

## **5 Nichteisenmetall-Industrie**

*C. Rohde, F. Cebulla (Fraunhofer ISI)*

### **5.1 Branchenbeschreibung und Auswahl der Prozesse**

#### **5.1.1 Branchenbeschreibung**

Zu den Nichteisenmetallen (NE-Metalle) zählen u. a. Aluminium, Kupfer, Zink, Blei und Edelmetalle, wobei die Produktion von Aluminium, Kupfer und Zink unter den mengenmäßig bedeutenden NE-Metallen die energieintensivsten sind.

Sowohl die Produktion als auch die Forschungs- und Entwicklungsarbeiten der Primärproduktion von Aluminium wurden in den letzten Jahren zunehmend ins Ausland verlagert, während beim Kupfer das Produktionsniveau gehalten und in modernisierte Anlagen investiert wurde. Allerdings können die derzeit existierenden Aluminiumelektrolysen noch über weite Strecken profitabel betrieben werden, da es sich entweder um abgeschriebene Anlagen handelt, oder durch lokale Prozessintegration Flexibilität für die Weiterverarbeitung durch kurze Transportwege ermöglicht wird. In Deutschland sind zurzeit noch eine Primärkupfer- und drei Primäraluminiumhütten in Betrieb. Aufgrund des hohen Anteils der Stromkosten für die Elektrolyse an den gesamten Produktionskosten hat die Aluminiumindustrie selbst ein großes Interesse an der Senkung des Stromverbrauchs. Daher wurde von unternehmerischer Seite bereits in bedeutendem Umfang in die Forschung und Entwicklung von Maßnahmen der Energieeffizienz investiert.

Aluminium ist ein relativ neuer Werkstoff, dessen Verbrauch insbesondere seit den 1970er Jahren zugenommen hat. Die Herstellung von Aluminium ist sehr energieintensiv. 40 % der Herstellungskosten entfällt auf den Energieverbrauch (Jochem, Schön 2004). Daher wird die Produktion von Hüttenaluminium häufig in Standortnähe zu Wasserkraft- und Kernkraftwerken betrieben. Aufgrund des europäischen Binnenmarktes für Strom ist eine direkte Zuordnung zu den einzelnen Erzeugungsarten in der Regel nicht möglich. Ein weiterer Zubau von Kapazitäten für die Aluminiumproduktion in Deutschland ist aufgrund der Energieversorgungsstruktur nicht wahrscheinlich.

In Deutschland wird seit den 1970er Jahren kein Bauxit mehr abgebaut; für die Produktion von Primäraluminium muss es importiert werden. Weiterhin decken weder die Produktion von Tonerde in Deutschland noch die Produktion von Aluminium den landeseigenen Bedarf. Sowohl Rohstoffe, als auch Vorstoffe und Aluminium selbst werden in Deutschland netto importiert.

Aluminium wird zu großen Teilen im Transportsektor und hier vor allem im Automobilsektor verwendet. Weitere Abnehmer sind das Bauwesen, der Maschinenbau und der Verpackungssektor.

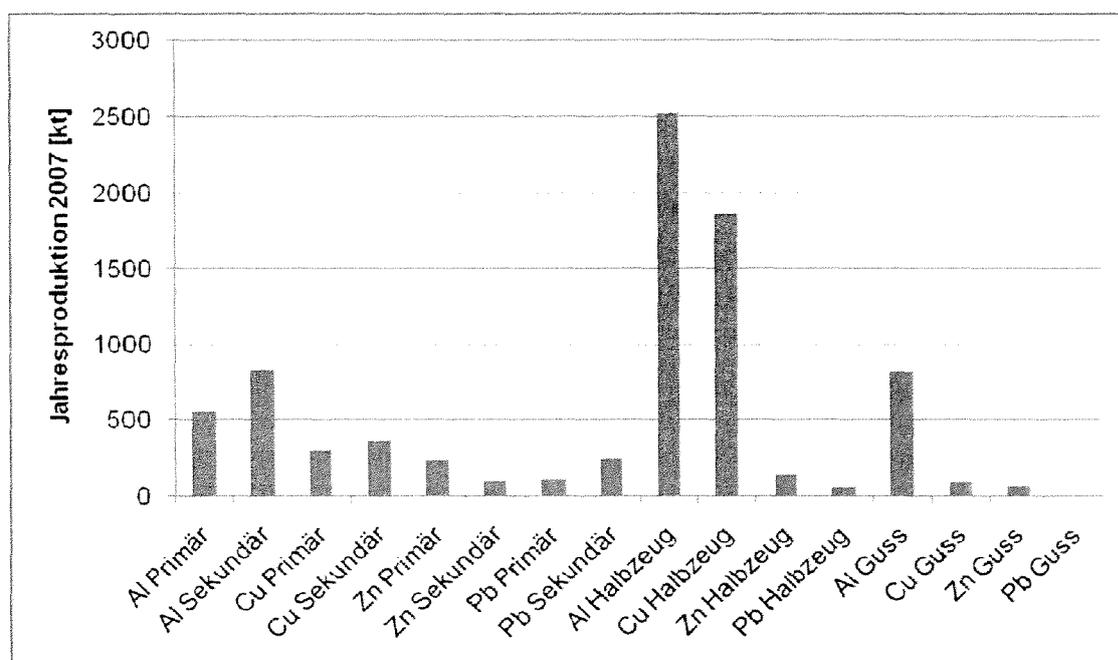
Tabelle 5-1 zeigt die Produktion von NE-Metallen in Deutschland im Jahr 2007. Abbildung 5-1 fächert die Produktion nach Primär- und Sekundärerzeugung auf, sowie die erste Verarbeitungsstufe (Halbzeugwerke) und den NE-Metallguss. Abbildung 5-2 zeigt die Entwicklung der Produktion des energieintensivsten NE-Metalls Aluminium aufgliedert nach Primär-(Hütten-) und Sekundär-Aluminium in Deutschland im zeitlichen Verlauf.

Tabelle 5-1: Produktion der mengenmäßig wichtigsten NE-Metalle in Deutschland, 2007

	Produktion in 1.000 Tonnen
Primäraluminium	551
Sekundäraluminium	836
Kupfer	666
Zink	335
Blei	355

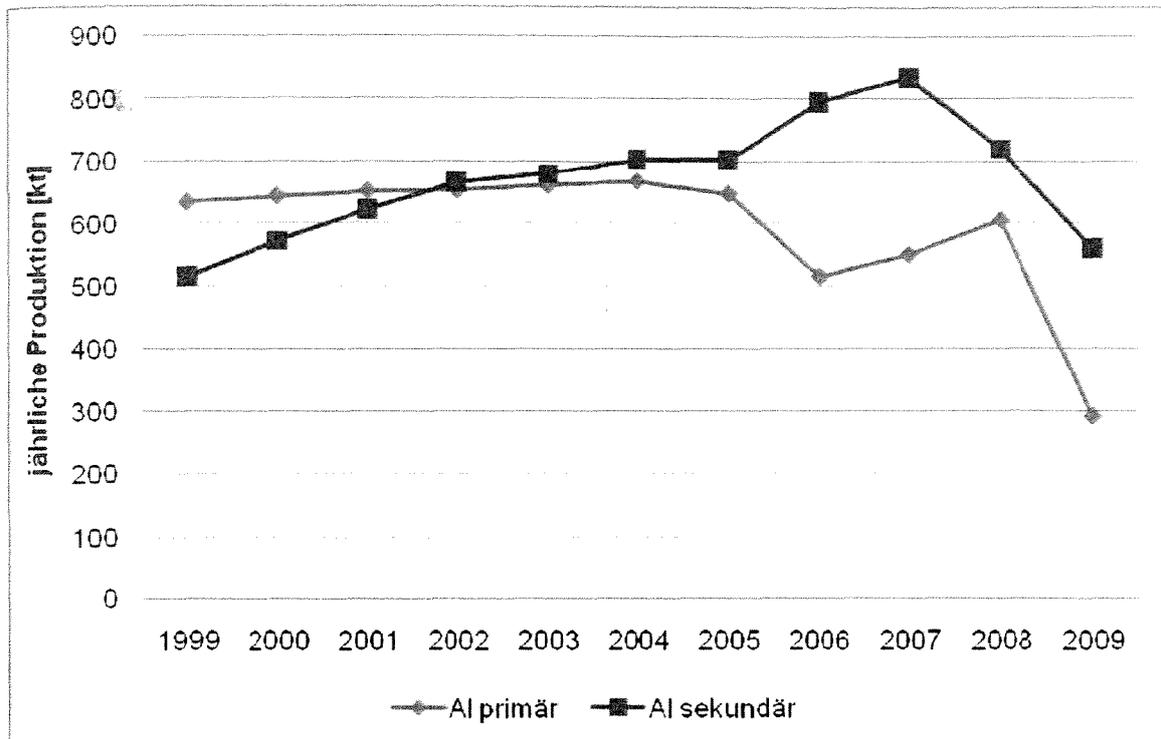
Quelle: WVM 2009

Abbildung 5-1: Produktion von primären und sekundären NE-Metallen sowie Produkten der ersten Verarbeitungsstufe und NE-Metallguss, 2007



Quelle: WVM 2009

Abbildung 5-2: Produktion von Hütten- und Sekundäraluminium (in t) in Deutschland



Quelle: World Bureau of Metal Statistics 2009

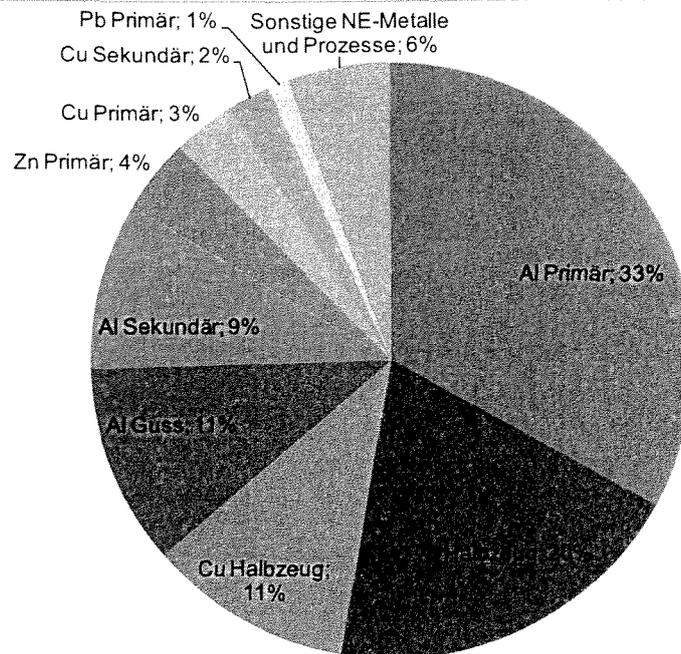
### 5.1.2 Auswahl der Prozesse

Im Rahmen dieses Vorhabens werden folgende Prozesse untersucht:

- Erzeugung von Primäraluminium
- Produktion von Sekundäraluminium
- Kupfer
- Zink
- Nachgelagerte Prozesse: erste Verarbeitungsstufe der NE-Metalle (Aluminium- und Kupferhalbzeuge) sowie NE-Metallguss (Aluminiumguss).

Die Auswahl dieser Prozesse beruht auf ihrem Anteil am gesamten Energieeinsatz der NE-Metallbranche (definiert als 27.4 + 27.53/27.54 nach der NACE Rev1/WZ2003 bzw. als 24.4 + 24.53/24.54 nach der NACE Rev2/WZ2008, siehe hierzu auch Abschnitt 5.2.11). Hieraus ergibt sich, dass mit der Summe der 15 Produktgruppen knapp 98 % des Energieeinsatzes der Branche erklärt wird, und dass mit den ersten neun Prozessen bereits knapp 95 % abgebildet werden (Abbildung 5-3).

Abbildung 5-3: Prozentualer Anteil des (End-)Energieeinsatzes für einzelne Produktgruppen der NE-Metallbranche (einschließlich erster Weiterverarbeitung und NE-Gießereien) 2007



Quelle: eigene Berechnungen basierend auf Destatis 2008, WVM 2008, AG Energiebilanz

## 5.2 Analyse der Prozesse

### 5.2.1 Primäraluminium

**Gewinnung von Bauxit:** Der Abbau von Bauxit findet fast ausschließlich im Tagebau statt. Bauxitfördernde Länder sind Brasilien, Jamaica, Australien und Guinea. In Deutschland wird seit 1976 kein Bauxit mehr abgebaut. Trotz der Tatsache, dass Förderstätten und Weiterverarbeitungsbetriebe geographisch oft sehr weit auseinander liegen, ist der Anteil des Transports und des bergbaulichen Prozesses als vergleichsweise gering einzustufen. (Krone 2000) beziffert den endenergetischen Anteil mit rund 10 GJ/t (18 %), (Quinkertz 2002) gar nur mit 2,5 %.

**Vorbereitung der Hilfstoffe:** Zur Herstellung von Aluminiumoxid, dem Ausgangsstoff für Aluminium, werden Branntkalk und Natronlauge benötigt. Branntkalk wiederum wird aus Kalkstein im Bergbau gebrochen, anschließend getrocknet und gemahlen. In einem Drehrohfen wird der Kalk zu Branntkalk gebrannt. Für die Herstellung von einer Tonne Kalk werden etwa 1,9 Tonnen Kalkstein benötigt, da im Verlauf der Herstellung Kohlendioxid und Wasser ausgetrieben werden. Natronlauge wird meistens aus Natri-

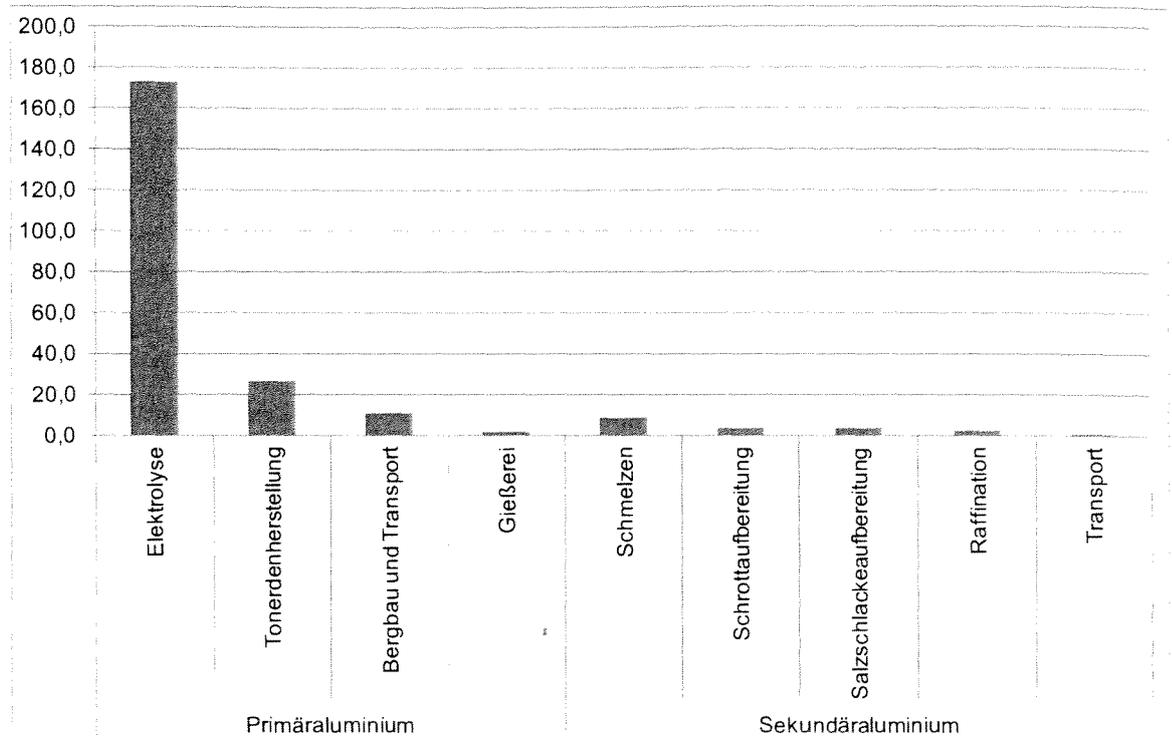
umchlorid (Steinsalz) hergestellt. Je Tonne Natronlauge (50%ig) werden etwa 300 kg Steinsalz benötigt.

**Gewinnung von Tonerde:** Zur Herstellung von einer Tonne Tonerde (Aluminiumoxid) werden etwa 2,1 Tonnen Bauxit, 0,12 Tonnen Natronlauge und 0,082 Tonnen Kalk benötigt (Jochem, Schön 2004). Das Bauxiterz wird gewaschen, zermahlen und mit Natronlauge versetzt. Bei Temperaturen von bis zu 270 °C und Drücken von bis zu 40 bar wird diese Mischung in beheizbaren Druckbehältern (sog. Autoklaven) verrührt. Während dieses Prozesses löst sich das Aluminiumoxid in der Natronlauge unter Bildung von Natriumaluminat. Da das Bauxit sich nicht vollständig in der Natronlauge löst, bleibt ein sog. Rotschlamm übrig, der neben Bauxitrückständen auch Eisen- und Siliziumoxide und Wasser enthält. Während der Rotschlamm auf den Grund des Behälters sinkt und dort abgezogen wird, schwimmt die Natriumaluminatenlösung obenauf. Sie wird verdünnt und auf etwa 100 °C abgekühlt. In einem Rührbehälter wird Aluminiumhydroxid abgeschieden. In Drehrohröfen und in Wirbelschichtöfen wird es bei 1000 bis 1.300 °C kalziniert, wobei das chemische gebundene Wasser entfernt wird. Nach der Kalzination liegt fast reines Aluminiumoxid als weißes Pulver vor.

**Schmelzflusselektrolyse:** In der Schmelzflusselektrolyse wird aus dem Aluminiumoxid reines Aluminium hergestellt. Das weit verbreitetste Verfahren ist das von Hall-Heroult in dem Aluminiumoxid (Tonerde) in eine Kryolithschmelze aufgetrennt wird. Je Tonne Aluminium werden etwas zwei Tonnen Tonerde benötigt. Kryolith wird benötigt, um die hohe Schmelztemperatur von Aluminiumoxid von 2.045 °C auf 950 °C herabzusetzen. Zwischen Anode und Kathode liegt eine Gleichspannung, wodurch sich Aluminium an der Kathode und Sauerstoff an der Anode sammelt. Durch die Reaktion von Sauerstoff mit der Kohlenstoffanode bildet sich CO<sub>2</sub>, wobei die Anode verbraucht wird. Etwa 25 % der für Schmelzflusselektrolyse benötigten Energie wird durch den Verbrauch der Anoden bereits gedeckt.

Der Primärenergiebedarf für die Produktion von Hüttenaluminium beträgt etwa 212 GJ<sub>Prim</sub>/t Aluminium (Jochem, Schön 2004), wobei etwa 82 % auf die Elektrolyse entfallen (siehe Abbildung 5-4). Seit den 1950er Jahren konnte der Stromverbrauch je Tonne Hüttenaluminium um 7.500 kWh auf 13.500 kWh (Direct Current DC) reduziert werden (Jochem, Schön 2004). Die Reduzierung des Strombedarfs wurde durch größere Zellen und höhere Stromstärken sowie durch Verbesserungen am Zellendesign, Badzusammensetzung und Einspeisesystem erreicht. Nach Untersuchungen zum Benchmarking im Rahmen der Zuteilung von CO<sub>2</sub>-Zertifikaten erreichen die besten Anlagen in Europa heute 14.000 kWh<sub>el</sub>/t (Alternating Current AC; entspricht etwa 13.000 kWh<sub>el</sub>/t DC). Nach Gielen 2007 liegt der theoretische Minimalbedarf bei 6.400 kWh<sub>el</sub>/Tonne Aluminium.

Abbildung 5-4: Primärenergieeinsatz zur Herstellung von Primäraluminium in GJ/t Aluminium (oben) und Primärenergieeinsatz zur Herstellung von Sekundäraluminium in GJ/t Aluminium (unten)



Quelle: Jochem, Schön 2004

## 5.2.2 Sekundäraluminium

**Aufbereitung des Schrotts:** Ausgangsbasis für die Erzeugung von Sekundäraluminium ist Aluminiumschrott. Zu unterscheiden sind bei der Aufbereitung Alt- und Neuschrotte. Neuschrotte sind Abfälle welche direkt in der Produktion anfallen und daher in ihrer Qualität klar definiert sind und in der Regel keine signifikanten Verschmutzungen aufweisen. Anders ist die Situation bei Altschrotten, die aus Entsorgungsprozessen stammen. Da diese meist in Verbindung mit anderen Stoffen vorkommen, muss der Aluminiumanteil aus dem Schrott gewonnen werden. In einem ersten Schritt wird daher der mit Aluminium behaftete Schrott zerkleinert (geschreddert) und anschließend werden die einzelnen Materialien in einer Sink-Schwimm-Aufbereitung von einander getrennt.

**Schmelzen:** Je nach der Qualität des Schrottes werden unterschiedliche Schmelzverfahren verwendet. Prinzipiell stehen drei Schmelzverfahren zur Verfügung (Jochem, Schön 2004): In salzbetriebenden (1) Drehtrommelöfen werden häufig Altschrotte mit hohen Verunreinigungsanteilen für die Herstellung von Gusslegierungen aufgeschmolzen. Salzlos betriebene (2) Herdöfen werden für die Herstellung von Knetlegierungen

bevorzugt. Vereinzelt werden in Gießereien (3) Induktionsöfen für fast oxidfreie Schrotte verwendet.

**Aufbereitung der Salzschlacke:** Der Verunreinigungsgrad des Schrottes bestimmt die einzubringende Menge an Schmelzsalz. So fallen je nach Verunreinigungsgrad 300 bis 500 kg Salzschlacke je Tonne Aluminium an. Neben dem Salz enthält die Schlacke auch unlösliche Bestandteile wie Oxide und Chloride und geringe Anteile an Aluminium. Die Chloride der Schlacke sind wasserlöslich; und bei Kontakt mit Wasser kann es zur Bildung von teils explosiven Gasen kommen. Aufgrund ökologischer Bedenken wird in Deutschland die bei der Sekundäraluminiumproduktion anfallende Salzschlacke aufbereitet. In einer trockenen Aufbereitung wird das metallische Aluminium zurückgewonnen. In einer weiteren nassen Aufbereitung wird der verbleibende Teil der Schlacke gelaugt und so der Kaliumchlorid-Teil oder das gesamte Salz zurückgewonnen.

Der Primärenergiebedarf für die Herstellung einer Tonne Sekundäraluminium beträgt etwa 18 GJ/t Aluminium (Abbildung 5-4 unten). Davon entfallen etwa 47 % auf den Schmelzprozess und jeweils weitere 18 % auf die Schrottvorbereitung und Salzschlackeaufbereitung sowie 6 % auf den Transport des Schrotts<sup>49</sup>.

### 5.2.3 Gießen und Umformen

Neben der Herstellung von Primär- und Sekundärmetallen geht ein bedeutender Anteil des Energieverbrauchs auf die Weiterverarbeitung der Primärblöcke zurück. Um Formbarkeit zu erlangen, müssen die Primärblöcke in Walz- und Presswerken wieder erwärmt oder geschmolzen werden. Dies geschieht entweder in fossil befeuerten oder strombetriebenen Öfen. Der Energieverbrauch zwischen derzeitigen „Best practice“-Öfen und älteren Modellen, die sich noch häufig im Betrieb befinden, unterscheidet sich dabei erheblich. Auch völlig neue Verfahren, wie der Einsatz von Hochtemperatursupraleitung zur Anwendung in Magnetöfen (siehe auch 5.3.5.3), können in Zukunft noch eine deutliche Reduktion des Energieverbrauchs mit sich bringen, bis nah an die Grenze des theoretisch möglichen, welche über die spezifische Enthalpie der zu schmelzenden Metalle gegeben ist.

### 5.2.4 Aluminiumbearbeitung

Das Produkt der Schmelzflusselektrolyse ist flüssiges Hüttenaluminium mit einer Reinheit von etwa 99,5 bis 99,9 % Aluminium. Wenn nicht eine besondere Festigkeit gefor-

---

<sup>49</sup> Statistisch gesehen sind Schlackeaufbereitung und Schrotttransport jedoch nicht Teil des Energieeinsatzes der NE-Metallbranche.

dert ist, kann dieses Reinaluminium direkt weiterverarbeitet werden. Durch Stranggusspressen kann es zu Folien oder Dünnband für die Verpackungsindustrie gewalzt werden. Durch die Zugabe von Legierungselementen können die Festigkeitseigenschaften von Aluminium verbessert werden. Man unterscheidet zwischen Guss- und Knetlegierungen. Bei Gusslegierungen stehen Formfüllungsvermögen und Vergießbarkeit im Vordergrund, bei Knetlegierungen die plastische Verformbarkeit. Aluminium findet weiterhin Verwendung in der Entwicklung neuer Materialien. Darunter zählen Aluminium-Verbundwerkstoffe, pulvermetallurgisch hergestellte dispersionshärtende Aluminiumwerkstoffe, Aluminium-Lithium-Legierungen sowie Schaumaluminium.

### 5.2.5 Primärkupfererzeugung aus sulfidischen Erzen

Für die Herstellung von einer Tonne Primärkupfer aus sulfidischen Erzen benötigt man etwa 100 GJ, wobei 70 GJ für Bergbau, Mahlung und Flotation, 20 GJ für Transport und Schmelzprozesse und 10 GJ für die Elektrolytische Reinigung aufgewendet werden (Winnacker Küchler 2006).

Etwa 80 % des Primärkupfers wird aus sulfidischen Erzen erzeugt (Winnacker Küchler 2006). Kupfererz wird am Ort des Abbaus gemahlen und über einen Floating-Prozess zu Kupferkonzentrat mit einem Kupferhalt von 25 bis 35 % angereichert. In zwei weiteren Anreicherungsstufen wird das Kupferkonzentrat zunächst bei 1.200 °C zu Kupferstein (63 bis 65 % Kupfergehalt) und anschließend in einem Konverter zu Blister (98 % Kupfergehalt) verarbeitet.

Der Raffinationsprozess, also die Umwandlung von Blister zu reinem Kupfer erfolgt über eine schmelzmetallurgische Raffination, eine elektrolytische Raffination und anschließendem Umschmelzen und Gießen.

Die erste Anreicherungsstufe kann nach zwei unterschiedlichen Prozessen erfolgen. Zum einen gibt es traditionelle Badschmelzverfahren. Das Konzentrat wird auf Röstöfen vorbehandelt, in dem ein Teil des im Konzentrat gebundenen Schwefels zu  $\text{SO}_2$  oxidiert. Anschließend wird das heiße Röstgut mit Zuschlagstoffen (u. a. Sand) in die Flammöfen gegeben und dort aufgeschmolzen. Die beiden entstehenden Phasen, Eisensilicatschlacke und Kupferstein, mischen sich nicht; sie können getrennt abgestochen werden. Zum anderen gibt es autogene Schmelzverfahren, die Röst- und Schmelzprozess vereinen. Die Hälfte des weltweit erzeugten Primärkupfers wird nach diesem Verfahren (Qutokumpu-Prozess) gewonnen. Autogene Schmelzprozesse haben gegenüber Badschmelzverfahren einen geringeren Energieverbrauch.

Die zweite Anreicherungsstufe ist die Umwandlung von Kupferstein zu Blister im Konverter. Dieser Prozess teilt sich in zwei Unterprozesse auf. Zunächst erfolgt das Schlackeblasen, also die Oxidation des gebundenen Eisens und Schwefels zu Eisensilicat und  $\text{SO}_2$ . Aus Kupferstein wird Spurstein mit einem Kupfergehalt von 75 bis 77 %. Im zweiten Schritt erfolgt das Kupferblasen. Spurstein ( $\text{CuS}$ ) wird zu Blisterkupfer mit einem Kupfergehalt von 98 bis 99 % und Schwefeldioxid ( $\text{SO}_2$ ). Beide Reaktionen verlaufen exotherm. Der verbreitetste Prozess ist der Peirce-Smith-Konverter, der etwa 80 % des weltweit erzeugten Kupfers liefert. Eine Weiterentwicklung dieses Konverters ist der sog. Hoboken-Konverter. Eine Neuentwicklung ist der Outokumpu-Ofen, auch Flash-Konverter genannt. Der Vorteil dieses Prozesses liegt in der Entkopplung von Schmelzaggregat und Konverter. Er verursacht nur relativ geringe Emissionen.

### 5.2.6 Primärkupfererzeugung aus oxidischen Erzen

Etwa 20 % der weltweiten Primärkupfererzeugung erfolgt aus oxidischen Erzen (Winnacker, Küchler 2006). Da sie zu den kupferarmen Erzen zählen, und daher nicht über Flotation angereichert werden können, werden sie einem Laugungsverfahren unterzogen. Die Laugungsverfahren befinden sich direkt an den Minen und können hochwertige Kupferkathoden zu relativ niedrigen Kosten herstellen.

### 5.2.7 Sekundärkupfererzeugung

Im Vergleich zur Primärkupfererzeugung aus sulfidischen Erzen wird für die Sekundärkupfererzeugung nur 10 bis 30 % des Energiebedarfs, also 10 bis 30 GJ/t Sekundärkupfer benötigt (Winnacker, Küchler 2006).

Seit dem Beginn seiner Erzeugung wird Kupfer auch durch Recycling zurückgewonnen. In Deutschland werden etwa 40 % des benötigten Kupfers durch Recycling gewonnen. Die eigentliche Recyclingquote liegt bei 80 %, wobei der limitierende Faktor nicht die Technologie sondern die Sammelquote ist. Erschwerend kommt hinzu, dass das Kupfer aus Verbundmaterialien zunächst extrahiert werden muss. Man unterscheidet folgende Gruppen: Kupferschrotte mit hoher Reinheit, Altkupfer mit einer Reinheit von über 90 %, Verbundmaterialien, Rückstände aus Galvanikschlämmen, Katalysatoren oder Stäuben. Je nach Schrottqualität erfolgt ein unterschiedliches Recycling.

Ein relativ neues Recyclingverfahren ist der kombinierte Schmelz- und Konverterprozess in einem speziellen Isa-Ofen (sog. KRS), in dem Galvanikschlämme, Katalysatoren, Stäube und andere Rückstände zu Schlacke und Schwarzkupfer aufgeschmolzen werden.

## 5.2.8 Kupferbearbeitung

Die Verarbeitung von Kupfer ist vielseitig: Gießen, Ziehen, Pressen, Stanzen. Zudem kann Kupfer gelötet und geschweißt werden. Haupteinsatzgebiete sind das Bauwesen (Rohre, Leitungen, Installationstechnik, Leitmaterial) sowie die Elektrotechnik (Leitmaterial).

Vorgeschaltet findet in der Regel ein Gussprozess statt. Je nach Anwendungszweck werden dabei verschiedene Gießverfahren eingesetzt, insbesondere Form- und Stranggussverfahren. Aufgrund seiner guten plastischen Verformbarkeit spielen spanlose Verfahren bei der Weiterverarbeitung eine Hauptrolle, besonders bei der mengenmäßig bedeutsamen Herstellung von Kabeln und Rohren. Kupfer wird häufig als Legierung mit hohen Anteilen anderer NE-Metalle (Zink, Nickel, Zinn) eingesetzt.

## 5.2.9 Primärzinkherstellung im Gebläseschachtöfen

Hauptquelle für die Darstellung reinen Zinks sind sulfidische Erze. Diese müssen in einem ersten Bearbeitungsschritt oxidiert werden, als Nebenprodukt fällt dabei Schwefeldioxid an, das zu Schwefelsäure weiterverarbeitet wird.

Das Zinkoxid kann anschließend thermisch („trocken“) oder galvanisch („nass“) reduziert werden. Die thermische Reduktion findet in Gebläseschachtöfen statt. Dort wird das Zinkoxid unter Zugabe von Kohle bei Temperaturen von mehr als 1.000 °C reduziert, als Nebenprodukt fällt Kohlenmonoxid an. Das Zink liegt in der gasförmigen Phase vor und wird durch Eindüsen von Blei auskondensiert. Das entstehende Rohzink muss dann von durch Destillation von Störstoffen gereinigt werden.

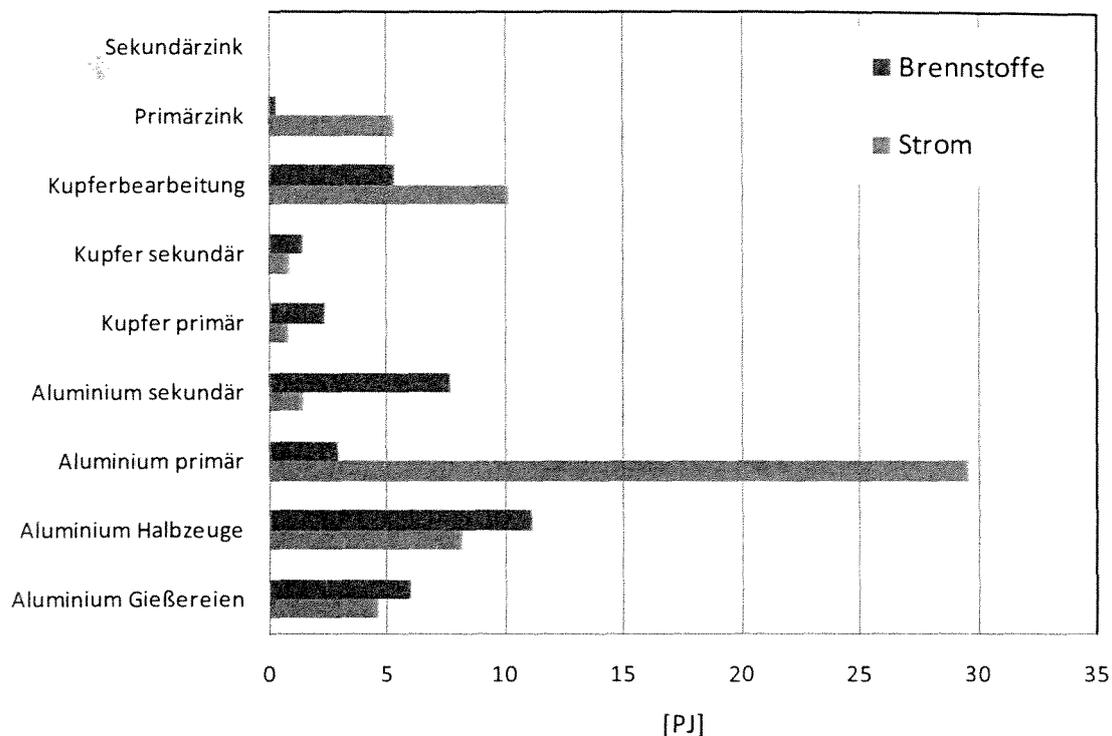
## 5.2.10 Primärzinkherstellung durch Zink-Galvanisierung

Wie bei der trockenen Darstellung von Zink wird das Erz durch Rösten oxidiert. Das entstehende Oxid wird in Schwefelsäure gelöst. Die Lösung wird dann elektrolytisch unter Einsatz von Bleianoden und Aluminiumkathoden behandelt, wobei hochreines Zink abgeschieden wird.

## 5.2.11 Zusammenfassung: THG-Emissionen und Energieverbrauch

Abbildung 5-5 zeigt die Aufteilung des (End-)Energieeinsatzes für einzelne Produktgruppen der NE-Metallbranche. Dies beinhaltet auch die erste Weiterverarbeitungsstufe und sowie die NE-Gießereien für das Jahr 2007 (siehe hierzu auch Abbildung 5-3).

Abbildung 5-5: Strom- und Brennstoffverbrauch der betrachteten Prozesse im Jahr 2007



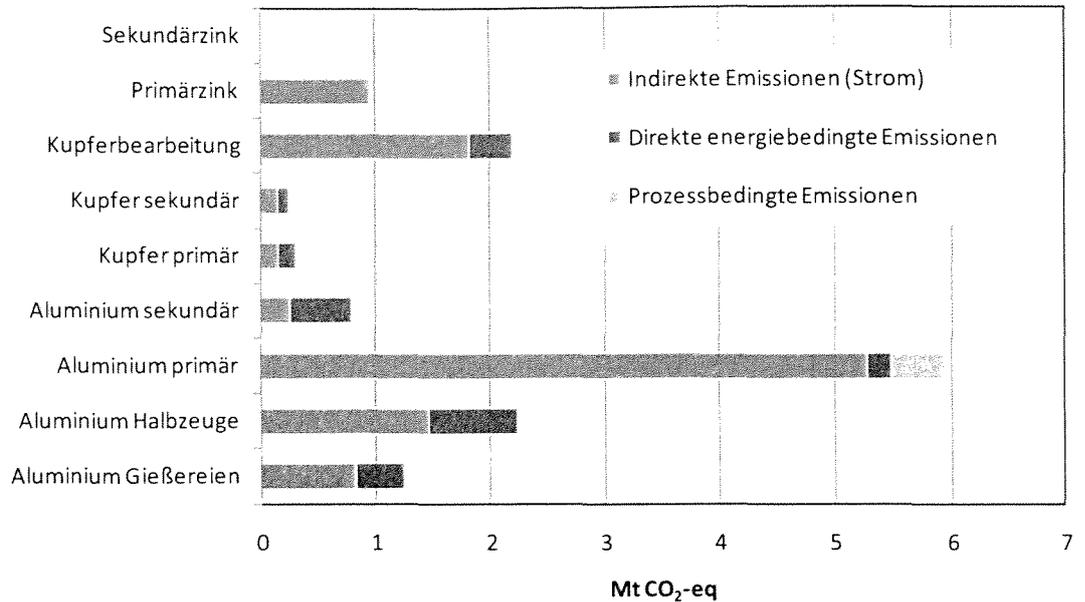
Quelle: Modellrechnungen Fraunhofer ISI basierend auf den in Kapitel 5.2 genannten Datenquellen und Annahmen

Den größten Anteil stellt nach wie vor Primäraluminium dar. Dahinter folgen bereits die ersten Verarbeitungsstufen für Aluminium und Kupfer, sowie die Aluminiumgießereien. Die Anteile dieser Gruppen nehmen tendenziell zu. Danach erst kommt weitere Metall-erzeugung wie Sekundäraluminium (mit ebenfalls zunehmendem Anteil), sowie Primär-/Sekundärkupfer und Primärzink (mit eher stabilen oder abnehmenden Anteilen).

Der spezifische Energieeinsatz der verschiedenen Produktgruppen schwankt sehr stark zwischen 1 bis knapp 60 GJ/t, wobei primärenergetisch die Spreizung auf Grund des stromintensiven Aluminiums noch sehr viel größer ist.

Bei den Treibhausgasemissionen ist entsprechend dem Energieverbrauch die Primäraluminiumerzeugung dominant. Zu den hohen Emissionswerten aus dem Stromverbrauch kommen hier noch prozessbedingte Emissionen aus dem Kathodenverbrauch bei der Elektrolyse. Daneben sind die weiterverarbeitenden Prozesse im Kupfer und Aluminiumbereich von Bedeutung, bei denen ein hoher Stromeinsatz vorherrscht. Die Sekundäraluminiumerzeugung ist auf Grund ihres hohen Brennstoffeinsatzes von geringerer Bedeutung als im Endenergieeinsatz.

Abbildung 5-6: Treibhausgasemissionen der betrachteten Prozesse im Jahr 2007



Quelle: Modellrechnungen Fraunhofer ISI basierend auf den in Kapitel 5.2 genannten Datenquellen und Annahmen

Tabelle 5-2: Stromverbrauch, Wärmeverbrauch und Treibhausgasemissionen der ausgewählten Prozesse im Jahr 2007

Prozess	Energieverbrauch [PJ]		Treibhausgasemissionen [Mt CO <sub>2</sub> eq]		
	Strom	Brennstoffe	Prozessbedingte Emissionen	Indirekte Emissionen (Strom)	Direkte energiebedingte Emissionen
Aluminium Gießereien	4,64	5,96	-	0,83	0,42
Aluminium Halbzeuge	8,17	11,09	-	1,46	0,78
Aluminium primär	29,56	2,87	0,46	5,29	0,20
Aluminium sekundär	1,43	7,72	-	0,26	0,54
Kupfer primär	0,83	2,37	-	0,15	0,17
Kupfer sekundär	0,85	1,46	-	0,15	0,10
Kupferbearbeitung	10,15	5,37	-	1,82	0,38
Primärzink	5,31	0,33	-	0,95	0,02
Sekundärzink	0,05	0,09	-	0,01	0,01

Quelle: Modellrechnungen Fraunhofer ISI basierend auf den in Kapitel basierend auf den in Kapitel 5.2 genannten genannten Datenquellen und Annahmen

## 5.3 Analyse der Einsparoptionen

Aufgeführt sind hier die prozessspezifischen Einsparoptionen sowie die Einsparoptionen, die für die NE-Metallindustrie einen Querschnittscharakter aufweisen.

### 5.3.1 Erzeugung von Primäraluminium

#### 5.3.1.1 Inerte Anoden

Große Hoffnungen werden in die Entwicklung der sogenannten Inerten Anode gesteckt, an der seit den 1970er Jahren intensiv geforscht wird. Im Vergleich zu den üblichen Anoden aus Kohlenstoff welche während des Elektrolysevorgangs verbraucht werden, sind Inerte Anoden dauerhaltbarer (inert zum Elektrolyt) und bestehen meist aus Werkstoffen wie Keramik, Cermet<sup>50</sup> oder Metallen. Man geht davon aus, dass die Lebensdauer um den Faktor 25 bis 30 größer ist (Kvande, Haupin 2001). Bei einer üblichen Lebensdauer einer Kohlenstoffanode von ungefähr einem Monat ergibt dies für Inerte Anoden einen Wert von rund zwei Jahren. Im vorgelagerten Prozessschritt der Herstellung der Anoden wird so Energie eingespart und der Ausstoß von Treibhausgasen wie Kohlenstoffdioxid (CO<sub>2</sub>), Kohlenstoffmonoxid (CO), Tetrafluorethan (CF<sub>4</sub>) und Hexafluorethan (C<sub>2</sub>F<sub>6</sub>) verringert. Das Finden eines geeigneten Werkstoffes und die Verminderung des thermischen Verlustes stellen zurzeit die größten Herausforderungen für die Wissenschaft dar.

Anders als bei der Söderbergelektrolysezellen, müssen bei Prebake-Zellen, wie sie sich heute weltweit zu 68 % in Anwendung finden (Vgl. Quinkertz 2002), die Anoden in einem vorgelagerten Prozessschritt hergestellt werden. Dies erfolgt in den Schritten Mischen der Anodenmasse, Formen der Anodenkörper und Brennen der Anoden. Die Ausgangsstoffe sind Petrolkoks, Anodenresten und Steinkohlenteerpech.

Der Vorteil einer Inerten Anode besteht in ihrer größeren Haltbarkeit. Um die gewünschte Trennung des Aluminiums vom Aluminiumoxid zu gewährleisten, sollte der Werkstoff der Inerten Anode folgende Eigenschaften erfüllen: (McMinn, Nora 2004), (Sadoway 2001):

- Hohe elektrische Leitfähigkeit
- Elektrochemische Stabilität
- Mechanische Stabilität und resistent gegen Temperaturschock
- Resistenz gegen Sauerstoff
- Resistenz gegen den Elektrolyten (z. B. Kryolith).

---

<sup>50</sup> Cermets sind Verbundwerkstoffe aus einer keramischen und metallischen Phase (Sadoway 2001).

Die bereits genannten Gruppen von Werkstoffen – Keramiken, Cermets und Metalle – bieten jeweils Vor- und Nachteile hinsichtlich dieser Anforderungen.

### Energiebedarf

Die Technologie der Inerten Anoden zielt darauf ab insbesondere Energieeinsparungen im Prozessschritt des Formens der Anodenkörper zu erzielen. Zu den Werten des spezifischen Energieeinsatzes zur Herstellung von Kohlenstoffanoden sind in der Literatur und einschlägigen Softwaresystemen unterschiedliche Werte, rund um 1.000 kWh/t<sub>Anode</sub>, zu finden. So gibt Layer (Layer et al. 1999) an, dass zwischen 1.000-1.500 kWh an Brennstoffenergie (bei einem angenommenen  $H_u = 28$  MJ/kg) und 200-250 kWh elektrische Energie für die Produktion einer Tonne Kohlenstoffanode benötigt werden. Kvande (Kvande, Haupin 2001) beziffert den spezifischen Endenergiebedarf mit 900 kWh/t<sub>Anode</sub>, GEMIS 4.6 (Globales Emissions-Modell Integrierter Systeme) beispielsweise mit rund 1.060 kWh/t<sub>Anode</sub>. Unter Annahme einer Elektrolysezelle mit **best available technology** (BAT) nach Worrell (Worrell et al. 2007) (13.600 kWh/t<sub>Aluminium</sub>) ist der Anteil der Anodenproduktion am Endenergieverbrauch der Elektrolyse somit zwischen 7 und 13 % anzusiedeln und beschreibt gleichzeitig das ungefähre Potenzial, abzüglich des Endenergieaufwandes für die Herstellung der Inerten Anoden, für diese Technologie. Benedyk (Benedyk 2001) errechnet für das theoretische Minimum der Inerten Anoden 9.920 kWh/t<sub>Aluminium</sub> und zeigt so ein theoretisches Potenzial von rund 27 % Einsparung (im Vergleich zur BAT) auf. Als realistisches Ziel für den spezifischen endenergetischen Verbrauch für eine Elektrolysezelle mit nachgerüsteten Inerten Anoden wird zurzeit 13.000 kWh/t<sub>Aluminium</sub> angegeben. Als langfristig angestrebter Wert können 11.000 kWh/t<sub>Aluminium</sub> angesehen werden (Benedyk 2001).

Trotz langer intensiver Forschung befindet sich die Technik jedoch immer noch im Forschungs- und Entwicklungsstadium. Vor allem das Finden eines geeigneten Werkstoffes, welcher zum einen die benötigten elektrochemischen und physikalischen Eigenschaften erfüllt und zum anderen ökonomischen Anforderungen entspricht, bereitet noch Probleme (Kvande, Haupin 2001), (Sadoway 2001). Einigkeit besteht jedoch im großen Potenzial der Technik. Es wird in den meisten Studien hervorgehoben, dass bei einer Reduzierung der thermischen Verluste, hohe Energieeinsparungen möglich sind. Als realistisches Ziel werden oft 1.000 kWh/t<sub>Aluminium</sub> genannt (Benedyk 2001). Aktuelle Studien (McMinn, Nora 2004; Kaenel et al. 2006) kommen zu dem Schluss, dass Inerte Anoden kurz vor ihrer Anwendung im industriellen Maßstab stehen. McMinn konstatiert in „Inert anodes for aluminium production“:

„The development of inert anodes has progressed to the point where their use in commercial aluminium production appears to be technically feasible“.

Auch Kaenel (Kaenel et al. 2006) kommt zu dem Ergebnis, dass neue Zelldesigns, besonders in Verbindung mit Benetzbaren Kathoden (vgl. 5.3.1.2), zu Energieeinsparungen und ökonomischen Vorteilen führen.

### 5.3.1.2 Benetzbare Kathoden

Aktuell in der Industrie übliche Kathoden bestehen aus Kohlenstoff, welche vergleichsweise schlecht durch Aluminium benetzt werden. Dies wiederum führt zu elektromagnetischen Kräften und Konvektionsströmungen, welche Verformungen hervorrufen. Deshalb muss ein vergleichsweise großer Anoden-Kathoden-Abstand (ACD) in der Zelle gewahrt werden. Daraus resultieren Spannungsabfälle und der einhergehende hohe Energiebedarf. Durch benetzte Kathoden wird versucht die Interpolardistanz zu verringern um so Energie einzusparen (Banek et al. 1988).

Bei der Suche nach einem Werkstoff, welcher die Eigenschaften der guten elektrischen Leitfähigkeit und Benetzbarkeit erfüllt, erwies sich Titandiborid ( $\text{TiB}_2$ ) als geeignet. Nachteil dieses Werkstoffes sind dessen hohe Kosten von rund 35.000€/t bei einer benötigten Menge von circa 5 t pro Elektrolysezelle. Zudem muss die Beschichtung einen Mindestanteil von 50 % an  $\text{TiB}_2$  aufweisen, um die Kathode gegen Korrosion durch das Elektrolyt zu schützen. In bis dato realisierten Zellen, ausgestattet mit Inerten Anoden (Vgl.5.3.1.1) und Benetzbaren Kathoden, wird ein Endenergieverbrauch von 11.400 DCkWh/t<sub>Aluminium</sub> erreicht (Keniry 2001). Nimmt man einem AC-Energieverbrauch von rund 500 kWh/t<sub>Aluminium</sub> (Kammer 1995) an und vergleicht dann den Endenergieverbrauch einer Elektrolysezelle mit besser Benetzbaren Kathode mit einer BAT Zelle (Worrell et al. 2007) entspricht dies einer Einsparung von rund 13 %.

Wie auch bei den Inerten Anoden wird an benetzbaren Kathoden seit den 1970er Jahren geforscht und die Technologie befindet sich noch immer im Entwicklungsstadium.

### 5.3.1.3 Carbothermischer Prozess

Eine völlig neue und energiesparende Alternative zum Hall-Héroult-Prozess (Aluminiumelektrolyse) könnte der carbothermische Prozess darstellen. Bedeutendster Vorteil des carbothermischen Prozesses wäre die Vermeidung des hohen Stromverbrauchs der Elektrolyse. Nach Aussagen des Internationalen Aluminium-Instituts (IAI) birgt der carbothermische Prozess gegenüber dem heute üblichen Hall-Héroult-Prozess ein Energieeinsparpotenzial von 20 % (International Aluminium Institute 2008). Darüber hinaus wäre das Design der Zelle besser für CCS und Wärmerückgewinnung geeignet. Am carbothermischen Prozess wird seit über 50 Jahren geforscht. Auch er befindet sich noch im Entwicklungsstadium.

#### **5.3.1.4 Bipolare Elektrolysezellen**

Der Einsatz von Inerten Anoden und benetzbaren Kathoden zusammen mit der Verwendung bipolarer Zellen könnte den Energieverbrauch der Elektrolyse um 20 bis 25 % senken. Darüber hinaus entfielen jegliche prozessbedingte Emissionen der Treibhausgase CO<sub>2</sub> und PFC sowie der Energieaufwand zur Anodenproduktion (Martin, Worrell, Elliott et al. 2000).

### **5.3.2 Produktion von gewalzten Aluminiumhalbzeugen**

#### **5.3.2.1 Modernisierung Stoßöfen**

Vor dem Walzen von gegossenen Aluminiumbarren müssen diese einer Wärmebehandlung unterzogen werden. Die hierzu eingesetzten Tieföfen können durch eine Umstellung auf direkte Feuerung und den Einsatz moderner Brenner und Steuerungstechniken kann der spezifische Erdgaseinsatz signifikant gesenkt werden (Kirchartz 2009; Kuhn, Thielen 2003).

#### **5.3.2.2 Ersatz von Tieföfen durch Stoßöfen**

Stoßöfen weisen auf Grund ihrer baulichen Ausgestaltung einen geringeren spezifischen Energiebedarf als Tieföfen auf. Während es sich bei den Tieföfen um einen diskontinuierlichen, indirekten Wärmebehandlungsprozess handelt, arbeiten Stoßöfen direkt und kontinuierlich. Daher können die im auftretenden Wärmeverluste deutlich reduziert werden (Kirchartz 2009; Kuhn, Thielen 2003).

#### **5.3.2.3 Optimierter Betrieb**

Durch einen optimierten Betrieb der gesamten Einrichtungen zum Warm- und Kaltwalzen von Aluminium können weitere Einsparungen erzielt werden.

Möglich sind derartige Optimierungen unter anderem hinsichtlich der Produktionsplanung, die eine optimale Ausnutzung aller betriebenen Anlageteile ermöglicht (Kirchartz 2009; Kuhn, Thielen 2003).

### **5.3.3 Aluminiumgießereien**

#### **5.3.3.1 Anlieferung von Flüssigmetall**

Befinden sich die Aluminiumgießerei und der Aluminiumerzeuger nicht am selben Standort, wird das Aluminium in den meisten Fällen kalt zur Gießerei transportiert. Hierbei muss Energie für das erneute Aufschmelzen des Aluminiums aufgewandt wer-

den. Diese Energie kann teilweise durch den Transport flüssigen Metalls von der Metallherzeugung zur Gießerei eingespart werden.

Da das Aluminium hierzu auf eine höhere als die Schmelztemperatur gebracht werden muss, um die Energieverluste während des Transportes zu kompensieren, steigt der Energieeinsatz im Schmelzbetrieb an. Demgegenüber entfällt die Schmelzenergie im Gießereibetrieb.

### **5.3.4 Erzeugung von Primärkupfer**

#### **5.3.4.1 Verbesserte Badschmelztechnik in der Kupferproduktion**

Die Badschmelztechnik kann alternativ zum Schwebeschmelzen eingesetzt werden und verspricht nach Angaben der vorläufigen BREF-Dokumente<sup>51</sup> für die Nichteisenmetallindustrie vom November 2008 (BREF 2008) in modernen Badschmelzanlagen mit abgedichteten oder halb abgedichteten Öfen wesentlich höhere Reaktionsraten.

#### **5.3.4.2 Hydrometallurgisches Verfahren für gemischte Kupfererze mit geringem Edelmetallgehalt**

Das hydrometallurgische Verfahren wird dahingehend weiterentwickelt, dass die Verarbeitung von gemischten (oxidischen und sulfidischen) Erzen, die eine nur geringe Konzentration an Edelmetallen enthalten, möglich wird.

### **5.3.5 Alle Schmelzprozesse**

#### **5.3.5.1 Modernisierung bestehender Öfen**

Trommelöfen sind durch Ihre große Toleranz gegenüber verschiedenen Schrottqualitäten bevorzugt bei der Verarbeitung in der Altschrottverarbeitung in der Verwendung. Ein direkter Ersatz dieser Öfen durch andere Technologien ist nur bei Einschränkungen hinsichtlich der Schrottzusammensetzung möglich. Ein weiterer Einsatz dieses Ofentyps ist daher in weiteren Teilen der Industrie zu erwarten. Allerdings lassen sich durch den Einsatz optimierter Brenntechnologien die auftretenden Wärmeverluste insbesondere im Abgasstrom verringern (BLfU 2005).

---

<sup>51</sup> BREF = Best Available Technique Reference Documents (Europäische Union).

### **5.3.5.2 Einsatz von Öfen mit verbesserter Wärmerückgewinnung**

Der Einsatz von Rekuperativ- und Regenerativbrennern ermöglicht eine Rückgewinnung der bei der Verbrennung entstehenden Abgaswärme. Bei der rekuperativen Wärmerückgewinnung findet ein direkter Wärmeübergang zwischen Ab- und Zuluft statt.

Regenerativbrenner ermöglichen eine Rückgewinnung der bei der Verbrennung entstehenden Abgaswärme. Dabei sind diese effizienter in der Wärmerückgewinnung als rekuperative Systeme bei denen ein direkter Wärmeübergang zwischen Zu- und Abluft stattfindet, während bei regenerativen Systemen ein Zwischenmedium eingesetzt wird. Hierdurch findet eine zeitliche Entkopplung der beiden Prozesse statt.

Auch sind Regenerativbrenner durch diese Entkopplung für höhere Temperaturbereiche und Brennerleistungen einsetzbar (Institut für Gießereitechnik gGmbH 2008; BLfU 2005).

### **5.3.5.3 Gleichstrommagnetheizung**

Induktive Schmelzöfen ermöglichen eine deutlich bessere Ausnutzung der Endenergie als brennstoffbetriebene Öfen. Nachteilig ist der hohe Einsatz von Primärenergie durch den Energiewandlungsprozess bei der Strombereitstellung. Durch den Einsatz supraleitender Spulen für die Erzeugung des Magnetfeldes kann der Endenergiebedarf so weit reduziert werden, dass ein Einsatz aus energetischer Sicht sinnvoll wird. Die Technologie wird zur Zeit in der Umformtechnik als Wärmeverbehandlung eingesetzt, das Grundprinzip supraleitender Spulen kann aber in allen Bereichen, in denen zur Zeit Induktionstechniken eingesetzt werden können, zum Einsatz kommen (Kellers et al. 2009).

### **5.3.5.4 Inputmaterial vorwärmen**

Durch eine Vorwärmung des Inputmaterials durch Nutzung von Prozessabwärme kann der Energieeinsatz für das Aufschmelzen verringert werden. Die Ausnutzung des Brennstoffes steigt dadurch an. Zu beachten ist dabei, dass keine maßgebliche Verunreinigung der Abluft durch ggf. am Inputmaterial (insbesondere Schrott) anhaftende Verunreinigungen entsteht, die eine aufwendige thermische Nachbehandlung der Abluft erfordern würde (Institut für Gießereitechnik gGmbH 2008).

### 5.3.5.5 Optimierter Betrieb

Der Betrieb in den Schmelzprozessen kann durch geeignete betriebliche Verfahren hinsichtlich des Energieeinsatzes optimiert werden. Hierbei ist insbesondere eine vorausschauende Fahrweise der Öfen mit angepasster Chargierung zu nennen.

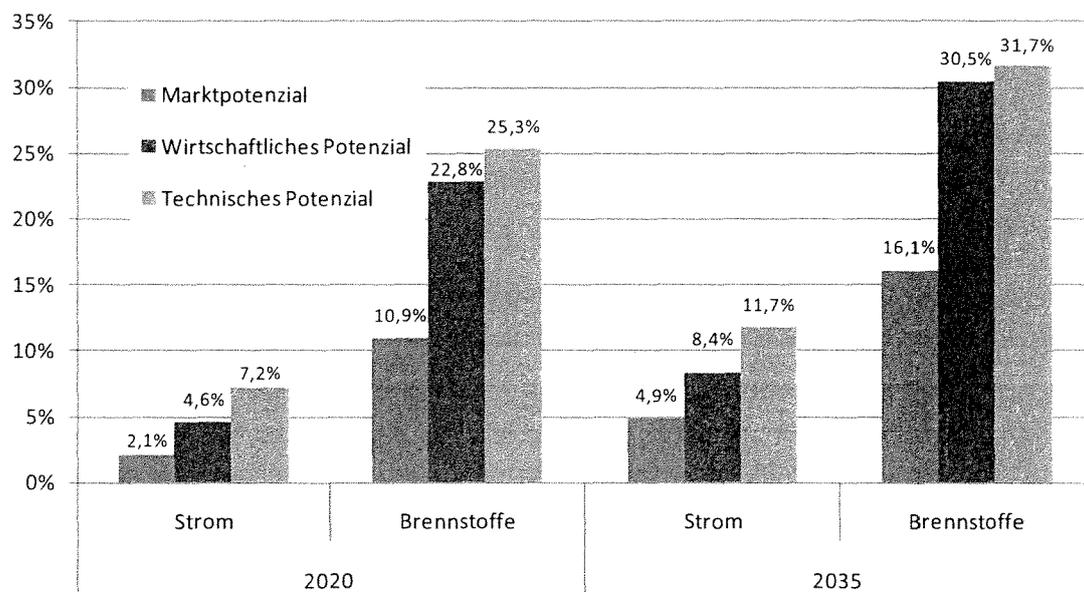
Weiterhin zu nennen sind hier beispielsweise ein sinnvoller Deckelbetrieb sowie ein vorausschauender Kalt- und Warmbetrieb.

Eine Optimierung des Prozessertrages führt direkt zu einer Einsparung von Energie, da die zu produzierende Produktmenge verringert wird (Institut für Gießereitechnik gGmbH 2008; BLfU 2005; Kirchartz 2009).

## 5.4 Szenarien zur Wirkung der Einsparpotenziale

Die aus den verschiedenen Szenarien resultierenden Einsparpotenziale hinsichtlich des Einsatzes von Strom und Brennstoffen zeigt Abbildung 5-7. Es ist zu erkennen, dass im Bereich des Brennstoffverbrauchs die größeren relativen Einsparpotenziale liegen und diese zum Großteil wirtschaftlich sind. Für die Berechnung wurden alle Einsparoptionen berücksichtigt, die in Tabelle 5-5 aufgeführt sind.

Abbildung 5-7: Resultierende Einsparpotenziale für Strom und Brennstoffe in den untersuchten Prozessen des Nichteisenmetallsektors bezogen auf den Verbrauch im Frozen-Efficiency-Szenario



Quelle: Modellrechnungen Fraunhofer ISI basierend auf den in den Kapiteln 5.1 bis 5.2.10 genannten Datenquellen und Annahmen

Aus Abbildung 5-8 sind die absoluten Einsparpotenziale zu entnehmen, sowie der resultierende Brennstoff- und Stromverbrauch der betrachteten Prozesse. Hieraus geht hervor, dass die relativ eher niedrigen Einsparungen beim Strombedarf aufgrund des sehr hohen Stromverbrauchs der Prozesse absolut in eine vergleichbare Größenordnung kommen wie die Brennstoffeinsparungen.

Tabelle 5-3: Annahmen zur Produktionsentwicklung der untersuchten Prozesse

Prozess	Produktion [kt]					
	2007	2015	2020	2025	2030	2035
Aluminium Gießereien	828	828	828	828	828	828
Aluminium Halbzeuge	2.521	2.521	2.521	2.521	2.521	2.521
Aluminium primär	551	511	550	518	485	453
Aluminium sekundär	858	784	824	862	899	937
Kupfer primär	296	296	296	296	296	296
Kupfer sekundär	364	301	301	301	301	301
Kupferbearbeitung	2.686	2.686	2.686	2.686	2.686	2.686
Primärzink	334	334	334	334	334	334
Sekundärzink	89	89	89	89	89	89

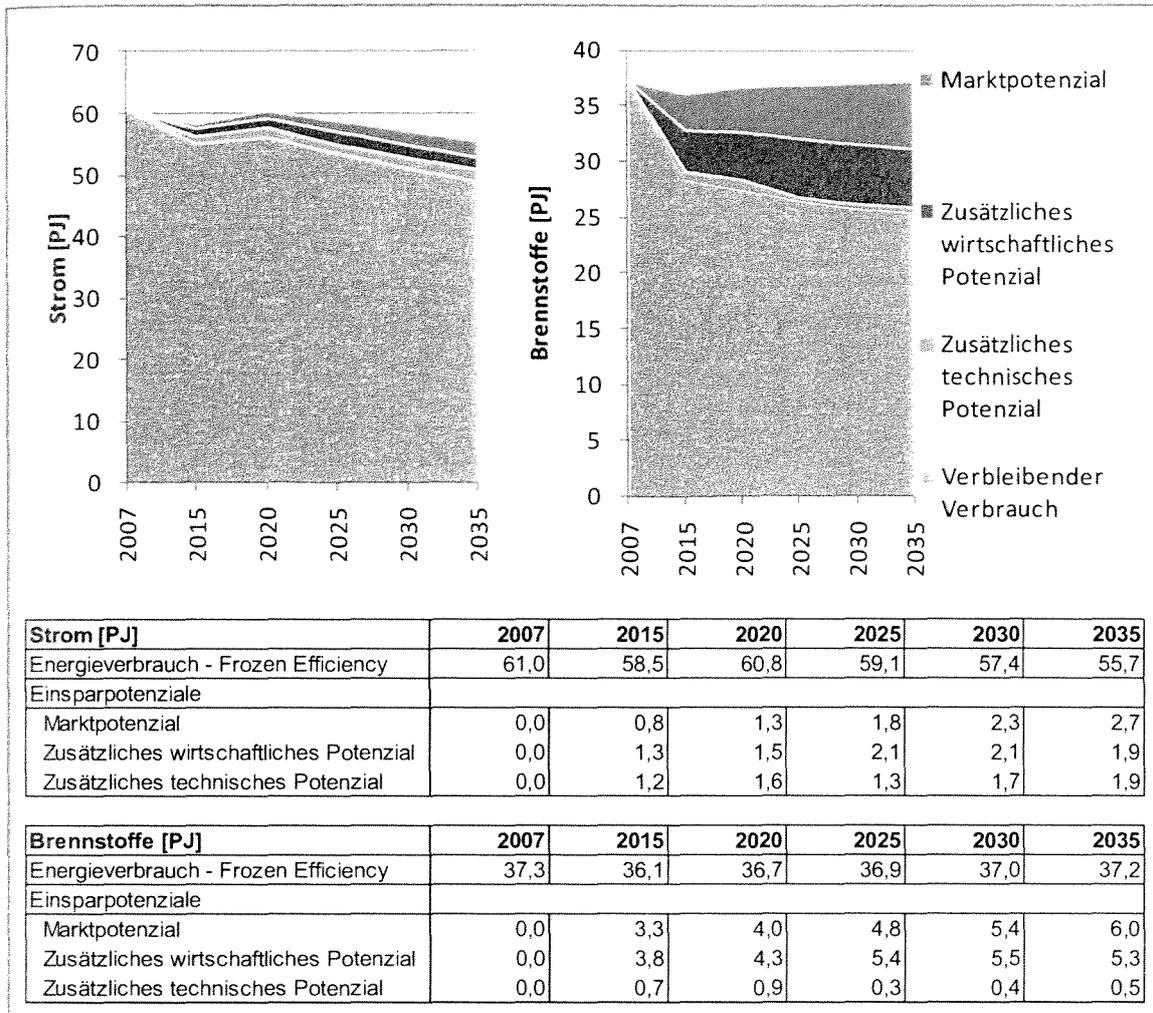
Die größten Einsparpotenziale ergeben sich dabei hinsichtlich der Brennstoffnutzung in den einzelnen Szenarien im Bereich der Brennstoffe in den Schmelzprozessen. Bei diesen ist eine deutliche Einsparung durch den Einsatz verbesserter Technologien (Brenner, bzw. Flüssigmetallanlieferung) sowie Optimierung im Betrieb zu erwarten. Da die maßgeblichen Optimierungsmaßnahmen vornehmlich betrieblicher Natur sind oder aus verfügbaren Technologien resultieren, ist mit Effizienzsteigerungen innerhalb relativ kurzer Zeithorizonte zu rechnen.

Wichtigster Bereich für die Effizienzsteigerungen im Strombereich ist die Primäraluminiumerzeugung, bei der die relativen Einsparpotenziale jedoch verglichen mit den Brennstoffen im Gießereibetrieb gering sind.

Bei den Metallerzeugungsprozessen ist in der Regel davon auszugehen, dass keine Steigerung der Produktion erfolgt, sondern am ehesten eine Erhaltung der Produktion bzw. ein Rückgang. Bei den nachgelagerten Prozessen wie Aluminium- und Kupferhalbzeuge sowie Aluminiumgiessereien lag keine belastbare Aussage über die zukünftige Entwicklung vor. Gegebenenfalls kann es zu einem weiteren Anwachsen der Produktion kommen, wenn andere Materialien wie Eisen/Stahl ggf. verdrängt werden. Dies war aber im Rahmen der Arbeiten nicht konsistent abzuschätzen. Daher wurde die Produktion auf dem ursprünglichen Produktionsniveau belassen. Maßgeblicher Prozess für den gesamten Energieverbrauch in allen Szenarien im Jahr 2035 bleibt – unter der Voraussetzung eines Verbleibs der Industrie in Deutschland – die Erzeugung von

Primäraluminium, gefolgt von den weiteren Aluminiumprozessen. Die weiteren NE-Metalle spielen demgegenüber nur eine nachgeordnete Rolle.

Abbildung 5-8: Resultierende Energieeinsparpotenziale für Strom und Brennstoffe bis 2035



Quelle: Modellrechnungen Fraunhofer ISI basierend auf den in den Kapiteln 5.1 bis 5.2.10 genannten Datenquellen und Annahmen

Tabelle 5-4: Resultierender spezifischer Energieverbrauch je Prozess nach Szenario

Prozess	Strom [GJ/t]								
	Basisjahr	Frozen Efficiency		Marktbarrieren		Wirtschaftliche Diffusion		Technische Diffusion	
		2007	2020	2035	2020	2035	2020	2035	2020
Aluminium Gießereien	5,6	5,6	5,6	5,6	5,6	5,6	5,6	5,6	5,5
Aluminium Halbzeuge	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
Aluminium primär	53,6	53,6	53,6	52,8	50,8	52,3	50,2	51,0	46,8
Aluminium sekundär	1,7	1,7	1,7	1,6	1,5	1,5	1,4	1,5	1,4
Kupfer primär	2,8	2,8	2,8	2,6	2,6	2,5	2,5	2,5	2,5
Kupfer sekundär	2,3	2,3	2,3	2,3	2,2	2,3	2,1	2,3	2,0
Kupferbearbeitung	3,8	3,8	3,8	3,6	3,4	3,2	3,0	3,0	3,0
Primärzink	15,9	15,9	15,9	15,6	15,4	15,6	15,4	14,7	14,6
Sekundärzink	0,6	0,6	0,6	0,6	0,5	0,6	0,5	0,4	0,4

Prozess	Brennstoffe [GJ/t]								
	Basisjahr	Frozen Efficiency		Marktbarrieren		Wirtschaftliche Diffusion		Technische Diffusion	
		2007	2020	2035	2020	2035	2020	2035	2020
Aluminium Gießereien	7,2	7,2	7,2	5,7	5,5	4,2	4,1	4,1	4,0
Aluminium Halbzeuge	4,4	4,4	4,4	3,9	3,8	3,6	3,5	3,6	3,5
Aluminium primär	5,2	5,2	5,2	5,1	4,7	5,0	4,6	4,8	4,1
Aluminium sekundär	9,0	9,0	9,0	8,2	7,3	7,0	5,7	7,0	5,7
Kupfer primär	8,0	8,0	8,0	8,0	7,9	7,8	7,8	7,8	7,8
Kupfer sekundär	4,0	4,0	4,0	3,9	3,8	3,8	3,4	3,8	3,1
Kupferbearbeitung	2,0	2,0	2,0	1,7	1,6	1,3	0,9	1,0	0,9
Primärzink	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,9	0,9
Sekundärzink	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0

Quelle: Modellrechnungen Fraunhofer ISI basierend auf den in den Kapiteln 5.1 bis 5.2.10 genannten Datenquellen und Annahmen

Bei den Treibhausgasemissionen ergeben sich für alle relevanten Prozesse deutliche Einsparungen, diese werden durch eine als rückläufig prognostizierte Produktion in der Primäraluminiumerzeugung noch verstärkt. Auch die Veränderung der spezifischen Treibhausgasemissionen bei der Stromerzeugung hat einen wichtigen Anteil an diesem Effekt, da die indirekt erzeugten Treibhausgasemissionen aus der Stromerzeugung in der Aluminiumindustrie deutlich überwiegen. Die relativ höheren Einsparungen im Brennstoffbereich haben daher keinen entsprechenden Einfluss auf das Gesamtergebnis.

Tabelle 5-5: Resultierender absoluter Energieverbrauch und THG-Emissionen je Prozess nach Szenario

Prozess	Strom [PJ]								
	Basisjahr	Frozen Efficiency		Marktbarrieren		Wirtschaftliche		Technische Diffusion	
		2007	2020	2035	2020	2035	2020	2035	2020
Aluminium Gießereien	4,64	4,64	4,64	4,62	4,60	4,62	4,60	4,61	4,56
Aluminium Halbzeuge	8,17	8,17	8,17	8,12	8,09	7,97	7,94	7,97	7,94
Aluminium primär	29,56	29,53	24,30	29,04	23,01	28,77	22,72	28,07	21,19
Aluminium sekundär	1,43	1,38	1,56	1,32	1,42	1,21	1,27	1,21	1,27
Kupfer primär	0,83	0,83	0,83	0,76	0,76	0,75	0,75	0,75	0,75
Kupfer sekundär	0,85	0,70	0,70	0,69	0,68	0,69	0,64	0,68	0,61
Kupferbearbeitung	10,15	10,15	10,15	9,63	9,25	8,68	7,93	8,11	7,93
Primärzink	5,31	5,31	5,31	5,23	5,15	5,23	5,15	4,91	4,89
Sekundärzink	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,04	0,04
Summe	60,98	60,75	55,71	59,46	52,99	57,97	51,05	56,35	49,17

Prozess	Brennstoffe [PJ]								
	Basisjahr	Frozen Efficiency		Marktbarrieren		Wirtschaftliche Diffusion		Technische Diffusion	
		2007	2020	2035	2020	2035	2020	2035	2020
Aluminium Gießereien	5,96	5,96	5,96	4,75	4,56	3,46	3,40	3,43	3,29
Aluminium Halbzeuge	11,09	11,09	11,09	9,74	9,58	9,04	8,87	9,04	8,87
Aluminium primär	2,87	2,86	2,36	2,79	2,15	2,74	2,11	2,63	1,86
Aluminium sekundär	7,72	7,42	8,43	6,79	6,85	5,78	5,30	5,78	5,30
Kupfer primär	2,37	2,37	2,37	2,36	2,35	2,32	2,31	2,32	2,31
Kupfer sekundär	1,46	1,20	1,20	1,16	1,13	1,16	1,03	1,15	0,95
Kupferbearbeitung	5,37	5,37	5,37	4,69	4,17	3,43	2,43	2,67	2,43
Primärzink	0,33	0,33	0,33	0,33	0,32	0,33	0,32	0,31	0,31
Sekundärzink	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09
Summe	37,26	36,70	37,21	32,69	31,21	28,35	25,87	27,42	25,42

Prozess	Treibhausgasemissionen [kt CO <sub>2</sub> eq]								
	Basisjahr	Frozen Efficiency		Marktbarrieren		Wirtschaftliche Diffusion		Technische Diffusion	
		2007	2020	2035	2020	2035	2020	2035	2020
Aluminium Gießereien	1.250	1.198	923	1.111	821	1.020	739	1.016	727
Aluminium Halbzeuge	2.243	2.152	1.666	2.050	1.552	1.975	1.487	1.975	1.487
Aluminium primär	5.957	5.626	3.195	5.539	3.041	5.491	3.006	5.365	2.822
Aluminium sekundär	800	753	760	699	634	610	510	610	510
Kupfer primär	314	305	256	293	247	289	243	289	243
Kupfer sekundär	254	202	161	197	153	197	142	196	133
Kupferbearbeitung	2.195	2.083	1.483	1.948	1.300	1.701	1.034	1.550	1.034
Primärzink	974	916	602	901	584	901	584	847	554
Sekundärzink	16	15	12	15	11	15	11	13	10
Summe	14.003	13.252	9.058	12.753	8.342	12.198	7.757	11.860	7.520

Quelle: Modellrechnungen Fraunhofer ISI basierend auf den in den Kapiteln 5.1 bis 5.2.10 genannten Datenquellen und Annahmen

Tabelle 5-6: Resultierender Energie- und THG-Einsparpotenziale je Einsparoption

	Strom [PJ]		Brennstoffe [PJ]		Strom [%]	Brennstoffe [%]	[kt CO <sub>2</sub> eq]		[%]
	2020	2035	2020	2035	2035	2035	2020	2035	2035
<b>Nicht-Eisen Metalle</b>	4,40	6,54	9,28	11,79	<b>12%</b>	<b>32%</b>	1.391	1.537	<b>12%</b>
<b>Aluminium Gießereien</b>	0,02	0,08	2,54	2,67	<b>2%</b>	<b>45%</b>	182	195	<b>16%</b>
Anlieferung von Flüssigmetall	-	-	0,87	0,87			62	61	
Gleichstrommagnetheizung	0,02	0,08	0,06	0,20			8	22	
Optimierter Betrieb Schmelzöfen	-	-	1,60	1,60			112	112	
<b>Aluminium Halbzeuge</b>	0,20	0,22	2,05	2,22	<b>3%</b>	<b>20%</b>	178	180	<b>8%</b>
Modernisierung Stoßöfen	0,14	0,15	0,27	0,29			42	36	
Optimierter Betrieb	-	-	1,24	1,24			87	87	
Stoßöfen	0,06	0,08	0,54	0,69			49	57	
<b>Aluminium primär</b>	1,46	3,11	0,23	0,49	<b>13%</b>	<b>21%</b>	261	373	<b>8%</b>
Dauerhaltbare Kathoden	1,01	2,49	0,16	0,39			181	299	
Optimierter Betrieb	0,38	0,44	0,06	0,07			68	53	
Verminderung Anodenverbrauch	0,07	0,18	0,01	0,03			13	21	
<b>Aluminium sekundär</b>	0,17	0,29	1,63	3,13	<b>19%</b>	<b>37%</b>	143	251	<b>29%</b>
Neue Brenner für Trommel	0,08	0,19	0,68	1,63			61	135	
Optimierter Betrieb	0,04	0,05	0,38	0,43			34	36	
Regenerativbrenner	-	-	0,31	0,74			22	52	
Vorwärmung Schrott	0,04	0,05	0,27	0,32			26	28	
<b>Kupfer primär</b>	0,08	0,08	0,05	0,05	<b>10%</b>	<b>2%</b>	17	12	<b>4%</b>
Abwärmenutzung	0,01	0,01	0,05	0,05			5	5	
Optimierter Betrieb	0,07	0,07	-	-			11	7	
<b>Kupfer sekundär</b>	0,02	0,09	0,05	0,26	<b>13%</b>	<b>21%</b>	7	28	<b>13%</b>
Flammofen: optimierter Betrieb	0,00	0,02	0,01	0,06			2	7	
Flammofen: verbesserte Verbrennung	0,01	0,03	0,02	0,10			2	10	
Schachtofen: Rekuperativbrenner	0,00	0,01	0,00	0,02			1	2	
Schachtofen: Schrott vorwärmen	0,00	0,02	0,01	0,06			1	6	
Schachtofen: verbesserte Verbrennung	0,00	0,01	0,00	0,02			0	2	
<b>Kupferbearbeitung</b>	2,04	2,23	2,70	2,94	<b>22%</b>	<b>55%</b>	533	449	<b>20%</b>
Prozessoptimierung	0,09	0,09	0,12	0,12			24	19	
Neue Brennerarten	0,75	0,85	0,99	1,13			196	172	
Schnelles Aufheizen	1,20	1,28	1,58	1,69			313	258	
<b>Primärzink</b>	0,40	0,42	0,03	0,03	<b>8%</b>	<b>8%</b>	68	48	<b>5%</b>
Abwärmenutzung Sintern	0,40	0,42	0,03	0,03			68	48	
<b>Sekundärzink</b>	0,01	0,01	0,00	0,00	<b>28%</b>	<b>1%</b>	2	2	<b>11%</b>
Wärmerückgewinnung	0,01	0,01	0,00	0,00			2	2	

Quelle: Modellrechnungen Fraunhofer ISI basierend auf den in den Kapiteln 5.1 bis 5.2.10 genannten Datenquellen und Annahmen

## 5.5 Branchenspezifische Hemmnisse und fördernde Faktoren

Durch den hohen Anteil der Energiekosten an den Produktionskosten, insbesondere bei der elektrolytischen Primärerzeugung von Aluminium, ist seitens der Hersteller die Perspektive für eine weitere Primäraluminiumerzeugung in Deutschland unsicher (Brandtzæg 2010). Für Investitionen in die bestehenden Anlagen besteht geringe langfristige Investitionssicherheit, da ggf. mit einer Verlagerung der Produktion ins Ausland zu rechnen ist. Ähnliche Aussagen gelten abgeschwächt auch für die Primärzinkherstellung, weniger für die Kupferherstellung, und nicht für die nachgelagerten Prozesse der NE-Halbzeuge und Gießereiprodukte, mit denen der größte Teil der Wertschöpfung in der Branche erfolgt. In diesem vertikalen Verbund hat häufig dann auch die lokale Produktion von Primärmetallen ihre Berechtigung, weil sie nahe am Markt erfolgt und damit Flexibilitäten in der Produktion schafft, die bei Verlagerung ins Ausland nicht gegeben wären.

Als wichtige innerbetriebliche Hemmnisse wurden mehrere Faktoren identifiziert. Befürchtungen, dass Effizienzmaßnahmen Produkteigenschaften oder die Prozessqualität negativ beeinflussen wird eine hohe hemmende Wirkung zugesprochen. Ebenso hemmend wirken eine mangelnde Transparenz hinsichtlich der spezifischen Energiekosten sowie eine unzureichende Betrachtung der Lebenszykluskosten und Wirtschaftlichkeit der Effizienzmaßnahmen. Eine mangelnde Akzeptanz von Effizienzmaßnahmen bei den Mitarbeitern, die insbesondere im betrieblichen Bereich von entscheidender Bedeutung ist wirkt ebenso hemmend auf die Umsetzung von derartigen Maßnahmen.

Fördernde Faktoren sind der positive Einfluss auf das Unternehmensimage und der Einsatz von Energiemanagementsystemen.

## **5.6 Branchenspezifische politische Instrumente**

### **5.6.1 Bestehende Instrumente**

#### **5.6.1.1 Ökosteuer**

Die Ökosteuer ist ein Maßnahmenpaket der Bundesregierung aus dem Jahr 1999 in dem verschiedene Steuergesetze hinsichtlich einer stärkeren Belastung des Energieverbrauchs angepasst wurden. Als neues Gesetz wurde das Stromsteuergesetz vom Bundestag beschlossen.

Im Rahmen der verschiedenen Maßnahmen sind bestimmte Industrien weitgehend von der Besteuerung ausgenommen, darunter auch die NE-Metallindustrie. Durch die Fortführung dieser Ermäßigungen ergibt sich kein aktueller Handlungsdruck.

#### **5.6.1.2 Selbstverpflichtung**

Im Jahr 2000 hat sich die deutsche Wirtschaft im Rahmen einer Vereinbarung mit der Bundesregierung dazu verpflichtet, die spezifischen Kohlendioxidemissionen bis zum Jahr 2010 um fast 30 Prozent gegenüber dem Niveau von 1990 zu mindern. Als Ausgleichsmaßnahme gibt es die Zusage der Bundesregierung, in diesem Zeitraum keine ordnungsrechtlichen Maßnahmen zur Umsetzung der klimapolitischen Ziele zu ergreifen. Weiterhin soll auf verbindliche Energieaudits verzichtet werden. Im Bereich der NE-Metalle wurde die Erreichung der Ziele relativ stark durch Strukturwandel bestimmt (Rückgang der energieintensiven Primäraluminiumproduktion im Vergleich zu den weniger energieintensiven nachgelagerten Prozessen).

## 5.6.2 Weitere Empfehlungen zu Instrumenten

Der Aluminiumindustrie war bis 2013 eine Kompensation für die erhöhten Energiepreise zugesagt worden. Auf Grund von Rechtsunsicherheiten steht eine Entscheidung der Europäischen Kommission bezüglich der Zulässigkeit der Kompensationszahlungen immer noch aus. Auf der anderen Seite müssen mögliche Kompensationen stärker an nachprüfbare Gegenleistungen der Energieeinsparung geknüpft werden, damit Treibhausgasminderungsmaßnahmen und Energieeffizienzmaßnahmen gezielte Anreize erfahren. Allerdings bedarf dies auch auf Seiten der Primärerzeugungsprozesse erheblicher Forschungsanstrengungen mit längeren Zeithorizonten, die bei der Ausgestaltung solcher Maßnahmen zu berücksichtigen sind.

## 5.7 Zusammenfassung und Schlussfolgerungen

Auf Grund ihres hohen spezifischen Energiebedarfs in den Kernprozessen besteht in der NE-Metallindustrie ein starkes Eigeninteresse Effizienzmaßnahmen umzusetzen. Dies hat bereits in den vergangenen Jahren dazu geführt, dass große Fortschritte in diesem Bereich erzielt wurden. Potenziale bieten sich daher durch den Einsatz neuer Technologien, um insbesondere im Wärmebereich die Energieverluste im Abgasstrom zu verringern. Weiterhin bietet eine Optimierung des Betriebes der Anlagen noch weitgehende Einsparpotenziale, die allerdings nicht in allen betrieblichen und prozessualen Rahmenbedingungen zu realisieren sind. Die Steigerung der Materialeffizienz in der Produktion sowie der Produktentwicklung in den weiterverarbeitenden Industrien bietet ein hohes Einsparpotenzial. Die produktionsbezogene Materialeffizienz kann durch einen verbesserten Betrieb einhergehend mit einer optimierten Prozessgestaltung gesteigert werden.

Der Einsatz von Sekundärrohstoffen bietet in der Regel ein erhebliches Einsparpotenzial, ist jedoch auf Grund der maßgeblichen Stoffkreisläufe mit hohen Einsatzdauern der Materialien begrenzt.

Die unsichere Lage der Primärrohstoffproduktion am Standort Deutschland erschwert die Prognose der weiteren Entwicklung dieser Industrie. Industriepolitische sind hier mit wirtschafts- und umweltpolitischen Zielsetzungen zu verzahnen.

Die weiterverarbeitende Industrie ist von dieser Problematik weniger betroffen. Auf Grund des relativ gesicherten Verbleibs am Standort Deutschland ist mit einer guten Implementierung von Effizienztechnologien zu rechnen.

Der hohe Anteil der mit elektrischer Energie betriebenen Prozesse erhöht im Bereich die Treibhausgasemissionen den Bedarf nach treibhausgas-effizienten Energieumwandlungsprozessen.

## 5.8 Literatur

- Banek, M.; Brandmair, F.; Swoboda, P. (1988): Kathode für eine Schmelzflußelektrolysezelle Bayerischen Landesamt für Umweltschutz (Hrsg.) (2005): Effiziente Energieverwendung in der Industrie. Teilprojekt „Effiziente Energienutzung in Nicht-Eisen-Metall-Schmelzbetrieben“. Augsburg
- Benedyk, J. C. (2001): Status report on inert anode technology for primary aluminum.
- Brandtzæg, S. R. (2010): Auf Dauer sind die Standorte in Europa nicht wettbewerbsfähig. Frankfurter Allgemeine Zeitung 15.9.2010, S. 14
- Dittmeyer, R.; Keim, W.; Kreysa, G.; Oberholz, A. (Hrsg.) (2006): Winnacker-Küchler: Chemische Technik: Prozesse und Produkte. Band 6a Metalle, Wiley-VCH Verlag Weinheim
- Ecofys; Fraunhofer ISI (2009): Methodology for the free allocation of emission allowances in the EU ETS post 2012. Sector report for the aluminium industry. November 2009, [http://ec.europa.eu/environment/climat/emission/pdf/bm/BM %20study %20-%20Aluminium.pdf](http://ec.europa.eu/environment/climat/emission/pdf/bm/BM%20study%20-%20Aluminium.pdf)
- Institut für Gießereitechnik gGmbH (2008): Energieeffizienter Gießereibetrieb. <http://www.bdguss.de/files/aktuellpdf11.pdf>, Stand November 2010
- Jochem, E.; Schön, M.; Angerer, G.; Ball, M.; Bradke, H.; Celik, B. et al (2004): Werkstoffeffizienz, Einsparpotenziale bei Herstellung und Verwendung energieintensiver Grundstoffe. Fraunhofer Verlag Stuttgart
- Kammer, C. (1995): Aluminium-Taschenbuch. Band 1: Grundlagen und Werkstoffe (15. Aufl.), Düsseldorf: Aluminium-Verlag.
- Kellers, J.; Bühner, C.; Hagemann, H.; Ostermeyer, B.; Witte, W. (2009): Magnetic billet heating rivals conventional furnaces. In: Heat Processing, 7 (3), S. 205-210
- Keniry, J. (2001): The economics of inert anodes and wettable cathodes for aluminum reduction cells. In: JOM – The Journal of the Minerals, Metals and Materials Society, 53 (5), S. 43-47
- Kirchartz, B. (2009): Energieeffizienz entlang der Wertschöpfungskette von Aluminium. In: Energieeffizienz durch Instandhaltung: Forschungsergebnisse und praktische Anwendungen. InFo, Instandhaltungsforum der Universität Dortmund, 13. Dortmund: Praxiswissen, S. 75-90
- Krone, K. (2000): Aluminiumrecycling – Vom Vorstoff zur fertigen Legierung. Aluminium-Verlag, Düsseldorf
- Kuhn, P.; Thielen, S. (2003): Energieeinsparung und CO<sub>2</sub>-Minderung in einem integrierten Aluminium-Walzwerk.
- Kvande, H.; Haupin, W. (2001): Inert anodes for Al smelters: Energy balances and environmental impact. Inerte Anoden für Al-Schmelzanlagen: Energiebilanz und Umweltauswirkungen. In: JOM – The Journal of the Minerals, Metals and Materials Society, 53 (5), S. 29-33
- Layer, G.; Matula, F.; Saller, A.; Rahn, R. (1999): Ermittlung von Energiekennzahlen für Anlagen, Herstellungsverfahren und Erzeugnisse. Online: [www.ffe.de/download/langberichte/Kennzahlen.pdf](http://www.ffe.de/download/langberichte/Kennzahlen.pdf)
- McMinn, C.; de Nora, V. (2004): Inert anodes for aluminium production. In: Aluminium, 80 (3), S. 135-140
- Quinkertz, R. (2002): Optimierung der Energienutzung bei der Aluminiumherstellung.

- Sadoway, D. R. (2001): Inert anodes for the Hall-Heroult cell: The ultimate materials challenge. In: JOM – The Journal of the Minerals, Metals and Materials Society, 53 (5), S. 34-35
- von Kaenel, R.; Antille, J. (2011): New cathode design saves energy in aluminium smelting.
- Wietschel, W.; Arens, M.; Dötsch, C.; Herkel, S.; Markewitz, P.; Möst, D.; Scheufen, M. (2010): Energietechnologien 2050. Technologiebericht. Fraunhofer Verlag Stuttgart
- World Bureau of Metall Statistics (2009): Metallstatistik 2008. 95<sup>th</sup> Edition. World Bureau of Metall Statistics, Hertfordshire (UK) 2009
- Worrell, E.; Neelis, M.; Price, L.; Galitsky, C.; Nan, Z. (2007): World best practice energy intensity values for selected industrial sectors. Berkeley: Ernesto Orlando Lawrence Berkeley National Laboratory
- WVM (2009): Metallstatistik 2008. Wirtschaftsvereinigung Metalle WVM. Berlin 2009, [http://www.wvmetalle.de/wvmprofil/docs/doc\\_6218\\_20091125103414.pdf](http://www.wvmetalle.de/wvmprofil/docs/doc_6218_20091125103414.pdf)

## **6 Papiergewerbe**

*T. Fleiter, D. Fehrenbach (Fraunhofer ISI)*

### **6.1 Branchenbeschreibung und Auswahl der Prozesse**

#### **6.1.1 Branchenbeschreibung**

Im Jahr 2008 wurden laut Verband Deutscher Papierfabriken e.V. (VDP 2009b) in Deutschland 23 Mio. t Papier produziert, deutlich mehr als in allen anderen EU-Mitgliedstaaten. Weltweit wurde nur in den USA, China und Japan mehr Papier hergestellt. Der Großteil hiervon, 10,5 Mio. Tonnen, entfiel auf grafische Papiere, 9,3 Mio. Tonnen auf Verpackungspapier und -karton und die restlichen 2,9 Mio. Tonnen teilten sich gleichmäßig auf Hygiene- und Spezialpapiere auf. Trotz eines nur geringfügig niedrigeren Verbrauchs von 20.519 t Papier, wurden im gleichen Jahr 14.014 t Papier exportiert und 11.685 t importiert. In der Papier- und Zellstoffindustrie waren im Jahr 2008 43.400 Beschäftigte tätig und sie erwirtschaftete einen Umsatz von 14,9 Mrd. €. Im Jahr 2007 waren in Deutschland 182 Betriebe zur Herstellung von Papier und Pappe und 23 Betriebe zur Holz- und Zellstoffherstellung tätig (VDP 2009a). Von den 110 Unternehmen der Papierindustrie sind alleine 12 Unternehmen mit einer jährlichen Kapazität von mehr als 500.000 t Papier für 65 % der Jahresproduktion verantwortlich.

Mit einem Energiekostenanteil von über 10 % gehört die Papierindustrie zu den energieintensiven Wirtschaftszweigen. Damit ist die Wirtschaftlichkeit der Papierherstellung in großem Maße von den Energiepreisen sowie dem effizienten Umgang mit Energie abhängig. Das Papiergewerbe macht knapp 3 % des gesamten Endenergieverbrauchs in Deutschland aus. Bezogen auf das Verarbeitende Gewerbe hat das Papiergewerbe einen Anteil von 9 % (2007, nach AG-Energiebilanzen).

Der Absolute Energiebedarf des Papiergewerbes ist von 1991 bis 2007 um 81 % gestiegen, während sich der spezifische Energiebedarf, bezogen auf die produzierte Tonne Papier, mit leichten jährlichen Schwankungen auf einem konstanten Niveau bewegte (siehe Abbildung 6-1). Im gleichen Zeitraum sank die CO<sub>2</sub>-Intensität der Papierproduktion um 25 % auf 0,97 t CO<sub>2</sub> je produzierte Tonne Papier<sup>52</sup>. Diese Entwicklung wurde vorwiegend durch eine Veränderung in der Brennstoffstruktur bewirkt. Braunkohle, Steinkohle und Mineralöle wurden durch die weniger CO<sub>2</sub>-intensiven

---

<sup>52</sup> Die Angabe enthält sowohl die direkten CO<sub>2</sub>-Emissionen als auch die indirekten Emissionen über den Strom- und Fernwärmeverbrauch.

- Sadoway, D. R. (2001): Inert anodes for the Hall-Heroult cell: The ultimate materials challenge. In: JOM – The Journal of the Minerals, Metals and Materials Society, 53 (5), S. 34-35
- von Kaenel, R.; Antille, J. (2011): New cathode design saves energy in aluminium smelting.
- Wietschel, W.; Arens, M.; Dötsch, C.; Herkel, S.; Markewitz, P.; Möst, D.; Scheufen, M. (2010): Energietechnologien 2050. Technologiebericht. Fraunhofer Verlag Stuttgart
- World Bureau of Metall Statistics (2009): Metallstatistik 2008. 95<sup>th</sup> Edition. World Bureau of Metall Statistics, Hertfordshire (UK) 2009
- Worrell, E.; Neelis, M.; Price, L.; Galitsky, C.; Nan, Z. (2007): World best practice energy intensity values for selected industrial sectors. Berkeley: Ernesto Orlando Lawrence Berkeley National Laboratory
- WVM (2009): Metallstatistik 2008. Wirtschaftsvereinigung Metalle WVM. Berlin 2009, [http://www.wvmetalle.de/wvmprofi/docs/doc\\_6218\\_20091125103414.pdf](http://www.wvmetalle.de/wvmprofi/docs/doc_6218_20091125103414.pdf)