und eliminiert den Großteil der organischen Verbindungen. Wenn diese nicht verbrannt würden, würden sie im Staub aufgenommen oder über den Kamin emittiert werden. Darüber hinaus reduziert die Nachverbrennung das Feuerrisiko im Filter.

### Medienübergreifende Aspekte

Trockene Entstaubungsverfahren erzeugen Staub (4 – 12 kg/t flüssigen Eisens), der deponiert werden muss. Der Staub kann in den Kupolofen zurückgeführt werden. Dies wird in Abschnitt 4.9.4.2 diskutiert. Nasse Systeme erzeugen Schlamm.

### Betriebsdaten

Betriebsdaten für Heißwindkupolöfen sind in Tabelle 4.37 aufgeführt. Es werden Daten für zwei Beispielanlagen geliefert:

1. Gießerei G ist eine Gießerei mit 3-Schichtbetrieb, 5 Tage/Woche und einer Schmelzkapazität von 50 t/h. Das Abgas wird unter Gicht erfasst und in einem Rekuperator nachverbrannt. Anschließend wird das Abgas aufgeteilt. Ein Teil des Abgases wird zur Erzeugung des heißen Windes ( $T = 600\text{ °C}$ ) genutzt, der andere Teil wird in einem Dampfkessel eingesetzt. Der Dampf treibt eine Turbine, die einen Generator oder Kompressor antreibt. Die Restwärme wird zur Vorwärmung der Verbrennungsluft des Rekuperators verwendet. Anschließend wird das Abgas mittels Gewebefilter gereinigt. Eine schematische Zeichnung und weitere Diskussion der Anlage erfolgt in Abschnitt 4.7.3. Der Staub wird nach Vermischen mit Torfkoks in den Kupolofen zurückgeführt. Dies wird in Abschnitt 4.9.4.2 diskutiert.
2. Gießerei H ist eine Gießerei mit 3-Schichtbetrieb, 5 Tage/Woche und einer Schmelzkapazität von 70 t/h. Das Abgas wird unter Gicht erfasst und in einem Desintegrator gereinigt vor Nachverbrennung in einem Rekuperator. Die Wärme wird zur Vorwärmung des Windes genutzt. Vor Ableitung über den Kamin mit einer Temperatur von  $220\text{ °C}$  wird das Abgas noch einer Wärmerückgewinnung zugeführt. Eine weitere Diskussion der Wärmerückgewinnung erfolgt in Abschnitt 4.7.3. Das Abwasser wird nach Durchlaufen eines

Absetzbeckens zurückgeführt. Die im Kreislauf geführte Wassermenge beträgt 440 m<sup>3</sup>/h. Der Schlamm aus dem Absetzbecken wird vor der Deponierung mittels Filterpresse auf einen Gehalt von 50 % Trocken(fest)masse getrocknet. Ca. 80 m<sup>3</sup> Abwasser/Tag werden der kommunalen Abwasserbehandlung zugeführt.

	Einheiten	Anlage G	Anlage H
Schmelzkapazität	Tonne/h	50	50
Abgasvolumenstrom	Nm <sup>3</sup> /h	75000	55000
Heißwindtemperatur	°C	600	570
Abgasgastemperatur	°C	127	220
Baujahr der Abgasreinigung		1989	1983
Datum der Maßnahmen		10/1990	Kontrollmessung 09/1993
Emissionen	mg/Nm <sup>3</sup>		
- Staub		1300 – 4300	8000 – 20000
• Rohgas		1,1	6,1
• Reingas: Durchschnitt <sup>1</sup> maximal		1,8	7,3
- Gasförmig <sup>2</sup>		33	15,6
• SO <sub>2</sub>		44	52,5
• NO <sub>x</sub>		<5	28,6 (FID)
• C <sub>gesamt</sub>		32	<100
• CO	%	12,2	6,4
• O <sub>2</sub>			
Schwermetallemission	mg/Nm <sup>3</sup>	Reingas <sup>3</sup>	Reingas
- Cr		<0,001	<0,0022
- Cr <sub>gesamt</sub>		<0,001	k.A.
- Pb		<0,001	0,11
- Zn		<0,011	0,36
- Ni		k.A.	<0,004
PCDD/F-Emissionen <sup>1</sup>			
- Reingas <sup>4</sup>	ng TEQ/Nm <sup>3</sup>	0,048	0,003
- Emissionsfaktor	µg TEQ/Tonne Fe	0,089	0,004
Filterstaub/-schlamm		Staubrecycling	Filterkuchen zur Deponierung
- spezifische Menge	kg/Tonne Fe	4,5	5,5
- PCDD/F-Gehalt	µg TEQ/kg	0,176	1,4
Abwärmenutzung		Heißwindluft, Dampf für Stromerzeugung bis zu 3 MW elektrisch	Heißwindluft, Thermalöl für die Umwandlung von Abwärme zu Heizzwecken und zum Trocknen bis zu 21 MW
Investitionskosten	10 <sup>3</sup> DEM	26400	22700 in 1980/81
Betriebskosten	DEM/Tonne guter Guss	Siehe Daten im Text für Anlage G	Siehe Daten im Text für Anlage H
<sup>1</sup> Staubdurchschnittswerte wurden auf Basis von 5 - 6 Halbstundenmesswerten bestimmt; 2 x 2-Std. Werte für PCDD/F <sup>2</sup> Die Konzentrationen von Schwefeloxiden, Stickstoffoxiden, Gesamtkohlenstoff, Kohlenmonoxid und Kohlendioxid sind die berechneten Durchschnittswerte aus kontinuierlichen Messungen über mehrere Stunden während der Probenahme für Staub und PCDD/F. <sup>3</sup> Zur Zeit der Messungen wurde kein Staubrecycling praktiziert. <sup>4</sup> Probenahmezeit 2 Stunden k.A.: keine Daten Bemerkung: Rohgasprobenahme wurde vor dem Gewebefilter bei G und vor dem Desintegrator bei H durchgeführt, Reingasprobenahme wurde für G nach dem Gewebefilter, für H nach dem Rekuperator durchgeführt			

**Tabelle 4.37: Betriebsdaten für Heißwindkuppelöfen mit Gewebefilter und Desintegrator**  
[17, Strauß, 1983], [27, Kran, et al., 1995], [202, TWG, 2002]

Ist genügend Kohlenmonoxid in den Gasen enthalten (was meistens der Fall ist), benötigt das Verbrennen der Rauchgase in der Nachbrennkammer nicht viel Energie. Aber das ganze System zur

Behandlung des Rauchgases (Verbrennungskammer + Wärmetauscher + Filter oder Naßwäscher + Gebläse) benötigt Energie und regelmäßige Wartung. Tabelle 4.38 liefert Beispiele für den Energieverbrauch von Heißwindkupolöfen.

Stundenrate des Kupolofens <sup>7</sup>	Entstaubungsart	Gasverbrauch für die Brennkammer (kWh/t chargiert)	Stromverbrauch für Abgasbehandlung (kWh/t chargiert)
12	Filter	59	46
12	Filter	124	72
26	Filter	42	k.A.
17	Elektrofilter (nass)	16	38

**Tabelle 4.38: Energieverbräuche von Heißwindkupolöfen**

### Anwendbarkeit

Während der Planungsphase muss erhebliche Sorgfalt darauf verwendet werden, den Gesamtvolumenstrom der Abgase, die behandelt werden müssen, zu minimieren. Die Aufnahme von Verbrennungsluft muss strikt beschränkt werden. Aus diesem Grund wird bei Untergichtabsaugung immer eine separate Verbrennungskammer installiert.

Aus ökonomischen Gründen (siehe unten) wird die Nachverbrennung nur bei Heißwindkupolöfen eingesetzt.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Der große Energieverbrauch einer Nachverbrennung<sup>8</sup> ist ökonomisch nur vertretbar, wenn die entstehende Wärme des Abgases genutzt werden kann, wie es beim rekuperativen Heißwindkupolofen der Fall ist. Allerdings ist eine Umstellung von Kaltwind- auf Heißwindkupolofen nur zum Zwecke der Gasverbrennung in einigen Situationen ökonomisch nicht sinnvoll. Heißwindkupolöfen, vorzugsweise in der Langzeitausführung, benötigen höhere Investitionskosten und werden nur bei Produktionsraten von 10 Tonnen Fe/h oder mehr eingesetzt. In kleineren Gießereien können sie nicht die optimale Wahl sein.

Tabelle 4.37 liefert ökonomische Daten für die Beispielanlagen. Für Gießerei G sind die Investitionskosten für einen Heißwindkupolofen mit Gewebefilter und weitreichender Wärmerückgewinnung angegeben. Die Betriebskosten für 1994 (nach Umrüstung des Schmelzbetriebes) waren 25 % geringer als die für 1985, d.h. mit dem alten Schmelzofen. Für Gießerei H sind die Investitionskosten für 1980 - 1981 angegeben. Nach der Umrüstung sanken die Betriebskosten um 2 %/Tonne flüssigen Eisens.

### Motivation für die Implementierung

Emissionsgrenzwerte und kontinuierliche Überwachung von CO-Emissionen und Emissionsgrenzwerte für organische Verbindungen.

### Beispielanlagen

Diese Technik findet allgemein Anwendung bei HWKs in Europa.

### Referenzliteratur

[17, Strauß, 1983], [27, Kran, et al., 1995], [32, CAEF, 1997], [157, Godinot, et al., 1999], [202, TWG, 2002]

#### 4.5.2.3 Nachverbrennung im Schacht des Kupolofens

##### Beschreibung

Die Gase werden durch Eindüsen von Luft in den oberen Teil der Chargierung oder über der Chargierung verbrannt. Die Luftzufuhr ist so eingestellt, dass die Abgase sich aufgrund ihres CO-

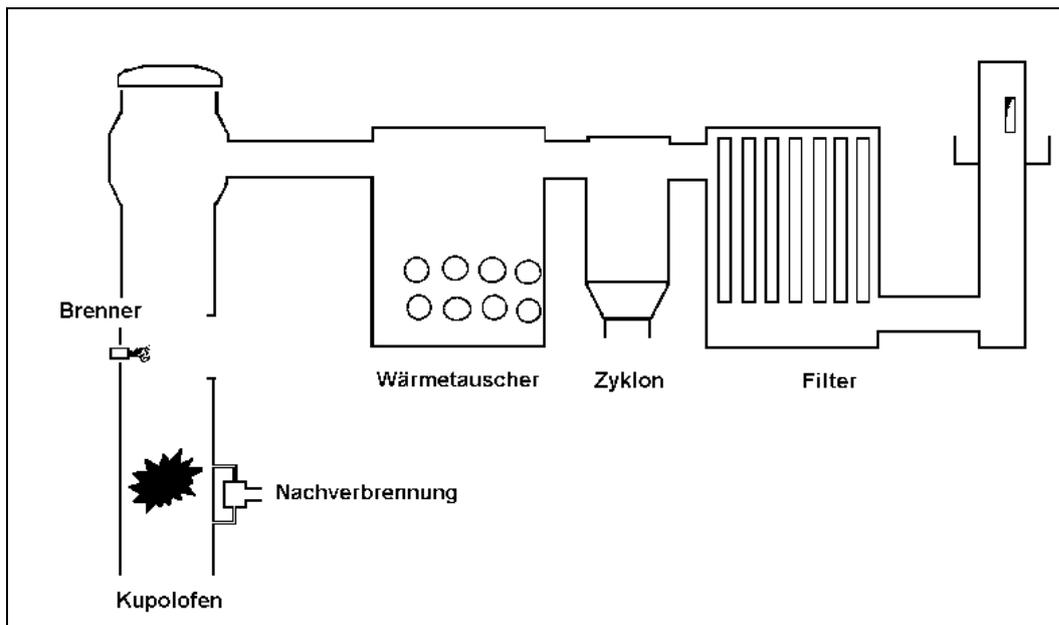
<sup>7</sup> Anmerkung des Übersetzers: wahrscheinlich ist gemeint Schmelzleistung des Ofens in Tonne pro Stunde

<sup>8</sup> Anmerkung des Übersetzers: unter Betriebsdaten ist angemerkt, dass i.A. ausreichend Kohlenmonoxid für eine wenig Energie verbrauchende Nachverbrennung vorhanden ist.

Gehaltes und ihrer Temperatur spontan selbst entzünden. Die Einblasdüsen können auf einer oder zwei Ebenen positioniert sein. Die Aufteilung der Luftzufuhr auf die verschiedenen Ebenen, die Wahl des Durchmessers und die Position der Düsen basieren auf Erfahrungswerten. Das Ziel einer Optimierung ist, das CO zu verbrennen ohne den Koks zu entzünden. Der Zug zieht ebenfalls Luft durch die Chargieröffnung. Dieser Luftüberschuß ermöglicht die vollständige Verbrennung von CO.

Ein Stützbrenner kann zum Erhalt der Flamme installiert werden. Bei sehr geringer Kokschargierung (d.h.  $<6 - 8\%$ ) ist diese Vorsorgemaßnahme notwendig.

Die Nachverbrennung der Abgase muss beim Einsatz von Gewebefiltern mit einer Gaskühlung kombiniert werden. Bei Heißwindkupolöfen wird diese Kühlung mit der Vorwärmung des Windes verbunden. Bei Kaltwindkupolöfen kann eine schnelle Abkühlung mittels Wassereindüsung in den Ofenschacht erfolgen. Alternativ kann ein (Abgas/Luft)Wärmetauscher genutzt werden. Dies ist in Bild 4.15 dargestellt.



**Bild 4.15: Prinzip der Nachverbrennung und Abgaskühlung bei Kaltwindkupolöfen**  
[157, Godinot, et al., 1999]

Die Installation einer Nachverbrennung bei einem Kaltwindkupolofen kann mit einer vollen Umrüstung auf Heißwindbetrieb verbunden werden. Im Allgemeinen basiert eine solche Umrüstungsentscheidung auf betrieblichen Überlegungen. Die charakteristischen Eigenschaften von Heißwind- und Langzeitkupolöfen werden in Abschnitt 2.4.1 diskutiert.

### Umweltentlastungseffekte

Die Nachverbrennung begrenzt die Emission von CO und eliminiert den Großteil der organischen Verbindungen. Wenn diese nicht verbrannt würden, würden sie im Staub aufgenommen oder über den Kamin emittiert werden. Darüber hinaus reduziert die Nachverbrennung das Feuerrisiko im Filter.

Diese Technik ist bekannt dafür, unter bestimmten Umständen das Explosionsrisiko zu senken. Die positiven Umweltauswirkungen beschränken sich auf die Fälle, bei denen das Abgas die meiste Zeit automatisch verbrennt. Anderenfalls hebt der Energieverbrauch die CO Reduktion auf.

### Medienübergreifende Aspekte

Wenn die Kupolofenabgase sich nicht spontan entzünden, ist die Installation von Zünd- oder Stützbrennern notwendig. Diese verursachen einen erheblichen Energieverbrauch und einen Anstieg des Gesamtabgasvolumens.

### Betriebsdaten

Zwei Konfigurationen von Nachverbrennung im Schacht und Kühlung bei Kaltwindkupolöfen wurden von CTIF im industriellen Maßstab untersucht und verglichen. Kupolofen I war mit einer Wassereindüsung in den Schacht, einem Zyklon und einem Gewebefilter ausgerüstet; Kupolofen J mit Gas/Luft-Wärmetauscher, einem Zyklon und einem Gewebefilter. Die Betriebsdaten sind in Tabelle 4.39 angegeben. Die Ergebnisse der Messungen und Hinweis auf die relevante Gesetzgebung sind in Tabelle 4.40 angegeben.

Parameter	Einheiten	Gießerei I	Gießerei J
Schmelzkapazität	Tonne/h	10,3	9,2
primärer + sekundärer Luftvolumenstrom	Nm <sup>3</sup> /h	7389	6484
Luftvolumenstrom der Nachverbrennung	Nm <sup>3</sup> /h	2372	1549
Wasserverbrauch	l/h	2678	
Abgasvolumenstrom (Kamin)	Nm <sup>3</sup> /h	26780	39179
Verweildauer von Verbrennung bis Gewebefilter	s	10,5	12,3
Verweildauer Kühlung	s	<1,7	6,01
Gesamtwirkungsgrad der CO-Verbrennung	%	66	96,5

**Tabelle 4.39: Betriebsdaten von zwei Beispiel-Anlagenkonfigurationen mit Nachverbrennung und Wasserkühlung (I) und mit Luftkühlung (J)**  
[157, Godinot, et al., 1999]

Verbindung	Gießerei I		Gießerei J		Verordnung vom 02.02.1998	
	Analyse	Massenstrom	Analyse	Massenstrom	Grenzwert	Schwellenwert für die Anwendung *
Staub	1,7 – 2,8 mg/Nm <sup>3</sup> 3 – 5 g/t	0,04 – 0,07 kg/h	1 mg/Nm <sup>3</sup> 34 g/h		100 mg/Nm <sup>3</sup> 200 g/t	<1 kg/h Schmelzleistung = 8 Tonnen/h
CO	450 Nm <sup>3</sup> /h	560 kg/h	35 Nm <sup>3</sup> /h	44 kg/h		50 kg/h
HCl	22 mg/Nm <sup>3</sup>	0,4 kg/h	9,2 mg/Nm <sup>3</sup>	0,35 kg/h	50 mg/Nm <sup>3</sup>	1 kg/h
HF	13 mg/Nm <sup>3</sup>	0,24 kg/h	4,8 mg/Nm <sup>3</sup>	0,18 kg/h	5 mg/Nm <sup>3</sup>	0,5 kg/h
HCN	<0,007 mg/Nm <sup>3</sup>	0,13 g/h	<0,01 mg/Nm <sup>3</sup>	0,38 kg/h	5 mg/Nm <sup>3</sup>	50 g/h
NH <sub>3</sub>	0,61 mg/Nm <sup>3</sup>	12 g/h	0,10 mg/Nm <sup>3</sup>	3,8 g/h	50 mg/Nm <sup>3</sup>	100 g/h
NO <sub>x</sub>	9 mg/Nm <sup>3</sup>	0,17 kg/h	15 mg/Nm <sup>3</sup>	0,57 kg/h	500 mg/Nm <sup>3</sup>	25 kg/h
VOC ohne Methan	13 mg/Nm <sup>3</sup>	0,25 kg/h	6 mg/Nm <sup>3</sup>	0,23 kg/h	110 mg/Nm <sup>3</sup>	2 kg/h

\*: Wenn der Massenstrom unter dem Schwellenwert liegt, darf der Messwert den Grenzwert überschreiten.

**Tabelle 4.40: Analysenergebnisse und anwendbare (französische) Grenzwerte für Nachverbrennung in Kaltwindkupolöfen mit Wasserkühlung (I) und mit Luftkühlung (J) des Abgases**  
[157, Godinot, et al., 1999]

Die Kühlung mittels Wassereindüsung erzielt einen Wirkungsgrad für die CO-Zerstörung von 66 % und ermöglicht die Einhaltung der relevanten Gesetzgebung. Die Abgaskühlung mittels Wärmetauscher erzielt einen besseren Wirkungsgrad (98 %). Für eine Diskussion des Themas: Kühlung siehe Kapitel 4.5.2.1.

### Anwendbarkeit

Eine Umstellung des Abgassystems von Übergicht- zu Untergichtabsaugung ist in den meisten Fällen unmöglich. Eine Nachverbrennung der Abgase im Ofenschacht ist für Kupolöfen mit Übergichtabsaugung die besser machbare Lösung.

Aus ökonomischen Gründen wurde eine Anwendung von Nachverbrennung bislang meistens bei Heißwindkupolöfen durchgeführt. Allerdings wurde inzwischen ein Nachverbrennungssystem für Kaltwindkupolöfen entwickelt ohne die Komplexität einer Heißwindinstallation. Dieses System ist momentan in Frankreich in Betrieb. Also ist die ‚Nachverbrennung im Schacht‘ für Heißwind- und Kaltwindkupolöfen anwendbar.

In der Tschechischen Republik wurde die ganze Bandbreite von Kaltwindkupolofeninstallationen auf die Anwendbarkeit der Nachverbrennung im Schacht hin untersucht. Die spontane Entzündung war in keiner der Anordnungen über die gesamte Schmelzzeit gegeben. In allen Fällen mussten Zündbrenner mit erheblicher Leistung installiert werden, und das Emissionsvolumen der Kupolöfen stieg an.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Der hohe Energieverbrauch der Nachverbrennung muss gegen die Vorteile abgewogen werden. Beim Heißwindbetrieb kann die Abgaswärme wiederverwertet werden, was die Investition vertretbarer macht.

Der große Energieverbrauch einer Nachverbrennung ist ökonomisch nur vertretbar, wenn die entstehende Wärme des Abgases genutzt werden kann, wie es beim rekuperativen Heißwindkupolofen der Fall ist. Allerdings ist eine Umstellung von Kaltwind- auf Heißwindkupolöfen nur zum Zwecke der Gasverbrennung nicht möglich. Heißwindkupolöfen, vorzugsweise in der Langzeitausführung, benötigen höhere Investitionskosten und werden nur bei Produktionsraten von 10 Tonnen Fe/h oder mehr eingesetzt. In kleineren Gießereien kann diese Produktionstechnik nicht die optimale Wahl sein.

Die Investitionskosten für einen Kaltwindkupolofen mit Sekundärwindbetrieb mit einem inneren Durchmesser von 850 mm, der 4,5 Tonnen pro Stunde, 10 Stunden am Tag, 5 Tage die Woche produziert, liegt in der Größenordnung von EUR 300.000.

### Motivation für die Implementierung

Emissionsgrenzwerte und kontinuierliche Überwachung von CO-Emissionen und Emissionsgrenzwerte für organische Verbindungen.

### Beispielanlagen

Diese Technik wurde für 2 Beispielanlagen in Frankreich berichtet.

### Referenzliteratur

Heißwind: [150, ETSU, 1998], [202, TWG, 2002]

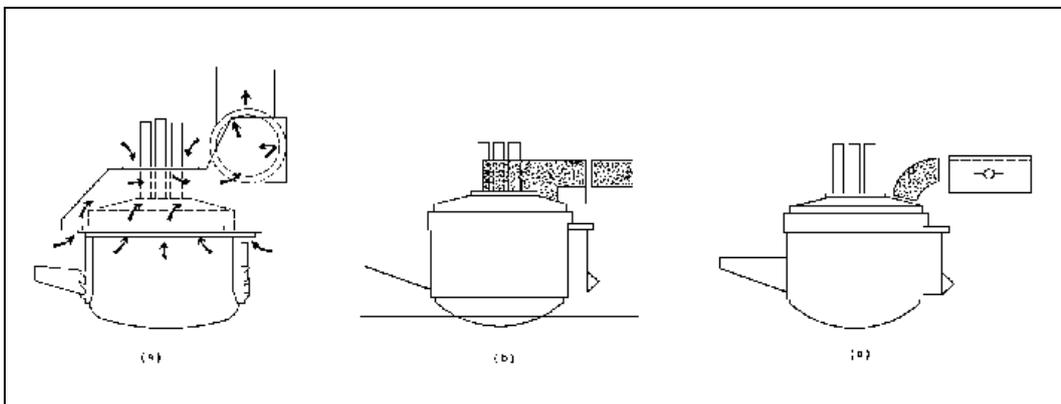
Kaltwind: [157, Godinot, et al., 1999], [202, TWG, 2002]

## 4.5.3 Elektrolichtbogenofen (ELO)

### 4.5.3.1 Abgas erfassung

#### Beschreibung

Staubpartikel aus ELO sind sehr feinkörnig und schwer zu erfassen. Die Erfassung von Rauch und Staub ist die schwierigste Aufgabe bei der Installation einer Staubabscheidung bei einem Elektrolichtbogenofen. Es gibt verschiedene Methoden, die ihre jeweiligen Vor- und Nachteile haben. Bild 4.16 zeigt die Funktionsprinzipien von Deckelabsaughauben, Seitenabzugshauben und Absaugung über das vierte Deckelloch.



**Bild 4.16:** Prinzipbilder von (a) Deckelabsaugung, (b) Seitenabzugshauben und (c) Direktabsaugung über das vierte Deckelloch.

[173, Huelsen, 1985]

- *Deckelabsaughauben*: Die Haube ist fest auf dem Ofendeckel installiert und erfasst die Rauchgase, die durch den Spalt zwischen Ofenmantel und Deckel entweichen. Zusätzlich werden die Emissionen an der Arbeitsöffnung und vom Abstichloch erfasst. Absaughauben auf dem Ofendeckel sind schwer und werden durch die Hitze zerstört. Wenn sie auf einem bestehenden ELO montiert werden, können Probleme durch die erhöhte Belastung der Deckelhebeeinrichtung und des Rotationsmechanismus auftreten. Typische Absaugraten sind bei diesem System 7.500 bis 15.000 Nm<sup>3</sup>/Tonne
- *Seitenabzugshauben*: Die Abzugshaube ist auf dem Ofendeckel montiert und sammelt die Rauchgase, die durch die Elektrodenlöcher (Anschlüsse) entweichen. Ventilatoren lenken den Luftstrom zur Haube. Zusätzlich werden Absaughauben über der Arbeitsöffnung und dem Abstichloch verwendet, um die Emissionen an diesen Stellen zu erfassen. Hierbei sind höhere Absaugvolumina erforderlich als bei Deckelabsaughauben, da große Abzugsgeschwindigkeiten notwendig sind, um die Rauchgase zu erfassen. Es sind einige Emissionen von Schadstoffen in die Werkshalle zu erwarten, wenn keine geschlossene Versiegelung aufrechterhalten wird. Es wurde berichtet, dass Seitenabzugshauben den Elektrodenverbrauch steigern.
- *Absaughauben*: Eine große Absaughaube wird über dem gesamten Ofen und über dem Chargiersystem installiert. Dies führt zu einem großen Zwischenraum zwischen Ofen und Absaugsystem und macht die Erfassung von Rauch und Staub auch bei großen Absaugraten schwierig. Querströmungen können die Wirksamkeit der Erfassung ernsthaft stören. Diese Nachteile machen den Einsatz dieses Systems unattraktiv.
- *Direktofenabsaugung oder 'Viertes Deckelloch'-Absaugung*: Die Abgase werden durch eine wassergekühlte oder feuerfest ausgemauerte Leitung, die am vierten Deckelloch anschließt, erfasst. Umgebungsluft wird durch ein Verbindungsstück in der Rohrleitung angesaugt und liefert genug Sauerstoff, um das CO-Gas im unverdünnten, heißen Abgas zu verbrennen. Dies verhindert Explosionen im Entstaubungssystem. Die Abmessungen der Brennkammer sind wichtig, um eine ausreichende Verbrennung während aller Phasen des Schmelzyklus sicherzustellen. Das verbrannte Gas (900 °C) wird nachfolgend durch Verdünnung mit Umgebungsluft, Wassereindüsung, Wärmetauscher (Wassermantel) oder durch eine verlängerte Rohrleitung gekühlt. Die Kühlung ist notwendig, um die Entstaubungseinrichtung zu schützen. Der Einsatz von Druckkontrollsystemen im Ofen ermöglicht ein relativ geringes Absaugvolumen von 2000 bis 4000 Nm<sup>3</sup>/Tonne. Der Elektrodenverbrauch ist aufgrund von Oxidationseffekten im Allgemeinen höher.
- *Teileinhausung des Ofens*: Mobile oder feststehende Einhausungen werden um den Ofen und die Abstichzone installiert. Mobile Einhausungen werden zurückgefahren, um Chargierung und Abstich zu ermöglichen. Feste Einhausungen haben hierfür bewegliche Dächer oder Seitenwände. Das Abgas wird durch eine Hauptabgasleitung im oberen Teil der Einhausung, unterstützt durch Ventilatoren, abgesaugt. Mit diesen Erfassungssystemen sind Wirkungsgrade von bis zu 98 % möglich.
- *Kompletteinhausung*: Dieses System besteht aus einem großen festen Evakuierungsraum, der den Schmelzofen und die Pfannengrube umgibt. Die Einhausung ist mit beweglichen Dächern und/oder Seitenwänden ausgestattet, um das Chargieren und den Abstich zu ermöglichen. Diese können mit Luftvorhängen ausgestattet sein, um die Gasverluste zu reduzieren. Der Nachteil dieses Systems sind die hohen Temperaturen und der Lärm innerhalb der Einhausung. Die Vorteile sind allerdings geringe Lärmwerte außerhalb und geringe Energieverbräuche. Der Energieeinsatz wird auf 30 bis 50 % geringer als für Absaughauben geschätzt.

#### **Umweltbelastungseffekte**

Die Erfassung des Abgases ermöglicht die kontrollierte Abführung und Behandlung des Abgasstromes und führt so zu einer Minimierung der diffusen Emissionen und der gefassten Emissionen.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Die Erfassung von Abgasen erhöht den Energieverbrauch. Da ebenfalls die Reinigung des Abgases ermöglicht wird, erzeugt diese Maßnahme auch Staub, der deponiert oder wiederverwertet werden muss.

### Betriebsdaten

Tabelle 4.41 liefert typische Abgasvolumenströme und Abscheidewirkungsgrade für verschiedene Erfassungssysteme.

	Abgasvolumenstrom bei gegebener Ofenkapazität			Wirkungsgrad der Entstaubung (%)	
	3,9 t/h	9,1 t/h	22,7 t/h	Bereich	Typisches Maximum
Seitenabzug	12,9	19,8	50,00	90 – 100	99
Deckelabsaughauben	7,7	11,9	30,00	95 – 100	99
Direktabsaugung	3,2	5,0	12,5	90 – 100	99
Einhausung			35 – 42		

**Tabelle 4.41: Typische Abgasvolumenströme (in m<sup>3</sup>/s) und Wirkungsgrad der Entstaubung bei ELO-Abgaserfassungssystemen, [173, Huelsen, 1985]**

In einer polnischen Gießerei führte die Installation einer Kompletteinhausung bei zwei ELOs mit einer Kapazität von jeweils 8,5 Tonnen zu einer Reduzierung des Lärmpegels von 91 dBA auf weniger als 85 dBA.

### Anwendbarkeit

Die oben aufgeführten Techniken sind für alle neuen und bestehenden ELO mit folgenden Einschränkungen anwendbar:

- Bei der Installation von Deckelabsaugungen bei bestehenden Öfen können Probleme durch eine höhere Belastung durch Deckelhebeeinrichtung und Rotationsmechanismus auftreten.
- Direktabsaugung über das vierte Deckelloch ist auf große Elektrolichtbogenöfen beschränkt, da der Deckel groß genug sein muss für ein viertes Loch, ohne dass die Stabilität herabgesetzt wird. Die Technik ist nicht für das Erschmelzen von Eisen geeignet, da durch die einströmende Frischluft eine erhöhte Oxidation des Kohlenstoffes stattfindet.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Konstruktion und Einbau einer Einhausung bei zwei EAFs mit einer Kapazität von jeweils 8,5 Tonnen führte zu Investitionskosten von EUR 275000 (1996er Preise) ohne die Kosten für die Aufrüstung der Rohrleitungen und die Filtereinheit.

### Motivation für die Implementierung

Vorsorgemaßnahme zum Arbeitsschutz. Sie ermöglicht die Anwendung von Abgasreinigungsmaßnahmen.

### Beispielanlagen

Einhausung („Doghouse“): Metalodlew Foundry, Krakow (PL)

Abgaserfassung: Metso Lokomo Steels und Sulzer Pumps Karhula Foundry (FIN)

### Referenzliteratur

[29, Batz, 1986], [32, CAEF, 1997], [173, Huelsen, 1985], [199, Metalodlew s.a., 2002]

#### 4.5.3.2 Abgasreinigung

##### Beschreibung

Abgasreinigungssysteme für ELO müssen sehr effizient sein, da die Partikelgröße klein ist. Gewebefilter zur Entstaubung sind weit verbreitet. Venturiwäscher oder Desintegratoren werden wegen ihres höheren Energiebedarfs, wegen der Notwendigkeit einer Wasserbehandlung und der Notwendigkeit, nassen Filterschlamm zu entsorgen oder zu verwerten, weniger eingesetzt. Gewebefilter werden weitestgehend Elektrofiltern vorgezogen wegen der großen Schwankungen der Abgastemperatur und der Partikelkonzentration.

Wenn Gewebefilter eingesetzt werden, müssen gewisse Vorsorgemaßnahmen, wie in Abschnitt 4.5.1.3 beschrieben, ergriffen werden, um das Filtermaterial zu schützen. Diese beinhalten:

- Einsatz von Hochtemperaturzyklonen oder -multizyklonen
- Einsatz von Gaskühlungseinrichtungen. Hierbei werden die Abgase durch Verdünnung mit Umgebungsluft, Wassereindüsung (Abschrecken), Wärmetauscher oder lange Rohrleitungen

gekühlt. Wassereindüsung hat den speziellen Vorteil, dass durch das schnelle Abkühlen der Abgase eine erneute Bildung von nur teilweise verbrannten organischen Verbindungen vermieden wird und führt somit zu geringeren Emissionen. Das Kühlsystem braucht ein effektives Kontrollsystem, um zu verhindern, dass zu heiße Gase in den Gewebefilter gelangen.

### Umweltentlastungseffekte

Reduktion der Partikelemissionen aus ELO.

### Medienübergreifende Aspekte

Die Anwendung von nassen Entstaubungstechniken führt zu einem höheren Energieverbrauch, der Notwendigkeit einer Abwasserbehandlung vor Ableitung und zur Notwendigkeit, nassen Filterschlamm zu entsorgen oder zu verwerten.

### Betriebsdaten

Die Betriebsdaten werden in Abschnitt 3.2.3.4 aufgeführt. Moderne Gewebefilter haben ein Luft-zu-Gewebe-Verhältnis zwischen 2:1 und 3:1. Das Luft-zu-Gewebe-Verhältnis ist das Verhältnis von Volumenstrom durch den Filter zu Filterfläche und wird in (m<sup>3</sup>/s)/m<sup>2</sup> ausgedrückt, dies entspricht der Luftgeschwindigkeit durch den Filter.

### Anwendbarkeit

Diese Technik kann bei allen neuen und bestehenden Anlagen angewendet werden.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die Kosten für eine neue Stauberfassung und Filteranlage für eine polnische ELO-Gießerei mit zwei Schmelzöfen mit 8,5 t/h sind in Tabelle 4.42 zusammengefasst. Die Staubemissionen wurden von 10 – 13 kg/h und 145 – 150 mg/Nm<sup>3</sup> auf 0,2 – 0,25 kg/h und 2,8 – 2,9 mg/Nm<sup>3</sup> reduziert. Die diffusen Emissionen der Schmelzerei wurden ebenfalls reduziert.

<b>Investitionskosten</b>	<b>EUR*</b>
Fundament und Umbau der alten Erfassung	115.000
Konstruktion und Zusammenbau der Einhausung zweier Öfen	275.000
Kauf und Zusammenbau zweier Filtereinheiten und elektrischer Anlagen	560.000
Forschung, Umsetzung und Überwachung	80.000
<b>Betriebskosten</b>	<b>EUR/Jahr</b>
Abschreibung	100.000
Strom	88.000
Reparaturen und Service	1.500
* Preise umgerechnet von Zloty, 1999	

**Tabelle 4.42: Kosten für Abgaserfassungs- und Abgasreinigungsanlagen bei ELO**  
[199, Metalodlew s.a., 2002]

### Motivation für die Implementierung

Gesetzliche Regelung, die die Staubemissionen aus Metallschmelzprozessen begrenzt.

### Beispielanlagen

Einhausung mit Gewebefilter: Metalodlew Foundry, Krakow (PL)

Metso Lokomo Steels und Sulzer Pumps Karhula Foundry (FIN)

### Referenzliteratur

[173, Huelsen, 1985], [32, CAEF, 1997], [29, Batz, 1986], [199, Metalodlew s.a., 2002]

## 4.5.4 Induktionsofen

### 4.5.4.1 Abgaserfassung

#### Beschreibung

Die Erfassung von Rauch und Staub ist die schwierigste Aufgabe bei der Installation einer Staubabscheidung bei einem Induktionstiegelofen, weil es keinen Abgasschacht gibt. In der letzten Dekade wurden verschiedene Verfahren entwickelt, jede mit Vor- und Nachteilen.

- *Generelle Belüftung des Arbeitsplatzes:* Eine Kombination aus Lüftungsschlitzen in der Wand und wandmontierten Ventilatoren, die über der Ofenbühne installiert werden, werden eingesetzt, um die natürliche Konvektion von Qualm und Rauch zu erhöhen und sie nach außen zu leiten. Auch mit Ablenkplatten, die von der Decke hängen, und großen Absaugvolumina ist der Wirkungsgrad oft schlecht und wird leicht durch Zug gestört.
- *Absaugung über Absaughauben:* Da tief hängende Hauben das Kranchargiersystem stören würden, müssen größere Hauben über dem Chargierer installiert werden. Dies führt zu einem großen Zwischenraum zwischen Ofen und Absaugsystem und macht die Erfassung von Qualm und Rauch, auch bei großen Absaugraten, schwierig. Querströmungen können die Wirksamkeit der Erfassung ernsthaft stören. Diese Nachteile machen den Einsatz dieses Systems unattraktiv.
- *Seitlich verschiebbare Hauben:* Diese Hauben sind am effizientesten in Kombination mit Vibrationszuteilrinnen. Ausschnitte in der Haube können das Chargieren erleichtern. Während des Abstichs wird die Haube über die Pfanne geschoben und ermöglicht so eine wirksame Rauchabsaugung.
- *Seitenabzugshauben:* Das Platzieren einer Absaughaube neben dem Ofen bietet den Vorteil, dass der Ofen leicht zugänglich und keine Störung des Chargiersystems gegeben ist. Aufgrund des großen Auftriebes der Abgase werden große Absaugraten erzielt und damit gute Wirkungsgrade erreicht, insbesondere, wenn die Absaughaube neben der Ofenbühne installiert wird. In diesen Fällen ist die Absaugung während des Abstiches schlecht. Ein Anbringen der Absaugung an der Ofenbühne vermeidet dieses Problem, kann jedoch die Chargierung stören. Der Wirkungsgrad kann durch Installation von Luftdüsen an der gegenüberliegenden Seite erhöht werden, um Staub und Rauch in die Abzugshaube zu blasen. Leider funktioniert diese Technik nicht, wenn der Luftstrom gestört wird, was beim Chargieren der Fall ist.
- *Randabsaugung:* Ein Absaugring wird auf dem Ofen montiert und bewegt sich beim Abschlacken oder beim Abstich mit dem Ofen. Dieses System stört die Chargiervorgänge nicht. Bei geschlossenem Deckel bietet die Randabsaugung sehr gute Ergebnisse, da sie so nah wie möglich an der Emissionsquelle ist und die geringsten Absaugraten bietet. Die Rauchgase gelangen nicht in den Atembereich der Arbeiter. Allerdings sinkt die Absaugrate, wenn der Deckel – z.B. während der Beschickung – geöffnet wird. Die Auslegung eines solchen Absaugsystems wurde vielfach untersucht. Die Lieferanten bieten Lösungen, um einige der Nachteile zu überwinden.
- *Ofendeckelabsaugung:* Das Gas wird durch den Deckel des Ofens abgesaugt. Diese Methode ist sehr effizient und wird von der Mehrheit der Ofenbauer eingesetzt. Die Absaugung wird gemäß dem Ofenbetrieb geregelt: Schmelzen, Beschickung, Gießen.

Dem Material der Hauben und der Rohrleitungen muss große Aufmerksamkeit gewidmet werden, da die Gase sehr heiß sein können, wenn die Gasaufnahme sehr nah am Ofen ist. Die vom Ofen ausgehende Hitzestrahlung und –konvektion muss in der Designphase berücksichtigt werden. Gute Instandhaltung in Kombination mit Hitzesensoren reduziert die Brandgefahr.

Die Sauberkeit des Schrottes spielt eine große Rolle. Wenn der Schrott organische Stoffe enthält, kann die Abgastemperatur durch Verbrennung des Materials ansteigen, hierdurch wird die Verwendung von temperaturbeständigem Stahl oder sogar feuerfesten Ausmauerungen notwendig. Ölhaltige Ablagerungen, die durch Kondensation von Öldämpfen in den Rohrleitungen entstehen, sammeln Staub und können, wenn sie nicht regelmäßig entfernt werden, eine Brandgefahr darstellen. Beim Einsatz von sauberem Schrott reicht eine Konstruktion aus weichem Stahl und die Anlage muss nicht für regelmäßige Reinigung zugänglich sein.

### **Umweltentlastungseffekte**

Die Erfassung des Abgases ermöglicht die kontrollierte Abführung und Behandlung des Abgasstromes und führt so zu einer Minimierung der diffusen Emissionen und der gefassten Emissionen.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Die Erfassung von Abgasen erhöht den Energieverbrauch. Da ebenfalls die Reinigung des Abgases ermöglicht wird, erzeugt diese Maßnahme auch Staub, der deponiert oder wiederverwertet werden muss.

### **Betriebsdaten**

Durch den Einsatz von speziellen Erfassungssystemen, wie Seitenabzugshauben, beweglichen Abzugshauben und teilweise Einhausung des Ofens, können Erfassungswirkungsgrade von mehr als 95 % erzielt werden.

Betriebserfahrungen in einer deutschen Eisengießerei zeigen, dass der Ofendeckel durchschnittlich 25 % der Betriebszeit des Ofens geöffnet ist. Während der Öffnung des Ofens werden stauberzeugende Arbeiten, wie Zugabe von Additiven, Entschlacken und Gießen, durchgeführt. Eine Randabsaugung ermöglicht nicht die Erfassung der hierbei entstehenden Rauchgase. Die Installation von Teleskopabsaughauben ermöglicht eine effiziente Erfassung, wenn der Ofendeckel geöffnet ist.

#### **Anwendbarkeit**

Die Installation von Abgaserfassungseinrichtungen ist für alle neuen und bestehenden Induktionsöfen in Eisen- und Nichteisengießereien anwendbar.

#### **Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Regelungen bezüglich Luftemissionen.

#### **Beispielanlagen**

Diese Techniken finden allgemein Anwendung bei Induktionsöfen in Europa. Ein spezielle Beispielanlage ist Walter Hundhausen GmbH & co KG (D).

#### **Referenzliteratur**

[29, Batz, 1986], [18, Rademacher, 1993], [32, CAEF, 1997]

### **4.5.4.2 Abgasreinigung**

#### **Beschreibung**

Abgasreinigungssysteme für Induktionsöfen müssen sehr effizient sein, da die Partikelgröße klein ist. Gewebefilter zur Entstaubung sind weit verbreitet und werden Elektrofiltern vorgezogen, weil sie besser geeignet sind für große Schwankungen der Abgastemperatur und der Partikelkonzentration.

Beim Einsatz von Gewebefilter muss dem Öl im Schrott große Aufmerksamkeit gewidmet werden, da Öldämpfe auf dem Filtergewebe kondensieren, die Poren verstopfen und so die Entfernung von anhaftendem Staub unmöglich machen können. Eine Feuergefahr ist ebenfalls gegeben. Der schnell steigende Druckverlust, wenn Poren verstopft sind, reduziert die Absaugrate des Systems. Daher muss, um eine Kontamination der Arbeitsplätze zu vermeiden, das Filtermaterial öfter ausgewechselt oder regeneriert (gereinigt) werden, als dies beim Einsatz von sauberem Schrott der Fall ist. Eine Lösung dieses Problems können die Verwendung von beschichteten Geweben oder das Eindüsen von Kalk in die Rohrleitungen sein. Darüber hinaus muss, wenn die Möglichkeit besteht, dass die Öldämpfe im Leitungssystem brennen, genügend Zeit gegeben sein, dass die Verbrennung beendet ist, bevor die Dämpfe den Filter erreichen. Die Gastemperatur darf die Auslegungstemperatur des Gewebes nicht überschreiten, was eine Kühlung der Gase erforderlich machen kann.

Die üblicherweise eingesetzten Naßwäscher sind Hoch-Energie-Wäscher (Venturi), weil die kohlenstoffhaltigen und metallurgischen Rauchgase aus sehr kleinen Partikeln bestehen. Dies erfordert eine erhebliche Ventilatorkraft, um im Wäscher ausreichend Turbulenzen zu schaffen und die Partikel abzuscheiden. Abgasvolumenströme werden daher durch Erfassungssysteme, die möglichst wenig Umgebungsluft ziehen, minimal gehalten. Korrosion ist unter normalen Bedingungen kein Problem. Wenn jedoch Bohrspäne mit anhaftender Schneidflüssigkeit chargiert werden, ist zu bedenken, dass einige dieser Flüssigkeiten Schwefel enthalten können. Diese können zur SO<sub>2</sub>-Bildung führen, was zu Problemen in der Anlage führt, weil das SO<sub>2</sub> im Wäscher adsorbiert wird und zu einer Versauerung des Wasser und damit schließlich zur Korrosion der Anlage beiträgt, falls das Wasser nicht behandelt wird.

Einige Aluminiumgießereien schmelzen Recyclingmaterial aus der Aluminiumelektrolyse ein. In diesen Fällen können anorganische Schadstoffe, wie Fluorwasserstoff, gebildet werden. Diese können aus dem Abgas mittels einer Chemisorptionsstufe, die zusätzlich zur Entstaubung installiert werden kann, abgeschieden werden. Bei dieser Behandlung kann Kalziumhydrat oder Aluminiumoxid als Adsorptionsmittel verwendet werden.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Zur Reduktion von Staub und sauren Abgasen aus Induktionsschmelzöfen.

**Medienübergreifende Aspekte**

Die Abgasreinigung erhöht den Energieverbrauch und erzeugt Staub, der deponiert oder verwertet werden muss. Die Anwendung von nassen Entstaubungstechniken führt zu einem höheren Energieverbrauch, der Notwendigkeit einer Abwasserbehandlung vor Ableitung und zur Notwendigkeit, nassen Filterschlamm zu entsorgen oder zu verwerten.

**Betriebsdaten**

Das erfasste Abgas wird üblicherweise mittels Filter gereinigt. Die Tagesmittelwerte der Staubemissionen bleiben weit unter 10 mg/Nm<sup>3</sup>. Die Betriebsdaten sind in Abschnitt 3.2.4.1 angegeben.

Tabelle 4.43 zeigt die Betriebsdaten für eine deutsche Eisengießerei, in der eine zentrale Abgasfassung mit Gewebefilterentstaubung installiert ist. Das System erfasst die Emissionen von diversen Teilen der Gießerei, inklusive der vier Induktionsöfen (jeder mit einer Randabsaugung und Absaughaube), Schrottlager und –vorwärmung, Metallbehandlung, Sandregeneration und Gießerei. Es werden Daten für das Abgas des Schmelzprozesses, das zusammengeführte Rohgas und das Reingas aufgeführt.

Verbindung	Abgas aus der Schmelze	Gesamtabgas	Reingas *
Staub	89,3	237	<1
NO <sub>x</sub>	1,6	8,3	7,9
CO	2,2	4,2	3,8
SO <sub>2</sub>	3,5	3,9	3,7
Gesamt-C	21,8	34,7	34,9
PCDD/-F		0,036 x 10 <sup>-6</sup>	0,0027 x 10 <sup>-6</sup>
* NO <sub>x</sub> , CO, SO <sub>2</sub> und Gesamt-C werden nicht im Gewebefilter abgeschieden. Die Unterschiede im Roh- und Reingas ergeben sich aus dem leicht geänderten Gasmix nach dem ID Ventilator: Schmelzkapazität 14 Tonnen/h, Gesamtabgasvolumenstrom 240000 m <sup>3</sup> /h alle Angaben in mg/Nm <sup>3</sup>			

**Tabelle 4.43: Emissionsdaten für eine Eisengießerei mit Induktionsschmelze und einem zentralen Absaugsystem mit Gewebefilter, [18, Rademacher, 1993]**

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist für alle neuen und bestehenden Induktionsöfen in Eisen- und Nichteisen-Gießereien anwendbar.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Kosten- und Verbrauchsdaten für eine Gewebefiltereinheit für 120.000 Nm<sup>3</sup>/h bei einer Schmelzanlage, bestehend aus Tiegelöfen, die 15 t/h erschmelzen, sind in Tabelle 4.44 angegeben.

Staubemissionen (mg/Nm <sup>3</sup> )	Investitionskosten (EUR)	Energieverbrauch (kW)
<5	350000	250
<20	200000	150

**Tabelle 4.44: Investitionskosten und Energieverbrauch für eine Gewebefilteranlage eines Induktionsofens bei unterschiedlichen Reststaubgehalten  
Daten für Portugal 2003 [225, TWG, 2003]**

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Regelungen, die die Staubemissionen aus Metallschmelzprozessen begrenzen.

**Beispielanlagen**

Abgasreinigung wird in den meisten Eisengießereien mit Induktionsöfen und in einer begrenzten Zahl auch in Nichteisen-Gießereien durchgeführt.

**Referenzliteratur**

[18, Rademacher, 1993], [32, CAEF, 1997], [29, Batz, 1986]

## 4.5.5 Drehtrommelöfen

### 4.5.5.1 Abgaserfassung und -reinigung

#### Beschreibung

In den meisten Fällen ist eine Entstaubungsanlage notwendig, um die relevanten gesetzlichen Anforderungen zu erfüllen. Üblicherweise werden hierzu Gewebefilter eingesetzt, aber es ist auch technisch möglich, nasse Entstaubungsverfahren anzuwenden.

Um die Temperatur der Abgase zu senken, werden diese mit Umgebungsluft abgekühlt. Dies wird durch einen Spalt zwischen der Abgasöffnung des Ofens und dem Krümmer der Abgasleitung erzielt. Dieser Spalt ist immer vorhanden, da dieser erst die Rotation und das Kippen des Ofens ermöglicht. Oft ist die Abgasleitung einziehbar. Normalerweise ist eine Verdünnung zur Emissionsreduktion nicht zulässig. Wenn zur Kühlung eine Verdünnung durchgeführt wird (und notwendig ist), muss die nachgeschaltete Abgasreinigung so ausgelegt werden, dass sie dem erhöhten Volumenstrom gerecht wird. Manchmal werden verdünnte Abgasströme zur weiteren Kühlung einem Luft/Gas-Wärmetauscher zugeführt. Hierdurch wird die Gastemperatur von anfangs 1500 °C auf 200 °C oder weniger gesenkt. Bei dieser Temperatur ist der Einsatz von Gewebefiltern zur Entstaubung möglich.

Der Einsatz eines Nachbrenners ermöglicht die Reduktion von organischen Kohlenstoffemissionen und brennbaren Partikeln. Diese Technik ist auch wirksam zur Reduzierung des Risikos der Dioxinbildung beim Abkühlen der Gase. Nachbrenner werden hinter dem Ofen, vor dem Wärmetauscher installiert. Einer der folgenden Nachbrennertypen kann verwendet werden:

- thermische Verbrennung: Verbrennung in einer offenen Flamme
- katalytische Verbrennung: Verbrennung bei niedrigeren Temperaturen mit einem Katalysator, dies führt zu höheren Wirkungsgraden und geringeren NO<sub>x</sub>-Emissionen
- rekuperative Verbrennung: Verbrennung mit Wärmerückgewinnung zum Zweck der Vorwärmung der Verbrennungsluft, dies führt zu einem höheren thermischen Wirkungsgrad und geringerem Brennstoffverbrauch
- katalytisch-rekuperative Verbrennung: Kombination der beiden vorhergehenden Typen.

#### Umweltentlastungseffekte

Reduktion von Partikelemissionen aus Drehtrommelöfen.

#### Medienübergreifende Aspekte

Die Abgasreinigung erhöht den Energieverbrauch. Die Entstaubung des Abgases führt zu Staub, der deponiert oder verwertet werden muss.

#### Betriebsdaten

Emissionsdaten aus dem Betrieb sind in Abschnitt 3.2.5.3 aufgeführt.

Ein Nachbrenner kann bei der Verbrennung von brennbaren Partikeln aus Drehtrommelöfen einen Wirkungsgrad zwischen 80 % und 98 % erreichen. Die heißen Gase aus dem Nachbrenner können einem Rekuperator zugeführt werden und so zur Vorwärmung der Verbrennungsluft der Haupt(ofen)brenner beitragen. Rekuperatoren ermöglichen Energieeinsparungen von bis zu 15 %.

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist für alle neuen und bestehenden Drehtrommelöfen in Eisen- und Nichteisen-Gießereien anwendbar.

#### Motivation für die Implementierung

Gesetzliche Regelungen bezüglich der Limitierung von Staubemissionen aus Metallschmelzprozessen.

#### Beispielanlagen

Diese Technik wird allgemein in Gießereien mit Drehtrommelöfen angewendet

#### Referenzliteratur

[23, Brettschneider and Vennebusch, 1992], [32, CAEF, 1997], [163, UK Environment Agency, 2002], [202, TWG, 2002]

## 4.5.6 Tiegelofen, Herdofen und deckenbeheizter Strahlungsofen

### 4.5.6.1 Vermeiden von sichtbaren und diffusen Emissionen während des Schmelzens und während der Metallbehandlung

#### Beschreibung

Unter normalen Betriebsbedingungen führen Schmelzprozesse mit reiner Metallschmelze nicht zu Emissionen von sichtbarem Rauch. Allerdings kann während des Chargierens sichtbarer Rauch entstehen, wenn Verunreinigungen in der Charge, wie Öl oder Farbe, verbrennen oder wenn die Brennerflamme gelöscht wird und (bei festen oder flüssigen Brennstoffen) unverbrannte Brennstoffe emittiert werden. Für diese Fälle kann ein Nachbrenner installiert werden.

Es können auch Hauben installiert werden, um sichtbaren Rauch und diffuse Emissionen zu erfassen. Der Einsatz von sauberem Schrott kann diese Emissionen vermeiden oder minimieren.

#### Umweltentlastungseffekte

Reduktion der Emission von Produkten einer unvollständigen Verbrennung in die Luft.

#### Medienübergreifende Aspekte

Raucherfassung benötigt elektrischer Energie

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist für alle neuen und bestehenden Tiegel- und Herdöfen anwendbar.

Bei der Implementierung müssen Einschränkungen durch das aktuelle Ofendesign und den Ofenbetrieb berücksichtigt werden. Diese beinhalten räumliche Einschränkungen, z.B. durch Kranbahnen, bestehende Gebäudestrukturen oder den Ofen selbst. Um effektiv zu sein, muss die Absaugung so gestaltet sein, dass sie sich mit dem Ofen mitbewegt, wenn er zum Abguss gekippt wird, da der Abstich eine Phase mit Peakemissionen ist. Bei bestehenden Öfen ist dies nicht immer zu erreichen. Es kann auch räumliche Probleme mit den zugehörigen Rohrleitungen geben. In einigen Fällen können wesentliche Umbauten der Ofenbühne und der Umgebung notwendig sein, um die Rohrleitungen zu installieren.

#### Betriebswirtschaftliche Daten

Von CTI wurde eine Kostenabschätzung für Extremfälle (Worst-Case), d.h. Fälle, bei denen die Erfassung aller Stäube vom Chargieren und vom Abstich notwendig ist, durchgeführt. Tabelle 4.45 fasst die finanziellen Daten für eine ‚Durchschnittsgießerei‘ mit Kostenabschreibung über eine angenommene Lebensdauer von 10 Jahren für Absaugungs- und Abscheidesystem zusammen. Die Kosten können allerdings in Abhängigkeit vom Gießereidesign und den eingesetzten Techniken weit schwanken.

Absaugungsrate m <sup>3</sup> /Minute	Produktionsrate Tonnen/h	Kosten EUR		Energie kW	Kosten EUR/Tonne geschmolzenes Eisen		
		Kapital	Civil		Betrieb	Finanzierung	Gesamt
142	0.5	117573	1567 6	40	15,24	18,81	34,05
	(1150 Tonnen pro Jahr)						
Bemerkung: - Civil costs sind mit 12 % der Kapitalkosten angesetzt (Kosten der Genehmigung) - Betriebskosten beinhalten Instandhaltungs- und Abfalldeponierungskosten und entsprechen 10 % der Kapitalkosten, die Berechnung basiert auf Energiekosten von 0,06€/kWh - Finanzierungskosten basieren auf einer Amortisationszeit von 10 Jahren und einem Zinssatz von 10 %							

**Tabelle 4.45: Kostenabschätzung für ein Abscheidesystem für sichtbaren Rauch beim Chargieren und Abstich**

[161, UK Environment Agency, 2002]

Bei diesem Beispiel würden, unter den aufgeführten Voraussetzungen, die Kosten für die Abscheidung der sichtbaren Emissionen ca. EUR 34,05 pro Tonne geschmolzenen Metalls betragen.

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Regelungen bezüglich der Limitierung von sichtbaren Emissionen.

**Beispielanlagen**

Diese Technik wird allgemein in Gießereien in Europa eingesetzt.

**Referenzliteratur**

[161, UK Environment Agency, 2002]

**4.5.7 Metallbehandlung****4.5.7.1 AOD Konverter: Abgaserfassung und -behandlung****Beschreibung**

Emissionsminderungsanlagen müssen so ausgelegt sein, dass sie die Peakemissionen behandeln können, auch wenn diese nur kurzzeitig auftreten.

Rauchminderungshauben für AOD-Pfannen gibt es in einer großen Vielfalt von Formen und Größen. Die Alternative zu direkten Abzugshauben sind Deckenabsaughauben. Deckenabsaughauben werden bei diversen AOD-Anlagen eingesetzt und erfassen effektiv Rauch aus AOD-Prozessen und Qualm von anderen Prozessen, wie Chargierung und Abstich. Solche Deckenabsaughauben können in Kombination mit einem Abzugsschacht über der AOD-Öffnung betrieben werden. Der Abzugsschacht erfüllt mehrere wichtige Funktionen, inklusive Bildung einer gleichmäßigeren Rauchfahne aus dem AOD, Möglichkeit der Reduzierung der Größe der Absaughaube, Schutz der umgebenden Ausrüstungen und der Arbeiter vor der manchmal intensiven Strahlung der AOD-Flamme. Der Hauptvorteil der Deckenabsaughaube ist die gleichzeitige Erfassung sowohl von Prozessemissionen als auch von diffusen Emissionen.

**Umweltentlastungseffekte**

Die Erfassung des Abgases ermöglicht die kontrollierte Abführung und Behandlung des Abgasstromes und führt so zu einer Minimierung der diffusen Emissionen und der gefassten Emissionen

**Medienübergreifende Aspekte**

Abgasreinigung erhöht den Energieverbrauch. Die Entstaubung des Abgases führt zu Staub, der deponiert oder verwertet werden muss.

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist für alle neuen und bestehenden AOD-Anlagen anwendbar.

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Regelungen bezüglich der Limitierung von Staubemissionen aus Metallschmelzprozessen.

**Beispielanlagen**

Beispielanlagen in Italien und Finnland wurden berichtet.

**Referenzliteratur**

[202, TWG, 2002]

**4.5.7.2 Kugelgraphitbildung: Abgaserfassung und -entstaubung****Beschreibung**

Die Art der Ablufterfassung hängt von dem zur Kugelgraphitbildung eingesetzten Verfahren (siehe 2.4.12.4) ab. Abhängig vom jeweiligen Verfahren können erhebliche Mengen an MgO als weißer Qualm emittiert werden. Die Eigenschaften von verschiedenen Verfahren zur Kugelgraphitbildung sind

in Table 3.20 aufgeführt. Im Allgemeinen weisen Verfahren mit hohem Aufnahmewirkungsgrad geringere Emissionen auf. Dies ist der Fall bei ‚Verfahren in der Form‘, bei dem die Kugelgraphitbildung während des Gießens stattfindet.

Bei der ‚Kugelgraphitbildung in der Pfanne‘ erzielen Techniken mit geschlossenem Deckel oder mit Abdeckung erhebliche Emissionsenkungen.

Wenn das Abgas aus der Kugelgraphitbildung nicht erfasst wird, kann sich die Schmelzhalle mit weißem Rauch füllen und MgO-Staub ausfallen. Eine Absaugung ohne Filterung kann zu sichtbaren Emissionen aus der Gießerei führen. Es kann ein sehr großes Volumen an sichtbaren Partikeln in sehr kurzer Zeit entstehen, aber das währt nur kurze Zeit (5 bis 10 Minuten pro behandelte Charge).

Die Kugelgraphitbildung in der Pfanne kann in speziellen Ständen oder an speziellen Stellen in der Schmelzerei durchgeführt werden. Die Pfannen mit dem geschmolzenen Metall werden nach dem Abstich, aber vor dem Gießen hierher gebracht. Dies ermöglicht die Installation einer festen Haube zur Abluftfassung.

Die Erfassung von MgO-Dämpfen wird dadurch erschwert, dass die Gase sehr heiß sind und dadurch, dass die intensive Reaktion von Mg Funken verursacht. Durch die große Auftriebskraft/Geschwindigkeit und die Temperatur müssen große Mengen Umgebungsluft mitabgesaugt werden. Dies erfordert eine große und teure Anlage.

Die Trockenfilterung (mittels Gewebefilter) verursacht ein MgO-Pulver, das in Pigmenten oder in der Feuerfestindustrie wiederverwertet werden kann.

### **Umweltentlastungseffekte**

Mg hat keine negativen Auswirkungen für die Umwelt und ist in kleinen Mengen ein wichtiger Nährstoff für Tiere und Pflanzen. Britische Grenzwerte für Arbeitsplatzbelastungen liegen für eine Langzeitbelastung (8-Stunden TWA) bei  $4 \text{ mg/m}^3$  für MgO-Staub und lungengängige Dämpfe (ausgedrückt als Mg).

### **Medienübergreifende Aspekte**

Die Erfassung von Magnesiumdämpfen verursacht einen erhöhten Energieverbrauch und damit auch erhöhte Emissionen durch die zugehörige Energieproduktion. Die externe Wiederverwertung von MgO-Pulver führt zu einem reduzierten Bedarf an Primärmaterial.

### **Betriebsdaten**

Die typische Zugaberate für Magnesium liegt bei ungefähr 0,1 % des Schmelzgewichtes, gemessen als Magnesium (die tatsächliche Zugabe von magnesium-haltiger Legierung, wie z.B. Magnesiumferrosilizium, kann je nach verwendeter Legierung bis zu 2 % des Schmelzgewichtes ausmachen).

Diese Zugabe führt zu etwa 0,05 % Magnesium in der Schmelze. Der Rest oxidiert und entweicht als MgO in die Atmosphäre, wo es sehr schnell in der Luft agglomeriert. Dort wo die Dämpfe nicht erfasst werden, können sie sich in der Gießerei ausbreiten, und ein Teil wird sich als Staub in der Gießerei niederschlagen. Es gibt keine genauen Zahlenwerte für die Niederschlagsmenge, aber 50 % der emittierten Dampfmenge scheint realistisch. Das heißt, für jede behandelte Tonne Metall würden 500 g Magnesium an der Pfanne als MgO (d.h. 833 g MgO pro Tonne Metall) an die Luft abgegeben und etwa 400 g davon an die externe Umgebungsluft.

### **Anwendbarkeit**

Abluftfassung und Filtration ist für alle Gießereien mit ‚Kugelgraphitbildungsverfahren in der Pfanne‘ anwendbar. Es wurden keine Informationen zur Anwendbarkeit bei ‚Kugelgraphitbildungsverfahren in der Form‘ oder in besonderen Behandlungsbehältern (ductilater process) zur Verfügung gestellt.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Für eine wirkungsvolle Erfassung der meisten MgO-Emissionen aus der Behandlungspfanne ist eine Absaugung von etwa  $280 \text{ m}^3/\text{min}$  erforderlich. Die kombinierten Kapital- und Installationskosten lägen bei ca. EUR 180.000 pro Gießerei.

Die folgende Tabelle fasst die Kosten für eine Durchschnittsgießerei zusammen mit einer Abschreibung der Kosten über die mit 10 Jahren angenommene Lebensdauer der Absaugungs- und Abscheideeinrichtung.

Absaugrate m <sup>3</sup> /Minute	Produktionsrate Tonnen/h	Kosten EUR		Energie kW	Kosten EUR/Tonne geschmolzenes Eisen		
		Kapital	Civil		Betrieb	Finanzierung	Gesamt
280	0,5	180280	23514	50	21,95	29,35	51,30
	(1000 Tonnen pro Jahr)						
Bemerkung:							
- Civil costs (Anm. des Übersetzers: Planung u. Genehmigungskosten) sind mit 15 % der Kapitalkosten angesetzt							
- Betriebskosten beinhalten Instandhaltungs- und Abfalldeponierungskosten und entsprechen 10 % der Kapitalkosten, die Berechnung basiert auf Energiekosten von 0,06€/kWh							
Finanzierungskosten basieren auf einer Amortisationszeit von 10 Jahren und einem Zinssatz von 10 %							

**Tabelle 4.46: Kostenberechnung für die Abscheidung von Mg-Dämpfen**  
[161, UK Environment Agency, 2002]

Die Kosten für die Abscheidung von Magnesiumoxiddämpfen wird auf ca. EUR 51,30 pro Tonne behandelten Metalls geschätzt.

#### Motivation für die Implementierung

Gesetzliche Regelungen bezüglich sichtbarer Emissionen und Arbeitsplatzkonzentrationen.

#### Beispielanlagen

- Römheld & Moelle – Mainz (D)
- Fuchosa – Atxondo (E).

#### Referenzliteratur

[161, UK Environment Agency, 2002], [110, Vito, 2001]

### 4.5.8 Form und Kernherstellung

#### 4.5.8.1 Stauberfassung bei der Grünsandaufbereitung (Sandanlage) und Entstaubung

##### Beschreibung

Nur wenige der verschiedenen Grünsandaufbereitungsstufen verursachen signifikante Staubemissionen, im Wesentlichen sind es: Schüttelsieb, Entstaubung und Kühlung. Diese Arbeitsschritte werden mit Stauberfassungen und Behandlung versehen. Die Anlagen sind eingehaust und an eine zentrale Entstaubungseinrichtung angeschlossen. Die Auslegung des Entstaubungssystems muss den Taupunkt der Abluft und die Staubart berücksichtigen.

Die Abluft aus der Grünsandaufbereitung ist mit Wasser gesättigt. Daher scheinen nasse Systeme (häufig Niederdrucktypen) am besten geeignet zur Abgasreinigung. Trotzdem sind nasse Systeme weitestgehend durch trockene ersetzt worden, da diese den Vorteil haben, dass Anteile des Staubes rezirkuliert werden können und kein Abwasser erzeugt wird. Darüber hinaus tendieren Naßsysteme zu innerer Korrosion und Ablagerung von Staub und Oxidationsprodukten. Die Nassabscheidung von in der Abluft enthaltenen Verunreinigungen kann zu Problemen bei der Abwasserbehandlung führen. Der Staub enthält Bentonit, der aufgrund seiner schlechten Absetzeigenschaft, schwer zu entfernen ist. [225, TWG, 2003]

Beim Einsatz von Gewebefiltern müssen Probleme durch Kondensation verhindert werden. Kondensation kann eine Ablagerung von Staub, Verstopfung und/oder Reißen von Filtern verursachen.

## Kapitel 4

Die Zugabe von Kühlwasser zum Sand muss kontrolliert erfolgen, um die Dampfbildung zu minimieren. Der Taupunkt des Abluftstroms kann durch Erwärmen mittels Gasbrenner erhöht werden.

Ein Vorteil ist, dass der abgeschiedene Staub trocken ist und so einfach transportiert werden kann. Nach einer Korngrößentrennung kann die Grobfraction und ein Teil der Feinfraction in den Sandmischer zurückgeführt werden.

### Umweltentlastungseffekte

Reduktion der Emission von Staub in die Luft.

### Medienübergreifende Aspekte

Der Einsatz von nassen Systemen erzeugt Abwasser, das behandelt werden muss, und Schlamm, der entsorgt werden muss. Einige Systeme arbeiten, ohne Abwasser zu erzeugen. Der Schlamm wird eingedickt und, wenn er in ausreichender Menge Bentonite enthält, in den Formsandkreislauf zurückgeführt.

### Betriebsdaten

Beim Einsatz von Gewebefiltern werden Reststaubgehalte von weit unter 10 mg/Nm<sup>3</sup> erreicht. Der Wirkungsgrad von Nasswäschern ist geringer und führt im Allgemeinen zu Emissionswerten von 50 – 100 mg/Nm<sup>3</sup>, obwohl auch geringere Werte berichtet wurden (siehe auch Tabelle 4.47).

Anlage	Abgasvolumenstrom (m <sup>3</sup> /h)	Abscheidetechnik	Emissionswert (mg/m <sup>3</sup> )
Sandaufbereitung 160 t/h	64000	Venturi	4
Sandaufbereitung 11 t/h	48080	Naßwäscher	7
Sandaufbereitung	57400	Gewebefilter	6
Ausschlagstelle	51070	Naßwäscher	7
Ausschlagstelle	50000	Gewebefilter	2
Schleifen	54000	Gewebefilter	5
Strahlen	17000	Gewebefilter	4

Tabelle 4.47: Staubemissionswerte für die Formerei und die Gußnachbehandlung [29, Batz, 1986]

Kontinuierliche Überwachungswerte für eine große Automobilgießerei sind im Anhang 2 aufgeführt. Diese Daten zeigen Staubwerte für Sandaufbereitung, Sandtransport und Strahlen.

### Anwendbarkeit

Diese Technik ist für alle neuen und bestehenden Sandaufbereitungsanlagen anwendbar.

### Motivation für die Implementierung

Gesetzliche Regelungen bezüglich Staubemissionen.

### Beispielanlagen

Allgemein angewendet in Europa.

### Referenzliteratur

[29, Batz, 1986], [32, CAEF, 1997], [110, Vito, 2001], [225, TWG, 2003]

#### 4.5.8.2 Stauberfassung in Grünsandformereien und Entstaubung

#### 4.5.8.3 Abgaserfassung bei der Kernmacherei – allgemeine Überlegungen

Die Art des eingesetzten Binders und Härters entscheidet über die Art der Emissionen. Die Abluft aus der Kernherstellung mit chemischen Bindern besteht im Wesentlichen aus einer Mischung von organischen Lösemitteln. Die Emissionen von Phenol, Formaldehyd oder Ammoniak etc. sind

wesentlich geringer und hängen vom Bindertyp ab. Mischen, Kernschießen und Trocknung können in Abhängigkeit von den auftretenden Emissionen in unterschiedlichem Maß eingehaust werden. Es können diverse binderspezifische Techniken angewendet werden, die in den folgenden Abschnitten diskutiert werden. Leichtflüchtige organische Kohlenstoffemissionen treten bei allen chemisch gebundenen Sandarten mit Ausnahme der Wasserglassande auf. Bei selbst- und kaltbindenden Systemen sind die Emissionen während des Mischens wegen des geringen Harzeinsatzes (1 – 2 % Harz:Sand-Verhältnis) niedrig. Für die Emissionen beim Härten, Schlichten und Trocknen kann eine Erfassung und Behandlung notwendig sein.

Bei der Regeneration von chemisch gebundenem Sand entsteht Staub an der Trommel. Sandkühlung und Entstaubung erfolgt im Allgemeinen in trockenen Systemen, da es keine Probleme mit Wasserkondensation gibt. Es ist möglich, den Staub zurückzuführen.

[110, Vito, 2001]

#### 4.5.8.4 Coldbox: Erfassung von Amindämpfen und Abluftbehandlung

##### Beschreibung

Die Begasung von Coldbox-Kernen erzeugt ein Abgas, das vor Ableitung behandelt werden muss. Um die Arbeitsplatzatmosphäre zu schützen, sind Kernschießmaschinen geschlossen konzipiert und Kerne werden vor Öffnen der Maschinen und Herausnahme mit Luft gespült, um alle Gasreste zu entfernen.

Abgaserfassungssysteme können installiert werden, um während der Prüfung, Handhabung und Lagerung der neuen Kerne für gute Arbeitsplatzbedingungen zu sorgen. Hierzu werden Abzugshauben oder Absaugsysteme, z.B. am Prüftisch, über der Arbeitszone oder über den Zwischenlagerstellen (Wartezone für Ablagekästen mit fertigen Kernen), installiert.

Abgesaugte Amindämpfe erfordern eine Behandlung, um eine Geruchsbelastung zu vermeiden. Eine der folgenden Methoden kann hierzu verwendet werden:

- *Adsorption mittels Aktivkohle:* Dieses Verfahren ist sehr effektiv, aber die Betriebskosten sind sehr hoch. Es ist daher eher bei kleinen Absaugvolumen gerechtfertigt.
- *Verbrennung:* Damit dieses Verfahren effizient arbeiten kann, muss die Nachbrennkammer richtig ausgelegt sein und zwar so, dass Temperaturen von mindestens 800 °C mit einer Mindestverweilzeit von 2 Sekunden erzielt werden. Der Energieverbrauch ist hoch und damit das Verfahren teuer im Betrieb. Bei Gießereien mit Kupolöfen kann die Abluft zur Verbrennung in den Kupolöfen geleitet werden.
- *Chemische Wäscher:* Amine sind starke Basen und reagieren daher mit Schwefel- oder Phosphorsäure. Der pH-Wert der Lösung wird normalerweise auf unter 3 eingestellt. Daher wird die Waschlösung von Zeit zu Zeit ersetzt, um aufkonzentrierte Salze zu entfernen. Diese müssen anschließend als Sondermüll deponiert werden. Es ist technisch möglich, die Waschlösung aufzuarbeiten und Amin zurückzugewinnen. Dies wird in Abschnitt 4.6.5 diskutiert.
- *Biofilter:* Siehe Abschnitt 4.5.8.6.

Im Winter kann es erforderlich sein, die Abluft zu erwärmen, um eine Aminkondensation in den Rohrleitungen zu verhindern. Dies kann durch Nutzung der Abwärme von Kompressoren oder anderer naher Anlagen geschehen.

##### Umweltentlastungseffekte

Die Abgaserfassung ermöglicht die Reduktion von Amin und damit verbundenen Geruchsemissionen.

##### Medienübergreifende Aspekte

Beim Einsatz von Säurewäschern wird das Amin in die Waschlösung überführt. Dieses muss anschließend behandelt werden. Allerdings ist eine Rückgewinnung der Amine aus der Lösung möglich. Dies wird in Abschnitt 4.6.5 diskutiert.

##### Betriebsdaten

Unabhängig vom Behandlungsverfahren können die Aminemissionen unter 5 mg/Nm<sup>3</sup> gehalten werden.

## Kapitel 4

Die Emissionsdaten für eine Coldbox-Kernherstellung mit Säurewäscher sind in Tabelle 4.48 aufgeführt. Der Wäscher arbeitet mit 75 %-iger Phosphorsäure. Im Normalbetrieb werden 15 kg Amin pro Tag über die Wäscher entsorgt. Die Lösung wird gesättigt und in Tanks für eine externe Behandlung oder Deponierung gelagert. Die Anlage arbeitet mit einem Energieeinsatz von 35,5 kW bei 2000 h/a.

Verbindung	Emissionswert mg/m <sup>3</sup>
Staub	0,42
Amin	2,4
Phenol	0,53
Sauerstoff	21 %
Abgasvolumenstrom	25100 m <sup>3</sup> /h

**Tabelle 4.48: Emissionsdaten für Coldbox-Kernherstellung mit Säurewäscher**  
[29, Batz, 1986]

### Anwendbarkeit

Diese Technik ist für alle neuen und bestehenden Coldbox-Kernherstellungsanlagen anwendbar.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die Betriebskosten für die unter 'Betriebsdaten' aufgeführte Anlage liegen bei EUR 6,3/Tonne guter Guss.

Die Investitionskosten für eine Beispielanlage mit einem Naßwäscher sind in Tabelle 4.49 angegeben.

Eigenschaft	Wert
Abluftvolumenstrom	30000 m <sup>3</sup> /h
Aminkonzentration im Rohgas	150 mg Amin/Nm <sup>3</sup>
Aminkonzentration im Reingas	<1 mg Amin/Nm <sup>3</sup>
Energie	45 kW
Investitionskosten	EUR 187000

**Tabelle 4.49: Spezifikation und Investitionskosten für einen Aminwäscher für die Abluft einer Coldbox-Kernherstellung**  
Daten für Portugal, 2003

### Motivation für die Implementierung

Zur Sicherstellung von Arbeitsschutzmaßnahmen und Vermeidung von Geruchsemissionen.

### Beispielanlagen

Diese Technik wird gewöhnlich bei Gießereien, die Coldbox-Binder einsetzen, angewendet.

### Referenzliteratur

[29, Batz, 1986], [32, CAEF, 1997], [15, Gwiasda, 1984]

## 4.5.8.5 VOC-Erfassung und Abscheidung

### Beschreibung

VOC-Emissionen (hauptsächlich Lösemittel, BTEX und in geringeren Mengen Phenol, Formaldehyd etc.) stammen aus der Sandaufbereitung von chemisch-gebundenem Sand und auch, weiter abwärts in der Prozesslinie, aus Abguss, Kühlung und Ausschlagen (siehe Table 3.35 und Table 3.45). Diese Verbindungen sind gesundheitsschädlich und führen zu Geruchsemissionen.

Die Abscheidung von VOC wird durch die großen Mengen vom Erfassungssystem (z.B. Absaughaube) mitabgesaugter Umgebungsluft behindert.

Die folgenden Techniken zur Entfernung von VOC können angewendet werden:

- Adsorption mittels Aktivkohle
- Nachverbrennung
- Biofilter.

Zur Adsorption mittels Aktivkohle durchströmt die Abluft ein Kohlenstoffbett. Nach Sättigung wird der Kohlenstoff thermisch regeneriert. Aktivkohle hat einen sehr hohen Adsorptions- und Abscheidewirkungsgrad. Für Benzol beträgt der Wirkungsgrad >99 %. Allerdings gibt es auch die folgenden Nachteile:

- große Abluftvolumenströme erfordern große Mengen an Aktivkohle
- Staub und Aerosole müssen vor der Aktivkohleadsorption herausgefiltert werden; da sehr feine Staubpartikel die Tendenz haben zu verkleben, ist diese Filterung nur mittels nasser Entstauber möglich. Hierdurch wird Abwasser erzeugt.

Für eine wirkungsvolle Nutzung der Nachverbrennung für die VOC-Zerstörung ist eine Minimalkonzentration notwendig. Diese Grenzkonzentrationen sind abhängig von der jeweiligen Verbindung und vom gewählten Verfahren. Eine Nachverbrennung ist möglich für die Abluft von Maskenformverfahren. Das Abgas aus der Gießhalle hat im Allgemeinen keine ausreichenden VOC-Gehalte für eine Nachverbrennung. Eine Alternative zur Nachverbrennung ist es, die Abluft von Kernschießmaschinen als Verbrennungsluft für den Kupolofen zu nutzen.

Der Einsatz von Biofiltern wird detailliert in Abschnitt 4.5.8.6 diskutiert.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Reduktion von VOC-Emissionen in die Luft.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Durch die Absaugung des Abgases, das große Mengen an Umgebungsluft beinhalten kann, wird Energie verbraucht.

#### **Motivation für die Implementierung**

Gesetzgebung bezüglich VOC-Emissionen.

#### **Referenzliteratur**

[20, Gapp, 1998], [110, Vito, 2001]

### **4.5.8.6 Abgasreinigung mit Biofiltern**

#### **Beschreibung**

Die Biofiltration nutzt die Fähigkeit von Mikroben, in einem Faser-Torf-Filterbett schlechtriachende Gase zu oxidieren und sie in geruchlose Komponenten umzuwandeln. Das zu reinigende Gas wird mit Gebläsen durch ein Bett aus feuchtem Filtermaterial geblasen und verlässt den Filter geruchlos am oberen Ende. Die geruchsintensiven Komponenten werden in der Wasserphase adsorbiert und durch die Mikroorganismen, die auf dem Filtermaterial leben, zersetzt. Die gute Funktion des Filters hängt von der Balance zwischen Nährstoffzugabe (Schadstoffe, die abgeschieden/zersetzt werden) und der Anzahl an Mikroorganismen ab.

In Gießereien werden Biofilter zur Entfernung von geruchsintensiven Gasen, die hauptsächlich aus Aminen aus dem Abgas der Coldbox-Kernherstellung bestehen, und zur Entfernung von VOC (z.B. Benzol) aus dem Abgas der Gießhalle verwendet.

Die kritischen Parameter für eine gute Funktion eines Biofilters sind:

- *Durchlässigkeit der Filterschicht*: Gase müssen mit gutem Kontakt zum Filterbett durch das Filterbett strömen. Ein Zuviel an feinem Material im Filterbett kann Verstopfungen, Druckaufbau und Austrag von Bettmaterial verursachen.
- *Benetzung des Filtermediums*: Ein Wasserverteilsystem kann zur kontinuierlichen oder periodischen Benetzung des Bettmaterials installiert werden.

- *Konditionierung der Abgase:* Das Abgas muss, bevor es in den Filter eintritt, befeuchtet werden. Für einen optimalen Betrieb muss eine konstante Temperatur (30 °C) beibehalten werden. Dies kann eine Vorwärmung des Abgases erforderlich machen.
- *Angemessene Wasserbehandlung:* Ein Biofilter hinterlässt ein Restwasser, das Phenol und Kresol enthält. Dieses wird vor Ableitung oder Rückführung in einer Abwasserbehandlungsanlage gereinigt. Eine Rückführung erfordert eine zusätzliche Entsalzungsstufe.

Die Einführung einer Biofilteranlage in einer deutschen Gießerei erforderte eine sehr lange Optimierungsphase, bis sie zufrieden stellend funktionierte. Es zeigte sich, dass die folgenden Charakteristika wichtig waren:

- Abdeckung der Biofilterbetten mit einem Deckel, um CO- und Kondensationsprobleme in der gesamten Anlage zu verhindern. Die gefilterte Luft wird durch einen zentralen Kamin abgeführt.
- enge Kontrolle der Wasserqualität (z.B. Salzgehalt), insbesondere bei einem System ohne Abwasser
- Zugabe von Nährstoffsalzen zum Besprenkelungswasser, um die Aktivität des Bettes aufrecht zu halten und
- Kontrolle des pH-Wertes des Bettmaterials und Kalkzugabe, um einen neutralen pH-Wert aufrecht zu halten.

### Umweltentlastungseffekte

Reduktion von Gerüchen, Amin- und/oder VOC-Emissionen aus der Kernmacherei und aus der Gießhalle. Eine Elimination von Benzol und anderer VOC ist mit einem Biofilter möglich, kann aber unzuverlässig sein. Der Wirkungsgrad variiert erheblich in Abhängigkeit einer Vielzahl von Faktoren, wie Wetterbedingungen, Alter des Substrates etc. Der Einsatz von Biofiltern als alleinige Maßnahme zur Reduktion von VOC ist daher nicht angemessen. Ihr Hauptanwendungsfeld ist die Geruchsreduzierung.

### Medienübergreifende Aspekte

Biofilter erzeugen Abwasser. Dieses kann nach interner Behandlung, die Schlammkuchen zur Deponierung verursacht, rezirkuliert werden.

Für den Transport der Abluft zum und durch den Filter sowie für weitere benötigte Anlagen wird Energie verbraucht.

Es wurde berichtet, dass Emissionen von N<sub>2</sub>O, einem Treibhausgas, ein Problem sein können.

### Betriebsdaten

Daten für eine Pilotanlage zur Entfernung von Amin wurden von Finnland zur Verfügung gestellt. Eine Biofilteranlage (Durchmesser 0,8 m, Höhe 1 m) wurde nach einem Säurewäscher für das Abgas einer Kernherstellung installiert. Die Einrichtung beinhaltete ein Gebläse und eine Befeuchtungseinrichtung mit der der Feuchtegehalt des Biofilters im optimalen Bereich eingestellt wurde. Die Geruchsminderung wurde mittels Olfaktometer gemessen. Die Ergebnisse der Geruchs- und Gesamtkohlenwasserstoffwerte sind in Tabelle 4.50 angegeben. Schwankungen in der Analyse des Einsatzes liegen in Prozessschwankungen begründet. Die Ergebnisse zeigen, dass die Filtration zu erheblichen Geruchs- und Kohlenwasserstoffreduktionen führt.

Verbindung	Einheit	vor Biofilter	nach Biofilter
Geruch	GE/m <sup>3</sup>	410 – 3000	150 – 310
Gesamtkohlenwasserstoff	mg C/m <sup>3</sup>	20 – 35	5 – 10
GE = Geruchseinheiten			

**Tabelle 4.50: Betriebsdaten für Biofiltration der Abluft einer Coldbox-Kernherstellung [112, Salminen and Salmi, 1999]**

Daten für VOC-Entfernung im industriellen Maßstab wurden von Deutschland zu Verfügung gestellt. Eine Biofiltereinheit (Spezifikation: Oberfläche 300 m<sup>2</sup>, Höhe 1 m, 5 rechteckige Filter mit einem Gesamtdurchsatz von 32330 Nm<sup>3</sup>/h trockenes Gas) wurde zur Behandlung von Abgas des Gieß- und Kühlprozesses einer Grünsand-Eisengießerei mit Croning- und Coldbox-Kernen installiert. Die Emissionsdaten sind in Tabelle 4.51 angegeben. Olfaktometrische Messungen zeigen eine durchschnittliche Reduktion der Geruchsemissionen um 94,5 %.

Parameter	Einheit	vor Biofilter	nach Biofilter	Reduktion %
O <sub>2</sub>	%	20,74		
CO <sub>2</sub>	%	0,17		
NO <sub>x</sub>	mg/m <sup>3</sup>	3,65		
CO	mg/m <sup>3</sup>	382	299	21,7
Benzol	mg/m <sup>3</sup>	15,80	1,44	90,9
Toluol	mg/m <sup>3</sup>	9,37	0,92	90,1
Äthylbenzol	mg/m <sup>3</sup>	3,00	0,46	84,7
Xylol	mg/m <sup>3</sup>	4,90	1,54	68,6
Formaldehyd	mg/m <sup>3</sup>	0,37	0,01	68,6
Staub	mg/m <sup>3</sup>	13,63	2,03	85,1
Ammoniak	mg/m <sup>3</sup>	8,97	0,16	98,2
Phenol	mg/m <sup>3</sup>	4,67	<0,02	>99,6
Kresol	mg/m <sup>3</sup>	3,73	<0,02	>99,5
PCDD/F	ng/m <sup>3</sup>	0,0056	0,0041	26,8
Benzo(a)pyren	mg/m <sup>3</sup>	0,0001	0,00003	70,0

**Tabelle 4.51: Emissionsdaten für die Biofiltration der Abluft vom Grünsandabguß und der Kühlstrecke [20, Gapp, 1998]**

### Anwendbarkeit

Diese Technik findet Anwendung in Grünsandgießereien und Coldbox-Kernmachereien. Die Anwendbarkeit ist auf 3-Schicht Seriengießereien beschränkt, da Biofilter über das Jahr sehr stabile Bedingungen brauchen. Es ist anzumerken, dass in allen bekannten Anwendungsfällen große individuelle Anstrengungen hinsichtlich Forschung und Entwicklung notwendig waren, um eine akzeptable Performance zu erreichen.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Investitionskosten für die deutsche Beispielbiofilteranlage (Spezifikation: Oberfläche 300 m<sup>2</sup>, Höhe 1 m, 5 rechteckige Filter mit einem Gesamtdurchsatz von 32330 Nm<sup>3</sup>/h trockenes Gas) inklusive Wasserbehandlung, die den Anfall von Abwasser vermeidet, wurden auf EUR 3247000 geschätzt. Diese Kosten beinhalten EUR 2333000 für die Filter und zugehörige Ausrüstungen und EUR 914000 für die Abgasfassung und Rohrleitungen. Mit einer Designkapazität von 40000 Nm<sup>3</sup>/h, wurden die Betriebskosten auf EUR 170000/a (Kosten basierend auf DEM für 1998) geschätzt.

Diese geschätzten Kosten sind viel höher als die üblicherweise angegebenen Investitions- und Betriebskosten für Biofilter. Dies kann durch den großen Durchsatz und die notwendigen zusätzlichen Ausrüstungen verursacht sein. In einer Zeitung von 1998 wurden die Investitionskosten für einen Biofilter mit offenem Filterbett zur Behandlung von 17000 Nm<sup>3</sup>/h auf USD 70000 – USD 100000 und die jährlichen Betriebskosten für Wasser und Lohn und Zuschlagskosten auf USD 15000 – USD 25000 geschätzt.

### Motivation für die Implementierung

Reduktion von Belästigungen (hauptsächlich Geruch) für die Nachbarschaft.

### Beispielanlagen

Halberg Guss, Saarbrücken-Brebach (D)

### Referenzliteratur

[20, Gapp, 1998], [112, Salminen and Salmi, 1999], [202, TWG, 2002], [208, Deviny, 1998]

#### 4.5.8.7 Dauerformen: Erfassung von Trennmittlemissionen

##### Beschreibung

Das Sprühen von Trennmitteln auf Wasserbasis auf HPDC-Modellformen erzeugt einen Nebel mit geringen Konzentrationen an Zersetzungsprodukten. Der Nebel wird mittels Absaughaube erfasst und mit Elektrofiltern abgetrennt.

### Umweltentlastungseffekte

Reduktion der Emission von Trennmitteln mit organischen Bestandteilen; Vermeidung von diffusen Emissionen.

### Medienübergreifende Aspekte

Die Erfassung und Abscheidung des Nebels verbraucht Energie.

### Betriebsdaten

Die Betriebsdaten für eine Beispielanlage sind in Tabelle 4.52 aufgeführt. Die Daten gelten für ein wasserlösliches Trennmittel (Verdünnungsfaktor 1:40), basierend auf synthetischen Polymeren und Polysiloxan. Jede Druckgussmaschine ist mit einer separaten Absaughaube und einem EP ausgerüstet. Die heiße, gereinigte Luft wird in die Halle zurückgeführt (zur Wärmerückgewinnung).

Verbindung	Halbstundenmesswert (mg/Nm <sup>3</sup> )	Massenstrom (g/h)
Staub	1,5 – 4,3	5,5
Organische Verbindungen (Wert für Gesamtkohlenstoff) (mg/m <sup>3</sup> )	4 -6	9

**Tabelle 4.52: Emissionsdaten von mit Elektrofilter gereinigter Hochdruck-Druckguss-Abluft**  
[202, TWG, 2002]

### Anwendbarkeit

Diese Technik ist bei bestehenden Anlagen anwendbar. Es ist eine End-of-Pipe-Maßnahme, die angewendet wird, wenn Vermeidung und Verminderung der Dämpfe fehlgeschlagen ist. Vermeidungs- und Minderungsmaßnahmen werden in Abschnitt 4.3.5.1 behandelt.

### Motivation für die Implementierung

Minimierung von diffusen Emissionen und gesetzliche Anforderungen bezüglich Ölnebelemissionen (z.B. in Schweden).

### Beispielanlagen

Beispielanlage: TCG Unitech, Kirchdorf/Krems (A)

Generelle Praxis bei älteren Druckgußanlagen (D, F, B,...) und bei allen Druckgussanlagen in Italien.

### Referenzliteratur

[202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

## 4.5.9 Gießen/Kühlen/Ausformen

### 4.5.9.1 Einführung

Die Emissionen beim Gießen, Kühlen und Ausschlagen sind vielfältig und variieren in Qualität und Quantität von Gießerei zu Gießerei. Grundsätzlich entstehen Staub und organische und anorganische gasförmige Verbindungen. Dies sind hauptsächlich Reaktionsprodukte, die durch die hohen Temperaturen und die reduzierende Atmosphäre beim Gießen und Kühlen entstehen. Die Zusammensetzung von Dämpfen beim Gießen ist komplex. Sie bestehen hauptsächlich aus CO, CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub> und Methan als Hauptvertretern organischer Zersetzungsprodukte. Polyzyklische aromatische Kohlenwasserstoffe und Benzol entstehen, abhängig von der Zusammensetzung des Form- und Kernsystems.

Eine Erfassung und Behandlung der Abgase dieser Prozessstufen ist bei automatisierten Form- und Kernherstellungsanlagen generell möglich. [29, Batz, 1986]

Spezifische Emissionen (angegeben als kg/t geschmolzenes Metall) steigen während der Gieß-Kühl-Ausschlag-Phase an. Diese Variationen müssen durch das Abgaserfassungssystem berücksichtigt werden.

### 4.5.9.2 Einhausung von Gieß- und Kühlstrecken

#### Beschreibung

Generell wird die Erfassung von Emissionen beim Gießen, Kühlen und Ausschlagen aufwändiger, wenn die Anlage größer wird.

Je mehr der Gießvorgang auf eine bestimmte Stelle oder Zone beschränkt werden kann, desto kleiner sind die abzusaugenden Luftmengen und umso leichter ist die Erfassung mittels Ventilatoren und Einhausungen. Die Abluftbehandlung wird so effektiver.

Bei Seriengießereien steigen die Emissionen mit steigender Produktionskapazität. Ohne Absaugung könnten in der Gießhalle irgendwann inakzeptable Konzentrationen von gesundheitsschädlichen Stoffen auftreten. Um die Verschmutzung der Arbeitszone zu reduzieren, werden Abluftventilatoren oder Abzugsflächen so nahe wie möglich - ohne den Gießvorgang zu behindern - an den Formen platziert. Die Abzugseinrichtungen sind so gestaltet, dass Emissionen, die während des Gießens entstehen, vom Arbeitsbereich weg zur Absaugeinrichtung bewegt werden. Die Geschwindigkeit der Luft am freien Absaugquerschnitt wird zwischen 0,5 und 1 m/s gehalten.

#### Umweltentlastungseffekte

Reduzierung diffuser Emissionen von CO, PAKs und anderer organischer Zersetzungsprodukte.

#### Medienübergreifende Aspekte

Die Absaugung der Abluft verbraucht Energie.

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist für alle neuen und bestehenden Anlagen mit Serienguß und Kühlung anwendbar.

#### Motivation für die Implementierung

Reduktion diffuser Emissionen. Erfassung von Emissionen, um eine Behandlung zu ermöglichen.

#### Beispielanlagen

Diese Technik wird allgemein in Gießereien mit großer Serienproduktion angewendet.

#### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997]

### 4.5.9.3 Erfassung und Behandlung der Abluft der Ausschlagstelle

#### Beschreibung

Die Technik, die zur Erfassung der Abluft von Ausschlagstellen angewendet wird, hängt ab vom Mechanisierungsgrad, von den abzusaugenden Emissionen und von der Größenbandbreite der Gussstücke, speziell vom kleinsten und größten Stück, das auf einer Maschine gegossen wird.

Das am meisten verwendete System zur Reduzierung der Emissionen ist ein Ventilatorfeld an der Seite des Rüttlers. Üblicherweise werden unabhängig von der Größe des Rüttlers auf beiden Seiten Ventilatoren installiert. Falls möglich, wird auch die Rückseite des Rüttlers auf diese Weise abgedichtet. Oft wird auch unter dem Rüttler im Sandkasten eine Absaugung mit einem vorstehenden Rohr angebracht. Dies birgt allerdings die Gefahr, dass Sand mit abgesaugt wird, wenn der Kasten bis zum Rohr gefüllt wird. Darüber hinaus ist das Rohr oft durch Sand oder anhaftenden Dampf und Staub verstopft.

Die beste Methode, um geringe Emissionen mit relativ geringen Absaugraten zu erzielen, ist es, das Ausschlagen eingehaust durchzuführen. Öffnungen in der Decke, ggf. mit einer beweglichen Abschirmung, Türen oder Zuführ- und Austragsrinnen ermöglichen es, einen Kran oder ein anderes Transportmittel einzusetzen. Außerdem reduzieren solche geschlossenen Kabinen den Lärmpegel.

Bei automatischen Formanlagen wird das Guss-Form-Paket oft mit einer hydraulischen Presse mit aufgesetzter Pressplatte aus dem Formkasten gedrückt. Anschließend wird das Gussstück zunächst auf

## Kapitel 4

einem Ausleerrüttler mit Aufspannung und dann in einer rotierenden Ausschlagtrommel oder einem Ausschlagrohr oder in einem Sandkühler vom Sand getrennt. Auspacktrommeln, die heutzutage immer mehr verwendet werden, sind besser geeignet, die Emissionen zu erfassen, als die herkömmlichen Rüttler, aber sie haben den Nachteil möglicher Geruchsemissionen.

Die Menge der abgesaugten Luft wird nicht nur durch die erforderlichen Arbeitsplatzgrenzwerte bestimmt, sondern auch durch Prozessanforderungen. Große Luftvolumina können zur Kühlung und zum Schutz der Gewebefilter notwendig sein. Dies muss gegen den Umstand abgewogen werden, dass Abgasreinigungseinrichtungen üblicherweise hochkonzentrierte Abgase, aber geringe Volumenströme benötigen, um effektiv zu sein.

Angemessene Techniken für die Entstaubung sind Zyklone in Kombination mit Nasswäschern oder Trockenfiltern. Biofilter werden ebenfalls eingesetzt und werden im Abschnitt 4.5.8.6 diskutiert.

Beim Kokillenguß und beim Schleuderguß werden Nachverbrennung, chemische Wäscher und Adsorption mit Aktivkohle eingesetzt, um organische Emissionen und Gerüche zu reduzieren. Diese Systeme sind bereits oben beschrieben.

### Umweltentlastungseffekte

Reduktion der VOC- und Staubemissionen in die Luft.

### Medienübergreifende Aspekte

Die Staubabscheidung verursacht einen Reststoff zur Deponierung.

### Betriebsdaten

Bei freistehenden Ausleerrosten mit einer Breite bis zu 2 Metern werden pro m<sup>2</sup> Rüttleroberfläche bei einer einseitigen Ventilationsabschirmung 7000 bis 9000 Nm<sup>3</sup>/h Luft abgesaugt. Bei beidseitiger Abschirmung sind es 5000 Nm<sup>3</sup>/h pro m<sup>2</sup> Rüttlerfläche.

Erfolgt die Absaugung unter dem Rüttler im Sandkasten, so beträgt die abgesaugte Luft pro m<sup>2</sup> Rüttlerfläche ca. 700 Nm<sup>3</sup>/h.

In einer polnischen Beispielgießerei für große Stahlgussteile wurde eine Einhausungs-ähnliche bewegliche Abdeckung über dem Ausschlagrost installiert. Die Einhausung besteht aus zwei seitlich verschiebbaren Türen, die hydraulisch geöffnet und geschlossen werden, wie in Bild 4.17 gezeigt. Die Abdeckung reduziert die Staub- und Lärmemissionen in die Gießhalle. Die Abluft wird trocken entstaubt. Die Lärmwerte für das Ausschlagen wurden von 100 dBA auf unter 85 dBA gesenkt.



**Bild 4.17: Einhausung für ein Ausschlagrost für große Einzelgussstücke**  
[209, Metalodlew s.a., 2003]

**Anwendbarkeit**

Bei Anlagen, in denen tongebundene Sandformen ausgeformt werden, sind die Dampfemissionen signifikant. Die Kombination von Staub und Dampf kann zu großen Problemen im Rohrleitungssystem führen, wenn die Temperatur unter den Taupunkt fällt oder - schlimmer noch - unter den Gefrierpunkt. Um dies zu vermeiden, muss heiße Luft in die Leitungen und Rohre geblasen und der Filter isoliert werden oder (staubfreies) Wasser in die Ventilationsleitungen gesprüht werden.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Für die, wie oben aufgeführt, Einhausung in der polnischen Beispielgießerei lagen die Investitionskosten, inklusive einiger zusätzlicher Ausrüstungen bei EUR 220000.

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Regelungen bezüglich VOC- und Staubemissionen.

**Beispielanlagen**

Metalodlew s.a., Krakow (PL)

**Referenzliteratur**

[16, Gerber and Gwiasda, 1981], [32, CAEF, 1997], [209, Metalodlew s.a., 2003]

**4.5.9.4 Abgasreinigung mit Biofiltern****Beschreibung**

Biofilter werden für VOC- und Benzolemissionen und damit für das Abgas vom Gießen, Kühlen und Ausschlagen genutzt. Die ausführliche Beschreibung und Diskussion der Technik ist in Abschnitt 4.5.8.6 wiedergegeben.

**Beispielanlagen**

Einige Beispiele in Deutschland.

**Referenzliteratur**

[225, TWG, 2003]

**4.5.10 Fertigbearbeitung und Nachbehandlung: Ablufferfassung und -behandlung****4.5.10.1 Ablufferfassung bei der Fertigbearbeitung****Beschreibung**

Wenn thermische Trennverfahren eingesetzt werden, sind erhebliche Mengen an Rauch zu erfassen und abzusaugen. Der Arbeitsplatz sollte so weit wie möglich geschlossen gestaltet werden, es muss allerdings die Bewegungsfreiheit erhalten bleiben und die Luftzufuhr für die Arbeiter sichergestellt sein. Stauberfassungstechniken beim Trennschleifen und Schleifen sind bei stationären und manuellen Maschinen unterschiedlich. Feststehende Hauben sind bei stationären Maschinen, z.T. in Kombination mit Teileinhausungen, üblich.

Bei stationären Schleifmaschinen geht der scharf begrenzte abschleifende Düsenstrahl in einen Absaugkanal und wird abgesaugt. Beim Trennschleifen ist es aus Arbeitsschutzgründen sinnvoll, zusätzlich auch die Emissionen aus der Kabine abzusaugen. Geräte für manuelles Bearbeiten werden gelegentlich direkt an der Sicherheitsabdeckung abgesaugt. Dies ist eine effektive aber unbeliebte Methode, da das Gerät schwerer und schlechter zu handhaben ist. Normalerweise werden Maschinen zum Schleifen oder Trennen von Hand in Kabinen (d.h. teileingehaust) betrieben.

Die Erfassung des Staubes findet mittels Wandabsaugung, Deckenhauben, mobilen Hauben oder Absaugwerkbänken statt. Ein wirkungsvolles Hilfsmittel sind Heißluftvorhänge, die zusätzlich Luft in die Kabinen leiten. Als zusätzliche Luft kann gereinigte zurückgeführte Absaugluft genutzt werden, um

## Kapitel 4

Heizenergie zu sparen. Allerdings muss darauf geachtet werden, dass immer ein Teil Frischluft von außerhalb zugeführt wird.

Staub oder Schadstoffeffassung ist in den meisten Fällen beim Sägen, Losklopfen, Pressen, Meißeln, Stanzen und Fräsen erforderlich. Manchmal sind Abschirmungen erforderlich, um den Arbeiter vor groben Partikeln zu schützen. Das Schweißen ist unterteilt in Prozesse mit und ohne zusätzliches Material. Für die meisten Prozesse bestehen Arbeitssicherheitsanweisungen, die eine Absaugung erforderlich machen.

### Umweltentlastungseffekte

Reduktion der diffusen Emissionen an metallischen Partikeln und Staub.

### Medienübergreifende Aspekte

Die Absaugung und Reinigung der staubbeladenen Abluft verbraucht Energie.

### Betriebsdaten

Betriebsdaten sind in Abschnitt 3.11 angegeben und zeigen, dass die Emissionen beim Schneiden, Flämmen und Schweißen (ohne Abgasreinigung) gering sind im Vergleich zu den Emissionen beim Putzen und Strahlen.

### Anwendbarkeit

Wie in Tabelle 4.53 angegeben, generieren einige Fertigbearbeitungen keinen Staub und erfordern daher auch keine Ablufferfassung

	Decken- lüftung	kuppelförmiges Dach	feststehende Haube	bewegliche Haube	Einhausung
Trennschleifen			x	x	x
Abbrennen	x	x	x	x	x
Meißeln, Nadeln		Ablufferfassung selten notwendig			
Putzen		x	x	x	x
Fräsen		keine Ablufferfassung notwendig			
Losklopfen, Pressen		keine Ablufferfassung notwendig			
Sägen		keine Ablufferfassung notwendig			
Gleitschleifen	x	x	x	x	x
Strahlen					x
Stanzen		keine Ablufferfassung notwendig			
Schweißen	x		x	x	x

Tabelle 4.53: Anwendbarkeit von Stauberfassungstechniken für verschiedene Fertigbearbeitungsschritte [32, CAEF, 1997], [225, TWG, 2003]

### Motivation für die Implementierung

Gesetzliche Regelungen bezüglich Staubemissionen und Arbeitsschutz.

### Beispielanlagen

Diese Technik wird im überwiegenden Teil der europäischen Gießereien angewendet.

### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997]

### 4.5.10.2 Abluftreinigungstechniken

#### Beschreibung

- *Strahlen*: Das Strahlen erzeugt sehr viel Staub. Die Erfassung des Abgases ist unproblematisch, da der Strahlvorgang vollständig eingeschlossen in einer Einhausung stattfindet. Die betriebsüblichen Abluftreinigungsverfahren sind Nasswäscher und Trockenfilter, üblicherweise mit einem Zyklon als Vorfilter.
- *Gleitschleifen, Trommeln*: Bei diesen Prozessen ist unter normalen Bedingungen keine Emissionsminderung erforderlich. Aerosole, die sich in schnell drehenden Trommeln bilden, können vernachlässigt werden.
- *Schneiden*: Alle thermischen Trennverfahren erzeugen Emissionen. Das Abgas wird durch Einhausung des Arbeitsplatzes und intensive Absaugung der entstehenden Dämpfe erzielt. Es ist wichtig, dass die Absaugvorrichtungen möglichst nahe an der Emissionsquelle, aber ohne den Prozess zu behindern, positioniert werden. In einigen Fällen hat es sich als vorteilhaft erwiesen, mobile Absaugrüssel für direkte Absaugung mit Kabinenabsaugung zu kombinieren. Durch eine sorgfältige Positionierung der Absaugungen kann Staub beladene Luft aus dem Atembereich der Arbeiter weggeleitet werden. Die üblichen Abluftreinigungsverfahren sind Nasswäscher und Trockenfilter. Es sei hier angemerkt, dass diese Systeme für die feinkörnigen Fraktionen der emittierten Dämpfe gedacht sind. Fliehkraftabscheider werden als Vorabscheider eingesetzt.
- *Trennschleifen*: Stationäre Trennschleifmaschinen werden abgesaugt. Die betriebsüblichen Abluftreinigungsverfahren sind Zyklone, Nasswäscher und Trockenfilter.
- *Sägen, Losklopfen, Pressen*: Diese Bearbeitungsvorgänge verursachen nur geringe Emissionen und bedürfen unter normalen Bedingungen keiner Minderungsmaßnahmen.
- *Meißeln, Nadeln*: Bei diesen Verfahren werden hauptsächlich grobe Partikel erzeugt, die mittels Absaugung nur schwer zu entfernen sind. Die Arbeiten werden aus Sicherheitsgründen im Wesentlichen in geschlossenen Kabinen ausgeführt. In Spezialfällen, z.B. wenn angebrannter Sand entfernt werden muss, kann der entstehende Staub mittels Absaugrüssel abgesaugt werden. Die Abluft wird mit Zyklonen, Nasswäschern und Trockenfiltern gereinigt.
- *Schleifen*: Die Emissionserfassung beim Schleifen in stationären Anlagen erfolgt in einer ähnlichen Weise, wie beim Trennschleifen, d.h. über feste Luftschächte, in die die Emissionen gelenkt werden. Beim manuellen Schleifen und Trennschleifen werden die Arbeitsplätze eingehaust. In der Einhausung können dann Absaugwände verwendet werden. Die Abluft wird mit Zyklonen, Nasswäschern und Trockenfiltern gereinigt.
- *Stanzen, Fräsen*: Diese Bearbeitungsvorgänge verursachen nur geringe Emissionen und bedürfen unter normalen Bedingungen keiner Minderungsmaßnahmen.
- *Schweißen*: Mehr oder weniger Emissionen treten je nach eingesetztem Schweißverfahren auf. Die Emissionen werden am besten mittels Absaugrüssel erfasst. Für die Reinigung der Abluft werden Nasswäscher und Trockenfilter, gelegentlich auch elektrostatische Filter, verwendet.

#### Umweltentlastungseffekte

Reduktion der Staubemissionen.

#### Medienübergreifende Aspekte

Die Absaugung und Reinigung der staubbeladenen Abluft verbraucht Energie.

#### Betriebsdaten

Nasswäscher und Gewebefilter wurden installiert und seit vielen Jahren erfolgreich betrieben. Putzkabinen mit hochwirksamen Staubabscheideeinrichtungen können ohne Kamin betrieben werden, da ihre Abluft sauberer ist als die gewöhnliche Putzereiluft. Sie helfen auch die Arbeitsplatzbedingungen zu verbessern.

Betriebsdaten sind in Abschnitt 3.11 aufgeführt und zeigen, dass die Emissionsfaktoren für Schneiden, Flämmen und Schweißen (ohne Abluftreinigung) gering sind im Vergleich zu Putzen und Sandstrahlen.

Beim Einsatz von Gewebefiltern können Emissionswerte von unter 10 mg Staub/Nm<sup>3</sup> erreicht werden. Beim Einsatz nasser Entstaubungssysteme werden Emissionswerte von unter 20 mg Staub/Nm<sup>3</sup> erreicht.

### Anwendbarkeit

Diese Technik ist für alle neuen und bestehenden Gießereien anwendbar. Im Allgemeinen führen Nichteisen-Gießereien keine intensiven (Staub erzeugenden) Endbearbeitungen durch.

### Motivation für die Implementierung

Gesetzliche Regelungen bezüglich Staubemissionen und Arbeitsschutz.

### Beispielanlagen

Diese Technik wird im größten Teil der europäischen Gießereien angewendet.

### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997], [180, Assofond, 2002]

## 4.5.11 Erfassung und Reinigung von Abgas aus der Wärmebehandlung

### 4.5.11.1 Einsatz von sauberem Brennstoffen in brennerbefeuerten Wärmebehandlungsöfen

#### Beschreibung

Eine grundlegende prozessintegrierte Maßnahme zur Emissionsreduzierung bei Brenner-beheizten Wärmebehandlungsöfen ist der Einsatz sauberer Brennstoffe, d.h. Erdgas oder Öl mit geringem Schwefelgehalt.

Zusätzlich ermöglicht ein automatisierter Ofenbetrieb eine enge Kontrolle der Arbeitsweise und der Temperatur und minimiert überflüssigen Energieverbrauch.

#### Umweltentlastungseffekte

Reduktion von Schadstoffen aus Verbrennungsprozessen, wie CO, SO<sub>2</sub>, NO<sub>x</sub>.

#### Medienübergreifende Aspekte

Es gibt keine medienübergreifende Aspekte.

#### Betriebsdaten

In einer Beispielgießerei in Polen wurde die Wärmebehandlung bis 1998 in 3 mit Kohlegas gefeuerten Öfen mit manuell geregelten Brennern durchgeführt. Das Kohlegas kam direkt aus dem Koksofen und variierte in seiner Zusammensetzung (z.B. CO-Gehalt bis zu 15%). Dies führte zu hohen Emissionen und zu einer Vergiftungsgefahr zusammen mit einer schlechten Kontrolle des Temperaturprofils.

In 1998 wurden 2 der 3 Öfen mit computerkontrollierten Erdgasbrennern ausgerüstet. Zusätzlich wurde die Ofenausmauerung erneuert. Dies führte zu den folgenden Veränderungen im Betrieb:

- automatisierte Kontrolle des Temperaturprofils
- 40 % Reduktion des Gasverbrauchs (Volumen)
- Kostenreduktion durch den Einsatz billigeren Erdgases
- Reduktion der Emissionen von SO<sub>2</sub>, NO<sub>x</sub>, CO und Aromaten (siehe Tabelle 4.54).

Verbindung	Brenner für Kokereigas		Brenner für Erdgas	
	Konzentration (g/Nm <sup>3</sup> )	Emission (kg/h)	Konzentration (g/Nm <sup>3</sup> )	Emission (kg/h)
CO	0,006	0,074	0,000	0,000
SO <sub>2</sub>	0,011	0,136	0,003	0,064
NO <sub>x</sub>	0,016	0,197	0,004	0,085
Aromate	0,001	0,012	0,00025	0,0054

Tabelle 4.54: Emissionswerte eines Wärmebehandlungsofens vor und nach Umstellung auf Erdgasbrenner

### Anwendbarkeit

Diese Technik ist bei brenner-gefeuerten Wärmebehandlungsöfen anwendbar.

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Regelungen bezüglich SO<sub>2</sub>-, NO<sub>x</sub>- und CO-Emissionen.

**Beispielanlagen**

Metalodlew, Krakow (PL)

**Referenzliteratur**

[32, CAEF, 1997]

**4.5.11.2 Abschreckbäder****Beschreibung**

Hierbei umfasst die Emissionserfassung und –abscheidung im Wesentlichen die Erfassung von Rauch beim Abschreckbad, insbesondere bei Öl-Abschreckbädern. Es werden Deckenlüftungen, Absaughauben und Randabsaugsysteme eingesetzt. Hier treten dieselben Schwierigkeiten auf, wie beim Ausschlagrost. Die Bäder müssen häufig mittels Kran beladen werden, so dass die Absaughauben hoch über dem Hallenboden installiert werden müssen.

Abscheideeinrichtungen werden hier nur selten eingesetzt, aber wenn Abscheider eingesetzt werden, dann meistens Elektrofilter.

**Umweltentlastungseffekte**

Reduktion der diffusen Ölnebelemissionen.

**Medienübergreifende Aspekte**

Die Abluftabsaugung erfordert Energie.

**Anwendbarkeit**

Die anwendbaren Techniken für unterschiedliche Bäder sind in Tabelle 5.55 aufgeführt.

	<b>Decken- lüftung</b>	<b>kuppelförmiges Dach</b>	<b>feststehende Haube</b>	<b>bewegliche Haube</b>	<b>Rand- absaugung</b>
Wasser	x				
Emulsion	x	x	x	x	x
Härtungsöl	x	x	x	x	x
Bemerkung: x : anwendbar					

**Tabelle 4.55: Anwendbarkeit von Raucherfassungstechniken bei Abschreckbädern**  
[32, CAEF, 1997]

Randabsaugungssysteme sind nur bis zu einer gewissen Größe effektiv und verlieren ihre Wirksamkeit fast vollständig, wenn die Emissionen am höchsten sind, nämlich wenn ein heißes Werkstück ins Bad getaucht wird. Trotzdem sind Randabsaugungen die sinnvollste Erfassungsmaßnahme bei großen Bädern in Kombination mit Luftschleiern und Deckenhauben.

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Regelungen bezüglich Emissionen und Arbeitsschutz.

**Beispielanlagen**

Diese Technik wird in verschiedenen Gießereien in Europa angewendet.

**Referenzliteratur**

[32, CAEF, 1997]

## 4.6 Vermeidung und Behandlung von Abwasser

### 4.6.1 Methoden zur Vermeidung des Anfalls von Abwasser

#### Beschreibung

Die folgenden Maßnahmen führen zu einer erheblichen Minderung von Abwasser:

- *Verwenden von trockenen Entstaubungssystemen:* Trockene Entstaubungssysteme können für fast alle Abgasströme einer Gießerei verwendet werden. Es gibt Ausnahmefälle, in denen es notwendig sein kann, Nasswäscher zum Entfernen von ultrafeinen eisenhaltigen Staubfraktionen anzuwenden. Die Anwendbarkeit von trockenen und nassen Abluftreinigungstechniken wurde in Kapitel 4.5 diskutiert.
- *Biologische Abgaswäscher oder Kompostfilter:* Die Anwendung von biologischen Gaswäschern kann berücksichtigt werden, wenn die zu behandelnden Gase leicht abbaubare Substanzen wie Phenole ö.ä. enthalten. Biologische Wäscher erzeugen weniger Abwasser als konventionelle Nasswäscher, weil biologisch behandeltes Abwasser häufiger rezirkuliert werden kann.  
Anmerkung: Kompostfilter (Biofilter) erzeugen kein Abwasser, auch wenn das Kompostmaterial ausreichend feucht gehalten werden muss. Die Technik der Biofiltration wird in Kapitel 4.5.8.6 dargestellt.
- *Internes Recycling von Prozesswasser:* Ein aufwändiges Recycling von Waschwasser erfordert die Verwendung von Behandlungsanlagen. Das umfasst Sedimentationsbecken, möglicherweise mit integrierter Flockungsstufe, und eine Filtrationsanlage. In Anhängigkeit vom Prozess kann eine Kühlung notwendig sein. Verdampfungsverluste und der Eintrag von Substanzen aus dem Waschwasser führen zu einer Anreicherung von Salz im Kreislaufwasser. In Abhängigkeit von der Salzkonzentration und den zu erreichenden Ablaufwerten (im Falle der Indirekteinleitung), kann es notwendig sein, Kreislaufwasser auszuschleusen. Es kann ökonomisch vorteilhaft sein, das Abwasser zu verdampfen und Kondensat zur Auffüllung der Verdampfungsverluste zu verwenden.
- *Mehrfachnutzung von behandeltem Abwasser:* Mehrfachnutzung von Abwasser kann in Betracht kommen, z.B. bei der Nutzung von Wasser aus der Sandaufbereitung im Formsandkreislauf oder bei der Schlackegranulation. Die Verwendung von Kühlwasser zur Nasswäsche kann auch in Betracht gezogen werden.
- *Nutzen von Abwärme zur Verdampfung von Abwasser:* Diese Technik kann nur angewandt werden, wenn Abwärme kontinuierlich vorhanden ist. Eine Fall-zu-Fall-Bewertung ist erforderlich, um die Anwendbarkeit und ökonomische Machbarkeit einzuschätzen.
- *Verhindern von Abwasser aus der Schrottlagerung:* Der Anfall von Abwasser aus der Lagerung von verunreinigtem Schrott kann durch Überdachung des Lagerbereiches verhindert werden. Das Ablaufwasser kann als unkontaminiertes Regenwasser gesammelt werden. Alle Techniken zur Lagerung werden in Kapitel 4.1 diskutiert.
- *Verhindern der AOX-Bildung im Abwasser:* Durch sorgfältige Auswahl der Schrottarten kann die Aufnahme von chlorierten Verbindungen in den Produktionskreislauf verhindert werden. Vor dem Erwerb des Schrottes kann die Bestimmung der AOX-Verbindungen sinnvoll sein. AOX-Verbindungen können auch in Hilfsstoffen, die bei der Abwasserbehandlung verwendet werden, enthalten sein, z.B. in gebrauchsfertiger Salzsäure, Eisenchlorid oder Aluminiumchlorid.
- *Halte Wasserarten getrennt!:* Verschiedene Wasserströme mit deutlich verschiedenem Verschmutzungsgrad sind getrennt zu halten, um die Notwendigkeit der Abwasserbehandlung zu minimieren und den Wassergebrauch zu optimieren.

#### Umweltentlastungseffekte

Verhindern der Entstehung von Abwasser.

#### Medienübergreifende Aspekte

Medienübergreifende Aspekte können in Abhängigkeit von der gewählten Technik eine Rolle spielen. Informationen dazu sind in den spezifischen Kapiteln zu finden.

#### Betriebsdaten

Betriebsdaten sind in der Beschreibung der Beispielanlage in Kapitel 4.6.3 zu finden.

Das Abwassersystem einer beispielhaften Aluminiumgießerei besteht aus 4 separaten Strömen:

- Oberflächenablauf: Dieser führt in den zentralen Regenwasserkanal durch einen Ölabscheider (2xNG80) und weiter in einen nahe gelegenen Fluss.
- Benutztes Wasser = Prozesswasser (offenes Kühlbecken) und Sanitärabwasser: Dieses geht durch einen im Freien verlaufenden Kanal auf dem Betriebsgelände in einen öffentlichen Kanal und weiter zu einer öffentlichen Kläranlage der Stadt.
- Kühlwasser: Ursprünglich dem nahe gelegenen Fluss entnommen, über einen Sandfilter geleitet, geht es durch eine Filteranlage in den geschlossenen Kühlkreislauf, danach zurück in den Fluss bei einer Temperaturbeschränkung auf 28 °C. Regenwasser geht ebenfalls in den Kühlwasserkreislauf.
- Wasser aus Abgaswäschern (Grünsand, nach dem Guss): Dieses wird teilweise verdampft, so dass nur der zurückbleibende Schlamm die Anlage verlässt.

### **Anwendbarkeit**

Diese Techniken können in allen neuen und bestehenden Anlagen angewandt werden.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Ökonomische Daten sind in den speziellen Kapiteln zu alternativen Techniken vermerkt und im Abschnitt 'Beispielanlagen' des Kapitels 4.6.3.

### **Motivation für die Implementierung**

Minimierung der Bildung von Abwasser.

### **Beispielanlagen**

Honsel, Meschede (D)

### **Referenzliteratur**

[195, UBA, 2003]

## **4.6.2 Behandlung von Waschwasser und anderen Abwasserströmen**

### **Beschreibung**

Verwendet man für Ofenabgase ein Trockenfiltersystem, entsteht kein potentiell Abwasser, verwendet man aber ein Nassreinigungssystem, muss dies bei entsprechenden Maßnahmen zur Reinigung und zum Recycling nicht zu einem wässrigen Abfall führen. Solange feste Stoffe, zu einem für das Waschsystem verträglichen Grad, entfernt werden, können lösliche Stoffe normalerweise ohne nachteilige Auswirkungen im Abwasser aufgesättigt werden. Es gibt eine Anzahl von Techniken oder Kombinationen derselben, die die Feststoffe adäquat separieren können.

Die folgenden Behandlungstechniken können angewandt werden:

- Sedimentation
- Hydroxidfällung
- mehrstufige Fällung
- Nassoxidation
- Filtrationsvorgänge.

Das Abwasser kann ungelöste und gelöste Schwermetalle, Phenole und Zyanide enthalten. Die Behandlung ist der Art der Schadstoffe anzupassen.

**Ungelöste Schwermetalle** sind aus dem Abwasser mit physikalischen Methoden zu entfernen (Sedimentation, Filtration, möglicherweise Flotation). Konzentrationen weit unterhalb 0.5 mg/l können mit diesen Methoden erreicht werden.

**Gelöste Schwermetalle** müssen zuerst in schlecht lösliche Verbindungen unter Verwendung geeigneter Fällungsmittel umgewandelt werden. Insbesondere starke Basen (Kalkmilch, Natronlauge,

## Kapitel 4

Soda) werden als Fällungsmittel für die Hydroxidfällung verwandt. Falls dies nicht ausreicht, muss eine Sulfidfällung mit organischen Sulfiden oder alkalischen Sulfiden durchgeführt werden.

**Phenole** und **Cyanide** können durch physikalisch-chemische Behandlung biologisch abgebaut oder entfernt werden. Normalerweise sind sie in so geringen Konzentrationen vorhanden, so dass eine gezielte Vorbehandlung nicht notwendig ist. Eine gemeinsame Behandlung in einer ausreichend großen biologischen Abwasserbehandlungsanlage ist ausreichend.

### Umweltentlastungseffekte

Minderung der Schadstofffracht im abgeleiteten Abwasser.

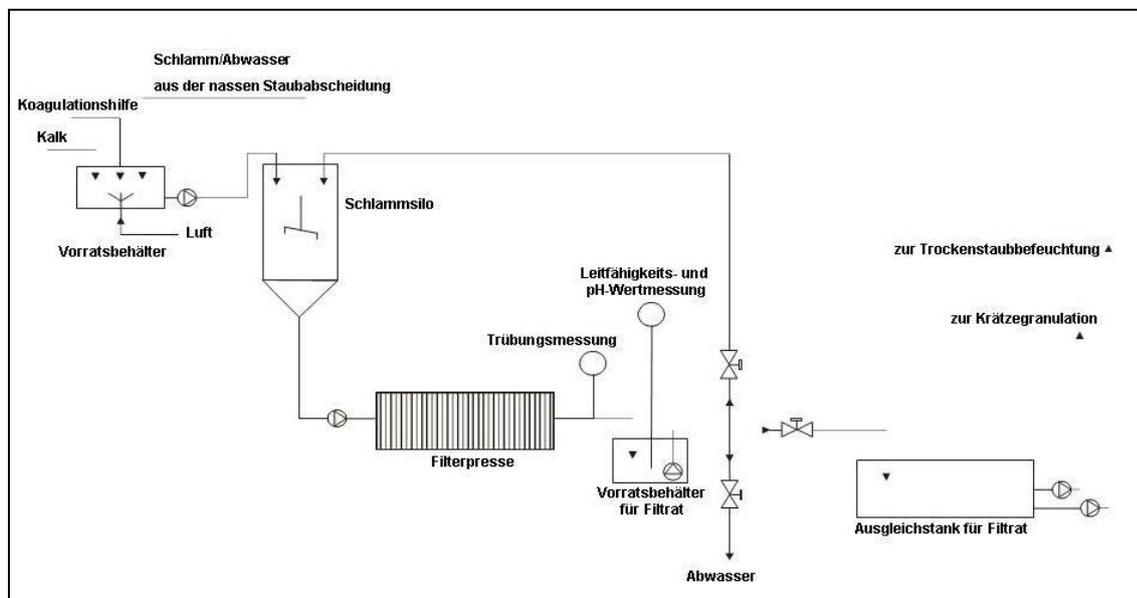
### Medienübergreifende Aspekte

Die Abwasserbehandlung erzeugt einen Schlamm, der zu deponieren ist.

### Betriebsdaten

Abwasser aus Gießereien enthält neben Eisen vorwiegend Zink. Die Hydroxidfällung im pH-Bereich von 8,5 bis 11 kann Zinkkonzentrationswerte von unter 2 mg/l erreichen. Der pH-Bereich ist zu beachten, da bei einem größeren pH-Wert Zinkverbindungen amphoter reagieren und Zinksalze rückgelöst werden können.

Bild 4.18 zeigt beispielhaft die gemeinsame Behandlung und Fällung von nichtentwässertem Schlamm eines Nasswäschers eines Kupolofens. Nach der Entfernung des Schlammes aus dem Nasswäscher-Abwassersystem wird der Schlamm in einem separaten Schritt mit Ätzkalk behandelt<sup>9</sup>. Dies führt zu einem erhöhten pH-Wert und der Fällung von Schwermetallen. Organische Schadstoffe werden auch absorbiert. Der Schlamm wird am Ende in einer Kammerfilterpresse entwässert. Nach einer Trübungsmessung wird das Filtrat in einen Lagertank überführt, in dem der pH-Wert und die Leitfähigkeit überwacht werden. In Abhängigkeit von den Bedingungen und Erfordernissen wird das Filtrat in den Schlammsilo zurückgeführt, zur Schlackegranulation genutzt oder zur Befeuchtung des trockenen Staubes verwendet (Zwischenlagerung in Ausgleichstanks). Oder es wird gemeinsam mit der Drainage entsprechend den Ableiteanforderungen in eine öffentliche Abwasserbehandlungsanlage eingeleitet.



**Bild 4.18: Behandlung von Abwasser und Schlamm eines Nassentstaubungssystems eines Kupolofens [195, UBA, 2003]**

Zusätzliche Betriebsdaten sind in der Beschreibung des Beispielbetriebes in Kapitel 4.6.3 aufgeführt.

<sup>9</sup> Kommentar des Übersetzers: da die Reaktion mit Ätzkalk  $\text{CaO}$  stark exotherm verläuft, wird angenommen, dass hier mit Kalkmilch  $\text{CaOH}_2$  gearbeitet wird

**Anwendbarkeit**

Die Art der gewählten Abwasserbehandlung muss auf Basis der Wasserzusammensetzung und der örtlichen Bedingungen zur Ableitung von Wasser des Betriebes in den Wasserleiter, in den eingeleitet wird, gewählt werden.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Ökonomische Daten sind in der Beschreibung des Beispielbetriebes in Kapitel 4.6.3 aufgeführt.

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Anforderungen an Schadstoffableitungen in Wasser.

**Beispielanlagen**

Siehe Kapitel 4.6.3.

**Referenzliteratur**

[195, UBA, 2003], [160, UK Environment Agency, 2002]

**4.6.3 Beispielbetrieb zur Abwasservermeidung und -verminderung****Beschreibung**

Ein deutscher Beispielbetrieb stellt Gussteile aus Eisen (Grauguss und Kugelgraphit) und im Aluminiumdruckgussverfahren her.

Die folgenden Arbeitsschritte werden ausgeführt:

- *Schmelzen*: Gasbefeuerte Schmelzöfen und Abgasreinigungseinrichtung (Trockenfilter)
- *Herstellung druckgegossener Teile*: Automatische Druckstempelzellen (Kokillen) für Aluminiumdruckguss
- *Sandguss*: Herstellung von Speziallegierungen
- *Eisenguss (Kernherstellung)*: Für die Kernherstellung werden der Coldbox- und der Croning-Prozess angewandt. Die Aminwäsche führt zu Waschkonzentrat.
- *Eisenguss (Schmelze)*: Der Schmelzbereich besteht aus einem Bereich zum Mischen, dem Heißwindkupolofen, verschiedenen elektrischen Öfen, einem Konverter und einem Warmhalteofen.
- *Eisenguss (Gießen)*: Verwenden von verlorenen Formen aus Bentonit-gebundenem Sand.

Produktionsdaten und Wasserverbrauch sind in Tabelle 4.56 angegeben.

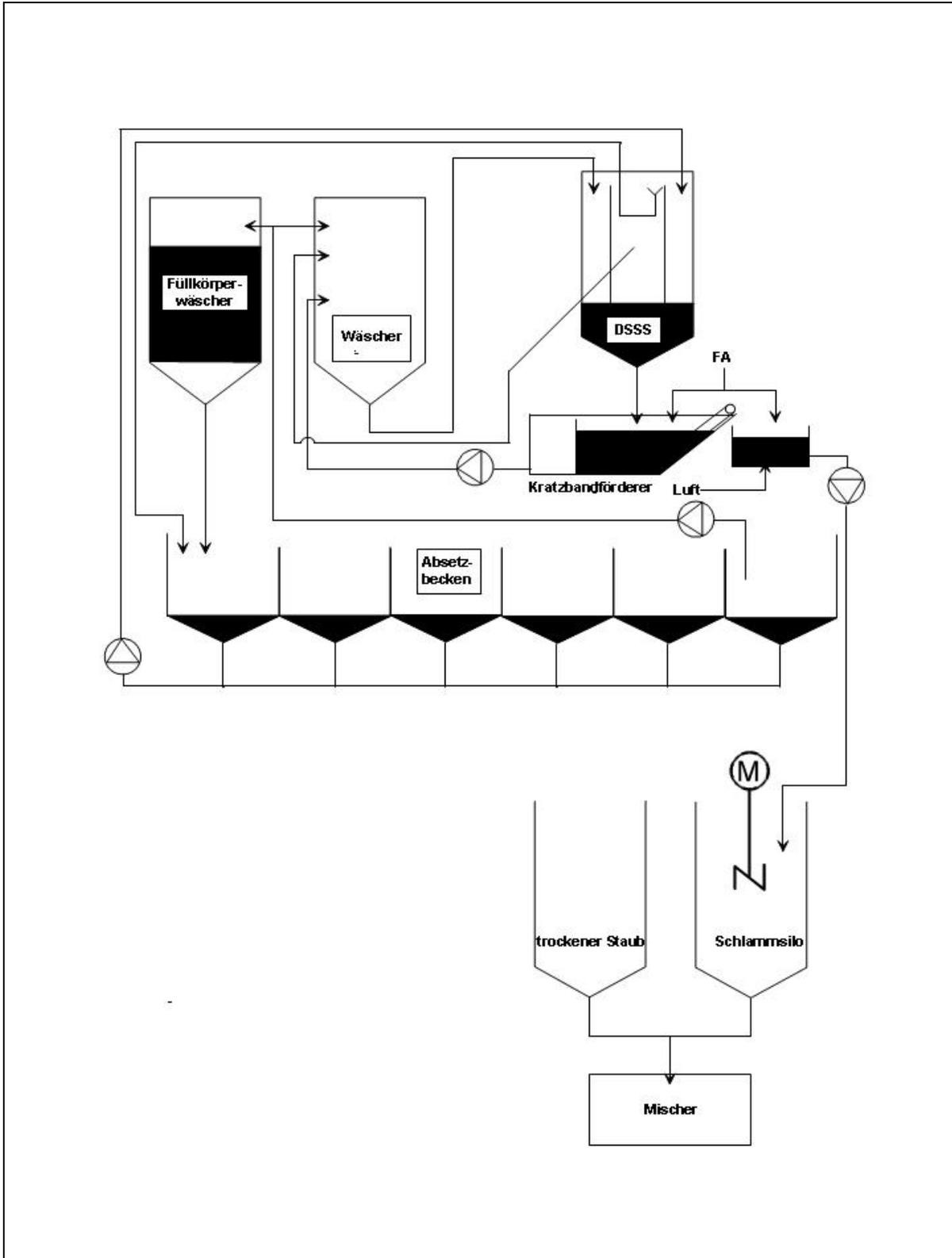
<b>Produktion</b>	
Guter Eisenguss, insgesamt	46710 t
Guter Nichteisenguss, insgesamt	2355 t
<b>Wasserverbrauch</b>	
Trinkwasser (Stadtleitung)	59630 m <sup>3</sup>
Oberflächenwasser/Grundwasser	64998 m <sup>3</sup>

**Tabelle 4.56: Produktions- und Wasserverbrauchsdaten eines Beispielbetriebes (Jahresmenge)**  
[195, UBA, 2003]

Nasswäscher werden angewandt, wenn große Volumina mit relativ hohen Konzentrationen an organischen Stoffen im Abgas (Abgas aus der Kernherstellung) oder hohe Abgastemperaturen (Abgas aus Heißwindkupolöfen) auftreten.

Bild 4.19 zeigt eine schematische Darstellung des Wasserkreislaufes eines Nassentstaubungssystems. Das Abgas des Kupolofens mit Untergichtabsaugung wird in einen Zyklonabscheider geleitet und in einen Venturiwäscher zur Entstaubung. Die anschließende Entfernung von gasförmigen Schadstoffen erfolgt in einem Festbettwäscher. Das Abwasser aus dem Venturiwäscher wird in einem Flotations- und Schwerkraftabscheider vorbehandelt und wird dann in einem Absetzbehälter bis zur zweiten Behandlung zwischengelagert. Die Waschflüssigkeit aus dem Festbettwäscher wird direkt in den Absetzbehälter gepumpt. Der abgesetzte Schlamm aus dem Absetzbecken kann diskontinuierlich in

den Flotations- und Schwerkraftabscheider gepumpt werden. Der Schlamm aus dem Flotations- und Schwerkraftabscheider wird mit zugeführtem Flockungsmittel zum Kratzförderer gepumpt, von dort in einen Lagerbehälter weitergeführt. Aus diesem wird der Schlamm in einen Schlammsilo überführt und danach durch das Zufügen von trockenem Staub in einer Mischanlage verfestigt.



**Bild 4.19: Wasserkreislauf eines Nassetstaubungssystems eines Kupolofens**  
DSSS: Doppelhüllen-Schwerkraftabscheider; FA: Flockungsmittel, M: Motor  
[195, UBA, 2003]

Bei dieser Anlagenkonfiguration traten aufgrund einer Salzanreicherung und der geringen Qualität des behandelten Abwassers Betriebsprobleme auf. Es wurde eine Anlagenerweiterung mit folgenden Zielen unternommen:

- Erhöhen der Absetzgeschwindigkeit durch Verwenden anderer Flockungsmittel
- Verminderung des Schadstoffgehaltes in der Waschflüssigkeit
- Verbesserung der Schlammentwässerung
- Wiederverwenden der Waschflüssigkeit des Gaswäschekreislaufs.

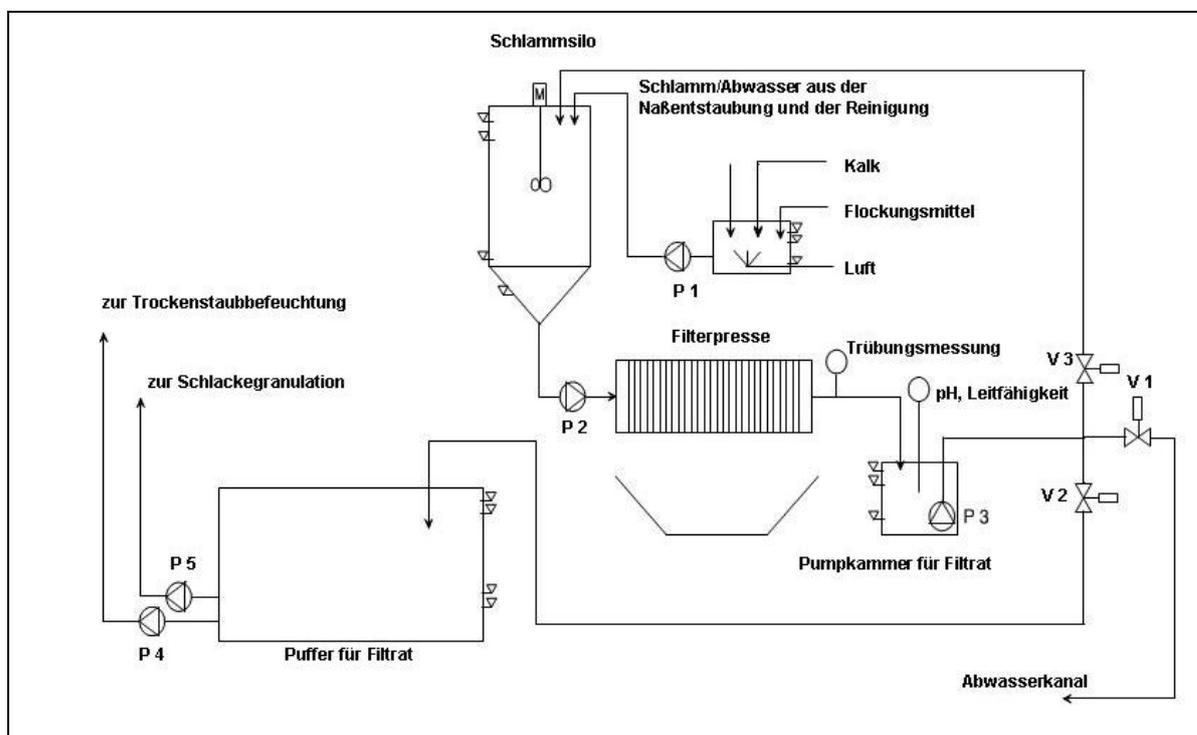
Dazu wurde eine Kammerfilterpresse mit einem Volumen von 2 m<sup>3</sup> und ein Schlammammelbehälter (30 m<sup>3</sup> Volumen) mit einem Rührwerk installiert. Der Schlamm wurde vom Rechenförderband/Kratzförderer direkt in den Lagerbehälter befördert und mit Kalk vorbehandelt.

Während einer mehrmonatigen Testphase wurde herausgefunden, dass man ca. 25 kg Kalk pro Charge zum Erreichen der besten Werte bezüglich Entwässerung und Entfernung von Schwermetallen benötigt. Der durchschnittliche Trockenmassegehalt betrug 70 %. Die Analyse des Filtrats auf Schwermetalle zeigte Werte im Bereich der Nachweisgrenze. Die relativ hohe Sulfatkonzentration war aber ein Problem für die Wiederverwendung des abfiltrierten Wassers für den Washkreislauf.

Als machbare Alternative erwies sich die Erweiterung der Schlammbehandlung mit Erweiterungen wie in Bild 4.20 dargestellt. Die Wasser-Feststoff-Mischung aus dem Nasswäscher wurde mit Flockungsmitteln vorbehandelt, der erhaltene Schlamm wurde mittels Kratzförderer in einen Mischbehälter gebracht. Kalk wurde entsprechend den notwendigen Mengen aus vorherigen Tests zugemischt, der Schlamm in einen Schlammstilo gepumpt (im Bild 4.20 Pumpe P1). Die Pumpe P2 pumpt ihn in die Filterpresse.

Das Filtrat wird über einen Trübungsmesser in einen Lagertank mit pH-Wert- und Leitfähigkeitswert-Überwachung überführt. Es gibt 3 Möglichkeiten für den weiteren Weg:

- über einen Ausgleichstank in die Schlackegranulation oder Trockenstaubbefeuchtung
- zurück in den Schlammstilo (wenn das Trübungslimit überschritten ist)
- in die Kanalisation (nur in Notfällen).



**Bild 4.20: Schlammbehandlungsschema für die Nassentstaubung des Kupolofenabgases**  
[195, UBA, 2003]

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Die ökonomischen Daten in Tabelle 4.57 beziehen sich auf die Erweiterung der Anlage mit einer Schlammbehandlung.

<b>vor Erweiterung</b>		<b>nach Erweiterung</b>	
Schlammmenge mit einem Trockengehalt von 30%	2000 t/a	Schlammmenge mit einem Trockengehalt von 70%	850 t/a
Trockenstaub zur Schlammverfestigung	1100 t/a	Trockenstaub zur Schlammverfestigung	0 t/a
Deponiekosten	100 € /t	Deponiekosten	100 €/t
<b>Deponiekosten pro Jahr</b>	<b>310.000 €</b>		<b>85.000 €</b>

**Tabelle 4.57: Deponierungskosten für die Erweiterung eines Abwassersystems mit Schlammbehandlung [195, UBA, 2003]**

Der Schlamm mit einem Trockengehalt von 70 % benötigt keine weitere Stabilisierung vor der Ablagerung. Der nasse Schlamm benötigt eine Verfestigung mit Trockenstaub. Die Ersparnis der Deponiekosten beträgt  $310.000 \text{ €} - 85.000 \text{ €} = 225.000 \text{ €}$ . Dies ist vergleichbar mit den gesamten Investitionskosten für die Erweiterung in Höhe von 175.000 € und den jährlichen Betriebskosten von ungefähr 50.000 €. Die gesamte Kostenersparnis beträgt somit 175.000 €/Jahr; das entspricht einer Amortisationszeit von einem Jahr. Die Berechnung schließt nicht die Kostenersparnis für die Wiederverwendung des abfiltrierten Wassers ein.

**Beispielanlagen**

Sach Giesserei GmbH, Kitzingen (D).

**Referenzliteratur**

[195, UBA, 2003]

#### 4.6.4 Ölabscheider

##### **Beschreibung**

Ablaufwasser aus allen offenen Bereichen, insbesondere aus Rohmateriallagerbereichen, enthält Schwebstoffe, die durch Absetzenlassen oder andere Techniken entfernt werden können. Zur Entwässerung von Schrottlagerplätzen werden Ölabscheider verwendet. Um das Ausschleppen von ungeklärten Materialien zu verhindern, sind Ablaufsümpfe ausreichend groß zu bemessen, so dass sie Niederschlagswasser und andere Wasserschübe aufnehmen können.

In Gießereien mit Dauerformen werden Ölabscheider für das Abwasser benutzt. Die hydraulischen Systeme der Gussautomaten können Öl verlieren. Das Wassersammelsystem ist deshalb so auszuführen, dass jedweder Ölverlust erfasst und der entstehende Abwasserstrom über einen Ölabscheider geleitet wird.

##### **Umweltentlastungseffekte**

Verhindern von Wasserverschmutzung.

##### **Medienübergreifende Aspekte**

Ölabscheider erzeugen zu deponierende Reststoffe.

##### **Anwendbarkeit**

Die Technik kann in neuen und bestehenden Druckguss-Gießereien (mit Dauerformen) und in allen anderen Gießereien mit direktem Abwasserstrom in ein Oberflächengewässer angewandt werden.

##### **Motivation für die Implementierung**

Verordnungen für Schadstoffeinträge in das Wasser.

##### **Beispielanlagen**

Honsel, Meschede (D).

##### **Referenzliteratur**

[160, UK Environment Agency, 2002]

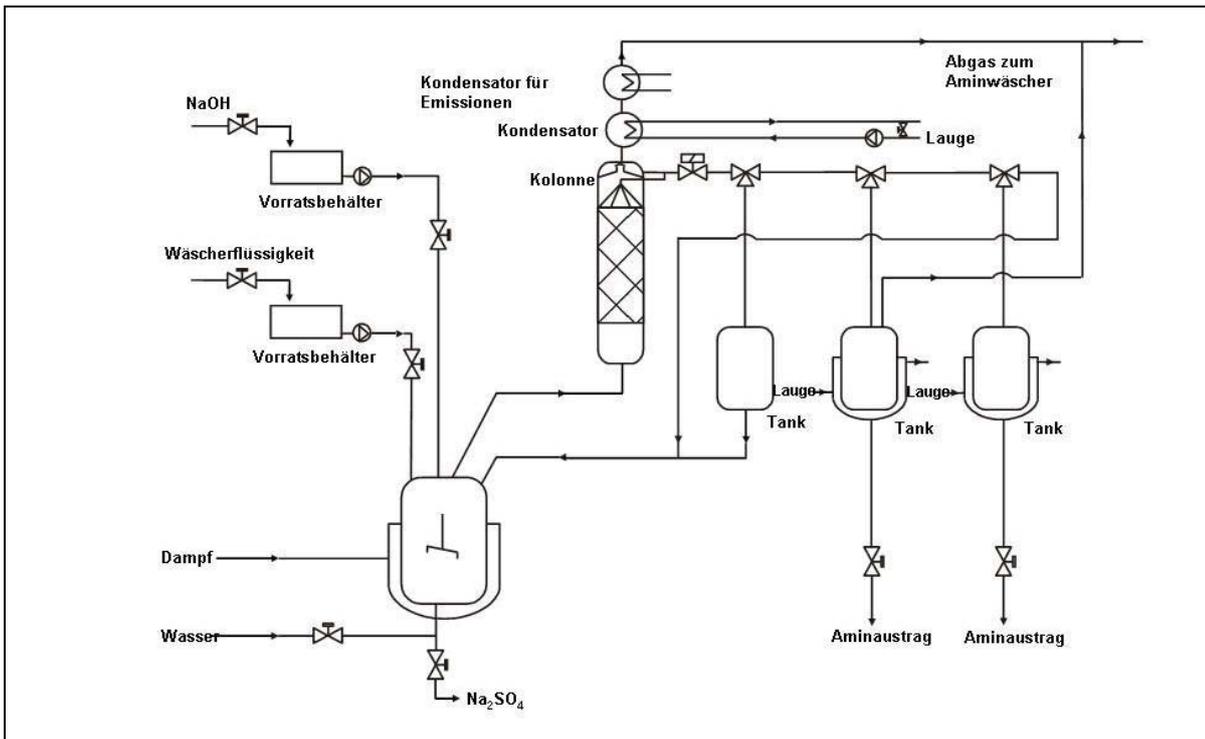
#### 4.6.5 Aminrückgewinnung aus dem Abwasser

##### **Beschreibung**

Bei der sauren Wäsche von Coldbox-Abgasen werden Aminosulfate gebildet (siehe Kapitel 4.5.8.4). Diese Amine können durch Neutralisation mit Natriumhydroxid und anschließende Destillation zurückgewonnen werden.

Wie Bild 4.21 zeigt, werden die im sauren Wäscher aus tertiären Aminen (z.B. DMEA, DMIA und Triethanolamin (TEA)) gebildeten Salze und die saure Waschlösung (z.B. Schwefelsäure) bei Reaktion mit einer starken Base (z.B. Natronlauge) rücktransformiert unter Bildung von freiem Amin und Natriumsulfat. Das Amin wird mit Wasserdampf ausgetrieben und dann über eine Kolonne gereinigt und konzentriert bis zu einem Grad, der eine Wiederverwendung erlaubt. Die Natriumsulfatlösung (zusammen mit der verschmutzten Waschlösung) kann zurück gewonnen oder muss entsorgt werden.

Wird das Amin nicht recycelt, kann die konzentrierte Waschlösung in einer biologischen Abwasserbehandlungsanlage mit Stickstoffeliminierung behandelt werden.



**Bild 4.21: Aminrecyclinganlage**  
[195, UBA, 2003]

**Umweltlastungseffekte**

Rückgewinnung von chemischen Verbindungen, die wieder verwendet werden können.

**Medienübergreifende Aspekte**

Wird dieser Vorgang in einer zentralen Anlage durchgeführt, ist der Transport der Waschlösung zur Behandlungsanlage zu berücksichtigen.

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen aminhaltigen Waschlösungen aus der Kernherstellungsabluft anwendbar. Der Einsatz ist durch ökonomische Faktoren begrenzt (z.B. Transportkosten), da eine ausreichende Menge an aminhaltigen Waschlösungen vorhanden sein muss. Im Allgemeinen wird die Technik an einem zentralen Ort zur Behandlung der Lösungen mehrerer Gießereien angewandt. Da dieser Vorgang ein Explosionsrisiko birgt, sind alle notwendigen Maßnahmen zur Verhinderung des Explosionsrisikos zu ergreifen

**Motivation für die Implementierung**

Rückgewinnung von chemischen Verbindungen. Deponiekosten für Industrieabfälle.

**Beispielanlagen**

- Zentrale Recyclinganlage Voerde (D)
- Zentrale Anlage einer Gruppe von Fahrzeuggießereien: Poitou (F).

**Referenzliteratur**

[195, UBA, 2003]

## 4.6.6 Minderung von Glykol im Abwasserstrom beim Druckguss

### Beschreibung

Hydraulische Anlagen im Druckguss verwenden als Hydraulikflüssigkeiten Wasser-Glykol-Gemische. Bei Leckagen der hydraulischen Anlagen kann die Leckageflüssigkeit in das Wassersystem gelangen und so zum Auftreten von Glykol im Abwasser einer Gießerei führen. Glykol kann nicht durch Filtrations- oder Flotationstechniken entfernt werden.

Anwendbare Behandlungstechniken sind:

- Destillation oder Vakuumverdampfung
- Biologischer Abbau.

Das gereinigte Abwasser könnte als Lösemittel für Trennmittel wieder verwendet werden.

### Umweltentlastungseffekte

Minderung der Wasserverschmutzung.

### Medienübergreifende Aspekte

Bei der Abwasserbehandlung entsteht ein Schlammkuchen, der zu deponieren ist.

### Betriebsdaten

In einem Beispiel in Belgien wird Prozesswasser in einer Vakuumverdampferanlage (Kapazität 3 m<sup>3</sup>/Tag) behandelt. Die Anlage wird aus 3 Quellen gespeist: Überschusstrennmittel (unter der Hochdruck-Kokillengussanlage gesammelt), Hydraulikflüssigkeiten von Leckagen der Gussautomaten (Wasser + Glykol) und Wasser aus der Reinigung der Elektrofilter. Die Vakuumverdampferanlage produziert einen zu deponierenden Schlammkuchen und Ablaufwasser. Das Ablaufwasser weist einen hohen CSB und eine geringe Härte (Alkalität) auf. Das macht es sehr geeignet für die Wiederverwendung als Lösemittel für Trennmittel.

### Anwendbarkeit

Die Technik kann in allen neuen und existierenden Druckgusswerken angewandt werden.

### Motivation für die Implementierung

Gesetzliche Anforderungen zur Einleitung verunreinigten Wassers in Gewässer.

### Beispielanlagen

Metaalgieterij Giessen, Hoboken (B): Aluminiumgießerei, die mit Hochdruckkokillenguss und Kokillenguss (Schwerkraft) produziert.

### Referenzliteratur

[202, TWG, 2002]

## 4.7 Energieeffizienz

### 4.7.1 Einleitung

Das Erschmelzen von Metall und das Warmhalten von geschmolzenem Metall machen einen wesentlichen Teil des Energieverbrauches einer Gießerei aus. In vielen Gießereien wird mehr Energie verbraucht, um Metall in geschmolzenem Zustand zu halten, als im eigentlichen Schmelzprozess. Darüber hinaus werden erhebliche Energiemengen in anderen Bereichen als der Metallbereitstellung verbraucht. Gießereien sind zum Beispiel große Verbraucher von Druckluft. Andere große Energieverbraucher sind wahrscheinlich Hochdruck-Druckgießmaschinen, deren überwiegend hydraulische Teile ebenfalls elektrisch betrieben werden. Sand- und Kokillengießereien können heiße Kernherstellungsverfahren, wie Maskenkern und Hotbox-Kerne, einsetzen, die Gas oder Elektrizität zum Heizen der Kästen verwenden. Das Heizen von Druckgießformen, Pfannen und Ofenzustellungen kann einen beträchtlichen Teil des Gesamtenergieverbrauches

ausmachen. Die typische relative Energienutzungsverteilung ist für zwei Gießereitypen in Tabelle 4.58 dargestellt. [64, ETSU, 1997]

Aktivität	Nicht-Eisengießerei (%)	ELO Stahlgießerei (10000 t/a guter Guss) (%)
Schmelzen	30	44
Halten	30	
Betreiben der Anlage	15	
Druckluft	14	10
Heizen der Werkzeuge	3	
Wärmebehandlung (Gas)		7
Andere *	8	39
(*) Beinhaltet alle Aktivitäten, für die kein Wert angegeben ist oder die nicht genannt wurden.		

**Tabelle 4.58: Typischer Energieverbrauch in einer Nicht-Eisengießerei und einer ELO-Stahlgießerei [64, ETSU, 1997], [202, TWG, 2002]**

Diese Daten zeigen, dass die restlichen Gießereiprozesse außer dem Schmelzen und Warmhalten für fast die Hälfte des Energieverbrauches einer Gießerei verantwortlich sind. Dies umfasst auch Aktivitäten mit Motoren und Antriebsmaschinen, Druckluft, Beleuchtung, Raumheizung und Kesselanlagen. Maßnahmen zur Energieeffizienz sollten daher beide Bereiche - Schmelzerei und restliche Prozesse – erfassen. [46, ETSU, 1995]

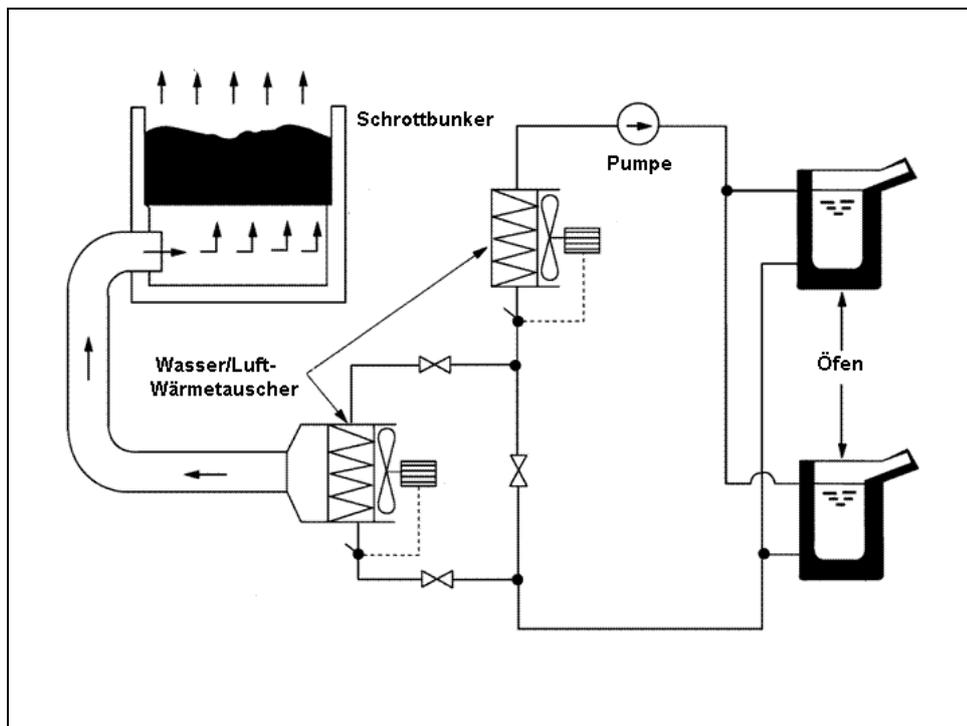
Ein energiesparender Betrieb wird durch Anwendung von “Good practice”-Maßnahmen zur Reduzierung von Energieverbräuchen in allen erwähnten Bereichen erzielt. Verbesserte Energieausnutzung ist einer der Hauptumweltentlastungseffekte der Maßnahmen, die in diesem Kapitel diskutiert werden. Die folgenden Unterkapitel konzentrieren sich auf Wärmerückgewinnung und Wärmeübertragung in andere Teile einer Gießerei

### 4.7.2 Induktionsofen: Abwärmenutzung

#### Beschreibung

Ein Großteil der elektrischen Energie, die einem Induktionsschmelzofen zugeführt wird, wird in Abwärme umgewandelt. Etwa 20 bis 30 % des Gesamtenergieeinsatzes einer Anlage wird über die Kühlung vernichtet. Der Kühlkreislauf eines Ofens behandelt nicht nur die elektrischen Verluste der Heizspule, sondern schützt die Heizspule auch vor der Hitze der Metallschmelze, die durch die feuerfeste Ausmauerung des Schmelztiiegels dringt. Die im Kühlsystem enthaltene Wärme wird in einigen Anlagen zu Heizzwecken, Raumheizung und Duschwasser, und zur Trocknung von Rohstoffen verwendet.

- *Trocknung von Rohstoffen:* wenn metallische Einsatzstoffe in den geschmolzenen Sumpf eines Induktionsschmelzofens chargiert werden, kann im Schrott enthaltenes Wasser gefährlich werden. Obwohl Schrott in der Gießerei unter Dach gelagert wird, kann er, wenn er vom Schrotthändler geliefert wird, feucht sein. Die Wärme, die im Wasser der Ofenkühlung enthalten ist, kann in einem Luft/Wasser-Wärmetauscher zurückgewonnen und mittels eines Gebläses kann die warme Luft am Grund des Rohstoffbunkers eingeleitet werden. Das Schema einer solchen Anlage ist in Bild 4.22 dargestellt.



**Bild 4.22: Nutzung von Abwärme zum Trocknen von Schrott**  
[47, ETSU, 1992]

- *Raumheizung und Warmwasserversorgung:* Ein ähnliches System, wie das oben diskutierte, kann eingesetzt werden, um warme Luft zu Heizzwecken in die Gießereihalle zu blasen. Alternativ kann ein Wasser/Wasser-Wärmetauscher eingesetzt werden, um einen Wasserkreislauf für Heizungen oder zur Warmwasserversorgung zu erwärmen.

Da die Temperatur im Kühlwasser von Systemen, die ohne Druck betrieben werden, normalerweise 60 – 70 °C nicht überschreitet, benötigen Heizkörper extragroße Oberflächen für eine effiziente Wärmeübertragung. Alternativ kann die Wassertemperatur durch zusätzliche Heizquellen, wie ergänzende Öl- oder Gasbrenner oder durch elektrische Heizer, erhöht werden. Für die Zeit, in der die Öfen nicht in Betrieb sind, z.B. frühmorgens, können Alternativheizmöglichkeiten notwendig sein, um eine angenehme Hallentemperatur zu erzielen.

Die normale Ofenkühlung muss während des Sommers und während anderer Zeiten, in denen die Raumheizung keine angemessene Wärmemenge aus dem System entzieht, in Betrieb bleiben. Es ist wichtig, dass die Funktionstüchtigkeit des Ofenkühlsystems erhalten bleibt. Das gesamte System muss ausfallsicher sein, um den Ofen zu jedem Zeitpunkt zu schützen. Außerdem darf das Wasser, das zum Ofen zurückfließt, nicht zu kalt (d.h. unter 30 °C) sein. Es sollten temperaturabhängige Warnsysteme eingebaut werden und für den Notfall Bypassrohrleitungen mit leicht zugänglichen manuellen Kontrollventilen installiert werden, so dass die Wärmerückgewinnungsanlage schnell und problemlos vom Primärkühlkreislauf abgekoppelt werden kann.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Erhöhte Energieeffizienz.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Es wurden keine medienübergreifenden Aspekte berichtet.

#### **Betriebsdaten**

Ein Wärmerückgewinnungssystem, das das Kühlöl eines Induktionsofens nutzt, wurde in einer Gießerei in Belgien installiert. Die Gießerei betreibt zwei Induktionswarmhalteöfen im

Duplexbetrieb mit einem Kupolofen. Die Induktoren der elektrischen Öfen werden mit Öl gekühlt. Das Öl erhitzt sich auf 200 – 300 °C und gibt die Wärme über einen Öl/Luft-Wärmetauscher wieder ab. Vor Installation des Wärmerückgewinnungssystems wurde 1 MW an die Luft abgegeben. Ein Alternativsystem wurde eingebaut, um die Abwärme zur Raumheizung zu nutzen. Die erwärmte Luft wird in die Kernmacherei geleitet. Dies ermöglicht die Rückgewinnung von 1/3 der ansonsten verlorenen Wärme und ersetzt das ursprünglich installierte gasgefeuerte Heizungssystem. Der Einbau war zu geringen Kosten möglich, weil der Öl/Luft-Wärmetauscher neben der Kernmacherei installiert war. Raumheizung in anderen Teilen der Gießerei können später ergänzt werden, benötigen jedoch längere Rohrleitungen (und werden daher mehr Wärmeverluste beinhalten).

### **Anwendbarkeit**

Bevor eine Wärmerückgewinnung installiert werden kann, müssen einige Kriterien erfüllt sein:

- Eine lohnende Nutzungsmöglichkeit für die Abwärme muss in vernünftiger Entfernung vorhanden sein und die Zeiten, zu denen die Abwärme benötigt wird, müssen mit den Ofennutzungszeiten übereinstimmen. Allerdings ist die zur Verfügung stehende Wärme relativ minderwertig. Die Temperatur des Kühlwassers darf 70 °C nicht übersteigen.
- Die relativ niedrigen Temperaturen führen dazu, dass viel größere Wärmetauscher als sonst üblich benötigt werden.
- Das Wasser des Ofens darf nicht mit Temperaturen unter ca. 30 °C zurückgeführt werden, da dies Kondensationsprobleme verursachen könnte.
- Die Aufrechterhaltung des Kühlkreislaufes ist unbedingt erforderlich. Der Kühlkreislauf ist für den Schutz der Spule erforderlich. Versagt er in seiner Funktion, könnten die Folgen drastisch sein.

Die oben genannten Aspekte, insbesondere die Funktionserhaltung des Ofens, halten die meisten Ofenbetreiber davon ab, überhaupt eine Nutzung der Wärme des Kühlsystems in Betracht zu ziehen.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Eine Gießerei, die eine Abwärmenutzung des Kühlkreislaufes in Betracht zieht, muss sämtliche Vorteile analysieren und sie gegen die Kosten für zusätzliche Ausrüstung und die Sicherheit des Ofens und der Bediener abwägen.

### **Motivation für die Implementierung**

Steigerung der Energieeffizienz einer Gießerei.

### **Beispielanlagen**

Raumheizung mittels warmer Luft: Proferro, Oudenaarde (B).

Metso Paper Jyväskylä Foundry (F).

### **Referenzliteratur**

[47, ETSU, 1992]

## **4.7.3 Kupolofen: Abwärmenutzung**

### **Beschreibung**

Die Notwendigkeit, die Abgase eines Kupolofens zu kühlen, bevor sie in den Gewebefilter geleitet werden, eröffnet die Möglichkeit, einen zweiten Nutzer anzuschließen und eine Wärmerückgewinnung zu betreiben. Der zweite Nutzer kann beispielsweise sein:

- ein Dampfkessel
- ein Thermalölkreislauf
- ein Heizkreislauf
- ein Warmwasserkreislauf.

### Umweltentlastungseffekte

Die Rückgewinnung der Wärme, die ansonsten an die Umgebung verloren ginge, ermöglicht Einsparungen beim Ölverbrauch (oder anderer Energieträger).

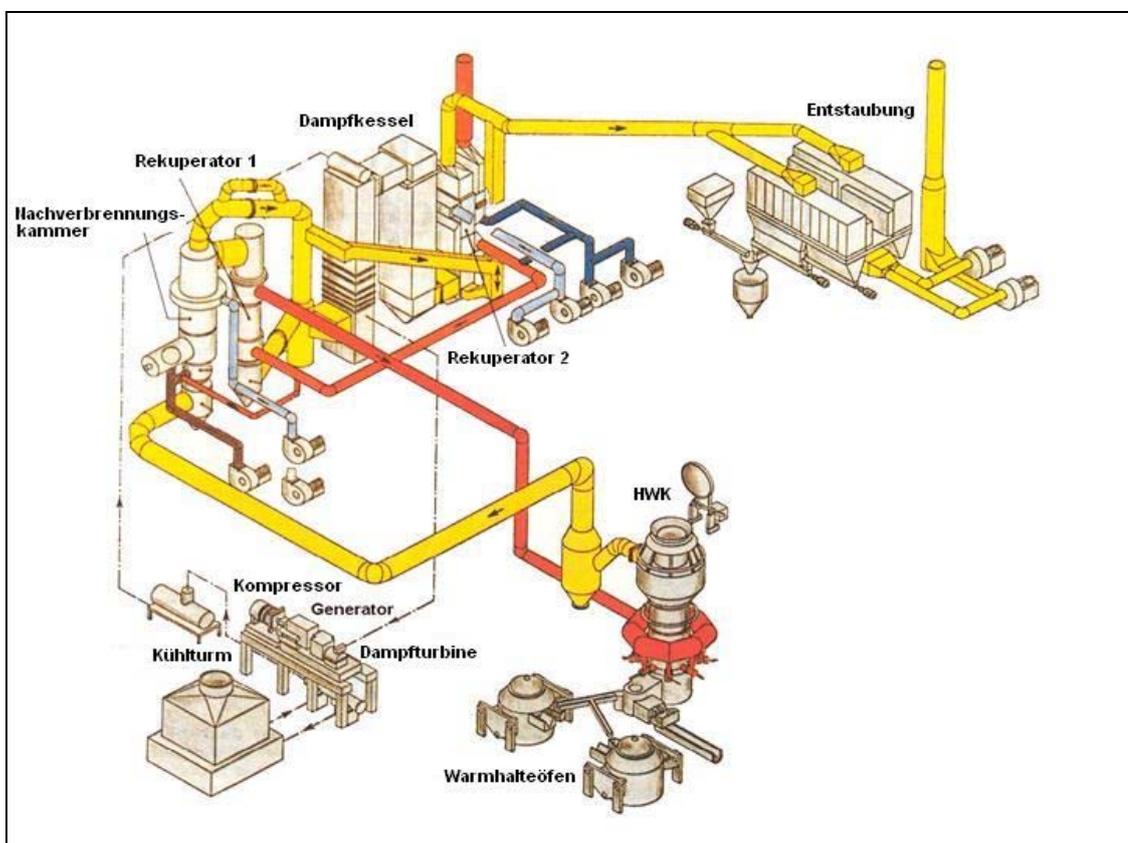
### Medienübergreifende Aspekte

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

### Betriebsdaten

Die beiden Beispielanlagen, die in Kapitel 4.5.2.2 beschrieben werden, sind mit Wärmerückgewinnungssystemen ausgerüstet. Anlagendaten sind in Tabelle 4.37 und 4.38 angegeben.

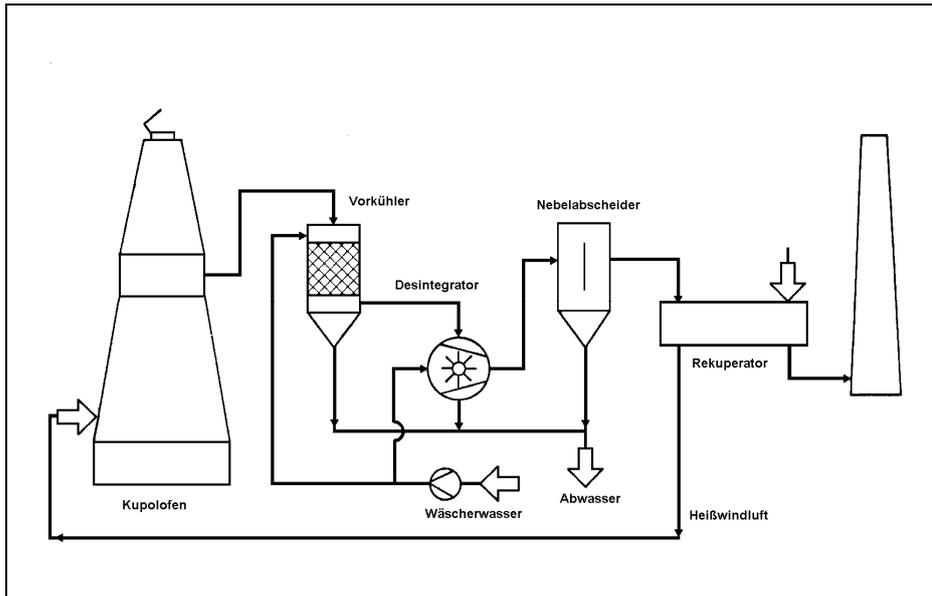
Anlage G nutzt die Abwärme eines Kupolofens zur Stromerzeugung. Ein Teil des Abgasstroms wird einem Dampfkessel zugeführt, der eine Turbine, gekoppelt mit einem Generator oder Kompressor, antreibt. Eine schematische Darstellung der Anlage ist in Bild 4.23 angegeben. Insgesamt 29 % der über Koks zugeführten Wärme wird wieder verwertet. Es werden ca. 2,9 MW elektrische Energie erzeugt. Dies bedeutet, dass die Anlage eine elektrische Energie von 75 kWh pro Tonne flüssigen Eisens erzeugt.



**Bild 4.23:** Schematische Darstellung eines Heißwindkupolofens mit Dampfkessel, Turbine und Generator

[27, Kran, et al., 1995]

Anlage H nutzt die Abwärme eines Kupolofens in einem Thermalölkreislauf. Nach dem Wärmetauscher zur Vorwärmung des Windes wird das Abgas über einen Gas/Öl-Wärmetauscher geleitet. Das erwärmte Öl wird zur Trocknung der Kerne verwendet. Eine maximale Wärmerückgewinnung von 21 MW kann erzielt werden. Ein Fließdiagramm des Prozesses wird in Bild 4.24 gezeigt.



**Bild 4.24: Prozessfließdiagramm eines Heißwindkupulofens mit Wärmerückgewinnung [17, Strauß, 1983]**

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist für alle neuen Anlagen anwendbar und sollte bei der Planung des Prozesses berücksichtigt werden. Bei bestehenden Anlagen kann diese Technik bei wesentlichen Umbaumaßnahmen eingesetzt werden. Allerdings können kleinere Zusatzeinheiten auch bei bestehenden Anlagen angewendet werden.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Die dargestellten Beispiele wurden im Rahmen von wesentlichen Umbaumaßnahmen bei bestehenden Anlagen realisiert. Es ist daher nicht möglich, die Kosten für diese Maßnahmen im Einzelnen von den Gesamtkosten zu extrahieren.

**Motivation für die Implementierung**

Erhöhung der Energieeffizienz von industriellen Prozessen.

**Beispielanlagen**

Zwei aufgeführte Beispielanlagen stehen in Deutschland.

**Referenzliteratur**

[17, Strauß, 1983], [27, Kran, et al., 1995], [202, TWG, 2002]

**4.7.4 Reduzierung von Energieverlusten/Verbesserung der Vorheizpraxis bei Pfannen**

**Beschreibung**

Energie wird verschwendet, wenn das Transportsystem für geschmolzenes Metall einen übermäßigen Temperaturverlust zwischen Ofenabstich und Abguss zulässt. Verluste können vermieden werden durch den Einsatz von „Guter Praxis“. Diese beinhalten folgendes:

- Verwendung von sauberen Pfannen, die rotglühend vorgewärmt wurden
- Verwendung von größtmöglichen Pfannen, die mit wärmehaltenden Abdeckungen versehen sind
- Belassen der Abdeckungen auf leerstehenden Pfannen oder auf den Kopf stellen von nicht genutzten Pfannen
- Minimierung von Metallumfüllvorgängen von einer Pfanne in eine andere
- möglichst schneller Transport von Metall im Rahmen der Sicherheitserfordernisse

**Umweltentlastungseffekte**

Zur Reduzierung von Energieverlusten.

**Medienübergreifende Aspekte**

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

**Anwendbarkeit**

Da diese Technik Maßnahmen der Guten Praxis beinhaltet, ist sie in allen neuen und bestehenden Gießereien anwendbar.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Es können keine ökonomischen Daten angegeben werden.

**Motivation für die Implementierung**

Energieeffizientes Gießereimanagement.

**Beispielanlagen**

Diese Maßnahmen werden in unterschiedlichem Maß in europäischen Gießereien angewendet.

**Referenzliteratur**

[44, ETSU, 1993]

## **4.8 Sand: Regeneration, Recycling, Wiederverwendung und Deponierung**

### **4.8.1 Einführung**

Da Gießereien Sand intensiv als inerten Grundstoff verwenden, ist die Regeneration von Sand ein wesentlicher zu berücksichtigender Aspekt der Umweltauswirkungen. Es muss eine klare Unterscheidung zwischen Grünsand und chemisch gebundenem Sand vorgenommen werden. Grünsand kann einfach nach Gebrauch erneuert werden. Allerdings zeigt aufgearbeiteter Grünsand eine bessere technische Qualität als Neusand. Die meisten Grünsandgießereien führen eine Primärregeneration durch.

Primärregeneration, auch als Abrieb oder Zerkleinern oder Zerreiben bekannt, bedeutet das Brechen des Sandes von Formen oder Kernen in die ursprüngliche Korngröße. Das schließt eine Sichtung des Sandes, das Entfernen von mitgerissenem Metall, das Trennen und Entfernen von Feinsand oder zu großen Klumpen ein. Bevor der Sand gelagert, in das Sandsystem zurückgeführt oder mit Neusand gemischt wird, wird er gekühlt. Zu diesem Zeitpunkt können die Sandkörner noch teilweise mit gebrauchtem Binder umhüllt sein. Das beeinflusst die Höhe des Anteils des Sandes, der zur Formherstellung und insbesondere Kernherstellung wieder verwandt werden kann. Deshalb muss Neusand hinzugefügt werden, um sicher zu stellen, dass die Sandmischung eine ausreichende Form- und Kernfestigkeit und damit eine gute Gussqualität ermöglicht. Erstmals wiedergewonnener Sand ist nicht immer von ausreichender Qualität, um für die Kernherstellung ohne zusätzliche Bearbeitung (Entfernung von Resten des Bindematerials) genutzt werden zu können. Er wird deshalb generell für Formen verwendet. Die häufigsten Primärregenerationstechniken sind Vibration, Drehtrommel- oder Strahlputzen.

Sekundäre Regeneration umfasst weitere Prozessschritte, um Binderreste des zuvor zermahlenden Sandes zu entfernen. Der Sand erhält damit eine Qualität die gleich oder besser als Neusandqualität ist. Gießereien mit sekundärer Sandregeneration haben in einigen Fällen nahezu keinen Neusandbedarf mehr. Um Binderreste zu entfernen, sind aggressivere Techniken als bei der Primärregeneration notwendig. Die hauptsächlich sekundären Regenerationstechniken sind:

- kalte mechanische Behandlung:
  - Niedrigenergie-Abrieb: Friktion/Reiben, Prallen (für kaltbindende Harze)
  - Hochenergie-Abrieb: pneumatisches Reiben, Mahlen, Zentrifugalreiben
- thermische Behandlung (im allgemeinen mit Wirbelschicht)
- Nasswäsche.

Kaltharzgebundene Sande können wegen der leichten Zerbrechlichkeit der Binderschicht mit einfachen Behandlungstechniken regeneriert werden. Mechanische Regenerationssysteme (z.B. Wirbelschichtsysteme) beruhen auf der Reibung zwischen den Partikeln oder dem Aufprall.

Sande, die mit Gas gehärtet oder thermisch abbindenden Harzen gebunden wurden, benötigen eine intensivere Behandlung, um die Binderschicht zu entfernen. Das schließt das Mahlen, pneumatisches Reiben und Zentrifugalreiben ein. Silikatsande können nur mechanisch mit pneumatischer Behandlung regeneriert werden.

Thermische Behandlung schließt das Abbrennen des organischen Binders ein. Bentonit wird bei hoher Behandlungstemperatur inaktiviert. Bei Sandströmen, die Grünsand enthalten, sollte deshalb jede thermische mit einer mechanischen Behandlung kombiniert werden.

Nassregeneration schließt Binderentfernung durch Reiben der Partikel ein. Diese Technik wird nur für Grün- oder Silikatsand oder CO<sub>2</sub>-gebundenen Sand angewandt und ist nicht sehr weit verbreitet.

Sekundärregeneration von Grünsand als Monosandfluss hat nur eine begrenzte Anwendung. Bei chemisch gebundenen Sanden ist die mechanische Behandlung die am weitesten verbreitete (mehr als 200 Anlagen in Deutschland in 1999) [80, ERM Lahmeyer International GmbH, 1999]). Die Anwendbarkeit der verschiedenen Regenerationstechniken und der regenerierten Sande ist in Tabelle 4.59 (Monosande) und in Tabelle 4.60 (Mischsande) zusammengefasst. Jede der vorgestellten Techniken wird detaillierter in den folgenden Abschnitten diskutiert.

Die bedeutendsten **Monosande** bei der Sekundärregeneration kommen aus dem Kernsand von Nichteisen-Gießereien. Aufgrund der niedrigen thermischen Belastung können sie leicht vom Grünsand getrennt werden. Des Weiteren werden Monosande aus der Form- und Kernherstellung mit rein organischen Systemen, wie Croning-, Furanharz- oder Urethan-Coldbox-, hergestellt. Ein kleinerer Monosandstrom kommt von nicht-gehärteten Kernen, der aus zerbrochenen oder nicht verwendeten Kernen der Kernherstellung stammt, und aus Restsand aus Kernherstellungsmaschinen.

**Mischsande** enthalten immer Bentonit-gebundene als auch chemisch gebundene Sande. Sie stammen hauptsächlich aus Eisengießereien und stehen für 75 % des gesamten Abfallsandaufkommens.

Sandart	Regenerationstechnik	Regenerationsanlage	Anwendungsbereich	Randbedingungen	Minimalmenge (t/h)
<b>Organische Monosysteme</b>					
kaltbindende Harze	mechanisch oder thermisch	<u>mechanisch</u> : Reibung, Prallen, pneumatisches Reiben <u>thermisch</u> : Wirbelkammer-, Wirbelschichtbett- oder Drehöfen	- für Formen mit kaltgebundenen Harzen - 20 – 25 % Ersatz durch Neusand für Herstellung kaltgebundener Kerne	- mechanisch: nur wenn die Binderhülle zerbrechlich genug beim Gießen geworden ist - die Zielwerte der Regenerierqualität müssen erreicht werden	1.5
Coldbox, SO <sub>2</sub> , Hotbox und Croning Sand	mechanisch oder thermisch	<u>mechanisch</u> : pneumatisches Reiben, Zentrifugalreibe Wirbelschichtreibe <u>thermisch</u> : Wirbelkammer-, Wirbelschichtbett- oder Drehofen	Zur Kernherstellung als Neusandersatz	- mechanisch: nur wenn die Binderhülle zerbrechlich genug beim Gießen geworden ist - die Orientierungswerte der Regenerierqualität müssen erreicht werden - Wiederverwenden des Feinsandes	0.75
Resolester-Methylformatgehärteter Sand	mechanisch	<u>mechanisch</u> : Reiben, Prallen pneumatisches Reiben	Mit Einschränkungen bei der Formherstellung mit Methylformatsand	- Regeneration als Resolester-kaltgebundener Sand aber mit geringerer Ausbeute - Versprödung von Binderkomponenten	
<b>anorganische Monosysteme</b>					
Grünsand	mechanisch	pneumatisches Reiben,	Regenerat für den Grünsandkreislauf	- erfordert Vortrocknung - Wiederverwenden des Feinsandes	0.75
Natriumsilikatsand	mechanisch		Nur für Formen und Kerne mit Natriumsilikatsand	Verspröden der Binderkomponenten bei 200 °C	0.5

**Tabelle 4.59: Anwendungsbereiche unterschiedlicher Regerationssysteme für Monosande** [128, IHOBE, 1998], [225, TWG, 2003]

Sandart	Regenerationstechnik	Regenerationsanlage	Abwendungsbereich	Randbedingungen	Minimalmenge (t/h)
organischer Mischsand	mechanisch oder thermisch	<u>mechanisch</u> : pneumatisches Reiben, Zentrifugalreiben, Wirbelschichtbettreiben <u>thermisch</u> : Wirbelkammer-, Wirbelschichtbett- oder Drehofen	- Neusandsubstitution zur Kernherstellung	- mechanisch: nur wenn die Binderhülle zerbrechlich genug beim Gießen geworden ist - die Orientierungswerte der Regenerierqualität müssen eingehalten werden - Wiederverwenden von Feinsand	0.75
Mischsand der Bentonit enthält	Mechanisch oder thermomechanisch	<u>mechanisch</u> : Mahlen, pneumatisches Reiben, Wirbelschichtbettreiben <u>thermisch</u> : Wirbelkammer-, Wirbelschichtbett- oder Drehofen	- Neusandsubstitution zur Kernherstellung - Regenerierter Sand für den Grünsandkreislauf	- erfordert Vortrocknen - kombinierte thermische Regeneration erfordert effiziente mechanische Regeneration um aktives Bentonit zu - Wiederverwenden von Feinsand	0.75

**Tabelle 4.60: Anwendungsbereiche unterschiedlicher Regerationssysteme für Mischsande** [128, IHOBE, 1998]

Die Anwendbarkeit der verschiedenen Behandlungssysteme ist in Tabelle 4.61 zusammengefasst und wird weitergehend in den Abschnitten zur Anwendbarkeit dieses Kapitels (4.8) diskutiert.

	einfaches mechanisches System	kalt mechanisch			Nassregeneration	thermisch	mechanisch - thermo - mechanisch
		Mahlen	Pralltrommel	pneumatisches Reiben			
<b>Monosande</b>							
kaltgebunden	x	x	x	x	x	x	0
Coldbox, SO <sub>2</sub> , Hotbox, Croning	0	x	x	x	0	x	0
Silicat (CO <sub>2</sub> oder Ester)	0	0	0	x	x	0	0
Grünsand (primär)	x	0	0	0	0	0	0
Grünsand (sekundär)	0	x	0	x	x	0	0
<b>Mischsande</b>							
gemischte organische	0	x	x	x	0	x	0
gemischt grün + organisch	0	x	0	x	x	0	x
x: anwendbar; 0: nicht anwendbar							

Tabelle 4.61: Anwendbarkeit verschiedener Sandregenerationstechniken auf verschiedene Sandarten

Bild 4.25 zeigt die Anwendung der primären und sekundären Sandregeneration in einer Mischsandgießerei, um eine 92%ige Sandregeneration zu erreichen. Das vereinfachte Schema berücksichtigt verschiedene Verluste während der Prozessschritte nicht. Das Zuführen von Neusand kann auf ein Minimum reduziert werden durch Einbeziehen von Sand aus dem Filterstaub (Grobfraktion aus der Abluft der Handformbereiche, dem Entkernen, den Lagersilos usw.).

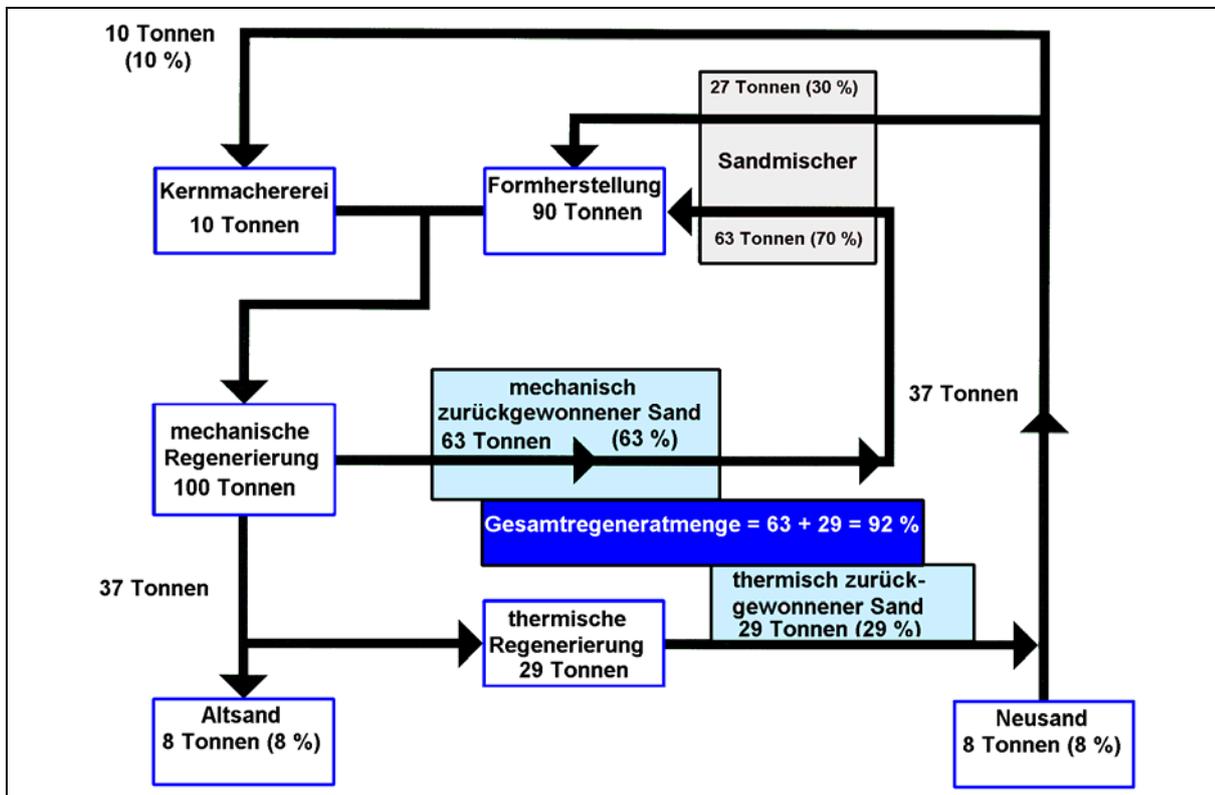


Bild 4.25: Sandaufteilungsdiagramm für ein thermo-mechanisches Regenerationssystem [70, ETSU, 1998]

Ein Gesamtrückgewinnungsverhältnis von 92 %, wie oben genannt, ist ein normaler Wert für Mischsystem aus Grünsand mit chemisch gebundenem Sand. Regenerationswerte bis zu 98 % wurden berichtet. Das tatsächliche Verhältnis hängt vom Volumen und der chemischen Zusammensetzung der Kerne ab. Für Furan-kaltgebundene Monosande werden Werte von ca. 78 % berichtet.

Im Allgemeinen hat das Mischen verschiedener Sandtypen eine negative Auswirkung auf die Festigkeit der Kerne und damit auf die Formen, die aus regeneriertem Sand hergestellt werden, auch wenn es einige Ausnahmen zu dieser allgemeinen Feststellung gibt. Um eine gute Qualität regenerierten Sandes herzustellen, ist es von großer Bedeutung, nichtkompatible Sandarten separat zu halten. Das Optimieren des Regeationspotentials kann deshalb beim Verwenden von Mischsand den Wechsel zu kompatiblen Bindersystemen bedeuten oder die Anwendung von Auspacktechniken, die eine Trennung verschiedener Sandarten erlauben. Tabelle 4.62 zeigt die Kreuzverträglichkeit.

Zielsystem Quell system		Bentonit	Sili- kate	kaltge- bunden	Hot- box	Croning	Coldbox		
							Methyl- format	Amin	SO <sub>2</sub>
Bentonit		+	0	0	-	0	0	0	
Silicat		0	+	-	-	-	-	-	
kaltgebunden		+	-	+	-	0	0	+	
Hotbox		0	-	+	+	+	-	0	
Croning		+	+	+	+	+	+	+	
Coldbox	Methyl- format	0	+	0/-	-	-	0	0	-
	Amine	+	+	+	+	+	0	+	+
	SO <sub>2</sub>	+	-	+	-	0	0	+	+

+: verträglich, 0: begrenzt verträglich, -: unverträglich

**Tabelle 4.62: Verträglichkeit von regenerierten Sandquellen mit verschiedenen Bindern**  
[37, Winterhalter, et al., 1992], [225, TWG, 2003]

[37, Winterhalter, et al., 1992], [70, ETSU, 1998], [128, IHOBE, 1998], [138, Metaalgieterij Giesen B.V., 1996], [153, Umweltbundesamt, 2002], [202, TWG, 2002], [225, TWG, 2003]

#### 4.8.2 Regenerieren von Grünsand unter optimierten Bedingungen (Primärregeneration)

##### Beschreibung

Einer der Hauptvorteile beim Verwenden von Grünsandformen ist, dass der Sand von den Formen nach einer Aufarbeitung nach dem Gießen mehrfach wiederverwandt werden kann. Es werden wenige Prozent Neusand zum Erhalt der Qualität des Formsandes zugefügt. Die Menge des zugeführten Sandes ist von zugeführtem Kernsand und Prozessverlusten abhängig. Beim kernlosen Gießen beträgt der durchschnittliche Neusandanteil 2 – 5 %. Beim Gießen mit Kernen wird der Sand erneuert durch das Zufügen von Kernsand in den Kreislauf. Überschüssiger Sand im Kreislauf wird nach dem Sichten nach dem Ausschlagen oder aus dem Vorratssilo entfernt. Die allgemeine Behandlung ist in Bild 2.28 dargestellt. Diese interne Rezirkulation von Grünsand mit minimaler Behandlung wird als Primärregeneration bevorzugt. Die Regeneration hat 3 Hauptziele: (1) das Brechen von Sand in seine originale Korngröße oder kleine Partikel, (2) Entfernen von Feinsandanteilen und (3) den Sand vor dem Mischen mit Neusand zu kühlen.

Verschiedene Techniken werden für das Brechen und Trennen angewandt:

- *Vibration*: Der Rüttelrost oder Siebgeräte sind die meist genutzten Techniken zur Wiedergewinnung. Der gesiebte Sand wird herausgenommen zur weiteren Behandlung, z.B.

Kühlung, Größenklassifizierung, thermische Wiedergewinnung. Die Reststoffe werden zur Deponierung gesammelt.

- *Trommel*: Der herausgeschlagene Sand wird in die Drehtrommeln geschüttet, die mit beweglichen Förderelementen ausgerüstet sind. Wenn der Sand sich in der Trommel bewegt, verursachen die Dreh- und Hebebewegungen, dass die Sandpartikel sich aneinander reiben und in ihre einzelnen Sandkörner zerbrechen. Die Sandkörner fallen durch ein Sieb am Ende der Trommel, während zu große Teile und Fremtteile entfernt werden zur Deponierung.
- *Strahlputzen*: Form und Gussstück werden direkt in die Strahlputzmaschine eingeführt. Der Vorgang des Strahlputzens führt zu einer kompletten Entfernung der Form und reinigt zugleich die Oberfläche des Gussstücks. Sand und Strahlmittel werden danach getrennt. Diese Technik ist aber nicht sehr üblich.

Während des Abkühlens der Gussstücke wird der Sand aufgeheizt. Um gute Sandmischbedingungen zu erreichen, muss der Sand auf 40 – 45 °C runtergekühlt werden. Zur Anwendung kommen Verdampfungskühlung mit Wirbelkammer oder Wirbelschichtbett wie auch Wärmetauscher. Werden beim Ausformen Vibrationstransporter der Drehtrommeln benutzt, kann das Abkühlen gleichzeitig erfolgen.

Wird ein Wirbelschichtbettkühler verwendet, kann die Luft zur Trocknung mittels Gas oder elektrisch aufgeheizt werden. Die durchschnittliche Behandlungszeit im Bett beträgt 10 Minuten. Im Allgemeinen kommt der Sand in das Wirbelschichtbett mit einer Feuchtigkeit von 2 – 3 % und einer Temperatur von 250 – 300 °C. Temperatur und Feuchtigkeit sollten überprüft werden, bevor in den Wirbelschichtkühler schließlich abgemessene Mengen Wassers zugefügt werden. Dadurch wird die Minimierung von Feinsand erreicht, der während der Trocknung im Wirbelschichtbett entfernt wird. Der Feinsandanteil enthält Bentonit, das wieder aktiviert werden kann. Der Feuchtigkeitsgrad des zurück gewonnenen Sandes muss zwischen 2 und 2,2 % bei einer Temperatur von 35 °C liegen. Infolgedessen wird das Bentonit während der Lagerung im gekühlten und feuchten Sand aktiviert, dadurch sind während des Mischens weniger Wasser und Bentonit hinzuzufügen und die Verarbeitungszeit verringert sich.

Eine gute Homogenisierung gestattet eine gleich bleibende Sandqualität und verbesserte und einfachere Sandpräparation. Homogenisierungssysteme bestehen aus einigen kleinen Silos anstelle eines großen oder in einer Rezirkulation des Sandes in den Silo.

Bei Systemen, die chemisch gebundene Kerne verwenden, kann das Mischen des Kernsand in Abhängigkeit von der Art des Binders und der Menge des Kernsandgemisches negative Auswirkungen auf die Sandqualität haben. Die negativen Auswirkungen sind mit sauren oder alkalischen Kernen größer als im Vergleich zu neutralen Systemen (SO<sub>2</sub>- Epoxid, PUR-Coldbox). Während des Ausschlagens werden Kernsand und Formsand unvermeidlich vermischt. Nichtgehärtete Kerne und nicht zerbrochene Kerne können jedoch aus dem Sand heraus genommen oder heraus gelassen werden, bevor er zur Primärregeneration geht.

### **Umweltentlastungseffekte**

Verringerter Verbrauch von Grundstoffen (Sand und Bentonit), geringere Menge von Material zu deponieren.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Zur Sandregeneration ist elektrische Energie notwendig, deshalb ist der Gesamtverbrauch der Anlage an Elektrizität erhöht. Werden vorwiegend mechanische Techniken angewandt, ist diese Menge gering.

Sandkühlung und das Abtrennen von Feinsand führen zu Staub-beladenem Abgas. Zur Verhinderung von Staubemissionen ist das Abgas zu filtern. Der gesammelte Staub wird deponiert oder wiederverwendet (siehe Kapitel 4.8.12).

### **Betriebsdaten**

Obwohl der hinzuzufügende Anteil von Neusand durch eine Anzahl von Faktoren beeinflusst wird, liegt die übliche Menge bei 10 - 20 % des Gewichtes des gegossenen Metalls. Es ist aber einfacher,

die Menge des Neusandes in Prozent des Sanddurchsatzes anzugeben. Bei den meisten Gießereiprozessen werden 5 % als ausreichend angesehen, viele Gießereien arbeiten aber mit geringeren Anteilen.

Für ein Grünsand-Monosystem kann ein Regenerationsverhältnis von 98 % erreicht werden. Systeme mit hoher Inkompatibilität der Kerne können Regenerationsverhältnisse von 90 – 94 % erreichen.

### Anwendbarkeit

Die Technik ist in allen neuen und bestehenden Grünsandgießereien anwendbar.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die möglichen Kosteneinsparungen der Rückgewinnung für eine Gießerei, die bisher ihren Sand nicht zurückgewonnen hat, sind in Tabelle 4.63 zusammengefasst.

Beschreibung	Kosten (Euro/Tonne Sand)
durchschnittlicher Preis für Silikatsand	32.64
durchschnittlicher Preis für Abfallsanddeponierung	14.56
<b>Gesamtkosten Sanderwerb und Deponierung</b>	<b>47.2</b>
geschätzter Wertverlust der zusätzlichen Anlage und Ausrüstung pro Jahr	18.24
durchschnittliche Betriebskosten	7.76
<b>erwartete Kosteneinsparung im ersten Jahr</b>	<b>21.2</b>
<b>erwartete Kosteneinsparung in den Folgejahren</b>	<b>39.44</b>

**Tabelle 4.63: Kosteneinsparungen für eine Primärrückgewinnung (UK estimation 1995)**

Die Investitionen für einen Mischer, eine Dosieranlage und zur Prozesskontrolle bewegen sich im Bereich von 0.05 - 1 Million Euro. Die Investition für eine Anlage zur Größenminderung der Kernbruchstücke beträgt 0,1 Million Euro, das ist aber nur erforderlich, wenn das nicht mit einer mechanischen oder pneumatischen Regenerationsanlage gemacht werden kann. (Die Betriebskosten (pro Jahr) können mit 5 – 10 % der Investitionskosten abgeschätzt werden.

### Motivation für die Implementierung

Viele Gießereibetreiber geben die Kostenreduktion als Beweggrund der Einführung verschiedener Sandrückgewinnungsprogramme an. Verordnungen bestärken bei der Verminderung des zu deponierenden Materials bei steigenden Deponierungskosten.

### Beispielanlagen

Primärrückgewinnung wird praktisch in allen Grünsandgießereien durchgeführt, auch wenn der Detailliertheitsgrad der Rückgewinnungsanlagen sehr unterschiedlich sein kann, von einfachem Handbetrieb hin zu vollautomatischen computergesteuerten Anlagen.

### Referenzliteratur

[72, ETSU, 1995], [73, ETSU, 1995], [108, FEF, 1999], [110, Vito, 2001], [128, IHOBE, 1998], [140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001], [143, Inasmet and CTIF, 2002]

## 4.8.3 Einfache mechanische Regeneration von kaltgebundenem Sand

### Beschreibung

Für die Regeneration von kaltgebundenem Monosand (z.B. Furansand) und ungehärtetem Kernsand werden einfache mechanische Techniken angewandt. Diese Techniken schließen das Brechen von Klumpen, das Abscheiden von Sandkörnern und Reinigung durch Reibung der Körner bei konsequenter Entstaubung und Kühlung auf Betriebstemperatur ein. Dabei werden verschiedene Arten von Brechern und Mühlen, z.B. Prallbrecher, Backenbrecher und Kugelmühlen, verwendet.

### **Umweltentlastungseffekte**

Minderung der zu deponierenden Sandmenge und des Verbrauchs von neuem Primärsand.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Die Sandregeneration erfordert zusätzliche Energie und bedingt zusätzliche Staubemissionen und Reststaub, der zu deponieren ist.

### **Betriebsdaten**

Für Furan-gehärtete Monosande werden Regenerationsverhältnisse von ungefähr 78 % berichtet.

### **Anwendbarkeit**

Diese Technik kann bei allen kaltbindenden Sanden, außer Silikatsanden, angewandt werden. Der regenerierte Sand kann bei kleinen Zusätzen von Neusand zum Ausgleich des Qualitätsverlustes im gleichen Formkreislauf verwendet werden.

Die Technik kann für ungehärtete Kernsande mit organischen Bindern angewandt werden. Der regenerierte Sand kann mit gleicher Binderart und nach Mischen mit Neusand zur Kernherstellung verwendet werden. Er kann auch innerhalb bestimmter Grenzen zur Erneuerung von Formsand genutzt werden.

### **Motivation für die Implementierung**

Gesetzgebung mit hohen Deponierungskosten zur Minderung von Reststoffen zur Deponierung.

### **Beispielanlagen**

Einfache mechanische Regeneration von Furansand wird in vielen Gießereien Europas angewandt und ist besonders verbreitet in Deutschland und Finnland.

### **Referenzliteratur**

[153, Umweltbundesamt, 2002], [202, TWG, 2002]

## **4.8.4 Kalt-mechanische Regeneration mittels Schleifscheibenanlage**

### **Beschreibung**

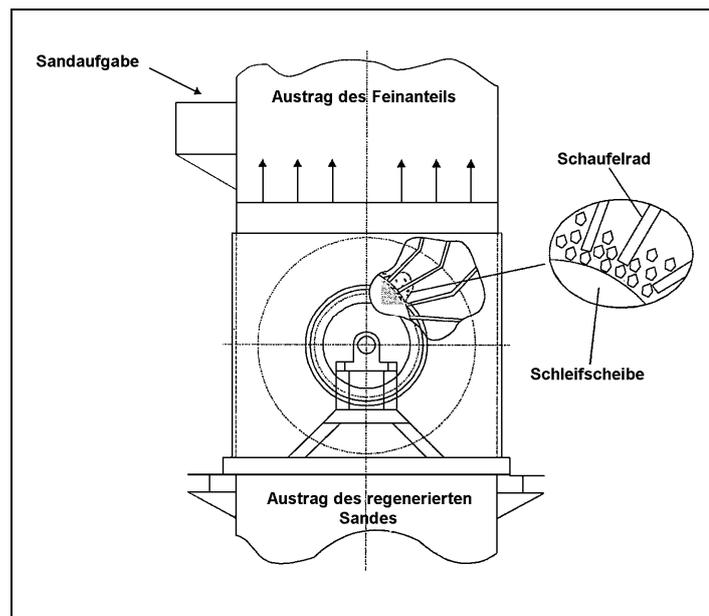
Dies ist ein weit verbreitetes, großtechnisch angewandtes Schleifsystem (siehe Bild 4.26). Das System wurde ursprünglich zur Regeneration von Mischsand (Bentonit und organische Sande) entwickelt. In dieser Anlage wird eine horizontal rotierende Schleifscheibe zum Entfernen der harten oolithischen Bentonitschicht vom Sand verwendet. Durch das Schleifen kann auch chemischer Binder von den Sandkörnern entfernt werden. Um die Schleifscheibe herum bewegt sich ein langsam drehendes Schaufelrad, das kontinuierlich den Sand auf die Schleifscheibe bewegt. Darüber zieht eine Entstaubungsanlage den Staub und Feinsand ab. Zur Verarbeitung muss der Sand trocken sein. Es ist ein Vortrocknungsschritt erforderlich, um den Feuchtegehalt auf unter 0.2 % zu senken. Dazu wird ein Wirbelschichtbett- oder anderer Trockner verwendet.

Der Abgasstrom des Generators wird mittels Zyklon oder Schlauchfilter entstaubt. Der Filterstaub enthält Reste aktiven Bentonits und Kohlenstaub. Er könnte zur Kernherstellung regeneriert werden und dadurch zur Minderung von Glanzkohlenstoff beitragen. Außerdem weisen die Formen durch den verbleibenden Bentonitgehalt eine bessere technische Qualität (Nasszugfestigkeit, Fließfähigkeit) auf, was weiterhin zu einer Minderung von Ausschussformen und Minderung von Adern auf dem Gussstück führt.

### **Umweltentlastungseffekte**

Eine Minderung der zu deponierenden Sandmenge und des Verbrauchs von neuem Primärsand. Im Falle von Grünsand eine Verbrauchsminderung von Glanzkohlenstoff.

Eine Verbesserung der Formsandeigenschaften, die zu einer Minderung der Ausschussformen und der Anzahl von verworfenen Fertigungsstücken führt.



**Bild 4.26: kaltmechanische Regeneration durch Schleifen**  
[128, IHOBE, 1998]

#### Medienübergreifende Aspekte

Die Sandregeneration erfordert zusätzliche Energie und bedingt zusätzliche Staubemissionen und Reststaub zur Deponierung. Die Verwendung von regeneriertem Sand zur Formherstellung erlaubt jedoch die Minderung der notwendigen Menge von Glanzkohlenstoff.

#### Betriebsdaten

Für Ton-gebundenen Sand beträgt das maximale Regenerationsverhältnis 65 - 75 %. Das ist abhängig vom Quarzsandanteil des Materials. Für chemisch gebundenen Sand beträgt der Anteil von recycelbarem Quarzsand 90 – 95 %.

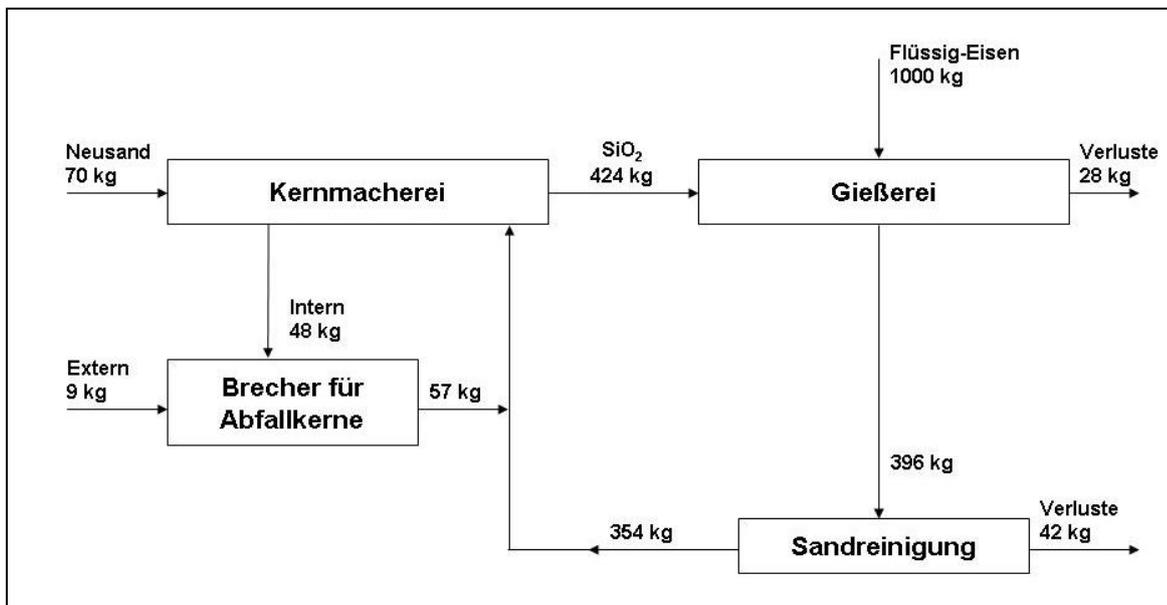
Der gesamte Sandkreislauf und die Notwendigkeit von Neusand hängen vom verwendeten Anteil der Kerne (und Kernsand) ab. Daten zum Sandkreislauf sind deshalb sehr prozessspezifisch. Bild 4.27 (siehe nächste Seite) zeigt Werte eines Werkes in den Niederlanden.

Im Allgemeinen besteht Abfallgrünsand aus ca. 80 % Quarzsandkörnern und ungefähr 20 % Feinsand (Bentonit, Kohlenstaub u.a.). Von 100 % Abfallsand werden ca. 70 % als aufbereiteter Sand in die Kernherstellung zurückgeführt. Der Grad der Effizienz in Bezug auf den Quarzanteil ist ungefähr 88 %.

Der Filterstaub enthält ca. 40 % aktiven Bentonits, der einen 17 %-igen Glühverlust (LOI) hat und 43 % Feinanteil. Das Wiederverwenden des Sandes in der Sandanlage führt dazu, dass 30 % weniger Glanzkohlenstoff benötigt wird. Ein Beispiel aus einer Gießerei zeigt, dass die verbesserte Sandqualität zu einer Halbierung der Ausschussformen führte.

Staub aus dem Zyklonabscheider (20 % des Gewichtes des regenerierten Sand) enthält 25 bis 30 % Bentonit und einen hohen Anteil organischer Bestandteile, aber die chemische Zusammensetzung erfüllt nicht die erforderlichen Spezifikationen, um ihn als Sekundärmaterial nutzen zu können. In den Niederlanden ist es als Spezialanwendung gestattet, den Sand als Deponieabdeckung zu verwenden. In anderen Regionen muss diese Fraktion deponiert werden. Es kann aber Vorschriften zur Begrenzung des organischen Anteils von zu deponierendem Material geben, die die Deponierung beschränken können.

Das Mahlen des Sandes führt zu beschleunigter Abnutzung des Sandkornes. Dieses und die Rezirkulation des Filterstaubes führen zu einer Verschiebung der Korngrößenverteilung des Sandes. Die gesamte Sandzusammensetzung muss deshalb gut überwacht und verfolgt werden.



**Bild 4.27: Betriebsdaten für den Sandkreislauf einer niederländischen Grünsandgießerei [140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001]**

**Anwendbarkeit**

Kaltmechanische Regeneration wird vorwiegend zur Entfernung von Bentonitschichten auf Grünsand und zur Entfernung chemischer Binder bei nicht-härtenden Verfahren angewandt. Die Mahltechnik ist die am häufigsten angewandte kaltmechanische Behandlung. Für chemisch gebundene Sande werden auch die Vibrations- und Pralltechniken angewandt, diese stellen aber nur Sand von geringer oder durchschnittlicher Qualität her. Diese Techniken sind üblicher im konventionellen Sandkreislauf (Primärregeneration). Die Sekundärregeneration von Grünsand wird nur beschränkt angewendet.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Investitionskosten für eine Anlage mit einer Kapazität von 50 t/Tag, einschließlich Trocknung, Kühlung, Regenerationsanlage, Zyklonabscheider und Schlauchfilter, betragen ungefähr 1.135.000 Euro. Daten aus Deutschland sprechen von 600.000 Euro für eine Anlage mit einer Kapazität von 1,5 t/Stunde.

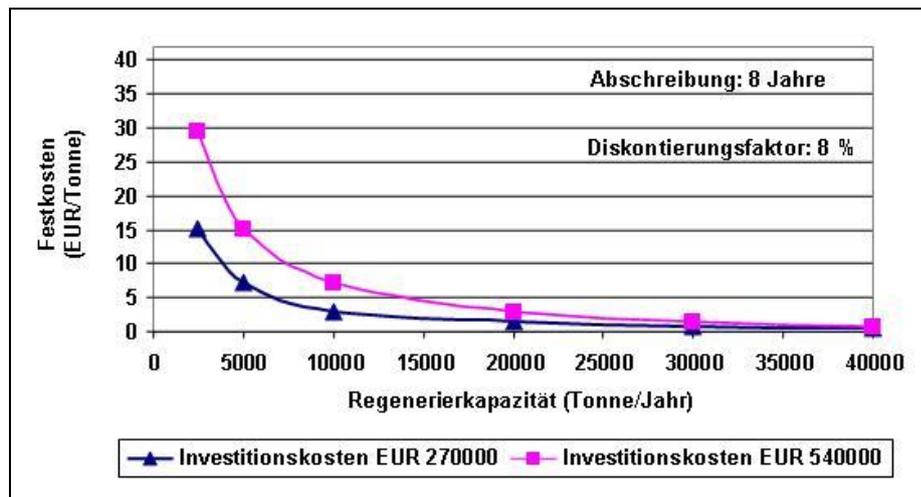
Die Verbrauchswerte sind folgende (Jahresdurchschnitt):

Elektrizität:	39	kWh/t
Erdgas:	3	Nm <sup>3</sup> /t (abhängig von der anfänglichen Sandfeuchte)
Druckluft:	36	Nm <sup>3</sup> /t
Verschleißteile:	1.18	€/t
Personal:	0 %	
Wartung:		routinemäßig.

Bild 4.28 (siehe nächste Seite) zeigt Kostenkurven für eine mechanische Regeneration von organisch gebundenem Sand. Die Festkosten variieren in Abhängigkeit von Gesamtkapazität und -investitionen. Die variablen Kosten können bis zu 11 €/t betragen, die tatsächlichen Kosten sind aber von der spezifischen Anlage und den örtlichen Bedingungen abhängig. Die Gesamtkosten (fixe und variable) liegen im Bereich von 12 bis 40 € pro Tonne regenerierten Sandes in Abhängigkeit von Größe und Art der Anlage.

**Motivation für die Implementierung**

Gesetzgebung mit hohen Deponierungskosten zur Minderung von Reststoffen zur Deponierung.



**Bild 4.28:** Festkosten in Euro pro Tonne regenerierten kaltgebundenen Sandes mit mechanischer Sandregeneration  
[82, IfG - Institut für Gießereitechnik, 1996]

#### Beispielanlagen

- De Globe, Weert, the Netherlands, 60 Tonnen pro Tag, Anlage mit 2 Linien, in Betrieb seit 1995
- Eisenwerk Brühl, Brühl; D (1.5 Tonnen/Stunde), 1999
- Gießerei Fritz Winter GmbH & Co KG, Stadtallendorf, D (9.5 Tonnen/Stunde)
- Mercedes-Benz AG, Mannheim, D (9 Tonnen/Stunde).

#### Referenzliteratur

[82, IfG - Institut für Gießereitechnik, 1996], [110, Vito, 2001], [128, IHOBE, 1998], [133, De Globe B.V., 1999], [140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001], [151, Gemco, 1999]

### 4.8.5 Kaltmechanische Regeneration mittels Pralltrommel

Diese mechanische Regeneration beruht auf einer Reibung zwischen den Sandkörnern und erzielt die besten Resultate für chemisch gebundene Monosande. Der Sand wird in eine Trommel mit drehenden inneren Achsen, die kleine Klingen tragen, eingeführt. Die Sandkörner prallen gegen die Wände und gegeneinander. Dieser Aufprall produziert eine mechanisch abtragende Reinigung. Feinsandanteile werden mit dem Abluftstrom abgeführt. Die Pralltrommeln arbeiten im Chargenbetrieb. Eine Installation von 2 Anlagen gestattet einen kontinuierlichen Betrieb.

Bei Anwendung auf Mischsand (Bentonit und organische Anteile) geht der Regeneration eine Magnetabscheidung zur Entfernung von Grünsand voraus. Aufgrund der Anwesenheit von ungebranntem Bentonit hat der Grünsand einen sehr schwachen Magnetismus, so dass eine magnetische Trennung durchgeführt werden kann. Die Regenerieranlage gestattet einen begrenzten Anteil (15 %) von ungehärtetem Kernsand (Kernbruchstücke aus der Produktion). Die Kombination aus Magnetabscheidung und Pralltrommelreinigung erlaubt eine optimierte Reinigung von chemisch gebundenem Sand aus dem Mischsandfluss und Wiederverwendung des regenerierten Sandes zur Kernherstellung.

#### Umweltentlastungseffekte

Interne Wiederverwendung des Kernsand, deshalb Verringerung des zu deponierenden Materials und der Beschaffung von Rohmaterial.

#### Medienübergreifende Aspekte

Die Regeneration von Sand erfordert zusätzliche Energie und verursacht zusätzliche Staubemissionen und zu deponierenden Reststaub.

### Betriebsdaten

Die Regeneriertrommeln fahren im Chargenbetrieb bei einer Behandlungszeit von 20 Minuten für eine Charge von 1,5 Tonnen Sand. Der Energieverbrauch der gesamten Anlage (einschließlich Magnetabscheidung, Abgasbehandlung und Sandtransport) beträgt 55 kWh/t behandelten Sandes, wovon 35 % für Sandtransport und Beladung aufgewendet werden. Die Anlage verwendet Druckluft mit 48 Nm<sup>3</sup>/t Sand.

Der regenerierte Sand weist die folgende Qualität auf:

- durchschnittliche Korngröße: 0.30 – 0.33 mm
- Anteil Feinsand: 0.4 – 1 %
- pH: 8.7
- Glühverlust: 0.25 – 0.5 %.

Kerne, die aus 100 % regeneriertem Sand gemacht werden, haben akzeptable Eigenschaften. Im Allgemeinen werden für neue Kerne 10 – 70 % regenerierten Sandes verwendet, der tatsächliche Anteil hängt von der Art des Kernes ab.

10 % des zu regenerierenden Materials werden zu Staub. Der Staub wird mittels Zyklonabscheider (90 %) und Schlauchfilter (10 %) gesammelt.

### Anwendbarkeit

Diese Technik von gemeinsamer Separation und Regeneration kann zur Behandlung von Mischsand (Grünsand und chemisch gebundener Sand) angewendet werden. Die Regeneration wird im Sandfluss von chemisch gebundenem Sand durchgeführt und kann ungehärtete Kerne verarbeiten. Die Technik kann in neuen und bestehenden Anlagen angewendet werden.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Investitionskosten für eine Pralltrommel für 3 t/h, Magnetabscheidung, Abgasentstaubung, Transport- und Beladeanlagen betragen 1,3 Millionen Euro. Betriebskosten für diese Anlage betragen 10 €/t. Das schließt Energieverbrauch, Abnutzung und Zerstörung von Teilen, Wartung und Deponierung von Reststoffen ein. Das stellt einen Nettogewinn von 37 € pro Tonne gegenüber den Beschaffungskosten von Neusand und der Deponierung von Sand (beides einschließlich Transport) dar.

Eine französische Anlage (380 t/d) wird mit Betriebskosten von 15 €/t zitiert. Für diese Anlage beträgt der Nettogewinn 18 €/t im Vergleich zu den Beschaffungskosten von Neusand und der Deponierung von Sand (beides einschließlich Transport).

### Motivation für die Implementierung

Gesetzgebung mit hohen Deponierungskosten zur Minderung von Reststoffen zur Deponierung.

### Beispielanlagen

Diese Technik wird in den folgenden Anlagen angewendet:

- PSA, Sept-Fons (F): 6 Magnetabscheider und 2 Mühlen abwechselnd arbeitend
- GF, Leipzig (D): 2 Magnetabscheider und eine Mühle
- Döktas – Türkei: 5 Magnetabscheider und 2 Mühlen.

### Referenzliteratur

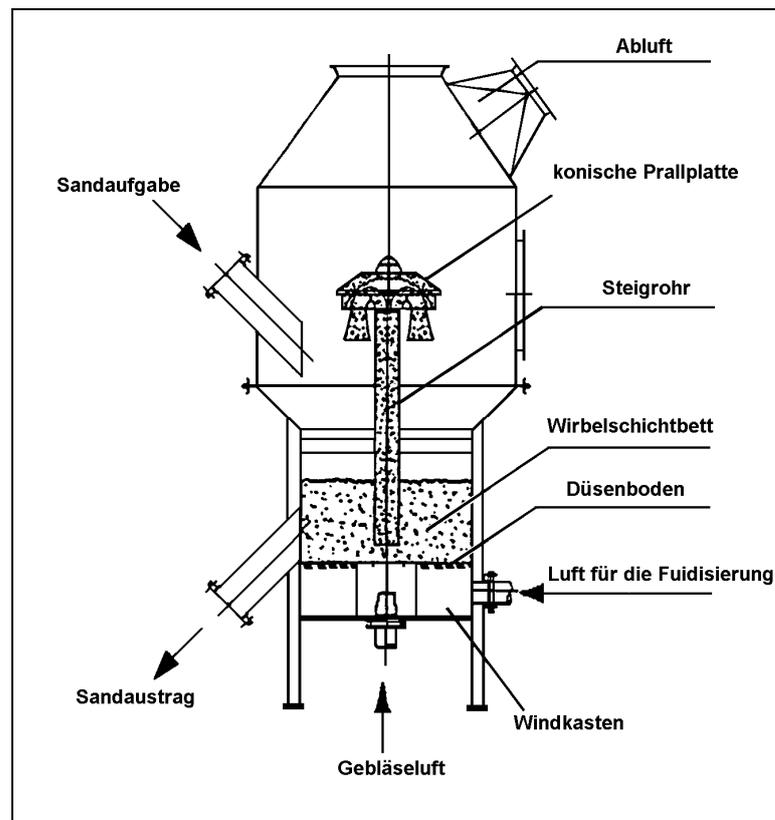
[185, Spitz, 2002], [122, Kirst, 1999], [153, Umweltbundesamt, 2002]

## 4.8.6 Kaltregeneration mittels Druckluftanlage

### Beschreibung

Eine Druckluftanlage entfernt Binder von den Sandkörnern mittels Abrieb/Scheuern und Aufprall. Die kinetische Energie wird durch einen Druckluftstrom geliefert. Das führt zu einer gleichzeitigen Entstaubung. Der Vorteil der Anlage besteht darin, dass Richtung und Geschwindigkeit des Sandes

bestimmt werden können. Wegen der geringen Energieeffizienz der Druckluft ist der Energieverbrauch im Vergleich zur reinen mechanischen Behandlung höher. Das Prinzip des Reaktors zeigt Bild 4.29.



**Bild 4.29: kalt-mechanische Regeneration mittels Druckluftanlage**  
[122, Kirst, 1999]

Der Reaktor arbeitet mit einem Wirbelschichtbett mit einem Steigrohr in der Mitte. Der Sand wird mittels Druckluft in die Röhre geblasen und prallt auf eine Umlenplatte aus Gummi oder eine konische Prallplatte. Von dort fällt der Sand nochmals runter, und der Kreislauf beginnt erneut. Die Reinigung erfolgt durch Scheuern zwischen den Körnern, Abtrag beim Aufprall auf die Prallplatte oder „schlichten“ Aufprall. Die Form der Platte wird durch den hauptsächlichen Reinigungsmechanismus bestimmt: Aufprall (Glockenform), Scheuern/Abrieb (Konus). Der erzeugte Staub wird mit dem Luftstrom über einen Schlauchfilter entfernt. Die Behandlung erfolgt im Chargenbetrieb oder in einer Anzahl von gekoppelten Druckluftanlagen. In diesem Falle wird der gereinigte Sand aus dem Reaktor abgesaugt über eine Umlenkung unterhalb der Prallplatte.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Minderung der zu deponierenden Sandmenge und des Verbrauchs von neuem Primärsand.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Das Regenerieren von Sand erfordert zusätzliche Energie und führt zu zusätzlichen Staubemissionen und Reststoffen zur Deponierung.

Die allgemeine Bewertung der internen Regeneration gegenüber der externen Wiederverwendung und damit verbundene medienübergreifende Aspekte werden separat später diskutiert.

### Betriebsdaten

Ein Abfallmischsand aus Grünsand und chemisch gebundenem Kernsand weist folgende Charakteristika auf: 8 – 12 % Feinsandanteil, 3 – 5 % Glühverlust, <2 % Feuchtigkeit; führt zu einem Regenerat mit folgenden Eigenschaften:

- Regeneratausbeute, basierend auf SiO<sub>2</sub> Gehalt des Abfallsandes: 70 – 80 %
- Ultrafeinsandanteil (<0.063 mm): max. 2 %
- Feinsandgehalt: <2 %
- Glühverlust (LOI): <0.5 %
- durchschnittliche Korngröße: unverändert.

Diese Technik wird aus Anlagenmodulen aufgebaut, ein Grundmodul verarbeitet 0.8 – 1.2 t/h. Der Lieferant benennt den Verbrauch an elektrischer Energie mit 15 – 20 kWh/t (ohne Entstaubungsanlage). Deutsche Betriebsdaten geben einen elektrischen Energieverbrauch mit 41 kWh/t für eine Anlage mit 8 t/h und 62 kWh/t für eine 0.75 t/h-Anlage an. Die berichtete Sandregenerationseffektivität, bezogen auf den Sandeintrag, beträgt 65 % bis 85 %. Werte aus Spanien geben den Gesamtenergieverbrauch für eine Sandregenerationsanlage von 1,2 t/h mit 120 kWh/t an.

### Anwendbarkeit

Die Druckluftanlage kann zur Regeneration von organischem Mischsand mit Monosand und Mischsand, der Bentonit enthält, verwendet werden. Sie wird auch als Vor- oder Nachbehandlungsanlage in Verbindung mit mechanisch-thermisch-mechanischer Behandlung eingesetzt. Dabei sind die Hauptgründe das Entfernen von staubigen Rückständen auf den Körnern und die Kühlung. Der regenerierte Sand einer einfachen mechanischen Behandlung kann zur Formherstellung verwandt werden (100 % regenerierter Sand) oder gemischt mit Neusand zur Kernherstellung (40 - 60 % regenerierter Sand).

Die Technik kann ebenso zur Regenerierung von Kernsand des CO<sub>2</sub>-Wasserglastyps aus Aluminiumgießereien eingesetzt werden. Dies wird später separat diskutiert.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die Investitionskosten einer einzelnen 0.8 – 1.2 t/h Anlage betragen 330.000 €. Die Betriebskosten werden mit 22 €/t geschätzt, dies ergibt gesamte Regenerationskosten von 36,5 €/t Sand.

### Motivation für die Implementierung

Gesetzgebung mit hohen Deponierungskosten zur Minderung von Reststoffen zur Deponierung.

### Beispielanlagen

Diese Art von Anlage wird von verschiedenen Herstellern gebaut: z.B. KGT Jet Reclaimer, Künkel-Wagner GmbH Turbo Dry, Kernfest Webac AB. Diese Technik wird in verschiedenen Werken Westeuropas und Chinas eingesetzt.

### Referenzliteratur

[32, CAEF, 1997], [82, IfG - Institut für Gießertechnik, 1996], [108, FEAF, 1999], [110, Vito, 2001], [122, Kirst, 1999], [128, IHOBE, 1998]

## 4.8.7 Thermische Regeneration

### Beschreibung

Die thermische Regeneration nutzt Wärme, um Binder und Anhaftungen zu verbrennen. Alle thermischen Prozesse erfordern einen ersten mechanischen Schritt, um den Sand in die benötigte Korngröße zu bringen und jedwede metallischen Verunreinigungen zu entfernen. Diese Vorbehandlung kann auch einen (teilweisen) Abrieb von Bentonit und Staubentfernung einschließen. Das Aufheizen des Sandes wird gewöhnlich durch einen Wirbelschichtofen, der meist bei Temperaturen von 700 bis 800 °C arbeitet, erreicht. Es werden auch Drehöfen oder Mehrfach-Herdöfen verwendet. Die Wärme kann durch Gasfeuerung, Elektroheizung oder

Infrarotkurzwellenheizer erzeugt werden. Der Durchsatz dieser Anlagen bewegt sich zwischen 250 kg/h bis zu mehr als 5 t/h.

Die sich entwickelnden Gase werden verbrannt, um Kohlenmonoxid und alle VOC-Emissionen, die auftreten können, zu entfernen. Das kann im "Freeboard" (Verbrennungsraum für Gase) des Ofens, sofern es groß genug ist, durch Zufügen von Ergänzungsluft oder durch gasgefeuerte Nachverbrennung erfolgen. Falls die Temperatur der Verbrennungsgase nicht hoch genug ist oder die Aufenthaltszeit der Gase bei hoher Temperatur nicht ausreicht, muss eine separate Nachverbrennung nachgeschaltet werden. Bei Anwendung dieser Techniken sind die Emissionen als unbedeutend anzusehen.

Die Abgase werden meist mit Tuchfiltern gefiltert. Deshalb ist eine Kühlung erforderlich, die z.B. mit Wasserinjektion, Wärmetauschern/-rückgewinnung oder durch Mischen mit Luft, die von allein durch Öffnungen und Schlitze hereinkommt, erreicht werden kann. Kühlung kann ein Vorheizen von Wirbelschichtluft einschließen.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Reduzieren der zu deponierenden Sandmenge und Verminderung des Verbrauchs von neuem Primärsand.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Thermische Regeneration erfordert Brennstoffeinsatz und erzeugt Emissionen von Staub und mit der Verbrennung verbundenen Gasen (NO<sub>x</sub>, CO; im Falle von Öl auch SO<sub>2</sub>).

Der hohe Energieverbrauch und die Komplexität der Anlage sind einer geringen Abnutzung der Sandkörner und der Rückgewinnung des Staubes in einer thermisch stabilen Form gegenzurechnen.

Die thermische Regeneration von Furanharz-gebundenen Sanden mit Paratoluensulphonsäure als Härter erfordern eine Abgasreinigung: z.B. Nachverbrennung von CO und SO<sub>2</sub>-Absorption.

#### **Betriebsdaten**

Der Sand wird gewöhnlich auf Temperaturen von 700 – 850 °C aufgeheizt. Theoretisch erfordert das 200 kWh/t. In der Praxis werden Energieverbräuche von 150 – 350 kWh/t in Abhängigkeit von der Energierückgewinnung und dem kalorischen Gehalt des Sandes berichtet.

Tabelle 4.64 zeigt Betriebsdaten aus 3 thermischen Regenerationsanlagen, die unterschiedliche Arten von Sand behandeln und unterschiedliche Kapazitäten haben.

Eigenschaft	Einheiten	Anlage		
		Referenzanlage	Gießerei K	Gießerei L
Sandart		Coldbox Kernanlage	Grünsandformen, Coldbox-Kerne	Handformen mit Furanharz-geb. Sand
Hersteller der Regenerationsanlage		CEC/VAW	Richards	Siempelkamp
Technik		Mehrfach-Herdofen (500 °C) mit Sieben und Klassifikation	Wirbelschichtofen (780 °C), mechanische Größenreduktion und Entstaubung	Wirbelkammerofen mit magnetischer Trennung, simultane Verarbeitung von Sand und Staub aus der mechanischen Furansandregeneration
Sanddurchsatz	t/h	12 – 16	1.0	2.0 used sand, 0.5 dust
Kapazität	t/a	28600	3840	5000
Regenerationsverhältnis auf Grundlage des Sanddurchsatzes	%	95	95 (99 <sup>(1)</sup> )	95
Anwendung des regenerierten Sandes		Kernherstellung	Kernherstellung	Form- und Kernherstellung
Qualitätskriterien des regenerierten Sandes		Staub <1 % AFS 60 – 70 LOI <0.1 %	Identisch zum Neusand F33	LOI <0.5 % pH 6.0 – 6.5 Formfestigkeit bei Zufügen von bis zu 1 % Binder und 0.3 % Härter: 350N/cm <sup>2</sup> nach 24h
Verbrauch von elektrischer Energie	kWh/t	119	65	
Verbrauch von Erdgas	m <sup>3</sup> /t	24.5	38	
Rückstandsmenge	t/a	660	Staub: 10 Bentonitsand: 1700	200
Verbringungsort der Rückstände		Bergbaurestlöcher	Zementherstellung	Bauindustrie/Deponie
Abgasmenge	Nm <sup>3</sup> /h	7000	16509	6560
Abgastemperatur	°C	75	60	35
Art des Filters		Nachverbrennung und Gewebefilter	Gewebefilter	Kalkinjektion + Gewebefilter
Emissionswerte <sup>(2)</sup>				
- Staub	mg/Nm <sup>3</sup>	0.1	4.9	0.4
- C <sub>total</sub>		2.2	5.7	10
- CO		2.3	1.6	0
- O <sub>2</sub>	%	14	n.d	20.95
- PCDD/F	ng TEQ/Nm <sup>3</sup>	0.006	n.d	n.d.
(1) Die höhere Rückgewinnungsrate (99%) wird nur durch In-House-Regeneration von Kernsand erreicht. Ein Wert von 95 % wird mit gemischtem internem und externem Kernsand erreicht.				
(2) Emissionswerte als Mittelwerte, berechnet aus kontinuierlichen Messwerten über mehrere Stunden während der Probenahme von Staub oder PCDD/F				

**Tabelle 4.64: Betriebsdaten von 3 deutschen Referenzgießereien, die die thermische Sandregeneration anwenden [153, Umweltbundesamt, 2002]**

Die Leistung der Regenerationstechnik und die Qualitätsanforderungen für den regenerierten Sand werden unter Berücksichtigung spezifischer lokaler Umstände bewertet. Spezifische Daten können in der Referenzliteratur gefunden werden: [186, Stephan, 1996], [187, Stephan, 1997], [188, Stephan, 2000].

**Anwendbarkeit**

Gewöhnlich werden thermische Anlagen für chemisch gebundene und Mischsandsysteme eingesetzt, wenn der Anteil chemisch gebundener Sande (Kerne) ausreichend ist. Es kann aber eine Unterscheidung gemacht werden:

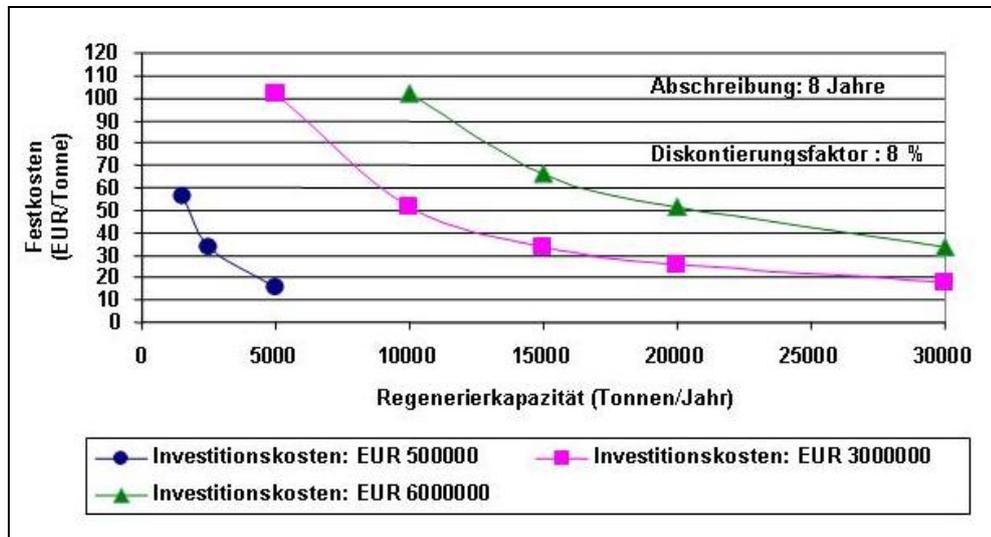
- Einige Binder können organische Salzrückstände auf der Kornoberfläche hinterlassen. Wenn die Temperatur über den Schmelzpunkt steigt, verteilen sich diese über die Sandoberfläche und können ein Sintern des Sandes während der Kühlung bewirken. Beispiele sind bekannt für Resolharz-gebundene Sande und harzgebundene Silikatsande.
- Thermisches Recycling von Furanharz mit Sulfonsäure als Härter führt zu  $\text{SO}_2$ -Emissionen. Die Temperatur der Abgaseinrichtung muss ausreichend hoch sein, um das Kondensieren von Schwefelsäure zu verhindern. Sind die Emissionen sehr hoch, kann eine Nasswäsche des Abgases erforderlich sein. Phosphor (aus der Phosphorsäure als Härter) verdampft nicht, bleibt aber in Salzform auf der Oberfläche zurück. Das kann zur P-Akkumulation beim Recycling führen. Steigt die P-Konzentration über 0.5 – 0.7 % können metallurgische Reaktionen auftreten, die zur Ablehnung des Gussstückes führen können.

Im Vergleich zur mechanischen Regeneration ist der Einführungsgrad der thermischen Regeneration gering. In Deutschland werden nur 10 Anlagen, die diese Technik verwenden, berichtet (verglichen mit 200 mechanischen Anlagen).

Die thermische Regeneration bei Siempelkamp in Krefeld ist in der Lage, Gießereistaub gemeinsam mit Abfallsand zu behandeln. Es wurden auch Tests mit anderen mineralischen Abfällen durchgeführt.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die Investitionskosten unterscheiden sich durch Größe und Art der Ausrüstung und sind angegeben in Bild 4.30. Die Daten sind bezogen auf eine thermische Anlage mit mechanischem Vor- oder Nachbehandlungsschritt mit intensiver mechanischer Regeneration (z.B. Mahlanlage). Kleine Anlagen haben eine Kapazität von 0.75 t/h oder 1500 t/a, eine mittlere Gießerei zwischen 2500 und 5000 t/a. Für eine kleine Anlage betragen die Investitionskosten 55 €/t (bei einer Amortisation von 8 Jahren und Zinsen von 8 %). Dies schließt nicht die Kosten für Energie, Personal und Deponierung von Reststoffen ein.



**Bild 4.30:** Fixkosten in Euro pro Tonne regenerierten Sandes bei thermischer Regeneration und intensiver mechanischer Regeneration des Mischsandens [82, IfG - Institut für Gießereitechnik, 1996]

### Motivation für die Implementierung

Gesetzgebung mit hohen Deponierungskosten zur Minderung von Reststoffen zur Deponierung.

### Beispielanlagen

- Wirbelschichtbett, Metaalgieterij Giesen, Niederlande
- Wirbelschichtbett in zentraler Regenerieranlage, Bielefeld, Deutschland
- VAW Alucast GmbH, Dillingen, Deutschland, System CEC/VAW
- Werner Rietschle GmbH, Schopfheim, Deutschland, System Richards

- Siempelkamp Gießerei GmbH & Co, Krefeld, Deutschland, System Siempelkamp
- Sofogir, Ronchamp (F) System Regetherm 500
- Duranton Sicfond, Vénissieux (F), System Richards
- FOAM, Leumann (I), System Eco-rec
- Fonderie Bréa, Montluçon (F).

### Referenzliteratur

[9, Schneider, 1993], [32, CAEF, 1997], [80, ERM Lahmeyer International GmbH, 1999], [128, IHOBE, 1998], [138, Metaalgieterij Giesen B.V., 1996], [186, Stephan, 1996], [187, Stephan, 1997], [188, Stephan, 2000]

### 4.8.8 Kombinierte Regeneration (mechanisch–thermisch-mechanisch) für Mischsande (organische und Bentonitsande)

#### Beschreibung

In gemischten organischen Bentonitsanden sind auf den Sandkörnern organische Binder und gehärteter Bentonit. Der Staub besteht aus aktivem und gehärtetem Bentonit, Kohlenstaub (nur in Eisengießereien), Quarzfeinsand und organischen Binderresten. Mischsand tritt hauptsächlich in Eisengießereien auf und hat einen Anteil von ca. 75 % an der gesamten Sandproduktion. Die Regeneration kann in mechanischen, pneumatischen, thermischen oder in kombinierten Anlagen durchgeführt werden.

Der Sand wird vorbehandelt (Sieben, Magnetabscheidung) und getrocknet, um den Wassergehalt auf unter 1 % zu senken. Um Binderreste zu entfernen, wird danach der Sand mechanisch oder mit Druckluft gereinigt. Im thermischen Schritt werden die organischen Anteile verbrannt und anorganische Anteile in Staub überführt oder auf der Oberfläche der Körner verbrannt. In einer abschließenden mechanischen Behandlung werden diese Schichten mechanisch oder mit Druckluft entfernt und als Staub entsorgt. Eine typische Gestaltung einer Anlage mit Druckluftbehandlung und thermischer Behandlung mit Wirbelschichtbett zeigt Bild 4.31.

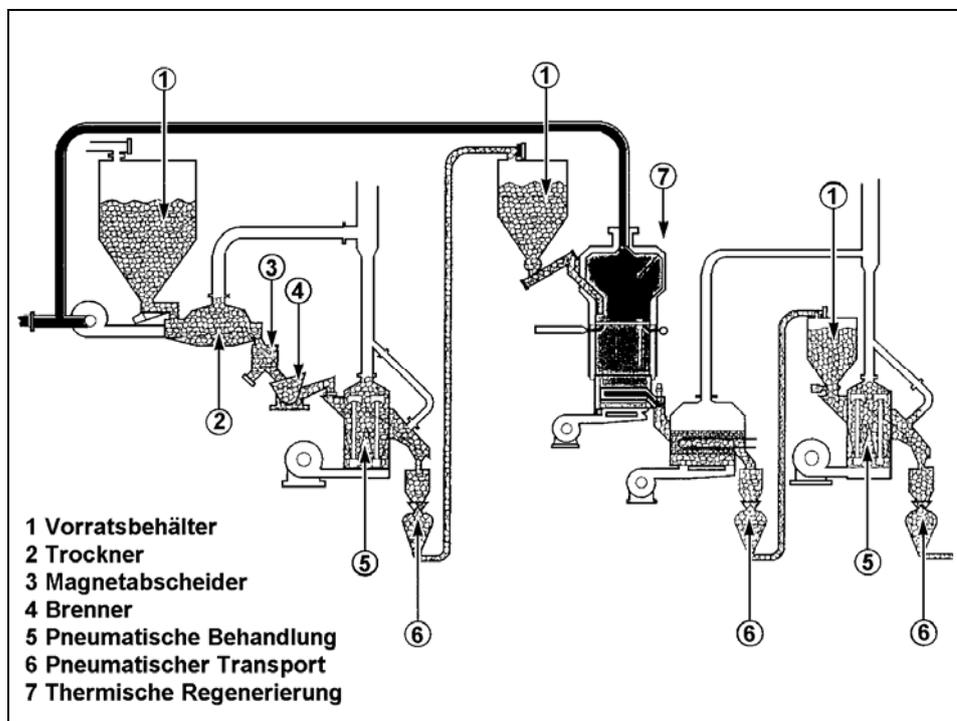


Bild 4.31: Mechanisch-thermisch-mechanische Anlage zur Sandregeneration [108, FEAF, 1999]

#### Umweltentlastungseffekte

Minderung der zu deponierenden Sandmenge und des Verbrauchs an neuem Primärsand.

### Medienübergreifende Aspekte

Die Sandregeneration erfordert zusätzliche Energie und erzeugt zusätzliche Staubemissionen und zu deponierende Staubreste.

Eine allgemeine Bewertung der internen Regeneration zur externen Wiederverwendung und die zugehörigen medienübergreifenden Aspekte werden separat weiter unten diskutiert.

### Betriebsdaten

Tabelle 4.64 zeigt Betriebsdaten einer mechanisch-thermisch-mechanischen Behandlung.

Parameter	Einheit	Gießerei N	Gießerei O	Gießerei P
Sandfluss	(Tonne/h)	1	2	3
max. Feuchtigkeit des Sandinputs	(%)	1	1	1
gesamte installierte elektr. Energie	(kW)	150	215	400
Erdgas	(Nm <sup>3</sup> /h)	31	62	155
thermische Behandlung - mittlerer Luftstrom (Wirbelschicht + Verbrennung)	(Nm <sup>3</sup> /h)	700	1200	3000
Behandlungstemperatur	(°C)	800	800	800
durchschnittliche Behandlungszeit	(min)	20	20	20
Abgasstrom	(Nm <sup>3</sup> /h)	200	300	500
Kühlung - Art - Wassermenge im Kreislauf	(m <sup>3</sup> /h)	Wirbelschichtbett mit Wasserzirkulation 15      30      75		
Sandtemperatur am Ende	(°C)	30 – 40		
Gesamtenergieverbrauch: - elektrisch - Gas	kWh Nm <sup>3</sup> <sup>10</sup>	100 260	90 260	70 260
Druckluftmenge	(Nm <sup>3</sup> /h)	150	210	330
Effektivität der Anlage		70 – 80 %		
Sandqualität des Regenerats: - granulometrisch - Glühverlust		unverändert ≤0.1 %		
Wiederverwenden des regenerierten Sandes: - Formherstellung - Kernherstellung		100 % 70 – 80 %		

**Tabelle 4.64: Betriebsdaten einer mechanisch-thermisch-mechanischen Behandlungsanlage (pneumatisch - Wirbelbett - pneumatisch) [108, FEAF, 1999]**

Eine deutsche Anlage mit 85.000 t/a (13 – 15 t/h) lieferte die folgende Abgaszusammensetzung:

- SO<sub>2</sub>: 118 mg/Nm<sup>3</sup>
- NO<sub>x</sub>: 150 mg/Nm<sup>3</sup>
- total C: 10 mg/Nm<sup>3</sup>
- CO: 30 mg/Nm<sup>3</sup>.

<sup>10</sup> Einheiten wurden vom Übersetzer ergänzt.

### Anwendbarkeit

Die Regenerationstechnik wird für gemischte Bentonit-haltige Sande verwendet. Der ökonomische und technische Erfolg der Regeneration hängt von der Wahl des zu regenerierenden Sandes ab. Es ist nicht angeraten, das gesamte Sandvolumen zu regenerieren. Sand, der nicht thermisch beschädigt wurde, kann direkt in der Neusandpräparation wieder verwendet werden. Seine Regeneration ist nicht angezeigt, da aktive Binder und Additive entfernt würden. Eine Auswahl und Trennung muss während des Ausschlagens vor der Homogenisierung/ Mischung erfolgen. Diese Technik kann nicht für Kernsand, der die Bentoniteigenschaften (saure Binder) oder die Grünsandeigenschaften (z.B. Wasserglassand) stört, eingesetzt werden.

Der regenerierte Sand kann zur Kernherstellung im ursprünglichen Prozess mit geringen oder mittleren Anforderungen an die Kerngeometrie eingesetzt werden. Die Anwendbarkeit für die Kernherstellung steht in Bezug zur ursprünglichen Menge chemisch gebundenen Sandes. Die Anwendbarkeit in anderen Bindersystemen muss für jeden Anwendungsfall getestet werden. Die Sande können weiterhin ohne Beschränkung Grünsandverluste im Formkreislauf ersetzen. Einschränkungen können bei Prozessen mit Wasserglas- oder Methylformat-gebundenen Sanden auftreten.

In den letzten Jahren wurden unterschiedliche Anlagenarten zur Behandlung von Mischsanden entwickelt. Aber sie haben noch keine weite Verbreitung im Sektor gefunden. Einige arbeiten nur im Pilotmaßstab. Andere wurden für eine spezielle Gießerei entwickelt und produzieren eine Qualität des Sandregenerats, die nur für den gleichen Prozess geeignet ist, und deren Resultate nicht auf andere Gießereien übertragen werden können.

### Betriebswirtschaftliche Daten

Die Kosten einer dreistufigen Anlage (mechanisch-thermisch-mechanisch) mit Druckluftreinigung als mechanischem Schritt (3 Röhren in einer Kammer, KGT Typ Jet Reclaimer) mit einer Kapazität von 2.5 t/h betragen: Betriebskosten (Verbrauch, Personal, Wartung) 21€/t, Investitionskosten (8 Jahre Amortisation) 30 €/t, somit gesamte Regenerationskosten von 51 €/t.

Die Verbrauchswerte sind :

- Elektrizität: 50 kWh/t
- Erdgas: 18 Nm<sup>3</sup>/t (abhängig vom Feuchtigkeitsgehalt des Sandes)
- Druckluft: 60 Nm<sup>3</sup>/t
- Abnutzung: 5 €/t.

### Motivation für die Implementierung

Gesetzgebung mit hohen Deponierungskosten zur Minderung von Reststoffen zur Deponierung.

### Beispielanlagen

Halberg Guss GmbH, Saarbrücken (D), thermisch-mechanische Anlage. Diese Anlage behandelt 13 – 15 t/h Mischsand mit 30 % organisch, 70 % anorganisch gebundenem Sand. Der organisch gebundene Sand ist eine 50/50-Mischung aus Croning- und Coldbox-Sand. Die Regenerationsausbeute beträgt 78 % auf Basis des behandelten Sandes. Der regenerierte Sand kann zur Kernherstellung (100 % Croning; 70 – 100 % Coldbox) verwendet werden.

1993 wurde in Deutschland die mechanische Primärregeneration plus Trennung von Chromatsand (aus Kernen) und Quarzsand (beide chemisch gebunden) plus thermisch-mechanische Behandlung von Quarzsand in einer Pilotanlage durchgeführt. Die Trennung beider Sandarten war wegen Versinterungen und sich bildender Eutektika im Mischsand erforderlich. Die Anlage wurde später aus Kostengründen geschlossen.

### Referenzliteratur

[11, Schachtner and Müller-Späth, 1993], [37, Winterhalter, et al., 1992], [108, FEAF, 1999], [122, Kirst, 1999], [128, IHOB, 1998], [153, Umweltbundesamt, 2002], [225, TWG, 2003]

### 4.8.9 Nasse Sandregeneration

#### Beschreibung

Nach der Metallentfernung wird der Sand mit Wasser gemischt, um einen Schlamm zur einfachen Entfernung von Binder und einer nachfolgenden nassen Sichtung (1,6 mm) zu bilden. Die Entfernung von Binderresten am Korn erfolgt bei der Nassregeneration durch intensive Reibung zwischen den Sandkörnern. Die Binder gelangen ins Waschwasser. Der gewaschene Sand wird auf einen Endfeuchtegehalt von maximal 0,3 % getrocknet, trocken gesichtet (auf 1,2 mm) und dann gekühlt. Die Binderreste werden von der Suspension getrennt und behandelt, um eine sichere Ablagerung zu ermöglichen. Dann können eine zusätzliche magnetische Eisenentfernung und eine Staubsammlung am Ende erfolgen.

Der Hauptvorteil dieses Prozesses gegenüber einer mechanischen und thermischen Behandlung ist ein mögliches Echtzeitmonitoring. Durch pH-Kontrolle ist eine kontinuierliche Verfolgung des Prozesses, wenn erforderlich mit Echtzeitkorrektur, möglich, der ein Sandregenerat von gleich bleibender Qualität herstellt. Die Technik gestattet eine Binderschichtentfernung durch mechanische Arbeit, wenn erforderlich, kombiniert mit chemischer Reaktion, ohne dabei das Sandkorn abzunutzen.

Der Prozess zielt darauf ab, den Oolitisierungsgrad des benutzten Sandes (LOI max. 1 %) und den Säureanteil zu verringern.

#### Umweltentlastungseffekte

Minderung der zu deponierenden Sandmenge und des Verbrauchs von neuem Primärsand.

#### Medienübergreifende Aspekte

Der Nassprozess führt zu einem abzulagernden Schlamm und einem Abwasserstrom. Ein ernsthaftes Problem des Abwasserstroms ist die schlechte Sedimentation von Bentonit und seine schwierige Entfernung aus diesem. Abwasser aus der Wasserglas-Sandregenerierung weist alkalische Ionen auf. Diese Ionen sind schwer vom Abwasserstrom abzutrennen.

#### Anwendbarkeit

Die nasse Sandregeneration kann nur für Grünsand oder silikatisch- oder CO<sub>2</sub>-gebundene Sande angewendet werden. Diese Prozessart der Regeneration gestattet die Wiederverwendung des Sandregenerats sowohl in der Form- als auch in der Kernherstellung. Tests mit regeneriertem Grünsand zeigen, dass Coldbox-Kerne von guter Qualität mit akzeptabler Bindermenge (insgesamt 1,8 %) hergestellt werden können.

#### Betriebswirtschaftliche Daten

Innerhalb des italienischen Gießereimarktes bietet eine zentrale Nassregenerationsanlage regenerierten Sand zum geringeren Preis als für Neusand an.

#### Motivation für die Implementierung

Es wird berichtet, dass diese Anlage besser Qualitätsunterschiede ausgleichen kann als eine thermische oder mechanische Behandlung. Das macht diesen Prozess geeignet, wenn eine zentrale Sandregenerationsanlage erwogen wird.

#### Beispielanlagen

Die zentrale Anlage von Safond zur nassen Grünsandrückgewinnung, welche seit 1981 230.000 t/a von gebrauchtem Sand behandelt hat.

Eine polnische Gießerei (Odlewnia Zeliwa Srem s.a., Srem (PL)) arbeitet mit Nassregeneration Furanharz-gebundene Sande auf. Der Betrieb wird durch anlagenspezifische Faktoren bestimmt, und die Technik kann nicht auf andere Standorte übertragen werden.

#### Referenzliteratur

[37, Winterhalter, et al., 1992], [140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001], [225, TWG, 2003]

### 4.8.10 Regeneration von Wasserglassand mittels Druckluftanlage

#### Beschreibung

Wasserglassande sind traditionell schwer zu regenerieren. Die Verwendung einer Druckluftanlage gestattet einen Betrieb einer Regenerationsanlage mit einem Regenerationsverhältnis von 60 %. Das Verfahren arbeitet entsprechend dem oben beschriebenen Prinzip (siehe Kapitel 4.8.6). Für diese Art von Binder muss der Sand aber auf 220 °C vor der Regeneration aufgeheizt werden, um die Silikatschicht zu verspröden. Der Sand sollte eine Feuchtigkeit von unter 0,3 % vor der Regeneration aufweisen. Der regenerierte Sand kann im gleichen Sandsystem wieder verwendet werden. Damit die Ester gut verarbeitet werden können, muss der Sand auf unter 20 °C gekühlt werden, bevor er in den Formkreislauf zurückgeführt wird.

Wasserglas-Sandregenerationsanlagen schließen folgende Prozessschritte ein: Brechen – Trocknen/Heizen – (pneumatische) Rückgewinnung – Kühlen - Filtration.

Die Technik hat eine geringere Leistung als eine thermische Regeneration von organisch gebundenen Sanden. Folgende Beschränkungen sind zu beachten:

- geringere sofortige Druckstabilität
- kürzere Verwendungszeiten der Kernsandmischungen
- Stabilitätsverlust nach der Lagerung der Kerne
- Verlust von gespeicherter Druckstabilität, insbesondere bei Verwendung von Bindern mit hoher Kollabierneigung.

Um diese Probleme zu kompensieren, sind Änderungen am Prozessschema oder der Binder-mischung erforderlich.

#### Umweltentlastungseffekte

Die Anwendung von Wasserglas als Binder hat geringere Auswirkungen auf die Umwelt im Vergleich zur Anwendung von organischen Bindern. Diese Technik gestattet eine (teilweise) Regeneration Wasserglas-gebundenen Sandes und reduziert damit die Notwendigkeit, den Sand zu deponieren und den Verbrauch von Rohstoffen.

#### Medienübergreifende Aspekte

Um den Sand aufzuheizen, wird Erdgas verbrannt. Die damit verbundenen CO<sub>2</sub>-Emissionen werden auf 18 kg/t verwendeten Sandes geschätzt. Zusätzlich treten NO<sub>x</sub>-Emissionen auf.

#### Betriebsdaten

Ein deutsches Beispielwerk arbeitet mit einer Druckluftanlage mit schrittweisem Zyklus. Der Sand wird durch zugeführte Heizluft (5 min/220 °C) zuerst getrocknet. Danach wird die Druckluftreinigung durch Einblasen von Stößen von Druckluft (70 min) begonnen. Am Ende folgt eine Entstaubung, während dieser wird nur verwirbelte Luft eingeblasen (2 min). Eine weitere Kühlung ist nicht notwendig, wenn der Sand auf verarbeitbare Temperatur abgekühlt wird.

Die Ausbeute an regeneriertem Sand für einen Einfachzyklus wird mit 85 % des ursprünglichen Gewichtes (auf der Basis von SiO<sub>2</sub>) angegeben. Um stabile Kerne herzustellen und unter Berücksichtigung einer weiteren Minderung der Sandqualität bis zum zweiten Regenerationszyklus, kann ein maximales Regenerationsverhältnis von 62 % erreicht werden (verbleibt eine 38 %-ige Neusandzufuhr).

Spezifische Verbrauswerte sind folgende (für 1500 t/a; Anlage mit 0,5 t/h):

- Erdgasverbrauch: 104,4 kWh/t gebrauchten Sandes
- elektrische Energie: 74,5 kWh/t gebrauchten Sandes.

Eine polnische Beispielanlage (in einer Stahlgießerei) besteht aus folgenden Anlagenteilen: Vibrationsbrecher– Trockner – Regenerationsanlage mit Prallblech – Kaskadenentstaubung – elektromagnetischer Abscheider. Die technischen Einzelheiten der Anlage zeigt Tabelle 4.66. Der regenerierte Sand wird in der Präparation von Silikat-gebundenen Sanden wieder verwendet. Der Silikatsand wird als Auffüllsand zur Formherstellung, mit alkalischem Sand als Kontaktsand,

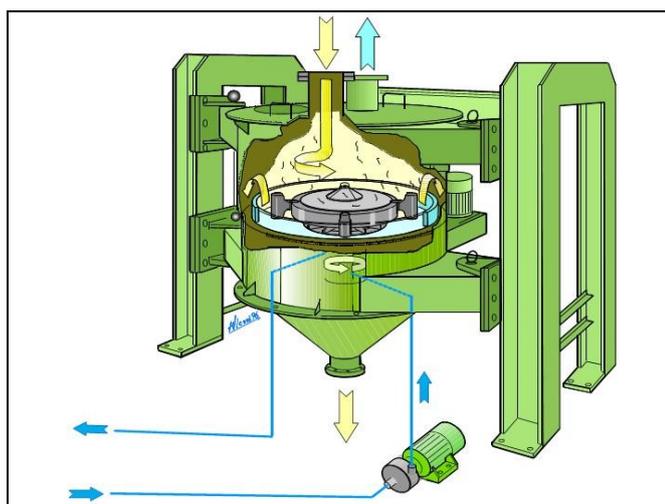
verwendet. Die gesamte Sandbilanz (auf Jahresbasis) weist eine Verwendung von 45 - 47 % regenerierten Sandes aus.

Eigenschaften	Wert
Kapazität	10 t/h
Rückgewinnungsverhältnis	90 %
Gehalt an Regeneratsand im Formsand	50 – 60 %
Leistung der Anlage	76 kW
Effizienz der Entstaubung (2 Gewebefilter)	99,4 %
Anlagengrundfläche der Regenerationsanlage	220 m <sup>2</sup>

**Tabelle 4.66: Betriebsdaten einer Silikatsandregenerationsanlage**  
[200, Metalodlew s.a., 2002]

Eine spanische Beispielanlage (Stahlgießerei) berichtet die Wiederverwendung von 80 - 88 % Silikatesandersand (bei einer jährlich durchschnittlichen Neusandzufuhr von 12,5 %) einer Handformlinie zum Guss großer Teile. Die Regenerationsanlage besteht aus: Vibrationsbrecher – Aufheizen in einem indirekt beheizten Reaktor ('quemador' mit einem Gasbrenner in einer Seitenkammer) – Kühlung mit einem wassergekühlten Wärmetauscherturm – Prallreinigung in einer rotierenden Mischkammer.

Eine italienische Beispielanlagen verwendet eine spezielle Ausrüstung zur Heizung des Sandes auf 140 °C bis 150 °C zur Entfernung von Defekten und Versprödung des Wasserglasüberzugs. Darauf folgt eine mechanische Behandlung in einer Drehtrommel, eine Entstaubung und Schlusskühlung. Eine schematische Darstellung der drehenden Regenerationsanlage zeigt Bild 4.32.



**Bild 4.32: drehende mechanische Regenerationsanlage**  
[225, TWG, 2003]

Die Anlage hat einen Energieverbrauch von 35 kWh pro Tonne regenerierten Sandes. Der Betriebsverlust des Sandes beträgt rund 5 %. Für Form- und Kernsandmischungen können über 90 % regenerierten Sandes verwendet werden. Das erreichbare Regenerationsverhältnis hängt von der Intensität und Dauer der Regeneration und den Betriebsverlusten an Sand ab. Sandverluste treten während aller Schritte des Zyklus auf: Mischen, Präparation, Transport, Formherstellung und Regeneration.

#### Anwendbarkeit

Die Anwendbarkeit der Regeneration von Wasserglassanden hängt von den verwendeten Katalysatoren ab. Mit klassischen Polyacetatglycerolestern ist die Regeneration nach einigen Zyklen nicht mehr möglich. Eine Regeneration mit kohlenstoffhaltigen Estern ist möglich und einfacher als mit silikatischem CO<sub>2</sub>-Sand. Wenn der Sand nicht auf unter 20 °C gekühlt werden kann, bevor er in den Mischer gelangt, müssen Ester mit langsamer Reaktionszeit verwendet

werden. Diese können nicht regeneriert werden. Diese Situation kann im Sommer in klimatisch heißen Gebieten auftreten.

Die Wiederverwendung von regeneriertem Wasserglassand für die Präparation von organisch gebundenen Formen und Kernen ist problematisch. Der erhöhte Gehalt an Elektrolyten (Binder) schließt die Verwendung in anderen Kern-Binder-Systemen aus. Der hohe Anteil basischer Wasserglasreste hat negative Auswirkungen auf die Bindungs- und Kernstabilität sowohl in neutralen als in basischen Bindersystemen. Anwendungen im Grünsandkreislauf und in sauren Kern-Binder-Systemen waren bisher nicht erfolgreich. Das kann auf geringem Interesse an der Entwicklung dieser Anwendung beruhen.

Aufgrund der geringen Sandqualität von sekundär regeneriertem Sand ist es während des Entkernens und der Sammlung des Sandes notwendig, den ursprünglichen Anteil regenerierten Sandes zu kennen (z.B. Anzahl der Nutzungszyklen) und dann den unbrauchbaren Sand zu verwerfen.

Aufgrund hoher Kosten und des relativ geringen Regenerationsverhältnisses kann die Amortisation einer Anlage in einer angemessenen Zeit nur für Anlagen mit einer Kapazität >2.500 t/a garantiert werden.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Betriebskosten dieser Technik in einer deutschen Beispielanlage betragen rund 60 € pro Tonne. Diese hohen Kosten waren der Grund für einen Betreiber, die Anlage zu schließen und zurück zu kehren zur Deponierung von Wasserglassand bei geringeren Kosten von 30 € pro Tonne. Die berichteten Kosten der spanischen Beispielanlage betragen 10 € pro Tonne.

### **Motivation für die Implementierung**

Die Möglichkeit der Regeneration von Wasserglassand, der eine gute Umweltleistung in verschiedenen Anwendungsfällen aufweist.

### **Beispielanlagen**

- KGT Jet Reclaimer zentrale Regenerationsanlage für 4 Gießereien, errichtet 1998 bei der Fa. Bröer, Schwetzingen (D), aber Einstellung des Betriebes in 2001
- Metalodlew s.a., Krakow (PL)
- Lur Sue s.l., Lora Del Rio (E)
- Fonderia Arno Metallurgia, S. Vittore Olona (I)
- Faser Spa, Rogeno (I)
- Talleres De Amurrio S.A. Amurrio (E)
- Daros Piston Rings AB, Partilla (S).

### **Referenzliteratur**

[128, IHOBE, 1998], [152, Notzon and Heil, 1998], [154, Baum, 2002], [200, Metalodlew s.a., 2002], [210, Martínez de Morentin Ronda, 2002], [225, TWG, 2003], [228, Galante, et al., 1997]

## **4.8.11 Interne Wiederverwendung von ungehärtetem Kernsand**

### **Beschreibung**

Die Kernherstellung führt zu Sandrückständen in Form von zerbrochenen Kernen, Kernen mit kleinen Fehlern und Überschusssand aus Kernherstellungsmaschinen. Der Überschusssand kann in einer speziellen Anlage gehärtet werden. Nachfolgend werden verschiedene nicht verwendete Kernsandströme in eine Brechanlage geleitet. Der erhaltene Sand kann mit Neusand gemischt und zur Produktion neuer Kerne verwandt werden.

### **Umweltentlastungseffekte**

Durch interne Rezirkulation von 5 - 10 % des Kernsand, der sonst deponiert würde.

**Medienübergreifende Aspekte**

Medienübergreifende Aspekte kommen nicht zur Anwendung.

**Anwendbarkeit**

Die Technik wird für Polyurethan (Coldbox) und Furanharz-gebundene Sande angewendet. Die Technik ist nicht für andere Binder anwendbar.

Die Anwendung der Technik erfordert Änderungen in der Prozesskontrolle. Das optimale Verhältnis von rezirkuliertem zu Neusand muss bestimmt werden. Zusätzlich können Änderungen der Binderzugabe oder -zusammensetzung erforderlich sein.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Technik erfordert Investitionskosten von 250.000 – 500.000 € für eine kombinierte Behandlungs- und Brechanlage. Die Betriebskosten betragen rund 12 €/t. Diese Kosten sind der Minderung von Deponiekosten und dem Kauf von Neusand gegen zu rechnen.

Die Technik ist nur auf kernintensive Produktion anwendbar.

**Motivation für die Implementierung**

Optimieren der Nutzung von Rohstoffen und Verminderung der zu deponierenden Abfallmenge.

**Beispielanlagen**

Die Technik wurde von verschiedenen Großgießereien berichtet.

**Referenzliteratur**

[82, IfG - Institut für Gießereitechnik, 1996], [110, Vito, 2001]

#### 4.8.12 Wiederverwendung von Staub aus dem Grünsandkreislauf bei der Formherstellung

**Beschreibung**

Staub wird aus der Abgasfilterung von Ausformanlagen und den Dosier- und Bearbeitungsanlagen für trockenen Grünsand gesammelt. Der gesammelte Staub enthält aktive Binderkomponenten und kann in den Grünsandkreislauf zurückgeführt werden.

**Umweltentlastungseffekte**

Minderung des Binderverbrauchs (Bentonit), von Additiven (Kohlenstoff) durch internes Recycling.

**Medienübergreifende Aspekte**

Medienübergreifende Aspekte kommen nicht zur Anwendung.

**Betriebsdaten**

Eine Eisengießerei der Autoindustrie verwendet eine automatische Formlinie, bei einer Produktion von 8.000 t/a Guss entstehen 480 t/a an Staub. Der Sand wird gesammelt, gekühlt und in den Sandmischer recycelt. Der gesammelte Staub enthält 23 % aktives Bentonit und 10 % Kohlenstoff. 50 % des Staubes können ohne ein Risiko des Qualitätsverlustes aufgrund von Feinstaubanteil recycelt werden.

**Anwendbarkeit**

Die Technik kann in neuen und bestehenden Grünsandanlagen angewandt werden.

**Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Technik erfordert Investitionen von 25.000 € für Lagerungs- und Transportequipment. Die Amortisationszeit beträgt 8 Jahre, bei einem Abzinsfaktor von 8 %, einer Anlage für 240 t/a und Investitionskosten von 17 € pro Tonne behandelten Sandes. Zusätzliche Betriebskosten entstehen nicht, da der Betriebsablauf der gesamten Anlage nicht geändert wird.

### **Motivation für die Implementierung**

Optimieren der Nutzung von Rohmaterial und Minderung der zu deponierenden Abfallmenge.

### **Beispielanlagen**

Eisengießerei der Automobilindustrie in Deutschland.

### **Referenzliteratur**

[82, IfG - Institut für Gießereitechnik, 1996]

## **4.8.13 Externe Wiederverwendung von gebrauchtem Sand und Untergrößen aus dem Sandkreislauf und aus Regenerationsvorgängen**

### **Beschreibung**

Für gebrauchten Sand und zu kleine Sandkörner (Untergrößensand) aus dem Sandkreislauf oder der Sandregeneration können externe Anwendungen gefunden werden, mit Hauptanwendungsgebieten in:

- der Bauindustrie (Straßenbau, Autobahnbau)
- Baumaterialindustrie (Zement, Ziegel, Kalksteinherstellung)
- der Auffüllung von Untertagehöhlräumen
- Deponieanlagen (Wege auf Deponien, dauerhafte Abdeckschichten).

Die Anwendung ist beschränkt durch technische Anforderungen an das Baumaterial und/oder Umweltauforderungen für das jeweilige Einsatzgebiet. Die Umweltauforderungen basieren allgemein auf den Auswascheigenschaften und dem Gehalt an organischen Bestandteilen. Diese unterscheiden sich in den verschiedenen europäischen Regionen. Gebrauchter Sand weist allgemein geringe Auswaschneigung auf. Ein Überschreiten der Grenzwerte kann bei Material mit hohem Gehalt an organischem Binder oder mit speziellen Additiven, wie Glanzkohlenstoff, auftreten.

Aufgrund des hohen Quarzgehaltes und passender Granulometrie kann gebrauchter Sand als Neusands substitut im Straßenbau Anwendung finden. Einsatz bei der Herstellung von Baumaterial (Zement, Ziegel, Fliesen, Glaswolle,...) ist technisch möglich, erfordert aber ein hohes Niveau der Zusammensatzkontrolle und Logistik. Versuche im industriellen Maßstab wurden in folgenden Bereichen erfolgreich durchgeführt:

- Straßenunterbau
- Füllmaterial
- Drainagematerial
- Zementziegel
- Zementherstellung (abhängig vom benötigten Siliziumanteil des Verfahrens, in Deutschland ist diese Anwendung von großer Bedeutung)
- Füllen von Untertagehöhlräumen (aufgrund der guten Stützkapazität, gebrauchter Sand wird in diesem Bereich in Deutschland eingesetzt)
- Deckschicht von Deponien (gemischt mit Wasserglas und anderem Abfall, Beispiele in den Niederlanden)
- Baumaterial zur Verstärkung von Deichen
- Verglasung von gefährlichem Abfall.

Eine Übersichtstabelle, die detaillierte Informationen für verschiedene Sandarten zeigt, ist in Kapitel 4.9 zu finden.

Andere Anwendungsfelder sind die Herstellung von Ziegeln, sekundäre Kupferschmelze und die Zinkrückgewinnung.

Es sollte betont werden, dass die Diskussion über die Art der externen Verwendung über den Umfang des vorliegenden Merkblattes hinausgeht. Im Allgemeinen kann jedoch festgestellt werden, dass der Sand gewöhnlich keine Vorbehandlung benötigt und direkt nach Sammlung und Zwischenlagerung aus der Gießerei transportiert wird. Normalerweise wird, um eine gleich

bleibende Qualität zu garantieren, ein getrenntes Sammel- und Lagersystem entwickelt. Zusätzlich muss die Qualität des Materials durch reguläre Analysen sichergestellt werden.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Durch externe Anwendung als Sandersatz wird Neumaterial eingespart. Im Allgemeinen erfordert die externe Anwendung keine Behandlung des Sandes, und deshalb entstehen keine Aufwendungen für Energie für die Gießerei.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Reste organischer Hüllen können mögliche Quellen von aromatischen Kohlenwasserstoffen sein.

#### **Anwendbarkeit**

Die Technik ist in neuen und existierenden Anlagen anwendbar, sofern man einen Käufer für den Abfallsand findet.

Das Verwenden von Überschusssand aus einer Gießerei mindert nicht die Abnutzungsstabilität von Bitumen. Das Verwenden von Gießereiüberschusssand gemeinsam mit Staub aus dem gleichen Gießverfahren kann zur Portlandzementherstellung verwendet werden. Das Verwenden von Gießereiüberschusssand gemeinsam mit Flugasche und Stahlschlacke kann zur Herstellung von Mineralwolleprodukten verwendet werden. Das Verwenden von Gießereiüberschusssand in der Kompostierung von Bioabfall hat keine negativen Auswirkungen auf die Umwelt oder technischen Eigenschaften des Endproduktes, wie z.B. Mutterboden. Das Verwenden von Grünsandüberschuss für mineralische Deckschichten von Deponien ist technisch und aus Umweltsicht möglich.

#### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Kosten einer externen Verwendung hängen von örtlichen Marktbedingungen und den Transport- und Lagerkosten ab.

Investitionskosten einer getrennten Sammlung und Lagerung sind minimal. Häufig kann das mit organisatorischen Maßnahmen realisiert werden. Betriebskosten für Analyse und Verwaltung können bis zu 5.000 € pro Jahr betragen. Auf der Habenseite ist die Minderung von Deponiekosten zu verbuchen (bis zu 125 €/t).

#### **Motivation für die Implementierung**

Gesetzgebung mit hohen Deponierungskosten zur Minderung von Reststoffen zur Deponierung.

#### **Beispielanlagen**

Viele Beispiele sind aus Gesamteuropa berichtet worden, z.B. aus Finnland, den Niederlanden, Belgien, Deutschland, dem Vereinigten Königreich.

#### **Referenzliteratur**

[82, IfG - Institut für Gießereitechnik, 1996], [110, Vito, 2001], [128, IHOBE, 1998], [169, Orkas, 2001], [171, The Castings Development Centre, 1999]

## **4.9 Staub und feste Reststoffe: Behandlung und Wiederverwertung**

### **4.9.1 Einleitung**

Eine gute Trennung von Stoffen ist wichtig, um Möglichkeiten für Rückgewinnung, Recycling und Wiederverwertung zu eröffnen. Abfälle sollten immer rezirkuliert oder zurückgewonnen werden, es sei denn, es gibt eine vom Gesetzgeber akzeptierte Erklärung dafür, dass eine Rückgewinnung „technisch und ökonomisch unmöglich“ ist.

Im Allgemeinen umfassen Abfallströme:

- Stäube der Rohstoffe, die in Gewebefiltern oder Kassettenfiltern abgeschieden werden
- Schlacke aus der Entschwefelung
- Schlacke/Krätze vom Schmelzen
- Staub und Rauch aus dem Schmelzbetrieb, die in Filteranlagen abgeschieden werden
- Staub und Rauch aus der Gießerei, die in Filteranlagen abgeschieden werden
- Staub aus der Putzerei, der in Abscheideanlagen gesammelt wird
- Späne/Drehspäne aus der Putzerei
- verbrauchte Schleifmittel vom Strahlputzen
- Wäscherflüssigkeiten und Schlämme und Ausbringungen der Abwasserreinigungsanlage
- feuerfeste Abfälle aus Abstichrinnen und Pfannen
- Sand
- Chemikalien- und Ölbehälter
- allgemeiner inerter Industrieabfall.

Wann immer möglich, sollten Abfälle zurück gewonnen werden. Außer Sand sind die wichtigsten Abfälle:

- Schlacken aus Schmelz- und Metallbehandlungsprozessen
- Staub aus den Abscheideanlagen
- gesammelte Schlämme
- feuerfeste Abfälle.

[160, UK Environment Agency, 2002]

### 4.9.2 (Vorbehandlung für) externe Wiederverwertung von festen Reststoffen

#### **Beschreibung**

Um eine externe Wiederverwertung zu ermöglichen, kann eine Behandlung von festen Reststoffen erforderlich sein. Tabelle 4.67 (siehe nächste Seite) gibt die erforderlichen Prozesse für verschiedene feste Reststoffe (außer Sand) und mögliche Einschränkungen bei der Wiederverwertung an.

Bei Kupolofenschlacke hängt die physische Form und damit in gewissem Maß die Möglichkeit der Wiederverwertung von der Abschlacketechnik ab. Trockenes Abschlacken, d.h. Abgießen der Schlacke in Tiegel, Abkühlen und Erstarren, liefert kristallines, nichtporöses Mineral. Hinsichtlich der technischen Eigenschaften ist diese Schlacke mit Hochofenschlacke vergleichbar. Nasses Abschlacken erzeugt durch das Abkühlen der Schlacke mittels Wasserdüse eine körnige Schlacke.

#### **Umweltentlastungseffekte**

Bei externen Anwendungen wird das wiederverwertete Material als sekundäres Baumaterial verwendet und kann primäre Materialien ersetzen. Die Wiederverwertung führt zu einer Reduktion der zu deponierenden Materialmengen.

#### **Medienübergreifende Aspekte**

Eine Vorbehandlung erfordert Energie und kann Staubemissionen verursachen.

#### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Anlagen anwendbar, solange ein brauchbarer lokaler Markt für die Reststoffe vorhanden ist.

Reststoffart	Behandlung	Einschränkungen
Luftgekühlte Kupolofenschlacke	Zerkleinerung (Brecher)	- Verursachung von glasigem Staub - Handhabungserfordernisse wegen der glasartigen Natur
Wasser-abgeschreckte Kupolofenschlacke	keine	- Verursachung von glasigem Staub - Handhabungserfordernisse wegen der glasartigen Natur
Induktionsofenschlacke	Zerkleinerung (Brecher)	- Verursachung von glasigem Staub - Handhabungserfordernisse wegen der glasartigen Natur - wenige Daten zur Auslaugung vorhanden
ELO-Schlacke	Zerkleinerung (Brecher)	- Verursachung von glasigem Staub - Handhabungserfordernisse wegen der glasartigen Natur - wenige Daten zur Auslaugung vorhanden
Entschwefelungsschlacke	Entfernung von Metall und groben Teilen	- Handhabungserfordernisse, CaC <sub>2</sub> erfordert sorgfältige Handhabung, um Verletzungen zu vermeiden - Ablauf - kann Sonderabfall sein
Stäube und Schlämme	Schlammpressen, Trocknung und Granulierung ist für die meisten Anwendungen erforderlich	- Gesundheits- und Sicherheitserfordernisse für einige Stäube - Probleme beim Transport des staubenden Materials - hohes Auslaugungspotential aufgrund der Natur des Produktes und der großen Oberfläche

**Tabelle 4.67: Notwendige Behandlung und mögliche Einschränkungen für die externe Wiederverwertung von festen Reststoffen**  
[171, The Castings Development Centre, 1999]

Eine Übersicht über die externen Wiederverwertungsmöglichkeiten für verschiedene feste Reststoffe ist in Tabelle 4.68 (siehe nächste Seite) gegeben.

#### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Die Kosten, die mit der Wiederverwertung verbunden sind, sind im Wesentlichen Verarbeitungs- und Transportkosten. Diese können möglicherweise reduziert werden, wenn man die Einnahmen durch den Verkauf des Materials berücksichtigt. Allerdings können diese gering sein oder gegen Null tendieren; wohingegen die Kosten für eine mechanische Behandlung bei 8 Euro/Tonne liegen.

Je weiter die Materialien transportiert werden müssen, desto größer ist der Anstieg der Kosten. Um die Wirtschaftlichkeit einer Wiederverwertung zu beurteilen, müssen die jeweiligen Deponiekosten mit berücksichtigt werden. Diese variieren mit der Region und hängen auch von der Reststoffart ab.

#### **Motivation für die Implementierung**

Gesetzliche Bestimmungen fördern das Recycling von mineralischen Reststoffen, z.T. durch Festlegung hoher Deponierungskosten, um die Mengen der deponierten Reststoffe zu reduzieren.

#### **Beispielanlagen**

Viele Beispiele von Sand- und Schlackewiederverwertung wurden europaweit berichtet, z.B. in Finnland, Niederlande, Belgien, Deutschland, UK.

#### **Referenzliteratur**

[171, The Castings Development Centre, 1999]

ZUSAMMENFASSUNG DER WIEDERVERWERTUNGS- MÖGLICHKEITEN	SAND					SCHLACKE					ANDERE	
	Grünsand	alkalisch Phenol	Phenolurethane	Furanharz	Harz-gebunden	Wasserglas	Luftgekühlt Kupol	Wasser-abgeschreckt Kupol	Induktion	Elektrolichtbogenofen	Entschwefelung	Feingussform
Anwendung im Bauwesen												
Asphalt	x	x	+	+	+	O	x					
Ballast							+			+		
Blockherstellung	+	x	+	+	x	+		x				
Steinherstellung	x	x	+	+	+		+	+				
Zement	x	x	+		x	x						
Ersatz für grobkörnige Zuschlagstoffe							x		x	x		x
Beton		x	+	+	+							
Ersatz für feinkörnige Zuschlagstoffe	x	x	+	+	+	+						
Schaumbeton etc.	x	x	+									
Isolierung/Mineral/Glaswolle	+	+	+	+	+	+	+	+				+
Produktion von Leicht-Zuschlagstoffen												+
Mörtelproduktion						+						
Straßenunterbau		x	+		+	x	x		x	x		x
Dachpappe				x								
<b>Wiederverwertung in einer anderen Gießerei</b>												
Als Neusandzusatz zum Grünsand				x								
<b>Anwendung im Landschaftsbau</b>												
Künstliche Ackerkrume	x	+	+	x	+							+
Dekorative Bodenbedeckung							+	+				
Bodenbedeckung in Reitställen								+				
Füllmaterial in Dünger												x
Deponieabdeckung	x	x	+									+
Deponietagesabdeckung	x	x	+	x	x	x						
Deponierauskleidung	+											+
Bodenverbesserer	+	+	+	+	+	+		+		+		+
<b>Sonstige</b>												
Schleifmittel/Strahlmittel		x	+					x	+			
Absorbentmaterial											+	
Herstellung von Hochofenschlacke						+				+		
Chemie-/industrielle Anwendungen												x
Ersatz für Löschkalk										+		+
Schmelzflußmittel		+	+		+	+						
Abfallverglasung	+	+	+		+	+						

x Nachgewiesene Wiederverwertungsmaßnahme mit erfolgreichen Projekten in UK  
 + Wiederverwertungsmaßnahme, die theoretisch nachgewiesen ist, jedoch gibt es derzeit keine Projekte in UK  
 O Ungeeignet für eine Wiederverwertung ohne Vorbehandlung

**Tabelle 4.68: Zusammenfassung der externen Wiederverwertungsmöglichkeiten für verschiedene feste Gießereireststoffe (Stand 1999)**  
 [171, The Castings Development Centre, 1999], [202, TWG, 2002]

### 4.9.3 Minimierung der Schlackebildung

#### Beschreibung

Die Entstehung von Schlacke kann durch prozessintegrierte Maßnahmen minimiert werden, z.B. durch:

- Einsatz von sauberem Schrott
- niedrigere Metalltemperaturen
- Vermeidung von Überhitzungen (zeitweise hohe Temperaturen)
- Vermeidung von langen Stehzeiten von geschmolzenem Metall im Schmelzofen
- angemessener Einsatz von Flussmitteln
- angemessener Einsatz/Auswahl von feuerfester Ausmauerung
- Verwendung von Wasserkühlungen für Ofenwände, um Abnutzungen der feuerfesten Ausmauerung zu vermeiden.

#### Umweltlastungseffekte

Minimierung des Reststoffanfalls und Reduzierung der Luftemissionen.

#### Medienübergreifende Aspekte

Durch diese Minimierungsmaßnahmen treten keine medienübergreifenden Aspekte auf. Hinsichtlich des Einsatzes von sauberem Schrott sollten die Überlegungen in Kapitel 4.1.4 berücksichtigt werden.

#### Anwendbarkeit

Diese Technik ist auf alle neuen und existierenden Anlagen anwendbar. Die Anwendbarkeit beim Einsatz von sauberem Schrott wird in Kapitel 4.1.4 ausführlich diskutiert.

#### Betriebswirtschaftliche Daten

Diese Technik beinhaltet keine Investitionskosten, da sie nur Betriebsmaßnahmen betrifft.

#### Motivation für die Implementierung

Hohe Deponierungskosten für Reststoffe.

#### Beispielanlagen

Diese Technik ist Bestandteil von bestehenden Betriebsabläufen im größten Teil der europäischen Gießereien.

#### Referenzliteratur

[103, Vereniging van Nederlandse Gemeenten, 1998]

### 4.9.4 Kupolofen

#### 4.9.4.1 Sammeln und Recycling von Koksgrus

#### Beschreibung

Handhabung, Transport und Chargieren von Koks erzeugt Koksgrus. Es können spezielle Maßnahmen zum Auffangen und Wiederverwerten dieses Materials, z.B. durch Auffangsysteme unterhalb der Förderbänder oder der Chargieröffnung, angewendet werden.

Das gesammelte Material kann durch Einblasen in den Kupolofen oder durch den Einsatz bei der Aufkohlung in den Prozess zurückgeführt werden

#### Umweltlastungseffekte

Minimierung des Anfalls von Reststoffen.

#### Medienübergreifende Aspekte

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Anlagen anwendbar.

### **Motivation für die Implementierung**

Hohe Entsorgungskosten für feste Reststoffe.

### **Beispielanlagen**

Diese Technik wird für einige Gießereien in Europa berichtet.

#### **4.9.4.2 Rückführung von Filterstaub in den Kupolofen**

##### **Beschreibung**

Kupolofenfilterstaub wird wieder in den Kupolofen eingeblasen. Das Ziel dieser Technik ist eine Anreicherung des Zinkgehaltes im Staub auf Werte, die eine Aufarbeitung zur Zinkrückgewinnung ermöglichen (>18 %). Die Zinkrückgewinnung erfolgt mittels Waelzprozess.

Die Rezirkulierung des Staubes kann durch Eindüsen über die Blasformen oder durch den Einsatz von Pellets über die Chargieröffnung erfolgen. Beide Techniken werden im industriellen Maßstab angewendet. Massenbilanzuntersuchungen zeigen, dass Zink sublimiert wird und im zurückgewonnenen Staub wieder enthalten ist. Nach einigen Zyklen ist der Zinkgehalt im Staub hoch genug zur Rückgewinnung. Eine Rückgewinnung ist ab Zinkgehalten von 18 % technisch möglich.

Es gibt zwei Einschränkungen beim Recycling von Staub:

- Zink tritt im Allgemeinen in Form von  $Zn_2SO_4$ , einer Verbindung, die 64 % Zink enthält, auf. Die beschränkt die maximale Anreicherung.
- Im Staub reichern sich ebenfalls Alkaliverbindungen an. Diese verursachen eine Flammenauslöschung in der Brennkammer. Dieser Effekt kann durch Einblasen von Wasserdampf in die Brennkammer verhindert werden.

Eindüsen über die Blasformen kann auf verschiedenen Prinzipien basieren. Es gibt 15 europäische Gießereien (Stand Mai 2001), die Staub mittels Eindüsen in die Blasformen rezirkulieren. 11 Gießereien nutzen die positive Drucktechnik und 4 die Venturisaugtechnik. Der Vorteil der Venturitechnik ist, dass sie weniger Einblasluft verbraucht und so die Schmelzzone weniger abkühlt. Mit beiden Techniken wird der Staub nach einigen Zyklen klebrig. Im Falle der Venturitechnik muss der Staub daher mit Torfkoks vermischt werden, damit er in den Rohrleitungen transportiert werden kann.

Die Rezirkulation mittels Pelletierung und Chargierung ist weniger verbreitet als das Einblasen. Der Grund ist, dass dieser Prozess schlechter zu automatisieren ist. Darüber hinaus ist eine gute Kontrolle und Kenntnis des Pelletierprozesses notwendig, damit die Pellets die geforderte Konsistenz haben. Ferrosilizium kann zugefügt werden, um Pellets mit einer guten Konsistenz zu erzielen. In praktischen Tests waren Mischungen aus 2/3 FeSi mit 1/3 Staub notwendig, um einen guten Betrieb zu erzielen. Auf der anderen Seite können über die Pellettechnik größere Mengen behandelt werden. Bei Kupolöfen mit größeren Durchmessern ist Einblasen ins Zentrum des Feuers schwierig, daher ist der Einsatz von Pellets zu bevorzugen.

Die Eigenschaften beider Techniken werden in Tabelle 4.69 (siehe nächste Seite) verglichen.

##### **Umweltentlastungseffekte**

Der Hauptvorteil dieser Technik ist die Reduzierung der Nettomenge an Staub, die deponiert oder verwertet werden muss. Die Gießerei erzeugt üblicherweise eine geringere Menge an Staub, aber mit höheren Metallgehalten. Dies ermöglicht die Rückgewinnung von Zink aus Kupolofenstäuben. Diese Technik führt bei Zink zu einer Anreicherung im Staub, während der größere Teil des Bleis im Eisen endet. Wenn das Zink wirkungsvoll aus dem Staub zurückgewonnen wird, reduziert diese Technik die Schwermetallbelastung und die Menge des Staubes, der deponiert wird. Auf der anderen Seite erhöht sich die Menge an anfallender Schlacke.

**Medienübergreifende Aspekte**

Beide Techniken verbrauchen Energie, d.h. Koks, um das Produkt zu schmelzen. Ein Anstieg des Koksverbrauches um 0,15 bis 0,25 kg Koks/kg Staub bei einem thermischen Wirkungsgrad des Ofens von 40 % wurde berichtet.

Darüber hinaus reduziert das Einblasen von kaltem Staub die Flammentemperatur, die wiederum durch Einblasen von Sauerstoff wiederhergestellt werden muss. Die Gesamtmenge an anfallender Schlacke wird ebenfalls erhöht.

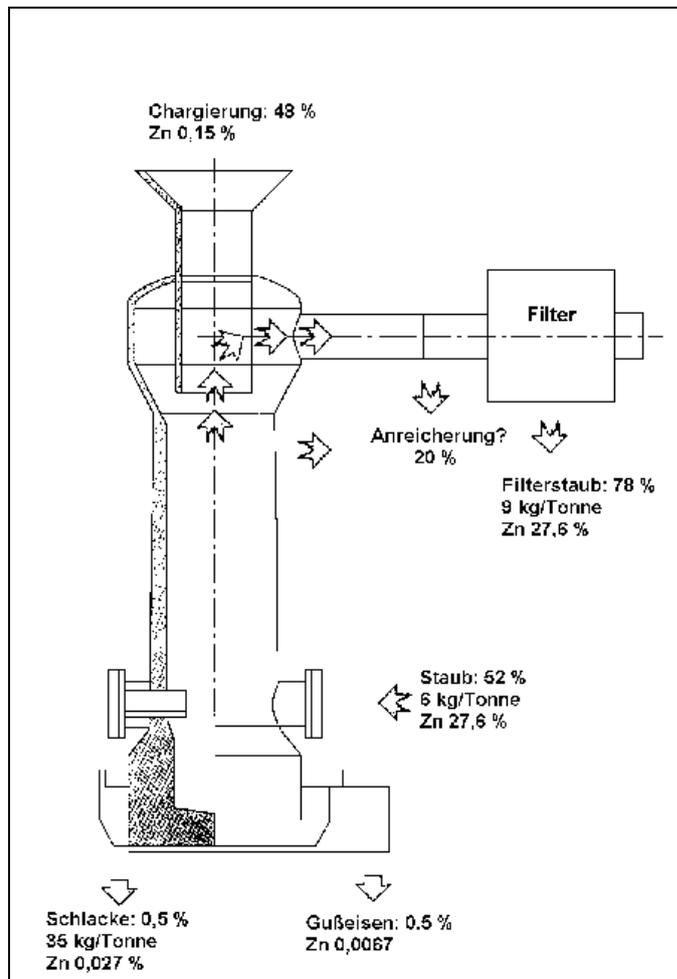
Die Ablagerung von klebrigem Staub auf einigen Teilen in der Anlage verursacht mittelfristige Effektivitätsverluste und führt möglicherweise zu Betriebsproblemen. Diese wurden nicht quantifiziert.

<b>Wiederverwertung von Feinstoffen, die bei der Abgasreinigung von Kupolöfen anfallen</b>	<b>Einblasen über die Düsen</b>	<b>Einsatz als Pellets</b>	<b>Beobachtungen</b>
<b>Einfluss des Abfalls</b>			
Begrenzung der einsetzbaren Menge an Feinstoffen	7 – 8 kg/Tonne Metall		Problem mit Flammenauslöschung
Reduktion der erzeugten Menge an Feinstoffen	40 %	50 %	Schätzwert <sup>(1)</sup>
Erhöhung des Zinkgehaltes in den Feinstoffen	30 %	20 %	Schätzwert <sup>(1)</sup>
Erhöhung des Schlackeanfalls	?	?	
<b>Einfluss auf den Betrieb des Kupolofens</b>			
Erforderliche Koksmenge zum Ausgleich des Temperaturverlustes	0,5 – 0,6 %	0,2 – 0,3 %	Schätzwert <sup>1)</sup>
Schwankungen in der Abgaszusammensetzung	Nein	Nein	n.a
<b>Einfluss auf das erschmolzene Metall</b>			
Erhöhung des Metallgehaltes (Zn, Pb) im Eisen	Begrenzt	Nein	(in der Größenordnung von Tausendstel)
Einfluss auf den Abbrand	10 – 30 %	Nein	Schätzwert <sup>(1)(2)</sup>
Effektivität für die Zugabe anderer Stoffe (C, FeSi) mit der selben Methode	Ja	Nein	n.a
<b>Kosten</b>			
Reduktion der Deponierungskosten für Feinstoffe	60 %	50 %	Schätzwert <sup>1)</sup>
<b>Betrieb</b>			
Möglichkeit der Prozessautomatisierung	Ja	Nein	n.a
Zusätzliche Probleme	Nein	Ja	Bruchfestigkeit der Pellets
<b>Implementierung der Technik</b>			
Bestehende Anlagen	Ja	Ja	Vorzugsweise große Kupolöfen
Neuanlagen	Ja	Ja	
<sup>(1)</sup> Schätzung, wahre Werte hängen von der Ausgangskonzentration der Zinkoxide in den Feinstoffen, dem Grad der erforderlichen Anreicherung für eine Verwertung und von den Charakteristika des Kupolofens ab			
<sup>(2)</sup> Abhängig von der Stahlmenge im Einsatz des Kupolofens			
n.a: nicht anwendbar			

**Tabelle 4.69: Eigenschaften von Einbringmöglichkeiten für die Rezikulierung von Kupolofenstäuben [108, FEAR, 1999]**

**Betriebsdaten**

Die Ergebnisse einer Analyse der Einsatz- und Ausbringungsstoffströme von französischen Kupolöfen sind in den Massenbilanzen in Bild 4.33 und Bild 4.34 (siehe nächste Seiten) wiedergegeben. Die Beiträge von Stoffströmen zu Zinkeintrag/-ausbringung sind mit den jeweiligen Zinkgehalten (Masse und Prozentsatz) angegeben. Die Prozentangaben sind als Durchschnittswert über die angegebene Messperiode dargestellt.



**Bild 4.33: Zinkverteilung für das Eindüsverfahren für eine Einblasperiode von 20 Tagen [156, Godinot, 2001]**

Die Analyse der ein- und ausgehenden Stoffströme liefert keine vollkommen geschlossene Zinkbilanz. Dies deutet an, dass ein erheblicher Teil des Zinkes (20 % beim Einblasen, 10 % bei Pelletchargierung) im System verbleibt und sich ansammelt. Beim Rezirkulieren wird der Staub klebrig und lagert sich in Brennkammer, Wärmetauscher und Filtern ab. Die Rezirkulierung führt daher zu einem höheren Reinigungsaufwand und bei Reinigungsvorgängen zu einem Anfall von Material, das deponiert werden muss.

Die Rezirkulation von Kupolofenstaub in einer niederländischen Gießerei (jährliche Eisenproduktion: 30000 Tonnen) reduziert die Nettomenge an Staub jährlich um 156 t ohne signifikanten Einfluss auf die umweltrelevanten Eigenschaften und die Konstruktionseigenschaften der Schlacke.

#### Anwendbarkeit

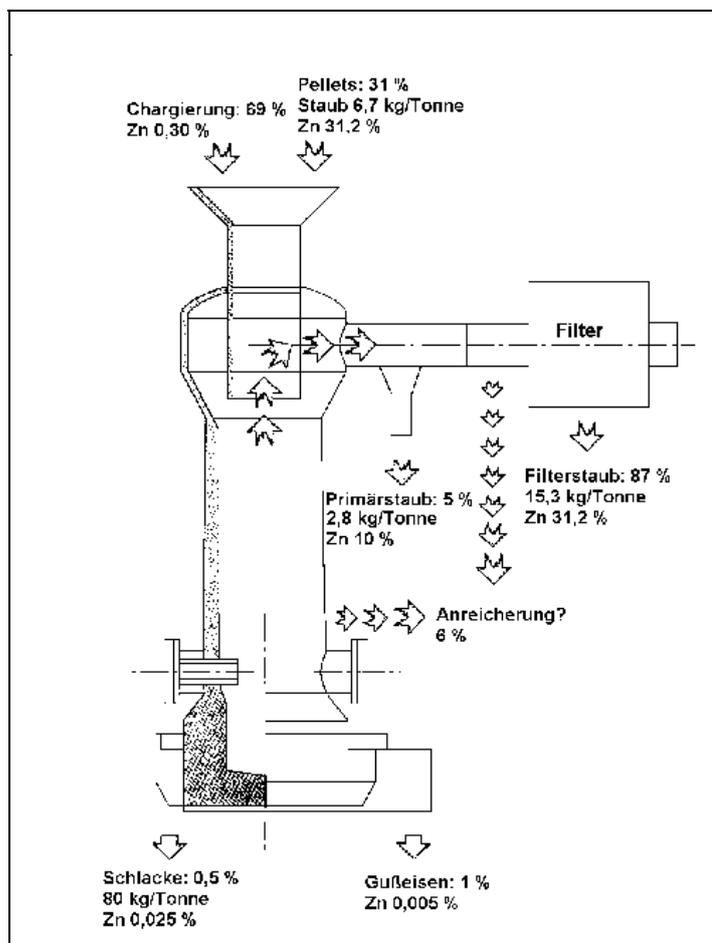
Eine Rückgewinnung ist ab einem Zinkgehalt von 18 % technisch möglich. Kupolöfen mit einer zinkreichen Chargierung haben ohne Rezirkulation Zinkgehalte von >20 % im Staub. Ein Minimalgehalt von 40 % Zink ist notwendig für eine kostenneutrale Rückgewinnung.

Es ist nicht möglich, die gesamte anfallende Staubmenge in einen Ofen einzublasen. Ein Einblasen von mehr als 8 kg/Tonne Metall führt zu einem Auslöschen der Flamme.

Neue und bestehende Kupolöfen mit kontinuierlichem Betrieb können mit diesen Staubrezirkulierungsmaßnahmen ausgerüstet werden

#### Betriebswirtschaftliche Daten

Eine Rückgewinnung ist ab einem Zinkgehalt von 18 % technisch möglich. Betreiber berichten eine Profitabilität der Rezirkulierung und der Zinkrückgewinnung ab Zinkgehalten von >40 %.



**Bild 4.34: Zinkverteilung für die Rezirkulation mittels Pelletverfahren für eine Rezirkulationsperiode von 11 Tagen [156, Godinot, 2001]**

Aus den praktischen Daten von zwei Gießereien in Frankreich wurden zusätzliche Betriebskosten kalkuliert. Das Eindüsen über die Blasformen lieferte zusätzliche Betriebskosten von 0,35 €/Tonne Gusseisen; Einbringung über Pellets 0,90 €/Tonne Gusseisen. Bei der Berechnung der Kosten wurden zusätzliche Kosten für die Deponierung von Schlacke oder Instandhaltungsarbeiten nicht berücksichtigt.

Die folgenden Angaben gelten für die Anwendung der Venturitechnik. In einer deutschen Referenzanlage konnten über einen Zeitraum von 5 Jahren durchschnittlich 7,5 kg Zinkstaub/Tonne erschmolzenes Eisen an die Verarbeitungsindustrie abgegeben werden. Die Deponierungskosten wurden hierdurch um 1,97 €/Tonne flüssiges Eisen reduziert. Darüber hinaus konnten 20 % des Kokes durch Petkoks ersetzt werden. Dies reduziert die Brennstoffkosten um 15 %, was einer Kostenreduktion von EUR 2,56/Tonne flüssiges Eisen entspricht. Bei der Berechnung der Kosten wurden zusätzliche Kosten für die Deponierung von Schlacke oder Instandhaltungsarbeiten nicht berücksichtigt.

### Motivation für die Implementierung

Hohe Deponierungskosten für Ofenstäube

### Beispielanlagen

Venturi-Verfahren (NPT):

Pont-a-Mousson, Brebach (F)

Positiv Druckverfahren (VELCO):

John Deere, Mannheim (D)

### Referenzliteratur

[108, FEAF, 1999], [110, Vito, 2001], [140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001], [156, Godinot, 2001], [181, Ruffin and Godinot, 1998], [198, Georg Fischer, ], [202, TWG, 2002]

### 4.9.5 Elektrolichtbogenofen (ELO)

#### 4.9.5.1 Rezirkulierung von Filterstaub und Schlamm (aus dem Erschmelzen mit ELO)

##### **Beschreibung**

Trocken abgeschiedene Stäube aus dem Ofen können unter gewissen Umständen in den Ofen rezirkuliert werden. Vorzugsweise wird der Staub vorbehandelt mittels Pelletierung oder Brikettierung, da dies die Staubmenge reduziert, die einfach nur durch den Ofen geblasen wird. Die Idee ist, den metallischen Anteil im Staub zurückzugewinnen und die anorganischen Bestandteile in die Schlacke zu überführen. Im Allgemeinen wird der Staub zu Beginn des Schmelzzyklus zugegeben.

Wie beim Kupolofen diskutiert, kann beim ELO in Fällen, in denen signifikante Mengen an zinkhaltigem Schrott eingesetzt werden, durch Rezirkulieren eine Zinkanreicherung im Ofenstaub erzielt werden, die einen Einsatz in der Zinkindustrie zur Rückgewinnung des Zinks wirtschaftlich macht (bis zu 30 - 40 %).

##### **Umweltentlastungseffekte**

Der Hauptvorteil dieser Technik ist die Reduzierung der Nettomenge an Staub, die deponiert oder verwertet werden muss. Der Staub enthält höhere Konzentrationen an Metallen. Dies ermöglicht die Rückgewinnung von Zink aus den ELO-Stäuben. Diese Technik führt bei Zink zu einer Anreicherung im Staub, während der größere Teil des Bleis im Eisen endet. Wenn das Zink wirkungsvoll aus dem Staub zurückgewonnen wird, reduziert diese Technik die Schwermetallbelastung und die Menge des Staubes, der deponiert wird. Auf der anderen Seite erhöht sich die Menge an anfallender Schlacke.

##### **Medienübergreifende Aspekte**

Möglicherweise reduziert die Rezirkulation von Staub die Effizienz des Ofens und steigert den Verbrauch an elektrischer Energie (ungefähr 20 - 30 kWh/Tonne). Die Technik führt zu einem Anstieg des Schlackeanfalls

##### **Betriebsdaten**

Betriebsdaten aus der ELO-Stahlerzeugung zeigen eine Anlage, die 75 % ELO-Staub von einer ursprünglichen Ausbringung von 20 – 22 kg/t rezirkuliert und sich so nur um 50 % des Staubes mit einem durchschnittlichen Zinkgehalt von 35 % kümmern muss.

##### **Anwendbarkeit**

Diese Technik ist generell für Stäube mit hohem Metallgehalt anwendbar. Die tatsächliche Anwendbarkeit hängt jedoch von vielen Faktoren ab, die für verschiedene Anlagen unterschiedlich sein können.

##### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Diese Technik benötigt keine zusätzlichen Investitionen.

##### **Motivation für die Implementierung**

Hohe Deponierungskosten für Ofenstäube.

##### **Beispielanlagen**

Diese Technik wird in einigen europäischen Gießereien angewendet.

##### **Referenzliteratur**

[32, CAEF, 1997], [211, European IPPC Bureau, 2000]

#### 4.9.5.2 Rezirkulierung von Al-Schlacken und -reststoffen

##### **Beschreibung**

Die Recyclingmöglichkeiten hängen vom Produkt und von den erzeugten Abfällen ab. Metallspäne werden meistens gesammelt für internes Wiedereinschmelzen, während Schrott (der zu viele andere Metalle enthält) üblicherweise an Sekundäraluminiumerzeuger verkauft wird.

**Umweltentlastungseffekte**

Minimierung der anfallenden Reststoffe.

**Medienübergreifende Aspekte**

Es gibt keine medienübergreifenden Aspekte.

**Anwendbarkeit**

Diese Technik ist bei allen neuen und bestehenden Anlagen anwendbar.

**Motivation für die Implementierung**

Hohe Deponierungskosten für feste Reststoffe.

**Beispielanlagen**

Diese Technik wird allgemein in Aluminiumgießereien angewendet.

**Referenzliteratur**

[225, TWG, 2003]

## 4.10 Lärminderung

**Beschreibung**

Der Gießereiprozess weist mehrere Punktquellen von Lärm auf. Diese beinhalten:

- Schrotthandling
- Befüllen des Ofens
- Brenner
- Hochdruckkokillengussmaschinen
- Ausformen
- Strahlputzen
- Kern- (und Form-) schießen
- Nachbearbeitung
- alle Motor- und hydraulischen Anlagen
- Transport (Abkippen, Laden, etc.).

Die Gesamtminderung des Lärmniveaus beinhaltet die Entwicklung von Lärminderungsplänen. Dabei muss jede Quelle überprüft und bewertet werden. Alternative Techniken mit geringerem Lärm sollten angewendet und/oder Punktquellen sollten eingehaust werden. Beispiele alternativer Techniken sind in Kapitel 4.2.4.2 (Oxyburner an Drehtrommelöfen) und 4.2.2.2 (Schaumslagge für ELO) beschrieben. Einige Beispiele für das Einhausen von Quellen wurden für Öfen (Kapitel 4.5.3.1) und das Ausformen (Kapitel 4.5.9.3) erläutert.

Allgemeine Maßnahmen schließen ein:

- Verwenden von Pendeltoren (Kunststofflamellen) an allen Außentüren und alle Türen so oft wie möglich geschlossen halten, insbesondere während der Nacht,
- aktive Luftzufuhr in die Gießereihalle, dies führt zu einem leicht erhöhten Innendruck und hält den Lärm drinnen
- Einhausen von Lüftungen, Isolieren von Ventilationsrohren und Verwenden von Dämpfern
- Minimieren der Anzahl von Transportaktivitäten während der Nacht.

Die komplette Einhausung des Gießereigebäudes kann auch in Betracht kommen. Das erfordert die Installation eines Klimaüberwachungssystems, um die Temperatur innerhalb des Gebäudes zu begrenzen.

**Umweltentlastungseffekte**

Verminderung der Lärmbelastung.

**Medienübergreifende Aspekte**

(Teilweises) Einhausen des Gießereigebäudes kann die Installation einer Klimaanlage erforderlich machen, deren Betrieb Energie erfordert.

### **Betriebsdaten**

Eine belgische Gießerei entwickelt zurzeit einen Lärmminierungsplan. Ziel ist die Minderung des Gesamtlärmniveaus von 50 dBA auf 40 dBA. Das beinhaltet das Untersuchen von 170 Lärmquellen. Spezifische Maßnahmen werden zur Minderung des Gesamtlärmes zwischen 22 Uhr und 6 Uhr unternommen. Zusätzlich wird Luft in die Gießereihalle geblasen, die zu einer kleinen Druckdifferenz führt, um den Lärm innen zu halten. Das gesamte Innenluftvolumen wird 36-mal pro Stunde ausgetauscht.

Eine andere belgische Gießerei führt ein Projekt zur Lärmminierung mittels vollständiger Einhausung des Gießereigebäudes durch. Das erfordert die Installation einer Klimaanlage, um eine maximale Temperaturdifferenz zur Außentemperatur von 8 °C zu erreichen. Die Anlage durchläuft zurzeit abschließende Kontrollen, die Tests laufen noch.

### **Anwendbarkeit**

Diese Technik kann in allen neuen und existierenden Anlagen angewendet werden. In welchem Umfang Maßnahmen durchgeführt werden, hängt von der Gießereiumgebung ab.

### **Motivation für die Implementierung**

Vorschriften für Lärmwerte für industrielle Anlagen.

### **Beispielanlagen**

- MGG, Hoboken (B): Lärmminierungsplan
- Hayes-Lemmertz, Hoboken (B): komplette Einhausung des Gebäudes.

### **Referenzliteratur**

[225, TWG, 2003]

## **4.11 Stilllegung von Anlagen**

### **Beschreibung**

Einige Techniken, die in Betracht kommen, sind:

- Berücksichtigen einer Stilllegung während der Planungsphase, dadurch Minderung von Risiken und übermäßigen Kosten während der späteren Stilllegung
- Für bestehende Anlagen, bei denen mögliche Probleme bekannt sind, Einführen eines Verbesserungsprogramms. Diese Verbesserungspläne müssen Folgendes sicherstellen:
  - Untergrundbehälter und Arbeiten an den Rohren sollen wenn möglich vermieden werden (sofern sie nicht durch eine zweite Hülle oder ein geeignetes Überwachungsprogramm geschützt werden).
  - Aus Vorsorgegründen sind vor der Demontage Behälter und Leitungen abzulassen und zu reinigen.
  - Becken und Deponien sind im Hinblick auf ihre Reinigung und letztendliche Schließung zu planen.
  - Es sind Isolationen zu verwenden, die schnell und ohne Staub oder Gefahr rückbaubar sind.
  - Jedwedes Material sollte recycelbar sein (dabei ist zu beachten, dass es die Betriebs- und andere Umweltafordernungen erfüllt).
- Entwickeln und zur Verfügung halten eines Anlagenschließungsplanes, um nachzuweisen, dass die Anlage in ihrem derzeitigen Zustand ohne Verschmutzungsrisiko rückgebaut werden kann und das Betriebsgrundstück in einem zufrieden stellenden Zustand zurück lässt. Der Plan sollte bei auftretenden Materialänderungen aktualisiert werden. Der Schließungsplan kann (auch schon in einem frühen Stadium) Folgendes enthalten:
  - entweder die Entfernung oder die Spülung von Verrohrungen und Behältern, wo angebracht, und ihre komplette Entleerung von jedweden potentiell gefährlichen Stoffen
  - Pläne aller unterirdischen Rohre und Behälter
  - Methoden und notwendige Materialien zur Reinigung von Becken

- die Methode, die sicherstellt, dass jedwede Deponie auf dem Grundstück der Anlage vergleichbare Anforderungen einer Schließung erfüllt
- Entfernung von Asbest und anderen potentiell gefährlichen Stoffen, sofern es keine Vereinbarungen mit Nachutzern gibt, die es vernünftig erscheinen lassen, diese Belastungen zurück zu lassen
- entsprechende Arten des Rückbaus von Gebäuden und anderer Anlagen zum Schutze von Grund- und Oberflächenwasser auf der Baustelle und Abrissbaustelle
- Bodenuntersuchungen zum Nachweis von jeglicher Verschmutzung durch Arbeiten und die Notwendigkeit einer Behebung, um das Anlagengrundstück in einen zufrieden stellenden Zustand zurückzuführen, wie er im ursprünglichen Grundstücksbericht angegeben ist.

### **Umwentlastungseffekte**

Verhindern von Umweltauswirkungen während der Stilllegung.

### **Anwendbarkeit**

Hier erwähnte Techniken sind während der gesamten Betriebszeit, während der Planung, der Errichtung und des Betriebes der Anlage anwendbar sowie unmittelbar nach der Schließung.

### **Referenzliteratur**

[236, UK Environment Agency, 2001]

## **4.12 Umweltmanagementprogramme**

### **Beschreibung**

Die beste Umwelleistung wird allgemein bei Anlagen erreicht, die die beste Technik anwenden und ihren Betrieb am effektivsten und effizientesten gestalten. Das wird durch die Definition der IVU-Richtlinie für den Begriff "Technik" wiedergegeben "*sowohl die angewandte Technologie als auch die Art und Weise, wie die Anlage geplant, gebaut, gewartet, betrieben und stillgelegt wird*"

Für IVU-Anlagen ist das UMS (Umweltmanagementsystem) ein Werkzeug, nach dem sich Betreiber systematisch und in anschaulicher Art, um Themen wie Planung, Konstruktion, Wartung, Betrieb und Stilllegung richten können. Ein UMS beinhaltet eine organisatorische Struktur, Verantwortlichkeiten, Gebräuche, Abläufe, Prozesse und Ressourcen zur Entwicklung, Einführung, Wartung, Überprüfung und ein Monitoring des UMS. UMS sind am effektivsten und effizientesten, wo sie ein originärer Bestandteil des Gesamtmanagements und des Betriebs einer Anlage sind.

Innerhalb der Europäischen Union haben viele Organisationen (Betriebe, Betreiber von Anlagen) auf freiwilliger Basis entschieden, ein UMS auf Basis der EN ISO 14001 von 1996 oder des EU Umweltmanagement- und Auditsystem EMAS einzuführen. EMAS schließt die Anforderungen der EN ISO 14001 ein, und legt zusätzliche Schwerpunkte auf die Übereinstimmung mit geltendem Recht, Umwelleistung und Einbezug der Mitarbeiter. Es erfordert eine externe Überprüfung des Managementsystems und einen bestätigten öffentlichen Umweltbericht (eine Selbsterklärung nach EN ISO 14001 ist eine Alternative zur externen Überprüfung). Es gibt aber auch viele Organisationen, die beschlossen haben, ein nichtstandardisiertes UMS einzuführen.

Während standardisierte (EN ISO 14001 und EMAS) und nichtstandardisierte ("Kunden"-) Systeme im Allgemeinen die *Organisation* als Ansprechpartner ansehen, hat dieses Dokument eine andere Sichtweise, die nicht alle Aktivitäten in Bezug auf die Produkte und den Service der Organisation einbezieht. Das begründet sich damit, dass der *Ansprechpartner* entsprechend der IVU-Richtlinie die *Anlage* ist (wie in Artikel 2 definiert).

Ein Umweltmanagementsystem (UMS) für eine IVU-Anlage kann folgende Komponenten enthalten:

- (a) Definition eines Umweltprogramms
- (b) Planung und Aufstellen von Richt- und Zielwerten
- (c) Einführen und Betreiben von Abläufen
- (d) Überprüfen und korrigierendes Handeln

- (e) Überprüfung der Bewirtschaftung
- (f) Vorbereiten eines regelmäßigen Umweltberichtes
- (g) Rechtskraft durch zertifizierte Organisation oder externen UMS-Zertifizierer
- (h) Berücksichtigung der Stilllegung der Anlage nach Beendigung des Betriebes bei der Planung
- (i) Entwicklung von sauberen Technologien
- (j) Unternehmensvergleich (mit den Besten der Branche)/ Benchmarking.

Diese Hauptbestandteile werden weiter unten detaillierter erklärt. Um detailliertere Informationen zu den Teilen (a) bis (g) zu erhalten, die alle Bestandteile des EMAS sind, wird der Leser auf die Referenzliteratur weiter unten verwiesen.

### (a) Definition eines Umweltprogramms

Die oberste Leitungsebene ist für die Bestimmung eines Umweltprogramms einer Anlage und die Durchsetzung verantwortlich:

- es ist zugeschnitten auf die Art, den Umfang und die Umweltauswirkungen des Betriebes
- es enthält die Verpflichtung zur Emissionsvermeidung und –kontrolle
- es enthält die Verpflichtung zur Konformität mit allen relevanten Umweltvorschriften und mit anderen Anforderungen, die die Organisation sich verpflichtet hat zu erfüllen
- setzt den Rahmen für das Aufstellen und Überprüfen von Richt- und Zielwerten
- dokumentiert und kommuniziert dieses gegenüber allen Angestellten
- es ist der Öffentlichkeit und interessierten Institutionen zugänglich.

### (b) Planung, z.B.:

- Verfahren zur Identifizierung von Umweltaspekten einer Anlage, um die betrieblichen Aktivitäten zu identifizieren, die signifikante Umweltauswirkungen haben, und Halten dieser Informationen auf dem neuesten Stand
- Verfahren zur Identifizierung und zum Zugang zu rechtlichen und anderen Anforderungen, die auf die Umweltauswirkungen der betrieblichen Tätigkeiten zutreffen, denen die Organisation verpflichtet ist
- Einführen und Überprüfen von dokumentierten Umweltricht- und Zielwerten, Berücksichtigen von rechtlichen und anderen Anforderungen und der Meinung interessierter Betroffener
- Einführen und regelmäßige Fortschreibung eines Umweltmanagementprogramms einschließlich der Festlegung von Verantwortlichkeiten für zu erreichende Richt- und Zielwerten für jede relevante Tätigkeit und jede Arbeitsebene und mit welchen Mitteln und in welchem Zeitrahmen sie erreicht werden sollen.

### (c) Einführen und Unterhalten von Abläufen und Verfahren

Es ist wichtig, eine Methode zu installieren, die sicherstellt, dass Verfahrensabläufe bekannt sind, verstanden und befolgt werden. Deshalb schließt effektives Umweltmanagement Folgendes ein:

#### (i) Struktur und Verantwortlichkeit

- Definitions-, Dokumentations- und Kommunikationsaufgaben, Verantwortlichkeit und Amtsbefugnis und schließt die Benennung eines speziellen Beauftragten der obersten Leitung ein
- zur Verfügung stellen von Ressourcen, die zur Einführung und Kontrolle des UMS erforderlich sind, einschließlich geschulten Personals, Technik und finanzieller Mittel.

#### (ii) Schulung, Aufklärung und Kompetenz

- Festellen der Schulungserfordernisse, um sicherzustellen, dass das gesamte Personal, das auf Umweltauswirkungen des Betriebes einwirken kann, die erforderlichen Schulungen erhält.

- (iii) Kommunikation
    - Einführen und Unterhalten einer internen Kommunikation zwischen den unterschiedlichen Ebenen und Betriebsabläufen der Anlage
    - ein Verfahren, das den Dialog mit externen interessierten Betroffenen fördert und
    - ein Verfahren zur Annahme, Dokumentation und, wo angebracht, Beantwortung von relevanter Kommunikation von externen interessierten Betroffenen.
  - (iv) Einbeziehen der Angestellten
    - Einbeziehen der Angestellten in das Verfahren mit dem Ziel, eine hohe Umweltleistung durch angemessene Beteiligung, wie Vorschlagsverfahren oder Projektgruppenarbeit oder Umweltbeiräte, zu erreichen.
  - (v) Dokumentation
    - Einführen und Unterhalten einer aktuellen Information (in Papierform oder elektronisch) zur Beschreibung der Kernelemente des Managementsystems und seiner Wechselwirkungen und zur Verfügung stellen zugehöriger Dokumente.
  - (vi) Effiziente Verfahrenskontrolle
    - angemessene Kontrolle des Verfahrens unter allen Betriebsbedingungen, wie Vorbereitung, Anfahren, Routinebetrieb, Abfahren und außergewöhnliche Bedingungen
    - Identifizieren der wesentlichen Leistungsparameter und Methoden zur Messung und Kontrolle dieser Parameter (z.B. Durchflussmenge, Druck, Temperatur, Zusammensetzung und Ausstoß)
    - Dokumentation und Analyse außergewöhnlicher Betriebsbedingungen zur Identifizierung der Ursache und Vorbeugen, dass dieser Zustand nicht erneut eintritt (das sollte ohne Schuldzuweisung erfolgen, da es wichtiger ist, den Grund herauszufinden als einen Schuldigen).
  - (vii) Instandhaltungsprogramm
    - Einführen eines gegliederten Instandhaltungsprogramms, das auf technischen Beschreibungen der Anlage, Normen usw. beruht als auch Betriebsstörungen und ihre Folgen enthält
    - Unterstützen eines Instandhaltungsprogramms durch angemessenes Aufbewahren von Aufzeichnungen zum Betriebsablauf und Prüfunterlagen
    - Klare Zuweisung der Verantwortlichkeit für Planung und Ausführung von Instandhaltungen.
  - (viii) Vorbereitet sein und Verantwortlichkeit in Notfällen
    - Einführen und Unterhalten eines Verfahrens zur Identifizierung der Möglichkeit eines Unfalls und Reaktion auf einen Unfall oder eine Notsituation und eines Verfahrens zur Verhinderung oder Linderung der Umweltauswirkungen, die damit verbunden sein können.
- (d) Überprüfen und korrigierendes Handeln, z.B.:
- (i) Monitoring und Messungen
    - Einführen und Unterhalten eines Dokumentationsverfahrens zu regelmäßigem Monitoring und Messungen für wesentliche Parameter von Abläufen und Verfahren, die signifikante Umweltauswirkungen haben können einschließlich der Aufzeichnung von Informationen zur Leistungsüberwachung und Verfahrenskontrolle und Übereinstimmung mit den Umweltrichtwerten und –zielen der Anlage (*siehe BVT-Merkblatt zum Monitoring von Emissionen, MON*)
    - Einführen und Unterhalten eines Dokumentationsverfahrens zur regelmäßigen Überprüfung der Befolgung der relevanten Umweltvorschriften und Gesetze.
  - (ii) Korrigierendes und vorbeugendes Handeln
    - Einführen und Unterhalten eines Verfahrens zur Festlegung der Verantwortlichkeit und Zuständigkeit für:

- Handhabung und Untersuchung einer Nicht-Übereinstimmung mit Genehmigungsauflagen und anderen rechtlichen Anforderungen sowie Zielsetzungen und Vorgaben,
- Ergreifen von Maßnahmen zur Minderung der verursachten Auswirkungen und das Einleiten von Korrektur- und vorbeugenden Maßnahmen, die der Größe des Problems angemessen und proportional den auftretenden Umweltauswirkungen sind.

(iii) Aufzeichnungen

- Einführen und Unterhalten von Verfahren zur Identifikation, zu Unterhalt und Verfügbarkeit von rechtsrelevanten, vorliegenden und nachverfolgbaren Umweltberichten einschließlich Schulungsunterlagen und Ergebnissen von Audit und Überprüfung.

(iv) Audit

- Einführen und Unterhalten von Programmen und Verfahren eines regelmäßigen UMS-Audits, das die Diskussion mit den Beschäftigten, die Untersuchung der Betriebsbedingungen und Anlagen und die Überprüfung der Aufzeichnungen und die Dokumentation beinhaltet. Das Ergebnis wird von unparteiischen und objektiven Angestellten (internes Audit) oder von externen Personen/Gesellschaften schriftlich festgehalten. Es umfasst den Umfang, die Häufigkeit und Methoden als auch die Verantwortlichkeiten und Anforderungen an die Durchführung des Audits und den Bericht über die Ergebnisse, um festzustellen, ob das UMS mit den vorgesehenen Vereinbarungen erfüllt, ordentlich eingeführt und unterhalten wurde
- Abschließen des Audits oder Auditzyklus in angemessener Zeit, aber nicht später als alle 3 Jahre, abhängig von Art, Umfang und Komplexität der Tätigkeiten, der Bedeutung der damit verbundenen Umweltauswirkungen, der Bedeutung und Dringlichkeit der bei vorangegangenen Audits festgestellten Probleme und der Vorgeschichte der Umweltprobleme – komplexere Tätigkeiten mit bedeutenderen Umweltauswirkungen sind häufiger zu auditieren
- Vorhalten eines angemessenen Mechanismus, der sicherstellt, dass die Auditergebnisse befolgt werden.

(v) regelmäßige Überprüfung der Rechtskonformität

- Überprüfung der Konformität mit den zutreffenden Rechtsvorschriften und den umweltbezogenen Genehmigungsbedingungen im Bescheid (Bescheiden) der Anlage
- Dokumentation der Überprüfung.

(e) Überprüfung der Bewirtschaftung, z.B.:

- Intervallweise Überprüfungen durch die oberste Leitungsebene, die es gestatten, die weiterhin gegebene Eignung, Angemessenheit und Effektivität des UMS festzustellen
- Sicherstellen, dass die notwendigen Informationen gesammelt werden und dem Management diese Überprüfung gestatten
- Dokumentation der Überprüfung.

(f) Vorbereiten eines regelmäßigen Umweltberichtes

- Vorbereiten eines Umweltberichtes, der besonderen Wert auf die durch die Anlage erreichten Ergebnissen im Vergleich zu den Richt- und Zielwerten legt. Er wird regelmäßig, jährlich oder häufiger in Abhängigkeit von der Bedeutsamkeit der Emissionen, der Abfallerzeugung usw., erstellt. Er berücksichtigt die notwendigen Informationen, die die relevanten Interessengruppen benötigen und ist öffentlich zugänglich (z.B. elektronisch publiziert oder in Bibliotheken usw.).

Wird ein Bericht erstellt, kann der Betreiber vorhandene Umweltindikatoren verwenden, die gewählten Indikatoren sollen sicherstellen, dass:

- i. eine möglichst genaue Abschätzung der Anlagenleistung wiedergegeben wird
- ii. sie verständlich und unzweideutig sind
- iii. sie einen jährlichen Vergleich erlauben, um die Entwicklung der Umweltleistung der Anlage bewerten zu können

- iv. sie einen Vergleich mit der Branche oder, falls möglich, mit nationalen oder regionalen Benchmarks (Vergleich mit den Besten der Branche) gestatten
  - v. sie, falls möglich, einen Vergleich mit den rechtlichen Anforderungen gestatten.
- (g) Rechtskraft durch zertifizierte Organisation oder externen UMS-Zertifizierer
- das Verfahren mit Vorhandensein eines UMS, eines Auditverfahrens und eines überprüften Umweltberichtes, der durch einen akkreditierten Zertifizierer oder einen externen UMS-Zertifizierer bestätigt wurde, kann, wenn es ordentlich durchgeführt wurde, die Glaubwürdigkeit des Verfahrens erhöhen.
- (h) Berücksichtigung der Stilllegung der Anlage nach Beendigung des Betriebes bei der Planung
- Berücksichtigen der Umweltauswirkungen einer Stilllegung der Anlage zum Zeitpunkt der Planung der Anlage, da diese Voraussicht die Stilllegung einfacher, sauberer und billiger ermöglicht
  - eine Stilllegung kann Umweltrisiken der Verschmutzung von Boden (und Grundwasser) aufwerfen und erzeugt große Mengen festen Abfalls. Vorbeugende Techniken sind anlagen-spezifisch, können aber die folgenden allgemeinen Erwägungen beinhalten:
    - i. Vermeiden von Anlagenteilen im Untergrund/Boden
    - ii. Berücksichtigen von Besonderheiten, die die Demontage erleichtern
    - iii. Wahl von Oberflächenabdeckungen/-beschichtungen, die einfach gereinigt werden können
    - iv. Wahl einer Anlagenkonfiguration, die das Festsitzen von (eingeschlossenen) Chemikalien minimiert und das Abfließen oder Auswaschen erleichtert
    - v. flexibles Anlagendesign mit eigenständigen Anlagenteilen zur abschnittsweisen Schließung
    - vi. wo möglich, Verwenden bioabbaubarer und recycelbarer Materialien.
- (i) Entwickeln von sauberen Technologien
- Umweltschutz sollte ein integraler Bestandteil jeder Planung von industriellen Prozessen durch einen Anlagenbetreiber sein, da Techniken, die zum frühest möglichen Planungsstadium berücksichtigt werden, effektiver und billiger sind. Man sollte die Entwicklung von sauberen Technologien durch Forschungs- und Entwicklungsaktivitäten oder Studien berücksichtigen. Als Alternative zu betriebseigenen Aktivitäten können (wo angebracht) Vereinbarungen getroffen werden zur Zusammenarbeit mit anderen Betreibern oder Forschungsinstituten in den betreffenden Bereichen.
- (j) Benchmarking, z.B.:
- Durchführen eines systematischen und regelmäßigen Vergleichs mit der Branche, nationalen oder regionalen Benchmarks (Bestwerten), einschließlich zur Energieeffizienz und Energiespartechniken, Wahl der Einsatzstoffe, Emissionen in Luft und Wasser (z.B. Verwenden des EPER), Wasserverbrauch und Abfallerzeugung.

#### **Standardisierte und nichtstandardisierte UMS**

UMS können eine standardisierte oder nichtstandardisierte Form (Kunden-UMS) haben. Einführung und Befolgung eines international akzeptierten System, wie dem EN ISO 14001 von 1996, können dem UMS eine höhere Glaubwürdigkeit verleihen, insbesondere wenn es Gegenstand einer guten externen Überprüfung ist. EMAS hat eine zusätzliche Glaubwürdigkeit durch das Zusammenspiel mit der Öffentlichkeit durch den Umweltbericht und die Überprüfung der Übereinstimmung mit dem zutreffenden Umweltrecht. Nichtstandardisierte Systeme können aber genauso effektiv sein, wenn sie gut geplant und durchgeführt werden.

### **Umweltentlastungseffekte**

Einführung und Befolgung eines UMS richtet die Aufmerksamkeit des Betreibers auf die Umweltleistung der Anlage. Insbesondere die Wartung und Einhaltung von klaren Arbeitsabläufen für den Normalbetrieb und außergewöhnliche Zustände und die festgelegten Verantwortlichkeiten sollten sicherstellen, dass die genehmigten Bedingungen der Anlage und andere Umweltricht- und Zielwerte zu allen Zeiten eingehalten werden.

UMS stellen im Allgemeinen die stetige Verbesserung der Umweltleistung der Anlage sicher. Je schlechter die Anfangswerte sind, umso größere kurzfristige Verbesserungen können erwartet werden. Hat die Anlage bereits eine gute allgemeine Umweltleistung, hilft das UMS dem Betreiber, die Anlage auf einem hohen Leistungsniveau zu betreiben.

### **Medienübergreifende Aspekte**

Umweltmanagementtechniken sind so anzulegen, dass sie sich mit den gesamten Umweltauswirkungen befassen und damit im Einklang mit dem integrierten Ansatz der IVU-Richtlinie stehen.

### **Betriebsdaten**

Es wurden keine speziellen Informationen berichtet.

### **Anwendbarkeit**

Die oben beschriebenen Komponenten können üblicherweise in Allen IVU-Anlagen angewandt werden. Der Umfang (z.B. Grad der Detailliertheit) und die Art des UMS (z.B. standardisiert oder nicht-standardisiert) werden sich üblicherweise auf Art, Umfang und Komplexität der Anlage und die Umweltauswirkungen, die sie haben kann, beziehen.

### **Betriebswirtschaftliche Daten**

Die exakte Bestimmung der Kosten und ökonomischen Vorteile der Einführung und Unterhaltung eines guten UMS ist schwer einzuschätzen. Dazu werden eine Reihe von Studien weiter unten vorgestellt. Das sind jedoch nur Beispiele, und ihre Ergebnisse stimmen nicht gänzlich überein. Sie sind nicht unbedingt repräsentativ für alle Branchen innerhalb der EU und sollten deshalb mit Vorsicht betrachtet werden.

Eine schwedische Studie von 1999 schaute genauer auf alle 360 ISO-zertifizierten und EMAS-registrierten schwedischen Firmen. Mit einer Rückmelderate von 50 % fasste sie neben anderen Aussagen folgendes zusammen:

- Die Kosten für Einführen und Betreiben eines UMS sind hoch aber nicht unzumutbar, ausgenommen im Falle von sehr kleinen Firmen. Es wird angenommen, dass die Kosten zukünftig geringer werden.
- Eine engere Koordination und Integration des UMS mit anderen Betriebsanordnungen/-verfahren wird als positiver Weg zur Kostenminderung gesehen.
- Die Hälfte aller Umweltzielsetzungen- und -vorgaben rentiert sich innerhalb eines Jahres durch Kosteneinsparungen und/oder erhöhte Erträge.
- Die größten Kosteneinsparungen werden durch geringere Kosten für Energie, Abfallbehandlung und Rohstoffe erzielt.
- Die meisten Firmen denken, dass ihre Marktposition durch ein UMS gestärkt wurde. Ein Drittel der Firmen berichtet über steigende Erträge durch das UMS.

In einigen Mitgliedsstaaten werden geringere Überwachungsgebühren erhoben, wenn die Anlage zertifiziert ist.

Eine Anzahl von Studien<sup>11</sup> zeigt eine umgekehrte Beziehung zwischen Firmengröße und den Kosten der Einführung eines UMS. Eine ähnliche umgekehrte Beziehung besteht für die Amortisationszeit des

---

<sup>11</sup> E.g. Dyllick and Hamschmidt (2000, 73) zitiert in Klemisch H. und R. Holger, *Umweltmanagementsysteme in kleinen und mittleren Unternehmen – Befunde bisheriger Umsetzung*, KNI Papers 01/02, January 2002, p 15; Clausen J., M. Keil and M. Jungwirth, *The State of EMAS in the EU. Eco-Management as a Tool for Sustainable Development – Literaturstudie*, Institute for Ecological Economy Research (Berlin) and Ecologic – Institute for International and European Environmental Policy (Berlin), 2002, p 15.

investierten Kapitals. Beide Elemente nehmen eine schlechtere Kosten-Ertrags-Beziehung für eine Einführung eines UMS in kleineren oder mittleren Unternehmen im Vergleich zu größeren Firmen an.

Zufolge einer Schweizer Studie können die Durchschnittskosten für Aufbau und Unterhalt eines ISO 14001 schwanken:

- für Firmen mit 1 bis 49 Angestellten: CHF 64000 (EUR 44000) für Aufbau des UMS und CHF 16000 (EUR 11000) pro Jahr, um es zu betreiben
- für einen Industriestandort mit mehr als 250 Angestellten: CHF 367000 (EUR 252000) für Aufbau des UMS und CHF 155000 (EUR 106000) pro Jahr, um es zu betreiben.

Diese Durchschnittszahlen sind nicht unbedingt repräsentativ für die tatsächlichen Kosten eines Industriestandortes, da die Höhe der Kosten stark von der Anzahl der wesentlichen Elemente (Schadstoffe, Energie, Verbrauch,...) und der Komplexität des zu untersuchenden Problems abhängt.

Eine kürzlich erschienene deutsche Studie (Schaltegger, Stefan und Wagner, Marcus, *Umweltmanagement in deutschen Unternehmen - der aktuelle Stand der Praxis*, February 2002, S. 106) führt die folgenden Kosten für EMAS für unterschiedliche Branchen auf. Es kann festgestellt werden, dass diese Zahlen viel geringer als die der oben zitierten Schweizer Studie sind. Das kann Bestätigung der Schwierigkeit der Kostenbestimmung für ein UMS sein.

#### Kosten des Aufbaus (EUR):

- Minimum: 18.750
- Maximum: 75.000
- Durchschnitt: 50.000

#### Kosten der Überprüfung (EUR):

- Minimum: 5.000
- Maximum: 12.500
- Durchschnitt: 6.000

Eine Studie des deutschen Unternehmerinstitut/Arbeitsgemeinschaft Selbständiger Unternehmer UNI/ASU, 1997, (*Umweltmanagementbefragung - Öko-Audit in der mittelständischen Praxis - Evaluierung und Ansätze für eine Effizienzsteigerung von Umweltmanagementsystemen in der Praxis, Bonn*) nennt Informationen zur durchschnittlichen Ersparnis durch EMAS pro Jahr und die Amortisationszeit, z.B. bei Einführungskosten von 80.000 € ergeben sich Einsparungen von 50.000 € pro Jahr, das entspricht einer Amortisationszeit von ungefähr anderthalb Jahren.

Fremdkosten zur Überprüfung des UMS können mit Hilfe des International Accreditation Forum (<http://www.iaf.nu>) abgeschätzt werden.

#### **Motivation für die Implementierung**

UMS besitzen eine Vielzahl von Vorteilen, zum Beispiel:

- verbesserter Einblick in die Umweltaspekte eines Unternehmens
- verbesserte Basis zur Entscheidungsfindung
- verbesserte Motivation des Personals
- zusätzliche Möglichkeiten der Betriebskostensenkung und Erhöhung der Produktqualität
- verbesserte Umweltleistung
- verbessertes Firmenimage
- verminderte Haftpflicht-, Versicherungskosten und Strafzahlungen
- erhöhte Attraktivität für Angestellte, Kunden und Investoren
- erhöhtes Vertrauen seitens der Behörden, das zu geringerer Aufsicht durch Behörden führt
- verbesserte Beziehungen zu Umweltgruppen.

### Beispielanlagen

Die Elemente, die unter (a) bis (e) beschrieben sind, sind Elemente des EN ISO 14001 von 1996 und des europäischen Ökomanagement- und Auditverfahrens (EMAS), hingegen die Elemente (f) und (g) sind nur EMAS-spezifisch. Diese beiden standardisierten Systeme werden von einer Vielzahl von IVU-Anlagen angewandt. Beispielsweise 357 Firmen/Anlagen der europäischen Chemischen Industrie und Industrie zur Herstellung chemischer Produkte (NACE Code 24) waren im Juli 2002 EMAS-registriert, die meisten davon IVU-Anlagen.

Die Umweltagentur von England und Wales (UK) führte in 2001 eine Erhebung zu IPC-genehmigten Anlagen (dem Vorläufer der IVU-Richtlinie) durch. Es zeigt sich, dass 32 % der Antwortenden nach ISO 14001 zertifiziert waren (entsprechend 21 % aller IPC-Anlagen) und 7 % EMAS-registriert. Alle britischen Zementwerke (ca. 20) waren nach ISO 14001 zertifiziert und die Mehrzahl EMAS-registriert. In Irland, wo das Vorhandensein eines UMS (es muss nicht standardisiert sein) Voraussetzung für eine IPC-Genehmigung ist, haben geschätzte 100 von ungefähr 500 zugelassenen Anlagen ein UMS nach ISO 14001 eingeführt. Die anderen ca. 400 Anlagen haben sich für ein nichtstandardisiertes UMS entschieden.

### Referenzliteratur

[78, ETSU, 1996]

Berichtigung der Verordnung (EG) Nr. 761/2001 des Europäischen Parlaments und des Rates vom 19. März 2001 über die freiwillige Beteiligung von Organisationen an einem Gemeinschaftssystem für das Umweltmanagement und die Umweltbetriebsprüfung (EMAS) (ABl. L 114 vom 24.4.2001)  
[http://europa.eu.int/comm/environment/emas/index\\_en.htm](http://europa.eu.int/comm/environment/emas/index_en.htm))

(EN ISO 14001:1996, <http://www.iso.ch/iso/en/iso9000-14000/iso14000/iso14000index.html>;  
<http://www.tc207.org>)

## 5 BESTE VERFÜGBARE TECHNIKEN FÜR GIEßEREIEN

Um das Kapitel und seinen Inhalt zu verstehen, wird die Aufmerksamkeit des Lesers auf die Einleitung des Dokumentes und speziell auf den fünften Abschnitt der Einleitung „Anleitung zum Verständnis und zur Benutzung des Dokumentes“ verwiesen. Die Techniken und damit verbundenen Emissions- und/oder Verbrauchswerte oder Wertebereiche, die in diesem Kapitel vorgestellt werden, wurden in einem iterativen Prozess bei Anwendung folgender Schritte bewertet:

- Identifizieren der Hauptumweltbereiche für den Gießereisektor,
- Untersuchen der Techniken, die für diese Hauptbereiche am bedeutendsten sind,
- Identifizieren des besten Niveaus der Umweltentlastung auf Basis der verfügbaren Daten in der EU und weltweit,
- Untersuchen der Bedingungen, unter denen dieses Leistungsniveau erreicht wurde, wie z.B. Kosten, medienübergreifende Effekte, Haupttriebkkräfte bei der Einführung dieser Techniken,
- Auswahl der BVT und der damit verbundenen Emissionen und/oder des Verbrauchsniveaus für diesen Sektor im allgemeinen Sinne bezüglich des Artikels 2(11) und des Anhangs IV der Richtlinie.

In jedem diese Schritte und der Art, wie diese Informationen hier wiedergegeben werden, hat die Bewertung durch Experten des europäischen IPPC-Büros und der TWG eine entscheidende Rolle gespielt.

Auf der Basis dieser Bewertung werden die Techniken und, soweit möglich, Emissions- und Verbrauchswerte bei der Anwendung von BVT, die in diesem Kapitel als anwendbar für den gesamten Sektor und in vielen Fällen die derzeitige Leistung einiger Anlagen des Sektors präsentieren, dargestellt. Werden die „mit den besten verfügbaren Techniken verbundenen“ Emissions- oder Verbrauchswerte dargestellt, muss das so verstanden werden, dass diese Werte das Umweltniveau darstellen, das angenommen werden kann, bei der Anwendung der dargestellten Techniken in dieser Branche unter Berücksichtigung eines ausgewogenen Kosten-Nutzen –Verhältnisses. Jedoch sind das weder Emissionsgrenzwerte noch Verbrauchsgrenzwerte und sollten auch nicht als solche verstanden werden. In einigen Fällen wird es technisch möglich sein, bessere Emissionen oder Verbrauchswerte zu erreichen. Aber unter Einbezug der Kosten oder Berücksichtigung von medienübergreifenden Aspekten können sie nicht als BVT für den gesamten Sektor angesehen werden. Jedoch können diese Werte in Sonderfällen aus bestimmten Gründen als gerechtfertigt erscheinen.

Die Emissionen und Verbrauchswerte, die mit der Anwendung von BVT verbunden sind, müssen immer im Zusammenhang mit spezifischen Bedingungen gesehen werden, z.B. durchschnittlicher Zeitraum der Messung für Mittelwertbildung.

Der Begriff der „mit der Anwendung von BVT verbundenen Werte“ ist von dem an anderer Stelle im vorliegenden Dokument verwendeten Begriff der „erreichbaren Werte“ zu unterscheiden. Wird ein Wert als bei Anwendung eines bestimmten Verfahrens oder einer Verfahrenskombination als „erreichbar“ beschrieben, so ist dies so zu verstehen, dass die Einhaltung dieses Wertes über einen längeren Zeitraum in einer gut gewarteten und betriebenen Anlage bzw. einem Prozess unter Verwendung dieser Techniken erwartet werden kann.

Wo verfügbar, wurden Kostendaten gemeinsam mit Beschreibung der Techniken des vorangegangenen Kapitels dargestellt. Dies gibt einen groben Hinweis auf die Höhe der damit verbundenen Kosten. Die tatsächlichen Kosten jedoch, die mit der Anwendung dieser Technik verbunden sind, hängen stark von der spezifischen Situation bezüglich Steuern, Abgaben und technischen Besonderheiten der Anlage ab. Es ist nicht möglich, solche anlagenspezifischen Faktoren vollständig in diesem Dokument zu bewerten. Bei Nichtverfügbarkeit von Kostendaten werden Schlüsse zur Rentabilität aus der Beobachtung existierender Anlagen gezogen.

Es ist beabsichtigt, dass die allgemeinen BVT in diesem Kapitel als Bezugspunkt benutzt werden bei der Bewertung der derzeitigen Leistung einer existierenden Anlage oder eines Vorschlages für eine neue Anlage. In diesem Sinne werden sie helfen bei der Bestimmung von geeigneten BVT-gestützten

Bedingungen einer Anlage oder der Einführung von allgemein verbindlichen Regeln entsprechend Artikel 9(8). Für neue Anlagen ist vorgesehen, dass die Leistung so geplant wird, dass sie das hier beschriebene allgemeine BVT-Niveau oder ein besseres erreichen. Es wird ebenso angenommen, dass bestehende Anlagen sich in Richtung BVT-Niveau oder darüber hinaus bewegen unter Berücksichtigung der technischen und ökonomischen Machbarkeit im Einzelfall.

Obwohl die BVT-Merkblätter keine rechtsverbindlichen Standards setzen, liegt ihre Bedeutung in der Information von Industrie, Mitgliedsstaaten und Öffentlichkeit über erreichbare Emissionen und Verbrauchswerte bei Benutzung einer speziellen Technik. Die geeigneten Grenzwerte für jeden spezifischen Fall müssen bei ihrer Festlegung die Ziele der IVU-Richtlinie und die lokalen Umstände berücksichtigen.

Die Gießereibranche ist eine differenzierte und gemischte Industrie. Die in einer spezifischen Gießerei angewandten BVT-Elemente müssen in Abhängigkeit von der Art der Aktivität gewählt werden. Eine Gießerei besteht im Allgemeinen aus Gießerei und Formherstellung mit ihrer jeweiligen Versorgungskette. Für das Giessen mit verlorenen Formen schließt diese Kette alle Aktivitäten zur Form- und Kernherstellung ein. In diesem Kapitel wird eine Unterscheidung gemacht auf folgender Basis:

- Schmelzen von Eisen- oder Nicht-Eisen-Metallen,
- Giessen mit Dauer- oder verlorenen Formen.

Jede Gießerei kann als eine Kombination aus Art des Schmelzens und des Gießens dargestellt werden. BVT ist für jede Art des Gießens oder Schmelzens einzeln dargestellt als auch allgemein branchenbezogen und damit anwendbar auf alle Gießereien.

### 5.1 Branchenbezogene BVT (für die Gießereindustrie)

Einige BVT-Elemente sind branchenbezogen und auf alle Gießereien, unabhängig von der Art des verwendeten Prozesses und der Produkte, die sie herstellen, anwendbar. Das betrifft den Materialfluss, die Oberflächenbehandlung von Gussstücken, Lärm, Abwasser, Umweltmanagement und Stilllegung von Anlagen.

#### Materialmanagement

Der Gießereiprozess beinhaltet Benutzung, Verbrauch und Kombination verschiedener Materialarten. BVT erfordert die Minimierung des Rohstoffverbrauchs und die verbesserte Nutzung von Rückständen und das Recycling. Deshalb bedeutet BVT das Optimieren des Managements und Kontrolle interner Materialflüsse.

BVT dafür ist:

- Anwendung von Lager- und Verarbeitungsmethoden für feste, flüssige und gasförmige Materialien, wie im „BVT-Merkblatt zur Lagerung gefährlicher Substanzen und staubender Güter vorgesehen“ (BVT-MBl. Lagerung),
- getrennte Lagerung für unterschiedliche Materialien und Materialzusammensetzungen (Kap. 4.1.2), um Verschlechterung und Gefahren zu vermeiden (Kap. 4.1.3),
- Lagerung des Schrotts auf der Lagerfläche derart, dass er in geeigneter unverschmutzter (Sand) Qualität zum Zuführen in den Schmelzofen vorliegt, wie in (Kap. 4.1.2) beschrieben. BVT ist eine undurchlässige Lagerfläche zur Schrottlagerung mit einem Drainage- und Behandlungssystem des Wassers; ein Dach kann die Notwendigkeit eines solchen Systems verkleinern oder überflüssig machen,
- Anwendung eines internen Recyclings von Schrott zu den unter Kapitel 4.1.4, 4.1.5 und 4.1.6 beschriebenen Bedingungen,
- Anwendung einer getrennten Lagerung unterschiedlicher Rückstände und Abfallarten, um eine Wiederverwendung, ein Recycling oder eine Beseitigung zu ermöglichen,
- Nutzen von großen oder recycelbaren Behältern (Kapitel 4.1.7),
- Nutzen von Simulationsmodellen, Management- und Arbeitsabläufen zur Erhöhung der Metallausbeute (Kap. 4.4.1) und der Optimierung des Materialflusses,
- Einführen von Maßnahmen der guten Praxis beim Flüssigmetalltransport und Gebrauch des Schmelztiegels (Kapitel 4.7.4)

Nachbearbeiten von Gussstücken

Für das Schleifen, Sandstrahlen und Putzen bedeutet BVT die Sammlung und trockene oder nasse Behandlung (Wäsche) des Abgases. Die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte für Staub betragen 5 - 20 mg/Nm<sup>3</sup>. Die Techniken für die Abgassammlung und Abgasreinigung werden in den Kapitel 4.5.10.1 und 4.5.10.2 diskutiert.

BVT für die Wärmebehandlung sind folgende Dinge:

- Verwendung von sauberem Brennstoff (z.B. Erdgas mit niedrigem Schwefelgehalt) in Wärmebehandlungsöfen (Kapitel 4.5.11.1)
- Verwenden von automatisierten Ofenvorgängen und Brenner-/Heizerkontrolle (Kap.4.5.11.1),
- Sammeln und Abführen des Abgases vom Wärmebehandlungsöfen.

Lärminderung

BVT ist Folgendes:

- Entwickeln und Einführen einer Lärminderungsstrategie mit allgemeinen und quellen-spezifischen Maßnahmen,
- Nutzen geschlossener System für Starklärmbereiche wie das Rütteln/Auspacken (siehe Kapitel 4.5.9.3),
- Nutzen zusätzlicher Maßnahmen, wie in Kapitel 4.10 beschrieben entsprechend den örtlichen Bedingungen.

Abwasser

BVT ist Folgendes:

- getrennt Halten verschiedener Abwässer entsprechend ihrer Zusammensetzung und Schmutzfracht,
- Sammeln des Oberflächenablaufwassers und Benutzen von Ölabscheidern im Sammelsystem, bevor es in das Oberflächengewässer abgeleitet wird, wie in Kapitel 4.6.4 beschrieben wird,
- Maximieren der internen Wiederverwendung des Prozesswassers und die Mehrfachnutzung von behandeltem Abwasser (Kapitel 4.6.1),
- Verwenden einer Abwasserbehandlung für Wasser aus der Gaswäsche und anderer Abwasserströme, die die in Kapitel 4.6.2 and 4.6.3 genannten Techniken verwenden,

Minderung von diffusen Emissionen

BVT ist die Minimierung von diffusen Emissionen, die aus nicht gefassten Quellen der Prozesskette stammen, durch Anwendung einer Kombination der folgenden Maßnahmen. Die Emissionen stammen vorwiegend aus Verlusten bei Transport- und Lagervorgängen und Verschüttungen und werden im Kapitel 4.5.1.1 diskutiert.

- Vermeiden von unabgedeckten und unter freiem Himmel gelagerten Vorräten, wenn freiluft-gelagerte Vorräte nicht vermeidbar sind, sind Sprays, Binder, Vorratsmanagementtechniken, Windschutzeinrichtungen zu nutzen.
- Gefäße und Behälter sind abzudecken,
- Absaugen des Schmelz- und Gießbereiches in Gießereien, die Sandformen benutzen, in Anlehnung an die Kriterien in Kapitel 4.5.1.1,
- Reinigung von Reifen und Wegen,
- Geschlossenhalten von Außentüren,
- Regelmäßige Kontrolle von Ordnung und Sauberkeit,
- Kontrolle und Management möglicher diffuser Emissionen in das Wasser.

Diese Techniken sind genauer beschrieben in Kapitel 4.5.1.1. Weitere Lagertechniken sind beschrieben im BVT-Merkblatt Lagerung.

Zusätzliche diffuse Emissionen können bei der nicht vollständigen Absaugung von Abgas aus gefassten Quellen stammen, z.B. Emissionen beim Öffnen oder Abstechen von Schmelzöfen. BAT ist das Minimieren diffuser Emissionen durch optimiertes Fassen und Reinigen derselben, dabei können die in Kapitel 5.2 und 5.3 angegebenen Emissionswerte angenommen werden. Für diese Optimierung sind eine oder mehrere der folgenden Maßnahmen möglich, bevorzugt werden sollte die Sammlung des Abgases so nah wie möglich an der Quelle.

- Absaughauben- und –Absaugkanalausführung sollten den Rauch vom heißen Metall, der Ofenbeladung, von Schlacketransport und Abstich aufnehmen.

- Es sollte eine Schmelzofenumhüllung zur Verhinderung der Freisetzung von Rauchgas in die Atmosphäre angewendet werden.
- Anwendung einer Dachabsaugung; da dies sehr energieaufwändig ist, sollte es nur als letzte Möglichkeit in Erwägung gezogen werden.

### Umweltmanagement

Eine Reihe von Umweltmanagementtechniken sind als BVT anerkannt. Der Umfang (Detaillierungsgrad) und die Art (standardisiert oder nicht standardisiert) des Umweltmanagementsystems (UMS) ist allgemein abhängig von der Art, der Größe und der Komplexität der Anlage und der Art der Umweltwirkungen, die vorliegen können. BVT ist das Errichten und Aufrechterhalten eines Umweltmanagementsystems, das Folgendes umschließt unter Beachtung der individuellen Umstände mit folgenden Funktionen (siehe Kapitel 4.12.):

- die Definition von Umweltrichtlinien für eine Anlage durch die Unternehmensleitung (das Engagement der Führungsspitze wird als Voraussetzung angesehen für eine erfolgreiche Anwendung verschiedener Module des UMS)
- Planen und Umsetzen der notwendigen Abläufe
- bei Einführung der Maßnahmen ist besondere Aufmerksamkeit auf Folgendes zu legen:
  - Struktur und Verantwortlichkeit
  - Übung, Bewusstsein und Kompetenz
  - Kommunikation
  - Einbeziehen der Angestellten
  - Dokumentation
  - effiziente Prozesskontrolle
  - Wartungs- und Instandhaltungsprogramme
  - Unfallbereitschaft und Resonanz
  - Übereinstimmung der Schutz- und Vorsorgemaßnahmen mit der Umweltgesetzgebung
- Funktionsüberprüfung und Durchführen von Korrekturen unter besonderer Berücksichtigung von
  - Überwachung und Messungen (siehe auch BVT-Merkblatt zum Monitoring von Emissionen)
  - Fehlerbeseitigung und Vorsorgemaßnahmen
  - Pflege der Unterlagen/Akten
  - Unabhängige (wenn möglich) interne Betriebsprüfung, um festzustellen, ob das UMS mit geplanten Maßnahmen übereinstimmt, eingeführt wurde und gepflegt wird
- Überprüfung durch die Leitung.

Drei weitere Maßnahmen, die die oben angeführten stufenweise ergänzen können, werden als unterstützende Maßnahmen gesehen:

- Überprüfen des Managementsystems und Betriebsüberprüfung durch eine akkreditierte und zertifizierte Institution oder einen externen UMS-Zertifizierer
- Vorbereitung und Publikation (und eventuell externe Überprüfung) eines regelmäßigen Umweltberichtes, der alle wesentlichen Umweltaspekte der Anlage beschreibt, die einen Vergleich der jährlichen Umweltziele miteinander als auch mit Branchen Kennziffern ermöglichen
- Einführung und Einhaltung eines international akzeptierten freiwilligen Systems wie EMAS und EN ISO 14.001:1996. Dieser freiwillige Schritt könnte dem UMS eine höhere Glaubwürdigkeit verleihen. Insbesondere EMAS, das alle oben angegebenen Funktionen enthält, führt zu höherer Glaubwürdigkeit. Nichtstandardisierte Systeme können prinzipiell genauso effektiv sein, wenn sie gut gestaltet und eingeführt sind.

In der Gießereibranche sind zusätzlich insbesondere die folgenden möglichen Funktionen des UMS zu berücksichtigen:

- bei der Konstruktion der Neuanlage Berücksichtigung der Umwelteinflüsse, die vom möglichen Rückbau (Stilllegung) einer Einheit ausgehen,
- die Entwicklung saubererer Technologien,
- wo möglich, die regelmäßige Anwendung von Branchen Kennziffern (Benchmarks) einschließlich Energieeffizienz und Energiesparaktivitäten, Wahl des Materialeinsatzes (Input), Luftemissionen, Ableitungen in das Wasser, Wasserverbrauch und Erzeugung von Müll.

Stilllegung

BVT ist die Anwendung aller notwendigen Maßnahmen zur Verhinderung der Verschmutzung durch Stilllegung. Diese sind in Kapitel 4.11 beschrieben und beinhalten:

- Verringerung späterer Risiken und Kosten durch sorgfältige Konstruktion im Planungsstadium
- Entwicklung und Einführung eines Verbesserungsprogramms für bestehende Anlagen
- Entwicklung und Pflege eines Anlagenschließungsplanes für neue und bestehende Anlagen.

Bei diesen Maßnahmen sind vor allem die folgenden Anlagenteile zu berücksichtigen: Tanks und Behälter, Leitungen, Isolationen, Teiche und Deponien.

## 5.2 Eisenmetallschmelze

Wahl des Ofens

Stahl wird in Lichtbogenöfen als auch in Induktionsöfen geschmolzen. Die Wahl des Ofens hängt von technischen Kriterien ab (z.B. Kapazität, Stahlgüte). Wegen seines besseren Veredlungsvermögens kann mit dem Lichtbogenofen Schrott geringerer Qualität geschmolzen werden. Dies ist für das Recycling von Metall vorteilhaft, erfordert aber geeignete Abgassammel- und Reinigungssysteme, die im Folgenden dargestellt werden.

Für die Gusseisenschmelze: möglich sind Kupolöfen, Lichtbogenöfen, Induktionsofen, Drehrohröfen. Die Wahl des Ofens hängt von den technischen und ökonomischen Bedingungen ab.

Für den Betrieb eines der angegebenen Öfen werden die BVT-Komponenten unten beschrieben.

Erschmelzen von Gusseisen im Kupolofen

Die folgenden Anstriche gelten als BVT für Kupolöfen:

- Sekundärwindbetrieb (2 Reihen Windformen) für Kaltwindkupolöfen (Kap. 4.2.1.5)
- Nutzen von sauerstoffangereicherter Gebläseluft (kontinuierlich oder stoßweise) mit einem Sauerstoffgehalt zwischen 22 und 25% (z.B. 1 bis 4% Anreicherung) (Kap. 4.2.1.6)
- Möglichst geringe Anfahrzeiten für Heißwindkupolöfen bei kontinuierlicher oder lang anhaltender Luftzufuhr (Kap. 4.2.1.8). In Abhängigkeit von den Anforderungen der Formenherstellung und Gusslinie müssen Doppelarbeiten berücksichtigt werden.
- Anwenden von Maßnahmen der guten Schmelzpraxis für Ofenvorgänge siehe Kap. 4.2.1.1
- Verwenden von Koks mit bekannten Eigenschaften und kontrollierter Qualität (Kap. 4.2.1.2)
- Reinigen des Ofenabgases durch nachfolgende Sammlung, Kühlen, Entstaubung unter Verwendung kombinierter Techniken, wie in Kap. 4.5.2.1 beschrieben. BVT für Entstaubung sind Naßwäscher oder Schlauchfilter. Die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte sind in den unten stehenden Tabellen 5.1 und 5.2 angegeben.
- Anwendung der Nachverbrennung an der Gicht des Kaltwindkupolofens, wenn das Abgas autotherm brennt, Verwenden der Abwärme zur internen Nutzung (Kap. 4.5.2.3), Verwenden einer separaten Verbrennungskammer bei Heißwindöfen (Kap. 4.5.2.2), Nutzen der Wärme zum Vorheizen der Ofenluft und anderer interner Nutzung (Kap. 4.7.3)
- Überprüfen der Möglichkeit der Abwärmenutzung des genutzten Ofens bei Duplex-Konstruktion und Realisieren einer Wärmerückgewinnung, wenn möglich (Kap. 4.7.2)
- Verhindern und Minimieren von Dioxin- und Furanemissionen auf einen Wert unter  $0,1 \text{ ng/TEQNm}^3$  unter Verwendung von Maßnahmen, wie sie in Kap. 4.5.1.4 beschrieben sind. In einigen Fällen kann das zur Bevorzugung der Nasswäsche führen. Die Industrie hat Zweifel an der Umsetzung von Sekundärmaßnahmen zur Dioxinminderung geäußert, die bisher nur in anderen Sektoren angewandt wurden, und diese Zweifel insbesondere in Bezug auf kleinere Gießereien.
- Verwenden eines Nasswäschesystems beim Schmelzen mit Thomasschlacke (Basizität bis 2) (Kap. 4.9.4.1).

Rückstände beim Schmelzen mit Kupolöfen sind Staub, Schlacke und Koksgrus/Koksreste.

BVT für das Rückständemanagement sind:

- Minimieren der Schlackebildung durch eine oder mehrere Maßnahmen während des Prozesses, wie in Kapitel 4.9.3 aufgeführt
- Vorbehandeln der Schlacke, um eine externe Wiederverwendung zu ermöglichen (Kapitel 4.9.2)
- Sammeln und Recyceln des Koksgruses (Kapitel 4.9.4.1)

### Elektrolichtbogenöfen zum Erschmelzen von Stahl und Gusseisen

Die folgenden Anstriche gelten als BVT für den Betrieb von Elektrolichtbogenöfen:

- Anwenden einer zuverlässigen und effizienten Prozesskontrolle, um die Schmelz – und Behandlungszeit kurz zu halten (Kap. 4.2.2.1)
- Verwenden des Schaum-Schlacke-Verfahrens (Kap. 4.2.2.2)
- Sammeln des Ofenabgases unter Verwendung der Techniken, die in Kap.4.5.3.1 beschrieben sind
- Kühlen des Ofenabgases und Entstauben mittels Schlauchfilter (Kap. 4.5.3.2).

Rückstände, die durch Elektrolichtbogenöfen entstehen, sind Staub und Schlacke. BVT für das Rückständigmanagement ist:

- Recyceln des Filterstaubes in den Elektrolichtbogenöfen (Kap. 4.9.5.1).

Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionswerte sind in den unten stehenden Tabellen aufgeführt (Tabelle 5.1, Tabelle 5.3)

### Induktionsöfen zum Erschmelzen von Gusseisen und Stahl

BVT für den Betrieb von Induktionsöfen ist Folgendes:

- Schmelzen von sauberem Schrott, Vermeiden von rostigen und schmutzigen Teilen und anhaftendem Sand
- Anwenden von Maßnahmen der guten fachlichen Praxis bei Beschickung und Betrieb, wie in Kapitel 4.2.3.1 beschrieben
- Verwenden von Mittelfrequenzstrom bei Installation eines neuen Ofens, Ändern des gesamten Leitungsnetzes auf Mittelfrequenzbetrieb (Kap. 4.2.3.2)
- Prüfen der Möglichkeit der Abwärmenutzung und Einführung eines Wärmerückgewinnungssystems, wenn möglich (Kap. 4.7.2)
- Verwenden von Abzugshauben, Dichten und Fassen der Absaugung an jedem Induktionsofen, um die Ofenabgase zu führen (Kap. 4.5.4.1) und die Abgassammlung während des Arbeitsprozesses zu maximieren
- Verwenden der trockenen Rauchgasreinigung (Kap. 4.5.4.2), dabei sind die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte, wie in Tabelle 5.1 angegeben, zu berücksichtigen
- Einhalten der Staubemissionen unter 0.2 kg/t geschmolzenen Eisens.

### Drehrohrofen zum Erschmelzen von Gusseisen

BVT für den Betrieb von Drehrohrofen ist Folgendes:

- Einführen von Maßnahmen zur Optimierung der Ofenausbeute, wie in Kapitel 4.2.4.1 diskutiert
- Verwenden von Oxyburnern (Kap. 4.2.4.2)
- Sammeln des Abgases am Ofenende, Anwendung der Nachverbrennung, Kühlen mittels Wärmetauscher, anschließende Trockenentstaubung (Kap. 4.5.5.1), Berücksichtigen der mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionswerte, wie in Tabelle 5.1 und Tabelle 5.4 angegeben
- Verhindern und Minimieren der Emissionen von Dioxinen und Furanen unter einen Wert von 0.1ngTEQ/Nm<sup>3</sup>, Verwenden einer Kombination von Maßnahmen, wie in Kap. 4.5.1.4 angegeben. In einigen Fällen kann es zur Bevorzugung der Nasswäsche führen. Die Industrie hat Zweifel an der Umsetzung von Sekundärmaßnahmen zur Dioxinminderung geäußert, die bisher nur in anderen Sektoren angewandt wurden, und diese Zweifel insbesondere in Bezug auf kleinere Gießereien.

### Eisenmetallbehandlung

Bei Verwendung eines AOD Konverters zur Stahlveredlung ist BVT Folgendes:

- Extrahieren und Sammeln des Abgases über eine Dachluke.

Für die Produktion von Sphäroguss wird eine Graphitisierung durchgeführt. BVT für die Graphitisierung ist:

- Auswahl einer Graphitisierungstechnik, ohne dass dabei Abgas entsteht, oder Fassen des MgO-Rauches, dabei Benutzen einer Abdeckung, die mit einem Abzug oder einer transportablen Abzugseinrichtung verbunden ist
- Entstauben des Abgases unter Verwendung eines Schlauchfilters, um den Staub für ein Recycling verfügbar zu machen.

Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionswerte werden in der unten stehenden Tabelle 5.1 beschrieben

#### Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionswerte

Die folgenden Emissionswerte können mit den oben beschriebenen BVT erreicht werden. Alle angegebenen Emissionswerte werden als ein Mittelwert über eine übliche Meßzeit angegeben. Bei Anwendung von kontinuierlichen Messungen wurde der Tagesmittelwert verwendet. Emissionen in die Luft wurden auf Standardkonditionen umgerechnet; z.B. 273 K, 101,3 kPa trocken.

Parameter	Emissionswert
Staub <sup>(1)</sup>	5 – 20 mg/Nm <sup>3</sup>
PCDD/PCDF	≤0.1 ng TEQ/Nm <sup>3</sup>
(1) Der Emissionswert für Staub hängt von Komponenten wie Schwermetallen, Dioxinen und dem Massenstrom ab.	

**Tabelle 5.1: Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionen in die Luft für die Eisenmetallschmelze und –behandlung**

Typ	Parameter	Emissionswert (mg/Nm <sup>3</sup> )
Heißwindofen	CO	20 – 1000
	SO <sub>2</sub>	20 – 100
	NO <sub>x</sub>	10 – 200
Kaltwindofen	SO <sub>2</sub>	100 – 400
	NO <sub>x</sub>	20 – 70
	NM - VOC	10 – 20
Koksloser	NO <sub>x</sub>	160 – 400

**Tabelle 5.2: Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionen in die Luft für Eisenmetallschmelze in Kupolöfen**

Parameter	Emissionswert (mg/Nm <sup>3</sup> )
NO <sub>x</sub>	10 – 50
CO	200

**Tabelle 5.3: Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionen in die Luft für die Eisenmetallschmelze in Elektrolichtbogenöfen**

Parameter	Emissionswerte (mg/Nm <sup>3</sup> )
SO <sub>2</sub>	70 – 130
NO <sub>x</sub>	50 – 250
CO	20 – 30

**Tabelle 5.4: Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionen in die Luft für die Eisenmetallschmelze in Drehrohröfen**

## 5.3 Nichteisenmetallschmelze

Wegen der üblichen Praxis in Nichteisen-Gießereien berücksichtigt dieses Dokument für die Nichteisenmetallschmelze (nur) das Schmelzen von Barren und betriebsinternem Schrott.

Bei der Aluminiumschmelze kommen verschiedene Ofentypen zur Anwendung. Die Auswahl des Ofens wird durch technische Kriterien bestimmt (z. B. Fahrweise, Kapazität, Art der Gusslinie). Diese werden in 3.3 3.3 und Tabelle 3.21 beschrieben. Es gibt Gießereien mit mehreren Ofentypen. Die Betriebspraxis und überzeugende Gründe zeigen, dass Schmelzen in zentralen Anlagen in Öfen mit hoher Kapazität energieeffizienter ist als Schmelzen in kleineren Tiegel in Großbetrieben. Es existieren jedoch keine Daten, dass dieses Vorgehen BVT ist.

Für das Schmelzen von Kupfer, Blei und Zink und seiner Legierungen werden Induktions- oder Tiegelöfen benutzt. Für Kupferlegierungen kommen auch Wannenöfen zur Anwendung. Die Wahl des Ofens wird durch technische Kriterien bestimmt.

Für das Schmelzen von Magnesium werden nur Tiegelöfen verwendet. Es wird ein Abdeckgas zur Verhinderung einer Oxidation verwendet.

### Induktionsofen für das Erschmelzen von Aluminium, Kupfer, Blei und Zink

BVT für den Betrieb von Induktionsöfen ist Folgendes:

- Maßnahmen der guten Praxis für das Befüllen und den Betrieb wie in Kapitel 4.2.3.1 diskutiert
- Verwenden von Mittelfrequenzstrom bei Installation eines neuen Ofens, Ändern des gesamten Leitungsnetzes zur Ofenversorgung auf Mittelfrequenzstrom (Kapitel 4.2.3.2)
- Überprüfen der Möglichkeit der Rückgewinnung der Abwärme und Installieren einer Abwärmenutzung, falls möglich (Kapitel 4.7.2)
- Minimieren der Emissionen entsprechend den unten angegebenen Emissionswerten und, falls notwendig, Sammlung des Ofenabgases (Kapitel 4.5.4.1) , Maximieren der Abgassammlung während des Arbeitsprozesses und Anwendung der Trockenentstaubung.

### Drehherdofen für das Erschmelzen von Aluminium

BVT für den Betrieb von Drehherdöfen ist Folgendes:

- Einführen von Maßnahmen zur Optimierung der Ofenausbeute, wie in Kapitel 4.2.4.1 beschrieben
- Sammeln des Abgases kurz hinter dem Ofenausgang und Abziehen des Gases über einen Schacht/Rohr, dabei sind die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte (siehe unten) zu berücksichtigen.

### Wannenofen für das Erschmelzen von Aluminium und Kupfer

BVT für den Betrieb von Herdöfen ist Folgendes:

- Sammeln des Ofenabgases und Abziehen über einen Schacht, dabei sind die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte (siehe unten) zu berücksichtigen
- Fassen von diffusen und sichtbaren Emissionen entsprechend den BVT-Elementen für diffuse Emissionen, wie oben beschrieben (Kapitel 5.1), und Verwenden einer Abzugshaube, wie in Kapitel 4.5.6.1 beschrieben.

### Schachtofen für das Erschmelzen von Aluminium

BVT für den Betrieb von Schachtöfen ist Folgendes:

- Einrichten einer wirksamen Abgassammlung bis zum Kippen des Ofens, Abziehen des Abgases über einen Schacht, dabei sind die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte (siehe unten) berücksichtigen.

### Deckelbeheizter Strahlungsofen zum Warmhalten von Aluminium

BVT für das Betreiben von abgedeckten Strahlungsdeckelöfen ist Folgendes:

- Betreiben entsprechend den BVT-Elementen für diffuse Emissionen, wie oben beschrieben (Kapitel 5.1) und Verwenden einer Abzugshaube unter den Bedingungen wie in Kapitel 4.5.6.1 beschrieben.

### Erschmelzen im Tiegel und Warmhalten von Aluminium, Kupfer, Blei und Zink

BVT für das Betreiben von Tiegelöfen ist Folgendes:

- Betreiben entsprechend den BVT-Elementen für diffuse Emissionen, wie oben beschrieben (Kapitel 5.1), und Verwenden einer Abzugshaube unter den Bedingungen, wie in Kapitel 4.5.6.1 beschrieben.

### Entgasen und Reinigen von Aluminium

BVT für das Entgasen und Reinigen von Aluminium ist Folgendes:

- Verwenden einer mobilen oder fest installierten Gebläseeinheit mit Ar/Cl<sub>2</sub> - oder N<sub>2</sub>/Cl<sub>2</sub> -Gas (Kapitel 4.2.8.1).

Erschmelzen von Magnesium

BVT für das Schmelzen von Magnesium ist Folgendes:

- Verwenden von SO<sub>2</sub> als Abdeckgas oder Ersetzen von SF<sub>6</sub> durch SO<sub>2</sub> als Abdeckgas. Dies findet Anwendung für Anlagen mit einer Jahresproduktion von 500 oder mehr Tonnen (Kapitel 4.2.7.1)
- Verwenden von SO<sub>2</sub> als Abdeckgas oder Maßnahmen zur Minimierung des SF<sub>6</sub>- Verbrauchs und – Emissionen, wie in Kapitel 4.2.7.1 beschrieben, für kleinere Anlagen. Im Falle der Verwendung von SF<sub>6</sub> sind die mit BVT verbundenen Verbrauchswerte <0.9 kg/Tonne Guss für Sandguss und <1.5 kg/Tonne Guss für Spritzguss.

Anmerkung: Zum Zeitpunkt der Erstellung dieser Schlussfolgerungen wurden Alternativen zu SF<sub>6</sub> in Verwendung gebracht (siehe Kap. 4.2.7.1). Zu SO<sub>2</sub> gibt es Bedenken hinsichtlich gesundheitlicher und Sicherheitsaspekte, es kann korrosiv gegenüber Anlagenteilen sein.

Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionswerte

Die folgenden Emissionswerte können mit den oben beschriebenen BVT erreicht werden. Alle angegebenen Emissionswerte werden als ein Mittelwert über eine übliche Meßzeit angegeben. Bei Anwendung von kontinuierlichen Messungen wurde der Tagesmittelwert verwendet. Emissionen in die Luft wurden auf Standardkonditionen umgerechnet; z.B. 273 K, 101,3 kPa, trocken.

Der mit BVT verbundene Emissionswert für Staub für die Nichteisenmetallschmelze und –behandlung ist 1 – 20 mg/Nm<sup>3</sup>. Zusätzliche Werte für das Schmelzen von Aluminium zeigt Tabelle 5.5.

Der Emissionsfaktor für das Schmelzen von Aluminium bei Anwendung von BVT für Staub ist 0.1 - 1 kg/t geschmolzenen Aluminiums.

Um die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte zu erreichen, kann es notwendig sein, eine Abgasreinigungsanlage zu installieren, in diesem Falle ist BVT eine Trockenentstaubung.

Ofentyp	Parameter	Emissionswert (mg/Nm <sup>3</sup> )
allgemein	Chlor	3
Schachtofen	SO <sub>2</sub>	30 – 50
	NO <sub>x</sub>	120
	CO	150
	VOC	100 – 150
Herdofen	SO <sub>2</sub>	15
	NO <sub>x</sub>	50
	CO	5
	TOC	5

Tabelle 5.5: Emissionen in die Luft für die Aluminiumschmelze bei Anwendung von BVT

## 5.4 Gießen mit verlorenen Formen

Das Gießen mit verlorenen Formen umfasst die Herstellung der Formen, die Kernherstellung, das Gießen, Abkühlen und das Auspacken. Es umfasst ebenfalls die Herstellung von Grünsandformen oder chemisch gebundenen Sandformen und –kernen. Formen und Kerne werden zusammengefügt, und das geschmolzene Metall wird in die zugerichtete Form gegossen. Das Gussstück erstarrt und kühlt ab, bevor es ausgeformt wird. Die möglichen Techniken und ihre Umweltauswirkungen für das Formen und Gießen hängen eng zusammen. BVT-Elemente werden in den 3 Kategorien Grünsandformen, Formen mit chemisch gebundenem Sand und Gießen/Abkühlen/Ausformen vorgestellt.

Grünsandformen

Die Grünsandvorbereitung beginnt mit dem Mischen des Sandes, Lehmbinders und notwendigen Additiven. Dies kann in Mixern unter Normalluft (am häufigsten) oder im Vakuum (siehe Kapitel 4.3.2.1) erfolgen. Beide Methoden werden als BVT angesehen. Für das Mischen unter Vakuum ist eine der Bedingungen, dass die Sandkapazität mehr als 60t/h beträgt.

Ebenfalls BVT für die Grünsandpräparation ist:

- Einhausen aller Arbeitseinheiten des Sandwerkes (Rüttelsieb, Entstaubungen, Kühlung, Mischvorgänge) und Entstauben des Abgases (Kapitel 4.5.8.1), dabei sind die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte wie in Tabelle 5.6 zu berücksichtigen. Falls der lokale Markt es ermöglicht, sollte der gesammelte Staub einer erneuten externen Nutzung zugeführt werden (Kap. 4.8.13). Gesammelter Staub vom Auspacken, Dosieren und der Verarbeitung ist für den Grünsandkreislauf zu sammeln (bis zu 50 % der gesammelten Menge, Kap. 4.8.12).
- Anwenden der Primärregeneration, wie in Kapitel 4.8.2 beschrieben. Die Neusandzufuhr hängt von der Menge der gebrauchten Kerne und der Kompatibilität ab. Für Grünsand-Monosysteme werden Regenerationverhältnisse (Menge regenerierter Sand/ Gesamtsandmenge) von 98% als BVT angesehen. Für Sandsysteme mit hoher Unverträglichkeit der Kerne wird das Regenerationsverhältnis von 90 – 94% als BVT angesehen.

### Formen mit chemisch gebundenem Sand und Kernherstellung

Es werden verschiedene Bindertypen angewandt, alle mit spezifischen Eigenschaften und Anwendungen. Es werden alle Binder als BAT angesehen, wenn sie entsprechend den vorgestellten Regeln der guten Praxis angewandt werden, das bedeutet im Wesentlichen Prozesskontrolle, Maßnahmen zum Erfassen des Abgases zur Minderung der Emissionen (Kapitel 4.3.3.3 und 4.3.3.4). Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionswerte sind in Tabelle 5.6 dargestellt.

BVT für die Präparation von chemisch gebundenem Sand ist auch Folgendes:

- Minimieren des Binder- und Harzverbrauches und der Sandverluste, Nutzen von Maßnahmen der Prozesskontrolle, z.B. (manuelle oder automatische) Kontrolle des Mixers, wie in Kapitel 4.3.3.1 beschrieben. Bei Serienproduktion mit häufigem Wechsel von Produktionsparametern und hohem Produktausstoß ist BVT die Anwendung von elektronischer Speicherung der Produktionsparameter (siehe Kap. 4.3.3.2)
- Fassen des Abgases aus den Bereichen der Herstellung, Verwendung und Zwischenlagerung der Kerne
- Verwenden von wasserbasierten Schichten und Ersatz der alkoholbasierten Schichten für die Feuerfestschichte von Formen und Kernen in Gießereien, die Mittel- oder Großserien produzieren. Die Verwendung von alkoholischen Schichten ist BVT für:
  - große oder komplexe Formen und Kerne
  - Wasserglas-gebundene Sande
  - Magnesiumguss
  - Produktion von Manganstahl mit MgO-Schichte

Techniken mit wässrigen und alkoholischen Schichten sind in kleinen Gießereien und großen Kundengießereien BVT (siehe Kapitel 4.3.3.5). Die Anwendung der wasserbasierten Techniken in diesen beiden Gießereitypen wird erleichtert durch das Vorhandensein von Mikrowellen-Trocknung (Kapitel 4.3.3.6) oder anderen neuartigen Trocknungstechniken, zu denen jedoch keine Informationen übermittelt wurden. Bei Verwendung alkoholischer Schichten ist BVT die Absaugung des Schlichtebereiches unter Verwendung einer beweglichen oder fest installierten Abzugshaube. Anmerkung – in Kundengießereien mit Grubenformerei ist dies nicht anwendbar.

Für die Herstellung von Amin-gebundenen Urethan-gehärteten Kernen (Coldbox) ist BAT auch das Folgende:

- Absaugung des Abgases aus der Coldbox-Kernherstellung unter Verwendung einer der in Kapitel 4.5.8.4 beschriebenen Methoden. Die Amin-Emissionen können unter 5 mg/Nm<sup>3</sup> gehalten werden.
- Zurückgewinnen der Amine aus dem Waschwasser des Coldbox-Abgases, bei Nutzung des gesamten Volumens aus dem Aminwäscher kann dies ökonomisch erfolgen (Kapitel 4.6.5)
- Nutzen von aromatischen oder pflanzlichen Lösemitteln (z.B. ohne Aromate). Beide Methoden sind BVT (Kapitel 4.3.3.7).

BVT ist die Minimierung des zu deponierenden Sandes durch Nutzen einer Strategie zur Regeneration und/oder Wiederverwendung (siehe Kapitel 4.8.13) des chemisch gebundenen Sandes (als Misch- oder Monosand). Im Falle der Regeneration sind die folgenden Bedingungen einzuhalten:

- Kalthärtende Monosande (z.B. Furansand) werden durch einfache mechanische Techniken regeneriert, wie in Kapitel 4.8.3 beschrieben. Dies trifft für alle kalthärtenden Monosande außer Silikatsande zu. Ein Regegrationsverhältnis von 75-80% kann erreicht werden.
- Unbehandelte Coldbox- und kalthärtende Sande werden in speziellen Anlagen gehärtet und gebrochen, die mindestens einen Anteil von 5 – 10 % einer internen Wiederverwendung (Kapitel 4.8.11) erlauben
- Silikatische Monosande werden durch Erhitzen und Druckluftbehandlung regeneriert. Ein Regenerationsverhältnis von 45 – 85 % (als Jahresdurchschnitt) kann erreicht werden (Kapitel 4.8.10). Die Verwendung von langsam reagierenden Estern sollte minimiert werden.
- Coldbox-, SO<sub>2</sub>-, Hot-Box und Croning Monosande und gemischte organische Sande werden durch die Verwendung folgender Techniken regeneriert: kalte mechanische Regeneration (z.B. Schleifen, Schlagtrommel, Hochdruckputzen) oder thermische Regeneration (Kapitel 4.8.4, 4.8.5, 4.8.6, 4.8.7). Das Gesamtregenerationsverhältnis hängt von der Menge der verwendeten Kerne ab. Für die Kernherstellung können 40 – 100 % regenerierten Sandes verwendet werden, für die Formherstellung 90 – 100 %.
- Misch-Grünsande und organische Sande werden mittels mechanisch-thermisch-mechanischer Regeneration brauchbar gemacht (Kapitel 4.8.8), Schleifen (Kapitel 4.8.4) oder Druckluftreinigung (Kapitel 4.8.6). Für die Kernherstellung können 40 – 100 % regenerierten Sandes verwendet werden, für die Formherstellung 90 – 100 %.
- Die Qualität und Zusammensetzung des regenerierten Sandes ist zu überwachen.
- Regenerierter Sand ist nur in passenden Sandsystemen zu verwenden. Nicht kompatible Sandtypen sind separat zu halten (siehe Kapitel 4.8.1).

Alternative Formherstellungsmethoden (Kapitel 4.3.4) und anorganische Binder (Kapitel 6.5) haben ein viel versprechendes Potential zur Minimierung der Umwelteinflüsse der Formherstellung und des Gießens.

#### Gießen, Kühlen und Ausschlagen

Gießen, Kühlen und Ausformen verursachen Emissionen von Staub, VOCs und anderen organischen Produkten, BVT ist:

- Kapseln der Gieß- und Kühlstrecken und Verwenden einer Abgasabsaugung, bei Seriengusslinien siehe Kapitel 4.5.9.2, und
- Kapseln der Ausschlag-Anlage und Behandeln des Abgases mit Nass- oder Trockenentstaubung, wie in Kapitel 4.5.9.3 beschrieben. Die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte für Staub sind in Tabelle 5.6. spezifiziert.

#### Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionswerte

Die folgenden Emissionswerte können mit den oben beschriebenen BVT erreicht werden. Alle angegebenen Emissionswerte werden als ein Mittelwert über eine übliche Meßzeit angegeben. Bei Anwendung von kontinuierlichen Messungen wurde der Tagesmittelwert verwendet. Emissionen in die Luft wurden auf Standardkonditionen umgerechnet; z.B. 273 K, 101,3 kPa, trocken.

Emissionsquelle	Parameter	Emissionswert (mg/Nm <sup>3</sup> )
Allgemein	Staub	5 – 20
Kernherstellung	Amin	5
Regenerationsanlage	SO <sub>2</sub>	120
	NO <sub>x</sub>	150

**Tabelle 5.6: Emissionen in die Luft bei der Formherstellung und dem Guss mit verlorenen Formen unter Anwendung von BVT**

## 5.5 Gießen mit Dauerformen/Kokillenguss

Das Gießen mit Dauerformen umfasst das Einpressen des flüssigen Metalls in die Kokille. Nach dem Erstarren wird die Kokille geöffnet und das Gussstück wird zur Nachbehandlung herausgenommen. In begrenztem Maße werden chemisch gebundene Sandkerne beim Kokillenguss und Niederdruck-Kokillenguss verwendet.

Formen des Hochdruck-Kokillengusses (HPDC) benötigen eine Beschichtung und Kühlung, um eine gute Erstarrung und Trennung aus der Kokille zu ermöglichen. Deshalb wird ein Trennmittel und Kühlwasser auf die Kokille gesprüht.

BVT für die Vorbereitung der Kokillen ist Folgendes:

- Minimieren des Trennmittelverbrauchs und des Wassers für die Hochdruck-Kokillengussformen, dabei Nutzen einer oder mehrerer der in Kapitel 4.3.5.1 beschriebenen Maßnahmen. Dies verhindert eine Nebelbildung. Falls diese Maßnahmen die Einhaltung der mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte für organische Substanzen wie in Tabelle 5.7 nicht erlaubt, sollte eine Abzugshaube oder ein Elektrofilter, wie in Kapitel 4.5.8.7 beschrieben, verwendet werden,
- Sammeln von Ablaufwasser in einem Abwasserkreislauf zur weiteren Behandlung
- Sammeln des Leckagewassers aus hydraulischen Anlagen in einen Wasserstrom zur Behandlung, Nutzen von Ölabscheidern (Kapitel 4.6.4) und Destillation, Vakuumverdampfung oder biologischer Abbau, wie in Kapitel 4.6.6 beschrieben.

BVT für die Aufbereitung chemisch gebundenen Sandes ist vergleichbar mit den Elementen, wie in Kapitel 5.4 beschrieben. Bei Erzeugung geringer Abfallsandmengen ist BVT für das Auspacken und Sandmanagement unterschiedlich. BVT für das Management gebrauchten Sandes in Gießereien mit Kokillenguss ist Folgendes:

- Einhausen der Entkernungsanlage, Behandeln des Abgases mit Nass- oder Trockenentstaubung, wie in Kapitel 4.5.9.3 beschrieben, dabei sind die mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerte, wie in Tabelle 5.7 benannt, zu berücksichtigen,
- Falls ein lokaler Markt für den Sand aus der Entkernung besteht, sollte dieser dem Recycling zugeführt werden (Kapitel 4.8.13).

Mit der Anwendung von BVT verbundene Emissionswerte

Die folgenden Emissionswerte können mit den oben beschriebenen BVT erreicht werden. Alle angegebenen Emissionswerte werden als ein Mittelwert über eine übliche Meßzeit angegeben. Bei Anwendung von kontinuierlichen Messungen wurde der Tagesmittelwert verwendet. Emissionen in die Luft wurden auf Standardkonditionen umgerechnet; z.B. 273 K, 101,3 kPa, trocken.

Parameter	Emissionswert (mg/Nm <sup>3</sup> )
Staub	5 - 20
Ölnebel, gemessen als Gesamt-C	5 - 10

**Tabelle 5.7: Emissionen in die Luft bei Anwendung von BVT beim Kokillenguss (einschließlich Hochdruck-Kokillenguss)**

## 6 EMERGING TECHNIQUES FOR FOUNDRIES

### 6.1 Use of low cost combustible materials in cupola melting

#### Description

In order to reduce the consumption of (high quality) coke, techniques have been developed to allow the use of high calorific value solid waste and lower grade coke as a fuel.

A particular type of cupola, named the FAR furnace, has been developed in Brazil, that allows the melting of a conventional charge using tyres and plastic pieces (automotive shredder residue - ASR, fluff, etc.), mixed with second rate coke. The cupola structure is totally different from the conventional one. Only the metallic charge enters from the top. The solid fuel is fed in from the side, so that it reaches the hot zone very quickly. Here hydrocarbons are cracked and combusted.

Alternative injection systems allow the addition of fluff or dust directly through the tuyères or by using specific injectors.

#### Achieved environmental benefits

A reduction in the consumption of cokes, as they are replaced by solid waste (ASR, fluff), which is difficult to treat in conventional combustion systems.

#### Operational data

For the FAR furnace, the best results have been obtained using 35 % fluff and 65 % coke. This technique has been developed up to pilot scale.

#### Cross-media effects

The application of alternative fuels will cause a change in the flue-gas composition; leading to higher amounts of dust for disposal, possibly with a higher content of pollutants and an increased risk of dioxins, PAHs and heavy metals. The thermal efficiency will be reduced.

#### Applicability

The application of this specific cupola type is only possible for new installations, since it has a specific furnace layout. Injection systems for solid or fluffy fuels may be applied on existing cupola furnaces.

#### Economics

Since the process has only been developed up to pilot scale, there are no economic data available for industrial scale application.

#### Driving force for implementation

To reduce the costs for fuels and to integrate the foundry into a waste management policy.

#### Reference literature

[140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001]

### 6.2 Recycling of metal-bearing filter dust (ferrous metals)

#### Description

Metal-bearing dust can be agglomerated either using a binder (most preferably cement) or by mixing it with chips from machining, when the foundry has a machining shop. In the latter case the agglomerates may also include metal-bearing sludge. These agglomerates will be mixed in the induction furnace charge and melted. The metal yield can be over 90 %. The rest of the dust goes into the slag. Suitable agglomeration machines exist on the market.

### **Achieved environmental benefits**

The amount of waste to be disposed of in landfills will be reduced, as will the need to buy metallic material outside the foundry. The mineral part of the metallic dust will not melt and is taken up by the slag. Thus it is converted into a less hazardous form of waste.

### **Operational data**

Operational data are currently not available.

### **Cross-media effects**

It may be possible that the slag formed will increase lining wear. Also the energy used in melting may increase slightly. In steel foundries, there is a risk of carbon pick-up.

### **Applicability**

The technique applies to new and existing iron and steel foundries using induction melting furnaces.

### **Economics**

In its current stage of development, no economic data are yet available. However, in initial estimates for one iron foundry with a machining shop, the payback time was calculated to be between two and four years.

### **Driving force for implementation**

The main driving force for implementation may be that melting dust could, at least in some cases, be classified as hazardous waste. This would incur very high disposal costs for foundries.

### **Example plants**

No example plants are available.

### **Reference literature**

The technique is under development in the EU in an FP5 Growth project BRICETS "Metal By-Product Recovery in Induction Furnaces - Commercial, Environmental and Technical Solutions", contract number G1RD-CT-2001-00482. The project is due to finish in spring 2004. [140, EU Thematic Network Foundry Wastes, 2001], [202, TWG, 2002]

## **6.3 Amine recovery from the core-making waste gas by gas permeation**

In a pilot plant, amine (DMIA) was recycled from the exhaust air of a core shop by means of gas permeation. Its composition was as follows:

- 80 – 90 % amine (DMIA)
- 10 – 20 % solvent
- 0 % water.

After several test series, the recycled amine was used to gas brake-disk cores. It was found that there was no difference between these cores and the cores which were gased with standard commercial DMIA. The test cores were poured under normal production conditions and the finished brake disks underwent the usual technical tests.

All the results turned out to be within permissible tolerance. This showed that recycled DMIA can be used under normal production conditions. Economic efficiency may be achieved after further optimisation of the plant.

[217, Paul, et al., 1994]

## 6.4 Separate spraying of release agent and water in aluminium die-casting

### Description

In aluminium high-pressure die-casting, the permanent moulds are cooled and sprayed with release agent prior to casting to prevent the casting adhering to the mould. The conventional technique for release agent use is that a mixture of release agent and water is applied to the hot mould in one go, by means of several linearly arranged nozzles. Some of the water evaporates, cooling the mould and leaving the release agent in place, whilst another part of the mixture runs off the mould, leading to a loss of release agent and water. The evaporation may also cause the formation of a mist. (see Section 4.5.8.7)

In an alternative process, water and release agent are applied separately. For this purpose, a row of nozzles was added to the spray head for the separate application of release agent. These nozzles can be actuated individually via a computer (see Figure 6.1).



**Figure 6.1: Spray head with separate nozzles for water and release agent**

Water is sprayed on first, cooling the mould by approximately 20 °C, followed by spray application of the release agent. The preliminary cooling causes less release agent to evaporate and improves its adhesion to the mould. This reduces the consumption of release agent by some 25 %. Thermographic measurements showed that the technique cools moulds more strongly and more evenly. Tests proved that it involves no leakage of release agent which otherwise would have had to be collected and disposed of.

Release agent is applied only to those parts of the mould which come into contact with the molten aluminium. This can reduce the consumption of release agent by another 30 %.

The use of computer-assisted actuation of the nozzles for the release agent has made the previously used existing array of nozzles for compressed air redundant. This function is now taken over by the nozzles for the release agent.

An advantage with small series and frequent mould changes is that the spraying programme can be saved on the computer and can thus be reproduced quickly after a mould change.

### Achieved environmental benefits

The consumption of release agent can be reduced by 25 % by the separate application of water and release agent. Separate actuation of the nozzles makes it possible to achieve a further saving of up to 30 %, depending on the geometry of the casting, as the release agent is applied only to those parts of the mould which come into contact with the casting.

Water consumption can be reduced by about 15 %. There are no losses of water or release agent to be disposed of. No gaseous emissions due to evaporation of release agent are generated.

### Cross-media effects

No cross-media effects apply. No increase in energy costs is expected.

### **Applicability**

Previous tests were carried out in aluminium die-casting. The technique can also be applied in zinc die-casting and in the injection moulding of plastics. Modifications are necessary when the spray head is used at higher temperatures. These have not yet been tested.

### **Economics**

Economic advantages result from the considerable savings in release agent and water, and from the elimination of disposal costs.

Further advantages result from the major time savings achieved in the mould change, due to the fact that spraying programmes can be saved and re-run.

The investment costs for this technique are higher than those of the conventional process. On the plus side, different moulds can be sprayed individually with the same spray head.

### **Driving force for implementation**

Considerable saving of material and water.

The loss of release agent-water mixture, which needs to be collected, is avoided.

Short time-scales required for machine set up and adaptation.

High reproducibility of the results (consistent quality).

### **Example plants**

The spray heads are produced and sold by a German producer from the end of 2003. Enquiries from the industry have already been received. Industrial use is expected to start by the end of 2003.

### **Reference literature**

[234, Anders, 2003]

## **6.5 Inorganic binder material for core-making**

### **Description**

In order to reduce the consumption of organic binding material, which is responsible for emissions and odour in foundries (which can lead to complaints from neighbours), different compositions of inorganic binding materials have been developed for use in core-making in aluminium die-casting and have already been used in the series production of intake pipes for car engines.

The cores are produced using a binder that contains magnesium sulphate and/or polyphosphate. The inorganic binders consist essentially of salt-water mixtures, as well as small amounts of additives (e.g. ceramic) to prevent sand adhering or sticking to the casting. The proportion of binder relative to the quantity of sand by weight is 3 to 8%. About half of this amount is solvent and crystal water.

In order to achieve short drying times of 10 to 20 seconds, preheated sand (60 – 80 °C) is blown into heated core-shooting tools (120 – 140 °C), in which the solvent water and the crystal water evaporate and are flushed out by air. The inorganic ceramic core will then have a temperature stability of more than 1000 °C, and will maintain high strength. When coming directly into contact with water, the core disintegrates within a few seconds. The mixing and shooting of warm sand is a patented core-shooting method.

After casting, core removal can be performed either wet or dry. In dry core removal, the lumps of sand are ground to grain size, which leaves the binder layer on the quartz sand largely intact. Therefore, once core sand is in the core sand cycle, binder must be added to it at only 5 % of the binder quantity originally used. In wet core removal, the castings are cooled rapidly by quenching. This can cause a desired improvement of the microstructure and causes the binder to dissolve completely.

The different sand flowing properties will require revision of the core models and venting upon implementation of this technique in an existing plant. In the drying step, all the moisture needs to leave the core, a requirement which may limit the core dimensions.

#### **Achieved environmental benefits**

Unlike the cold-box process, which gives rise to emissions of organic compounds such as amines, pyrolysis products and smoke, this technique involves no emissions from the binder, neither during core-shooting nor during casting. No waste is generated through the disposal of sand residues, and there is no need for costly sand regeneration. The quantity of sand to be replaced is very small.

The ceramic additives contained in the binder eliminate the need to coat the cores.

When a dry technique is used for core removal, all the binder remaining in the sand can be re-used.

#### **Operational data**

The fluidity of the binder-sand mixture is sufficient to produce complex shapes such as water jacket cores (cylinder head). The stability of test cores is 250 - 300 N/cm<sup>3</sup>. The stability can be adapted to core requirements by adding more binder.

As no gases form during casting, no problems with gas permeability arise. The binder therefore allows the use of very fine sands, which significantly improve surface quality (e.g. depth of roughness). As the regeneration rate is high, it is economically viable to use even expensive alternative synthetic ceramic sands or e.g. zircon sand.

#### **Cross-media effects**

As there are no emissions from the binder, there is no need for waste gas collection and treatment. The heating of the binder-sand mixture and the preheating of the core-shooting tools give rise to higher energy costs compared to other core-making techniques.

#### **Applicability**

This technique is applicable for core-making in aluminium die-casting in new plants and in existing plants after adaptation of the core-shooting automates. Further developments are aimed at adapting the binder for use in iron casting and as a moulding material.

#### **Economics**

Despite the need to heat core-shooting tools, this technique leads to overall cost savings for core-making, due among other things to the lower consumption of new sand and the fact that costly thermal regeneration or the disposal of sand is no longer necessary. Costs savings can also be generated by recirculating the binder. Considerable cost reductions are achieved by the fact that there is no need for waste gas treatment systems to remove organic compounds, such as amines and pyrolysis products, which can arise during core-shooting and casting when organic binders are used.

According to rough estimates, the use of this technique reduces the costs for core-making by 30 to 50 % compared to the cold-box process.

#### **Driving force for implementation**

Considerable cost reduction.

Reduction of odour problems and organic emissions.

#### **Example plants**

Foundry of VW AG, Hanover, Germany

#### **Reference literature**

[235, Bischoff, 2003]



## 7 ABSCHLIEßENDE BEMERKUNGEN

### 7.1 Zeitablauf der Arbeiten

Die erste Vollversammlung der Technischen Arbeitsgruppe (TWG) fand im April 1999 statt. Jedoch wurde das Projekt kurz darauf aufgrund des Wechsels des Hauptbearbeiters beim EIPPCB bis Januar 2000 zurückgestellt. Die Arbeiten begannen wieder im November 2001. Die zweite Vollversammlung der TWG wurde zur Besprechung des Standes der Arbeiten und der Zusammenfassung des ersten Treffens im Januar 2002 abgehalten, dabei wurden mögliche neue Entwicklungen der Branche berücksichtigt. Danach wurde der erste Entwurf des Merkblattes an die TWG zur Besprechung im November 2002 versendet. Die Kommentare wurden besprochen und in das Merkblatt eingearbeitet und ein zweiter Entwurf, der die Vorschläge für BVT-Kapitel enthielt, im Mai 2003 verschickt. Die abschließende Vollversammlung der TWG fand im Oktober 2003 statt. Nach dem Abschlusstreffen gab es eine kurze Konsultationsphase zu den Kapiteln "Abschließende Bemerkungen" und Zusammenfassung, bevor die Endfassung des Merkblattes erstellt wurde.

### 7.2 Informationsquellen

Viele Dokumente als Grundlage der Informationen des Merkblattes wurden durch Forschungszentren, Behörden und die Industrie übermittelt. Die BVT-Dokumente aus Belgien [110, Vito, 2001] und von der Industrie [32, CAEF, 1997] können als Eckpfeiler des Merkblattes angesehen werden. Diese wurden als Ausgangspunkt für das Schreiben der Kapitel zu Techniken, die bei der Bestimmung von BVT zu berücksichtigen sind (Kapitel 4), verwandt. Sie wurden ergänzt durch BVT-Dokumente und Dokumente zur guten Umweltpraxis aus Großbritannien, Spanien, Dänemark und den Niederlanden. Wertvolle Informationen zu spezifischen Techniken und ihrer Einführung in Beispielanlagen wurden aus Deutschland zur Verfügung gestellt. Während des gesamten Projektes herrschte eine gute und offene Kommunikation mit Gießereiexperten aus Forschungszentren und von Verbänden aus Frankreich, Deutschland, Spanien, Großbritannien, Finnland, Belgien, Italien, Schweden und Portugal. Anlagenbesichtigungen wurden in Deutschland, Frankreich, Spanien, Belgien und Polen durchgeführt. In den Konsultationsphasen erhielten wir spezifisches Feedback von Gießereibetreibern mit Anmerkungen zur Anwendbarkeit und Einführung einiger Verfahren und zusätzliche Betriebsdaten. Während des Projektes wurde besondere Aufmerksamkeit der Einbeziehung der neuen Beitrittsländer, die einen bedeutenden Gießereisektor haben, gewidmet. Das führte insbesondere beim Informationsaustausch zu einer aktiven Beteiligung von Polen, der Tschechischen Republik und Ungarn.

Um einen besseren Überblick zu verfügbaren Daten über Dioxinmissionen und -behandlung zu bekommen, organisierte eine Abordnung der Industrie einen speziellen Workshop im September 2003. Der Workshop wurde von mehr als 30 Teilnehmern aus der TWG und Industrieexperten besucht. Er lieferte zusätzliche Betriebsdaten und nützliche technische Informationen.

Die Mehrzahl der Dokumente des Informationsaustausches bezog sich auf Eisengießereien. Nichteisengießereiprozesse waren beim Informationsaustausch unterrepräsentiert. Trotzdem gab es eine gute Kommunikation mit einigen Industrieexperten, auch wenn sie an den Vollversammlungen der TWG nicht teilnahmen. Wertvolle Informationen wurden während der Anlagenbesuche von Nichteisengießereien in Deutschland, Frankreich und Belgien erhalten. Der Internationale Magnesiumverband stellte hilfreiche Informationen zu Abdeckgasen bei der Magnesiumschmelze zu Verfügung.

Die Datenqualität des Dokuments zeigt ein Ungleichgewicht in der Weise, dass z.B. Übersichtsdaten zu Verbrauchs- und Emissionswerte der Branche eines Landes (die in Kapitel 3 und 4 erwähnt werden) sich von Daten aus verschiedenen Beispielanlagen oder aus spezifischen Einzelanlagen unterscheiden.

Emissionswerte für Nichteisenmetalle beruhen im Wesentlichen auf Einzelanlagen. Für das Schmelzen von Kupfer und Zink wurden nur Emissionsfaktoren (angegeben in kg/t Metall oder kg/t Guss) zur Verfügung gestellt. Für das Schmelzen von Aluminium wurden keine Emissionsdaten für

Induktions-, Dreh- oder Tiegelöfen angegeben. Sofern vorhanden, wurden Emissionsfaktoren in Kapitel 3 erwähnt. Es ergab sich jedoch kein eindeutiger Bezug zwischen den erwähnten Emissionsfaktoren und den angewandten Techniken. Deshalb waren Empfehlungen für BVT mit entsprechenden Emissionswerten für das Schmelzen von Nichteisenmetallen außer Aluminium nicht möglich.

Das Merkblatt enthält Informationen zur Vermeidung von Abwasser und zu Abwasserbehandlungstechniken. Es wurden jedoch keine Daten zu damit erreichbaren Emissionswerten angegeben. Es wurden auch keine Betriebsdaten zur Abwasserqualität in Bezug auf die angewandte Behandlungstechnik zur Verfügung gestellt. Es war deshalb nicht möglich, mit BVT verbundene Emissionswerte für Abwasser anzugeben

Es wurden keine Informationen bezüglich VOC-Emissionsvermeidungstechniken zur Verfügung gestellt. Das Fehlen der Informationen zu Vermeidungstechniken und zugehörigen Emissionswerten machte das Erstellen von Bit-Empfehlungen unmöglich. Techniken zur VOC-Emissionsminderung z.B. beim Schlichten (bei Kernen und Formen angewandt) können eventuell im BVT-Merkblatt zur Oberflächenbehandlung mit Lösemitteln gefunden werden.

In der Diskussion um das Wiederverwenden von Staub und Reststoffen wurde keine Informationen zu Wiederverwendungstechniken für Staub aus der Induktionsofenschmelze, für Krätze aus der Aluminiumschmelze, für das Gussputzen, für Strahlmittel von Strahlputzen genannt, es ist aber ein Wiederverwenden für die meisten dieser Materialien bei der Sekundärmetallproduktion möglich.

Aus zwei Mitgliedstaaten wurde ein Überblick über die rechtliche Situation übermittelt, diese sind aber nicht repräsentativ für die gesamte Europäische Union. Informationen zum angewandten Recht dieser beiden Mitgliedsstaaten können auf den folgenden Internetseiten gefunden werden:

- Österreich: <http://www.ris.bka.gv.at/>
- Deutschland: [http://www.bmu.de/de/txt/download/b\\_taluft/](http://www.bmu.de/de/txt/download/b_taluft/)

### 7.3 Erreichte Einvernehmlichkeit

Die Zusammenfassung des Merkblattes wurde auf der abschließenden Vollversammlung der TWG im Oktober 2003 vereinbart, dabei wurde ein hoher Grad an Übereinstimmung erreicht. Die Industrie äußerte ihre Bedenken zur Dioxinfrage, wie sie in Kapitel 5.2 detailliert dargestellt sind. Außer diesen Bedenken wurde volle Übereinstimmung zu allen BVT-Zusammenfassungen in diesem Merkblatt erreicht.

Die Hauptfragen der Diskussion auf dem abschließenden Treffen befassten sich mit Techniken zur Sammlung und Behandlung des Abgases, der Minimierung diffuser Emissionen, Lärminderung, der Rolle von Umweltfragen bei der Wahl einer Technik und mit der Anwendung von BVT verbundenen Emissionswerten. Für einige Prozesse, insbesondere der Schmelze von Nichteisenmetallen, waren die Informationen so unvollständig, dass keine mit BVT verbundenen Emissionswerte abgestimmt werden konnten. Während des Treffens gab es nur eine sehr kurze Diskussion zu speziellen Nichteisengießereitechniken, teilweise wegen des Fehlens von Industrieexperten dieses Bereiches.

Die Frage, ob Umweltauswirkungen eine bestimmende Rolle bei der grundsätzlichen Wahl des Schmelzofens und der Schmelzmethode (wie in Kapitel 4 des Dokumentes aufgeführt) spielen, wurde sorgfältig berücksichtigt. Es wurde allgemeine Übereinstimmung erzielt, dass diese Wahl so komplex ist, dass deshalb technische Fragen und Markt Betrachtungen bei einer Fall-zu-Fall-Entscheidung entscheidend sind. Deshalb wurde dieses Thema nicht unter BVT diskutiert.

Die Diskussion über die Behandlung des Abgases wurde mit der Übereinkunft geschlossen, dass die meisten Techniken sowohl der trockenen als auch der nassen Behandlung mit guter Leistung in Eisengießereien BVT sind. Die damit verbundenen Emissionswerte basieren auf Informationen, die in diesem Dokument aufgeführt sind.

Bezüglich der Minderung diffuser Emissionen und von Lärm wurde über die Darstellung der Themen und den Grad der Detailliertheit in Kapitel 4 und 5 diskutiert. Allgemeine Übereinstimmung wurde dazu erreicht, dass kein spezifischer Lärmwert, der als BVT angesehen wird, angegeben wird.

## 7.4 Empfehlungen für zukünftige Arbeiten

Der Informationsaustausch und dessen Ergebnisse, z.B. dieses Dokument, stellen einen bedeutenden Schritt vorwärts zur integrierten Vermeidung und Kontrolle von Emissionen aus Gießereien dar. Zu einigen Themen sind die Informationen jedoch unvollständig und gestatten keine Schlüsse auf BVT. Die Hauptthemen wurden in Kapitel 7.2 dargestellt. Künftige Arbeiten könnten sich sinnvollerweise auf folgende Themen konzentrieren:

- *Techniken zur VOC-Minderung:* VOC-Emissionen werden bei der thermischen Zersetzung von Bindern während des Gießens, aus Schichten von Kernen und Formen und der Schmelze von verunreinigtem Schrott freigesetzt und sind eines der Hauptumweltthemen der Branche. VOC-Emissionen in Gießereien treten typischerweise in Verbindung mit großen Volumina und kleinen Fließmengen auf, stellen eine signifikante Umweltbelastung dar und können zu Geruchsemissionen führen. Informationen werden zu Techniken zur effektiven Erfassung und Behandlung dieser Flüsse, zu damit verbundenen Emissionen und ökonomischen Daten benötigt. Die Verhinderung von VOC-Emissionen durch Anwendung alternativer Binder und Schichten verdienen weitere Untersuchungen. Es sollten Daten aus der Einführung dieser Techniken und der Betriebspraxis zusammengetragen und berichtet werden.
- *Abwasserbehandlung:* Die Abwasserbehandlung wird in einer allgemein beschreibenden Art in diesem Dokument dargestellt, und tatsächlich sind Betriebsdaten nur für eine Beispielanlage angegeben. Die Diskussionsbasis sollte durch einen Informationsaustausch über die Leistung mehrerer unterschiedlicher Behandlungsanlagen erweitert werden und weitere Betriebsdaten liefern. Im Hinblick auf die Wahl der Nasswäsche als BVT sollten Informationen zu damit verbundener Behandlung des Abwassers und Emissionswerte im Ablauf in Oberflächengewässer oder Abwasserkanäle zusammengetragen werden.
- *Schmelzen von Nichteisenmetallen:* Die Diskussion über die Nichteisenmetallschmelze basiert auf der Schmelze von sauberen Barren und sauberem internem Schrott. Auf dieser Basis werden geringe Emissionswerte angenommen. Es besteht ein Bedarf an mehr und kompletteren Informationen zu geführten und diffusen Emissionen (z.B. Metalle, organische Verbindungen) aus der Nichteisenmetallschmelze in Gießereien, diese sollten auf der Betriebspraxis in Form von Emissionswerten (Masse/ Abluftvolumen) und als Massenfluss (Gesamtmenge/Menge an Metall oder Guss) basieren.
- *Ökonomische Daten:* Es besteht eine Lücke zu ökonomischen Daten für viele Techniken des Kapitels 4. Diese Informationen müssen durch die Industrie und die Mitgliedsstaaten aus laufenden Projekten, die sich mit der Einführung der dargestellten Techniken befassen, gesammelt werden.
- *Energieeffizienz:* In diesem Dokument sind Beispiele zu Techniken der Wärmerückgewinnung für Induktionsöfen und Kupolöfen dargestellt. Es besteht der Bedarf an zusätzlichen Beispielen für Wärmerückgewinnungssysteme einschließlich Leistungsdaten. Es sollten Informationen zum Energieverbrauch und zu Energieverlusten für alle Ofenarten in Bezug zu spezifischen Techniken zur Erhöhung der Energieeffizienz gesammelt werden. Dies könnte dann die Bestimmung von mit BVT verbundenen Energieverbrauchswerten für die Metallschmelze gestatten.

## 7.5 Vorschlag für zukünftige Forschungs- und Entwicklungsthemen

Der Informationsaustausch hat auch einige Gebiete aufgezeigt, wo zusätzliches nützliches Wissen aus Forschungs- und Entwicklungsprojekten gewonnen werden könnte. Das bezieht sich auf die folgenden Themen:

- *Dioxinmonitoring und -verminderung:* Um die vollständige Einführung von Primärmaßnahmen zur Dioxinvermeidung zu gestatten, benötigt man ein besseres Verständnis, wie die

Prozessparameter zur Bildung von Dioxin beitragen. Das erfordert das Monitoring von Dioxinmissionen an unterschiedlichen Anlagen und unter verschiedenen Bedingungen. Zusätzlich ist in der Gießereiindustrie Forschung zur Anwendung und Effektivität von Sekundärmaßnahmen erforderlich. Sekundärmaßnahmen (z.B. Additiveinspritzung, katalytische Gewebefilter) sind in anderen Sektoren bereits eingeführt (z.B. Stahlherstellung, Abfallverbrennung, Nichteisenmetallherstellung), aber es bestehen kaum Erfahrungen über die Leistung und mögliche Betriebsprobleme, die bei der Anwendung in Gießereien auftreten können.

- *Quecksilbermissionen:* Metallemissionen am Kamin treten meist in Verbindung mit Staub auf. Die Minimierung von Staubmissionen, wie hier im BVT-Merkblatt vorgestellt, wird deshalb mögliche Metallemissionen auch mindern. Das gilt für alle den Sektor betreffenden Metalle außer Quecksilber. Die einzigartig hohe Flüchtigkeit des Quecksilbers führt zu gasförmigen Emissionen, die nicht an Staub gebunden sind. Im Hinblick auf die Einführung einer europäischen Quecksilberstrategie besteht der Bedarf an Forschung zu Quecksilbermissionen allgemein aus der Metallschmelze und insbesondere aus (Nichteisen-) Gießereien.
- *Oxygasbrenner und ihre Anwendung in Kupolöfen:* Die Anwendung von Oxygasbrennern in Kupolöfen wird in Kapitel 4.2.1.10 beschrieben. Die Technik weist einige Umweltvorteile auf. Die Schwierigkeiten, die bei der Einführung der Technik auftreten, begrenzen aber eine weit verbreitete Einführung. Die TWG berichtete, dass aufgrund von Forschungsergebnissen neue Anwendungen gefunden wurden. Hier gibt es einen Bereich für weitere Forschung und Entwicklung, um diese Technik auf einen Entwicklungsstand zu bringen, der eine weitere Anwendung erlaubt.
- *Alternative Ersatzgase für SF<sub>6</sub> bei der Magnesiumschmelze:* Jüngst wurden alternative Abdeckgase zum Ersatz von SF<sub>6</sub> durch HFC-134a und Novec 612 bei einigen industriellen Anwendungen entwickelt und erfolgreich getestet. Die Gase stellen eine Alternative zur Substitution durch SO<sub>2</sub> dar. Weitere Forschungs- und Demonstrationsprojekte könnten genauere Daten über die Schutzeigenschaften, das Zerfallsverhalten und Emissionsmuster dieser Verbindungen liefern. Das sollte eine klarere Indikation für eine Anwendbarkeit liefern und könnte den industriellen Einsatz befördern.

## 8 REFERENCES

- 2 Hoffmeister, J.; Reichardt, N. and Alwast, H. (1997). "NE-Metallindustrie - Betreiberleitfaden für Anlagen zum Gießen in verlorenen Formen - Sandgußverfahren", Ministerium Umwelt, Raumordnung u. Landwirtschaft NRW.
- 9 Schneider, B. (1993). "Verwertung von Gießereialtsanden durch thermisch-mechanische Aufbereitung in einer zentralen Anlage", Umweltbundesamt, 30 441-5/9.
- 11 Schachtner, J. and Müller-Späh, G. (1993). "Demonstrationsanlage zur thermischen Altsandregenerierung mit Komponententrennung für Quarz- und Chromerzsand (Demonstration Plant for Thermal Regeneration of Used Sand with Components Separation of Silica and Chromite Sand - Final Report 9010)", Umweltbundesamt, UBA3 0 441-2/4.
- 15 Gwiasda, F. (1984). "Erfassung und Reinigung von Abgasen bei der Kernfertigung einer Gießerei", Umweltbundesamt.
- 16 Gerber, E. and Gwiasda, F. (1981). "Erfassung und Reinigung von Abgasen an Ausschlagrosten einer Gießerei", Umweltbundesamt.
- 17 Strauß, D. (1983). "Emissionsminderung durch Umbau einer Kupolofenanlage (Reduction of Emissions by Reconstruction of Cupola Furnace Melting Plant - Final Report 1018)", Umweltbundesamt.
- 18 Rademacher, H. (1993). "Errichtung und Betrieb einer Absaugung der Induktionsofen-Schmelzerei und Nebenbetriebe (Establishment and Operation of Exhausting the Induction Furnaces Melting Equipment and its Sub-Plants - Final Report 1107", Umweltbundesamt, 50 441-5/168.
- 20 Gapp, H. (1998). "Reduzierung des Gehaltes an Benzol in den Abgasen von Gieß- und Kühlstrecken durch den Einsatz eines Bio Filters (Reduction of the Benzene Content in the Exhaust Gas from Casting and Cooling Lines by Using of a Biological Filter - Final Report 2041)", Umweltbundesamt, 50 441 - 7/10.
- 21 Strauß, D. (1994). "Emissionsminderung durch Anwendung moderner Prozesstechniken in einer Gießerei (Reduction of Dust and Gaseous Emissions in a Foundry by Applying Modern Process Techniques - Final Report 1095)", Umweltbundesamt, 0 441-5/145.
- 23 Brettschneider, D. and Vennebusch, B. (1992). "Luftreinhaltung - Verbesserung der Emissionssituation eines Gießereischmelzbetriebes mit zwei Drehtrommelöfen (Improvement of Conditions for Emissions of a Melting Range with Two Rotary Furnaces) - Final Report 1119", Umweltbundesamt, 50 441 - 1/56.
- 27 Kran, H.-P.; Rudolph, A. and Reinhold, M. (1995). "Reduction of Emissions of a Hot Blast Copula Furnace by Application of a Fabric Filter and by Using of Waste Heat and Residue - Final Report", Umweltbundesamt, UBA 0 441-/ZII 1.1-50 441-5/178.
- 29 Batz, R. (1986). "Stand der Technik bei der Emissionsminderung in Eisen-, Stahl- und Tempiergießereien", Umweltbundesamt.
- 32 CAEF (1997). "BAT for the Abatement of Atmospheric Pollution in the Ferrous Foundry Industry", European Commission - DG XI.E.1.
- 34 Binninger, W. (1994). "Vermeidung von Abfällen durch abfallarme Produktionsverfahren - Reststoffe aus Schmelzanlagen für Nichteisenmetalle (NE-Schwermetallguß)", Abfallberatungsagentur (ABAG).

## References

---

- 36 Winterhalter, J.; Mauersberger, G.; Bars, P. and Toussaint, D. (1992). "Vermeidung von Abfällen durch abfallarme Produktionsverfahren - Gießereialtsande aus Nichteisenmetallgießereien", Abfallberatungsagentur (ABAG).
- 37 Winterhalter, J.; Mauersberger, G.; Bars, P. and Toussaint, D. (1992). "Vermeidung von Abfällen durch abfallarme Produktionsverfahren - Gießereialtsande aus Eisen-, Stahl- und Tempergießereien", Abfallberatungsagentur (ABAG).
- 42 US EPA (1998). "EPA Office of Compliance Sector Notebook Project: Profile of the Metal Casting Industry", U.S. EPA, EPA/310-R-97-004.
- 43 Batz, R. (1996). "Dioxin- und Furanemissionen aus Schmelzanlagen in Eisen-, Temper- und Stahlgießereien", Umweltbundesamt, 0722 186X.
- 44 ETSU (1993). "Cupola Melting of Cast Iron in Iron Foundries (Good Practice - Guide 58)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 45 ETSU (1990). "Achieving High Yields in Iron Foundries (Good Practice - Guide 17)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 46 ETSU (1995). "Energy Saving in Foundry Services (Good Practice - Guide 166)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 47 ETSU (1992). "Guidance Notes for the Efficient Operation of Coreless Induction Furnaces (Good Practice - Guide 50)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 48 ETSU (1994). "Improving Metal Utilisation in Aluminium Foundries (Good Practice - Guide 142)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 55 ETSU (1993). "Electric Holding of Hot Metal in Iron Foundries", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 64 ETSU (1997). "Non-Ferrous Foundries (second edition)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 70 ETSU (1998). "Optimising Sand Use in Foundries", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 71 ETSU (1998). "Cost-Effective Management of Chemical Binders in Foundries (GG104)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 72 ETSU (1995). "Chemically Bonded Sand: Use and Reclamation (EG4)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 73 ETSU (1995). "Foundry Greensand: Use and Reclamation (EG 5 Guide)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 75 ETSU (1996). "Improved Process Control Reduces Mould Losses", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 78 ETSU (1996). "Environmental Management Systems in Foundries (GG 43 Guide)", Energy Efficiency Office - Department of the Environment.
- 80 ERM Lahmeyer International GmbH (1999). "Aufkommen und Entsorgung von Gießereialtsanden (Amount of Waste Foundry Sand and Disposal)", Umweltbundesamt.

- 82 IfG - Institut für Gießereitechnik (1996). "Untersuchung von Eisen- und NE-Metallgießereien - Branchengutachten", Ministerium Baden-Württemberg, 0941-780 X.
- 96 Spillner, A. (1997). "Vermeidung von Kernsand und Aminabfällen durch den Einsatz des Lost-foam-Verfahrens im Leichtmetall-Serienguß", Abfallberatungsagentur (ABAG).
- 103 Vereniging van Nederlandse Gemeenten (1998). "Werkboek milieumaatregelen Metaal - en Elektrotechnische Industrie", VNG Uitgeverij.
- 108 FEAF (1999). "Fundición de Metales Ferrosos", Fundación Entorno Empresa y Medio Ambiente.
- 110 Vito (2001). "Beste Beschikbare Technieken voor de Gieterijen", Vito, ISBN 90 382 0312 8.
- 112 Salminen, S. and Salmi, J. (1999). "The Biological Air Purification System in Purifying Odours Produced in a Foundry Process", Vapo Oy Biotech.
- 122 Kirst, J. (1999). "Regenerierung von Kernformstoffen und Formstoffen", Umweltbundesamt, UBA III 2.2-50441-14/7.
- 126 Teknologisk (2000). "A Survey of the Pollution and Environmental Conditions in the Foundry Industry", Danish Technological Institute.
- 128 IHOBE (1998). "Arenas de Moldeo en Fundiciones Ferreas", Gobierno Vasco.
- 129 infoMil (1999). "Reductie van de uitstoot van isopropylalcohol door ijzergieterijen", infoMil.
- 130 de Wilde, J. M. and ten Houten, M. R. (1999). "LCA van drie gietsystemen voor gietijzer op basis van de LCA van een compressor casing ten behoeve van een rotorhuis Z3", TNO Industrie.
- 133 De Globe B.V. (1999). "Aanvraag revisievergunning Wet milieubeheer", Provincie Limburg.
- 138 Metaalgieterij Giesen B.V. (1996). "Emissiemeetprogramma Thermische Zandregeneratie", Provincie Limburg.
- 140 EU Thematic Network Foundry Wastes (2001). "Foundry Waste Possibilities in the Future", Inasmet.
- 141 CERP (1999). "Foundry Process Emission Factors: Baseline Emissions from Automotive Foundries in Mexico", Casting Emission Reduction Program.
- 143 Inasmet and CTIF (2002). "Eurofond 2002: Sand Moulding: Key to Competitiveness" Eurofond 2002, *San Sebastian (E)*.
- 144 US Dept. of Energy (1998). "Advanced Lost Foam Casting", Office of Industrial Technologies, <http://www.oit.doe.gov/factsheets/metalcast/pdfs/lostfoam.pdf>.
- 145 Inductotherm (2002). "Inductotherm Safety Manual On-line", Inductotherm, <http://www.inductotherm.com/safety/safety.htm>.
- 148 Eurofine (2002). "European Foundry Internet Network", [http://eurofine.reflexe.fr/BDdebut\\_an.html](http://eurofine.reflexe.fr/BDdebut_an.html).

## References

---

- 149 Beauvais, P. and Choplin, L. (2001). "New technologies for the application of water-based coatings", Fonderie Fondeur Aujourd'hui, 201, pp. 9-29.
- 150 ETSU (1998). "Long campaign hot-blast cupolas in iron foundries", GPCS366.
- 151 Gemco (1999). "Sand Cleaner", Gemco Engineers Foundry Projects.
- 152 Notzon, I. and Heil, D. (1998). "Verminderung von Kernsand aus dem CO<sub>2</sub>-Wasserglas-Verfahren durch mechanische Regenerierung", Abfallberatungsagentur (ABAG).
- 153 Umweltbundesamt (2002). "Techniken zur Regenerierung von Mono- und Mischsand aus Giessereien", Umweltbundesamt, personal communication.
- 154 Baum (2002). "personal communication", firma Bröer, personal communication.
- 155 European IPPC Bureau (2001). "Reference Document on Best Available Techniques in the Non-Ferrous Metal Industries", European Commission.
- 156 Godinot, P. (2001). "Evolution of the Cupola in Europe", Fonderie Fondeurs Aujourd'hui, 205, pp. 28-40.
- 157 Godinot, P.; Charbonnier, M.; Dervin, B. and Morin, A. (1999). "Le traitement des fumées de cubilot", Fonderie Fondeurs d'Aujourd'hui, 188, pp. 37-43.
- 158 Charbonnier, M.; Godinot, P. and Stephan, J. (1998). "Devenir des poussières de cubilots dépoussiérés à sec", Fonderie Fondeur Aujourd'hui, 174, pp. 44-52.
- 160 UK Environment Agency (2002). "Interim Guidance for the A2 Ferrous Foundries Sector - External Consultation Draft", IPPC S(A2)2.01 (2002).
- 161 UK Environment Agency (2002). "Process Guidance Note Draft Electrical, Crucible and Reverberatory Furnaces", UK Environment Agency, PG 2/3 (2002).
- 163 UK Environment Agency (2002). "DRAFT Process Guidance Note: Hot and cold blast cupolas and rotary furnaces", UK Environment Agency, 163.
- 164 UK Environment Agency (2002). "Draft Process Guidance Note Processes for melting and producing aluminium and its alloys", UK Environment Agency, PG 2/6a(2002).
- 165 UK Environment Agency (2002). "Draft Process Guidance Note Processes for melting and producing magnesium and its alloys", UK Environment Agency, PG 2/6b(2002).
- 168 CAEF (2002). "Data relating to the European Foundry Industry", Committee of European Foundry Associations, <http://www.caef-eurofoundry.org/industry.htm>.
- 169 Orkas, J. (2001). "Technical and environmental requirements for surplus foundry sand utilisation", Helsinki University of Technology.
- 170 Godinot, P. and Carlier, P. (1999). "Le Cubilot sans Coke", Fonderie - Fondeurs d'Aujourd'hui, 185, pp. 32-38.
- 171 The Castings Development Centre (1999). "Beneficial Re-use for Managers", The Castings Development Center.
- 172 Neumann, F. (1994). "Gusseisen", expert verlag.

- 173 Huelsen, W. B. (1985). "Arc furnace emission control", The British Foundryman, July 1985, pp. 302-309.
- 174 Brown, J. R. (2000). "Foseco Ferrous Foundryman's Handbook", Butterworth-Heinemann, ISBN0 7506 4284 X.
- 175 Brown, J. R. (1999). "Foseco Non-ferrous Foundryman's Handbook 11th Ed.", Butterworth Heineman, ISBN 0 7506 4286 6.
- 176 ETSU (1998). "Induction Melting of Aluminium", Good practice guide 229.
- 177 Silva Ribeiro, C. A. (2002). "Mass balance data for non-ferrous foundries", Associação Portuguesa de Fundição.
- 178 Wenk, L. (1995). "Use of hexachloroethane for refinement of aluminium alloys and grain refinement of aluminium containing magnesium alloys", Verein Deutscher Giessereifachleute (VDG), personal communication.
- 179 Hoppenstedt (2002). "Guss Produkte Jahreshandbuch", Giessereien - Zulieferer - Ausstatter.
- 180 Assofond (2002). "Italian Foundry dust emission data", Assofond.
- 181 Ruffin, A. and Godinot, P. (1998). "Recyclage des poussières du cubilot", Fonderie Fondateurs Aujourd'hui, 175, pp. 18-41.
- 182 Closset, B. (2002). "SF6 replacement", International Magnesium Association, personal communication.
- 183 Goovaerts, L. (2002). "Emission data from site visits", Vito, personal communication.
- 184 Godinot, P. and Ressant, S. (2002). "Bibliographical study and survey on the coke-gas cupola", Fonderie fondeur d'aujourd'hui, 216, pp. 32-41.
- 185 Spitz, G. (2002). "Operational data PSA foundry", PSA Sept-Fons, personal communication.
- 186 Stephan, J. (1996). "Régénération thermique des sables de fonderie - caractérisation d'une installation Regetherm 500", Fonderie Fondateurs d'Aujourd'hui, 158, pp. 37-47.
- 187 Stephan, J. (1997). "Régénération thermique des sables de fonderie - caractérisation d'une installation Richards PX800", Fonderie Fondateurs d'Aujourd'hui, 170, pp. 21-53.
- 188 Stephan, J. (2000). "Régénération thermique des sables de fonderie - caractérisation d'une installation Fataluminium Eco-Rec", Fonderie Fondateurs d'Aujourd'hui, 198, pp. 54-69.
- 189 Hüttenes-Albertus (2002). "Die neue Cold-box Generation".
- 190 Schubert, W. and Gjestland, H. "Use of SO2 as protection gas in magnesium die casting".
- 191 IMA; Erickson, S. E.; King, J. F. and Mellerud, T. "Recommended practices for the conservation of sulphur hexafluoride in magnesium melting operations", International Magnesium Association, technical committee report.

## References

---

- 192 Gjestland, H. and Westengen, H. (1996). "Use of SF<sub>6</sub> in the magnesium industry, an environmental challenge" 3rd International Magnesium Conference, Manchester.
- 194 UNEP IPCC (2002). "Climate change 2001: the Scientific basis", Intergovernmental Panel on Climate Change, [http://www.grida.no/climate/ipcc\\_tar/wg1/001.htm](http://www.grida.no/climate/ipcc_tar/wg1/001.htm).
- 195 UBA (2003). "Waste Water from Iron, Steel and Malleable Iron Foundry", Umweltbundesamt.
- 196 Unido (2002). "Cleaner Production in Metalworking (foundry)", Unido Information Sources on Cleaner Production, <http://www.unido.org/ssites/env/sectors/sectors303.html#1>.
- 197 Nalonchem (2002). "Foundry coke", <http://www.nalonchem.com/productos.htm>.
- 198 Georg Fischer "Einsaugsystem für Kupolöfen", GF.
- 199 Metalodlew s.a. (2002). "De-dusting system for Electric Arc Furnaces in the cast steel foundry Metalodlew s.a.", Metalodlew s.a.,.
- 200 Metalodlew s.a. (2002). "A site for regenerating of self-hardening moulding core sands in the cast steel foundry Metalodlew s.a.", Metalodlew.
- 201 CEN (2000). "Definition and classification of grades of steel (EN10020)", European Committee for Standardisation, EN10020.
- 202 TWG (2002). "Comments to first draft".
- 203 Linxe, D. (2002). "Le prototypage rapide et ses applications en fonderie", CTIF.
- 204 Carnicer Alfonso, P. L. (2001). "Emisiones de un Horno Rotativo de Oxigas para la fabricación de fundición férrea. Diagnóstico y medidas correctoras.", Universidad del Pais Vasco.
- 205 European IPPC Bureau (2003). "Reference Document on Best Available Techniques on Emissions from Storage", European Commission.
- 206 Ditze, A. and Scharf, C. (2000). "Remelting of Magnesium type 1 scrap with or without flux?", Magnesium Industry Website, <http://www.magnesium-industry.com/Library/Highlights/Paper%20of%20the%20Month/papers/Remelting%20of%20Magnesium%20Type%201%20Scrap%20with%20or%20without%20Flux.pdf>.
- 207 Drews, B. (1996). "Simultaneous mixing and cooling of moulding sand under vacuum", Casting Plant+Technology International, 2, pp. 4-10.
- 208 Deviny, J. S. (1998). "Cleaning the Air, Biologically", Civil Engineering, september, pp. 46-49.
- 209 Metalodlew s.a. (2003). "Environment-friendly conditions and improvement of work conditions", Metalodlew, <http://metalodlew.nss.pl/eng/produkcja/srodowisko/index.php>.
- 210 Martínez de Morentin Ronda, J. (2002). "Operational data Lur-Sue Foundry", Lur-Sue, personal communication.
- 211 European IPPC Bureau (2000). "Best Available Techniques Reference Document on the production of iron and steel", European Commission.

- 212 Zalensas, D. L. (1993). "Aluminium Castings Technology, 2nd ed.", American Foundrymen Society.
- 213 CTIF and CQRDA (2002). "Cast Aluminium Alloys - The reference guide", Artecmm document engineering.
- 214 Gerl, S. (2003). "Aufbereitung von Feststoffmischungen mit Evactherm-Vakuummischern", Giesserei-Praxis, 1-2003, pp. 17-22.
- 215 Müller, G. (1996). "Direkterfassung von Emissionen aus Formkästen im Groß- und Einzelguß (Hohl- und Vollform)", BIA, ISBN 3-88383-425-4.
- 216 Hobelsberger, H.; Kröger, H. and Nisi, D. (1997). "Erste Erfahrungen mit einem weiterentwickelten umweltverträglichen Cold-Box-System bei Daimler-Benz", Giesserei, 84/21, pp. 48-49.
- 217 Paul, H.; Nisi, D. and Timm, J. (1994). "Solvent (amine) recycling from the exhaust air of a core shop by means of gas permeation" GIFA-Kongress Giessereitechnik '94, Düsseldorf (D).
- 218 Harnisch, J. and Schwarz, W. (2003). "Cost and impact on emissions of potential regulatory framework for reducing emissions of hydrofluorocarbons, perfluorocarbons and sulphur hexafluoride", Ecofys GmbH, Öko-Recherche, B4-3040/2002/336380/MAR/E1.
- 219 Castings Technology International (2003). "Replicast (R)", CTI, [http://www.castingsdev.com/tech\\_services/replicast/replicast.htm](http://www.castingsdev.com/tech_services/replicast/replicast.htm).
- 223 Rauch, E.; Sigmund, A. and Galovsky, U. (2003). "Technische und betriebswirtschaftliche Aspekte des Inhouse-Recycling von Mg-Legierungen", [http://www.lkr.at/german/news/news1/pdf/technische\\_betriebswirtschaftliche.pdf](http://www.lkr.at/german/news/news1/pdf/technische_betriebswirtschaftliche.pdf).
- 224 Helber, J.; Bautz, H. and Wolf, G. (2000). "PCDD-/PCDF-Emissionen bei Kupolöfen" Conference Internationale sur le Cubilot, Strasbourg.
- 225 TWG (2003). "Comments to the Second draft".
- 226 CTIF (1997). "Evolution des moyens d'élaboration de la fonte liquide", Ademe, 4.02.0025.
- 227 Godinot, P. (2004). "The economical future of cupola" International cupola conference, Trier.
- 228 Galante, G.; Michilli, O. and Maspeto, R. (1997). "No-bake as we see it", Impianti Machine Fonderia.
- 229 Lilja, B. G.; Westberg, H. and Nayström, P. (2000). "Survey of isocyanates in foundries, parts 1-5", Swedish Foundry Association - Svenska Gjuteriföreningen, 000317.
- 230 CAEF (2003). "Presentations of the Dioxin Workshop" Dioxin Workshop 24/09/2003, Brussels.
- 231 UNEP (2003). "Formation of PCDD and PCDF - an overview" Stockholm convention on persistent organic pollutants, expert group on BAT and BEP, Research Triangle Park (USA).

## References

---

- 232 Novem (2000). "Vervangen cokes-gestookte kroesoven door aardgas/zuurstof-gestookte trommeloven", Tenders Industriële Energiebesparing, 39520/0047.
- 233 IARC (1997). "Silica, some silicates, coal dust and para-aramid fibrils", International Agency for Research on Cancer.
- 234 Anders, U. (2003). "Ökologisch und ökonomisch optimierter Trennstoffeinsatz beim Aluminium-Druckguss", Integrierter Umweltschutz in Gießereien, Verein Deutscher Gießereifachleute.
- 235 Bischoff, U. (2003). "Untersuchungen zum Einsatz eines wasserlosen, anorganischen Kernbinders auf Basis von Magnesiumsulfat in einer Aluminiumleichtmetallgießerei", Universität Bergakademie.
- 236 UK Environment Agency (2001). "Guidance for the recovery and Disposal of hazardous and non-hazardous waste (other than by incineration and landfill)", SEPA, IPPC S5.06.
- 237 HUT (2003). "Foundry pictures database", Helsinki University of Technology.

Note: The numbers do not follow sequentially. They refer to the document numbers in the EIPPCB database (Technical material on Smitheries and Foundries). Only the references utilised in this document are quoted here.

## 9 GLOSSAR

### 9.1 Abkürzungen

AEL	verbundene Emissionsniveaus
ADI	bainitiertes duktiles Gusseisen-Gusseisen mit Kugelgraphit (austempered ductile iron)
AFS	American Foundrymen Society
AFS-number	Mass für die Korngrößenverteilung von Gießereisand
AOD converter	Argon-Sauerstoff-Entkohlungskonverter (AOD-Konverter)
AOX	absorbierbare organische Halogenverbindungen
BAT	beste verfügbare Technik
BREF	BVT Merkblatt
BTEX	Benzol, Toluol, Ethylbenzol, ethylbenzene, Xylol
BTX	Benzol, Toluol, Xylol
CAD	(vor Zahlen): Kanadischer Dollar – ISO Währungseinheit
CAD	(allgemein): Computer gestütztes Design, CAD
CAEF	Committee of Associations of European Foundries
CAM	Computer-gestützte Fertigung
CBC	Kaltwindkupolofen
CNC	CNC (computer numerical controlled)
DEM	Deutsche Mark
DMEA	Dimethylethylamin
DMIA	Dimethylisopropylamin
DMPA	Dimethylpropylamin
DS	Trocken(fest)masse
EAF	Elektrolichtbogenofen
EEA	Europäische Umweltagentur
EFR	Emissionfaktorenvergleich <sup>12</sup>
EIPPCB	European IPPC Bureau
EMS	Umweltmanagementsystem
EP	Elektrofilter
EPER	Europäisches Emissionsregister
EPS	extrudiertes Polystyrol (expanded polystyrene)
EUR	Euro
FA	Furfurylalkohol
GWP	Erderwärmungspotential
GBP	Great Britain Pound – ISO Währungseinheit
HBC	Heißwindkupolofen
HCE	Hexachlorethan
HFC	HFC, teilfluorierte Kohlenwasserstoffe
HIP	Heißisostatisches Pressen
HP	hochrein (für Magnesiumlegierungen)
HPDC	Hochdruck-Druckguss
ID-fan	Zwangsentlüftung

<sup>12</sup> Anmerkung des Übersetzers: Bewertung von Emissionsfaktoren anhand der Qualität der Quellen (in den USA entwickelte Methode)

IEF	Information Exchange Forum (Gremium für Konsultationen und Informationsaustausch im Rahmen der IVU-Richtlinie)
IF	Induktionsofen
IMA	International Magnesium Association
IPA	Isopropylalkohol
IPPC	IVU (integrierte Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung)
IPTS	Institute for Prospective Technological Studies
JRC	Joint Research Centre
l.	links
LCA	Ökobilanz (life cycle assessment)
LOI	Glühverlust
m.	mittlerer/mittleres
MDI	Methyldiisocyanat
n.a	nicht anwendbar
n.d	keine Daten
NM-VOC	Nicht-Methan VOC
OU	Geruchseinheiten
PAH	Polyzyklische aromatische Kohlenwasserstoffe (PAK)
PCDD/F	Polychlorierte Dibenzodioxine und -furane
PCB	Polychlorierte Biphenyle
PE	Polyethylen
PEVA	Polyethylenvinylazetat
PF	Phenolformaldehyd
PFC	Perfluorierte Kohlenstoffe
PM	Staub / Aerosole
PMMA	Polymethylmethacrylat
ppm	Konzentrationsangabe in Promille
r.	rechts
RF	Drehtrommelofen
RP	Modellherstellungsmethode (rapid prototyping)
RPM	lungengängige Partikel
SG	Kugelgraphit
SME	Kleine und Mittelständische Unternehmen (KMU)
TEA	Triethylamin
TEQ	Toxizitätsäquivalent
TWA	Zeit-gewichteter Durchschnitt
TWG	technische Arbeitsgruppe
VOC	flüchtige organische Verbindungen (VOC)
VODC	VOD Konverter (Vakuum-Sauerstoff-Entkohlungs-Konverter)
UF	Harnstoff-Formaldehyd
USD	United States Dollar – ISO Währungseinheit

## 9.2 Fachbegriffe

Glühen/Tempern (Annealing)	Wärmebehandlungsprozess, bei dem eine Versprödung des Metalls durch langsames Abkühlen im kritischen Temperaturbereich verhindert wird
Austenitisierungsglühen (Austenitising)	Wärmebehandlungsprozess, bei dem eine Eisenlegierung ausreichend lange oberhalb der kritischen Temperatur gehalten wird, um sicher zu stellen, dass die Gitterstruktur vollständig in Austenit überführt wird
Luftfaktor (Air factor)	$\lambda$ , ein Mass für den Überschusssauerstoff im Verhältnis zur stöchiometrisch notwendigen Sauerstoffzufuhr für eine vollständige Verbrennung
Gusseisen (Cast iron)	Eisenlegierung, die unabhängig von der chemischen Zusammensetzung, aber normalerweise mit einem Kohlenstoffgehalt größer 2 %, mit einer eutektischen Reaktion kristallisiert
Gussstück (Casting)	allgemeiner Begriff für Fertigprodukte oder endabmessungsnaher Produkte, die durch Erhärtung eines Metalls oder einer Legierung in einer Form hergestellt werden (ISO 3134-4: 1985)
diffuse Emissionen (Diffuse emission)	Emissionen, die beim Kontakt von flüchtigen oder leicht staubigen Substanzen mit der Umwelt entstehen (Atmosphäre, unter normalen Betriebsbedingungen). Diese werden verursacht durch: <ul style="list-style-type: none"> <li>- Designeigenschaften der Anlagenteile (z.B. Filter, Trockner...)</li> <li>- Betriebsbedingungen (z. B. Transport von Material zwischen Containern)</li> <li>- Betriebsmodus (z.B. Instandhaltungsarbeiten)</li> <li>- oder durch langsame Abgabe in andere Medien (z.B. in Kühlwasser oder Abwasser).</li> </ul> "Fugitive emissions" <sup>13</sup> sind eine Untergruppe der diffusen Emissionen.
Emission	direkte oder indirekte Freisetzung aus Anlagen von Substanzen, Vibrationen, Hitze oder Lärm, ausgehend von Punktquellen oder diffusen Quellen in Luft, Wasser oder Boden
“End-of-pipe”-Technik (“End-of-pipe” technique)	Technologie, die Endemissionen oder Verbräuche durch einen zusätzlichen Prozess reduziert, dabei nicht den grundlegenden Betrieb des Kernprozesses ändert. Synonyme: „Sekundärmaßnahme“, „Abscheidetechnik“. Gegenteil: “Prozessintegrierte Maßnahme”, “Primärmaßnahme” (Technik, die in gewisser Weise den Kernprozess verändert, wodurch die Emissionen im Rohgas oder Verbräuche reduziert werden).
bestehende Anlage (Existing installation)	eine Anlage, die in Betrieb ist oder die im Rahmen der vor Beginn der Anwendung dieser Richtlinie bestehenden Rechtsvorschriften zugelassen worden oder nach Ansicht der zuständigen Behörde Gegenstand eines vollständigen Genehmigungsantrags gewesen ist, sofern die zuletzt genannte Anlage spätestens ein Jahr nach dem Beginn der Anwendung dieser Richtlinie in Betrieb genommen wird

<sup>13</sup> Anmerkung des Übersetzers: Der Begriff “Fugitive emissions” wird i.a. im Deutschen ebenfalls mit diffuse Emissionen übersetzt.

eisenhaltiges Material (Ferrous materials)	Material, dessen Hauptbestandteil Eisen ist, d.h. der Gehalt an Eisen (Gewichtsprozent/Gewicht) ist größer als der jedes anderen Elementes (entsprechend EN10020:2000; §2.1)
Vollformgießverfahren (Full mould process)	Formverfahren, bei dem ein Kunststoff- oder Schaumstoffmodell, bei dem chemisch gebundener Sand verwendet wird, wobei das Modell beim Gießen vernichtet wird. Dieses Verfahren wird üblicherweise nur für große Gussstücke verwendet.
Kornfeinung (Grain refinement)	Flüssigmetallbehandlung am Ende des Schmelzprozesses zur Erzeugung einer feinen, globulitischen Kornstruktur bei der Erstarrung
Grünsand (Green sand)	Mischung aus Sand, Ton und Additiven zur Herstellung von Formen
Grauguss (grey iron)	Gusseisen mit grauem Bruchgefüge, kommt vor als Lamellen-, Kugelgraphit oder Vermikulargraphit, wird jedoch im Allgemeinen für Lamellengraphit verwendet
Wannenofen (Hearth type furnace)	statischer Ofen mit Direktbeheizung, auch Flammofen und Schöpfofen genannt
Einschluss (Inclusion)	(spezifischer Begriff für diesen Sektor) Verunreinigung der Metallstruktur, die Strukturdefekte verursacht; meistens benutzt bei Nichteisenmetallen (z.B. Oxide in Magnesium, Wasserstoff in Aluminium)
Jungbüth oder Netzdiagramm (Jungbüth or net diagram)	Diagramm, das den Einfluss der Windmenge und Koksbeschickung auf die Abstichttemperatur des Metalls und die Schmelzgeschwindigkeit zeigt, wird für Kupolöfen benutzt
Gusseisen mit Lamellengraphit (Lamellar iron)	Gusseisen, bei dem der Kohlenstoff in Flockenform vorliegt
Vollformgießverfahren (Lost Foam process)	Formverfahren, das Schaummodelle in ungebundenem Sand verwendet, wobei das Modell beim Abgießen zerstört wird, für die Serienproduktion benutztes Verfahren
verlorene Form (Lost mould)	einmal verwendete Form, die speziell für jeden Abguss hergestellt wird und nach dem Abguss zerstört wird. Die Formen werden aus chemisch gebundenem, Ton-gebundenem oder sogar ungebundenem Sand hergestellt. Feinguss gehört auch in diese Gruppe.
Gießen mit verlorener Form (Lost mould casting)	Alle Prozesse in der Formerei und Gießerei, die mit verlorenen Formen arbeiten, dazu gehören Sandaufbereitung, Form- und Kernherstellung, Kühlung und Ausformung/Auspacken/Ausschlagen
Temperguss (Malleable iron)	dehnungsfähiges Eisen, das geschmiedet werden kann, hergestellt durch entkohlende (weißer Temperguss) oder nicht entkohlende (schwarzer Temperguss) Wärmebehandlung von graphitfreiem Eisen mit weißem Bruchgefüge (weißes Gusseisen oder Temperrohguss)
Schmelzleistung (Melting capacity)	Designkapazität eines Ofens als Stundenleistung, für Tagesleistung mit 24 zu multiplizieren
Modul (Modulus)	Verhältnis von Kieselsäure zu Soda ( $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$ ), zur Charakterisierung von Silikaten (Natrium)
Gusseisen mit Kugelgraphit (Nodular iron)	Gusseisen, bei dem der Kohlenstoff in Kugel- oder sphäroidaler Form vorliegt, allgemein als Sphäroguss bezeichnet

Kugelsintern (Nodularisation)	Magnesiumbehandlung von Gusseisen zur Umwandlung der Kohlenstoffteilchen in Kugel- oder Sphäroidalform
Nichteisenmaterial (Non-ferrous materials)	alle Materialien, die nicht eisenhaltig sind
Glühen/Normalglühen (Normalising)	Wärmebehandlung, bei der Legierungen an der Luft von oberhalb der kritischen Temperatur abgekühlt werden
Verwendung von Sand außerhalb der Anlage (Off-site sand re-use)	Verwendung von Sand in unterschiedlicher Weise
Dauerform (Permanent mould)	oder mehrfach nutzbare Form, Form die für Schwerkraft- und Niederdruckguss, Kokillenguss oder Schleuderguss verwendet wird, üblicherweise sind die Formen aus Metall
Gießen in Dauerformen	Alle Prozesse in der Kernmacherei und Gießerei, die mit Dauerformen arbeiten, dazu gehören Sandaufbereitung, Kernherstellung, Druckgießerei, Form- und Kernentfernung
Schadstoff (Pollutant)	Einzelsubstanz oder Gruppe von Substanzen, die die Umwelt beeinflussen oder schädigen können
Nachverbrennung (Post combustion)	Zündung und Verbrennung von Abgas durch Einblasen von Luft oder den Einsatz eines Brenners, wird verwendet, um die Menge an CO und VOC zu reduzieren
primäre Regeneration (Primary regeneration)	Aufbereitung von Grünsand zur betriebsinternen Wiederverwendung im Sandkreislauf, hierunter fallende Prozesse sind Sichten, Sieben, Kühlen, Mischen mit neuem Sand, frischem Bentonit oder anderen Additiven
Produktionskapazität (Production capacity)	Produktion von "gutem Guss", basierend auf der theoretischen Kapazität der Gießerei, wenn sie 24 Stunden betrieben würde; vorausgesetzt, sie ist technisch dafür ausgelegt
Regenerationsverhältnis (Regeneration ratio)	Verhältnis des regenerierten Sandes zum gesamten zur Form- und Kernherstellung verwendeten Gesamtmenge, Angabe in Prozent
Sandkreislauf (Sand circuit)	diverse Anlagenteile für Lagerung, Transport und Aufbereitung von Sand
Sandrecycling (Sand recycling)	in der Anlage behandelte Sand zur externen Wiederverwendung
sekundäre Sandregeneration Secondary (sand) regeneration	Massnahmen (mechanisch, pneumatisch, thermisch oder nass) zur Entfernung der verbrauchten Binderschichten vom Sandkorn (= Rückgewinnung); Wiederherstellung einer Sandqualität die ähnlich oder besser als Neusand ist
Stahl (Steel)	Eine Eisenlegierung, die unter peritektischer Reaktion erstarrt. Der Massengehalt an Eisen ist größer als der jedes anderen Elementes, und der Kohlenstoffgehalt ist üblicherweise kleiner als 2 %. Die Legierung enthält üblicherweise weitere Elemente.
Tempern/Anlassen (Tempering)	Wärmebehandlung, die nach dem Härten der Legierung aus einer Wärmebehandlung unterhalb Ac1 und Kühlung an Luft besteht; nach Austenitisierung und Flüssigabschreckung-/Quenschen verleiht dieser Prozess der Legierung die höchstmögliche Härte und Festigkeit

## 9.3 Lexicon

English	Deutsch	Français	Nederlands	Español	Italiano	Magyar
bentonite	Bentonit	bentonite	bentoniet	bentonita	bentonite	bentonit
bridging	Brückenbildung	accrochage	brugvorming	colgadura	formazione di corona	adagfennakadás
burr	Grat	barbe	braam	rebarba	bava	fánc
cast iron	Gusseisen	fonte	gietijzer	hierro	ghisa	öntöttvas
cast steel	Stahlguss	acier moulé	gietstaal	acero moldeado	getti d'acciaio	öntött acél
casting	Giessen	couler	het gieten	fundición	colata	öntés
chamfer	Abschrägung	chanfrein	gietsysteem	chaflán	cianfrinatura	formázási ferdeség
channel induction furnace	Rinneninduktionsofen	four à induction à canal	kanaal inductieoven	horno de inducción de canal	forno a canale	csatornás indukciós kemence
coating	Schlichte	enduit, poteyage	coating/deklaag	pintura	vernice, verniciatura	formabevonó anyag
cold-box	kalter Kernkasten, Cold-box	boîte froide	cold-box	caja fria	cassa fredda	cold-box
core	Kern	noyau	kern	macho	anima	mag
corebox	Kernkasten	boîte à noyaux	kerndoos	caja de macho	cassa d'anima	magszekrény
core-making	Kernfertigung	noyautage	kernmakerij	macheria	formatura di anime	magkészítés
crucible furnace	Tiegelofen	four à creuset	croesoven	horno de crisol	forno a crogiolo	tégelykemence
decoring	Entkernen	debouillage	ontkernen	extracción de macho	sterratura delle anime	kimagozás
die	Druckgiessform	moule	vorm	mole metálico	stampo	kokilla, nyomásos öntőforma
die lubricant	Druckgiessschlichte	poteyage	koelsmeermiddel	lubricante	distaccante	kokilla-, nyomásos öntőforma kenőanyag
drying oven	Trockenofen	étuve	droogstoof	estufa	essiccatore	szárító kemence
fettling	Putzen	ébarbage	ontbramen	desmazarotado	sbavatura	tisztítás
grinding	Schleifen	meulage	slijpen	esmerilada	molatura	csiszolás, kőszőrülés
induction furnace	Induktionsofen	four à induction	inductieoven	horno de inducción	forno ad induzione	indukciós kemence
lamellar iron <i>or</i> grey cast iron	Grauguss, GGL	fonte lamellaire, fonte grise	lamellair gietijzer	hierro gris	ghisa a grafite lamellare, ghisa grigia	lemezgrafitos <i>vagy</i> szürke öntöttvas
lustrous carbon	Glanzkohlenstoff	carbone brillant	glanskoolvormer	carbono brillante	carbonio brillante	fényes karbon
malleable iron	Temperguss (GT)	fonte malléable	smeedbaar gietijzer	fundición maleable	ghisa malleabile	tempervas
mixer	Mischer	malaxeur	menger	mezclador	mescolatore	keverő
mould	Form	mote	vorm	molde	forme	forma
nodular iron, ductile iron, SG iron	GGG, Gusseisen mit Kugelgraphit	fonte à graphite sphéroïdal, fonte ductile	nodulair gietijzer	hierro nodular	ghisa sferoidale	gömbgrafitos öntöttvas
pouring	Giessen	couler	gieten	colada	colata	öntés
sand	Sand	sable	zand	arena	sabbia	homok

English	Deutsch	Français	Nederlands	Español	Italiano	Magyar
shaft furnace	Schachtofen	four à cuve	schachtoven	horno de cuba	forno a tino	aknás kemence
shake-out	Ausleeren/Ausformen	décochage	uitschudden	desmoldeo	distaffatura	űrítés, kirázás
shot blasting	Strahlen/Strahlputzen	grenillage	gritstralen	granallado	granigliatura	szemcseszórás
sprue	Einguss	canal de coulée	voedingskanaal	canal de colada	canale di colata	álló beömlő
turnings	Späne	copeaux	spanen	viruta	trucioli	forgács
veins	Risse	gerces	vinnen	venas	crestine	repedések



## 10 ANNEXES

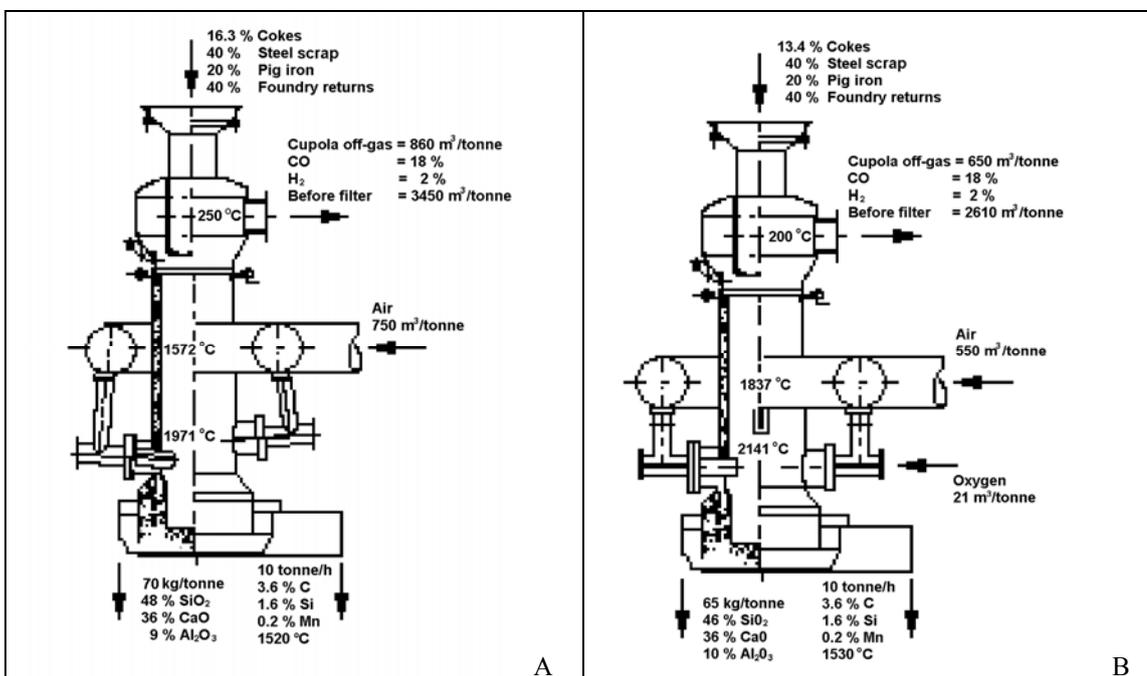
### 10.1 Annex 1 Overview of data for cast iron melting in various cupola types and in the induction furnace

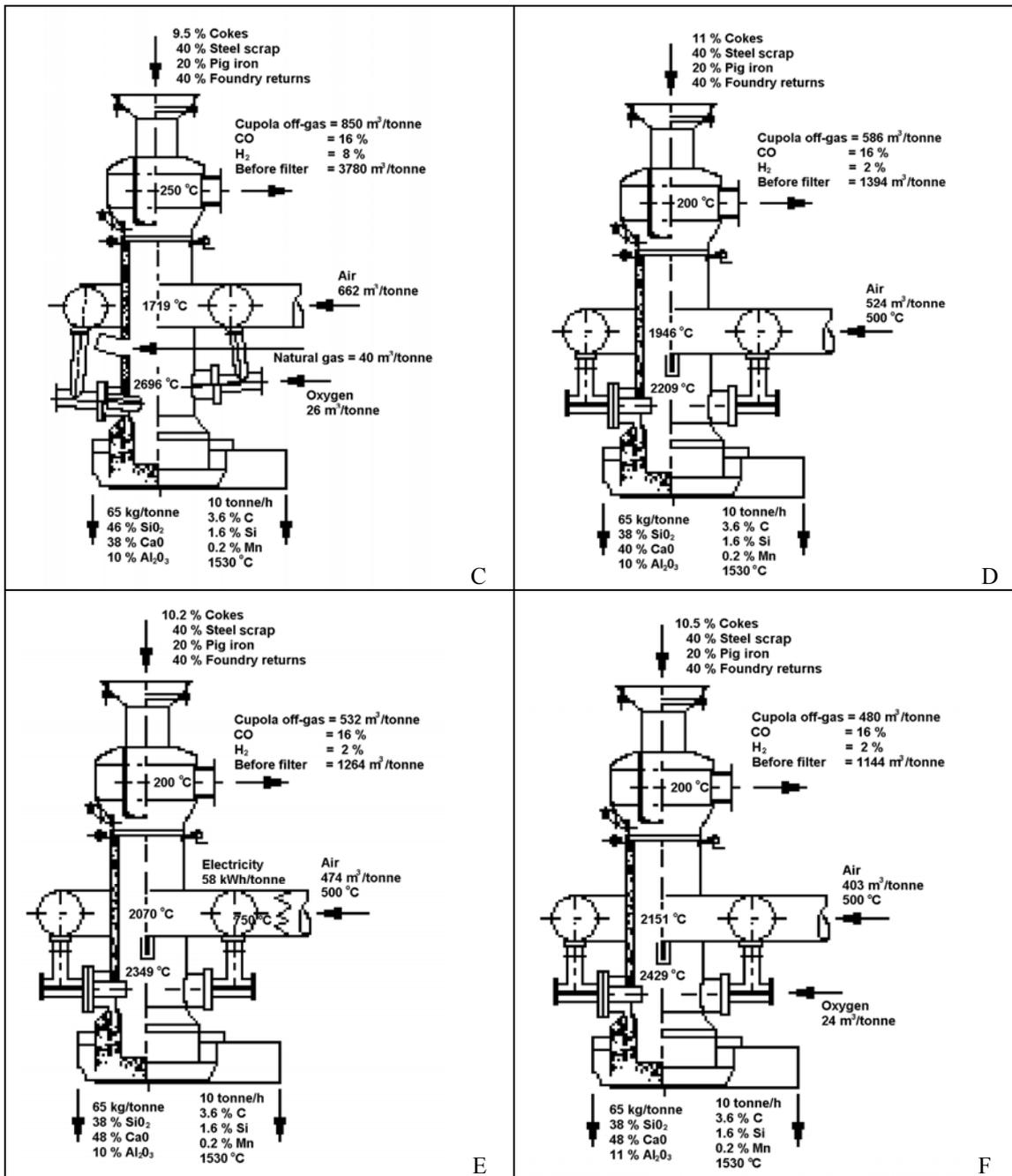
A survey of the consumption and emission levels of the various technical modifications of cupola melting was set up by Neumann in 1994, as given below. All data refer to a system for the production of 10 tonne/h nodular iron with 3.6 % C and 1.6 % Si and at a pouring temperature of 1530 °C. The balances in Figure 10.1 show inputs, outputs and process temperatures. The latter will be higher compared to operational practice. Comparison of the various balances allows an assessment of the effect of all the modifications.

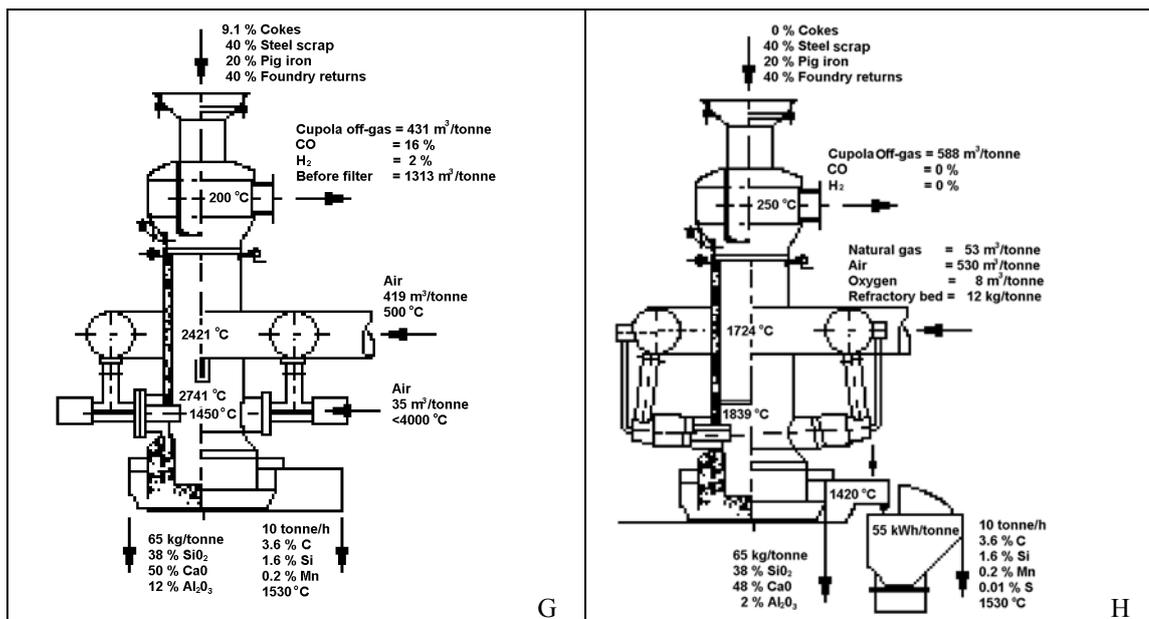
Additional operational data for cold and hot blast cupolas, with various flue-gas cleaning equipment types, are given and discussed in Abschnitt 4.5.2. Those data are taken from operating plants.

The pictures show the following techniques:

- (A): cold blast, secondary row of tuyères
- (B): cold blast, oxygen injection
- (C): cold blast with gas burner, oxygen injection
- (D): hot blast (500 °C), long campaign
- (E): hot blast with electrical support heating (750 °C)
- (F): hot blast, oxygen injection (6 %)
- (G): hot blast, with plasma support heating (1450 °C)
- (H): cokeless cupola in duplex operation (electrical superheating).







**Figure 10.1: Input-output balance for various technical modifications of cupola melting [172, Neumann, 1994]**

Operational data are given in Table 10.1, Table 10.2 and Table 10.3. These include economic data based on the stated unit costs. Operational data are based on the production of a cast iron with 3.3 % C and 2 % Si. In the cold blast operation 35 % steel scrap is used, while the hot blast operation allows 60 %. This is taken into account when considering the necessary carburisation. For this, C is also supplied through the addition of the SiC briquettes.

Calculation of the heat balance results in the stated heat transfer efficiencies. The cold blast cupola shows an efficiency of <30 %. The application of oxygen or secondary air increases the efficiency to 37 – 40 %. The hot blast cupola shows a further increased efficiency, providing the furnace wall is refractory lined. In liningless operation, the efficiency drops below 40 %, which may be somewhat compensated for by adding oxygen. The cokeless cupola with inductive superheating results in a very high efficiency, close to 60 %.

The calculated operational costs include depreciation of the investment cost, but exclude personnel costs. The cost difference between the various techniques is rather small. The calculation takes account of higher cokes consumption and more expensive scrap/raw material costs for the cold blast cupola. In the case of air preheating using a plasma torch, the increased electricity use leads to increased costs. In practice, this increase may be balanced by an increased usage of swarf as raw material. The cokeless cupola shows the lowest cost. In this evaluation, however, local cost effects and uncertainties, such as the effect of hourly rate, have not been taken into account, but need to be considered. The quoted data are all for installations with a significant hourly rate. This disfavours the performance of cold blast cupolas.

	<b>Units or Cost per unit</b>	<b>Normal</b>	<b>O<sub>2</sub></b>	<b>Second- ary row</b>	<b>Second- ary + O<sub>2</sub></b>
<b>Specific quantity</b>					
Melting cokes	kg/tonne	150	125	120	105
Cokes for carburisation	kg/tonne	10	10	10	10
Natural gas	m <sup>3</sup> /tonne				
Electricity	kWh/tonne	20	20	20	20
Oxygen	%	-	3	-	2
Blast air	m <sup>3</sup> /tonne	711	562	604	517
Cupola off-gas	m <sup>3</sup> /tonne	902	724	731	628
Filtered off-gas	m <sup>3</sup> /tonne	3022	2150	1765	1646
Slags	kg/tonne	36	35	46	45
Refractory	kg/tonne	5.2	5.2	4.8	4.8
SiC- briquettes(45 % SiC)	kg/tonne	28.5	28.5	31.3	30.3
Total heat input	MJ/tonne	5003	3643	3588	3416
Heat transfer to iron	%	26.9	37.2	37.8	39.8
<b>Costs</b>					
Investment	EUR million	2.81	2.91	3.06	3.16
Alloy	EUR 332/tonne	9.44	9.44	10.36	10.36
Additives	EUR 10/tonne	0.20	0.20	0.20	0.20
Cokes	EUR 204/tonne	32.65	27.55	26.53	23.47
Steel scrap	EUR 128/tonne	44.64	44.64	44.64	44.64
Scrap iron	EUR 128/tonne	12.76	12.76	12.76	12.76
Pig iron	EUR 194/tonne	38.78	38.78	38.78	38.78
Natural gas	EUR 153/1000 m <sup>3</sup>	0.31	0.31	0.31	0.31
Electricity	EUR 89/MWh	1.79	1.79	1.79	1.79
Oxygen	EUR 179/1000 m <sup>3</sup>	-	3.01	-	1.84
Graphite	EUR 561/tonne	-	-	-	-
Refractory	EUR 765/tonne	3.98	3.98	3.67	3.67
Capital	10 years/8 %	11.22	11.63	12.24	12.65
<b>Total melting cost</b>	<b>EUR/tonne</b>	<b>155.77</b>	<b>154.08</b>	<b>151.28</b>	<b>150.46</b>
Iron composition: 3.3 % C; 2.0 % Si; 0.3 % Mn; 0.1 S; 1500 °C					
Load composition: 35 % steel scrap; 35 % returns; 20 % pig iron; 10 % scrap iron					

**Table 10.1: Operational data of a cold blast cupola (10 tonne/h)**  
[172, Neumann, 1994]

	<b>Units or Cost per unit</b>	<b>Type A*</b>	<b>Type B</b>	<b>Type C</b>	<b>Type D</b>	<b>Type E</b>
<b>Characteristics</b>						
Daily furnace change		Yes	No	No	No	No
Oxygen enrichment		No	No	Yes	No	Yes
Lining		Yes	Yes	Yes	No	No
<b>Specific quantity</b>						
Melting cokes	kg/tonne	95	100	85	115	100
Cokes for carburisation	kg/tonne	8	7	7	8	8
Oxygen	%	-	-	3	-	3
Air	m <sup>3</sup> /tonne	571	566	425	626	473
Cupola off-gas	m <sup>3</sup> /tonne	680	667	519	746	586
Filtered gas	m <sup>3</sup> /tonne	1798	1471	1134	1819	1473
Slag	kg/tonne	60	60	60	60	60
Refractory	kg/tonne	15	6	6	1.5	1.5
SiC- briquettes(45 % SiC)	kg/tonne	50	53	53	50	50
Total heat input	MJ/tonne	3756	3630	3076	4098	3534
Heat transfer to iron	%	39.8	40.2	44.9	36.5	38.7
<b>Costs</b>						
Investment	EUR million	3.42	3.57	3.65	3.49	3.55
Alloy	EUR 332/tonne	16.58	17.60	17.60	16.58	16.58
Additives	EUR 10/tonne	0.20	0.20	0.20	0.20	0.20
Cokes	EUR 204/tonne	21.02	21.84	18.78	25.10	22.04
Scrap steel	EUR 128/tonne	76.53	76.53	76.53	76.53	76.53
Scrap iron	EUR 128/tonne	12.76	12.76	12.76	12.76	12.76
Oxygen	EUR 179/1000 m <sup>3</sup>	-	-	3.06	-	3.42
Refractory	EUR 765/tonne	11.48	4.59	4.59	1.12	1.12
Capital	10 years/8 %	13.67	14.29	14.59	13.98	14.18
<b>Total melting cost</b>	<b>EUR/tonne</b>	<b>152.24</b>	<b>147.81</b>	<b>148.11</b>	<b>146.28</b>	<b>146.84</b>
* Is no longer built as new plant						
Iron Composition: 3.3 % C; 2.0 % Si; 0.3 % Mn; 0.1 S; 1530 °C						
Load composition: 60 % steel scrap; 30 % returns; 10 % scrap iron						

**Table 10.2: Operational data of a hot blast long campaign cupola (10 tonne/h)**  
[172, Neumann, 1994]

	Units or Cost per unit	Cokeless Cupola with O <sub>2</sub> + induct. superh.	Hot blast cupola	
			air preh. using plasma	air preh. using electric resistance
<b>Specific quantity</b>				
Melting coke	kg/tonne	-	81	90
Coke for carburisation	kg/tonne	-	10	12
Natural gas	m <sup>3</sup> /tonne	55	2	2
Electricity	kWh/t	80	175	82
Oxygen	%	1.5	-	-
Air	m <sup>3</sup> /tonne	5.30	419	474
Cupola off-gas	m <sup>3</sup> /tonne	692	451	531
Cleaned off-gas	m <sup>3</sup> /tonne	815	1313	1264
Slags	kg/tonne	58	59	60
Refractory	kg/tonne	16	9.3	4.3
SiC- briquettes (45 % SiC)	kg/tonne	-	13.7	15.4
FeSi- briquettes (1 kg Si per briquette)	kg/tonne	8	-	-
Total heat input	MJ/tonne	2562	3952	3320
Heat transfer to iron	%	58.4	41.4	41.5
<b>Cost</b>				
Investment	EUR million	2.81	5.10	3.83
Alloy	EUR 332/tonne		4.54	5.10
Fe-Si-briquettes	EUR 454/tonne Si	3.62		
Additives	EUR 10/tonne	0.56	0.56	0.56
Cokes	EUR 204/tonne		18.57	23.06
Electricity	EUR 89/MWh	7.14	15.61	7.30
Gas	EUR 128/1000 m <sup>3</sup>	6.99	0.31	0.31
Scrap steel	EUR 128/tonne	44.64	44.64	44.64
Scrap iron	EUR 128/tonne	44.64	44.64	44.64
Graphite	EUR 561/tonne	6.73		
Oxygen	EUR 179/1000 m <sup>3</sup>	1.43		
Refractory	EUR 102/tonne	0.61	0.31	0.20
Refractory	EUR 765/tonne	7.65	4.80	1.79
Capital	10 years/8 %	11.22	20.41	15.31
<b>Total melting cost</b>	<b>EUR/tonne</b>	<b>135.26</b>	<b>154.39</b>	<b>142.91</b>
Iron composition: 3.3 % C; 2.0 % Si; 0.3 % Mn; 0.1 S; 1530 °C Load composition: 35 % steel scrap; 30 % returns; 35 % scrap iron				

**Table 10.3: Operational data of a cokeless cupola and hot blast cupola with air preheating [172, Neumann, 1994]**

CTIF also calculated the costs of liquid cast iron in a comparative study about the different melting ways [226, CTIF, 1997]. This study, made in 1997, was updated in 2003 [227, Godinot, 2004].

Units	GRADE	Lamellar cost iron (ENGJL 250)				Nodular cost iron (ENGJS 400 – 15)		
	Melting device	Cold blast cupola	Hot blast cupola	Cokeless cupola	Induction furnace	Hot blast cupola	Cokeless cupola	Induction furnace
EUR/t	Metallic charge	95.80	59.52	96.68	72.97	49.75	73.52	59.80
	Ferro alloys + additives	7.62	13.09	27.22	25.72	5.27	24.17	24.85
	Energy and fluids	33.14	35.26	20.29	27.28	40.12	21.07	27.28
	Linings	3.73	4.29	8.79	1.47	4.55	8.79	1.47
	Personnel costs	10.05	10	11	9.10	10.42	11	9.10
	Maintenance	1.55	3.15	0.16	0.93	3.15	0.16	0.93
	Environment	4.50	4.30	3.15	0.55	4.30	3.15	0.55
	Desulphurisation					10.33		
	Depreciation of investment	5.92	14.81	8.89	8.89	14.81	8.89	8.89
	Total per tonne charged	162.31	144.42	176.78	146.91	142.70	150.75	132.97
%	Fire loss	5	5	5	3	5	5	3
EUR/t	Total per tonne liquid	170.85	152.02	185.45	151.45	150.21	158.68	136.98
%	Returns percentage	35	40	35	40	50	50	50
EUR/t	Total per tonne of casting	262.85	253.36	285.31	252.42	300.42	317.37	273.96

**Table 10.4: Comparison of liquid cast iron costs -June 2003. Mass production – 10 t/h**

Characteristic	Unit	Cold blast cupola			Induction			Coreless furnace			Hot blast cupola			Cokeless cupola		
		Price EUR/unit	Ratio	Price EUR/t	Price EUR/unit	Ratio	Price EUR/t	Price EUR/unit	Ratio	Price EUR/t	Price EUR/unit	Ratio	Price EUR/t	Price EUR/unit	Ratio	Price EUR/t
Coke	tonne	210	0.145	30.45							210	0.125	26.25			
Electricity	kWh	0.0513	20	1.027	0.0448	609	27.28	0.0448	609	27.28	0.0513	128	6.57	0.0513	165	8.46
Oxygen	Nm <sup>3</sup>	0.535	2	1.07							0.535	2	1.07	0.23	11	2.53
Gas	kWh (NCV)	0.0296	20	0.59							0.228	60	1.37	0.0186	500	9.30
Sub total				33.14			27.28			27.28			35.26			20.29
Returns	tonne	0	0.35	0	0	0.40	0	0	0.50	0	0	0.40	0	0	0.35	0
Pig iron	tonne	185	0.20	37	185	0.15	27.75	200	0.10	20				185	0.25	46.25
Scrap iron	tonne	167	0.20	33.4										167	0.15	25.05
Scrap steel (E3)	tonne	101.5	0.25	25.4	101.5	0.225	22.83				101.5	0.30	30.45	101.5	0.25	25.38
Scrap steel (E8)	tonne				99.5	0.225	22.39	99.5	0.40	39.80						
Scrap steel (E1 C)											96.9	0.30	29.07			
Sub total				95.8			72.97			59.80			59.52			96.68
Graphite	kg				0.70	16.7	11.69	0.80	17.92	14.34				0.7	8.12	5.68
FeSi	kg Si	0.68	8	5.44	1.13	10.6	11.98	1.13	9.39	10.61	0.68	15.8	10.74	0.68	11.71	7.96
FeMn	kg Mn	0.595	2.7	1.60	0.79	2.6	2.05				0.59	3.2	1.89	0.595	1.45	0.86
CaCO <sub>3</sub> + div Balls	tonne	12.2	0.048	0.58							12.2	0.0375	0.46			12.72
Sub total				7.62			25.72			24.95			13.09			27.22

Table 10.5: Price of lamellar cast iron: Metallic charge + energy

	Units	Hot blast cupola			Cokeless cupola		
		Price EUR/unit	Ratio	Price EUR/t	Price EUR/unit	Ratio	Price EUR/t
Coke	tonne	210	0.14	29.40			
Electricity	kWh	0.0513	140.5	7.21	0.0513	180	9.23
Oxygen	Nm <sup>3</sup>	0.535	4	2.14	0.23	11	2.53
Gas	kWh (NCV)	0.0228	60	1.37	0.0186	500	9.30
Sub total				40.12			21.07
Returns	tonne	0	0.40	0	0	0.40	0
Pig iron	tonne				199	0.20	39.8
Scrap iron	tonne				167	0.05	8.35
Scrap steel (E8)	tonne	99.55	0.50	49.75			
Scrap steel (E3)	tonne				101.5	0.25	25.38
Sub total				49.75			73.52
Graphite	kg				0.7	12.37	8.66
FeSi	kg Si	0.68	7	4.76	0.68	4.11	2.79
FeMn	kg Mn						
CaCO <sub>3</sub> + div	tonne	12.2	0.042	0.51			12.72
Balls	tonne						
Sub total				5.27			24.17

**Table 10.6: Price of nodular cast iron: Metallic charge + energy**

Table 10.4 summarises the costs of cast iron calculated for the 3 main cupola types compared with coreless induction furnace. Some items greatly depend on the melting device and the grade: energies and fluids, metallic charge and ferro alloys. They are detailed in Table 10.5 and Table 10.6.

The compared melting devices melt at 10 - 12 t/h, in 2 shifts for a mass production typically, e.g. the automotive industry. The investments are paid in 10 years and correspond to the industrial practice in each case, i.e.:

#### Cold blast cupola

- 2 daily drop cupolas (one per day)
- treatment of fumes: combustion, cooling, dry filtration.

#### Hot blast cupola

- long campaign cupola
- treatment of fumes: combustion, blast heating, cooling, dry filtration
- holding in a channel induction furnace.

#### Cokeless cupola

- long campaign cupola
- treatment of fumes: cooling, dry filtration
- heating and recarburisation in a superheater
- holding in a channel induction furnace.

#### Introduction furnace

- 2 furnaces 12 tonne
- 1 power supply 10MW – 250 Hz.

The cost of cast iron must take into account its downstream recarburisation (cokeless cupola), its holding and also the importance of the fume treatment system.

The price of cast iron was compared for 2 different alloys in the case of mass automotive industry:

- lamellar cast iron (ENGJL 250)
- nodular graphite base cast iron (base for ENGJS 400-15).

The cold blast cupola is increasingly less used for nodular cast iron and was not considered in this case.

Comparing the calculations of CTIF and Neumann:

The position of the melting devices, from the least to the most expensive, is not the same depending on the type of alloy and the authors:

- Lamellar graphite cast iron (LG cast iron)  
CTIF: induction furnace, hot blast, cold blast, cokeless cupola  
Neumann: cokeless, hot blast, cold blast cupola
- Nodular base cast iron  
CTIF: induction furnace, hot blast, cokeless (little different).

The comparison of the different items for Neumann and Godinot leads to the following conclusions:

1. Energies and fluids

- the cokeless cupola is the least expensive in all cases
- it is noticeable that the energy costs strongly depend on the country, particularly with regard to the price and availability of electricity and gas. In the CTIF study, energy costs correspond to the French case (prices published in the review “Energy Plus”).

2. Metallic charges and ferro alloys

The classification technique applied of disadvantages the cokeless cupola for CTIF and not for Neumann. The principal differences are the following ones:

- Neumann indicates 0 % pig iron for cokeless cupola, when Godinot indicates a minimum of 25 % according to the industrial practice. Pig iron is the most expensive metallic charge.
- Neumann gives the same cost for steel scrap and cast iron scrap. In the French case, the ratio between these 2 costs has been between 2 and 1.3 for 10 years. This ratio was 1.6 in June 2003, the date considered for the calculation, as indicated in the attached Figure 10.2.

It is noticeable that the cost of raw materials, including scrap, are fixed today at an international level.

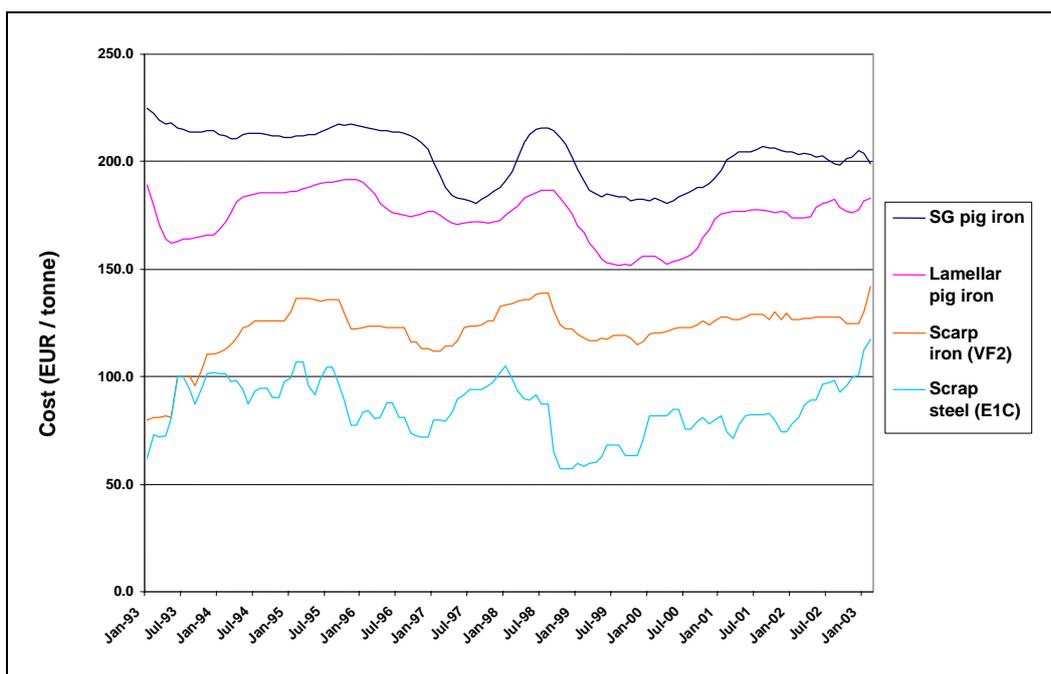


Figure 10.2: Cost of raw materials (France: 1993 to 2003)

### 3. Other items

The investment is less important than for cold blast, cokeless cupola and coreless induction furnace.

- in the case of the cold blast cupola liquid, cast iron is produced at a good temperature and analysis is possible at the spout of the cupola; moreover the metallurgical results depend little on the hourly production. It is not necessary to hold the cast iron in a channel induction furnace
- in the case of the hot blast cupola, or of the cokeless cupola, it is difficult to modify the hourly production. A reservoir of liquid metal is necessary between the cupola and the moulding shop, i.e. generally a channel induction furnace
- in the case of the cokeless cupola, the specific volume of fumes to be treated is low and it is not necessary to burn CO
- finally, in the case of the coke cupola (hot or cold blast), a desulphurisation is generally practised before holding the base nodular liquid cast iron. The cost of this operation is high, which favours the cokeless cupola, whose cast iron does not contain any sulphur.

### 4. Conclusion

Taking industrial practice into account, according to Godinot, the cokeless cupola has the advantage of a low energy consumption but it incurs extra cost for the raw charging materials.

In the case of base nodular cast iron, the cokeless cupola produces a metal without sulphur and with a cost level similar to the hot blast. In the case of lamellar cast iron, in France, this melting device produces a more expensive metal than coke cupolas.

Today, for this type of production in France the limit between cupola and induction is 10 t/h (lamellar cast iron) and probably more in the case of nodular cast iron (the cupola is less expensive for 20 t/h).

These calculations have been made for an automotive type mass production. For other applications, they need to be slightly modified. At least it is possible to say the relative order depends on the local conditions, especially energy costs which depend strongly on the country of application.

## **10.2 Annex 2 Dust control equipment at a large-scale automotive foundry**

Dust emission monitoring data were provided by a Swedish large-scale automotive foundry. The foundry uses a continuous particulate emission monitoring system on 17 bag filter exhausts. Data were plotted on a graph for various time ranges and for 4 measurement points as shown in Figure 10.3, Figure 10.4 and Figure 10.5. The figures show a continuous dust level well below 1 mg/Nm<sup>3</sup> for sand preparation and shot blasting. A 24h-average of 1.3 – 1.6 mg/Nm<sup>3</sup> was obtained for the sand transport.

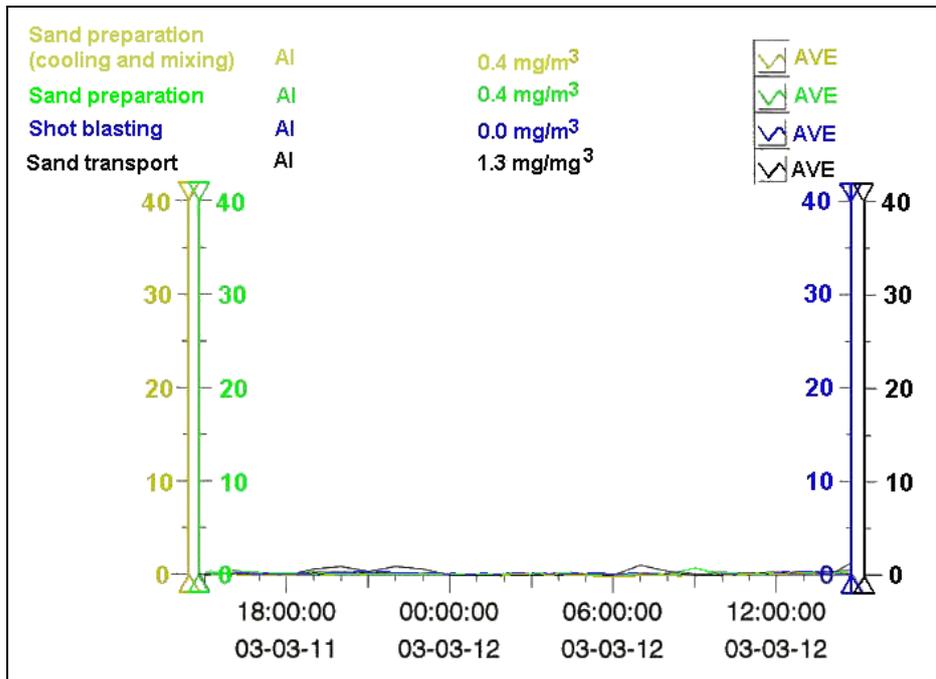


Figure 10.3: Monitoring data for dust emissions from 4 locations in the sand plant (24 hours continuous monitoring)

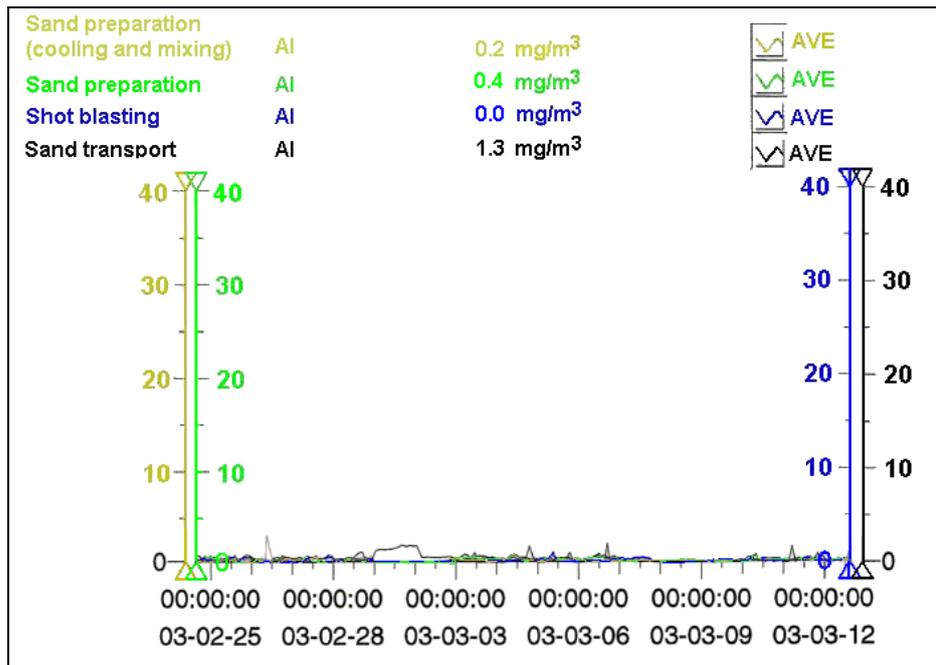
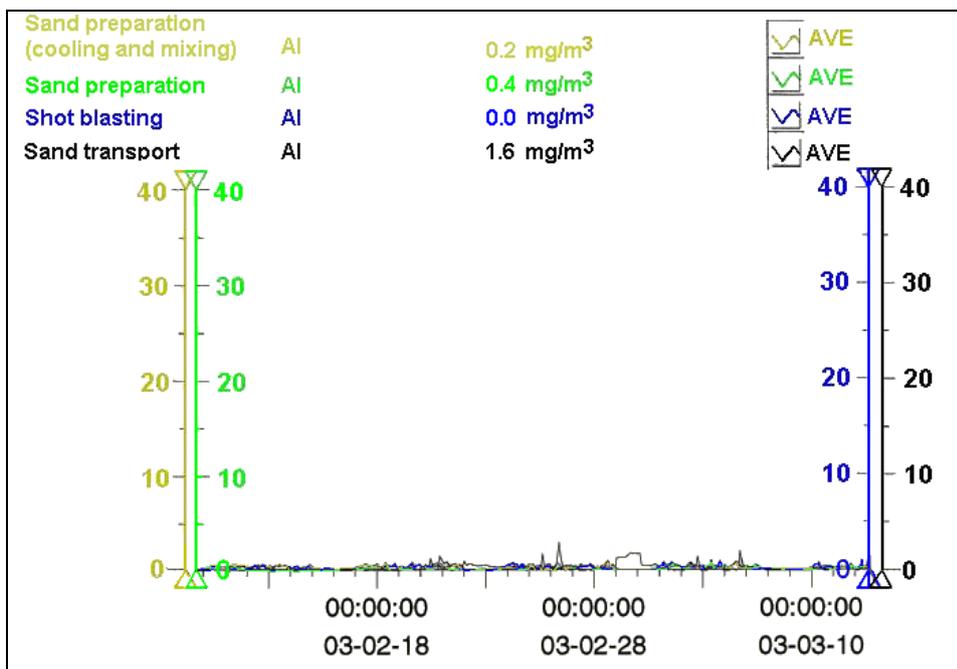


Figure 10.4: Monitoring data for dust emissions from 4 locations in the sand plant (2 weeks continuous monitoring)



**Figure 10.5: Monitoring data for dust emissions from 4 locations in the sand plant (30 days continuous monitoring)**

This example plant has a permitted emission limit value for dust of 10 mg/Nm<sup>3</sup>. The monitoring system has an alarm limit of 5 mg/Nm<sup>3</sup>. If this limit is passed, the filter is checked and tested with fluorescence material. If the measured value passes 10 mg/Nm<sup>3</sup>, the production and filter are stopped. Calibration of the monitoring equipment is performed twice a year by an external contractor.

The service and maintenance instructions are as follows:

- daily
  - pressure drop check
  - visual check
  - magnetic valve check
  - condensation water drain
- monthly
  - check tightness
- quarterly (every 3 months)
  - control with fluorescence material.