

Neue Recycling-Konzepte

Das IME in Aachen entwickelt Perspektiven für die Rückgewinnung von Wertmetallen aus Reststoffen der Metallurgie

Von Christoph Kemper, Kilian Gisbertz, Florian Binz, Frank Kaussen, Regina Dittrich, Daniel Voßenkaul, Marion Thoraval, Srecko Stopic, Stephanie Kruse und Bernd Friedrich



Professor Dr.-Ing. Dr. h.c.
Bernd Friedrich

Leiter des IME - Metallurgische
Prozesstechnik und Metallrecycling,
Institut und Lehrstuhl der Rheinisch-
Westfälischen Technischen Hochschule
Aachen (RWTH Aachen)

Das IME Metallurgische Prozesstechnik und Metallrecycling der RWTH Aachen University beschäftigt sich schwerpunktmäßig mit der ressourceneffizienten Gewinnung von Metallen aus primären und anthropogenen Reststoffen. Hierbei werden insbesondere die Aspekte der Nachhaltigkeit und der Verfügbarkeit und das Potential ungenutzter Rohstoffe untersucht. In den nachfolgend dargestellten aktuellen Forschungsansätzen des IME wird die Bandbreite möglicher Prozesse sowie die Vielzahl an Reststoffen und dementsprechend rückgewinnbaren Wertmetallen erläutert. Die Darstellung erfolgt analog dem Vortrag anlässlich der Konferenz „Aschen Schlacken Stäube“ 2014 [31] gemäß den dort adressierten Reststoffen in Schlacken, Aschen, Schlämme, Dross, Laugungsrückstände und Produktionsabfälle.

Keywords:

Aluminium, Antimon, Gold, Kupfer, Leichtmetallrecycling, Metallrückgewinnung, Molybdän, Müllverbrennungsrostasche, Nichteisenmetalle, Rotschlamm, Salzschlackenlaugung, Silber, Schlacke, Schwermetallrecycling, Rührreaktor, Yttrium

1 Schlacken

1.1 Wertmetallrückgewinnungspotentiale aus Kupferschlacken

Bei der pyrometallurgischen Verhüttung sulfidischer Kupfererze beziehungsweise Konzentrate sind Wertmetallverluste durch die Schlackenphase technologisch nicht zu vermeiden. Die Konzentrationen der Wertmetalle in der Schlacke sind stark abhängig von der Prozessführung während der Verhüttung und der Zusammensetzung des Einsatzmaterials. Neben den Elementen Eisen und Silizium, die in der fayalitischen Schlacke hauptsächlich vertreten sind, werden in Tabelle 1 die Gehalte von Kupfer (1,1 %) und Molybdän (0,3 %) dargestellt, deren Rückgewinnung ökonomisch sinnvoll ist.

Der entscheidende Faktor für eine Rückgewinnung ist die chemische Bindungsform der Wertmetalle in der Schlacke. Um

Zusammensetzung in Gew.-%			
Cu	Mo	Fe	Si
1,1	0,3	43,4	14,4

Tabelle 1: Zusammensetzung einer chilenischen Kupferschlacke [1]

die Verteilung und die Mineralogie bestimmen zu können, sind sowohl qualitative als auch quantitative Analysemethoden erforderlich. Die automatisierte mineralogische Phasenanalyse „Qemscan“ liefert beispielsweise statistisch sichere Kenndaten über textuelle und stoffliche Eigenschaften von Gesteinen oder auch metallurgischen Produkten (siehe Abbildung 1).

In Primärschlacken ist das Kupfer (Cu) zum größten Teil sulfidisch als Bornit (Cu_5FeS_4), Kupferglanz/Digenit oder als Chalkopyrit (CuFeS_2) gebunden [2], weshalb lediglich versucht werden kann, das Absetzverhalten zu optimieren, wenn nicht die gesamte Schlackenmorphologie geändert werden soll. Deutlich verbessert werden kann das Absetzverhalten der Sulfidtropfen beispielsweise durch eine spezielle Rührreaktortechnologie, die in Zusammenarbeit mit SMS Siemag, Aurubis AG und dem IME entwickelt worden ist. [3]

Sanchez und Sudbury [1] haben versucht, Molybdän (Mo) aus der Kupferschlacke über eine schwefelsaure Laugung zurückzugewinnen. Der Mo-Gehalt in der Schlacke ist mit circa 0,3 Gew.-% um den Faktor 10

höher als im Primärerz mit circa 0,03 Gew.-%. Je nach Prozessführung und Abkühlbedingungen kann das Molybdän als Spinell in Form von $2\text{FeO} \cdot \text{MoO}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ [4] gebunden werden oder liegt bei schnellerer Abkühlung fein verteilt in der Schlacke vor. Durch die Oxidation des Molybdänsulfids (MoS_2) soll die Laugbarkeit und somit die Rückgewinnung ermöglicht werden.

Aus ökonomischen, aber auch aus ökologischen Gründen, darf die verbleibende mineralogische Phase in Bezug auf ihre technologischen Eigenschaften und Applikationen nicht vernachlässigt werden und muss die entsprechenden Spezifikationen erfüllen.

Die vorgestellten wissenschaftlichen Konzepte haben es maximal bis in den Demonstrationsmaßstab geschafft, konnten sich jedoch noch nicht industriell durchsetzen. Die Herausforderung besteht weiterhin darin, die Forschungsansätze zu optimieren und einen wirtschaftlich attraktiven Wertmetallrückgewinnungsprozess zu entwickeln.

2 Aschen

2.1 Verlustminimiertes Metallrecycling aus MV-Rostaschen

Seit 2005 ist die Deponierung von unbehandelten Abfällen gemäß TA Siedlungsabfall 1993 verboten, sodass die Technologie der thermischen Abfallbehandlung in Deutschland zunehmend an Bedeutung gewonnen hat. Bei einem Gesamtinput von 24 Millionen Tonnen (Mio. t) im Jahr 2012 sind in den thermischen Abfallbehandlungsanlagen Deutschlands 4,9 Mio. t Müllverbrennungsrostasche (im Folgenden: „MV-Rostasche“ genannt) zur Verwertung angefallen. Mit einem Anteil von 20 bis 30 Gewichtsprozent (Gew.-%) des Gesamtinputs stellen MV-Rostaschen das Hauptprodukt der Müllverbrennung dar [5].

Die Rostaschen-Zusammensetzung variiert je nach Input und Verfahrenstechnik, kann jedoch gemittelt mit 88 Gew.-% Mineralik, 3 Gew.-% unverbrannten Rückständen, 7 Gew.-% Fe-Metallschrott und 2 Gew.-% NE-Metallschrott angegeben werden [6].

In dem hier aufgeführten Prozessbeispiel (siehe Abbildung 3) erfolgt eine mehrstufige konventionelle Rostaschenaufbereitung, welche zunächst eine Klassierung zur Abtrennung des Überkorns größer als 40 Millimeter (mm) und zur Kornbandeinstellung vorsieht. Die NE-Metallseparation im Überkorn wird händisch realisiert, während nach einer Magnetscheidung zur Abtrennung der ferromagnetischen Bestandteile in den drei Kornklassen kleiner als 40 mm eine Wirbelstromscheidung zur Abtrennung nichtleitender, mineralischer Phasen von gemischten NE-Metallfraktionen erfolgt. Diese werden üblicherweise an externe Aufbereiter zur Sink-Schwimm-Trennung mittels Schwerertrübe abgegeben. Die Erweiterung der trockenmechanischen MV-Rostaschenaufberei-

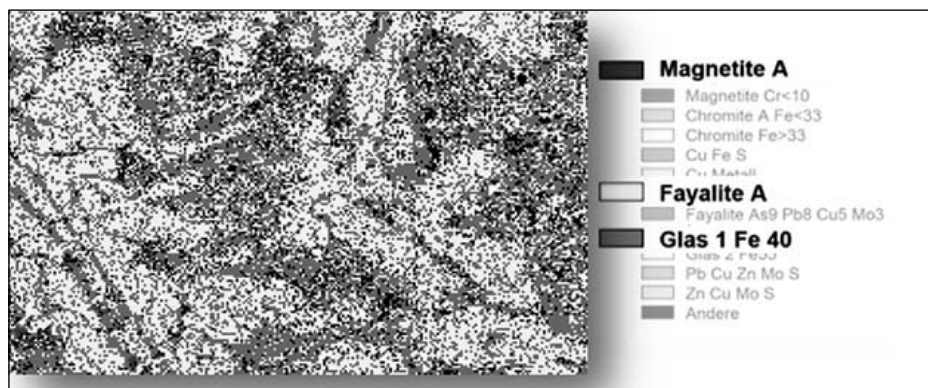


Abbildung 1: Ausschnitt einer Qemscan-Analyse von kristallin erstarrter Kupferschlacke

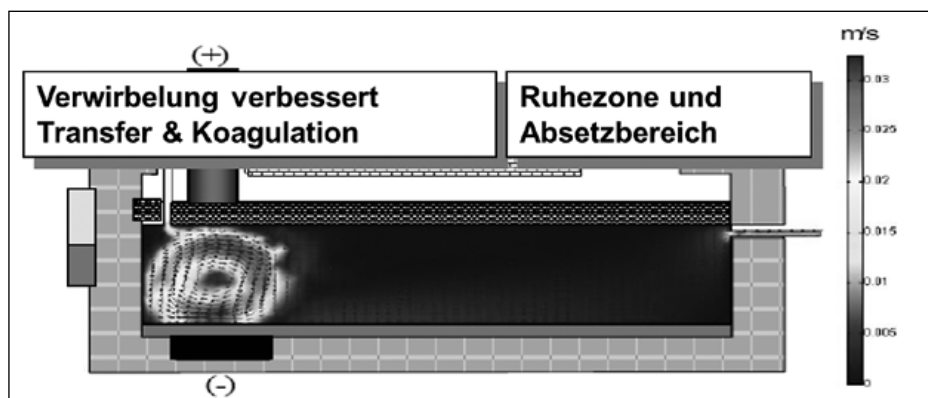


Abbildung 2: Rührreaktormodell [3]

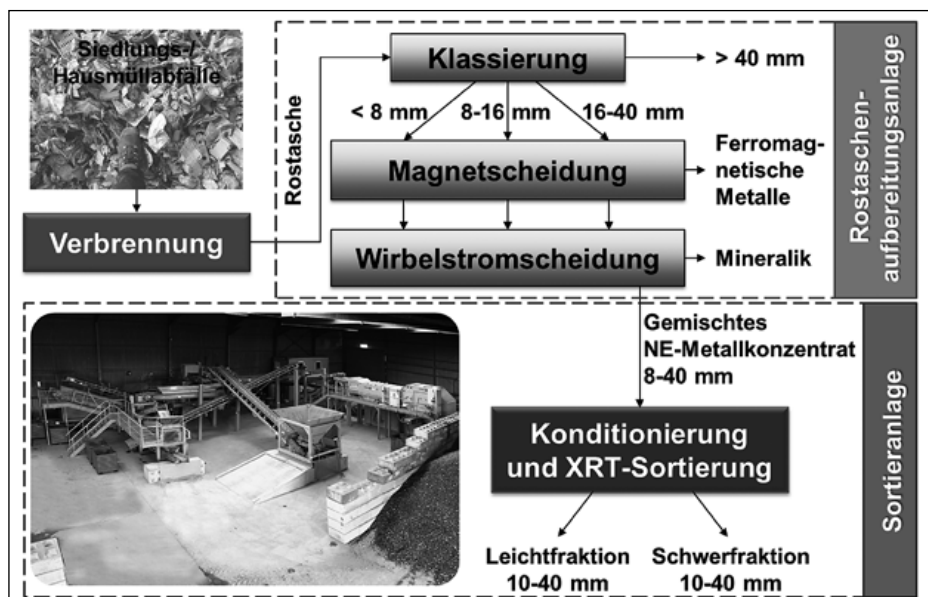


Abbildung 3: Erweiterte trockenmechanische MV-Rostaschenaufbereitung zur sensorgestützten Sortierung von NE-Metall-Mischfraktionen

tung um eine sensorgestützte Sortierung nach dem Prinzip der Röntgentransmission (im Folgenden „XRT“ für „X-Ray Transmission“ genannt) verzichtet auf den Einsatz aufwendig zu regenerierender Schwerertrüben. Sie hat das Ziel, die NE-Metallschrotte in eine Leichtfraktion zur Herstellung von Sekundäraluminium und in eine Schwerfraktion zur Rückgewinnung enthaltener Bunt- und Technologiemetalle zu separieren.

Die Mineralik, die im gemischten NE-Metallkonzentrat verblieben ist, wird durch eine selektive Zerkleinerung mittels Prallmühle mechanisch abgetrennt. Hierbei können auch Metall-Mineralik-Verbunde aufgetrennt werden, welche bei der Müllverbrennung und Rostaschenauslagerung entstanden sind. Nach dem Absieben

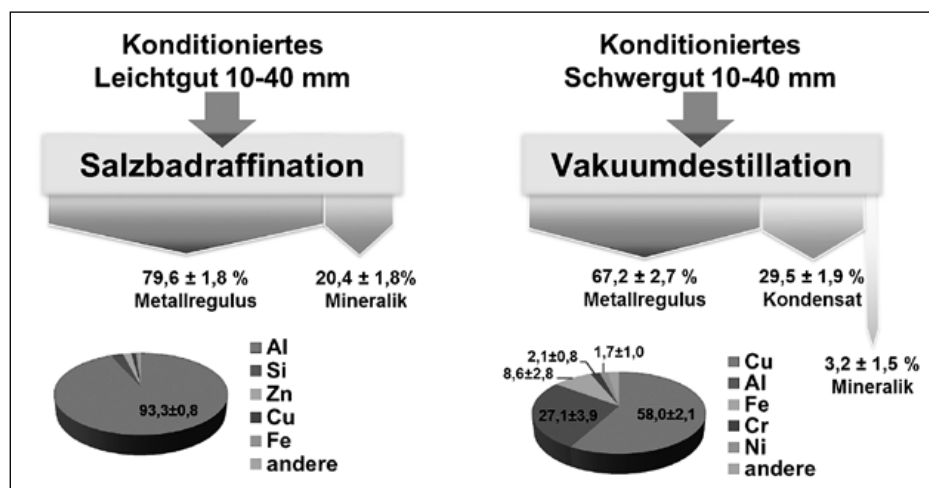


Abbildung 4: Massenbilanz der drei Laborversuche mit konditioniertem Leicht- beziehungsweise Schwergut 10-40 mm unter Angabe der gemittelten Zusammensetzung des resultierenden Metallregulus

der zerkleinerten Mineralik wird das vorkonditionierte NE-Metallkonzentrat auf dem Förderband des XRT-Sortierers vereinzelt, um die unterschiedliche Strahlungsschwächung von Leicht- und Schwermetallpartikeln zu erkennen. Anhand variabler Algorithmen werden diese ausgewertet und die Schwerfraktion wird mittels einer Luftdüse ausgetragen.

Die metallurgische Bewertung der Leichtfraktion erfolgt mittels einer Probeschmelze unter Salzüberschuss. Es wird rezykliertes Schmelzsatz mit zugesetztem Kalziumfluorid (CaF_2) verwendet, um die Koaleszenz von in der Schlacke dispergierten Metalltropfen zu fördern. Die Chargierung der Leichtfraktion erfolgt bei einer Schmelzbadtemperatur von 780 Grad Celsius. Die Auswertung dreier Laborversuche zeigt, dass mit einer durchschnittlichen Schmelzausbeute von 79,6 Gew.-% und des sich daraus resultierenden Anteils nichtmetallischer Komponenten von 20,4 Gew.-% lediglich ein Leichtmetallrecycling mittels Dreh- oder Kipptrommelöfen unter Einsatz von Schmelzsatz anbietet. Die Zusammensetzung des umgeschmolzenen Metallblocks ist – über drei Laborversuche gemittelt – in Abbildung 4 angegeben. Bei einem durchschnittlichen Gehalt an Aluminium (Al) von 93,3 Gew.-% stellen Silicium (Si) mit 2,73 Gew.-%, Zink (Zn) mit 1,76 Gew.-%, Cu (1,12 Gew.-%) und Fe (0,53 Gew.-%) die Hauptbegleitelemente der umgeschmolzenen Legierung dar. Andere Elemente, wie Mangan (Mn), Blei (Pb), Zinn (Sn), Nickel (Ni), Chrom (Cr), haben einen Anteil von insgesamt 0,6 Gew.-%. Anhand der bilanziellen und chemischen Analyse ist zu erkennen, dass aufgrund des Mineralikeintrags und des stagnierenden Eintrags an Schwermetallen das Leichtgut regelmäßig repräsentativ beprobt werden muss.

Aufgrund des hohen Zinkanteils der erzeugten Schwergutfraktion erfolgt die metallurgische Bewertung mit Hilfe eines Destillationaufbaus in einem Induktionsofen. Die Vakuumdestillation ermöglicht eine selektive Abtrennung von metallischem Zink und vereinzelt Blei, da diese Elemente einen signifikanten Dampfdruck aufweisen. Die Destillation erfolgt schrittweise, um eine vollständige Entzinkung zu ermöglichen. Die entzinkte Restschmelze stellt mit einem durchschnittlichen Massenanteil von 67,2 Gew.-% das Hauptprodukt der Vakuumdestillation dar. Das Kondensat macht einen Anteil von 29,5 Gew.-% aus und besteht überwiegend aus Zink und teilweise Blei, enthält jedoch auch staubförmige nichtmetallische Verunreinigungen. Die Zusammensetzung des entzinkten Metallregulus ist vergleichsweise komplex. Neben Kupfer mit 58,0 Gew.-% sind erhebliche Anteile an Aluminium

(27,1 Gew.-%), sowie Legierungsbestandteile von Edelstählen, festzustellen (siehe Abbildung 4). Die Anteile an Leichtmetall, Edelstahl und Mineralik belasten das Schwermetallrecycling und sind somit zukünftig zu minimieren.

3 Schlämme

3.1 Rotschlamm – Gefahr oder Rohstoff?

Rotschlamm ist der alkalische Filtrerrückstand aus dem Bayerprozess der Aluminiumoxidproduktion. Durch die wachsende Nachfrage und Produktion von Aluminium ist auch die jährlich entstehende Menge an Rotschlamm von nur 40 Mio. Tonnen Anfang der 90er Jahre [7] auf 120 Mio. Tonnen 2013 [8] stetig steigend. Aufgrund des hohen Al-

kaligehaltes ist Rotschlamm bisher ein nicht aufgearbeiteter Abfallstoff, der jedoch noch große Mengen an Wertmetallen wie Aluminium, Eisen, sowie das strategische Metall Scandium (Sc) enthält. Das wirtschaftliche Interesse an einer Aufarbeitung ist jedoch gering, da die Gewinnung der genannten Metalle teurer ist als der Verkaufserlös. Darüber hinaus besteht ein öffentliches und ökologisches Interesse, diese Sondermülldeponien aufzuarbeiten und zukünftig zu vermeiden, um die Umwelt zu schützen und Natur- und Nutzraum zu gewinnen.

Die genaue Zusammensetzung von Rotschlamm ist in erster Linie abhängig vom verwendeten Bauxit und von der Effektivität des angewandten Prozesses. Die heutzutage üblicherweise prozessierten tropischen Bauxite werden durch eine optimierte Laugung in Bezug auf ihren Aluminiumgehalt fast gänzlich ausgereizt. Der Restgehalt an Aluminium liegt im Mittel bei 15 Gew.-% (gerechnet als Al_2O_3) und ist in für den Bayerprozess unlöslichen Natriumaluminiumsilikaten Sodalith ($\text{Na}_4[(\text{Cl},\text{OH})_2\text{Al}_6\text{Si}_6\text{O}_{24}]$) und Cancrinit $\{\text{Na}_6\text{Ca}_2[(\text{CO}_3)_2\text{Al}_6\text{Si}_6\text{O}_{24}] \cdot 2 \text{H}_2\text{O}\}$ gebunden. Tabelle 2 gibt einen Überblick der Elementzusammensetzung von aktuell produzierten Rotschlämmen nach World Aluminium 2014 [8] an. Bei Altdeponien, die Restgehalte an Aluminiumoxid (Al_2O_3) beherbergen, können diese bei fast 30 Gew.-% liegen.

Der Eisengehalt liegt bei zumeist bei über 30 Gew.-% Eisen(III)-oxid (Fe_2O_3) und stellt trotz des im Vergleich zu Eisenerzen geringeren Gehaltes einen Wertmetallinhalt dar.

Die mögliche Prozesskette zur Weiterverarbeitung ist in Abbildung 5 dargestellt. Der erneute Druckaufschluss hat zwar geringere Aluminiarausbeuten, erzeugt dafür aber ein qualitativ hochwertigeres Produkt, da die leicht löslichen Nebenbestandteile, die das gewonnene Aluminiumhydroxid verunreinigen, bereits beim ersten Bauxitaufschluss entfernt wurden.

Die gewonnene Eisenphase ist qualitativ ein „Pigiron“ ohne hohen Marktwert und die erzeugte Mineralphase ist mit Gehalten von 100-200 ppm reich an Scandium, das in einer sauren Laugung extrahiert werden kann. Je nach Zusammensetzung kann die

Komponente (als Oxid gerechnet)	Fe_2O_3	Al_2O_3	TiO_2	CaO	SiO_2	Na_2O
Gehaltsspanne	20–45	10–22	4–20	0–14	5–30	2–8

Tabelle 2: Elementzusammensetzung heutiger Rotschlämme in Gew.-% nach World Aluminium 2014 [8]

Mineralphase in die Baustoffindustrie abgegeben werden. So wurde aus griechischem Rotschlamm bereits erfolgreich das Dämmmaterial Steinwolle erzeugt [3].

4 Dross

4.1 Optimierung der Selektivität während der Antimon-Rückgewinnung aus Werkblei

Aufgrund der kritischen Situation auf dem globalen Antimonmarkt, welcher vor allem durch China dominiert wird, hat die europäische Union Antimon (Sb) kürzlich erneut in die Liste der 13 kritischen Rohstoffe für die EU aufgenommen [10]. Dies verdeutlicht, dass der innereuropäische Antimonkreislauf nachhaltig gestärkt werden muss.

Bei der pyrometallurgischen Bleiraffination werden die Begleitelemente Zinn, Antimon und Arsen (As) mittels Einblasen von Luft durch Oxidation entfernt (die sogenannte Flammofenarbeit). Durch eine Anreicherung der Luft mit Sauerstoff lassen sich kinetische Vorteile erzielen. Die Selektivität dieses Prozesses ist aufgrund der hohen Sauerstoffpartialdrücke als gering einzustufen, da eine simultane Oxidation der Begleitelemente auftritt und weiterhin Teile des Zielmetalls als Bleioxid an die gebildeten Drosse verloren gehen. Tabelle 3 zeigt typische Zusammensetzungen der erzeugten Abstriche und verdeutlicht die Entstehung komplexer Mischoxide. Aufgrund ihrer Zusammensetzung sind diese nur mit großem Aufwand aufzuarbeiten, weshalb unter wirtschaftlichen Gesichtspunkten häufig nur eine Deponierung oder der Export nach China sinnvoll erscheint.

Eine wirtschaftliche Nutzbarmachung der genannten Reststoffe kann durch eine Steigerung der Selektivität während der Oxidation erreicht werden. Friedrich und Arnold [12] beschreiben in ihrer Arbeit einen Ansatz, der es ermöglicht aufgrund thermochemischer Gleichgewichtsbetrachtungen der beteiligten Mehrstoffsysteme definierte Sauerstoffpotenziale für die Sn- und Sb-Oxidation zu bestimmen und so die Begleitelemente weitestgehend nacheinander zu oxidieren. Durch die Senkung des Sauerstoffpartialdruckes während der Oxidation treten kinetische Nachteile auf. Diese können durch die Nutzung eines Rotationsinjektors (Abbildung 6) und der damit verbundenen geringeren Blasengröße des eingeleiteten Gases jedoch weitestgehend ausgeglichen werden.

Durch die Umsetzung des Verfahrens im 400-Kilogramm-Maßstab am IME kann die Selektivität während der Oxidation deutlich gesteigert werden. Es erfolgt eine wesentlich schärfere Trennung der Abstriche. Der antimonreiche Dross (Abbildung 7) enthält mehr als 55 Gew. % Antimontrioxid (Sb_2O_3) und nur marginale Anteile an Zinn und Arsenoxid.

Die so erreichte Verminderung der Zinn-, Arsen- und Bleioxidgehalte qualifiziert den Reststoff für die Aufarbeitung zu hochreinem Antimontrioxid. Dieser Prozess kann anschließend beispielsweise nach dem von Foerster et. al. [13] patentierten Verfahren realisiert werden.

4.2 Aluminiumrecycling im kippbaren Drehtrommelofen

Während des Aluminiumrecyclingprozesses im kippbaren Drehtrommelofen (kDTO) entsteht als Nebenprodukt eine Salzschlacke. Dies resultiert aus dem Salzverbrauch in dieser Art von Öfen. Salz wird zu Schrotten hinzugefügt, um das Einsatzmaterial zu reinigen. Das Schmelzsatz schließt Verunreinigungen wie Oxide und Lackrückstände ein und schützt das Metall vor Oxidation, indem es die Oberfläche bedeckt. In der Industrie werden Salz-

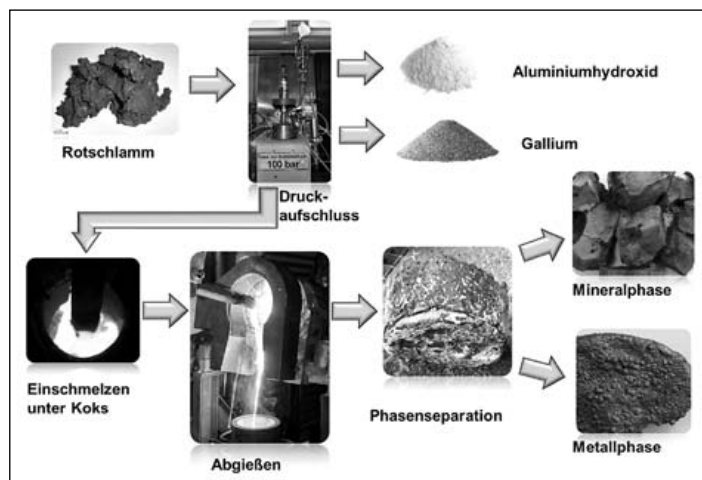


Abbildung 5: Prozesskette zur Rotschlammverarbeitung

Zusammensetzung in Gew.-%			
	Sn	As	Sb
Sn-reich	12,2	11,2	18,6
As-reich	0,6	16,2	8,5
Sb-reich	0,3	4,0	32,2

Tabelle 3: Typische Zusammensetzung der Abstriche während der Flammofenarbeit [11]

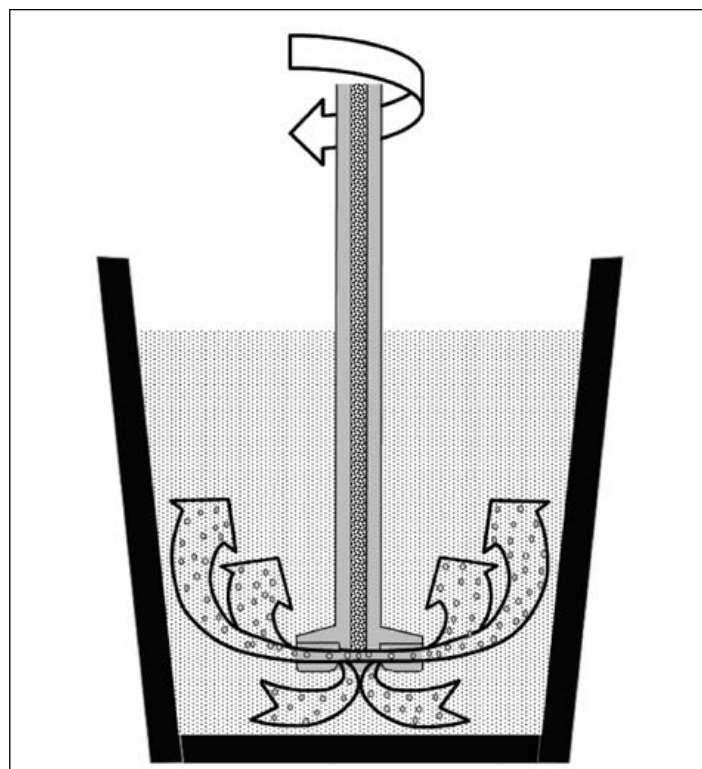


Abbildung 6: Schematischer Aufbau des Rotationsinjektors

mischungen aus Natriumchlorid (NaCl) und Kaliumchlorid (KCl) eingesetzt. Aufgrund der chemischen und physikalischen Eigenschaften dieser Mischungen sind sie optimal für den Einsatz in Drehtrommelöfen geeignet. Salz ist stabil und besitzt eine geringe Dichte sowie Viskosität.

Das Schmelzsatz entwickelt sich während des Prozesses folgendermaßen: Verunreinigungen wandeln das Schmelzsatz zu einer Salzschlacke um und erhöhen die Viskosität und Dichte der Schlacke. Folglich verbleiben Metalltropfen in der Schlacke. Diese



Abbildung 7: Hochantimonreicher Abstrich als Produkt der selektiven Oxidation

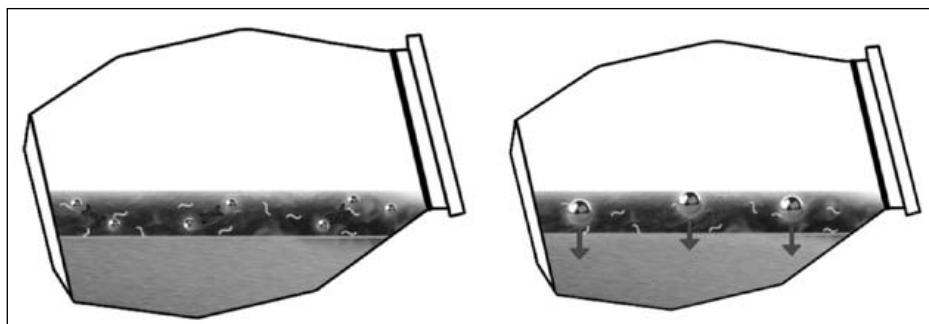


Abbildung 8: Prinzip der Metallrückgewinnung



Abbildung 9: Versuchsreihen zur Untersuchung der Koaleszenz

prinzipiell verlorenen Metalltropfen können mittels Koaleszenz wiedergewonnen werden, wie in Abbildung 8 zu sehen.

Die Koagulation wird durch Zugabe von Fluorid gefördert. Je mehr Metalltropfen koagulieren, desto leichter fällt das Absetzen durch die Schlacke in das Metallbad.

Am IME wurde vor zwei Jahren ein kippbarer Drehtrommelofen im Labormaßstab gebaut, um die Koaleszenz zu erforschen. Dieser ist in Abbildung 9 zu sehen.

Der Mini kDTO ist ein Widerstandsofen; sein Gestell ist stufenlos neigbar (0-65 Grad) und der innere Tiegel kann sich mit einer Drehzahl von bis zu 40 U/min drehen. Aktuell wird der Einfluss der Salzschlackenzusammensetzung auf die Koaleszenz untersucht. Dies erfolgt durch Zugabe von Schrotten zu einer synthetisierten Salzschlacke aus Chloriden, Fluoriden und Oxidgemischen. Die Koaleszenzeffizienz wird durch die Größe der gebildeten Aluminiumtropfen bestimmt: Je größer die Tropfen sind und je kleiner deren Anzahl, desto besser funktioniert die Koaleszenz.

Ein weiterer Fokus liegt auf dem Absetzverhalten des Metalls in der Schlacke. Das Absetzverhalten von Aluminiumtropfen wird in synthetisierter Schlacke unterschiedlicher Zusammensetzung überprüft. Gleichzeitig werden die Dichte und Viskosität der Schlacke bestimmt. Die ersten Messungen werden nach dem Archimedesprinzip und mit einem oszillierenden Viskosimeter durchgeführt. Das Ziel ist es, den Zusammenhang zwischen der Sinkgeschwindigkeit, der Schlackenzusammensetzung und ihren Eigenschaften zu ermitteln.

5 Laugungsrückstände

5.1 Möglichkeiten zur Verminderung von negativen Umwelteinflüssen einer ineffizienten und sorglosen Ag/Au-Gewinnung

Edelmetalle wie Silber und Gold kommen in primären Rohstoffen meist nur in sehr geringen Konzentrationen vor. Die durchschnittlichen Gehalte in ökonomisch abbauwürdigen Erzen, abhängig vom aktuellen Metallpreis, liegen bei circa 5 Gramm pro Tonne (g/t) für Gold (Au) [14] und für Silber (Ag) bei etwa 700 g/t [15]. Dies hat zur Folge, dass immense Massen zur Gewinnung dieser Elemente aufbereitet werden müssen.

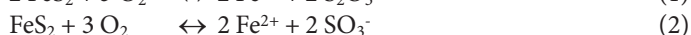
Das ökonomischste und am weitesten verbreitete Verfahren ist die Laugung mit Cyaniden. Hierbei wird das Erz gemahlen und üblicherweise mit Natriumcyanid (NaCN) für mehrere Stunden bis hin zu Tagen in Rührlaugungstanks, -kaskaden oder Pachucas gelaut. Der spezifische Cyanidverbrauch hängt hierbei unter anderem von der Edelmetallkonzentration im Erz ab. So benötigt man für sehr reiche Erze – mehr als 6 g(Au)/t(Erz) – etwa 100 Kilogramm Cyanid pro Kilogramm Gold. Dieser Wert kann für relativ arme Erze (weniger als 2 g/t) bis auf ein Zehnfaches ansteigen [14]. So werden weltweit für die Laugung circa 182.000 t/a Cyanid eingesetzt [16], welches anschließend nach einer Fest-Flüssig-Trennung zu einem erheblichen Anteil deponiert wird. Bei einer letalen Dosis für den Menschen von etwa 140 mg [17] stellen diese Deponien trotz vermeintlich richtigem Umgang ein erhebliches Umweltrisiko dar. Dies zeigen Katastrophen, bei denen Dämme versagen und es zu erheblichen Schäden an Mensch und Umwelt kommt.

Um einen Prozess zur Aufarbeitung sowohl ökologisch nachhaltig, als auch ökonomisch zu gestalten, ist eine gezielte und auf den jeweiligen Rückstand angepasste Prozessentwicklung notwendig. Ein Beispiel ist ein aktueller Forschungsschwerpunkt am IME zur Aufarbeitung von arsen- und cyanidbelasteten Rückständen eines

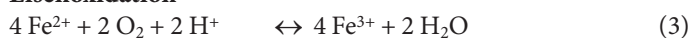
fast hundert Jahre alten Silber- und Gold-Abbaugebiets in Cobalt (Ontario, Kanada) und Umgebung. Insbesondere die Schwermetallbelastung durch eluierendes Arsen schädigt nachhaltig die Umwelt. Zudem sind durch verbesserte Extraktionsmethoden nennenswerte Gehalte an Silber und Gold insbesondere in Gebieten rückgewinnbar, welche anfänglich abgebaut wurden. Zwei Ziele werden mit dem Vorhabens angestrebt: Erstens sollen aus ökonomischer Sicht Restgehalte an Silber und Gold extrahiert werden, ohne dass hierbei Cyanide eingesetzt werden, und zweitens soll aus ökologischer Sicht zusätzlich Arsen stabilisiert werden.

Hierzu ist vorgesehen, einen Laugungsprozess auf der Basis des deutlich umweltverträglicheren Thiosulfates zu entwickeln, der eine umfassende Arsenstabilisation im Reststoff beinhaltet. Ökologisch betrachtet besitzt Thiosulfat eine deutlich geringere Toxizität. Die Gewinnung von Silber und Gold mittels Thiosulfat wird jedoch vornehmlich aus ökonomischen Gesichtspunkten aufgrund hoher Kosten für die Laugungsmittel nicht angewendet [22]. Eine InSitu-Synthese des Thiosulfats aus den sulfidischen Anteilen des Rückstandes könnte dies im Sinne einer Wirtschaftlichkeit zum Positiven wenden. Eine Option bietet ein ähnliches Prozessfenster der Arsenstabilisierung über Scorodite $[\text{Fe}(\text{AsO}_4) \cdot 2\text{H}_2\text{O}]$ und die generelle Thiosulfatsynthese. Das Vorhaben sieht hierbei vor, dass der Pyritanteil unter kontrolliert oxidativen Laugungsbedingungen zersetzt wird (siehe Formel 1). In einem weiteren Schritt muss Fe^{2+} zu Fe^{3+} oxidiert werden (siehe Formel 3), um die Arsenstabilisierung zur Bildung des unlöslichen Scorodites zu gewährleisten (siehe Formel 4) [23].

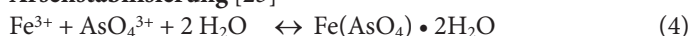
Pyritersetzung



Eisenoxidation



Arsenstabilisierung [23]



Da das System Schwefel-Sauerstoff zahlreiche Zwischenschritte beinhaltet, welche abhängig von Parametern wie Oxidationspotenzial, pH-Wert und Temperatur sensitiv reagieren, ist es nötig, diese Parameter genau zu kontrollieren. So ist zu prüfen, ob eine Oxidation hin zu Sulfiten (SO_3^-) nach Formel 2, möglicherweise auch durch die anschließende Oxidation des Eisens, nicht verhindert werden kann. Dies führt dazu, dass durch eine Anpassung der Prozessparameter, wie pH-Wert und Oxidationspotenzial, und den Einsatz von elementarem Schwefel über einen zweiten Prozessschritt, eine Synthese des Thiosulfates erst ermöglicht werden kann (siehe Formel 5). [24], [25]



Im Anschluss hieran soll das InSitu synthetisierte Thiosulfat als Laugungsmedium zur Extraktion von Silber und Gold wirken (siehe Formel 6). Aus dem Stand der Technik wird hierzu ein neutraler

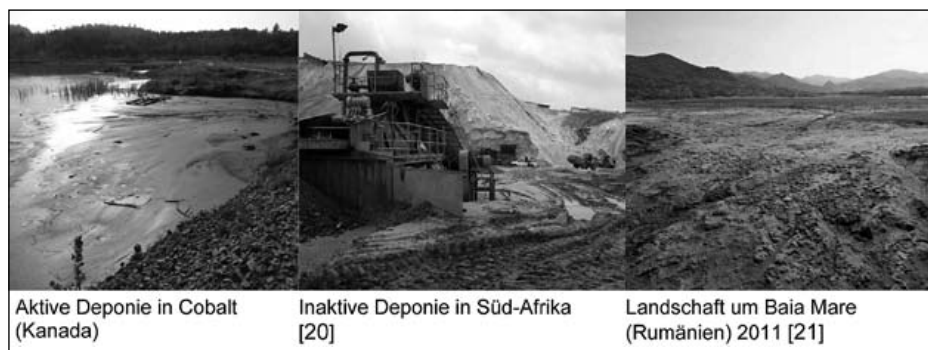


Abbildung 10: Beispiele für cyanidische Deponien und Auswirkungen auf die Umwelt

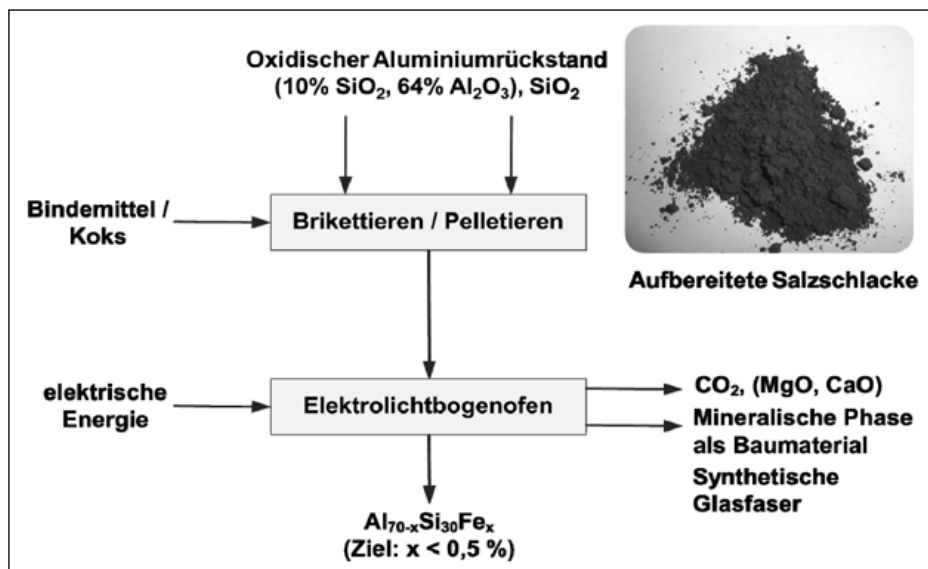


Abbildung 11: Fließbild zur carbothermischen Reduktion von aufbereiteter Salzschlacke

bis leicht alkalischer pH-Wert unter leicht oxidierenden Bedingungen beschrieben; Prozessbedingungen, welche einer hier beschriebenen Thiosulfatsynthese entsprechen. [22]

Edelmetalllaugung mittels Thiosulfat am Beispiel von Silber [22]



Das Vorhaben zielt somit darauf ab in einem Prozessschritt durch die gezielte Einstellung der Prozessparameter sowohl Arsen zu stabilisieren als auch Silber und Gold zu gewinnen.

5.2 Verwertung von Oxidresten der Salzschlackenlaugung

Beim Recycling von Aluminiumschrotten und Krätzen wird aufgrund der hohen Sauerstoffaffinität des Aluminiums ein Schmelzsatz eingesetzt, um die Oxidation des Einsatzgutes durch die Ofenatmosphäre zu vermindern sowie um die zusätzliche Bildung von Krätze möglichst gering zu halten und Verunreinigungen aufzunehmen. Das Schmelzsatz bindet dabei die Oxide und bildet eine Salzschlacke, die noch etwa 10 % Aluminium enthält. Der Salzschlackenanteil bei einer Tonne produzierten Aluminiums kann bis zu 700 kg erreichen [26]

Die anfallende Salzschlacke wird heute in speziellen Anlagen aufbereitet, sodass ein tonerhaltiger sekundärer Rohstoff aus den Hauptbestandteilen Aluminiumoxid (Al_2O_3) und Aluminiumhydroxid $[\text{Al}(\text{OH})_3]$ gewonnen wird. Dieser Rohstoff wird bei der Herstellung synthetischer Glasfasern eingesetzt und substituiert dort natürliche Tonerdeträger.

Ein neuer, innovativer Ansatz zur Verwertung der aufgearbeiteten Salzschlacke stellt die carbothermische Reduktion zur Erzeugung



Abbildung 12: Das pelletierte Einsatzmaterial (links) wurde in einem Lichtbogenofen eingeschmolzen und reduziert (rechts)



Abbildung 13: Technikums TBRC am IME; Chargieren von lackierten Dosenpaketen (links) und Pyrolysereaktion an der Badoberfläche (rechts)

einer AlSi-Legierung dar. Silizium ist für Al-Gusslegierungen das wichtigste Legierungselement. 2010 wurden circa 30 % des weltweit hergestellten Aluminiums zu Gusslegierungen verarbeitet [27]. Damit stellt das Konzept ein großes Potential zur Einsparung primärer Ressourcen dar. In Abbildung 11 ist das Konzept zur carbothermischen Reduktion von aufbereiteter Salzschlacke dargestellt.

In ersten experimentellen Versuchsreihen konnte in einem Gleichstromlichtbogenofen mit einer maximalen Leistung von 70 Kilowatt das pelletierte Einsatzmaterial (siehe Abbildung 12) erfolgreich in einem Graphittiegel reduziert und eine AlSi-Legierung hergestellt werden. Als Reduktionsmittel wurde Holzkohle verwendet.

Durch die carbothermische Co-Reduktion von Al_2O_3 und SiO_2 kann ein erhöhtes Metallausbringen durch die kinetische Hemmung der Aluminiumkarbidbildung erzielt werden, die Verdampfungsverluste von Aluminium und die Rekombination mit $\text{CO}_{(g)}$ minimiert werden. Durch thermochemische Simulationen sowie eine Anpassung der existierenden Ofenperipherie und –fahrweise kann die Entwicklung des Recyclingkonzeptes weiter vorangetrieben werden.

6 Produktionsabfälle

6.1 Recycling von kontaminierten organischen Aluminiumschrotten

Mit zunehmendem Rohstoffbedarf und sinkenden Beständen weltweit steigt das Interesse, aus anfallenden aluminiumhaltigen

Schrottart	Anteil Organik in %	Anteil Metall in %	Energiegehalt in kWh/t
Dosenschrott	2 – 3	98	225
Lithoplaten	< 4	96	360
Späne	< 20	80	270
Fensterprofile	21	79	1.890

Tabelle 4: Typischer Energiegehalt Organischer Schrottkomponenten nach [29]

Produktionsabfällen erneut verwendbare Ausgangsstoffe zu gewinnen.

Innerhalb der Aluminiumrecyclingindustrie liegen meist große Mengen an organisch kontaminierten Aluminiumschrotten vor. Diese Anhaftungen, beispielsweise Lack-, Öl oder Celluloseverbindungen, stellen einen beträchtlichen Kohlenstoffeintrag in die Prozessroute der Sekundäraluminiumindustrie dar und können sich negativ auf die Ausbeute und Qualität des Sekundäraluminiums auswirken [28].

Neben diesen negativen Auswirkungen können die anhaftenden Organiken jedoch auch über einen Pyrolyseprozess in potentielle Energieträger umgewandelt werden, wodurch der Bedarf an Erdgas und somit die Recyclingkosten reduziert werden können. Bei Betrachtung des Energiegehalts typischer organischer Komponenten von Aluminiumschrotten, wird das exotherme Potential dieser deutlich (vgl. Tabelle 4). Im idealisierten Fall werden 650 Kilowattstunden (kWh) benötigt, um eine Tonne Aluminium zu schmelzen und eine Prozesstemperatur von 700 Grad Celsius zu erreichen – je nach

eingesetzter Legierung unterliegt dieser Wert Schwankungen [29]. Hieraus resultiert, dass die thermische Nutzung dieser Komponenten eine beachtenswerte Energieeinsparung in sich birgt.

Aus diesem Grund wird versucht, in einem vorangestellten Prozessschritt die Energie zurückzugewinnen und die Krätzbildung, die durch Wechselwirkungen zwischen Schmelze und Organik hervorgerufen wird, zu reduzieren. Diese Ziele können mit Hilfe eines Pyrolyseprozesses erreicht werden. Hierbei wird die Organik von den Schrotten unter Sauerstoffabschluss thermisch abgetrennt, sodass flüchtige Kohlenwasserstoffverbindungen in die Gasphase übertreten, wo sie als Brennstoffersatz genutzt werden. Weitere Nebenprodukte sind feste Rückstände wie Koks und nichtmetallische Partikel. Wird zusätzlich Sauerstoff in das System geleitet, kann der verbleibende Kohlenstoff nachverbrannt werden. Die nichtmetallischen Partikel (größtenteils Oxide) verbleiben unregiert auf der Schrottoberfläche.

Einen wesentlichen Einfluss auf die thermische Organikentfernung hat die freie Oberfläche. Gemeint sind die der Atmosphäre zugänglichen Flächen des eingesetzten Materials sowie die thermische Leitfähigkeit des meist paketierte Schrottes. Untersuchungen im IME-Kippdrehtrommelofen, siehe Abbildung 13, haben gezeigt, dass das gängige Paketieren von Aluminiumschrotten sich negativ auf die Entgasung und die Ausbeute auswirkt.

Die frei werdenden Gase im Inneren des Pakets können aufgrund der engen Porenweite nur erschwert entweichen, sodass eine vollständige Organikentfernung vor dem eigentlichen Schmelzvorgang nicht erreicht wird [30]. Im Schmelzprozess führt dies zu Wechselwirkungen zwischen der Restorganik und der Aluminiumschmelze unter der Bildung von unerwünschten Aluminiumcarbiden und -oxiden.

6.2 Yttrium-Rückgewinnung aus Formschalen

Der Hauptverwendungszweck von Yttriumoxid (Y_2O_3) ist in der Leuchtstofftechnik zu finden. Ferner ist Yttrium wegen seiner herausragenden Eigenschaften in der Metallurgie und als Legierungselement sehr beliebt, beispielsweise steigt die Festigkeit der Alumi-

ni- und Magnesiumlegierungen mit geringen Yttriumzusätzen deutlich an. Yttriumverbindungen sind darüber hinaus unverzichtbare Komponenten zur Herstellung von Keramiken für unterschiedliche Anwendungen.

Die Gewinnung von Yttriumoxid ist durch eine primäre und sekundäre Route gekennzeichnet. Von großer Bedeutung ist die sekundäre Gewinnungsroute, die nicht nur aufgrund von verfahrenstechnischen Vorteilen (weniger Reagenzien, höhere Ausbeute und Reinheit an Yttrium im Vergleich zur primären Gewinnung), sondern auch aus ökologischen und ökonomischen Gründen Vorzüge bietet: Das zielgerichtete Recyclingverfahren vermindert die Menge der zur Deponierung vorgesehenen Abfälle.

Das Verfahren zur Gewinnung von Yttrium aus Formschalen besteht aus einer Kombination von hydrometallurgischen und pyrometallurgischen Prozessschritten. Die Ausgangsprobe (1,05 Gew.-% Y_2O_3 , 0,96 Gew.-% SiO_2 , 0,37 Gew.-% Fe_2O_3 , 0,28 Gew.-% TiO_2 , 97,34 Gew.-% Al_2O_3) wird mit konzentrierter Säure gelaugt. Nach einer erfolgreichen Laugung wird Yttrium in lösliche Ionenverbindungen überführt. Begleitelemente wie Titan, Eisen und Mangan werden teilweise ebenfalls ausgelaugt, während ein großer Teil der unlöslichen Verbindungen, etwa die stabilen Aluminate, als Rückstand bleiben. Diese können anschließend mittels Fest-Flüssig-Trennung getrennt werden.

Die Laugung findet in der Regel in einem geschlossenen Reaktor statt, der mit digitalem Rührer ausgestattet und von umfließendem Wasser beheizt wird. Der erste Prozessschritt, die Laugung, hat zum Ziel, dass Yttrium aus dem Konzentrat vollständig und selektiv in die Lösung zu überführen.

Um eine maximale Ausbeute an Seltene Erden zu erhalten, müssen die Laugungsbedingungen optimiert werden. Folgende Parameter wurden dazu untersucht: Laugungstemperatur, Säure/Probe-Verhältnis und Laugungszeit.

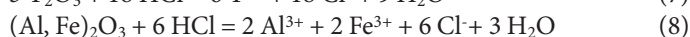
Die maximale Extraktion aus dem Ausgangsmaterial wird bei 90 Grad Celsius in zwei Stunden erreicht. Danach werden die feste und flüssige Phase durch eine Filtration voneinander getrennt. Das Filtrat wird mit Wasser gewaschen und im Labor auf Yttriumrückstände untersucht.

Die in der Lösung vorliegenden Salze werden in Form von Oxalaten ausgefällt. Für das Ausfällen von Yttrium eignet sich vor allem Oxalsäure ($H_2C_2O_4$).

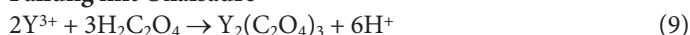
Zuletzt erfolgt die Überführung der bei der Extraktion erhaltenen Feststoffe in Oxide, die in dieser Form wieder in den Titanfeinprozess zurückgeführt werden können.

Die wichtigsten chemischen Reaktionen laufen wie folgt ab:

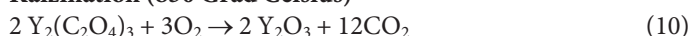
Laugung mit einer Säure (entweder H_2SO_4 oder HCl)



Fällung mit Oxalsäure



Kalzination (850 Grad Celsius)



Mit einem Yttriumoxidanteil von 99,21% zeichnet sich das hergestellte Pulver durch eine sehr hohe Reinheit aus.

Durch die Entwicklung des kombinierten Verfahrens besteht die Hoffnung, einen kleinen Beitrag zur effizienten rohstofflichen Gewinnung, sowie zum Aufbau eines zukünftigen Recyclingsystems von Yttrium zu leisten. Zu beachten ist allerdings, dass die vorlie-

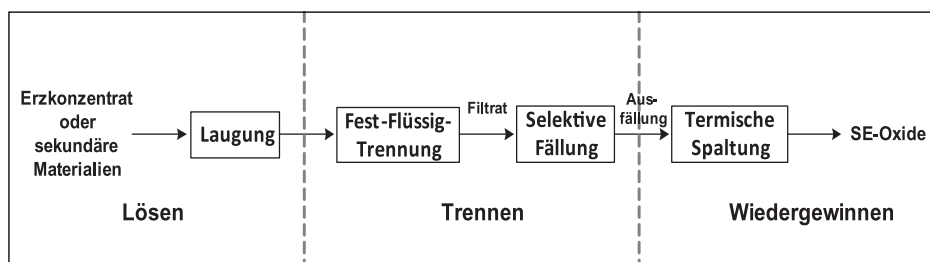


Abbildung 14: Hauptgewinnungsroute der Laborversuche

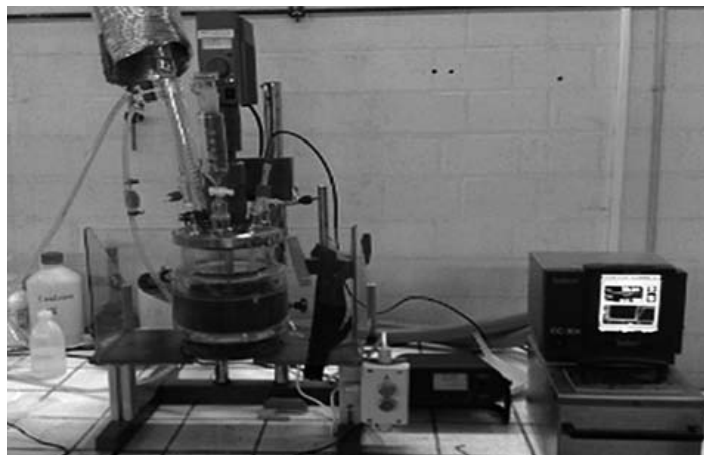


Abbildung 15: Laugungsreaktor

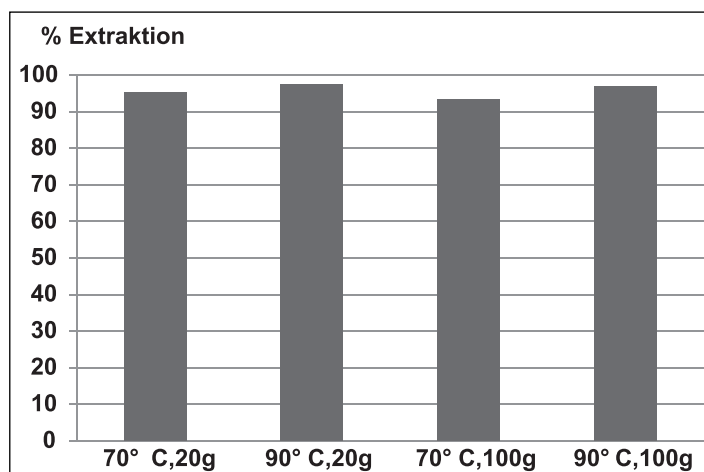


Abbildung 16: Ausbeute von Yttrium im Laugungsfiltrat unterschiedlicher Versuche



Abbildung 17: Filtration

genden Ergebnisse auf labormaßstäblichen Untersuchungen mit relativ kleiner Probemenge (100 g) basieren. Weitere Grundlagenuntersuchungen sind daher erforderlich, um die einzelnen Forschungsergebnisse in die industrielle Praxis in Form von Pilot- beziehungsweise Großanlagen umzusetzen und in der Zukunft einen wirtschaftlichen und umweltfreundlichen Stoffkreislauf der Seltenen Erden zu realisieren. Der Prozess soll am IME im 200-Liter-Rührreaktor getestet werden, um die Wirtschaftlichkeit der Raffinationsschritte zu belegen.

7 Zusammenfassung

Die Komplexität der aktuell als Abfall deklarierten Reststoffe, sowie das Bestreben zur Rückgewinnung auch geringster Gehalte an Wertmetallen, insbesondere solche, die als wirtschaftsstrategisch eingestuft werden, erfordert eine Vielzahl unterschiedlichster Forschungsansätze. Alle haben neben der Nutzbarmachung von Wertmetallen auch eine ganzheitliche Betrachtung

des Stoffsystems zur Vermeidung von Deponiematerial zum Ziel. Im Zuge dieser Forschung leistet das IME einen breit gefächerten Beitrag zur Minimierung von Abfallstoffen und der Entwicklung neuartiger Technologien zur Rückgewinnung oftmals kritischer Wertmetalle.

Literatur

- [1] Sanchez, M. und Sudbury, M.: Reutilisation of primary metallurgical wastes: Copper slags as a source of Copper, Molybdenum, and Iron – brief overview of test work and the proposed way forward, 3rd International Slag Valorisation Symposium, Leuven 2013, S. 135-146
- [2] Wang, X. et al.: Characterisation of Copper slag in view of metal recovery, 3rd International Slag Valorisation Symposium, Leuven 2013, S. 185-190
- [3] Zander, M. et al.: Improving Copper Recovery from Production Slags by Advanced Stirring Methods. European metallurgical Conference, Düsseldorf 2011, Volume 1, S. 181-196
- [4] Lotens, J. und Van Del Giesen, A.: Method for the non-leachable immobilisation of molybdenum compounds in a slag, Internationales Patent WO 2000029071 A1, 2000
- [5] Statistisches Bundesamt: Abfallentsorgung: Fachserie 19 Reihe 1 – 2012. (Fachserie: 19, Umwelt. Reihe 1, Abfallentsorgung). Wiesbaden 2014.

Kontakt:



Prof. Dr.-Ing. Dr. h.c. Bernd Friedrich
Rheinisch-Westfälische Technische Hochschule Aachen
IME Metallurgische Prozesstechnik und Metallrecycling
Intzestraße 3 · D-52056 Aachen
Tel.: 02 41 - 8 09 58 51 · Fax: -8 09 21 54
eMail: bfriedrich@ime-aachen.de
Internet: <http://www.metallurgie.rwth-aachen.de/>
und <http://www.muw.rwth-aachen.de/go/id/buln>

Wissenschaftliche Mitarbeiterinnen und Mitarbeiter:



Dipl.-Ing. Christoph Kemper
Tel.: 02 41 - 80 - 9 51 92 · Fax: -80 - 9 21 54
eMail: CKemper@metallurgie.rwth-aachen.de



Dipl.-Ing. Daniel Voßenkaul
Tel.: 02 41 - 8 09 08 55
eMail: dvossenkaul@ime-aachen.de



M. Sc. Florian Binz
Tel. 02 41 - 80 90234
eMail: fbinz@ime-aachen.de



Dipl.-Ing. Frank Kaußen
Tel. 0241 80 95861
eMail: fkaussen@ime-aachen.de



Dipl.-Ing. Marion Thoraval
Tel.: 02 41 - 80 95 197 · Fax: -80 92 154
eMail: mthoraval@ime-aachen.de



Dipl.-Ing. Stephanie Kruse
Tel.: 02 41 - 80 - 9 58 56 · Fax: -80 - 9 21 54
eMail: skruse@ime-aachen.de



Dr.-Ing. Srecko Stopic
Tel.: 02 41 - 80 - 9 58 60 · Fax: 02 41 - 80 - 9 21 54
eMail: sstopic@ime-aachen.de



M.Sc. Regina Dittrich
Tel.: 02 41 - 80 95 863 · Fax: -80 92 154
eMail: rdittrich@ime-aachen.de



Dipl.-Ing. Kilian Gisbertz
Tel.: 0241 - 80 - 9 58 55 · Fax: -80 - 9 21 54
eMail: KGisbertz@ime-aachen.de
Internet: www.ac-resourcetechn.de

- [6] Gillner, Ronald, et. al.: NE-Metallpotenzial in Rostaschen aus Müllverbrennungsanlagen. World of Metallurgy – Erzmetall 64 (2011), No. 5, S. 260 - 268.
- [7] Piga, Luigi; Pochetti, Fausto; Stoppa, Luisa: Recovering Metals from Red Mud Generated during Alumina Production in Journal of the Minerals, Metals, and Materials, vol. 45, Heft 11, 1993, S. 54-59
- [8] World Aluminium: Bauxite Residue Management: Best Practice, 2014
- [9] Balomenos, Efthymios; Panias, Dimitrios: Iron Recovery and Production of high added Value Products from the Metallurgical By-Products of Primary Aluminium and Ferro-Nickel Industries, 3rd International Slag Valorisation Symposium, Leuven, 2013, S. 161-172
- [10] European Commission: Report on Critical raw materials for the EU. Im Internet: URL :http://ec.europa.eu/enterprise/policies/raw-materials/files/docs/crm-report-on-critical-raw-materials_en.pdf [Stand 11. November 2014]
- [11] Kleinert, Reinhard: Raffination von Werkblei im Raffinierofen. In: Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen, Band 2, 1949, S. 233-239
- [12] Friedrich, Bernd; Arnold, Alexander: Improvement of Selectivity and Kinetics in Lead Refining by Controlled Oxygen Offer and Employment of Rotor Injectors. In: Proceedings of EMC 2011, Volume 2, S. 403-415
- [13] Foerster, George et al.: Production of purified lead and antimony oxide. In: U.S. Patent 4194904, 1980
- [14] Mudd, G. M.: Global trends in gold mining: Towards quantifying environmental and resource sustainability Resources Policy, Vol: 1-2, 2007, S. 42-56
- [15] Buttermann, W.C.; Hilliard, H.E Silver Mineral Commodity Profiles USGS, 2004
- [16] Jeppesen, H.: Zerstörte Umwelt - Der Preis des Goldes http://www.dw.de/zerstoerte-umwelt-der-preis-des-goldes/a-15295336-1 Zuletzt geprüft am: 1. Dezember 2014
- [17] Deichmann, W.B; Gerarde, H.W: Toxicology of drugs and chemicals. In: Academic Press New York, 1969, 4, ISBN: 0-12-208856-5
- [18] Office for the Co-ordination of Humanitarian Affairs, OCHA: Mining waste spill from the Baia Borsa processing complex in Romania Assessment Mission to Hungary and Romania, United Nations Environment Programme, UNEP, 2000
- [19] Rico, M.; Benito, G.; Salgueiro, A.R; Díez-Herrero, A.; Pereira, H.G: Reported tailings dam failures, Journal of Hazardous Materials, Vol: 2, 2008, S. 846-852
- [20] Watkins, A.: Ecologies of Gold. Im Internet: https://placesjournal.org/assets/legacy/media/slideshows/tang-watkins-7.jpg, Zuletzt geprüft am: 1. Dezember 2014
- [21] Schneeberger, M.: Landschaft um Baia Mare 2011. Im Internet: https://www.renovabis.de/sites/default/files/styles/large/public/images/2_ro_mig1553.jpg?itok=13gPq12C, Zuletzt geprüft am: 1. Dezember 2014
- [22] Aylmore, M.G; Muir, D.M: Thiosulfate leaching of gold—A review. In: Minerals Engineering, Vol: 2, 2001, S. 135-174
- [23] Sighania, S.; Wang, Q.; Filippou, D.; Demopoulos, G.P: Temperature and seeding effects on the precipitation of scorodite from sulfate solutions under atmospheric-pressure conditions. In: Metallurgical and materials transactions B, Vol: 36B, 2005, S. 327-333
- [24] Wiberg, E.; Wiberg, N.; Holleman, A. F.: Inorganic chemistry. Academic Press; De Gruyter San Diego, Berlin, New York, ©2001, 1, ISBN: 0-12-352651-5
- [25] Moses, C. O.; Kirk Nordstrom, D.; Herman, J.S; Mills, A.L: Aqueous pyrite oxidation by dissolved oxygen and by ferric iron. In: Geochimica et Cosmochimica Acta, Vol: 6, 1987, S. 1561-1571
- [26] Beckmann, M.: Aufarbeitung von Aluminiumsalzschlacken in Nordrhein-Westfalen. In: Aluminium 67 (1991) 6, S. 586-593
- [27] Büchner, H.J., Mohaupt, M.: Aktuelle Rohstofftrends und ihre Auswirkung auf die Aluminiumindustrie, IKB Information – Aluminiumindustrie (2011)
- [28] Schmitz C., et al.: Handbook of Aluminium Recycling, Vulkan-Verlag, 2006
- [29] Schwalbe M.: Grundlagen und Möglichkeiten der Verarbeitung von höher kontaminierten Aluminiumschrotten. In: Erzmetall 64, No.3, S. 152.162, 2011
- [30] Jaroni B.: Notwendigkeit der Entkopplung von Pyrolyse und Schmelzen beim Al Recycling, Metallurgischer Seminar, 44. Metallurgisches Seminar, Ulm, 2012
- [31] Vortrag Berliner Konferenz: Mineralische Nebenprodukte und Abfälle. Aschen, Schlacken, Stäube und Baurestmassen. 30. Juni und 1. Juli 2014, Berlin. TK Verlag

Anzeige



Hochschule Niederrhein (Hrsg.)

Handbuch der Gemeinschaftsgastronomie. (Band 1 + 2) Anforderungen, Umsetzungsprobleme, Lösungskonzepte

Bearbeitet von Prof. Dr. Volker Peinelt und Prof. Dr. Jens Wetterau

Gesamtausgabe in zwei Bänden. 1.540 Seiten, zahlreiche Abbildungen und Tabellen, davon 86 in Farbe, Format 170 x 240 mm, fester Einband (Hardcover). Rhombos-Verlag, Berlin 2015. ISBN: 978-3-944101-54-5, Preis: 120,00 Euro (inkl. MwSt. und Versand in Deutschland).

Gesamtausgabe in zwei Bänden

mit 57 Beiträgen von 61 Autorinnen und Autoren

Die Gemeinschaftsgastronomie (GG) ist eine dynamisch wachsende Branche mit vielen neuen Aufgabenfeldern. Entsprechend vielfältig

sind die Anforderungen an die Aktiven. Damit diese erfüllt werden können, benötigen die Fachkräfte verlässliche und das Verständnis erweiternde Hintergrund-Informationen. Mit diesem zweibändigen Handbuch mit über 60 Autorinnen und Autoren wird nicht nur das aktuelle Wissen der Branche dargestellt, sondern es werden auch die Probleme beschrieben, die bei der Umsetzung auftreten, und es werden Lösungen angeboten. Hierbei werden auch Aussagen gemacht, die nicht immer dem Mainstream entsprechen, teilweise sogar als Innovationen aufzufassen sind. Innovative Ansätze sind über das Gastronomische Ampelsystem oder über die Umsetzung eines Nachhaltigkeitskonzepts zu finden. Das Handbuch versteht sich also auch als Innovationsgeber.

Informationen und Bestellmöglichkeit:

<http://www.rhombos.de/shop/buecher/handbuch-der-gemeinschaftsgastronomie-gesamtausgabe.html>



**Professor Dr.
Volker Peinelt**

Dipl. Ernährungswiss. mit langjähriger Erfahrung in der Gemeinschaftsgastronomie, u.a. bei der DGE als Referatsleiter. Tätig an der Hochschule Niederrhein mit dem Lehrgebiet „Cateringservices und LM-Hygiene“. Durchführung von Forschungsprojekten zu „Cook and Chill“ und zur Schulverpflegung. Entwicklung von Zertifizierungskonzepten für die GG und des „Gastronomischen Ampelsystems“.



**Professor Dr.
Jens Wetterau**

Dipl.-Ökotrophologe mit Schwerpunkt Ernährungsökonomie, mehrjährige Erfahrung in der Gemeinschaftsgastronomie, v.a. in den Bereichen Verpflegungs-, Qualitäts- und Arbeitsschutzmanagement. Tätig an der Hochschule Niederrhein mit dem Lehrgebiet „Catering Management und Arbeitswissenschaft“, Forschungsaktivitäten zu „Betrieblicher Gesundheitsförderung“ und zur Schulverpflegung.

www.rhombos.de