

VeMRec – Metallurgische Herausforderungen beim Recycling von NE-Metallkonzentraten aus Abfallverbrennungs-Rostasche

Kilian Gisbertz und Bernd Friedrich

1.	Motivation.....	227
2.	Stand der Technik	228
2.1.	Klassische Rostaschenaufbereitung	228
2.2.	Sensorgestützte Sortierung von NE-Schrotten	229
2.3.	Salzbadtrennschmelzen von Leichtmetallschrotten	232
2.4.	Vakuumdestillation von Schwermetallschrotten	234
3.	Experimentelle Untersuchung.....	238
3.1.	Leichtmetall-Umschmelzversuche.....	238
3.1.1.	Versuchsaufbau.....	238
3.1.2.	Versuchsplan und -durchführung	239
3.1.3.	Versuchsergebnisse	241
3.2.	Schwermetall-Destillationsversuche.....	245
3.2.1.	Versuchsaufbau.....	245
3.2.2.	Versuchsplan und -durchführung	246
3.2.3.	Versuchsergebnisse	247
4.	Schlussfolgerungen	250
5.	Quellen	252

1. Motivation

In der Bundesrepublik Deutschland sind im Jahr 2012 in thermischen Abfallbehandlungsanlagen 4,9 Millionen Tonnen Müllverbrennungsrostasche – MV-Rostasche – zur weiteren Verwertung angefallen [20]. Aufgrund des seit 2005 geltenden Depositionsverbots für unbehandelte Abfälle sind die Mengen an MV-Rostasche stetig gestiegen. Die NE-Metallrückgewinnung aus MV-Rostasche ist insbesondere bezogen auf die nicht flächendeckend Installation der Wirbelstromscheidertechnik sowie im Feinkornbereich < 10 mm unvollständig [5]. Das Metallrecycling aus MV-Rostasche stellt einen Beitrag zur Mobilisierung regional verfügbarer Sekundärressourcen dar

und trägt über die Schonung primärer Ressourcen zu erheblichen Energie- und CO₂-Einsparungen bei. Eine erweiterte NE-Metallrückgewinnung ist Ziel des Projektes *VeMRec – Verlustminimiertes Metallrecycling aus Müllverbrennungsrostasche durch sensorgestützte Sortierung*. Das vom BMBF öffentlich geförderte Verbundprojekt wird von einem die Wertschöpfungskette umfassenden Konsortium an Industriepartnern und Hochschulpartnern der RWTH Aachen University getragen.

2. Stand der Technik

Im Folgenden wird für das VeMRec-Projekt der Weg von ausgelagerter MV-Rostasche über gemischte NE-Metallkonzentrate bis hin zu den Leicht- und Schwergutfractionen der sensorgestützten Sortierung gezeichnet. Der Fokus bei der Darstellung der Aufbereitungsschritte liegt auf den Eintrag an Störstoffen und Fremdmetallen in die jeweiligen Schrottfractionen, welche die Verwertung in der Aluminium- und Kupfermetallurgie nachteilig beeinflussen können.

2.1. Klassische Rostaschenaufbereitung

Die Aschenzusammensetzung variiert je nach Input, Ofenbauart und Betriebsbedingungen der Abfallverbrennungsanlage. Die Hauptbestandteile werden nach Pretz et. al [17] in Bandbreiten zusammengefasst und mit 85 bis 90 Gew.-Prozent mineralische Fraktion, 1 bis 5 Gew.-Prozent Unverbranntes und 7 bis 10 Gew.-Prozent metallische Komponenten angegeben. Nach Gillner et al. [5] beträgt dabei der Anteil an Eisenschrotten 4 bis 9 Gew.-Prozent und der Anteil an NE-Schrotten 1 bis 3 Gew.-Prozent in der MV-Rostasche. Die Herstellung von Baustoffen und die Rückgewinnung metallischer Stoffe bei möglichst geringen Reststoffmengen und weitgehender Kostendeckung sind das Hauptziel der Rostaschenaufbereitung. [21]

Die in diesem Artikel betrachtete Rostasche stammt aus einer Abfallverbrennungsanlage mit Nassentschlackung. In einer externen Rostaschenaufbereitungsanlage (Bild 1) erfolgt nach vorgeschriebener Auslagerung der Rohasche zunächst eine Siebklassierung in eine Überkornfraktion > 40 mm, zwei Mittelkornfraktionen 8-16 und 16-40 mm sowie eine Feinkornfraktion 0-8 mm. Die Überkornfraktion erfährt eine separate Aufbereitung mit händischer Sortierung enthaltener NE-Werkstoffe und wird deshalb im Weiteren nicht näher behandelt.

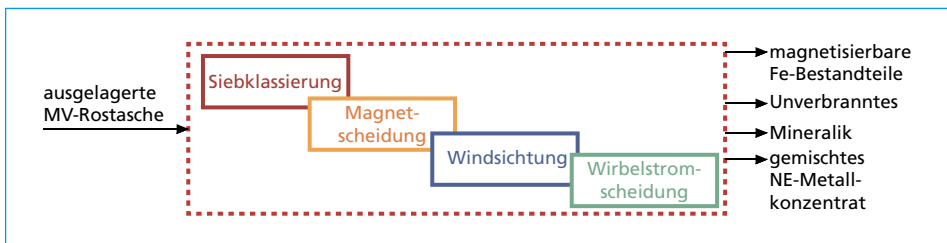


Bild 1: Prozesskette der klassischen Rostaschenaufbereitung

Die Mittel- und Feinkornfraktionen, werden mit Hilfe von Überbandmagneten auf ferromagnetische Bestandteile und mit Hilfe von Wirbelstromscheidern auf NE-Metalle trockenmechanisch aufgearbeitet. Die durch die Siebklassierung eingestellte Breite des Kornspektrums sollte möglichst niedrig gewählt werden, da sich ein zu hohes Korngrenzenverhältnis z.B. negativ auf die Abwurfparabel grobkörniger, nichtleitender Bestandteile bei der Wirbelstromscheidung auswirkt.

Die Organikabtrennung mittels Windsichtung erfolgt häufig nur in den gröberen Kornfraktionen und muss möglichst vollständig geschehen, um eine Rückführung dieser unverbrannten Bestandteile in den Prozess der Abfallverbrennung zu gewährleisten und eine Kontamination in den nachgeschalteten metallurgischen Prozessen auszuschließen.

Die Magnetscheidung mittels Überbandmagneten ermöglicht eine Separation ferromagnetischer Stahlschrotte, nicht jedoch von den meisten Edelstahllegierungen, da diese nur über eine äußerst geringe Magnetisierbarkeit verfügen [8]. Bei diesen Edelstahlsorten handelt es sich um korrosionsbeständige Stähle mit sehr geringen ferritischen und martensitischen Phasenbestandteilen sowie einem hohen Nickelanteil. Diese universell einsetzbaren austenitischen 18/10 Chromnickelstähle wie 1.4301 oder 1.4307 machen zusammen mehr als fünfzig Prozent der weltweiten Gesamtproduktion an rostfreien Stahl aus und finden häufig in privaten Haushalten (bspw. als Essbesteck) Verwendung [15]. Ein Eintrag solcher VA-Schrotte als Fremdmetalle in das NE-Metallkonzentrat lässt sich mit konventionellen Aufbereitungsmethoden daher kaum vermeiden.

Für das hier dargestellte Prozessbeispiel beträgt der Anteil der mit Hilfe von Wirbelstromscheidern ausgetragenen NE-Metallkonzentrate etwa 1 Gew.-Prozent für das Mittelkorn 8 bis 40 mm und etwa 0,5 Gew.-Prozent für das Feinkorn 3-8 mm. Aufgrund des mengenspezifisch hohen Wertes der Bunt- und Leichtmetallschrotte werden Wirbelstromscheider derart eingestellt, dass möglichst wenige NE-Metalle an den mineralischen Rest verloren gehen. Dies führt zu einer hohen Fracht an mineralischen und teilweise organischen Störstoffen in dem separierten NE-Metallkonzentrat > 8 mm mit Anteilen von bis zu 40 Gew.-Prozent. Zu den organischen Resten zählen Papier, Holz, Kunststoff, Gummi, Textil [21] und Lackreste. Neben stückiger Mineralik wie Schlackestücke, Glas, Stein, Ziegel und Porzellan sind die aussortierten NE-Metalle mit Asche verunreinigt. Durch die bei der Abfallverbrennung stattfindenden Sintervorgänge können auch Metall-Mineralik-Verbunde im NE-Metallkonzentrat vorliegen [6]. Eine anschließende Entfernung dieser mineralischen Bestandteile ist durch eine mechanische Beanspruchung weitgehend möglich, die intrinsischen Oxidhäute der meisten NE-Metalle sind jedoch durch die mehrwöchige Auslagerung der Rostasche gewachsen und nicht aufbereitungstechnisch entfernbar. In Kapitel 2.2. wird auf die sensorgestützte Sortierung der Mittelkornfraktion näher eingegangen.

2.2. Sensorgestützte Sortierung von NE-Schrotten

Die sensorgestützte Sortierung stellt eine technologische Weiterentwicklung der Handkläubung von Einzelpartikeln aus einem Materialstrom dar. Die Sortierung basiert auf der analytischen Identifikation verschiedener Eigenschaften der Einzelpartikel

als Sortiermerkmal. Der Sortierprozess ist stets mit einer vorgeschalteten Materialvorbereitung, Partikelvereinzelung und einer möglichst genauen Positionserkennung sowie einer nachgeschalteten leistungsstarken und schnellen Auswerte- und Austrageinheit gekoppelt. Die Identifikation kann mittels optoelektronischer (Lasertriangulation/Kamera), spektroskopischer (Laser, Nahinfrarot, Röntgenfluoreszenz und -transmission), elektromagnetischer (Induktion) sowie anderer analytischer Verfahren umgesetzt werden. Die Sortierverfahren werden teilweise durch Kombination verschiedener Sensoren erheblich verbessert. [13]

Bei den NE-Metallkonzentraten aus Müllverbrennungsrostasche (Kapitel 2.1.) handelt es sich um ein Gemisch aus Leichtmetall- und Schwermetallschrotten inklusive o.g. Verunreinigungen. Die Dichtesortierung mittels Röntgentransmission (abk. XRT für X-Ray Transmission) ist eine trockenmechanische Alternative zur sonst üblichen Schwimm-Sink-Trennung. Die sensorgestützte Sortierung erspart die Regenerierung von Schwerertrübe und der damit verbundenen Prozessabwässer, ist aber unter anderem aufgrund des benötigten pneumatischen (oder mechanischen) Austrags lokalisierter und identifizierter Partikel vergleichsweise energieintensiv. Sowohl für die Schwimm-Sink-Trennung als auch für die XRT-Sortierung wird als Materialvorbehandlung mindestens eine Klassierung nach Korngröße vorausgesetzt, um so den Einfluss unterschiedlich großer bzw. dicker Einzelpartikel auf die Sortierung zu minimieren [13]. Der Einfluss unterschiedlicher Materialdicken wird bei der XRT-Sortierung durch einen Abgleich der Strahlungsschwächung bei Beaufschlagung mit niedrig- und hochenergetischer Primärstrahlung weitgehend eliminiert.

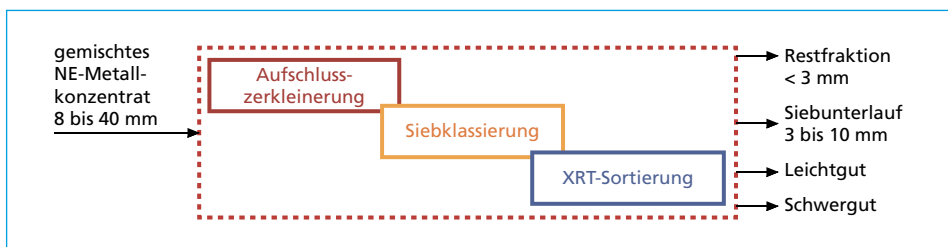


Bild 2: Prozesskette der sensorgestützten Sortierung von NE-Metallkonzentrat aus MV-Rostasche mit betrachteter Bilanzhülle

Um den Anteil der anhaftenden, stückig oder im Verbund vorliegenden Mineralik zu minimieren, ist innerhalb des VeMRec-Projektes ein modulares Pilotanlagenkonzept umgesetzt worden (Bild 2), welches eine mechanische Vorbehandlung der NE-Metallkonzentrate mittels Pralltechnik vorsieht. In der Pilotanlage wird das NE-Metallkonzentrat der Körnung 8 bis 40 mm mit einem Durchsatz von etwa 5 t/h in eine Prallmühle aufgegeben. Die Metalle reagieren aufgrund ihrer Duktilität mit einer geringfügigen plastischen Formänderung, während mineralische Partikel spröde sind und somit selektiv zerkleinert werden können. Die zerkleinerte Mineralik wird mittels Siebklassierung durch Spannwellensiebe vom Metallstrom abgetrennt. Der Siebunterlauf < 3 mm besteht überwiegend aus mineralischen Bestandteilen und wird als *Rest* bezeichnet. Gemäß den Ergebnissen einer Laboruntersuchung zur selektiven

Zerkleinerung mittels Prallmühle werden gröbere Mineralikpartikel ebenfalls in einem Kornbereich von 2 bis 6,3 mm angereichert. Eine Siebtrennung der Fraktion 3 bis 10 mm ist demnach nicht nur zur Kornbandeinengung für den XRT-Sortierer, sondern ebenfalls für die Abtrennung noch enthaltener mineralischer Störstoffe wesentlich. Die Zerkleinerungsversuche im Technikumsmaßstab haben ebenfalls gezeigt, dass trotz mechanischer Konditionierung in den Kornfraktionen 6,3 bis 16 mm bzw. 16 bis 40 mm noch bis zu 20 Gew.-Prozent bzw. 8 Gew.-Prozent nichtmetallische Bestandteile mittels Wirbelstromscheidung aussortiert werden können. [6]

Die Parametrierung des XRT-Sortierers wird mit arteigenem Material durchgeführt, d.h. zur Einstellung des Sortierers müssen repräsentative Proben hinsichtlich Menge, Zusammensetzung, Kornform und -größe usw. vorliegen. Da das mechanisch vorbehandelte NE-Metallkonzentrat 8 bis 40 mm mehr Aluminium- als Schwermetallpartikel enthält, werden letztere durch Druckluftstöße aussortiert. Aluminium weist chemisch einen sehr unedlen Charakter auf, so dass die Möglichkeiten zur metallurgischen Entfernung edlerer Bestandteile (z.B. Cu, Fe) äußerst begrenzt bzw. nicht vorhanden sind. Demnach ist es sinnvoll, den XRT-Sortierer auf eine möglichst hohe Produktreinheit der Leichtgutfraktion bei gleichzeitig hohem Wertstoffausbringen der Schwermetallfraktion zu kalibrieren. In der VeMRec-Pilotanlage verteilt sich die Sortierproduktmenge zu etwa siebzig Prozent auf die Leichtgut- und dreißig Prozent auf die Schwergutfraktion.

Neben der Sortierung unerwünschter Störstoffeinträge kann es zu Fehlausträgen kommen, welche verschiedene Ursachen haben können. Dazu zählen:

- **Partikelvereinzelung auf dem Förderband (bspw. mittels Vibrationsrinne):**

Die Partikelvereinzelung hat sowohl einen Einfluss auf die Detektion als auch auf den Austragemechanismus. Die Partikel dürfen nicht überlappen, da sonst bei der Detektion keine eindeutige Zuordnung zu einer Produktfraktion möglich ist. Der Partikelabstand muss groß genug sein, um einen diskreten Materialaustrag durch die Düsenleiste am Ende des Förderbandes zu gewährleisten. Liegen Leicht- und Schwergutpartikel zu dicht neben- bzw. hintereinander kann aufgrund der Auflösung der Düsenleiste bzw. der Taktzeiten der Druckluftventile ein Fehlaustrag von Leichtgutpartikeln in das Schwergut und teilweise umgekehrt stattfinden.

- **Partikelberuhigung auf dem Förderband:**

Beinhaltet das zu sortierende Gut viele rollende Partikel (z.B. Münzen, Unterlegscheiben, Rohrteile usw.), kann infolge auftretender Relativbewegungen solcher Teile keine genaue Lokalisation stattfinden. [5]

Die Heterogenität der Zusammensetzung der NE-Metallkonzentrate aus MV-Rostasche sowie die anhaftenden Mineralikschichten, insbesondere bei nass ausgetragener, gealterter MV-Rostasche erschweren demnach zusätzlich die sensorgestützte Sortierung mittels XRT.

Optional kann eine Form- bzw. Farberkennung gekoppelt mit einem Induktions- oder Röntgenfluoreszenzsensor genutzt werden, um den Anteil nicht-magnetisierbarer Stähle aus dem NE-Metallkonzentrat zu reduzieren, bevor eine Dichtesortierung erfolgt.

Ein Nachteil des Röntgenfluoreszenzsensors ist die nur oberflächliche Bestimmung der Konzentration.

2.3. Salzbadtrennschmelzen von Leichtmetallschrotten

Das Recycling von Aluminium-Schrotten ist unterteilt in das Remelting zur Herstellung von Knetlegierungen für Walzprodukte und Strangpressprofile und das Refining zur Herstellung von Gusslegierungen. Beim Remelting werden neben Produktionsschrotten überwiegend sortenreine, häufig paketierte Altschrotte wie z.B. benutzte Getränkedosen in Kammeröfen salzfrei umgeschmolzen. Das Refining hingegen findet in liegenden oder kippbaren Drehtrommelöfen statt und bietet durch den Einsatz von Schmelzsalzen die Möglichkeit, hoch kontaminierte sowie stärker oxidierte Altschrotte einzusetzen. Die verwendeten Schmelzsalze basieren auf einer Mischung aus den Chloriden NaCl und KCl mit Zusätzen an Fluoridverbindungen wie CaF_2 (Flussspat), Na_3AlF_6 (Kryolith). Ihre Zusammensetzung variiert je nach Betrieb und ist an den verwendeten Ofentyp und den eingesetzten Schrottsorten angepasst. Die Chloridbasis des Salzes variiert in der Regel zwischen der äquimolaren eutektischen Mischung ($\text{NaCl/KCl} = 50/50$ mol.-Prozent = 44/56 Gew.-Prozent) mit einem Schmelzpunkt von etwa 650 °C bis hin zu 70/30 Gew.-Prozent NaCl/KCl Mischungen mit einer Liquidustemperatur von etwa 720 °C nach [4].

Die beim Refining eingesetzten Schmelzsalze müssen bei Betriebstemperatur thermochemisch und thermisch stabil sein, einen möglichst großen Dichteunterschied zur Metallschmelze, eine geringe Viskosität, möglichst geringe Grenzflächenspannungen gegenüber Aluminium und Aluminiumoxid und eine möglichst hohe Kompatibilität mit der Ofenzustellung aufweisen.

Zu den Aufgaben des Schmelzsalzes zählen:

- Aufbrechen der Oxidhäute,
- Aufnahme der nichtmetallischen Verunreinigungen und aufgebrochenen Oxidhäute,
- Förderung der Koagulation von Metalltropfen zur Bildung einer Schmelze,
- Abdecken der Schmelze zum Schutz vor weiterer Oxidation [10, 19],

Das Ablösen der anhaftenden Oxidschichten erfolgt nicht spontan, sondern schrittweise:

- Entstehung von Defekten im Oxidfilm, z.B. durch thermische Spannungen und Phasenumwandlungen,
- Eindringen von Salzschmelze zwischen Aluminium und Oxidschicht und
- Ablösen der Oxidschicht.

Die treibende Kraft zur Ablösung der Oxidhäute ist, dass die Grenzflächenspannung zwischen Oxid und Salzschmelze deutlich geringer ist als die zwischen Oxid und Aluminium. Gleichzeitig findet durch die Zugabe von Fluoriden – in einer Größenordnung von 2 bis 5 Gew.-Prozent – eine lokale Anlagerung von oberflächenaktiven Elementen

statt, welche die Oberflächenspannung zwischen Aluminium und Salz herabsetzt. In Folge dessen entsteht ein Spannungsgradient, der die Kraft zur Abtrennung der Oxidhaut vergrößert. Sowohl die Oxidschichtabtrennung als auch die Koagulation der kugelförmigen Metalltropfen kann durch eine mechanisch initiierte Badbewegung wesentlich verbessert werden. [10, 19]

Wesentliche Kennzahlen bei der Bemusterung und Bewertung von Altschrotten sind verfügbare Mengen, Schmelzausbeute, chemische Analyse und Schmelzkosten. Die erzielbare Schmelzausbeute und die durchschnittliche chemische Zusammensetzung werden durch Probeschmelzen in Trommel- oder Tiegelöfen ermittelt [10]. Aus der Schmelzausbeute ergibt sich der erforderliche Salzeinsatz.

$$m_{\text{Salz}} = m_{\text{Vorstoff}} \cdot \frac{100 \% - \eta_{\text{Metall}}}{100 \%} \cdot \text{SF} \quad (1)$$

$$\text{Mit } \eta_{\text{Metall}} = \frac{m_{\text{Metall}}}{m_{\text{Vorstoff}}} \quad \text{und} \quad W_{\text{NMK}} = 100 \% - \eta_{\text{Metall}}$$

m_{Salz} : erforderliche Salzmenge in kg

m_{Vorstoff} : Einsatzmenge an Vorstoff in kg

η_{Metall} : Schmelzausbeute der Probeschmelze in Prozent

SF: Salzfaktor

m_{Metall} : zurückgewonnene Metallmenge in kg.

Der Salzfaktor beschreibt das Verhältnis von Schmelzsatz zu nichtmetallischen Komponenten und hängt vom Verunreinigungsgrad und der spezifischen Oberfläche des Vorstoffs sowie vom Ofentyp ab. Während horizontale Drehtrommelöfen aufgrund ihrer Abstichlösung mit flüssigen Salzsclacken und somit bei Salzfaktoren ≥ 1 betrieben werden müssen, lässt sich die trockene, rieselfähige Salzsclacke ($\text{SF} \leq 0,5$) beim Kipptrommelofen nach Ablassen der Metallschmelze mit Hilfe der Kippvorrichtung und der Rotationsbewegung über die Ofentür entfernen [3, 10].

Aus thermodynamischen Berechnungen folgt ein theoretischer Energiebedarf von etwa 316 kWh/t Metall [19] zum Erhitzen, Schmelzen und anschließenden Überhitzen von Aluminium auf Gießtemperatur (etwa 720 °C). Der tatsächliche Energieverbrauch liegt durch thermische Energieverluste und den notwendigen Einsatz von Schmelzsatz höher.

Aufgrund der Vorteile beim trockenen Schmelzverfahren in Kipptrommelöfen, insbesondere durch den um mehr als fünfzig Prozent reduzierten Schmelzsatzbedarf, wird dieser Ofentyp bevorzugt – mittlerweile auch für allgemeine Schrottpartien höherer Metallausbeute – eingesetzt [7]. Nach Angaben von Ofenbauern variiert der Energieverbrauch je nach Einsatzmaterial zwischen 250 (inkl. Organikanteil und Al-Abbrand) und 450 kWh/t Einsatz [2, 9]. Für oxidierten, geschredderten Schrott mit 75 bis 85 Prozent Schmelzausbeute wird ein Bereich von 350 bis 400 kWh/t Einsatz angegeben [9]. Der Energieverbrauch beim Refining richtet sich überwiegend nach der Beschaffenheit des Vorstoffs (Verunreinigungsgrad, Körnung, usw.). Wie Bild 3 zeigt, steigt der Energieverbrauch beim Umschmelzen in Drehtrommelöfen erheblich an, sobald der

Al-Inhalt der Vorstoffe unter die Grenze von achtzig Prozent fällt [18]. Dies hängt unter anderem mit den eingebrachten nichtmetallischen Bestandteilen und den damit erhöhten Schmelzsatzbedarf zusammen.

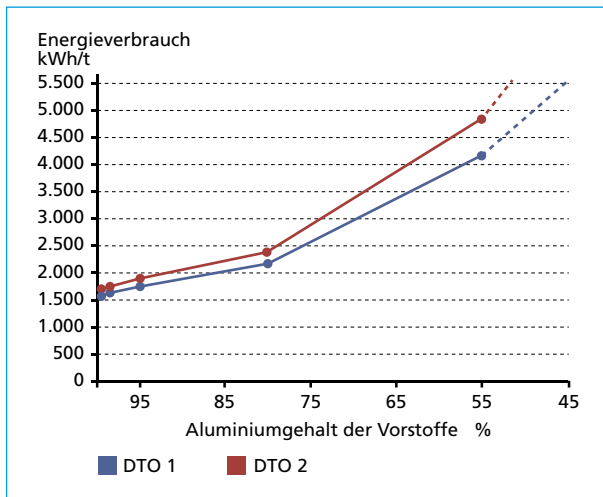


Bild 3:

Energieverbrauch zweier Drehtrommelöfen beim Schmelzen von Vorstoffen unterschiedlichen Aluminiumgehalts

Quelle:

Rombach, G.: Grenzen des Recyclings. ISBN 978-3-8322-1429-6, Habilitationsschrift, Schriftenreihe des IME, Shaker Verlag, Aachen, 2003

In den Refiner-Betrieben werden optimale Schmelzausbeuten bei gleichzeitig vom Kunden gewünschter Legierungszusammensetzung durch die Gattierung verschiedener Vorstoffe gewährleistet. Eine Charge zur Herstellung einer AlSi9Cu3-Gusslegierung – z.B. für den Druckguss von Motorblöcken – wird in verschiedenen Refiner-Betrieben aus unterschiedlichen Anteilen an Sekundärrohstoffen zusammengestellt. Dazu gehören Cu-armer Schrott, Fe-freier Gusschrott, Schredderschrott, Späne und Krätzen sowie ein Zusatz von 3 bis 8 Gew.-Prozent Silizium als Legierungselement. [18]

Ofenabgase und Salzschlacken sind die Hauptnebenprodukte des Refinings. Für gewöhnlich beträgt der Metallverlust an die Salzschlacke zwischen 3 und 8 Gew.-Prozent, welcher insbesondere auf das Nichtabsetzen von suspendierten Metalltropfen in der Salzschlackenphase zurückzuführen ist. Der metallische Anteil wird in der Salzschlackenaufbereitung weitgehend wieder zurückgewonnen und als Schlackengröbe bezeichnet. Je nach Verunreinigungsgrad der Vorstoffe und eingestellten Salzfaktor beträgt der gemittelte Salzeinsatz etwa 250 bis 300 kg/t Al für Drehtrommelöfen und ≤ 200 kg/t Al für Kipptrommelöfen mit einem Salzfaktor $< 0,5$. Ungefähr die gleichen spezifischen Mengen an Salzschlacke fallen nach dem Schmelzvorgang an. Der Salzgehalt der nassen Salzschlacken des Drehtrommelofens beträgt ≥ 50 Prozent, während die trockenen Salzschlacken nur noch einen Salzgehalt von < 35 Prozent beinhalten [3].

2.4. Vakuumdestillation von Schwermetallschrotten

Die Vakuumdestillation ist ein schmelzmetallurgisches Raffinationsverfahren, welches sich zur Trennung von non-volatilen (niedriger Dampfdruck) und volatilen Metallen (hoher Dampfdruck) eignet. Die Reduktion des Umgebungsdrucks durch Vakuumanwendung führt dabei zu einer Siedepunkterniedrigung der beteiligten Spezies. Metallurgische Beispiele für die industrielle Anwendung der Destillation sind die

Vakuumentzinkung von entsilberten Blei und der ausgefällten Pb-Ag-Zn-Legierung [16] im Anschluss an den Parkes-Prozess sowie das New-Jersey-Verfahren zur Produktion von hochreinem Zinkstaub oder Zinkoxid aus zinkhaltigen Sekundärrohstoffen in einer Rektifikationskolonne [14]. Für das hier diskutierte VeMRec-Prozessbeispiel soll die Vakuumdestillation einerseits zur Bewertung erhaltener Schwergutfractionen genutzt werden, andererseits als Andienungsschritt Zn-reicher Schwermetallschrotte in der Cu-Metallurgie überprüft werden.

Die Dampfdrücke der beteiligten Stoffe sind die Haupteinflussgrößen des Prozesses. Definitionsgemäß ist der Dampfdruck einer Komponente gleich dem Druck, welchen die gasförmige Phase auf die im Gleichgewicht befindliche flüssige Phase ausübt. Der Dampfdruck einer Komponente verändert sich mit seiner Aktivität in der flüssigen Phase und der Temperatur an der Phasengrenzfläche Schmelze-Gas. [1]

Die Temperaturabhängigkeit des Dampfdrucks eines Reinstoffes kann für das chemische Gleichgewicht zwischen flüssiger und gasförmiger Phase aus der Clausius-Clapeyron'schen Gleichung hergeleitet werden. Sie gibt die Steigung der Dampfdruckkurve einer reinen Flüssigkeit wieder. [1] Die unbestimmte Integration der Gleichung zeigt, dass der logarithmierte Dampfdruck linear abhängig ist von der reziproken Temperatur.

$$\frac{dp}{dT} = \frac{\Delta S_{m,trans}}{\Delta V_{m,trans}} = \frac{\Delta H_{m,v}}{RT^2/p} \iff \ln p = \frac{\Delta H_{m,v}}{R} \cdot \frac{1}{T} + B \quad (2)$$

dp: Dampfdruckänderung in Pa

dT: Temperaturänderung in K

$\Delta H_{m,v}$: molare Verdampfungsenthalpie in J/mol

$\Delta V_{m,v} = V_m(g) - V_m(l)$: Änderung des molaren Volumen zwischen flüssiger und gasförmiger Phase

B: Integrationskonstante

Die Dampfdrücke reiner Stoffe werden auf Basis empirischer Messungen über einen großen Temperaturbereich nach folgender Gleichung angegeben. [11]

$$\log p = A \cdot \frac{1}{T} + B \cdot \log T + C \cdot T + D \quad (3)$$

p: Dampfdruck in mm Hg bzw. Torr (1 Torr = 1,33322 mbar)

T: Temperatur in K

Die Konstanten A, B, C und D nehmen materialspezifische Werte an und werden in der Fachliteratur angegeben. Im nachfolgenden Diagramm sind die logarithmierten Dampfdrücke reiner Metalle, welche für die Schwermetallfraktionen aus dem VeMRec-Projekt relevant sind, in mbar gegen die Temperatur in °C aufgetragen.

Die Dampfdruckkurven von reinem Zink und Blei sind dabei im gesamten Temperaturbereich wesentlich höher als die Dampfdrücke vergesellschafteter Metalle. Um eine möglichst selektive Separation zu ermöglichen, müssen die bei gegebener Temperatur vorherrschenden Dampfdrücke der zu trennenden Metalle deutlich unterschiedlich sein. Die Gegenüberstellung der Dampfdrücke reiner Stoffe kann lediglich zur Abschätzung der selektiven Trennbarkeit von Zink bzw. Blei aus Sekundärrohstoffen

herangezogen werden, berücksichtigt jedoch nicht die im Sekundärrohstoff vorliegenden Konzentrations- bzw. die im schmelzflüssigen Zustand vorherrschenden Aktivitätsverhältnisse.

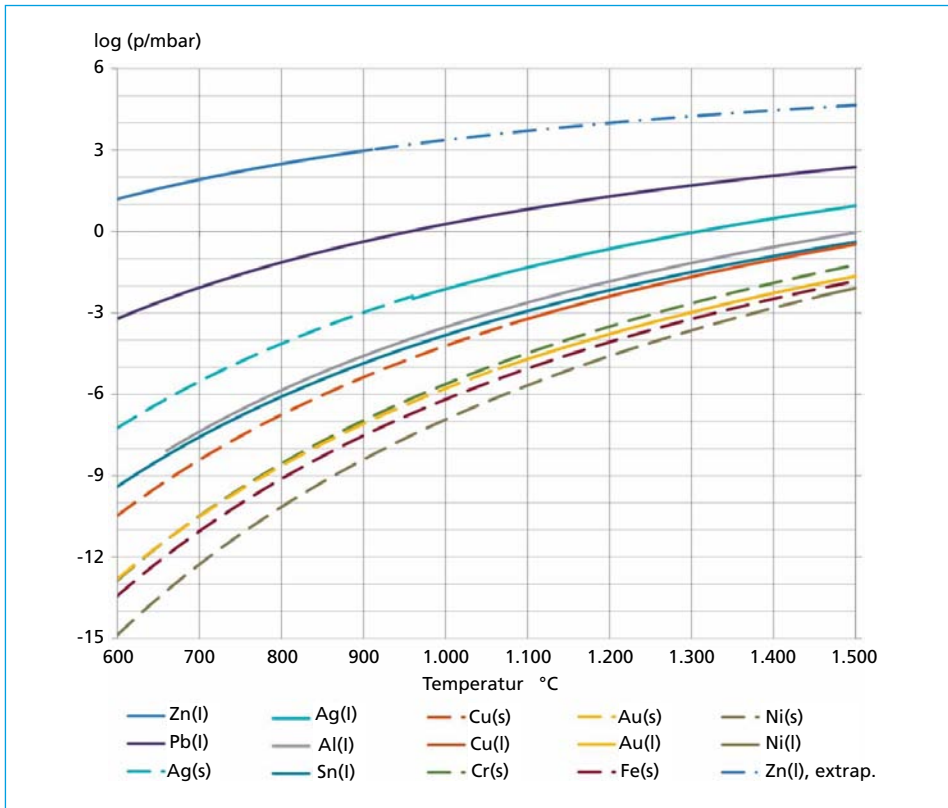


Bild 4: Auftragung von $\log(p/\text{mbar})$ gegen die Temperatur in $^{\circ}\text{C}$

Quelle: Kubaschewski, O.; Alcock, C. B.: Metallurgical Thermochemistry. 5th Edition, p. 358-377, Pergamon Press Ltd., ISBN 0-08-020897-5, 1979

In Mehrkomponentensystemen beschreibt die Aktivität einer Legierungskomponente das Verhältnis vom Dampfdruck als Komponente zum Dampfdruck des reinen Metalls bei gegebener Temperatur [12].

$$p_i = a_i \cdot p_i^0 \quad (4)$$

Mit
$$a_i = \gamma_i \cdot x_i$$

p_i : Sättigungsdampfdruck der Komponente

p_i^0 : Dampfdruck des Reinstoffs i

a_i : Aktivität

γ_i : Aktivitätskoeffizient

x_i : Molenbruch der Komponente i

Der Aktivitätskoeffizient γ_i ist demnach das Verhältnis von wirksamen Stoffmengenanteil a_i und tatsächlichem Stoffmengenanteil x_i einer Komponente i . Er beschreibt das Konvergenzverhalten und die Abweichung vom idealen Verhalten bzw. vom

Molenbruch. Je nach Verhalten einer realen Mischung kommt es zur Anwendung unterschiedlicher Lösungsmodelle. Das Raoult'sche Gesetz gilt für ideale Lösungen ($\gamma_i \rightarrow 1$) und wird häufig für das Lösungsmittel eingesetzt, während das Henry'sche Gesetz ausschließlich für die gelöste Spezies bei unendlich verdünnten Lösungen zur Anwendung kommt.

- Raoult'sches Gesetz: $a_i = x_i$ mit $\gamma_i \rightarrow 1$ für $x_i \rightarrow 1$, d.h. $p_i = x_i \cdot p_i^0$
- Henry'sches Gesetz: $a_i = k \cdot x_i$ mit $\gamma_i \rightarrow k$ für $x_i \rightarrow 0$, d.h. $p_i = x_i \cdot K_i$

mit k: konstanter, dimensionsloser Proportionalitätsfaktor

K_i : Henry-Konstante der Komponente i in der Dimension eines Drucks (empirisch bestimmbar) [1, 12]

Die Aktivitätsverhältnisse einer Schmelze können für verschiedene Temperaturen mit Hilfe der thermochemischen Modellierungssoftware FactSAGE [4] simuliert werden. Es sei angemerkt, dass eine solche Modellierung immer auf das thermochemische Gleichgewicht zwischen Schmelze und Gas bezogen ist und somit keinerlei reaktionskinetischen Effekte berücksichtigt. Exemplarisch wird in Bild 5 die Aktivitätsabhängigkeit des Dampfdrucks von Zink für den Anfangs- und Endpunkt der Zn-Verdampfung aus einer Schwergutfraktion 10-40 mm grafisch dargestellt. Zum Vergleich ist ebenfalls der Dampfdruck von reinem Zink gegen die Temperatur aufgetragen. Bei fortschreitender Verdampfung werden in Folge der Aktivitätsabnahme des Zinks der Zink-Dampfdruck und somit auch die Verdampfungsneigung deutlich verringert. Bei einer Temperatur von

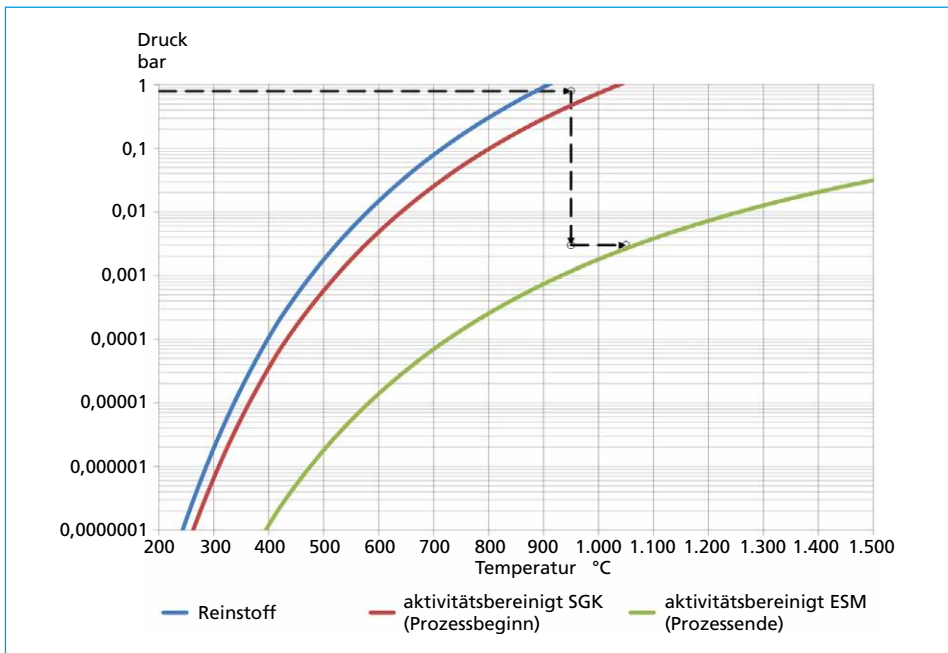


Bild 5: Dampfdruck von Zink als Reinstoff und von Zink als Komponente bei fortschreitender Verdampfung aus konditioniertem Schwergutkonzentrat 10-40 mm (SGK) bis hin zum entzinkten Schwermetall (ESM)

Daten aus: CRCT/ThermFact Inc., GTT-Technologies; FactSAGE 6.4. Thermochemische Modellierungssoftware und -Datenbank, 2014

1.050 °C beträgt der berechnete Sättigungsdampfdruck von reinem Zink 3,533 bar, bei einem Zink-Gehalt von etwa 27 Gew.-Prozent im Schwergutkonzentrat 10 bis 40 mm noch 1,104 bar und schließlich bei einer Zink-Konzentration von etwa 0,1 Gew.-Prozent am Ende der Vakuumdestillation nur noch $2,66 \cdot 10^{-3}$ bar. Eine mögliche Prozessführung ist in Bild 5 durch gestrichelte Pfeile angedeutet. Demnach folgt auf eine Temperaturerhöhung bis 950 °C der Destillationsbeginn durch eine allmähliche Druckabsenkung auf bspw. 3 mbar. Um das enthaltene Zink möglichst vollständig zu verdampfen, kann auf die Druckabsenkung eine weitere Temperaturerhöhung bis 1.050 °C folgen.

Die Destillation kann kinetisch in vier Teilschritte unterteilt werden: Wärme- und Stofftransport in der Schmelze, Verdampfung, Stofftransport durch den Gasraum und Kondensation. Die Teilschritte laufen parallel ab, allerdings ist der langsamste Schritt geschwindigkeitsbestimmend. Für eine ausführlichere Erklärung der kinetischen Vorgänge wird an dieser Stelle auf die Fachliteratur hingewiesen. [22]

3. Experimentelle Untersuchung

3.1. Leichtmetall-Umschmelzversuche

Ziel der durchgeführten Refiningversuche ist die Identifizierung von Störstoffen in Abhängigkeit der Korngröße und des Vorsortierungsgrads beim Salzbadtrennschmelzen. Dazu wird das in der Rostaschenaufbereitungsanlage herausgetrennte NE-Metallkonzentrat der Körnung 8 bis 40 mm zunächst geprallt und anschließend das mechanisch vorkonditionierte NE-Metallkonzentrat 3 bis 40 mm auf fünf Kornklassen aufgeteilt. Die jeweiligen Kornfraktionen werden entweder nach einer Vorbehandlung mittels erneuter Trommelmagnet- und Wirbelstromscheidung (abk. TMS und WSS) – Vorsortierungsgrad A – oder ohne gesonderte Vorbehandlung – Vorsortierungsgrad B – einer Dichtesortierung nach dem Röntgentransmissionsprinzip unterzogen. Das nach der XRT-Sortierung anfallende Leichtgut wird beprobt und mit Hilfe einer Probeschmelze unter Salz hinsichtlich Schmelzausbeute und chemischer Zusammensetzung bewertet. Hierzu kommen widerstandsbeheizte Tiegelöfen des IME zum Einsatz.

3.1.1. Versuchsaufbau

Für die Technikumsschmelzen wird ein kipparer Gießofen verwendet (Bild 6), dessen Ton-Graphittiegel ein Fassungsvermögen von etwa 35 l besitzt. Über dem Ofen befindet sich eine schwenkbare Rührereinheit der Firma Foseco, bestehend aus einem Graphitschaft mit zylindrischen Rotorkopf, welche von einem einstellbaren Motor angetrieben werden.

Der hohe Anteil nichtmetallischer Komponenten in der nicht vorbehandelten Leichtgutfraktion B 6-10 mm hat erhebliche Probleme in der Durchführung eines Technikumversuches zur Folge, die schließlich zu einem Versuchsabbruch geführt haben. Um dennoch Kenntnisse über die Leichtgutfraktionen aus der Kornklasse 6-10 mm zu gewinnen, sind diese im verkleinerten Maßstab bewertet worden. Für die

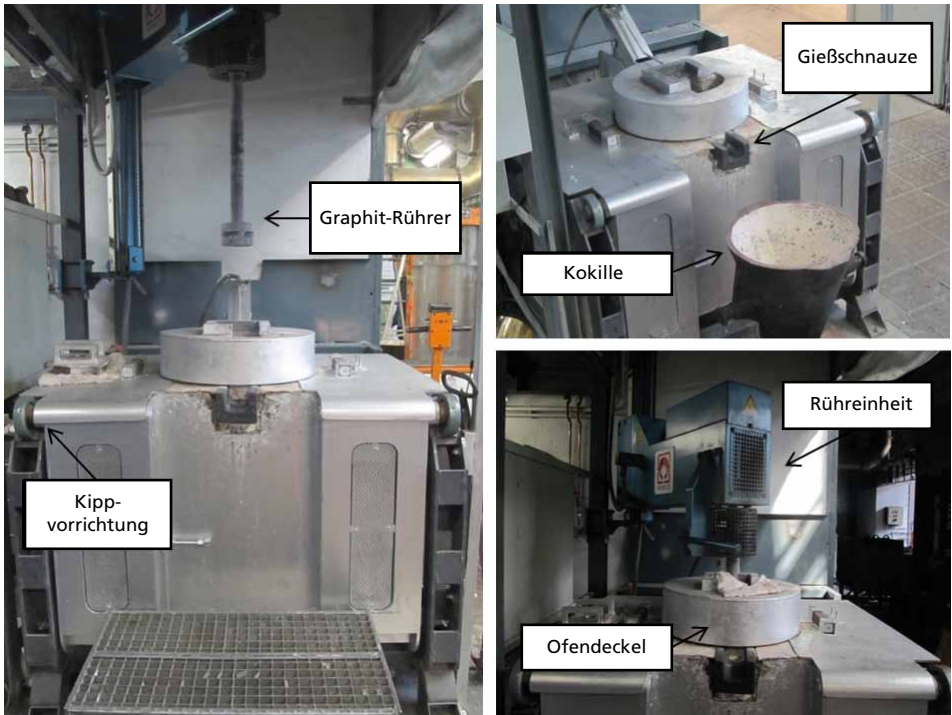


Bild 6: Aufbau der Technikumsschmelzversuche am IME

Laborschmelzen kommt ebenfalls ein widerstandsbeheizter Tiegelofen zum Einsatz, in dem Ton-Graphittiegel mit einem Fassungsvermögen von etwa 2 l verwendet werden. Der Aufbau verfügt ebenfalls über einen Rührer mit Graphitrührkopf und ist geometrisch vergleichbar mit dem Aufbau im Technikumsmaßstab.

3.1.2. Versuchsplan und -durchführung

Die Schmelzsalzzusammensetzung ist in Tabelle 1 angegeben. Es handelt sich um rezykliertes Schmelzsalz (Handelsname RESAL), welches aus der Salzschlackenaufbereitung stammt. Der Fluoridzusatz wird auf drei Prozent der eingesetzten RESAL-Menge festgelegt und besteht zu etwa 99 Gew.-Prozent aus CaF_2 (Tabelle 1).

Komponente	NaCl	KCl	CaF_2	SO_4^{2-}	Trocknungsverlust
Anteil Gew.-%	48,82	47,27	0,13	0,16	3,1
Komponente	CaF_2	CaO	Al_2O_3	SiO_2	sonstige Bestandteile
Gemittelter Anteil Gew.-%	98,9	0,35	0,02	0,17	FeO, S, C, P; je <0,02

Tabelle 1:

Herstellerangaben zur Zusammensetzung des rezyklierten Schmelzsalzes (RE-SAL) und des CaF_2 -Zusatzes

Um auch zu Beginn der Chargierung der jeweiligen, umzuschmelzenden Leichtgutfraktion eine Rührung zu gewährleisten, wird so viel Salz vorgelegt, dass nach Erschmelzen des Salzes der Graphitrührer etwa 1 cm in die Salzschnmelze eintaucht. Die damit erforderliche Salzmenge beträgt etwa 19 kg, so dass den Technikumsschnmelzen ein Vorstoff zu Salz-Verhältnis von 1,6:1 zu Grunde liegt. Die Rotationsgeschwindigkeit des Graphitrührers ist frei wählbar und wird auf 191 U/min eingestellt.

Tabelle 2: Versuchsplan zur Bewertung des Störstoffeintrags in Abhängigkeit der Kornklasse und des Vorsortierungsgrades

Maßstab	Vorsortierungsgrad	Kornklasse	Vorstoffmenge	RESAL/ CaF ₂ -Einsatz	Vorstoff: Salz- Verhältnis	Temperatur	Rührer geschwin- digkeit
	A/B	mm	kg	kg	–	°C	U/min
Technikumsschnmelzen (T)	A: TMS+WSS	10-20	31,635	19,116/ 0,573	1,6:1	750	191
	B: ohne	10-20	31,748	19,098/ 0,580	1,6:1	750	191
	A: TMS+WSS	20-30	31,565	19,098/ 0,573	1,6:1	750	191
	B: ohne	20-30	31,601	19,049/ 0,571	1,6:1	750	191
	A: TMS+WSS	> 30	31,755	19,080/ 0,572	1,6:1	750	191
	B: ohne	> 30	30,992	19,040/ 0,571	1,6:1	750	191
	B: ohne	10-40	31,544	19,234/ 0,578	1,6:1	750	191
Labor- schnmelzen (L)	A: TMS+WSS	6-10	1,468	1,484/ 0,045	1:1	750	400
	B: ohne	6-10	1,428	1,464/ 0,044	1:1	750	400

TMS: Trommelmagnetscheider

WSS: Wirbelstromscheider

Die Leichtgutfraktionen der Körnung 6-10 mm werden aufgrund der stärkeren nicht-metallischen Verunreinigung im Labormaßstab mit einem erhöhten Salzeinsatz (Vorstoff zu Salz-Verhältnis von 1:1) bewertet. Dem verkleinerten Maßstab entsprechend werden allerdings höhere Rührergeschwindigkeiten von etwa 400 U/min gewählt. Im Gegensatz zu den Technikumsschnmelzversuchen kann der Rührer ebenfalls in seiner vertikalen Position verändert werden. Der Versuchsplan der Umschnmelzversuche der klassierten Leichtgutfraktionen ist in Tabelle 2 zusammengefasst.

Alle Einsatzstoffe werden vor Versuchsbeginn für mindesten 12 Stunden bei 105 °C getrocknet. Sobald die Temperatur des Salzbadens konstant bei etwa 750 °C liegt, wird der Vorstoff unter Rührung mit Hilfe einer Chargierschaufel auf die Salzbadoberfläche bzw. Schnmelze gegeben. Auf die Chargierphase, welche im Labor etwa 1¼ Stunden und im Technikum etwa 2½ bis 3 Stunden andauert, folgt eine zehnminütige Rühr- sowie eine zwanzigminütige Absetzphase, um sicherzustellen, dass in der Salzschnmelze

suspendierte Metalltropfen aufgrund ihrer höheren Dichte in die Metallschmelze ablaufen. Nach erneuter Temperaturkontrolle der Metallschmelze wird bei 750 °C das gesamte Schmelzbad inklusive Salzschlacke über die Gießschnauze in eine vorgeheizte Stahlkokille abgegossen. Der im Tiegel verbleibende Rest wird ebenfalls in die Stahlkokille ausgekratzt. Lediglich bei den Leichtgutfraktionen > 30 mm konnten nicht aufgelöste Schwergutteile wie massive Stahlschrauben am Tiegelboden erkannt und beim Abguss separat entfernt werden.

In der Versuchsnachbereitung werden der erstarrte Metallabguss und die Schlackenphase voneinander getrennt. Die auf der Metallblockoberfläche befindliche Salzkruste wird mit Wasser abgereinigt, der Metallblock anschließend getrocknet, verwogen und auf drei horizontalen Ebenen (oben/mitte/unten) für eine chemische Analyse mittels ICP-OES beprobt. Bei den Laborschmelzen erfolgt die chemische Analyse durch ein Funkenspektrometer.

3.1.3. Versuchsergebnisse

Das nachfolgende Säulendiagramm (Bild 7) stellt die nach Gleichung 1 bestimmte Schmelzausbeute in Abhängigkeit der Kornklasse und des Vorsortierungsgrades dar. Aufgrund des hohen Salz factors sind in der Versuchsnachbereitung nur äußerst geringe Metallverluste an die Schlacke beobachtet worden, welche somit unter der Annahme gleichmäßiger Verluste in allen Schmelzversuchen für die Betrachtung vernachlässigt werden.

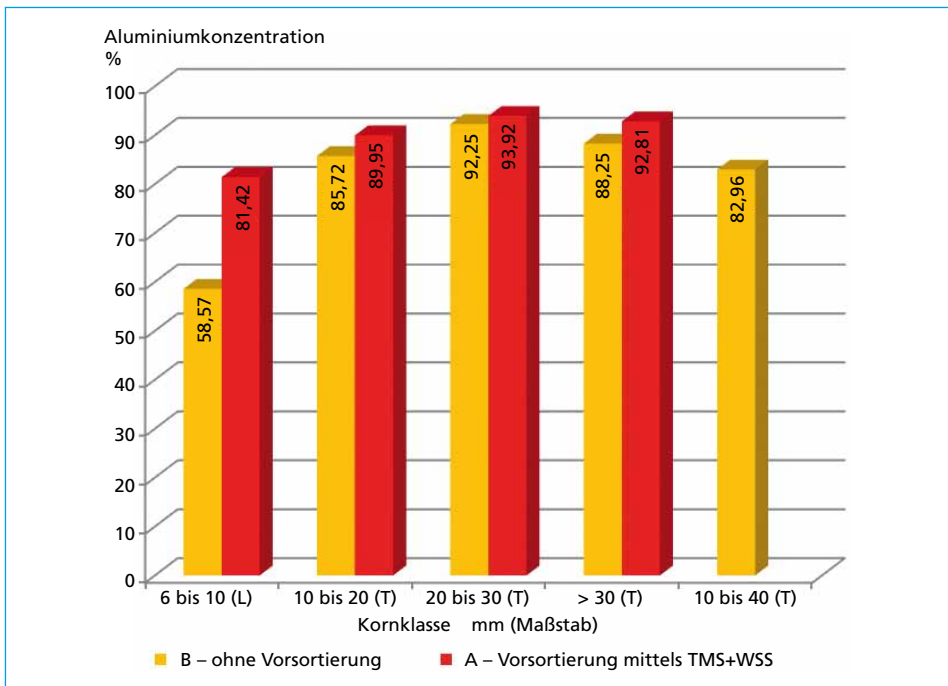


Bild 7: Im Labor- (L) und Technikumsmaßstab (T) ermittelte Schmelzausbeuten in Abhängigkeit des Vorsortierungsgrades und der Kornklasse

Der optische Eindruck der Vorstofffraktionen wird durch die bilanziellen Ergebnisse bestätigt. Mit den Leichtgutfraktionen der Kornklasse 6 bis 10 mm werden unabhängig vom Vorsortierungsgrad die geringsten Schmelzausbeuten erzielt. Der Unterschied von 58,6 Prozent zu 81,4 Prozent zwischen nicht vorsortierten (B) und vorsortierten (A) Vorstoff verdeutlicht, dass sich in dieser Kornklasse noch ein sehr hoher Anteil an freier Mineralik befindet, welcher jedoch mit einfachen Aufbereitungsmethoden – erneute Wirbelstromscheidung – unter möglichst geringen Metallverlusten an die mineralische Restfraktion deutlich reduziert werden kann. Die Vorsortierung mittels TMS und WSS zeigt in allen Kornklassen einen positiven Effekt auf die Schmelzausbeute. In der Kornklasse 20 bis 30 mm werden die höchsten Schmelzausbeuten festgestellt, so dass aufgrund des grundsätzlich hohen Metallinhalts dieser Kornklasse der Unterschied zwischen beiden Aufbereitungstiefen hier am geringsten ausfällt.

Zum Vergleich ist ebenfalls das Leichtgut 10 bis 40 mm aufgetragen, welches aus dem standardmäßigen Betrieb der VeMRec-Pilotanlage stammt. Die Schmelzausbeute fällt gegenüber den einzelnen Kornklassen in diesem Körnungsbereich eher gering aus, was damit zu erklären ist, dass sich durch eine ineffiziente Siebklassierung noch Anteile < 10 mm im zu sortierenden Gut befinden. D.h. über den Eintrag von nichtmetallischen Störstoffen der Kornfraktion < 10 mm wird die Schmelzausbeute auf etwa 83 Prozent geschmälert.

Die mittlere chemische Zusammensetzung der metallischen Produktlegierungen ist in Tabelle 3 zusammengefasst. In Bild 8 ist zudem die Aluminiumkonzentration über die Kornklasse für beide Vorsortierungsgrade aufgetragen. Der Aluminiumgehalt der Produktlegierungen aus den einzelnen Kornklassen > 10 mm ist mit Werten um 90 Gew.-Prozent ausreichend hoch und zeigt keine direkte Abhängigkeit von der Korngröße. Die Vorsortierung zeigt hier ebenfalls eine leicht positive Wirkung auf den Al-Inhalt des Vorstoffs in den jeweiligen Kornklassen. Grundsätzlich fällt bei der optischen Begutachtung auf, dass sehr viele unregelmäßig geformte Schmelzkörper im Leichtgut vorliegen. Diese metallischen Schmelzkörper deuten auf ein partielles Aufschmelzen von Aluminiumwerkstoffen in der Abfallverbrennung hin, so dass eine chemische oder/und physikalische Aufnahme von Fremdmetalbestandteilen im Vorfeld des metallurgischen Schmelzvorganges nicht auszuschließen ist. Die Leichtgutfraktion der Kornklasse 6 bis 10 mm weist die geringsten Al-Gehalte und damit den höchsten Eintrag an Fremdmetallen, insbesondere Zn und Cu, auf. Zum einen können die überwiegend höherschmelzenden Fremdmetalpartikel aufgrund der geringeren Korngröße auch bei geringeren Verweildauern besser in der Aluminiumschmelze gelöst werden. Zum anderen ist ebenfalls wegen der geringen Korngröße eine lokale Umsetzung von edleren Metalloxiden mit metallischem Aluminium wahrscheinlicher. Die überwiegend stattfindenden Lösungsmechanismen von Fremdmetallen werden demnach mit anderen thermochemischen Vorgängen wie der metallothermischen Reduktion von Fremdmetalloxiden überlagert, so dass eine genaue Zuordnung des Fremdmetalleintrags nicht abschließend geklärt werden kann.

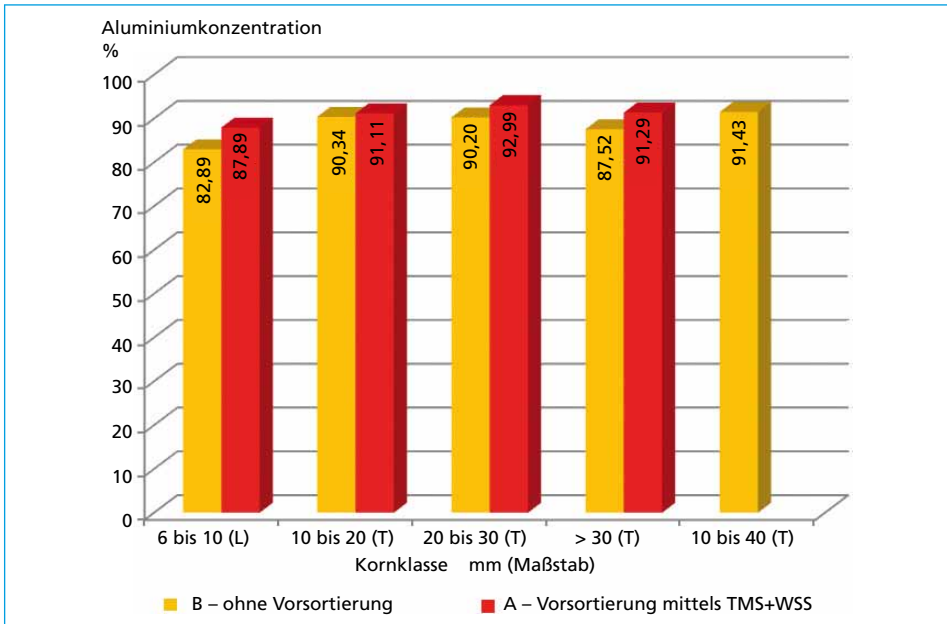


Bild 8: Gemittelte Aluminiumkonzentration der metallischen Produktlegierung

Der Silizium-Gehalt liegt über die gesamte Versuchsreihe konstant bei 2,2-2,7 Gew.-Prozent. Ein Einfluss der Vorsortierung ist für Silizium nicht zu erkennen, so dass davon auszugehen ist, dass Silizium überwiegend als Legierungselement innerhalb der Aluminiumpartikel eingebracht wird. Während der Mangan-Gehalt ebenso konstant bei etwa 0,2 Gew.-Prozent liegt, ist Magnesium lediglich in sehr geringen Gehalten < 0,1 Gew.-Prozent vorhanden.

Die Verteilung der Hauptbegleitelemente Cu, Zn, Fe und Pb ist in Bild 9 für die Kornfraktionen > 10 mm grafisch dargestellt. Insbesondere der Anteil an Cu, Zn und Pb kann durch eine der XRT-Sortierung vorgeschalteten TMS und WSS deutlich reduziert werden. Hierbei spielen neben Kornform und -größe die gegenüber Aluminium ($13 \frac{10^3 \cdot \text{m}^2}{\Omega \cdot \text{kg}}$) und Aluminiumlegierungen ($5-12 \frac{10^3 \cdot \text{m}^2}{\Omega \cdot \text{kg}}$) niedrigen Leitfähigkeits- zu Dichte-Verhältnisse von Zink ($2,4 \frac{10^3 \cdot \text{m}^2}{\Omega \cdot \text{kg}}$), Messing ($1,8 \frac{10^3 \cdot \text{m}^2}{\Omega \cdot \text{kg}}$) und Blei ($1,0 \frac{10^3 \cdot \text{m}^2}{\Omega \cdot \text{kg}}$) eine entscheidende Rolle, so dass diese bei der Wirbelstromscheidung weniger stark ausgelenkt werden und aus der Leichtgutfraktion abgereichert werden [13]. Die Konzentrationsrückgänge an Kupfer und Zink sind jedoch nicht gleichmäßig, so dass der Eintrag dieser Elemente nicht nur über fehleingetragene Messingteile erklärt werden kann, sondern ebenfalls über Kupfer- und Zinklegierungen höherer Reinheit und als Legierungselemente in Aluminiumlegierungen stattfindet. Der Blei-Gehalt wird trotz der insgesamt geringen Konzentrationen von < 0,25 Gew.-Prozent durch die Vorsortierung um etwa die Hälfte reduziert. Demnach liegt die Schlussfolgerung nahe, dass Blei in der mechanisch vorkonditionierten NE-Metallfraktion überwiegend frei und zudem im Korngrößenbereich 10 bis 20 mm konzentrierter vorliegt.

Tabelle 3: Mittlere chemische Zusammensetzung der Metallprodukte

Maßstab	Vor-sortierungs-grad	Korn-klasse mm	Al	Si	Cu	Zn	Fe	Pb	Sonstige Bestand-teile
			Gew.-%						
Technikums-schmelzen (T)	A: TMS+WS	10 bis 20	91,109	2,205	2,578	2,588	0,747	0,082	0,691
	B: ohne	10 bis 20	90,344	2,240	3,302	2,570	0,776	0,234	0,533
	A: TMS+WSS	20 bis 30	92,987	2,344	2,287	1,214	0,616	0,071	0,481
	B: ohne	20 bis 30	90,199	2,739	3,362	2,088	0,848	0,143	0,620
	A: TMS+WSS	> 30	91,295	2,478	2,819	1,573	0,965	0,098	0,771
	B: ohne	> 30	87,521	2,341	4,346	2,135	1,895	0,171	1,592
	B: ohne	10 bis 40	91,43	2,20	2,99	2,07	0,752	0,096	0,462
Labor-schmelzen (L)	A: TMS+WSS	6 bis 10	87,890	2,257	3,557	5,087	0,673	0,093	0,443
	B: ohne	6 bis 10	82,890	2,327	5,490	7,696	0,943	0,144	0,510

TMS: Trommelmagnetscheider

WSS: Wirbelstromscheider

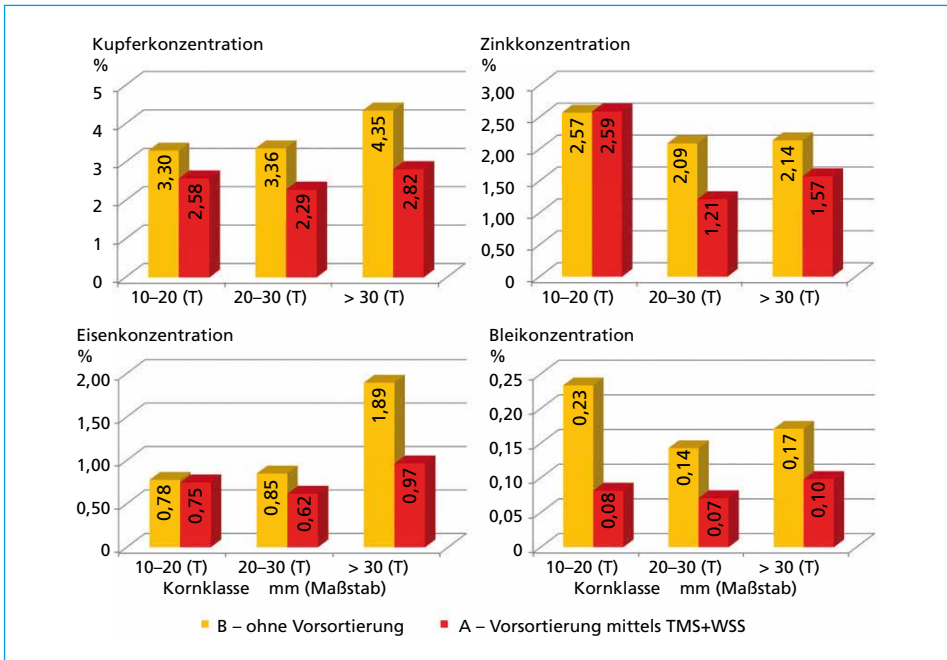


Bild 9: Gemittelte Konzentrationen der Begleitelemente Cu, Zn, Fe und Pb im Metallprodukt der Leichtgutfraktionen ohne (B) und mit Vorsortierung (A)

Die Verringerung des Eisen-Anteils durch Vorsortierung fällt geringer aus. Dies hängt damit zusammen, dass es sich überwiegend um nicht- oder schwermagnetisierbare Edelstahlteile handeln muss, welche nicht mit Hilfe der Trommelmagnetscheidung entfernt werden können. Demnach reicht auch die Kaltumformung durch die Prallmühle nicht aus, um eine Bildung von magnetisierbaren Verformungsmartensit hervorzurufen [8].

Bei der Leichtgutfraktion $B > 30$ mm liegt ein Ausreißer hinsichtlich des Eisen-, Chrom- und Nickelgehalt vor, deren Konzentrationen insbesondere im Metallfuß erhöht sind. Die optische Begutachtung des Metallabgusses hat ergeben, dass am Metallfuß eine nicht aufgeschmolzene Edelstahlschraube eingeschlossen worden ist. Bei den vorsortierten Leichtgutfraktionen lassen sich ebenfalls für die Kornklasse $A > 30$ mm die höchsten Fe- und Ni-Gehalte feststellen. Der Gehalt sonstiger Bestandteile fällt für beide Leichtgutfraktionen der Kornklasse > 30 mm erhöht aus, wobei der hohe Wert von 1,592 Gew.-Prozent für die Leichtgutfraktion ohne Vorsortierung durch eine inhomogene Elementverteilung im Metallprodukt und einen damit verbundenen Analysefehler zu erklären ist.

3.2. Schwermetall-Destillationsversuche

Eine Vakuumdestillation bietet sich aufgrund des hohen Zn-Inhalts zur Bewertung der Schwergutfraktionen, gegebenenfalls sogar zur direkten Gewinnung metallischen Zinks im Prozess an.

Die eingesetzten Vorstoffe sind erneut in A und B nach Sortierungsgrad kategorisiert. Während die Schwergutfraktionen der Kategorie B aus NE-Metallkonzentraten ohne Vorsortierung in den jeweiligen Kornklassen generiert worden sind, handelt es sich bei den Schwergutfraktionen A um klassiertes Material, welches mittels TMS und WSS vorsortiert und im Anschluss an die XRT-Sortierung zur Minimierung des Edelstahlanteils auf einem Induktionssortierer (ISS) nachsortiert worden ist. Diese Vorgehensweise zielt auf eine kornklassenabhängige Betrachtung (6-10, 10-20, 20-30, > 30 mm) des Eintrags an Störstoffen wie nichtmetallischen Komponenten und unerwünschten Fremdmetallen.

3.2.1. Versuchsaufbau

In Bild 10 ist eine Prinzipskizze des verwendeten Versuchsaufbaus zur Vakuumdestillation in einem Mittelfrequenz-Induktionsofen dargestellt. Die Vorstofffraktionen werden in einem 2 l Ton-Graphittiegel eingesetzt, welcher von einer wassergekühlten Kupferspule aufgenommen wird. Die benötigte Wärme wird zum Großteil direkt im Schwergut erzeugt, da dieses überwiegend metallisch leitend ist. Über den ankoppelnden Tongraphittiegel wird ebenfalls Wärme von außen in das Schmelzgut eingetragen. Auf den Tongraphittiegel befindet sich die Destillationseinheit, welche aus einem Graphitdeckel mit Prallplatte, dem darüber befindlichen Kondensator und einem Überlauf zur Aufnahme von flüssigem Kondensat besteht. Die Temperatur des Aufbaus wird an verschiedenen Messstellen kontinuierlich mitgeschrieben, wesentlich sind Schmelzgut-, Dampfstrom- und Kondensatorwandtemperatur.

Das Vakuum wird mit Hilfe einer Drehkolben- und einer Pumpe erzeugt und erreicht Endwerte zwischen 10^{-2} und 10^{-1} mbar. Des Weiteren besteht die Möglichkeit, die Ofenkammer mit Schutzgas (z.B. Argon) zu fluten.

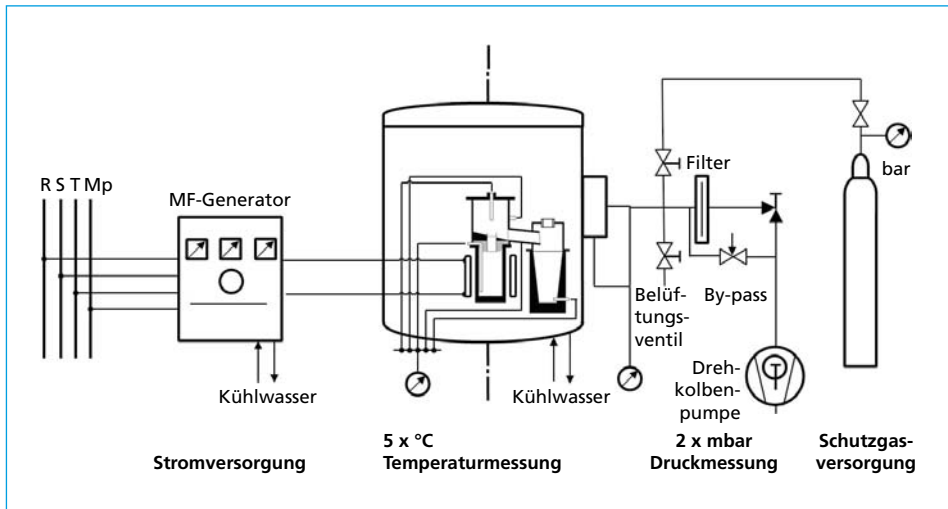


Bild 10: Mittelfrequenz-Vakuuminduktionsöfen mit eingebauter Destillationseinheit

3.2.2. Versuchsplan und -durchführung

Um auf ein einsetzbares Probengewicht von etwa 2,5 kg zu kommen, erfolgt zunächst eine Probenteilung mittels Riffelprobenteiler für die Schwergutfractionen in den Kornklassen 6-10, 10-20 und 20-30 mm. Für die Kornklasse > 30 mm ist der verwendete Riffelprobenteiler nicht geeignet, so dass die Probenteilung hier durch Kegeln und Vierteln erfolgt. Im Anschluss an die Probenteilung werden alle Proben bei 105 °C für mindestens 12 Stunden getrocknet.

Die Versuchsdurchführung wird nach technischen Möglichkeiten für alle Vorstoffe gleich gehalten: Nach einer gleichmäßigen Erhitzung auf 950 °C unter 800 mbar Argon wird mit der Evakuierung der Ofenkammer begonnen, bis eine erste Destillation einsetzt. Der Destillationsbeginn kann an einem plötzlichen Anstieg der Dampfstrahltemperatur erkannt werden. Sobald die Dampfstrahltemperatur von ihrem Spitzenwert (etwa 750 bis 800 °C) abfällt, wird der Druck bis zu dem unter Versuchsbedingungen erreichbaren Endwert abgesenkt. Die Temperatur im Tiegel wird auf 1.050 °C erhöht und für eine halbe Stunde gehalten. Bei Enddrücken von etwa 2 mbar ist bei dieser Temperatur für alle bewerteten Schwergutfractionen keine weitere Destillationsstufe zu erkennen. Nach der Haltephase bei 1.050 °C wird der Druck auf 650 mbar Argon angehoben und die Temperatur auf 1.250 °C erhöht, um eine erneute Verdampfung auszuschließen und die Tiegelschmelze zu homogenisieren. Der zeitliche Verlauf eines Versuches ist exemplarisch in Bild 11 dargestellt.

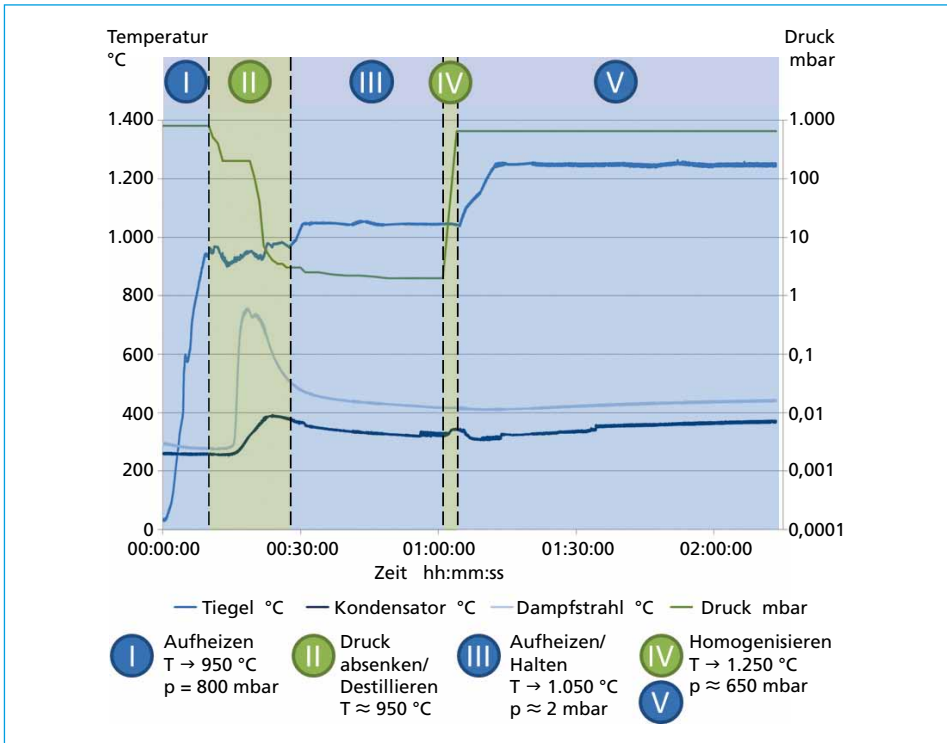


Bild 11: Zeitlicher Verlauf eines Destillationsversuchs, exemplarisch für die Schwergutfraktion A 20-30 mm

In der Versuchsnachbereitung werden die Versuchsprodukte Tiegelmetall, Kondensat und – falls vorhanden – auf dem Tiegelmetall befindliche nichtmetallische Komponenten separat entnommen, verwogen und analysiert.

3.2.3. Versuchsergebnisse

Die Anteile der Produktphasen sind in Bild 12 über die Kornklasse für die Sortierungsgrade A und B aufgetragen. In den Kornklassen 6-10 und 10-20 mm und teilweise 20-30 mm sind erhöhte Anteile an nichtmetallischen Komponenten (NMK) festzustellen. Die Vorbehandlung mittels WSS für Sortierungsgrad A führt stets zu einer deutlichen Verringerung des NMK-Anteils. Bei der Vakuumdestillation auftretende diffuse Massenverluste an Metalldampf, feinkörniger NMK und pyrolysiertes Organik sind nicht mit aufgetragen und liegen zwischen 2 und 6 Gew.-Prozent.

Die kornklassenabhängige Darstellung lässt erkennen, dass bei zunehmender Korngröße mit abnehmendem Kondensatanteil der Anteil an Tiegelmetall in etwa um den gleichen Betrag zunimmt. D.h. bei Betrachtung eines Sortierungsgrades A oder B sind in den Kornfraktionen 20-30 und > 30 mm nicht nur weniger nichtmetallischen Komponenten, sondern ebenfalls weniger volatile Komponenten wie Zink enthalten.

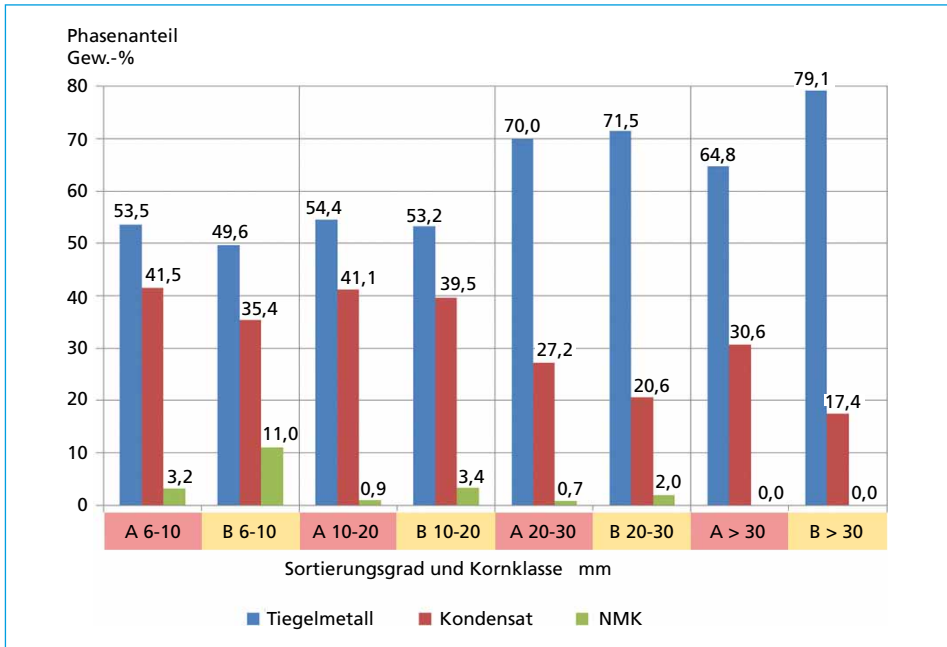


Bild 12: Kornklassenabhängigkeit der Phasenverteilung nach Vakuumdestillationsschmelzen von Schwergutfractionen unterschiedlichen Aufbereitungsgrades

Die höheren Zinkanteile der feinkörnigeren Fraktionen hängen unter anderem mit den spröden Eigenschaften ausgedienter Zinkwerkstoffe zusammen, welche demnach durch die Aufschlusszerkleinerung mittels Prallmühle in den kleineren Kornklassen angereichert werden können. Dies wird ebenfalls durch die Ergebnisse der Leichtgutbewertung bestätigt (Tabelle 3). Gleichzeitig sind in den Schwergutfractionen B 20-30 und > 30 mm ohne induktive Nachsortierung noch erhebliche Anteile an Edelstählen vorhanden, deren Legierungselemente aufgrund ihrer geringen Dampfdrücke im Tiegelmetall verbleiben (vgl. Bild 4) und somit den Metallanteil anheben.

Dies wird ebenfalls anhand der chemischen Analysen der erzeugten Metallphasen ersichtlich (Bild 13). Der Fe-Anteil zeigt eine eindeutige Abhängigkeit von der Korngröße und steigt von 1,5 Gew.-Prozent im Tiegelmetall aus B 6-10 mm auf schließlich 28,9 Gew.-Prozent im Tiegelmetall aus B > 30 mm stark an. Die Gehalte an Nickel und Chrom steigen ebenfalls mit zunehmender Kornklasse im einstelligen Prozentbereich an. D.h. der Eintrag an Edelstählen im Schwergutprodukt des Mittelkorns 10-40 mm ist über die > 30 mm Fraktion am höchsten. Im Falle der Schwergutfraction B > 30 mm passen die prozentualen Verhältnisse von Fe, Cr, Ni im Tiegelmetall mit der Zusammensetzung von haushaltsüblichen 18/10 Chromnickelstahl (WNr. 1.4301) überein. Die Verhältnisse an Fe, Cr, Ni verändern sich aufgrund der mit abnehmender Korngröße zunehmenden Eintragsvarianz. Die Vorstofffraktionen A zeigen ebenfalls einen solchen kornklassenabhängigen Trend, allerdings bei deutlich verringerten Gehalten, so dass die Edelstahl-Entfernung durch eine tiefere Aufbereitung (TMS, WSS, ISS) als erfolgreich

bezeichnet werden kann. Um die mit jeder Abtrennung verbundenen Wertmetallverluste möglichst gering zu halten, wird der Edelstahlanteil nicht gänzlich separiert. Über das gesamte Kornspektrum sind Al-Gehalte im zweistelligen Prozentbereich festzustellen, welche hauptsächlich auf die Parametrierung des XRT-Sortierers und den damit verbundenen Fehlausträgen an Aluminiumwerkstoffen zurückzuführen sind. Die Cu-Gehalte im Tiegelmetall liegen zwischen 47,9 Gew.-Prozent und 76,6 Gew.-Prozent.

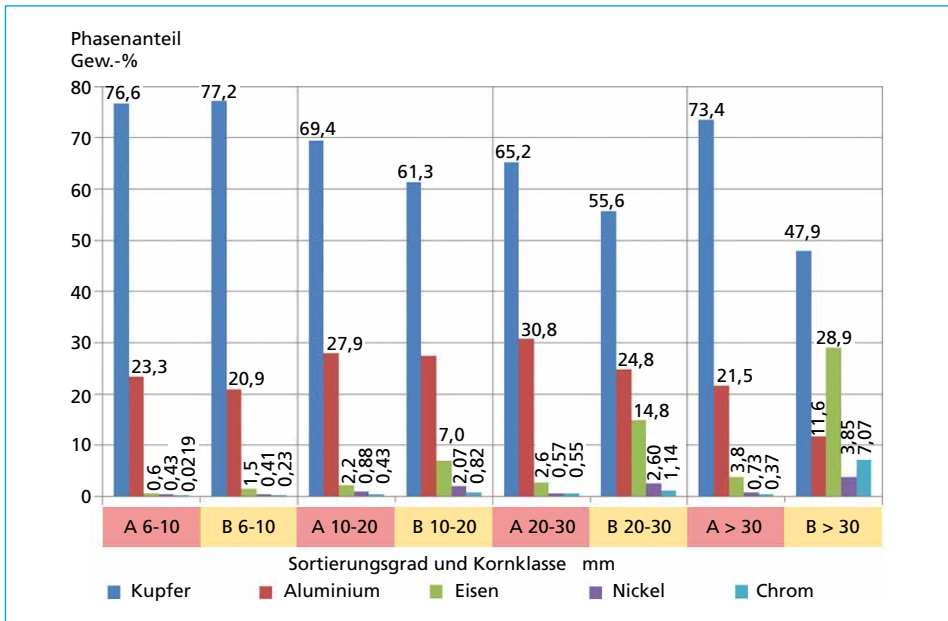


Bild 13: Hauptbestandteile im Metallprodukt nach Vakuumdestillation von Schwergutfractionen unterschiedlichen Aufbereitungsgrades und Kornklasse

Die Gehalte an Zink im Tiegelmetall sind im Mittel von ungefähr 27 Gew.-Prozent bis auf 0,1 Gew.-Prozent durch die Vakuumdestillation zurückgegangen (Bild 14) und im Kondensat auf bis zu etwa 88 Gew.-Prozent angereichert worden. Demnach ist die Zink-Entfernung bei einer Temperatur von 1050 °C und einem Enddruck von etwa 2 mbar erfolgreich, während diese Bedingungen aus thermochemischen Gründen für eine vollständige Pb-Entfernung nicht ausreichen. Die mittleren Restgehalte an Blei betragen < 1 Gew.-Prozent im Metall und unterliegen innerhalb der Versuchsreihen relativ starken Schwankungen. In allen Metallproben können Anteile an Zinn und Silber im Bereich ≤1 Gew.-Prozent nachgewiesen werden. Die Werte der Sn- und Ag-Gehalte unterliegen ebenfalls hohen Schwankungen, welche nicht nur mit der Vor- und Nachsortierung, sondern ebenfalls mit der Probenentteilung zusammenhängen. Gold liegt in zwei von acht Proben als Spurenelement vor. Neben dem Eintrag an Fremdmetallen muss für eine ganzheitliche Betrachtung allerdings auch die Phasenverteilung berücksichtigt werden.

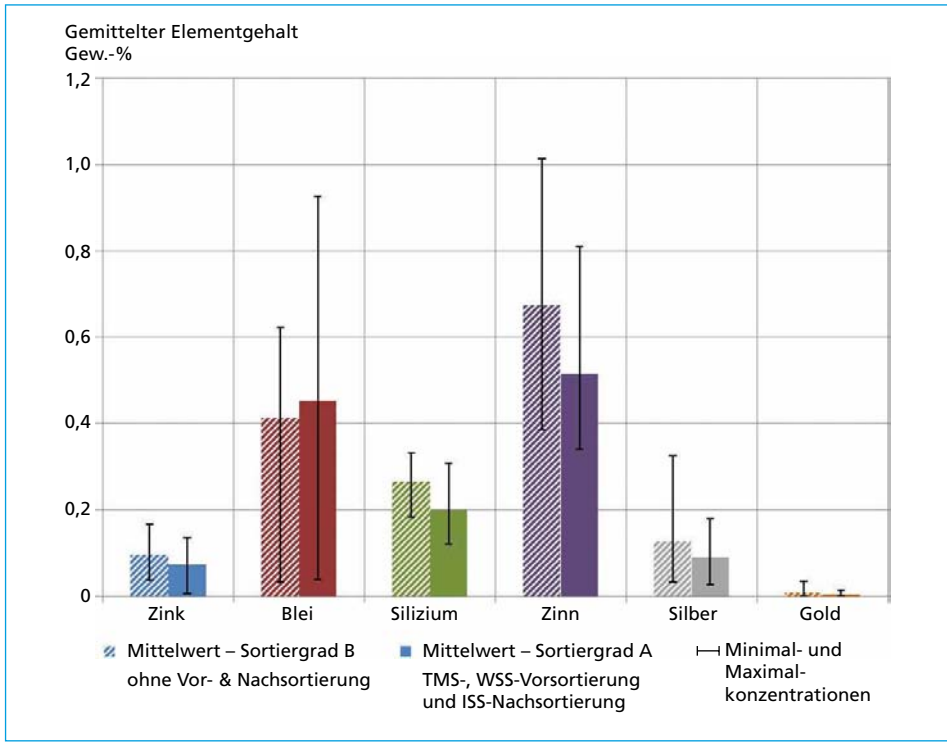


Bild 14: Über die Kornklassen 6-40 mm gemittelten Konzentrationsangaben der Nebenbestandteile im Metallprodukt der Vakuumdestillation für Schwermetallfraktionen des Aufbereitungsgrades A und B

4. Schlussfolgerungen

Als Folge eines ineffizienten Zerkleinerungsaufschlusses der NE-Metallkonzentrate und einer unvollständigen Siebtrennung der Fraktionen < 10 mm können mineralische Partikel in die Dichtesortierung gelangen. Da die eingetragenen Mineralikpartikel häufig eine geringe Dichte besitzen, werden diese entsprechend einer äquivalenten Trenndichte von etwa $2,8 \text{ g/cm}^3$ bevorzugt in das Leichtmetallsortierprodukt ausgebracht. Gleiches gilt für größere unverbrannte Stücke, welche in der Regel nicht mit Hilfe einer Prallkonditionierung herausgetrennt werden. Diese nichtmetallischen Bestandteile schmälern die Schmelzausbeuten und stören den Verlauf der nachgeschalteten metallurgischen Prozesse, so dass von Seiten des Materialeinkaufs der Sekundärhütten sehr wahrscheinlich mit Preisabschlägen zu rechnen ist. Gemäß der Massenbilanzen der dargestellten Refiningversuche ist eine erneute Wirbelstromscheidung vor der Dichtesortierung zu empfehlen. Unter Technikumsbedingungen mit minimalen Metallverlusten an die Salzschlacke steigen die Schmelzausbeuten um zwei bis vier Prozent auf Endwerte von 90-94 Prozent. Beim industriellen Refining in Kipptrommelöfen und den dabei auftretenden Metallverlusten an die Salzschlacke sind Schmelzausbeuten von etwa neunzig Prozent als realistisch einzuschätzen.

Die Begleitelemente Si, Cu im Metallprodukt der Leichtgutfraktionen sind in den Legierungsnormen für Gusserzeugnisse (DIN EN 1706:2013-12) geforderte Legierungselemente. Durch Gattierung mit anderen Schrottsorten lassen sich gezielt Legierungen wie z.B. $\text{AlSi}_9\text{Cu}_3(\text{Fe})(\text{Zn})$ oder AlSi_6Cu_4 einstellen. Gehalte an Zn, Fe und Pb sind für diese Ziellegierungen nicht explizit erwünscht, aber durch die Festlegung einer Obergrenze (Zn: 2,0 bzw. 3,0 Prozent, Fe: 1,0 bzw. 1,3 Prozent, Pb: 0,3 bzw. 0,35 Prozent) noch zulässig.

Die Zusammensetzung des Schwerguts ist infolge des Aufbereitungsziels bei der Dichtesortierung, nämlich eine hohe Produktreinheit des Leichtguts bei gleichzeitig hohem Ausbringen von Schwergut, deutlich komplexer. Fehlausträge an Aluminium sind somit deutlich wahrscheinlicher. Die im NE-Metallkonzentrat enthaltenen Anteile nicht- bzw. kaum-magnetisierbarer Stähle werden bei der XRT-Sortierung wegen ihrer hohen Dichte nahezu vollständig in das Schwergut aussortiert. Die Vakuumdestillation eignet sich als Bewertungsmethode von Schwermetallfraktionen und ermöglicht zudem die Rückgewinnung von Zink als metallisches Kondensat. Die mit Hilfe der Vakuumdestillation erzielten Endgehalte an Zink stimmen gut mit den Ergebnissen der thermochemischen Modellierung für das thermodynamische Phasengleichgewicht überein (vgl. Bild 5 und 14).

Bei Betrachtung der durch Vakuumdestillation erzeugten Mengen und Zusammensetzungen an Metall- und Kondensatphasen stellen Badschmelzreaktoren (z.B. ISA-Smelter) als erste Prozessstufe der Cu-Sekundärroute die nach Stand der Technik zu erwartende metallurgische Verwertung von Schwergut der Körnung 10 bis 40 mm dar. Die in den Schwergutfraktionen enthaltenen weniger flüchtigen Elemente wie Cu und Edelmetalle sowie Fe, Cr, Ni und Si werden zunächst unter reduzierenden Bedingungen in einer Metallphase gesammelt. Flüchtige Elemente wie Zink und Blei verdampfen aufgrund ihres hohen Dampfdrucks und müssen als oxidische Komponenten aus dem komplexen Flugstaub aufwändig zurückgewonnen werden. Die unerwünschten Begleitelemente Fe, Cr, Ni, Si müssen anschließend metallurgisch bspw. durch eine selektive Oxidationsbehandlung entfernt werden. Diese Elemente gehen unter Abgabe ihrer Oxidationswärme an die Schlackenphase verloren. Eine verbesserte bzw. tiefere Aufbereitung des Schwerguts dient der Vermeidung von Wertverlusten an Aluminium- und Edelstahlwerkstoffen und kann eine gezieltere metallurgische Verwertung ermöglichen. Die Vakuumdestillation kann als alternativer, paralleler Verwertungsschritt hoch Zn-haltiger Schwermetallschrotte installiert werden, wenn der Mehrwert des metallischen, Zn-reichen Kondensats gegenüber dem Flugstaub der Badschmelzreaktoren die Verfahrens- und Betriebskosten deckt. Die Cu-Gehalte des Tiegelmetalls lassen in diesem Fall sowohl für Aufbereitungstiefe A als auch B eine weitere Verwertung im Konverterprozess zu. Die Rückgewinnung der Anteile an Ag, Au, Pb, Sn und Ni über die konsekutiven Prozessschritte der Kupfersekundärgewinnung bleibt bei Anwendung der Vakuumdestillation unverändert.

Abschließend soll ein Upscaling der für die Sortierfraktionen eingesetzten Raffinationsprozesse in den Demonstrationsmaßstab erfolgen. Für die Leichtgutfraktion ist das Refining unter minimierten Salzeinsatz mit dem am IME installierten Kipptrommelofen geplant. Bei einer Winkelposition von 20° hat dieser ein Fassungsvermögen

von 0,6 m³, so dass pro Refiningversuch ein Leichtguteinsatz in der Größenordnung von 1 t möglich ist. Für die Schwergutfraktion steht ein Triduktor-Induktionsofen im Pilotmaßstab zur Verfügung, dessen Vakuumdestillationseinheit eine Flüssigkondensation des verdampfenden Zinks ermöglicht. Bei einem Einsatzgewicht von 200-300 kg bietet es sich an, Schwermetallfraktionen mit unterschiedlicher Aufbereitungstiefe für eine weitere Verwertung zu testen. Dabei lassen sich ebenfalls kinetische sowie wirtschaftliche Aspekte der Vakuumdestillation untersuchen.

5. Quellen

- [1] Atkins, P. W. ; de Paula, J.: Physikalische Chemie. 4. Auflage, ISBN 3-527-31546-2, WILEY-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA, Weinheim, 2006
- [2] Bartz Maschinenbau GmbH: <http://www.maschinenbau-bartz.de/kipptrommelofen.html>, Stand: 18.03.2015
- [3] Boin, U. et. al.: Stand der Technik in der Sekundäraluminiumerzeugung im Hinblick auf die IPPC-Richtlinie. ISBN 3-85457-534-3, Umweltbundesamt GmbH, Wien, 2000
- [4] CRCT/ThermFact Inc., GTT-Technologies: FactSAGE 6.4. Thermochemische Modellierungssoftware und -Datenbank, 2014
- [5] Gillner, R.: Nichteisenmetallpotential aus Siedlungsabfällen in Deutschland. – Zugl.: Aachen, Techn. Hochsch., Diss., Aachen, Shaker (Schriftenreihe zur Aufbereitung und Veredlung, 40), 2011
- [6] Gisbertz, K.; Friedrich, B.: Metallurgische Verwertbarkeit aufbereiteter NE-Metallkonzentrate aus MV-Rostaschen. In: World of Metallurgy – Erzmetall, Vol. 67, Nr. 2, S. 89-98, GDMB Verlag GmbH, Clausthal-Zellerfeld, 2014.
- [7] Hall, C.: Kipptrommelofen ersetzt herkömmlichen Flammofen zum Schmelzen. In: International Aluminium Journal, Vol. 84, No. 3, S. 38-42, Giesel Verlag GmbH, Isernhagen, 2008
- [8] Informationsstelle Edelstahl Rostfrei (ISER): Merkblatt 827 – Magnetische Eigenschaften nicht-rostender Stähle. <http://www.edelstahl-rostoffrei.de/page.asp?pageID=1822>, Aufl. 2013, Stand: 23.02.2015
- [9] Kärntner Maschinenfabriken Egger GmbH: <http://www.kmf.at/technologienleistungen/aluminium-schmelzoefen/informationsmaterial/>, Stand: 18.03.2015
- [10] Krone, K.: Aluminium-Recycling – Vom Vorstoff bis zur fertigen Legierung. ISBN 3-00-003839-6, Vereinigung Deutscher Schmelzhütten e.V., Düsseldorf, 2000
- [11] Kubaschewski, O.; Alcock, C. B.: Metallurgical Thermochemistry. 5th Edition, p. 358-377, Pergamon Press Ltd., ISBN 0-08-020897-5, 1979
- [12] Kubaschewski, O.; Alcock, C. B.; Spencer, P.J.: Materials Thermochemistry. 6th Edition, Pergamon Press Ltd., ISBN 0-08-041888-0, 1993
- [13] Martens, H.: Recyclingtechnik – Fachbuch für Lehre und Praxis. ISBN 978-3-8274-2640-6, Spektrum Akademischer Verlag, Heidelberg, 2011
- [14] Norzinco GmbH: <http://www.recylex-germany.com/de/norzinco/verfahren.html>, Stand: 18.03.2015
- [15] Outokumpu Oyj: Handbook of Stainless Steel. <http://www.outokumpu.com/sitecollectiondocuments/outokumpu-stainless-steel-handbook.pdf>, Aufl. 2013, Stand: 21.03.2015
- [16] Pawlek, F.: Metallhüttenkunde. ISBN 3-11-007458-3, Walter de Gruyter & Co., Berlin, 1983

- [17] Pretz, T.; Meier-Kortwig, J.: Aufbereitung von Müllschlacken unter besonderer Berücksichtigung der Metallrückgewinnung, 1998
- [18] Rombach, G.: Grenzen des Recyclings. ISBN 978-3-8322-1429-6, Habilitationsschrift, Schriftenreihe des IME, Shaker Verlag, Aachen, 2003
- [19] Schmitz, C.: Handbook of Aluminium Recycling. 2nd Edition, ISBN 978-3-8027-2970-6, Vulkan-Verlag GmbH, Essen, 2014
- [20] Statistisches Bundesamt: Abfallentsorgung: Fachserie 19 Reihe 1 – 2012. (Fachserie: 19, Umwelt. Reihe 1, Abfallentsorgung). Wiesbaden 2014
- [21] Thomé-Kozmiensky, K. J.: Möglichkeiten und Grenzen der Verwertung von Sekundärabfällen aus der Abfallverbrennung. In: Aschen – Schlacken – Stäube – aus Abfallverbrennung und Metallurgie, ISBN 978-3-935317-99-3, S. 79-278, TK Verlag Karl Thomé-Kozmiensky, Neuruppin, 2013
- [22] Winkler, O.; Bakish, R.: Vacuum Metallurgy. ISBN 0-444-40857-6, Elsevier Publishing Company, Amsterdam, 1971

Danksagung

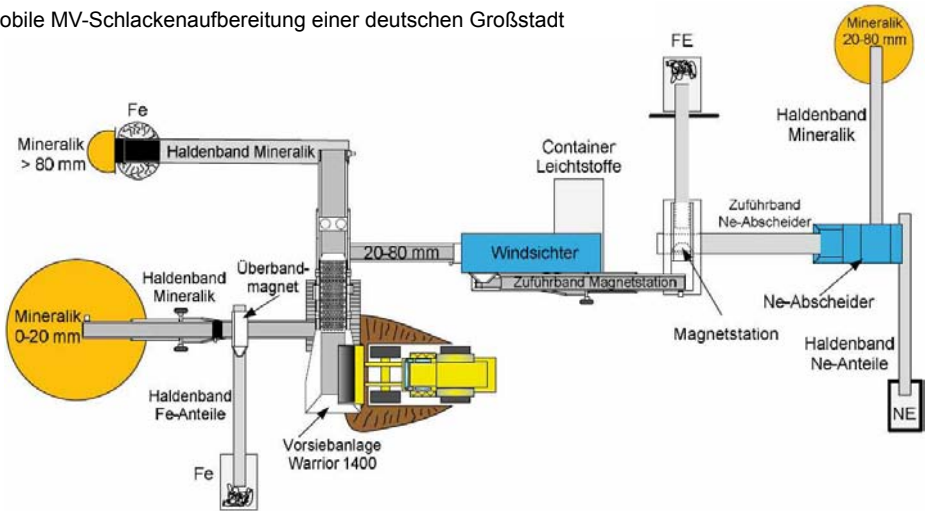
Das hier zugrundeliegende Vorhaben wurde mit Mitteln des Bundesministeriums für Bildung und Forschung unter dem Förderkennzeichen 033R081 im Rahmen der Maßnahme *r³ – Innovative Technologien für Ressourceneffizienz – Strategische Metalle und Mineralien* gefördert. Die Autoren bedanken sich für die finanzielle Unterstützung.

▶ CHRISTOPHEL modulare und mobile Aufbereitung

Wie selbstverständlich werden Rohstofflagerstätten gekauft, genehmigt, mit hohen Kosten erschlossen, ausgebeutet und rekultiviert. Abfall, bereits am Ort der Entstehung als Rohstoffdepot erkannt, ist die Lagerstätte der Zukunft.

Die Nutzung spezifischer Anlagentechnik zur Sortierung und Fraktionierung schafft Wertstoff ohne Lagerstättenausbeute. Eine perfekte Symbiose aus Ökonomie und Ökologie.

Mobile MV-Schlackenaufbereitung einer deutschen Großstadt



▶ Mobil ist Trumpf

Serienprodukte individuell kombiniert und beliebig erweiterbar.

▶ Sieben

Flachdecker-, Trommel- und Spannwellensiebalagen stehen zur Auswahl bereit.

▶ Sichten

Windsichten mit Ein- oder Zweifraktionensichtern.

▶ Sortieren

Ne- oder Fe-Abscheidung. Wertstoffe gehen hier nicht verloren.

▶ Fakten

Aufwendige Planungen, hohe Investitionskosten, stationär gebunden mit der Unsicherheit ob die zu erwartenden Aufbereitungsergebnisse ausreichen, verbunden mit ungewissen Zukunftsaussichten schrecken vor dem Einstieg in das Rohstoffrecycling ab. Verständlich...

Mobile und semimobile Anlagentechnik bieten kostengünstige Einstiegsmodelle, die je nach Mengen- und Rohstoffpreisentwicklung ausgebaut werden können. „Einfach vorführen“ ist die preiswerte Alternative zur „Katze im Sack“.

Bibliografische Information der Deutschen Nationalbibliothek

Die Deutsche Nationalbibliothek verzeichnet diese Publikation in der Deutschen Nationalbibliografie; detaillierte bibliografische Daten sind im Internet über <http://dnb.dnb.de> abrufbar

Thomé-Kozmiensky, K. J. (Hrsg.): **Mineralische Nebenprodukte und Abfälle 2**
– Aschen, Schlacken, Stäube und Baurestmassen –
ISBN 978-3-944310-21-3 TK Verlag Karl Thomé-Kozmiensky

Copyright: Professor Dr.-Ing. habil. Dr. h. c. Karl J. Thomé-Kozmiensky
Alle Rechte vorbehalten

Verlag: TK Verlag Karl Thomé-Kozmiensky • Neuruppin 2015
Redaktion und Lektorat: Professor Dr.-Ing. habil. Dr. h. c. Karl J. Thomé-Kozmiensky,
Dr.-Ing. Stephanie Thiel, Elisabeth Thomé-Kozmiensky, M.Sc.
Erfassung und Layout: Ginette Teske, Sandra Peters, Janin Burbott,
Claudia Naumann-Deppe, Anne Kuhlo

Druck: Mediengruppe Universal Grafische Betriebe München GmbH, München

Dieses Werk ist urheberrechtlich geschützt. Die dadurch begründeten Rechte, insbesondere die der Übersetzung, des Nachdrucks, des Vortrags, der Entnahme von Abbildungen und Tabellen, der Funksendung, der Mikroverfilmung oder der Vervielfältigung auf anderen Wegen und der Speicherung in Datenverarbeitungsanlagen, bleiben, auch bei nur auszugsweiser Verwertung, vorbehalten. Eine Vervielfältigung dieses Werkes oder von Teilen dieses Werkes ist auch im Einzelfall nur in den Grenzen der gesetzlichen Bestimmungen des Urheberrechtsgesetzes der Bundesrepublik Deutschland vom 9. September 1965 in der jeweils geltenden Fassung zulässig. Sie ist grundsätzlich vergütungspflichtig. Zuwiderhandlungen unterliegen den Strafbestimmungen des Urheberrechtsgesetzes.

Die Wiedergabe von Gebrauchsnamen, Handelsnamen, Warenbezeichnungen usw. in diesem Werk berechtigt auch ohne besondere Kennzeichnung nicht zu der Annahme, dass solche Namen im Sinne der Warenzeichen- und Markenschutz-Gesetzgebung als frei zu betrachten wären und daher von jedermann benutzt werden dürfen.

Sollte in diesem Werk direkt oder indirekt auf Gesetze, Vorschriften oder Richtlinien, z.B. DIN, VDI, VDE, VGB Bezug genommen oder aus ihnen zitiert worden sein, so kann der Verlag keine Gewähr für Richtigkeit, Vollständigkeit oder Aktualität übernehmen. Es empfiehlt sich, gegebenenfalls für die eigenen Arbeiten die vollständigen Vorschriften oder Richtlinien in der jeweils gültigen Fassung hinzuzuziehen.