



Nutzung des Rohstoffpotenzials von Bergbau- und Hüttenhalden unter Berücksichtigung der Nachhaltigkeit am Beispiel des Westharzes (ROBEHA)

BMBF-Teilprojekt 4 FKZ: 033R105F

Auftragnehmer: TU Clausthal
Institut für Aufbereitung, Deponietechnik und
Geomechanik (IFAD)

Autoren: Prof. Dr.-Ing. habil. Eberhard Gock
Dr.-Ing. Hadjar Saheli
Dipl.-Ing. Zhuo Ma

Laufzeit des Vorhabens: 01.08.2012 – 31.12.2015

Inhaltsverzeichnis

0 Ausgangssituation	1
I.1 Aufgabenstellung	2
I.2 Voraussetzungen, unter denen das Vorhaben durchgeführt wurde	2
I.3 Planung und Ablauf des Vorhabens	4
I.4 Wissenschaftlicher und technischer Stand, an den angeknüpft wurde	9
I.5 Zusammenarbeit mit anderen Stellen	12
II.1 Verwendung der Zuwendung und die erzielten Ergebnisse im Einzelnen:	13
II.1.1 Grube Bergwerkswohlfahrt	13
II.1.1.1 Geschichte der Grube Bergwerkswohlfahrt	13
II.1.1.2 Halde der Grube Bergwerkswohlfahrt.....	17
II.1.1.3 Probenahme	20
II.1.1.4 Charakterisierung des Haldenmaterials.....	20
II.1.1.4.1 Korngrößen- und Siebgehaltsanalysen	20
II.1.1.4.2 Chemische Analyse.....	23
II.1.1.4.3 Auflichtmikroskopie.....	24
II.1.1.4.4 Röntgenographie	25
II.1.1.4.5 S4-Test.....	27
II.1.1.4.6 Druckoxidationstest	27
II.1.1.5 Aufbereitungsversuche	33
II.1.1.5.1 Herdversuche	33
II.1.1.5.2 Flotation.....	35
II.1.1.5.2.1 Flotationsverfahren.....	35
II.1.1.5.2.2 Parameterstudien	40
II.1.1.5.2.2.1 Einfluss der Sammlerkonzentration	41
II.1.1.5.2.2.2 Einfluss der Schäumerkonzentration	45
II.1.1.5.2.2.3 Einfluss der Korngröße	45
II.1.1.5.2.2.4 Einfluss der Sammlerart	50
II.1.1.5.3 Laugung	55
II.1.1.5.3.1 Offene Laugung.....	55

II.1.1.5.3.2 Drucklaugung	57
II.1.1.5.3.3 Flotation der Laugungsrückstände auf PbSO ₄	59
II.1.1.6 Verfahrenstechnische Umsetzung der Entsorgung des Haldenmaterials der ehemaligen Erzaufbereitung.....	67
II.1.1.7 Zusammenfassung	69
II.1.2 Schlackenhalde in der Region um Langelsheim	70
II.1.2.1 Probenahme	70
II.1.2.2 Charakterisierung des Haldenmaterials.....	71
II.1.2.2.1 Zerkleinern-, Korngrößen- und Siebgehaltsanalysen	71
II.1.2.2.2 Chemische Analyse.....	73
II.1.2.2.3 Röntgenographische Analyse.....	75
II.1.2.3 Aufbereitungsversuche	77
II.1.2.3.1 Rührlaugungsversuche.....	77
II.1.2.3.2 Sickerlaugeversuche	80
II.1.2.3.2.1 Einflussparameter bei der Sickerlaugung aus der Literatur	80
II.1.2.3.2.2 Vorversuche zur Sickerlaugung.....	83
II.1.2.3.2.3 Hauptversuche zur Sickerlaugung.....	96
II.1.2.3.3 Solvent-Extraktionskonzept	114
II.1.2.4 Verfahrenstechnische Umsetzung der Entsorgung des Haldenmaterials der Kupferverhüttung	119
II.1.2.5 Zusammenfassung	120
II.2 Wichtige Positionen und zahlenmäßiger Nachweis	120
II.3 Notwendigkeit und Angemessenheit der geleisteten Arbeit	121
II.4 Darstellung des voraussichtlichen Nutzens, insbesondere der Verwertbarkeit des Ergebnisses im Sinne des fortgeschriebenen Verwertungsplans	121
II.5 Darstellung des während der Durchführung des Vorhabens dem ZE bekannt gewordenen Fortschritts auf dem Gebiet des Vorhabens bei anderen Stellen	121
II.6 Vorträge und Veröffentlichungen.....	122
Literaturverzeichnis	123
Anhang.....	126

0 Ausgangssituation

Vor dem Hintergrund des Urban Mining sind alte Bergbau- und Hüttenhalden von Interesse, weil die Sortier-, Klassier- und Aufbereitungstechniken der Montanindustrie vergangener Jahrzehnte und Jahrhunderte gemessen an heutigen Randbedingungen optimierungsfähig sind, so dass die aufgeschütteten Gewinnungs- und Verarbeitungsrückstände noch Metallgehalte in nennenswerter Größenordnung erwarten lassen (Beispiel Zink z.T. größer 10 Ma.-%). Weiterhin standen bei der Erzaufbereitung in der Vergangenheit nur die seinerzeit wirtschaftlich interessanten Metalle z.B. Zink oder Blei im Vordergrund. Die Wirtschaftlichkeit ist eine notwendige Bedingung für den Haldenrückbau zur Sekundärrohstoffgewinnung. Sie wird durch Faktoren wie Wertstoffpotenzial, Umfang von Energie-, Material- und Arbeitseinsatz, Existenz und Effizienz von Wiedergewinnungstechniken und Kosten der Entsorgung der bei Haldenrückbau und Weiterverarbeitung anfallenden Abfälle beeinflusst. Dabei stehen Recyclingprozesse in direkter Konkurrenz zu den Primärherstellungsverfahren. Die Konkurrenzfähigkeit bemisst sich in erster Linie am Weltmarktpreis der betreffenden Rohstoffe. Darüber hinaus sind, von der technischen Machbarkeit abgesehen, vor dem Hintergrund der Nachhaltigkeitsprinzipien neben der Wirtschaftlichkeitsbetrachtung auch ökologische und gesellschaftliche Belange von Aufwand und Nutzen eines Haldenrückbaus zu berücksichtigen.

Andererseits können von Halden erhebliche Einwirkungen auf Umweltmedien resp. Schutzgüter ausgehen, etwa in Form von belastetem Sickerwasser oder durch eine Verfrachtung fester Schadstoffe durch Erosionsvorgänge. So werden über die Vorfluter Oker und Grane jährlich mehr als 1.000 t Schwermetalle, vornehmlich Zink und Blei, Richtung Nordsee verfrachtet. Der Haldenrückbau stellt aber in jedem Fall einen Eingriff in Natur und Landschaft dar, dessen Auswirkungen genauso zu berücksichtigen sind, wie der für Rückbau und Aufbereitung notwendige Material- und Energieeinsatz sowie die dabei entstehenden Emissionen und Abfälle.

I.1 Aufgabenstellung

Mit dem Forschungsvorhaben soll eine umfassende Bewertung von Bergbau- und Hüttenhalden möglich werden, für die einerseits aus rohstoffwirtschaftlicher Sicht und andererseits aus einer umweltbezogenen Betrachtung ein Haldenrückbau in Frage kommt. Der Harz wurde als Beispielraum für dieses Vorhaben ausgewählt, weil über diesen Raum gute Datengrundlagen vorliegen und die verschiedenen Aspekte der Bewertung von Halden exemplarisch berücksichtigt werden können. Eine besondere Bedeutung hat das Forschungsvorhaben durch die mögliche Übertragung der Ergebnisse auf Haldenstandorte in anderen Ländern sowie mit anderen Rohstoffinhalten.

Die Struktur des Forschungsvorhabens ist deshalb vor allem darauf ausgerichtet, die unterschiedlichen Aspekte des Haldenrückbaus aus rohstoffwirtschaftlicher und umweltbezogener Sicht zu einer Gesamtbewertung im Sinne der Nachhaltigkeit zusammenzuführen. Zentraler Baustein des Vorhabens ist vor diesem Hintergrund die Entwicklung und der Aufbau eines **multikriteriellen Bewertungskonzeptes** im Arbeits- pakt (AP) 4.1.

Grundlage für diese Bewertung im Sinne der Nachhaltigkeit sind dabei Informationen

- zum Wertstoffpotential der Halden (Arbeitsbereich 1),
- und zu den rückbau- und aufbereitungsbezogenen Randbedingungen (Arbeitsbereich 3).

Für die Gewinnung der Daten sollen umfangreiche neue Techniken entwickelt und getestet werden. Abschließend sollen die für eine umfassende Bewertung von Halden geeigneten Methoden in einem **Methodenhandbuch** zusammengetragen werden (alle APs).

I.2 Voraussetzungen, unter denen das Vorhaben durchgeführt wurde

Zur Bearbeitung haben sich im Jahr 2012 die folgenden Einrichtungen zu einem Projektverbund zusammengefunden:

- Prof. Burmeier Ingenieurgesellschaft mbH(BIG)(Koordination),
- Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR),
- RWTH Aachen, Lehr- und Forschungsgebiet Abfallwirtschaft(LFA),

- TU Clausthal, Institut für Aufbereitung, Deponietechnik und Geomechanik(IFAD),
- CUTEC Clausthale Umwelttechnik-Institut GmbH,
- Dorfner Analysenzentrum und Anlagenplanungsgesellschaft mbH.

An den Projektverbund angeschlossen wurden weiterhin eine Zahl von Industriepartnern, mit denen der Transfer der Arbeitsergebnisse in die industrielle Rohstoffproduktion diskutiert wurden.

Seit 2012 wurde das Projekt vom Bundesministerium für Bildung und Forschung(BMBF) im Rahmen des Förderschwerpunktes r^3 -Strategische Metalle und Mineralien-Innovative Technologien für Ressourceneffizienz gefördert. Das Vorhaben steht damit im Zusammenhang des BMBF-Rahmenprogramms Forschung für Nachhaltige Entwicklung(FONA).

Im Rahmen des r^3 -Verbundes arbeiten drei Projektverbünde, die sich mit dem Thema der Bergbau- und Hüttenhalden beschäftigen, in einem sog. Minicluster zusammen. Neben dem Verbund **ROBEHA** sind dieses die Projektverbünde.

- **REStrateGIS**: Bundesweites Ressourcenkataster für Hüttenhalden durch Einsatz von Geoinformationstechnologien und Strategien zur Wiedergewinnung von Wertstoffen,
- **SMSB**: Gewinnung strategischer Metalle und anderer Mineralien aus sächsischen Bergbauhalden.

I.3 Planung und Ablauf des Vorhabens

Die grundlegende Struktur von ROBEHA und seine wesentlichen Arbeitsziele sind in **Abbildung 1** dargestellt.

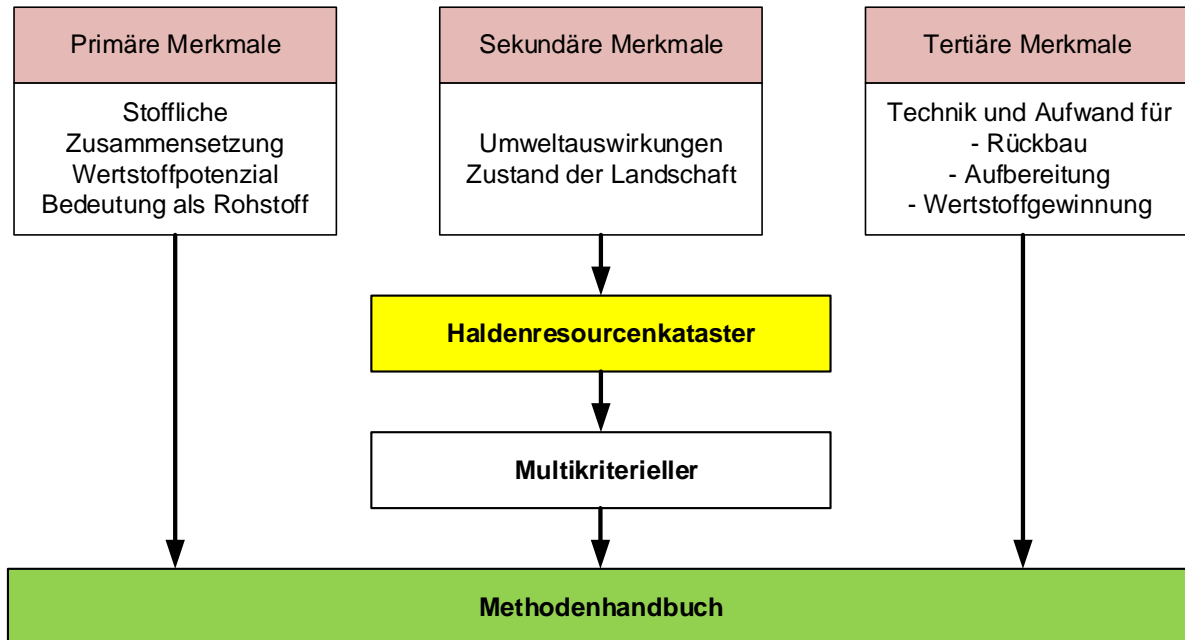


Abbildung 1: Struktur des Verbundvorhabens ROBEHA

Ausgehend von Untersuchungen zu den drei genannten Merkmalsgruppen wurde einerseits das Haldenressourcenkataster einschl. des multikriteriellen Bewertungsansatzes entwickelt und exemplarisch angewendet. Andererseits wurde über alle Arbeitspakete hinweg ein Methodenhandbuch erstellt. Dieses beinhaltet die wesentlichen für einen Haldenrückbau generell erforderlichen Arbeitsbereiche/-pakete:

- Stoffliche Zusammensetzung der Halden / Haldenuntersuchung,
- Internstruktur der Halden,
- Umweltauswirkungen,
- Haldenrückbau,
- Aufbereitung,
- Multikriterieller Bewertungsansatz.

Die Darstellung dieser Arbeitsbereiche/-pakete deckt sämtliche für einen Rückbau von metallhaltigen Halden benötigten Techniken und Verfahren ab.

Die Darstellung der wissenschaftlichen und/oder technischen Ergebnisse beschränken sich in diesem Schlußbericht auf das Arbeitspaket 3.2 Aufbereitung.

Auf der Basis von zu erarbeitenden Verfahrensketten sollte ein Expertensystem zur Auswahl von Aufbereitungstechniken sowie ihrer Verknüpfung zu Verfahrensketten für Rückstandshalden der Erzgewinnung entwickelt werden. Dieses Expertensystem soll einen essentiellen Beitrag für eine Aufwandsoptimierung von Urban Mining-Projekten in dem Feld der metallhaltigen Sekundärrohstoffe sowie der nicht metallhaltigen mineralischen Reststoffe unter dem Gesichtspunkt der Nachhaltigkeit und der vollständigen Verwertung liefern.

Überprüft werden sollten besonders die Aufbereitungsverfahren, die zum Zeitpunkt der jeweiligen Haldenentstehung noch nicht zur Verfügung standen. Diese sollten für die vorliegenden Materialien und z. T. neuen Zielsubstanzen erstmals auf ihre spezifische Eignung in Kombination neu zu entwickelnder Prozessketten adaptiert und ggf. modifiziert werden.

Im Einzelnen sind dies folgende Innovationen:

- Feinkornzerkleinerungsverfahren für den Erzaufschluss wie elektrodynamische Zerkleinerung, Prallmahlung (selektive Zerkleinerung), Schwingmahlung (Festkörperreaktionen),
- Sensor-basierte Sortierung,
- Feinkorntrennverfahren für die selektive Wertstoffgewinnung mittels Dichtesortierung im Zentrifugalkraftfeld (Zyklon, Herd, Zentrifuge),
- Feinkorn-Wirbelstrommagnetscheider (Barrierenscheider),
- Elektrostatische Sortierung,
- Flotation (kombinierte Sulfid-/Oxidflotation),
- Löse-, Lauge- und Aufschlusstechnologien unter erhöhten pT-Bedingungen.

Die Aufbereitung wurde für repräsentative Halden als typische Vertreter eines aus dem Haldenkataster hervorgehenden Haldentyps mit Hilfe eines Expertensystems geplant. Hierzu wurden über elektrodynamische Zerkleinerung und sensorbasierte Sortierung metallhaltige und nicht metallhaltige Vorkonzentrate hergestellt. Da die nichtmetallhaltigen Haldenreststoffe den weitaus größten Anteil an dem Gesamt-

volumen ausmachen, wurde die Verwertung dieser Rohstoffquelle ebenfalls in Betracht gezogen. Dieses findet ebenfalls Anwendung für das im Prozess anfallende Bergematerial.

Die **Abbildung 2** zeigt die Systematik der Untersuchungen für die Haldenaufbereitung. Darin ist beispielsweise die elektrodynamische Zerkleinerung aufgenommen, die mittlerweile auch großtechnisch verfügbar ist. Technologische Anwendungen mit hohen Durchsätzen wie im Bereich Recycling und Bergbau mit Durchsätzen von 10 t/h bis 100 t/h stehen im Fokus. Die Technik basiert auf gepulsten elektrischen Entladungen in einem dielektrischen Festkörper. Die innerhalb von 1 bis 5 ms eingetragene Energie von 10 bis 100 J/cm erzeugt im Entladungskanal entlang von dielektrischen Diskontinuitäten Temperaturen von weit über 10.000K und Drücke im Bereich von 10^9 bis 10^{10} Pa [5]. Ein großer Vorteil gegenüber den herkömmlichen mechanischen Zerkleinerungsverfahren liegt in der kontaminationsfreien Zerkleinerung, da es sich um ein berührungsloses Verfahren handelt. Ein weiterer Vorteil ist die ausgesprochen selektive Zerkleinerung des Materials entlang der Korngrenzen bzw. der Schwächezonen. Dies ermöglicht die selektive Liberierung einzelner Mineralphasen und stellt so eine optimale Konditionierung für die weiteren folgenden Aufbereitungsschritte dar. Über die elektrodynamische Fragmentierung wird also eine Freilegung der metallischen Komponenten erreicht, aufgrund des größeren aber selektiven Aufschlusses wird das Anfallen von unnötigem Feinkorn vermieden.

Ebenfalls aufgenommen wurde die automatisierte sensorbasierte Aufbereitung von Rohstoffen. Dieses Verfahren nutzt unterschiedliche Röntgentransparenz (XRT), Spektralempfindlichkeit im Nahinfrarotbereich (NIR) und elektromagnetische (EM) Eigenschaften sowie unterschiedliche Formmerkmale und wird bereits in vielen unterschiedlichen Bereichen zur Sortierung von Industriemineralen eingesetzt. Die

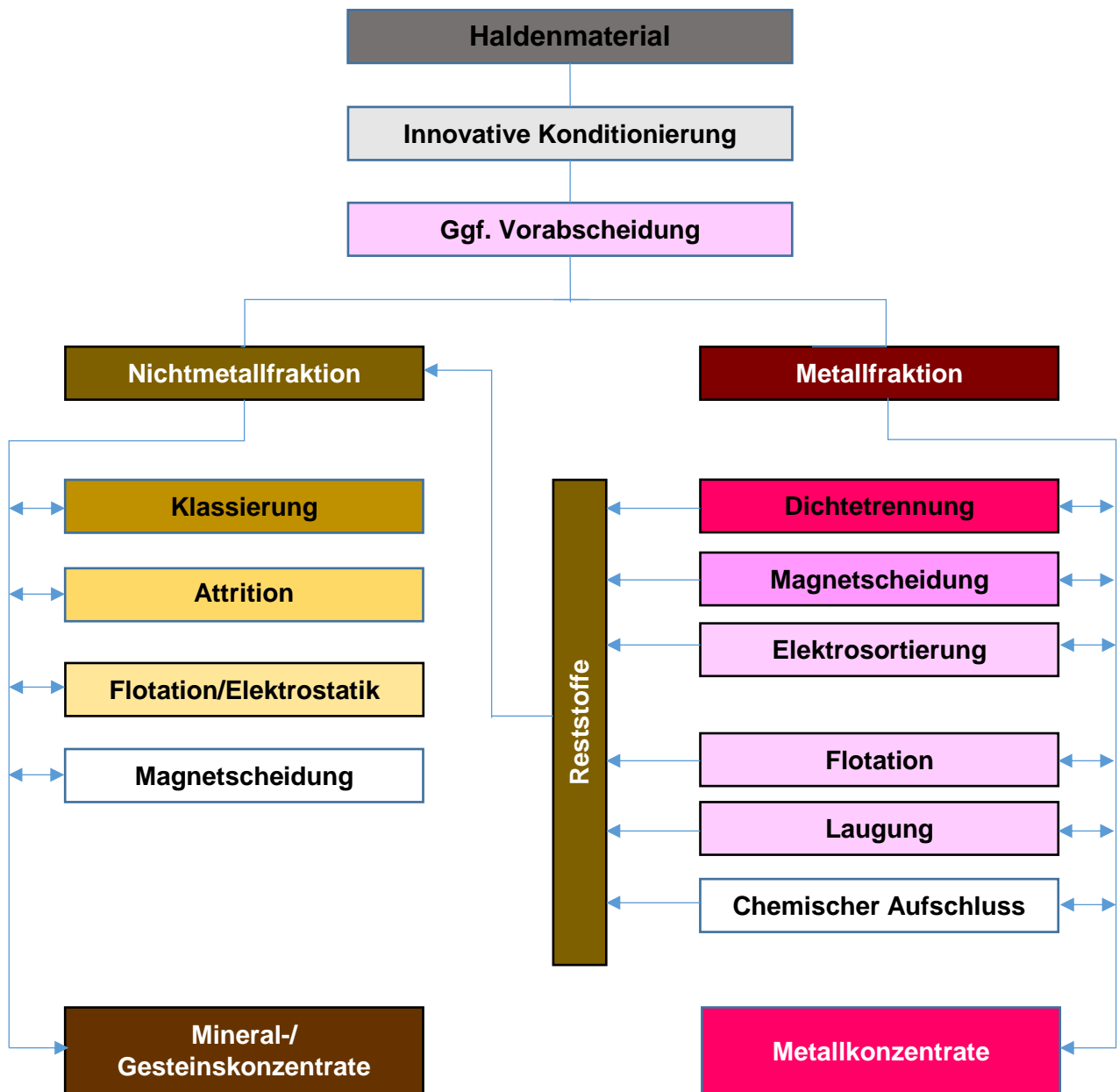


Abbildung 2: Systematik der Untersuchungen für die Haldenaufbereitung

Techniken ermöglichen eine wesentlich kosteneffizientere Aufbereitung von Rohstoffen, da durch eine vorgeschaltete sensorbasierte Sortierstufe nachfolgende Aufbereitungsprozesse entscheidend entlastet und teilweise sogar ersetzt werden können. Eine Zerkleinerung muss nur in dem für die Liberierung der Mineralphasen erforderlichen Maße durchgeführt werden. Die optische Sortierung ist in Korngrößenbereichen von 1 mm bis 300 mm einsetzbar. Vollautomatisierte optische Sortiermaschinen arbeiten mit CCD-Kameras zur Einzelkorn erfassung nach oben genannten Kriterien. Über diese Methode ist eine hochselektive Abtrennung unerwünschter Komponenten aus dem Bulk möglich. Auf diese Weise

können bis zu 50.000 Objekte pro Sekunde erfasst und ausgewertet und bis zu 10.000 Objekte über Druckluftstöße ausgetragen werden. **Abbildung 3** zeigt eine Prinzipskizze des optischen Sortierverfahrens (Bergmann 2011).

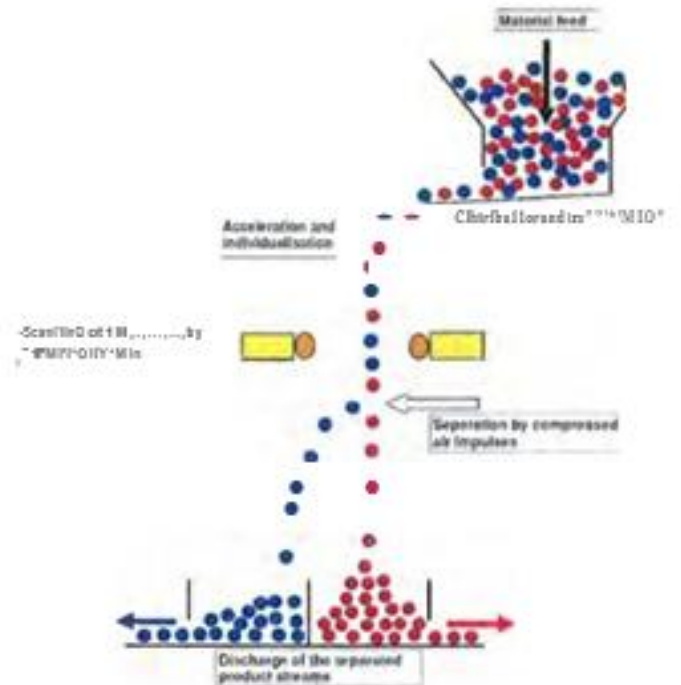


Abbildung 3: Prinzipskizze der optischen Sortierung

Eine so durchführbare Trennung und anschließende Gewinnung metallhaltiger und nicht metallhaltiger Rohstoffe, (z. B. Gangminerale wie z.B. Calcit, Dolomit, Baryt, Quarz), erschließt additive Rohstoffpotentiale.

Die Kombination von elektrodynamischer Fragmentierung und optischer Sortierung kann so erheblich zur Effizienzsteigerung der Aufbereitung der verschiedenen Halden beitragen und die nachgeschalteten aufbereitungstechnischen Schritte reduzieren helfen.

Die entwickelten Aufbereitungstechniken wurden unter Zuhilfenahme der Software Umberto-Consult nach ihren Umweltauswirkungen bewertet, klassifiziert und ggf. modifiziert. Dieses erfolgte parallel zum Entwicklungsprozess der Verfahren. Damit wurde eine permanente Spiegelung der ökologischen Sinnhaftigkeit geleistet, was direkt Impulse für den Entwicklungsprozess selbst gibt. So wird eine möglichst geringe Umweltbelastung der Entwicklungen sichergestellt. Dieses Verfahren einer am Entwicklungsprozess orientierten dynamischen Ökobilanzierung hat deutliche Vorteile

gegenüber der ex-post-Evaluierung durch die eingeführten Ökobilanzierungstechniken. Im Sinne eines integralen Nachhaltigkeitsansatzes kommt der Frage der Nutzung der anfallenden Reststoffe bspw. als Sekundärbaustoff besondere Bedeutung zu. Eine enge Abstimmung mit Metallhütten, als auch z. B. zur Baustoffindustrie sollte die kreislaufwirtschaftliche Anschlussfähigkeit unterstützen.

Auf der Basis der erarbeiteten Verfahrensketten wurde ein Expertensystem zur Auswahl von Aufbereitungstechniken sowie ihrer Verknüpfung zu Verfahrensketten für Rückstandshalden der Erzgewinnung entwickelt. Dieses Expertensystem sollte einen essentiellen Beitrag für eine Aufwandsoptimierung von Urban Mining-Projekten in dem Feld der metallhaltigen Sekundärrohstoffe liefern.

I.4 Wissenschaftlicher und technischer Stand, an den angeknüpft wurde

Die bei der Gewinnung und Weiterverarbeitung von Erzen angefallenen Reststoffe lassen sich im Hinblick auf die Art der Entstehung und der Qualität ihres abgelagerten Materials im Westharz in die drei Kategorien Bergehalden, Aufbereitungshalden und Schlackehalden/Flotationsteiche unterteilen:

- Die **Bergehalden** bestehen aus Nebengestein (i. w. Tonsteine, -schiefer und Grauwacke), Gangart (bes. Quarz (SiO_2), Calcit (CaCO_3) und Baryt (BaSO_4)) oder auch Erzen (bes. Galenit (PbS), Sphalerit (ZnS) und Chalkopyrit (CuFeS_2)), die zum Zeitpunkt ihrer Förderung oder aufgrund ihres Erzgehaltes und ihrer Erzart nicht weiter gewonnen wurden.
- Die **Aufbereitungshalden** weisen grundsätzlich qualitativ denselben Stoffbestand wie die Bergehalden auf. Die vergleichsweise seltenen Flotationsteiche stellen einen Sonderfall dar mit zum Teil abweichenden Mineralbildungen.
- **Schlackenalden** enthalten vornehmlich Oxide besonders der Elemente Fe, Mn, Cu, Pb, Zn, Al, Si, Ca, Ba, Mg, K, P, Ti. Grundsätzlich können bei diesem Typ Blei-, Kupfer- und Eisenschlackenhalden unterschieden werden.

Es gibt auch als Mischform Aufhaldungen unterschiedlicher Materialien. Das Haldenmaterial kann Sekundärmineralisationen des primären Stoffbestandes aufweisen (Zeller, 1998).

Die historische Aufbereitung ging davon aus, die Erzeugung möglichst hochangereicherter und selektiver Konzentrate zu erreichen. In den seltensten Fällen kam das Erz derb, d. h. $d > 16$ mm vor. Häufig war es grob, entsprechend $d = 1$ mm - 16 mm oder

sogar fein verteilt in der Matrix mit $d < 1$ mm. Im Oberharz wurden zuerst die Erze so zerkleinert, dass die Erzminerale vom Nebengestein abtrennbar waren. Bis in das 19. Jahrhundert geschah dieses manuell mit sich anschließender Handklaubung. Verwachsenes Erz wurde zur nochmaligen Zerkleinerung in Pochwerke gegeben, bis zu einem Größtkorn von $X_{max} < 10$ mm weiter zerkleinert und manuell sortiert. Das zurückbleibende Feingut gelangte in eine Setzwäsche, in der sich, entsprechend der spezifischen Dichten, an der Basis Galenit, Spalerit und zuletzt taube Berge absetzten. Bis ca. 1825 wurden so ca. 70-80 % des Galenits ausgebracht. Mit der zunehmenden Mechanisierung sind ab ca. 1860 kontinuierlich arbeitende Setzmaschinen, Rundherde, Backen- und Walzenbrechern sowie Feinkornsetzmaschinen eingesetzt

worden, was ein höheres Erzausbringen bis über 90% ermöglichte. Im Jahr 1923 wurde das Verfahren der Flotation in Bad Grund eingeführt, welches die Erzeugung feiner Erzkonzentrate hoher Selektivität ermöglichte und das Erzausbringen auf über 98 % steigerte (CUTEC,1996). Das Aufbereitungsverfahren der bis 1989 betriebenen Anlage bestand aus den 6 Grundoperationen:

- Homogenisierung(Vergleichmäßigung),
- Zerkleinerung (Grob- und Feinzerkleinerung),
- Sortierende Klassierung (Läuterung),
- Dichtesortierung (Bergevorabscheidung),
- Flotation,
- Entwässerung (Sedimentation, Filtration).

Mit diesen Grundoperationen vereinigte dieses Verfahren bereits 6 von 8 Grundoperationen der Rohstoffaufbereitung (Vogt, 2010).

Die Flotation wurde 1936 auch am Rammelsberg/Goslar eingeführt. Mit der Einführung der Flotation wurden sog. Flotationsteiche angelegt, in denen Schwebstoffe aussedimentierten (CUTEC, 1996).

Die

Tabelle 1 zeigt die Grundoperationen der Rohstoffaufbereitung als Stand der Technik, die auch für die Aufbereitung von Abfällen gültig sind.

Tabelle 1: Grundoperation der Rohstoffaufbereitung (Gock, 2006)

	Grundoperationen	Verfahrenstechnische Umsetzung
1	Homogenisieren	Mischen, Vergleichmäßigen
2	Zerkleinern	mechanisches Zerkleinern mechano-chemisches Zerkleinern nichtmechanisches
3	Klassieren	Siebklassieren Stromklassieren
4	Trennen	
	physikalisch	sensorgestütztes Sortieren sortierende Klassierung Dichtesortieren Magnetscheiden Wirbelstromsortieren Elektrosortieren Flotieren
	chemisch	Lösen Laugen Fällen Extrahieren Adsorbieren
	biologisch	Laugen aerobe, anaerobe Umsetzungen
5	Entwässern	Sedimentation Filtration
6	Entstauben	mechanisches Entstauben nasses Entstauben
7	Agglomerieren	Pelletieren Brikettieren
8	thermische Behandlung	Pyrolysieren Rösten

Voraussetzung für neue Aufbereitungskonzepte ist die Ermittlung der qualitativen und quantitativen Stoffbestandteile. Diese umfasst generell die Korngrößenverteilung, die Mineralisation, die Elementgehalte, die Verwachsungsverhältnisse und die physikalischen und chemischen Eigenschaften wie Dichte, Magnetisierbarkeit, elektrische Leitfähigkeit, Oberflächeneigenschaften, Lösbarkeit sowie das Gefährdungspotenzial in Bezug auf Sauerwasserbildung oder die Grundwasserkontamination. Darauf aufbauend wird eine Festlegung der Zielkomponenten vorgenommen. Grundsätzlich wurden vorwiegend folgende Zielkomponenten erwartet: Buntmetallsulfide, ggf. -oxide des Bleis, des Zinks und des Kupfers. Aber auch als Nebengemengteile bzw. akzessorisch auftretende Erze bspw. der Elemente Ag, In, Ni, Sb und Co wurden ggf. erstmalig berücksichtigt. Ein vergleichsweise höheres Ausbringen bzw. andere Zielsubstanzen erfordern hier spezifische Techniken.

Das IFAD hat Haldenaufbereitungen zur Gewinnung von Rohstoffen an unterschiedlichen Montanstandorten auf verschiedenen Kontinenten durchgeführt. Speziell auf dem Gebiet der Haldennutzung und des Metallrecyclings wurden umfangreiche Projekte im Harz, im Uranerzbergbau Ronneburg, im Erzrevier Baia Mare/Rumänien, in der R.D. Kongo und Peru realisiert. Im Rahmen dieser Arbeiten standen die Rohstoffsicherung und die Sanierung im Mittelpunkt [1]-[14]. Weitere Veröffentlichungen und Patente siehe www.ifad.tu-clausthal.de.

I.5 Zusammenarbeit mit anderen Stellen

Der Partner Dorfner Anzaplan hat seinen Schwerpunkt in der Nutzbarmachung der Nichtmetallfraktion, IFAD und CUTEC in der Nutzbarmachung für die Metallfraktion. Die Aufgabenverteilung der Partner ist nachfolgend dargestellt. Die Bearbeiter Dorfner Anzaplan/Hirschau, IFAD der TU Clausthal und CUTEC/Clausthal verfügen über das für eine erfolgreiche Bearbeitung erforderliche Know-how, über die apparativen Kapazitäten vom Labormaßstab bis zum Technikumsmaßstab und haben Vorarbeiten durchgeführt (siehe auch Kapitel 2.2 Bisherige Arbeiten des Skizzeneinreichers).

Im Einzelnen wurden folgende Aufgaben gestellt:

1. Probennahme, Mineral- und Gesteinsdiagnostik, Feldmethoden (CUTEC).
2. Innovative Konditionierung des Haldenmaterials mittels elektrodynamischer Zerkleinerung der Nichtmetallfraktion (Dorfner).
3. Sensor-basierte Sortierung des elektrodynamisch aufbereiteten Materials zur Herstellung eines metallhaltigen und eines nicht metallhaltigen Vorkonzentrats (Dorfner).
4. Nichtmetallhaltige Vorkonzentrate: Entwicklung von Aufbereitungs- und Konditionierungsverfahren zur Herstellung marktfähiger Produkte (Dorfner)
 - 4.1 Klassierung,
 - 4.2 Attrition,
 - 4.3 Flotation/Elektrostatik,
 - 4.4 Magnetscheidung.
5. Metallhaltige Konzentrate: Entwicklung von Aufbereitungs- und Konditionierungsverfahren zur Herstellung marktfähiger Produkte (IFAD, CUTEC)
 - 5.1 Feinkornzerkleinerungsverfahren für den Erzaufschluss wie elektrohydraulische Zerkleinerung, Prallmahlung (selektive Zerkleinerung), Schwingmahlung (Festkörperreaktionen) (IFAD, CUTEC),

- 5.2. Feinkortrennverfahren für die selektive Wertstoffgewinnung mittels Dichtesortierung im Zentrifugalkraftfeld (Zyklon, Herd, Zentrifuge) (IFAD),
 - 5.3 Feinkorn-Wirbelstrommagnetscheider (Barrierenscheider) (IFAD),
 - 5.4 Elektrostatische Sortierung (IFAD),
 - 5.5 Flotation (kombinierte Sulfid-/Oxidflotation) (IFAD, CUTEC),
 - 5.6 Löse-, Lauge- und Aufschlusstechnologien unter erhöhten pT-Bedingungen(IFAD).
-
- 6 Vergleichende Ökobilanzierung der Verfahrenstechniken als entwicklungs-
begleitender und bestimmender Prozess sowie Gesamtbilanz Sekundärrohstoff
vs. Primärrohstoff (CUTEC).
 - 7 Entwicklung eines Expertensystems zur Aufbereitung von Rückständen der
Metallgewinnung für das Urban Mining (CUTEC).

II.1 Verwendung der Zuwendung und die erzielten Ergebnisse im Einzelnen:

Die systematische, nachhaltigkeitsorientierte Beurteilung der Rückbauwürdigkeit von Halden des Bergbaus, der Aufbereitung und des Hüttenwesens ist gemäß der durchgeführten Recherchen nach Kenntnis der Antragsteller noch nirgends realisiert worden. Die Untersuchungen eröffnen dementsprechend einen neuen, integrativen Stand der Technik zur Beurteilung. Die Methodik basiert auf anerkannten Bewertungsmethoden, wie z.B. Nutzwertanalyse, Kosten- / Nutzen-Analyse, ABC-Analyse, Scoringverfahren, Risk Assessment etc. Innovativ ist die Kombination verschiedener Bewertungsverfahren in Verbindung mit Nachhaltigkeitsindikatoren zur Entscheidungsfindung zum Haldenrückbau zwecks Rohstoffgewinnung.

II.1.1 Grube Bergwerkswohlfahrt

Von der Arbeitsgruppe ROBEHA wurde als typisches Objekt für den Erzbergbau und die Erzaufbereitung im Harz die Blei-, Zinkerzgrube Bergwerkswohlfahrt ausgewählt. Die Ergebnisse sollten übertragbar auf andere Haldenobjekte sein.

II.1.1.1 Geschichte der Grube Bergwerkswohlfahrt

Zum einst selbstständigen Blei/Zinkerzbergwerk "Bergwerkswohlfahrt" der ehemaligen Preußischen Bergwerks- und Hüttengesellschaft (PREUSSAG), welches seit dem Jahr 1822 in Betrieb war, gehörte auch der Medingschacht [15].

1829 bis 1831 wurde im vermuteten Mittelbereich des erschlossenen Erzvorkommens von 9 Angriffspunkten aus der Medingschacht abgeteuft [16]. Der Schacht war Förderschacht der Grube Bergwerkswohlfahrt [17] und trägt den Namen des hannoverschen Ministers von Meding. Die Gewerkschaft Bergwerkswohlfahrt lag im östlichen Gangzug von "Silbernaal" (= "Silberner Nagel"). Sowohl die Grube Silbernaal, als auch das "Haus Braunschweig" hatten hier schon über Jahrhunderte Erze abgebaut [15].

Die Aufbereitung der Grube Bergwerkswohlfahrt war entsprechend organisiert, wobei eine Wäsche unmittelbar bei der Grube erbaut wurde, die Pocharbeit erfolgte anfangs jedoch in einem Werk unterhalb von Clausthal an der Innerste. Im Jahr 1834 wurde am Medingschacht ein neues Pochwerk fertiggestellt, das 1836 durch den Bau eines Scheidhauses, den Einbau eines Walzwerks und die Installation einer Rätterwäsche erweitert wurde. Erze der Grube Bergwerkswohlfahrt wurden außerdem weiterhin in einem der Innerste-Pochwerke unterhalb von Clausthal verarbeitet. Im Jahr 1867 wurden im Bereich der Berginspektion Silbernaal 19720 t Erz gefördert, 11125 t entfielen auf Bergwerkswohlfahrt.

Insbesondere die Ausrüstung des Medingschachts mit einer Elektro-Fördermaschine stellte eine technische Pionierleistung dar. Die Gleichstrommaschine wurde 1902 bei der Nordhäuser Maschinenfabrik Schmidt, Kranz & Co. hergestellt und mit einem Motor der Allgemeinen Elektrizitäts Gesellschaft (AEG) ausgestattet, der direkt, ohne Getriebezwischenschaltung, auf die Seiltrommel von 3,20 m Breite und 2,5 m Durchmesser wirkte. Die Maschine blieb erhalten und ist heute im Deutschen Bergbaumuseum Bochum ausgestellt.

Der Modernisierung der Schachanlage Medingschacht bzw. der Grube Bergwerkswohlfahrt ging der Neubau einer Aufbereitungsanlage parallel. Die Neuanlagen der Grube Bergwerkswohlfahrt brachten eine erhebliche Kapazitätserweiterung von im Schnitt 18000 – 20000 t Jahresförderung/verarbeiteter Roherzmenge auf 25000 – 30000 t zwischen 1903 und 1914 [16].

Anfang des 20. Jahrhunderts, im Jahr 1923, erfolgte der Zusammenschluss mit der Grube "Hilfe Gottes" zum Erzbergwerk Grund. Bereits mehr als 60 Jahre zuvor waren die Gruben untertägig verbunden worden [15]. Als Hilfsanlage konzipierte man eine Flotationseinrichtung für die Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt am Medingschacht. Die

Abgänge der Herdwäsche enthielten hier noch 3 % Blei, teilweise noch verwachsen mit Schwerspat und Quarz. Zunächst war geplant, nur diese noch metallreichen Abgänge nachzubehandeln. Es stellte sich aber bald heraus, dass eine Aufarbeitung aller Feinschlämme der Bergwerkswohlfahrter Aufbereitung günstiger wäre. Eine entsprechende Anlage wurde daher mit zwei Systemen im Jahr 1924 errichtet. Die Schlämme wurden zwecks weiterer Aufschließung der Minerale zunächst einer rotierenden Flintsteinfüllung zugeführt und das Material auf unter 0,1 mm Korngröße zerrieben. Die entstehende Trübe wurde dann eingedickt und über zwei Flotationsmaschinen mit je 12 Zellen zu einem Bleikonzentrat von 50 – 60 % Metallgehalt verarbeitet. Damit war die Flotation von einer Hilfseinrichtung bei der Aufarbeitung besonders schwieriger Erzanteile zur Endstufe des Aufbereitungsprozesses insgesamt weiterentwickelt worden. Am 18.4.1932 wurde zunächst die Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt stillgelegt. Die dort gewonnenen Erze transportierte man untertägig zum Achenbachschacht, förderte sie dort und bereitete sie in den Aufbereitungsanlagen von Hilfe Gottes mit auf, wo man über freie Kapazitäten verfügte. Im Jahre 1949 beschloss man, den bisherigen Blindschacht II am Westrand des Feldes Bergwerkswohlfahrt zum Tagesschacht zu verlängern [16]. Die Bergwerkswohlfahrter Vorräte waren in den 1950er Jahren erschöpft [15].

1957 wurde das Untertage-Wasserkraftwerk am Meding-Schacht/Tiefen Georg - Stollen von Gleich- auf Drehstromerzeugung sowie auf Fernsteuerung von der Einersberger Zentrale aus umgestellt. Die 2 Turbinen des Kraftwerkes, das heute noch vorhanden ist, wurden 1967 abgeworfen und der Schacht bis zum Tiefen Georg - Stollen verschlossen. Das Schachtgerüst von 1902 mit der Schachthalle ist ebenfalls noch vorhanden, jedoch in einem schlechten Zustand. Das Gelände am Meding-Schacht befindet sich in Privatbesitz und ist der Öffentlichkeit nicht zugänglich. Die **Abbildung 4** zeigt aktuelle Fotos des Medingschachtes.



Abbildung 4: Fotos des Medingschachtes der Grube Bergwerkswohlfahrt [18]

Zur Grube Bergwerkswohlfahrt gehörte auch der Schacht der 1733 eingestellten Grube Haus Braunschweig. Er befindet sich westlich der Innerste ca. 350 m vom Meding-Schacht entfernt. Er wurde von der Grube Bergwerkswohlfahrt wieder aufgewältigt, bis auf 504 m weitergeteuft und als zweiter Förderschacht betrieben. Nach der Modernisierung der Grube und des Meding-Schachtes in den Jahren 1901 bis 1903 wurde der Haus Braunschweiger - Schacht nicht mehr benötigt und brannte am 19. April 1903 samt Schachtgebäude ab [17]. Das Erzbergwerk Grund wurde nach rd. 160 Jahren ununterbrochenen Betriebes am 31.3.1992 stillgelegt [16].

II.1.1.2 Halde der Grube Bergwerkswohlfahrt

Die Lage der Halde der Grube Bergwerkswohlfahrt ist in einem Abschnitt der Oberharz-Gangkarte (siehe **Abbildung 5**) dargestellt.



Abbildung 5: Standort der Halde der Grube Bergwerkswohlfahrt, Geologische Gangkarte

Der rote Punkt kennzeichnet die Erstreckung parallel zum Fluss Innerste. Es handelt sich um eine Pochsandhalde, die heterogen aufgebaut ist. Der Untergrund besteht aus blockigem Nebengesteinsmaterial, das teilweise lehmig verkittet ist. Der eigentliche Pochsand ist ein lockeres Sand-Kies-Schluff-Gemisch, bestehend aus Nebengesteinsbruchstücken und Erzfragmenten. In einigen Bereichen sind die Pochsande von feinkörnigen Verwitterungsböden überlagert. **Abbildung 6** zeigt eine Gesamtansicht der 300m langen Halde, die durch Verwitterungsbahnen gekennzeichnet ist.



Abbildung 6: Ausgewählte Pochsandhalde der Aufbereitungsanlage der Grube Bergwerkswohlfahrt (Fischaugenoptik), Quelle: BGR

Auf der Basis der geophysikalischen Erkundung wurden in den verschiedenen Bereichen der Halde Rammkerne gezogen, welche derzeit mit einem LIBS-Bohrkernscanner Element-chemisch untersucht wurden. Aus den so gewonnenen Elementverteilungsbildern können Zonen der An- oder Abreicherung abgeleitet und Elementkonzentrationen berechnet werden. Die Ergebnisse zeigen in den feinkörnigen Aufbereitungsresten eine deutliche Wechsellagerung von Materialien mit unterschiedlichen Metallgehalten (**Abbildung 7**). Der Pochsand ist homogener aufgebaut und zeigt nur diffus abgrenzbare Zonen mit einer Metallanreicherung ohne klare Schichtgrenzen. Auf Grundlage der erzeugten Elementverteilungsbilder wurden Unterproben aus diesen verschiedenen Zonen entnommen und im Detail chemisch und mineralogisch untersucht.

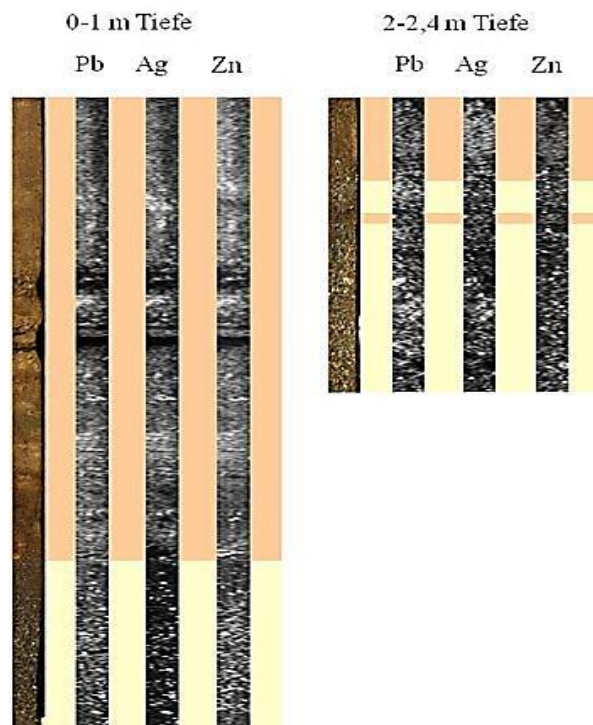


Abbildung 7: Relative Elementverteilungen von Blei, Silber und Zink für zwei Kerne aus verschiedenen Tiefenbereichen der Halde Bergwerkswohlfahrt. Je heller die Farben, desto höher sind die Elementkonzentrationen, die sich aus höheren LIBS-Intensitäten ergeben. Jeweils links ist ein Foto des Kernes zu sehen. Im Gegensatz zum „Pochsand“ (gelb markiert), ist in den schluffigen Bereichen (orange markiert) eine deutlichere Wechsellagerung unterschiedlichen Materials erkennbar, die sich in der Elementverteilung widerspiegelt, Quelle: BGR

Die Ergebnisse dieser Untersuchungen (Röntgenfluoreszenzanalytik, ICP-Massenspektrometrie), zeigen für die Pochsande durchschnittliche Bleigehalte, zwischen 2,7 und 6,1 % (Mittelwert: 4,4 %). Mit durchschnittlich 120 ppm Silber und 220 ppm Antimon

sind zusätzlich interessante Wertmetalle enthalten. Die feinkörnigen Aufbereitungsreste, welche die Pochsande teilweise überlagern, weisen mit 3 bis 14 % Pb (Mittelwert: 7,5 %), 200 ppm Ag und 410 ppm Sb sogar noch höhere Konzentrationen auf. Zink ist mit seinen Konzentrationen von durchschnittlich 0,23 % im Pochsand und 0,27 % im feinen Material aus ökonomischer Sicht eher unbedeutend.

Mineralogische Untersuchungen (Röntgendiffraktometrie, Licht- und Rasterelektronenmikroskopie, Mikrosonde) ergaben, dass Blei sulfidisch-gebunden im Galenit (PbS), aber auch in dessen Verwitterungsprodukt, dem Cerussit (PbCO₃), auftritt. Zusätzlich können die vorkommenden Fe-Oxidhydroxide Blei enthalten, das vermutlich adsorptiv gebunden ist. Silber und Antimon treten als Beimengungen im Galenit, sowie als eigenständige Minerale wie Freibergit/Ag-Tetraedrit ((Ag,Cu,Fe)₁₂(SbAs)₄S₁₃) und Bournonit (PbCuSbS₃) auf. In der **Abbildung 8** ist die durchschnittliche Mineralzusammensetzung des Pochsandes dargestellt.

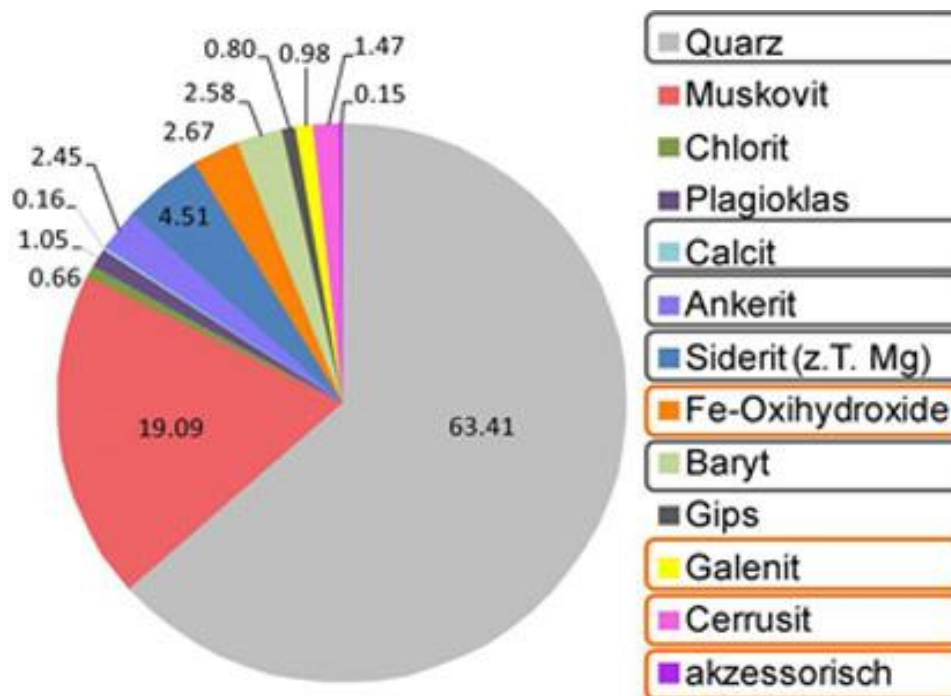


Abbildung 8: Durchschnittliche Mineralverteilung im Pochsand aller bisher untersuchten Proben der Halde Bergwerkswohlfahrt. Die orangen Kästchen zeigen die Pb-Ag-Sb-führenden Minerale. In den schwarzen Kästchen stehen Minerale, die auf ihre Eignung als mögliche Bau-, Füll- und Zuschlagsstoffe überprüft wurden, Quelle: BGR

II.1.1.3 Probenahme

Die Probenahme für die Aufbereitungsuntersuchung erfolgte auf dem Kopf der Halde. Durch Verwitterungseinflüsse ist das Feinmaterial vom Regenwasser an den Fuß der Halde transportiert worden. Es wurde zwei Probe (A und B) in 60 cm Tiefe in Form eines Schlitzes entnommen. In **Abbildung 9** wird im rechten Bildabschnitt (roter Kreis) des Fotos der Bereich der Probenahme gezeigt.



Abbildung 9: Foto des Probenahmebereiches der Pochsandhalde der Aufbereitungsanlage der Grube Bergwerkswohlfahrt

II.1.1.4 Charakterisierung des Haldenmaterials

Die Charakterisierung des Haldenmaterials umfasst die Korngrößenverteilung, die Elementanalyse, die Mineralanalyse, außerdem wurden S4-Tests zur Bestimmung des Verwitterungsgrades durchgeführt.

II.1.1.4.1 Korngrößen- und Siebgehaltsanalysen

Bedingt durch das Aufbereitungsverfahren liegt die obere Korngröße des Haldenmaterials bei < 3 mm. Die angewandte Herdwäsche verlangte die Vermeidung von Feinstkorn, da der Trenneffekt im Feinstkornbereich zu gering ist. In den Tabelle 2 und **Tabelle 3** werden die Korngrößenverteilungen der Proben A und B gezeigt. Beide

Proben zeigen einen Gesamtmasseanteil von 50 % bei einer Korngröße > 1,0 mm.

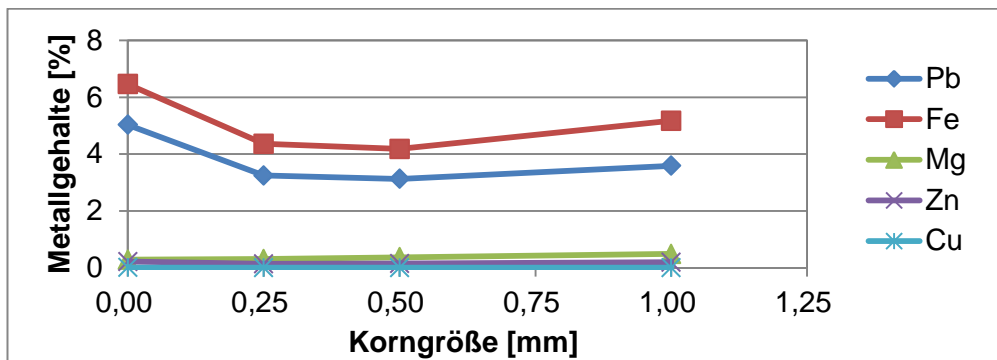
Tabelle 2: Korngrößenverteilung der Probe A

Korngröße [mm]	Probenmasse [g]	Anteil an der Gesamtmasse [%]	Durchgangssumme [%]	Rückstandssumme [%]
>1,0	2303,8	49,6	50,4	49,6
0,5 - 1,0	919,9	19,8	30,7	69,3
0,25 - 0,5	676,5	14,6	16,1	83,9
<0,25	747,5	16,1	0,0	100,0
Gesamtmasse	4647,7	100,0	-	-

Tabelle 3: Korngrößenverteilung der Probe B

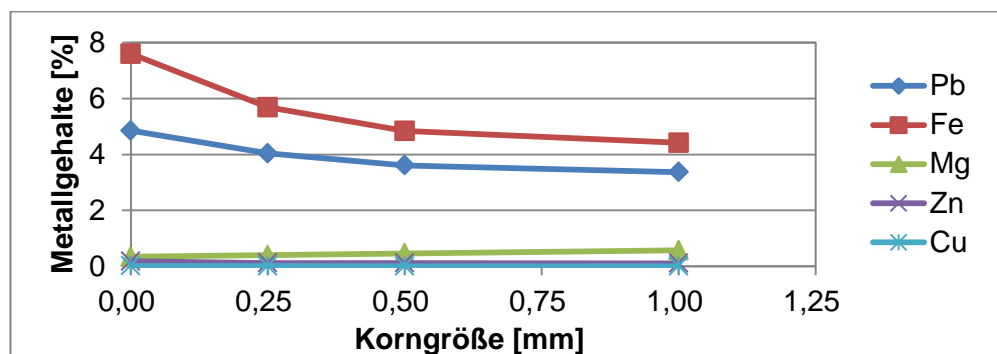
Korngröße [mm]	Probenmasse [g]	Anteil an der Gesamtmasse [%]	Durchgangssumme [%]	Rückstandssumme [%]
>1,0	1966,3	41,9	58,0	42,0
0,5 - 1,0	986,4	21,0	37,0	63,0
0,25 - 0,5	786,8	16,8	20,2	79,8
<0,25	949,4	20,2	0,0	100,0
Gesamtmasse	4688,9	100,0	-	-

Aus den Siebgehaltsanalysen der Proben A und B in den Abbildung 10 und Abbildung 11 geht hervor, dass in Feinkornbereich < 0,25 mm mit einer Metallanreicherung gerechnet werden kann. Diese Metallgehalte waren durch die angewandte Dichtentrennung mittels Herden nicht gewinnbar. Als geeignete Verfahren für die Metallgewinnung in diesem Korngrößenbereich kommt nur die Flotation in Betracht.



Probe A	Metallgehalte				
	[%]				[ppm]
Korngröße [mm]	Pb	Fe	Mg	Zn	Cu
< 0,25	5,03	6,46	0,29	0,22	140
0,25 - 0,5	3,25	4,36	0,31	0,14	57
0,5 - 1,0	3,13	4,18	0,37	0,15	50
> 1,0	3,59	5,17	0,49	0,20	85

Abbildung 10: Siebgehaltsanalyse der Probe A



Probe B	Metallgehalte				
	[%]				[ppm]
Korngröße [mm]	Pb	Fe	Mg	Zn	Cu
< 0,25	4,85	7,60	0,34	0,18	187
0,25 - 0,5	4,04	5,69	0,40	0,12	78
0,5 - 1,0	3,61	4,84	0,46	0,12	70
> 1,0	3,37	4,42	0,57	0,11	40

Abbildung 11: Siebgehaltsanalyse der Probe B

II.1.1.4.2 Chemische Analyse

Die chemische Analyse der Haldenproben A und B ist in **Tabelle 4** angegeben. Die Metallwerte liegen deutlich niedriger als die von der BGR angegebenen. Ursache ist die Art der Probenahme. Da wir uns auf den oberen Bereich der Halde konzentriert haben, könnten Verwitterungseinflüsse im oberen Bereich zu einer Verdünnung des Metallgehaltes geführt haben. Wie die mineralogischen Untersuchungen gezeigt haben, ist die Halde durch starke Verwitterungserscheinungen gekennzeichnet. Dies ist besonders stark bei der Blei-Mineralisation ausgeprägt durch die Oxidation von Bleisulfid (PbS) zu Bleikarbonat (PbCO₃).

Tabelle 4: Analyse des Haldenmaterials Bergwerkswohlfahrt/Medingschacht-Silbernaal

Element	% / ppm	Probe A	Probe B
Cu	[ppm]	132	83
Fe	[%]	4,33	4,96
Mg	[%]	0,42	0,49
Pb	[%]	3,32	3,65
Zn	[%]	0,17	0,14
Al	[%]	3,97	3,79
As	[ppm]	78	71
Ba	[ppm]	1164	420
Ca	[%]	0,83	0,93
Co	[ppm]	257	94
Cr	[ppm]	17	13
K	[%]	0,84	0,65
Mn	[%]	0,70	0,78
Na	[ppm]	328	250
Ni	[ppm]	49	38
P	[ppm]	139	115
S	[%]	0,41	0,41
Si	[%]	29,76	28,87
Sr	[ppm]	213	220
Ti	[%]	0,19	0,19
V	[ppm]	28	21
W	[ppm]	825	533
Ag	[ppm]	57	60
Sb	[ppm]	180	240

II.1.1.4.3 Auflichtmikroskopie

Im Institut für Lagerstättentechnik der TU Clausthal wurden auflichtmikroskopische Untersuchungen zur Mineralidentifizierung durchgeführt. **Abbildung 12** zeigt beispielhaft einen polierten Dünnschliff unter Ölimmersion. Es wurde Bleiglanz (1) identifiziert, der Spuren starker mechanischer Beanspruchung aufweist. Diese mechanische Beanspruchung ist auf die Zerkleinerung für die Dichtentrennung zurückzuführen. Weiterhin zeigen sich Verwachsungen mit Quarz (2). Und in der Außenschicht des Bleiglanzkristalls sind starke Umwandlungen durch Verwitterung zu Bleikarbonat (Cerussit (3)) zu erkennen. Da der Cerussit den Bleiglanz einschließt, bestimmt er bei der Flotation das Anlagerungsverhalten gegenüber Flotationsreagenzien; im vorliegenden Fall macht Cerussitanteil 50 % aus.

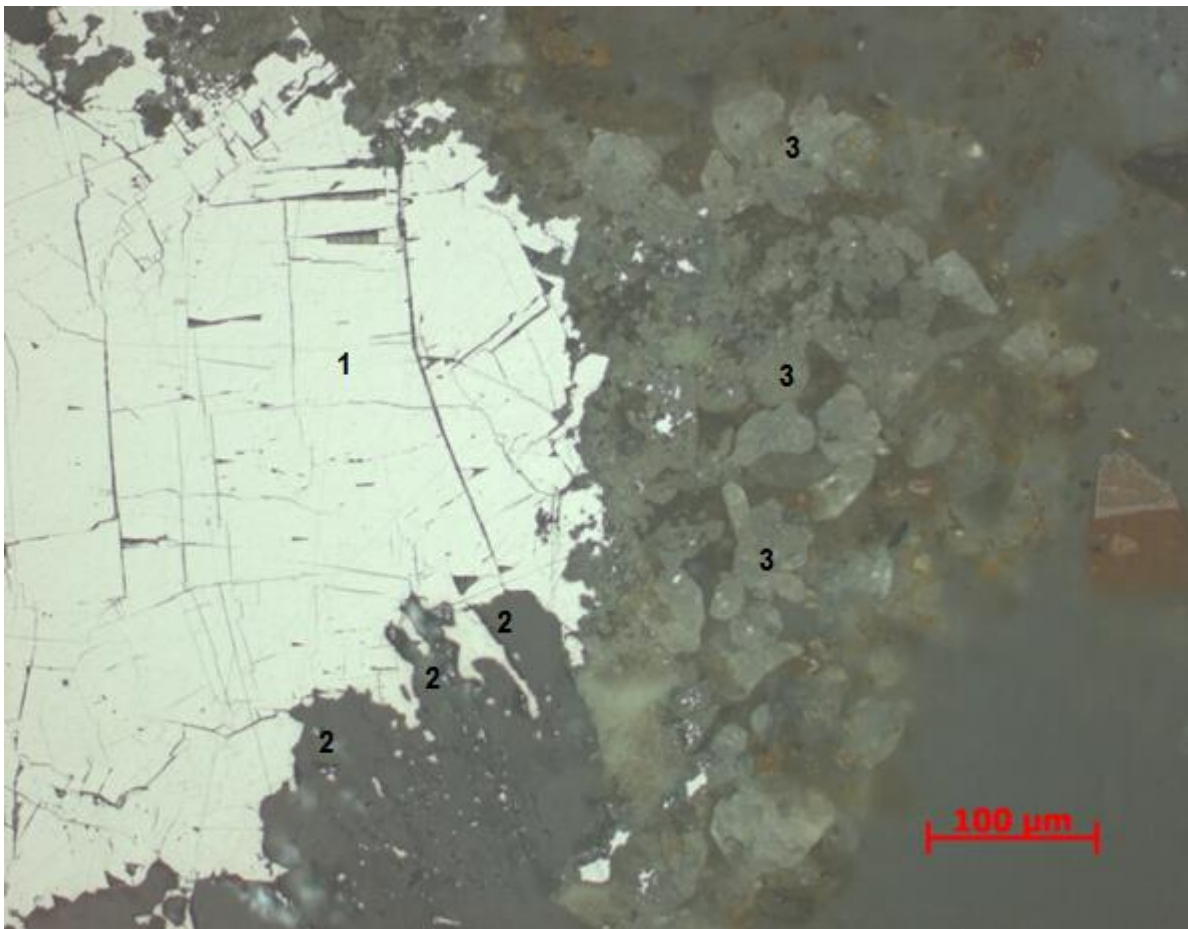


Abbildung 12: Erzanschliff von Haldenmaterial der Aufbereitungsanlage der Grube Bergwerkswohlfahrt Bleiglanz (1), Quarz (2), Cerussit (3)

Abbildung 13 zeigt einen weiteren Dünnschliff des Bergmaterials der Grube Bergwerkswohlfahrt. Es ist ein typisches Schliffbild mit Korngrößen des Bleiglanzes (1) > 100 µm, daneben existieren auch in Quarz dispergierte Bleiglanzpartikel (2). Das zentrale Bleiglanz-Aggregat wird wiederum gesäumt von Cerussit. Die weitere Umgebung besteht aus Quarz (3) und Limonit (4).

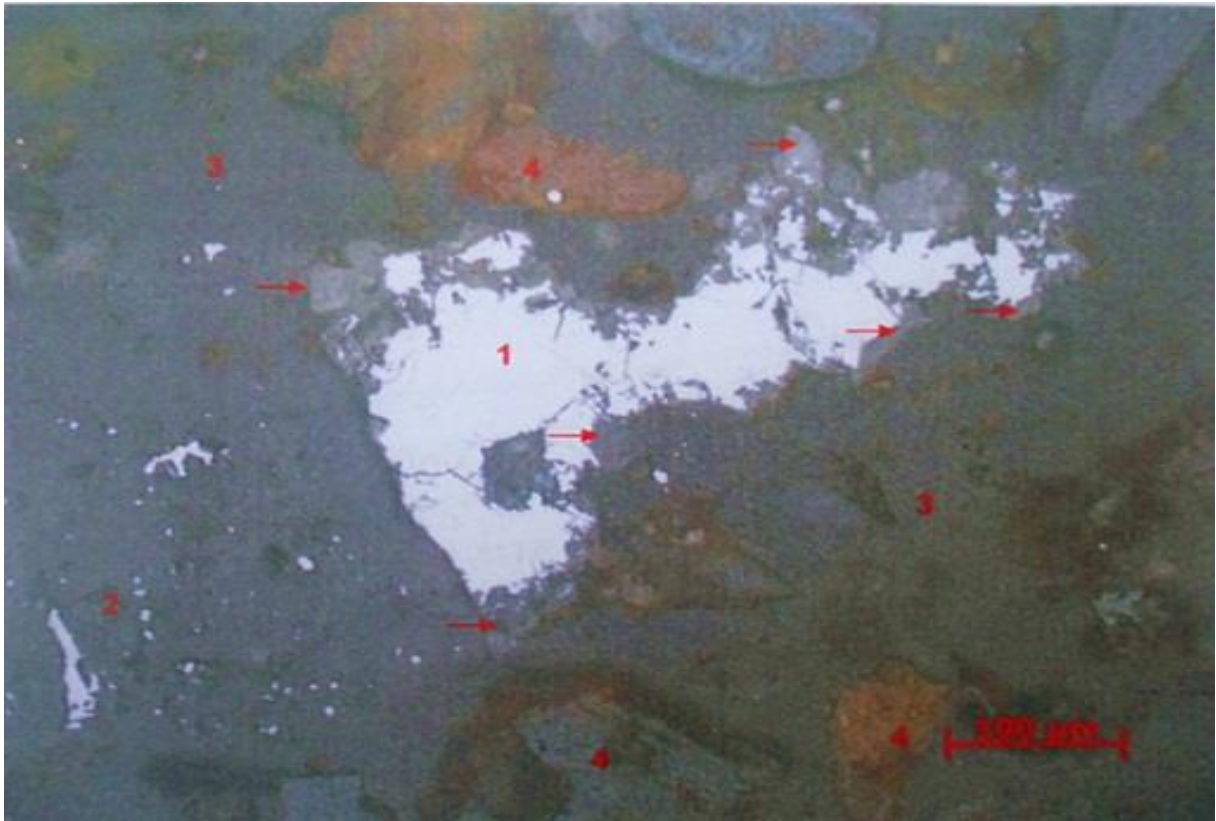


Abbildung 13: Erzanschliff von Haldenmaterial der Aufbereitungsanlage der Grube Bergwerkswohlfahrt Bleiglanz (1), dispergierte Bleiglanzpartikel (2), Quarz (3), Limonit (4)

II.1.1.4.4 Röntgenographie

Zur Ergänzung der Auflichtmikroskopie wurden röntgenographische Pulveraufnahmen gemacht. **Abbildung 14** zeigt eine Röntgenaufnahme, die überwiegend Quarz nachweist. Daneben wurden auch Bleiglanz und Cerussit identifiziert. Cerussit ist ein eindeutiger Nachweis für starke Verwitterungsvorgänge am Standort. Als weiteres Nebenmineral wird Muscovit nachgewiesen.

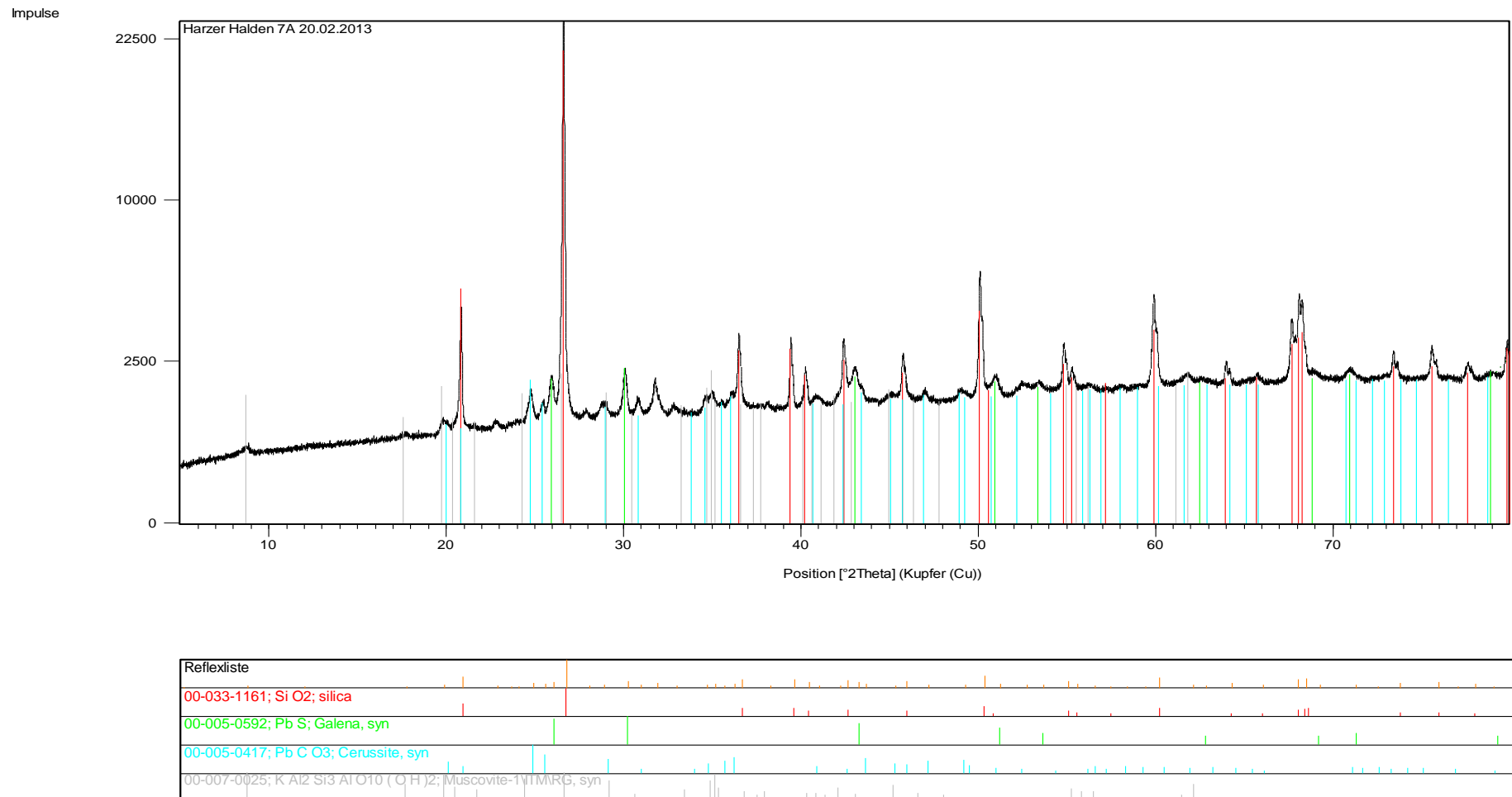


Abbildung 14: Röntgendiffraktometraufnahme des Haldenmaterials Bergwerkwohlfahrt/Medingschacht-Silbernaal

II.1.1.4.5 S4-Test

Nach DIN 38414-S4 wurde das Verwitterungsverhalten mit dem sogenannten S4-Test überprüft. Es wurden 100 g einer Feststoffprobe in 1 L Wasser 24 Stunden geschüttelt und anschließend eine Elementanalyse durchgeführt und der pH-Wert gemessen.

Beim S4-Test des Haldenmaterials wurde eine Verminderung des pH-Werts von 9,14, dem Anfangs-pH-Wert auf pH = 7,37 nach 24 Stunden gefunden. Da das Löseergebnis einen neutralen Wert ergab, ist zu vermuten, dass das Säurebildungspotential etwa dem Neutralisationspotential entspricht. Das heißt, der Anteil an Karbonaten im Haldenmaterial reicht aus, um Sauerwasserbildungen zu neutralisieren. Eine verlässlichere Methode als der S4-Test ist der Druckoxidationstest. Der Druckoxidationstest wurde mit Hilfe eines Rührwerksautoklaven durchgeführt.

II.1.1.4.6 Druckoxidationstest

Die nachfolgenden Ausführungen wurden aus der Dissertation von Dr. Michael Reiß [20] wörtlich übernommen.

„In sulfidhaltigen Abgängen treten neben säurebildenden Sulfiden auch säureneutralisierende Minerale auf. Sauerwasser entsteht theoretisch nur dann, wenn das Säurebildungspotential das Neutralisationspotential übersteigt. Hauptziel der Druckoxidation als Testmethode ist daher die Quantifizierung des Verhältnisses von Säurebildung zu Säureneutralisation, ohne dass eine Analyse des Schwefelgehaltes bzw. der Schwefelbindungsformen notwendig ist. Die Testmethode beruht darauf, dass Säure, die sich durch Druckoxidation bildet, gleichzeitig von Karbonaten oder anderen säureneutralisierenden Bestandteilen verbraucht wird. Aus der verbleibenden Säuremenge kann dann eine charakteristische Materialkenngröße, das sog. **Netto-Säurebildungspotential**, als CaCO_3 -Äquivalent

berechnet werden. Zur Bestimmung der Netto-Säurebildung wird die sulfidhaltige Probe in einem Backenbrecher gebrochen und in einer Scheibenschwingmühle auf $100\% < 5\ \mu\text{m}$ gemahlen. 100 g Probe werden 2 Stunden lang bei einer Temperatur von $180\ \text{°C}$, einem Sauerstoffpartialdruck von 10 bar und einer Rührerdrehzahl von $600\ \text{min}^{-1}$ in 1000 ml entionisiertem Wasser suspendiert (s.

Tabelle 5). Nach Abschluss der Reaktion wird der pH-Wert gemessen. Nimmt der pH einen Wert < 1 an, wiederholt man den Test mit einem größeren Flüssigkeit/Feststoff-Verhältnis.

Tabelle 5: Reaktionsbedingungen für den Druckoxidationstest

Reaktionsparameter		Reaktionsbedingungen
Temperatur	T	$180\ \text{°C}$
Sauerstoffpartialdruck	p_{O_2}	10 bar
Rührerdrehzahl	n	$600\ \text{min}^{-1}$
obere Korngröße	x_{max}	$5\ \mu\text{m}$
Feststoffmengen	M	5 bis 100 g (pH > 1)
Elutionsflüssigkeitsmenge	V	1000 ml aq. dest.
Reaktionsdauer	t	120 min

Das Eluat mit ggf. hohen Konzentrationen an Säure, Sulfat und Metallen wird üblicherweise durch die Azidität bewertet. Die Azidität entspricht der Alkalitätsmenge, die dem Sauerwasser zugeführt werden muss, um freie Säure zu neutralisieren und gelöste Metalle auszufällen. In **Abbildung 15** ist die Titrationskurve eines polymetallischen Sauerwassers exemplarisch dargestellt.

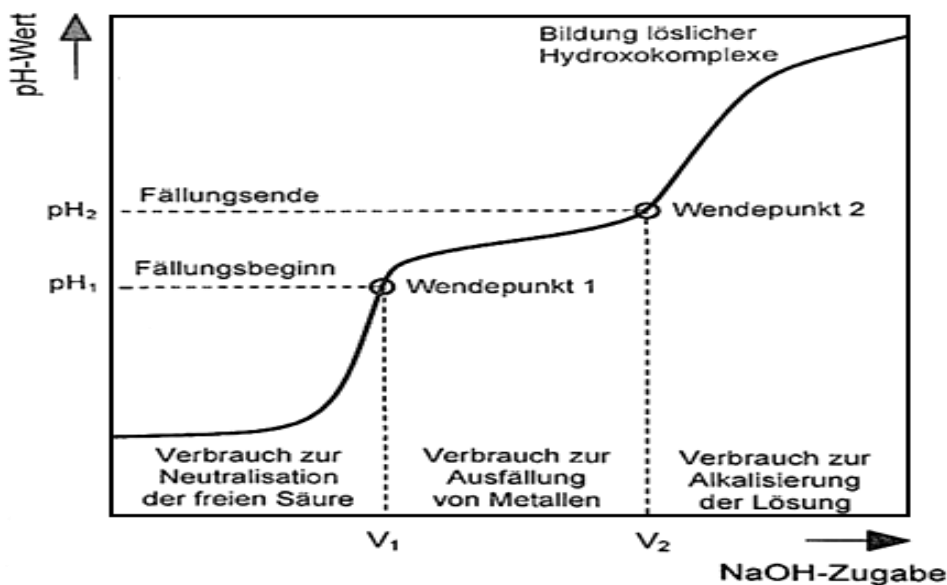


Abbildung 15: Titrationskurve für ein polymetallisches Sauerwasser

Aus **Tabelle 6** gehen die pH-Werte für die Fällung verschiedener Metalle bzw. für die Wiederauflösung amphoterer Metallhydroxide hervor. Dabei wird deutlich, dass sich die pH-Werte für Fällung und Wiederauflösung überschneiden. Um eine gute Reproduzierbarkeit der Testmethode zu garantieren, werden für die potentiometrische Titration ein Haltepunkt (pH_1) bzw. ein Endpunkt (pH_2) festgelegt.

Tabelle 6: Ausfällung verschiedener Metalle mit Natronlauge

Metall	pH-Wert		
	Fällungsbeginn	Fällungsende	Beginn der Wiederauflösung
Aluminium	4,3	4,8	8,7
Chrom	5,8	6,8	8,3
Kupfer	5,8	7,6	--
Blei	6,5	10,3	--
Zink	7,6	9,0	10,8
Cadmium	9,1	10,4	--

Bei der Azidität, angegeben in mg CaCO_3 -Äquivalent pro Liter Lösung, wird zwischen freier Azidität und mineralischer Azidität unterschieden.

Die freie Azidität gibt den Gehalt an freier Säure wieder und berechnet sich aus der Titration mit Natronlauge bis zum Fällungsbeginn der gelösten Metalle. Der Fällungsbeginn der gelösten Metalle ist meist schwierig zu detektieren, so dass die Titration bis zu pH 4,3 (pH₁), dem Fällungsbeginn von Aluminium, erfolgt. Aus der freien Azidität wird das **Netto-Säurebildungspotential** (net acidity potential, NetAP) des Probematerials, angegeben in kg CaCO₃-Äquivalent je Tonne Material, wie folgt bestimmt:

$$\text{NetAP} = \frac{50 \cdot y \cdot V_{\text{Eluat}}}{m_{\text{Probe}}} \cdot \left[V_1 \left| \begin{array}{l} \text{pH}_{4,3} \\ \text{pH}_{\text{Test}} \end{array} \right. \right]$$

mit NetAP = Netto-Säurebildungspotential in [kg CaCO₃ / t]

V_{Eluat} = Elutionsflüssigkeit in [l]

m_{Probe} = Probeeinwaage in [g]

V₁ = Volumen der bis zum pH 4,3 zugesetzten NaOH [ml/l]

Die mineralische Azidität erfasst die in Lösung gegangenen Metallkationen und berechnet sich aus dem Natronlaugeverbrauch zwischen dem Fällungsbeginn und der vollständigen Metallfällung. Da amphotere Metalle im alkalischen Milieu wieder in Lösung gehen, bevor alle Metalle vollständig gefällt sind (s. **Tabelle 6**), wird die Titration bis zu pH 8,3 (pH₂), dem Wiederauflösungsbeginn von Chrom, durchgeführt. Aus der mineralischen Azidität kann nun das **Netto-Metallfreisetzungspotential** (net metal potential, NetMeP) des Probematerials, angegeben in kg CaCO₃-Äquivalent je Tonne Material, abgeschätzt werden:

$$\text{NetMeP} = \frac{50 \cdot y \cdot V_{\text{Eluat}}}{m_{\text{Probe}}} \cdot \left[V_2 \left| \begin{array}{l} \text{pH}_{8,3} \\ \text{pH}_{4,3} \end{array} \right. \right]$$

mit NetAP = Netto-Säurebildungspotential in [kg CaCO₃ / t]

V_{Eluat} = Elutionsflüssigkeit in [l]

m_{Probe} = Probeeinwaage in [g]

V_2 = Volumen der zwischen pH 4,3 und pH 8,3 zugesetzten NaOH [ml/l]

Die Summe aus beiden Kennwerten ist das **Sauerwasserbildungspotential** (acid water potential, AWP) des Probematerials, angegeben in kg CaCO₃-Äquivalent je Tonne Material:

$$AWP = \text{NetAP} + \text{NetMeP}$$

mit AWP = Sauerwasserbildungspotential in [kg CaCO₃ / t]

NetAP = Netto-Säurebildungspotential in [kg CaCO₃ / t]

NetMeP = Netto-Metallfreisetzungspotential in [kg CaCO₃ / t].

Um einen Vergleich der Druckoxidationsmethode mit standardisierten Testmethoden herzustellen, ist die Berechnung des Säurebildungspotentials notwendig. Hierzu muss jedoch zuvor das Neutralisationspotential quantifiziert werden. Die Quantifizierung des unter Testbedingungen verfügbaren Neutralisationspotentials erfolgt mit einem Referenzversuch. Dabei wird die sulfidmineralhaltige Probe mit Schwefelsäure auf den zuvor ermittelten Test-pH-Wert angesäuert und 2 Stunden bei 180 °C und unter 10 bar Stickstoffpartialdruck behandelt. Nach dieser Behandlung wird der Säureverbrauch der Probe als **Neutralisationspotential** (neutralization potential, NP) berechnet:

$$NP = 50 \cdot [10^{-\text{pH}_{\text{Test}}} - 10^{-\text{pH}_{\text{Ref}}}] \cdot \frac{V_{\text{Eluat}}}{m_{\text{Probe}}} \cdot 1000$$

mit NP = Neutralisationspotential in [kg CaCO₃ / t]

pH_{Test} = pH-Wert des Druckoxidationstestes

pH_{Ref.} = pH-Wert des Referenzversuches

V_{Eluat} = Elutionsflüssigkeit in [l]

m_{Probe} = Probeeinwaage in [g]

Das **Säurebildungspotential** (acidity potential, AP) ergibt sich dann aus dem Netto-Säurebildungspotential und dem Neutralisationspotential. Es entspricht der Säuremenge als CaCO₃-Äquivalent, die bei vollständiger Oxidation der säurebildenden Sulfide entsteht:

$$AP = \text{NetAP} + NP$$

mit AP = Säurebildungspotential in [kg CaCO₃ / t]

NetAP = Netto-Säurebildungspotential in [kg CaCO₃ / t]

NP = Neutralisationspotential in [kg CaCO₃ / t]. [18]“

In **Tabelle 7** ist die effektive Säurebildung von drei Metallsulfidgruppen angegeben. Für das Haldenmaterial Bergwerkswohlfahrt kommt als einziger Bildner von freier Säure FeS₂ in Betracht.

Tabelle 7: Effektive Säurebildung bei vollständiger Oxidation verschiedener Metallsulfide

Gruppe	Metallsulfide	Säurebildung	Säureverbrauch	Freie Säure
		[mol H ₃ O ⁺ /mol MeS]		
1	ZnS, PbS, CuS	2	2	0
2	FeS, CuFeS ₂ , FeAsS	4	2	2
3	FeS ₂ , MoS ₂ , WS ₂	4	0	4

Aus der chemischen Analyse geht hervor, dass das Bergematerial der Pochsandhalde 4,5 % Eisen enthält. Der Gesamtschwefelgehalt wurde mit 0,5 % ermittelt. Würde man den Eisengehalt im Pyrit umrechnen, müsste der Schwefelgehalt mindestens 4,9 % sein. Aufgrund des offensichtlich hohen Verwitterungsgrades, den der geringe Schwefelgehalt anzeigt, wird beim Druckoxidationstest nur ein pH-Wert 5,88 ermittelt, sodass von der Halde im Bezug auf die Sauerwasserbildung keine Gefahr ausgeht. **Tabelle 8** zeigt die ermittelten Sauerwasserkenwerte des Bergematerials Bergwerkswohlfahrt. Da die Probenahme aus dem oberflächennahen Bereich der Halde erfolgte, kann nicht

ausgeschlossen werden, dass in den unteren Schichten der Halde, die Verwitterung noch nicht so weit fortgeschritten ist.

Tabelle 8: Sauerwasserkennwerte Haldenmaterial Bergwerkswohlfahrt

	pH-Wert Bergematerial	Testergebnis Neutralisationspotential
S4- Test	9,14	7,37
Druckoxidationstest		5,88

II.1.1.5 Aufbereitungsversuche

Die Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt bestand aus den Prozessschritten Zerkleinerung, Klassierung und Dichtentrennung. Die untere Grenze der Dichtentrennung für Blei-Zinkerze bei Einsatz von Herden liegt bei 0,1 mm. Das heißt, dass Körnungen im Bereich $< 0,1$ mm nicht mehr sortiert werden können. Diese Aufbereitungsgrenze kommt in den durchgeführten Metallgehaltsanalysen zum Ausdruck.

II.1.1.5.1 Herdversuche

Vorversuche mit dem Nassherd (siehe dazu **Abbildung 16**) haben bei unterschiedlichen Amplituden ergeben, dass keine Chance für eine Abtrennung einer metallhaltigen Fraktion besteht. Die Aufbereitungsanlage Bergwerkswohlfahrt wurde daher mit optimalen Bedingungen gefahren. **Tabelle 9** zeigt die Bilanzierung der Nassherdtrennung für zwei Einstellungen. Die Bilanzierung bezieht sich nur auf die Konzentratgehalte, da ein aufbereitungstechnisch Interessantes Ergebnis nicht erwartet wurde. Es zeigt sich, die bereits bei der Siebgehaltsanalyse erkannte Metallerhöhung im Feinstkornbereich, die durch die Grenze der Dichtentrennung bei < 1 mm bedingt ist.



Abbildung 16: Nassherdversuch

Tabelle 9: Bilanzgehalte der Nassherdtrennung

Fraktion	Metallgehalte			
	[%]			[ppm]
	Pb	Fe	Zn	Cu
grob/leicht 2,9	2,39	4,19	0,097	47
grob/mittel 2,9	3,22	5,77	0,177	98
fein/schwer 2,9	5,88	14,01	0,286	253
grob/mittel 5,6	2,56	4,11	0,168	57
fein/schwer 5,6	7,83	11,67	0,324	234

II.1.1.5.2 Flotation

Die nachfolgenden Ausführungen wurden aus der Dissertation von Dr. Jacek Witkowski [12] wörtlich übernommen.

„Die Flotationstechnik wird seit über 100 Jahren in der Aufbereitung eingesetzt und ist das wichtigste Verfahren für die Fein- und Feinstkornsortierung. Im Weltmaßstab werden weit über zwei Milliarden Tonnen mineralischer Rohstoffe jährlich flотиert. Flotation wird auch in anderen Bereichen eingesetzt z.B. für die Abwasser- und Altpapieraufbereitung, Kohleentschwefelung sowie bei der Goldgewinnung. Die Nutzbarkeit vieler fein verwachsener Rohstoffe wäre ohne diese Anwendung auf dem heutigen technischen und ökonomischen Niveau nicht denkbar. Die Flotation hat wesentlich dazu beigetragen, die Basis industriell verwertbarer Mineralvorkommen entscheidend zu erweitern.

II.1.1.5.2.1 Flotationsverfahren

Die Flotation gehört zu den Heterokoagulationstrennungen. Wesentlich bei diesen Prozessen ist die Kopplung der abzutrennenden Feststoffpartikeln an Gasblasen. Das Gas, in der Regel Luft, wird in Form feiner Bläschen in die Flotationszelle eingebracht. Das Trennverhalten wird von den Eigenschaften der gebildeten Aggregate zwischen Gas und Feststoff bestimmt. Hierbei spielt die Dichte eine entscheidende Rolle.

Die geeignete Korngröße für die Erzflotation liegt zwischen 30 und 150 μm . Bei zu großen Korngrößen werden die Partikeln sedimentiert; bei zu kleinen Korngrößen ist eine genügende Selektivität nicht mehr gegeben.

Die Bestandteile eines zu trennenden Gemisches werden durch Zerkleinerung aufgeschlossen. Um eine Verbindung zwischen Gasblase und Partikeln in der Trübe zu erreichen, werden die Minerale mit sogenannten Sammlern konditioniert. Es handelt sich um Chemikalien, die die Fähigkeit besitzen, sich an spezifischen

Mineralienoberflächen anzulagern und diese zu hydrophobieren. Die Auswahl des Sammlers für eine bestimmte Trennaufgabe muss so erfolgen, dass die Gangart nicht von Sammlermolekülen belegt wird, sondern durch Wasser benetzbar bleibt und damit in der Trübe verbleibt. Durch Zugabe eines Schäumers wird der an der Flüssigkeitsoberfläche auftretende Schaum stabilisiert, so dass die an die Oberfläche gelangten Gasblasen nicht sofort zerplatzen und das ausgetragene Mineral wieder sedimentiert.

Sammler sind organische Substanzen und werden in anion- und kationaktive Sammler eingeteilt, je nach dem ob sie in einer wässrigen Lösung unter Bildung negativer bzw. positiver Ionen dissoziieren. Bei den anionaktiven Sammlern unterscheidet man zwischen den Sulfhydryl-Sammlern mit ihren wichtigsten Vertretern, den Xanthaten und den Oxhydryl-Sammlern. Bei den Sulfhydryl-Sammlern ist das Kation über ein Schwefelatom mit der unpolaren Gruppe verbunden, bei den Oxhydryl-Sammlern, wie beispielsweise Fettsäuren, wird diese Rolle durch ein Sauerstoffatom übernommen. Kationaktive Sammler (z.B. Alkylammoniumsalze) sind in der technischen Anwendung nicht sehr verbreitet und werden daher nicht näher erläutert. Neben den anion- und kationaktiven Sammlern existieren noch die sogenannten ampholytischen Sammler, die sowohl anionische als auch kationische Gruppen besitzen.

Bei der Adsorption eines Sammlers an einer Mineraloberfläche spielt die elektrostatische Sammlerbindung, auch als Physisorption bezeichnet, eine wichtige Rolle. Das Sammlerion wird durch die unterschiedlich geladene Oberfläche des Feststoffes angezogen. Bei der Sulfidflotation gibt es zusätzlich den Effekt der Chemisorption, bei der es durch chemische Wechselwirkung zwischen der polaren Sammlergruppe und der Oberfläche des Minerals zur Ausbildung einer Oberflächenverbindung mit kovalentem Charakter kommt. Diese kann durch die Bildung von Salzen oder Komplexverbindungen (z.B. Chelate) geschehen. Eine dritte Möglichkeit der Sammleradsorption ist die Bindung mittels Aktivierungsbrücken in der

sogenannten Sternschicht, einer Schicht direkt an der Mineraloberfläche fest adsorbierter Moleküle.

Von den oben genannten Sammlerreagenzien werden Xanthate (griechisch: xanthos = gelb) für sulfidische Erze eingesetzt und hier speziell die Alkalinanthate. Da sie zu den anionaktiven Sammlern gehören, ist der adsorptionswirksame Teil des Moleküls ein Anion. Als Beispiel für die chemische Struktur sind in **Abbildung 17** Natrium- und Kaliumxanthat dargestellt.



Abbildung 17: Strukturformen von Sammlern für sulfidische Erze
a) Natriumxanthat, b) Kaliumxanthat

Um den Effekt einer Hydrophobierung zu erzielen, ist es ausreichend, wenn ein Teil der Mineraloberfläche mit den Sammlermolekülen belegt ist. Aufgrund der heterogenen Feststoffoberfläche kommt es zu inselartigen Konzentrationen des Sammlers. Die für eine erfolgreiche Flotation notwendige minimale Bedeckung ist im Wesentlichen abhängig von dem zu betrachtenden Mineral, von dessen Korngröße und vom verwendeten Sammler. Bei einer Flotation von Bleiglanz [PbS] mit einer Korngröße von ca. 40-200 μm wurde bei Verwendung von Kaliummethylxanthat (KEX) ein notwendiger Bedeckungsgrad von 30 bis 60 % festgestellt.

Eine zweite wichtige Gruppe von Flotationsreagenzien stellen die **Schäumer** dar. Sie haben die Aufgabe einen stabilen Schaum zu bilden und damit das Abreißen hydrophober Partikel durch das Zerplatzen der aufgestiegenen Blasen zu verhindern. Ohne eine stabile Schaumbildung ist eine erfolgreiche Flotation nicht möglich. Nach dem Abschöpfen des mineralbeladenen Schaumes soll dieser möglichst zügig zerfallen, um eine Störung des weiteren Prozessablaufes zu verhindern. Von erheblicher Bedeutung ist die Schaumstruktur. Zunächst kommt es zur Bildung eines

Kugelschaumes. Dieser Kugelschaum ist jedoch sehr instabil. Die kugelförmigen Blasen verändern ihre Form beim Zusammenstoß mit anderen Blasen, da aufgestiegene Blasen von nachfolgenden Blasen angehoben werden. Es entstehen Polyeder verschiedener Flächenform und Größe. Die einzelnen Gasblasen werden von einer doppelwandigen Schaumlamelle umschlossen. Diese Gibbs-Kanäle sind ca. 4-600nm dünn. Das Innere der Doppelwand ist mit Flüssigkeit gefüllt. Der entstandene polyederförmige Schaum ist wesentlich stabiler. Da allerdings die zwischen den Blasen befindliche Flüssigkeit nach unten abströmt, werden die Lamellen zwischen den einzelnen Blasen immer dünner, bis es zur sogenannten Koaleszenz kommt, der Vereinigung von Blasen.

Für die Bildung eines stabilen Schaumes ist die Anwesenheit eines grenzflächenaktiven Stoffes notwendig, der Koaleszenz und letztlich das Zerplatzen der Blasen durch einen Adsorptionsfilm an der Blasenoberfläche verhindert. In diesem Zusammenhang ist der Marangoni-Effekt als wesentlicher Einflussfaktor der Schaumstabilität zu nennen.

Der Marangoni-Effekt ist seit J.Thomson (1855) und C.Marangoni (1871) bekannt. Wenn die Oberfläche einer Blase mit einem Adsorptionsfilm von Schäumermolekülen überzogen ist, also gleichmäßig mit Molekülen besetzt ist, dann besteht ein Gleichgewicht zwischen diesem Adsorptionsfilm und der Lösung mit einer bestimmten Oberflächenspannung. Wird die Oberfläche durch Einwirken einer äußeren Kraft vergrößert, so liegt eine Ungleichgewichtsverteilung vor. Die Adsorptionsdichte des Schäumers und die Oberflächenspannung ändern sich, da sich die bereits adsorbierten Schäumermoleküle zum Konzentrationsausgleich in Richtung der neu geformten Grenzfläche hin ausbreiten. Es entsteht eine Rückstellkraft, die die Blase wieder in ihre Ausgangsform zwingt.

Die in der Technik verwendeten Schäumer müssen gewisse Anforderungen erfüllen. Sie dürfen keine primäre Sammlerwirkung besitzen, unabhängig vom pH-Wert sein, eine gute Löslichkeit aufweisen und nach einem Austrag relativ schnell zerfallen.

Neben den einwertigen aliphatischen Alkoholen (z.B. Methylamylalkohol, Isooctanol) erfüllen auch einige Phenolverbindungen (z.B. Kresol, Xylenol), Terpenalkohole (mit dem wichtigsten Vertreter Pine-Oil) und hydroxylierte Polyether (z.B. Polypropyleglykol) diese Bedingungen.

Neben den oben angesprochenen Sammlern und Schäumern gibt es noch weitere Reaktionsreagenzien, die für die Flotation bedeutsam sind. Diese Substanzen werden als modifizierende Reagenzien oder Regler bezeichnet. Sie können entweder drückend (Drücker) oder aktivierend (Aktivierer, Beleber) wirken.

Drücker haben die Aufgabe, die Oberfläche flotierbarer Partikeln so zu beeinflussen, dass sie kurzfristig oder dauerhaft in der Trübe verbleiben, während andere Partikel, unbeeinflusst durch den Drücker, weiterhin flotieren. Voraussetzung hierfür ist eine hinreichende Selektivität des Reglers. Einsatzgebiet dieser Reagenzien ist folglich die selektive Trennung von verschiedenen Komponenten eines Gemisches mit ähnlichen Flotationseigenschaften, die mit der herkömmlichen Flotation nicht möglich wäre. Ein typisches Beispiel für den Einsatz von Drückern ist die Sulfidflotation. Während die Trennung von Erz und Gangart mit den verwendeten Sulfhydryl-Sammlern sehr gute Erfolge zeigt, ist die selektive Trennung der Sulfide untereinander, beispielsweise bei Bleiglanz und Zinkblende, schwieriger.

Analog zu den Sammlern bestehen auch die Drücker vielfach aus einer polaren Gruppe, mit Hilfe derer spezifische Wechselwirkungen mit der Feststoffoberfläche möglich werden, und weiteren polaren oder unpolaren Gruppen. Allerdings hat hier die unpolare Gruppe einen Hydrophilie-Effekt zur Folge. In der Flotationstrübe liegen in diesem Fall sowohl hydrophile als auch hydrophobe Reagenzien vor, die miteinander um die Adsorption an der Oberfläche der Erzpartikeln konkurrieren. Dazu gehören organische (z.B. 1,2,3-Trihydroxybenzol, Zitronensäure) und anorganische (z.B. Alkalicyanide, Polyphosphate) Komplexbildner. Am besten eignen sich hierfür komplexbildende Stoffe wie beispielsweise die Salze der Cyansäure.

Gerade für die Flotation sulfidischer Minerale sind Alkalicyanide zum Drücken von Zinkblende weit verbreitet. Es wird angenommen, dass es auf den Oberflächen der Zinkblende zur Bildung von Salzen der Cyanometallkomplexe kommt, wodurch die Sammleradsorption verhindert wird, während der Bleiglanz unbeeinflusst bleibt. Weiterhin werden freie Kupferionen, die eine belebende Wirkung auf Zinkblende besitzen, komplexiert. Die Problematik hierbei ist, dass die Schwermetallkationen der Sulfide mit CN^- zu sehr stabilen und äußerst toxischen Komplexen reagieren, die wiederum zu großen Problemen sowohl im Prozessablauf als auch bei der Abwasserbehandlung führen. Eine weitere Gruppe von Drückern bilden die Alkalisulfide, die alle Sulfidminerale mit Ausnahme von Molybdänit (MoS_2) drücken. Die letzte der hier zu betrachten Flotationsreagenzien sind die **Beleber** oder Aktivierer. Sie sollen eine verbesserte Flotation bestimmter Komponenten hervorrufen, indem sie die Adsorption der Sammlermoleküle verbessern. Bei einer elektrostatischen Sammlerbindung kann dies beispielsweise durch Steuerung der Konzentration potentialbestimmender Ionen bewirkt werden. Desweiteren kann eine Bildung von Adsorptionsbrücken, Voraussetzung für die Adsorption einiger Sammler, durch einen Beleber ermöglicht werden. Der bei der Sulfidflotation am häufigsten eingesetzte Beleber ist das Kupfer (II)-Sulfat (CuSO_4).“

II.1.1.5.2.2 Parameterstudien

Für die Flotationsversuche standen eine 0,5 L und eine 1 L Rührwerksflotationszelle zur Verfügung. Die Rührgeschwindigkeit konnte im Bereich zwischen 0 und 270 Umdrehungen pro Minute variiert werden. Die Zuführung der Luft erfolgte über ein Rotameter und wurde von der Pressluftleitung gespeist. Als Messgröße diente der pH-Wert, der mit H_2SO_4 und CaO geregelt wurde. **Abbildung 18** ist eine Fotografie des Versuchsstandes im Flotationslabor des Instituts für Aufbereitung.



Abbildung 18: Versuchsstand für Flotationsversuche mit Haldenmaterial Bergwerkswohlfahrt

Zur Ermittlung des Flotationsverhaltens des Bergematerials der Grube Bergwerkswohlfahrt wurden Parameterstudien durchgeführt. Untersucht wurden die Einflüsse von Sammlerkonzentration und Schäumerkonzentration, des pH-Wertes und der Einfluss der Korngröße bzw. des Aufschlussgrades sowie der Einfluss der Sammlerart. Zur Ermittlung des Durchsatzes wurden die Feststoffgehalte variiert.

II.1.1.5.2.2.1 Einfluss der Sammlerkonzentration

Zur Orientierung über das generelle Flotationsverhalten wurden Flotationsversuche mit Kaliumamylxanthat (KAX) vorangestellt und die Konzentration im Bereich von 50 bis 150 g/t variiert. Konstant gehalten wurde die Schäumerkonzentration. **Tabelle 10** und die **Abbildung 19 a bis d** zeigen die Flotationsergebnisse für 3 Gruppen von Flotationsversuchen mit 50 bis 150 g Kaliumamylxanthat pro Tonne. Für jede Gruppe wurde jeweils die Schäumerkonzentration konstant gehalten. Im Vergleich der Gruppen untereinander wurde die Schäumerkonzentration jedoch von 30 auf 80 g/t

erhöht. Gemessen wurden die Metallgehalte im Konzentrat und in den Bergen sowie das Metallausbringen im Konzentrat und in den Bergen. Als Metalle wurden Kupfer, Eisen, Blei und Zink bestimmt. Die günstigste Anreicherung erfährt Blei mit Konzentrationen zwischen 51 % und 68 %. Dem steht ein Metallausbringen von 42 % bis 64 % entgegen. Interessant ist, dass die Konzentration von Sammlern und Schäumern wenig Einfluss auf das Flotationsverhalten ausübt. Für Kupfer, Eisen und Zink zeigen die anfallenen Berge kaum Abreicherungen. Das Metallausbringen für Kupfer liegt in den Bergen bei ca. 60 % , das für Eisen bei 99 % und das für Zink bei 85 %. Die hier offensichtlich vorliegende Hemmung ist nicht auf die Wirksamkeit von Sammlern und Schäumern zurückzuführen. Bereits hier kündigt sich an, dass die jahrzehntelange Ablagerung der Erzabgänge durch Verwitterung zu einer Veränderung der Mineralphasen geführt haben muss. Die in Tabelle 10 und den Abbildung 19 a bis d dargestellten Ergebnisse wurden mit einem Feststoffgehalt von 200 g/L gefahren. Eine identische Versuchsreihe mit 100 g/L, deren Ergebnis sich kaum unterschied, befindet sich im Anhang (siehe dazu **Tabelle A 1** und **Abbildung A 1**).

Tabelle 10: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der SammlerkonzentrationFeststoff: 200 g/L, Stabmühle: 10 min, Sammler: KAX, Schäumer: Flotanol C7, Konditionierzeit: 10 min, Flotationszeit: 10 min, X_{90} = 74,98 μ m

200 g/L Feststoff							Metallausbringen im Konzentrat								Metallgehalte im Konzentrat			
Nr	Sammler	Schäumer	Konzentrat		Berge		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
	g/t		g	%	g	%	mg	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm
V1	50	30	3,69	1,89	191,25	98,11	5,87	33,02	0,04	0,47	2,51	43,62	0,02	7,91	1592	1,20	68,07	6487
V2	100		4,04	2,07	191,53	97,93	6,94	35,52	0,06	0,57	2,63	43,94	0,02	7,24	1717	1,37	65,00	5439
V3	150		4,05	2,07	192,06	97,93	6,60	32,58	0,05	0,54	2,68	41,74	0,02	6,32	1630	1,33	66,26	5190
V4	50	50	4,09	2,07	193,04	97,93	6,40	33,68	0,06	0,65	2,64	44,43	0,02	8,17	1565	1,52	64,57	6035
V5	100		4,61	2,34	192,41	97,66	5,98	33,15	0,07	0,79	2,82	47,05	0,03	9,04	1296	1,63	61,19	5956
V6	150		4,79	2,42	192,94	97,58	5,87	32,59	0,08	0,89	2,87	49,20	0,05	14,00	1226	1,73	59,97	9587
V7	50	80	5,72	2,89	191,87	97,11	9,62	39,84	0,13	1,31	2,96	47,45	0,05	18,23	1683	2,29	51,76	8944
V8	100		6,21	3,16	190,53	96,84	9,92	42,37	0,15	1,46	3,17	49,34	0,05	18,72	1597	2,35	51,12	8211
V9	150		6,50	3,32	188,99	96,68	7,59	43,91	0,14	1,56	3,62	63,72	0,05	20,06	1167	2,11	55,70	7476
berechnete Grundanalyse					Metallausbringen in Bergen								Metallgehalte in Bergen					
Nr	Cu	Fe	Pb	Zn	Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn		
	ppm	%	%	ppm	mg	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm		
V1	91	4,80	2,95	1553	11,91	66,98	9,31	99,53	3,25	56,38	0,28	92,09	62	4,87	1,70	1457		
V2	100	4,94	3,06	1552	12,59	64,48	9,60	99,43	3,35	56,06	0,28	92,76	66	5,01	1,75	1470		
V3	103	5,10	3,28	1696	13,66	67,42	9,94	99,46	3,75	58,26	0,31	93,68	71	5,18	1,95	1622		
V4	96	4,88	3,02	1532	12,60	66,32	9,56	99,35	3,30	55,57	0,28	91,83	65	4,95	1,71	1437		
V5	91	4,83	3,04	1542	12,05	66,85	9,44	99,21	3,17	52,95	0,28	90,96	63	4,90	1,65	1436		
V6	91	4,74	2,95	1659	12,14	67,41	9,28	99,11	2,97	50,80	0,28	86,00	63	4,81	1,54	1462		
V7	122	5,04	3,16	1421	14,53	60,16	9,84	98,69	3,28	52,55	0,23	81,77	76	5,13	1,71	1196		
V8	119	5,09	3,27	1384	13,49	57,63	9,86	98,54	3,26	50,66	0,22	81,28	71	5,18	1,71	1162		
V9	88	4,49	2,91	1239	9,69	56,09	8,64	98,44	2,06	36,28	0,19	79,94	51	4,57	1,09	1025		

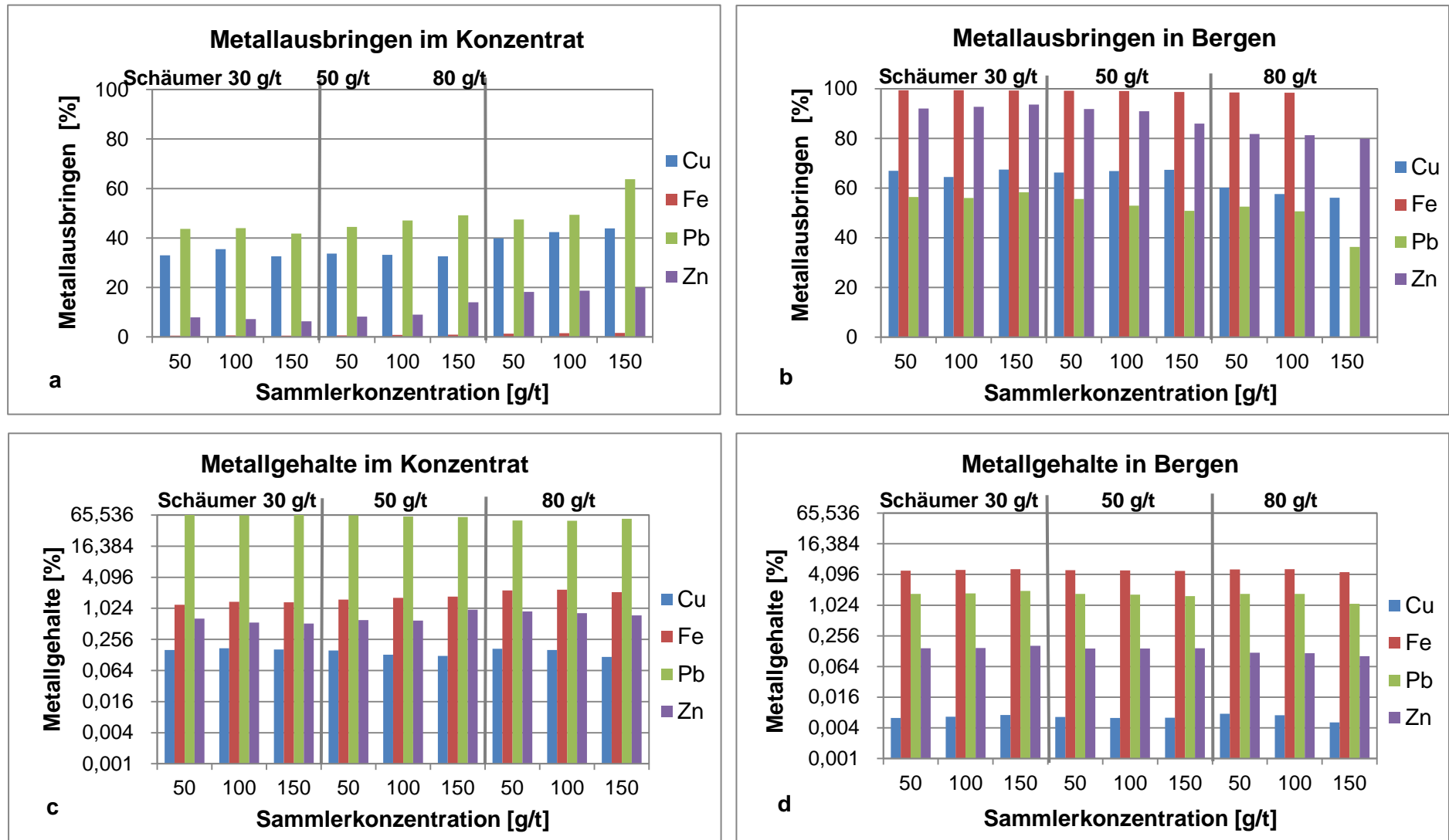


Abbildung 19: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Sammlerkonzentration (Analysedaten siehe Tabelle 10)

II.1.1.5.2.2 Einfluss der Schäumerkonzentration

Da sich bei der Variation der Sammlerkonzentration bei konstanter Schäumerkonzentration kein signifikanter Unterschied in den Flotationsergebnissen zeigte, wurde versucht, den Einfluss der Schäumerkonzentration darzustellen. Die Schäumerkonzentration wurde zwischen 30 und 80 g/t variiert. Die Sammlerkonzentration wurde zwischen 50 und 150 g/t jeweils konstant gehalten. Die Analysen dieser Studien sind in **Tabelle 11** und **Abbildung 20** zusammengefasst. Der Feststoffgehalt betrug 200 g/L. Auch hier zeigt sich, dass mit Hilfe der Erhöhung der Reagenzmenge kaum Einfluss auf das Flotationsergebnis genommen werden kann. Der unverwitterte Bleiglanz zeigt wiederum gute Schwimmeigenschaften, während das Verwitterungsprodukt des Bleiglanzes der Cerussit in den Bergen verbleibt. Das gleiche gilt für das Verwitterungsprodukt des Pyrits (FeS_2), den Goethit (FeOOH), der fast vollständig in die Berge geht.

II.1.1.5.2.3 Einfluss der Korngröße

Es lag nahe den Korngrößeeinfluss zu untersuchen, um gegebenenfalls den Aufschluss des Haldenmaterials zu verbessern. **Tabelle 12** und die **Abbildung 21** zeigen jedoch, dass eine Zerkleinerung keinen signifikanten Einfluss auf das Metallausbringen hat. Ursache könnte die mit der Verringerung der Korngröße einhergehende Verminderung der Selektivität im Feinkornbereich sein.

Tabelle 11: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der SchäumerkonzentrationFeststoff: 200 g/L, Stabmühle: 10 min, Sammler: KAX, Schäumer: Flotanol C7, Konditionierzeit: 10 min, Flotationszeit: 10 min, $X_{90} = 74,98 \mu\text{m}$

200 g/L Feststoff							Metallausbringen im Konzentrat								Metallgehalte im Konzentrat			
Nr	Sammler	Schäumer	Konzentrat		Berge		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
	g/t	g/t	g	%	g	%	mg	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm
V1	50	30	3,69	1,89	191,25	98,11	5,87	33,02	0,04	0,47	2,51	43,62	0,02	7,91	1592	1,20	68,07	6487
V2		50	4,09	2,07	193,04	97,93	6,40	33,68	0,06	0,65	2,64	44,43	0,02	8,17	1565	1,52	64,57	6035
V3		80	5,72	2,89	191,87	97,11	9,62	39,84	0,13	1,31	2,96	47,45	0,05	18,23	1683	2,29	51,76	8944
V4	100	30	4,04	2,07	191,53	97,93	6,94	35,52	0,06	0,57	2,63	43,94	0,02	7,24	1717	1,37	65,00	5439
V5		50	4,61	2,34	192,41	97,66	5,98	33,15	0,07	0,79	2,82	47,05	0,03	9,04	1296	1,63	61,19	5956
V6		80	6,21	3,16	190,53	96,84	9,92	42,37	0,15	1,46	3,17	49,34	0,05	18,72	1597	2,35	51,12	8211
V7	150	30	4,05	2,07	192,06	97,93	6,60	32,58	0,05	0,54	2,68	41,74	0,02	6,32	1630	1,33	66,26	5190
V8		50	4,79	2,42	192,94	97,58	5,87	32,59	0,08	0,89	2,87	49,20	0,05	14,00	1226	1,73	59,97	9587
V9		80	6,50	3,32	188,99	96,68	7,59	43,91	0,14	1,56	3,62	63,72	0,05	20,06	1167	2,11	55,70	7476

berechnete Grundanalyse					Metallausbringen in Bergen								Metallgehalte in Bergen			
Nr	Cu	Fe	Pb	Zn	Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
	ppm	%	%	ppm	mg	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm
V1	91	4,80	2,95	1553	11,91	66,98	9,31	99,53	3,25	56,38	0,28	92,09	62	4,87	1,70	1457
V2	96	4,88	3,02	1532	12,60	66,32	9,56	99,35	3,30	55,57	0,28	91,83	65	4,95	1,71	1437
V3	122	5,04	3,16	1421	14,53	60,16	9,84	98,69	3,28	52,55	0,23	81,77	76	5,13	1,71	1196
V4	100	4,94	3,06	1552	12,59	64,48	9,60	99,43	3,35	56,06	0,28	92,76	66	5,01	1,75	1470
V5	91	4,83	3,04	1542	12,05	66,85	9,44	99,21	3,17	52,95	0,28	90,96	63	4,90	1,65	1436
V6	119	5,09	3,27	1384	13,49	57,63	9,86	98,54	3,26	50,66	0,22	81,28	71	5,18	1,71	1162
V7	103	5,10	3,28	1696	13,66	67,42	9,94	99,46	3,75	58,26	0,31	93,68	71	5,18	1,95	1622
V8	91	4,74	2,95	1659	12,14	67,41	9,28	99,11	2,97	50,80	0,28	86,00	63	4,81	1,54	1462
V9	88	4,49	2,91	1239	9,69	56,09	8,64	98,44	2,06	36,28	0,19	79,94	51	4,57	1,09	1025

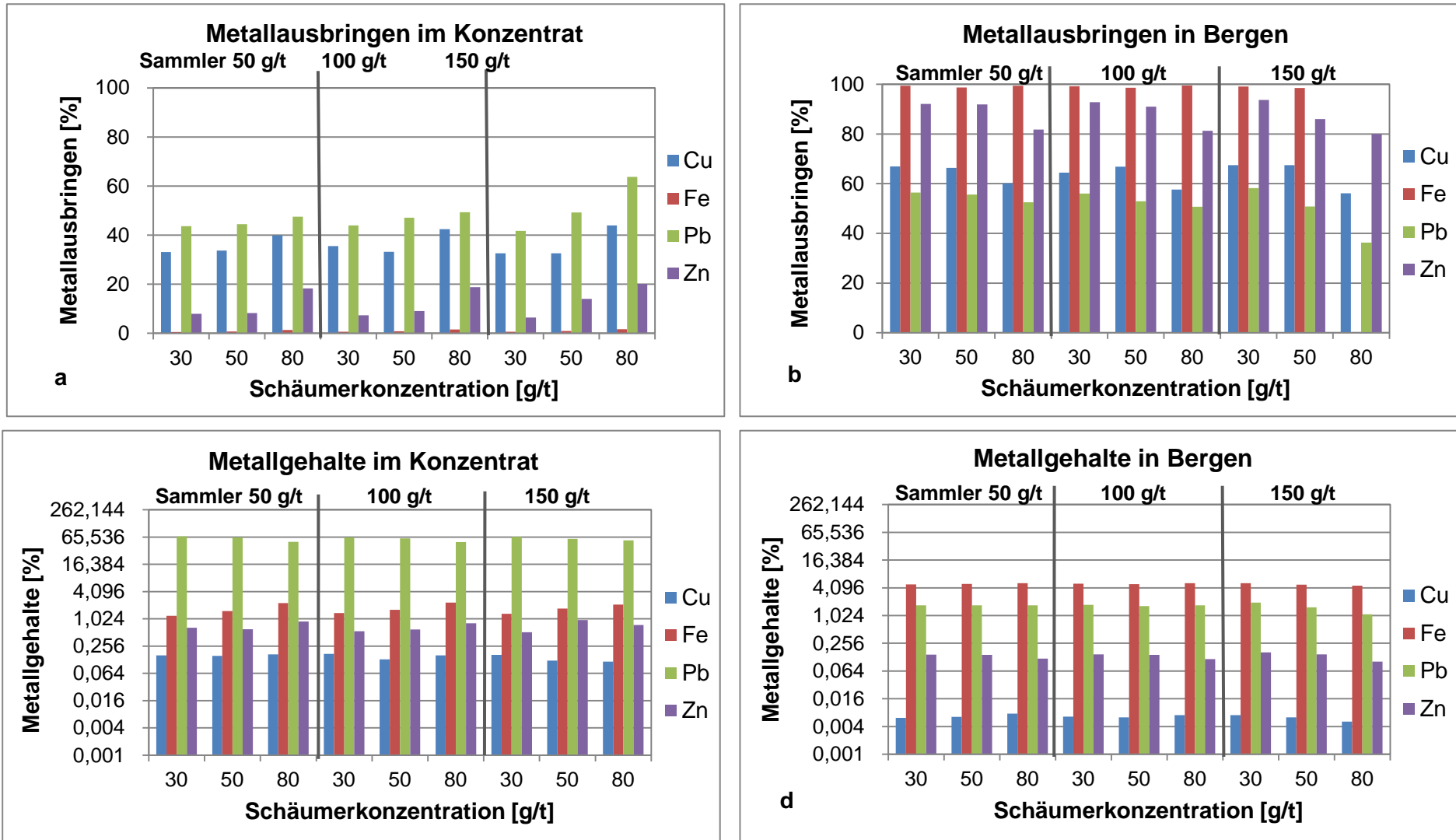


Abbildung 20: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Schäumerkonzentration (Analysedaten siehe Tabelle 11)

Tabelle 12: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Korngröße

Feststoff: 200 g/L, mit Sulfidierung Na₂S: 1 kg/t, pH = 10 mit CaO einstellen, rühren 15 min, mit Luft 5 min, Sammler: KAX, 300 g/t, Schäumer: Flotanol C7, 50 g/t, Konditionierzeit: 10 min, Flotationszeit: 10 min

							Metallausbringen im Konzentrat								Metallgehalte im Konzentrat			
Nr	Mahldauer	Korngröße(X ₉₀)	Konzentrat		Berge		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
	min	µm	g	%	g	%	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm
V1	10	74,98	8,18	4,17	187,81	95,83	0,01	40,85	0,30	3,00	3,17	44,24	0,08	19,47	1316	3,63	38,80	9194
V2	20	43,20	13,88	6,98	184,89	93,02	0,01	46,59	0,87	8,21	3,82	52,35	0,09	25,12	953	6,27	27,51	6765
V3	30	31,63	12,46	6,27	186,34	93,73	0,01	41,13	0,67	6,05	3,89	53,31	0,09	22,55	1191	5,37	31,25	7199
V4	40	24,19	17,51	8,78	181,96	91,22	0,01	45,05	1,07	9,73	4,36	60,56	0,10	26,81	835	6,09	24,89	5633
V5	50	20,75	27,85	13,93	172,14	86,07	0,10	65,21	1,96	17,21	4,72	63,58	0,12	30,98	3730	7,04	16,94	4217
berechnete Grundanalyse							Metallausbringen in Bergen								Metallgehalte in Bergen			
Nr	Cu	Fe	Pb	Zn	Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn		
	ppm	%	%	ppm	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm		
V1	134	5,06	3,66	1971	0,02	59,15	9,62	97,00	4,00	55,76	0,31	80,53	83	5,12	2,13	1656		
V2	143	5,33	3,67	1881	0,02	53,41	9,73	91,79	3,48	47,65	0,28	74,88	82	5,26	1,88	1514		
V3	182	5,57	3,67	2001	0,02	58,87	10,40	93,95	3,41	46,69	0,31	77,45	114	5,58	1,83	1653		
V4	163	5,5	3,61	1845	0,02	54,95	9,90	90,27	2,84	39,44	0,27	73,19	98	5,44	1,56	1480		
V5	797	5,7	3,71	1896	0,06	34,79	9,43	82,79	2,70	36,42	0,26	69,02	322	5,48	1,57	1520		

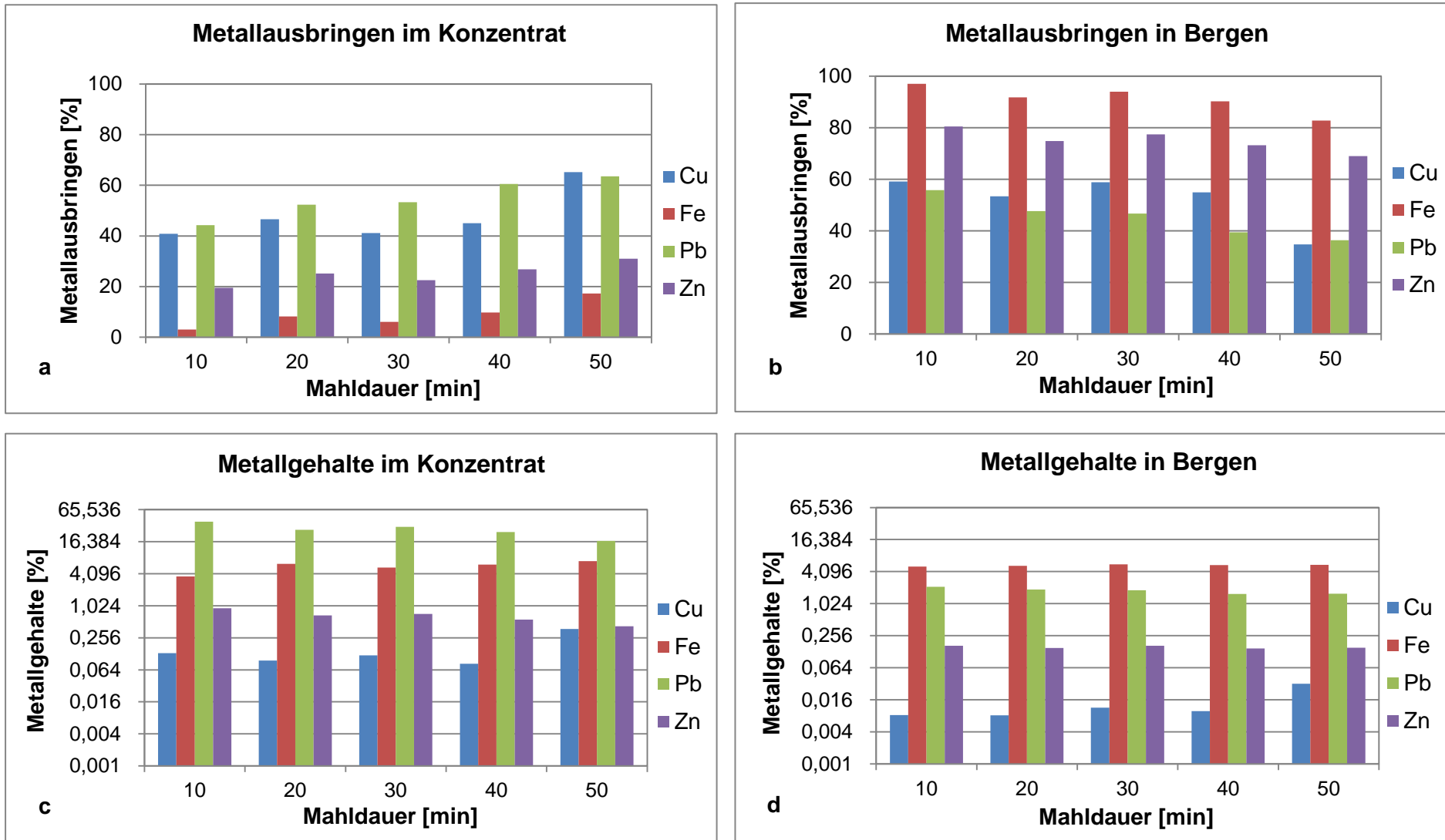


Abbildung 21: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Korngröße(a-d) (Analysedaten siehe Tabelle 12)

II.1.1.5.2.2.4 Einfluss der Sammlerart

Üblicherweise werden Xanthate für die Flotation von Sulfiden eingesetzt. Mit zunehmender Kettenlänge von $R = C_2H_5-C_6H_{13}$ nimmt die Selektivität der Trennung zu. Mit dem verwendete Kaliumamylxanthat $C_5H_{11}OC-SK$, das hervorragende Flotationseigenschaften besitzt, konnte aber ein Metallausbringen von nur ca. 50 % erreicht werden. Es wurde dann versucht, mit der Reagenziengruppe Hostafлот L von Höchst, die sich durch eine exzellente Sammlerwirkung im pH-Bereich von 8,5 bis 12 auszeichnen, das Flotationsproblem zu lösen. Die Wirksamkeit der Hostafлот L-Gruppe wird wie folgt angegeben: $LET < LIP < LSB$. Hostafлот LET hat die größte Selektivität gegenüber allen Eisensulfiden, wie Pyrit, Markasit, Pyrrhotite und Arsenopyrite im pH-Bereich von 8,5 bis 11. Hostafлот LIP ist besonders geeignet für Kupferminerale und aktivierten Sphalerit. Hostafлот LSB wird eingesetzt für goldhaltige Kupfererze. **Tabelle 13** und die **Abbildung 22** zeigen die Flotationsergebnisse mit den genannten Reagenzien. Gegenüber Kaliumamylxanthat verbessern sich die Ergebnisse bei allen Metallen. Es werden 62 % Kupfers, 74 % des Bleis und 40 % des Zinks ausgebracht, zusätzlich zu den Hostafлот-Reagenzien wurde Natriumsulfid als Sulfidierungsreagenz eingesetzt, was aber zu keiner Verbesserung des Flotationserfolges führte.

In **Tabelle 14** und **Abbildung 23** werden an Stelle der einfachen Sulfidierung, die Ergebnisse beim zusätzlichen Einsatz des Belebbers Kupfersulfat gezeigt. Eingesetzt wurde 1000 g Kupfersulfat pro Tonne. Wiederum mit Hostafлот LSB bei einem Einsatz von 800 g/t wurde ein relativ hohes Metallausbringen mit 81 % Kupfer, 61 % Eisen, 89 % Blei und 66 % Zink erreicht. Als Ursache für die Hemmung der Flotation kommt nur die Verwitterung der Erze in Betracht. Damit ist der Versuch, metallfreie Berge zu erzielen gescheitert.

Tabelle 13: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Sammlerart (1)

Feststoff: 200 g/L, Stabmühle: 20 min, mit Sulfidierung Na₂S: 1kg/t, pH=8 mit CaO einstellen, rühren 15 min, mit Luft 5 min, Sammler: 300 g/t, Schäumer:

Flotanol C7, 50 g/t, Konditionierzeit: 10 min, Flotationszeit: 10 min, X₉₀=43,20 µm

							Metallausbringen im Konzentrat								Metallgehalte im Konzentrat			
Nr	Sammler	Na ₂ S	Konzentrat		Berge		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
		g/t	g	%	g	%	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm
V1	KAX	1000	18,73	9,44	179,72	90,56	0,01	46,82	0,88	9,11	4,34	67,57	0,10	28,71	566	4,72	23,19	5337
V2	Flotanol H54		14,59	7,34	184,21	92,66	0,01	41,14	0,60	5,77	4,01	55,46	0,09	22,90	865	4,09	27,51	5896
V3	Hostaflot M91		17,13	8,63	181,42	91,37	0,01	47,39	0,91	9,35	4,32	65,04	0,10	26,72	687	5,32	25,22	5576
V4	Hostaflot LIP		17,08	8,62	181,09	91,38	0,02	26,43	0,77	7,86	4,36	64,77	0,09	25,92	975	4,53	25,53	5278
V5	Hostaflot LET		12,64	6,37	185,71	93,63	0,01	39,15	0,49	4,98	3,54	50,87	0,07	20,33	794	3,88	27,99	5862
V6	Hostaflot LSB		42,74	21,5	156,03	78,50	0,02	62,23	2,55	24,36	5,20	74,50	0,15	40,52	433	5,96	12,16	3559
berechnete Grundanalyse							Metallausbringen in Bergen								Metallgehalte in Bergen			
Nr	Cu	Fe	Pb	Zn	Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn		
	ppm	%	%	ppm	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm		
V1	114	4,89	3,24	1754	0,01	53,18	8,82	90,89	2,08	32,43	0,25	71,29	67	4,91	1,16	1381		
V2	154	5,20	3,64	1889	0,02	58,86	9,74	94,23	3,22	44,54	0,29	77,10	98	5,29	1,75	1572		
V3	125	4,91	3,35	1800	0,01	52,61	8,84	90,65	2,32	34,96	0,26	73,28	72	4,87	1,28	1444		
V4	318	4,97	3,40	1755	0,05	73,57	9,07	92,14	2,37	35,23	0,26	74,08	256	5,01	1,31	1423		
V5	129	4,97	3,51	1838	0,02	60,85	9,36	95,02	3,42	49,13	0,29	79,67	84	5,04	1,84	1564		
V6	150	5,26	3,51	1889	0,01	37,77	7,91	75,64	1,78	25,50	0,22	59,48	72	5,07	1,14	1431		

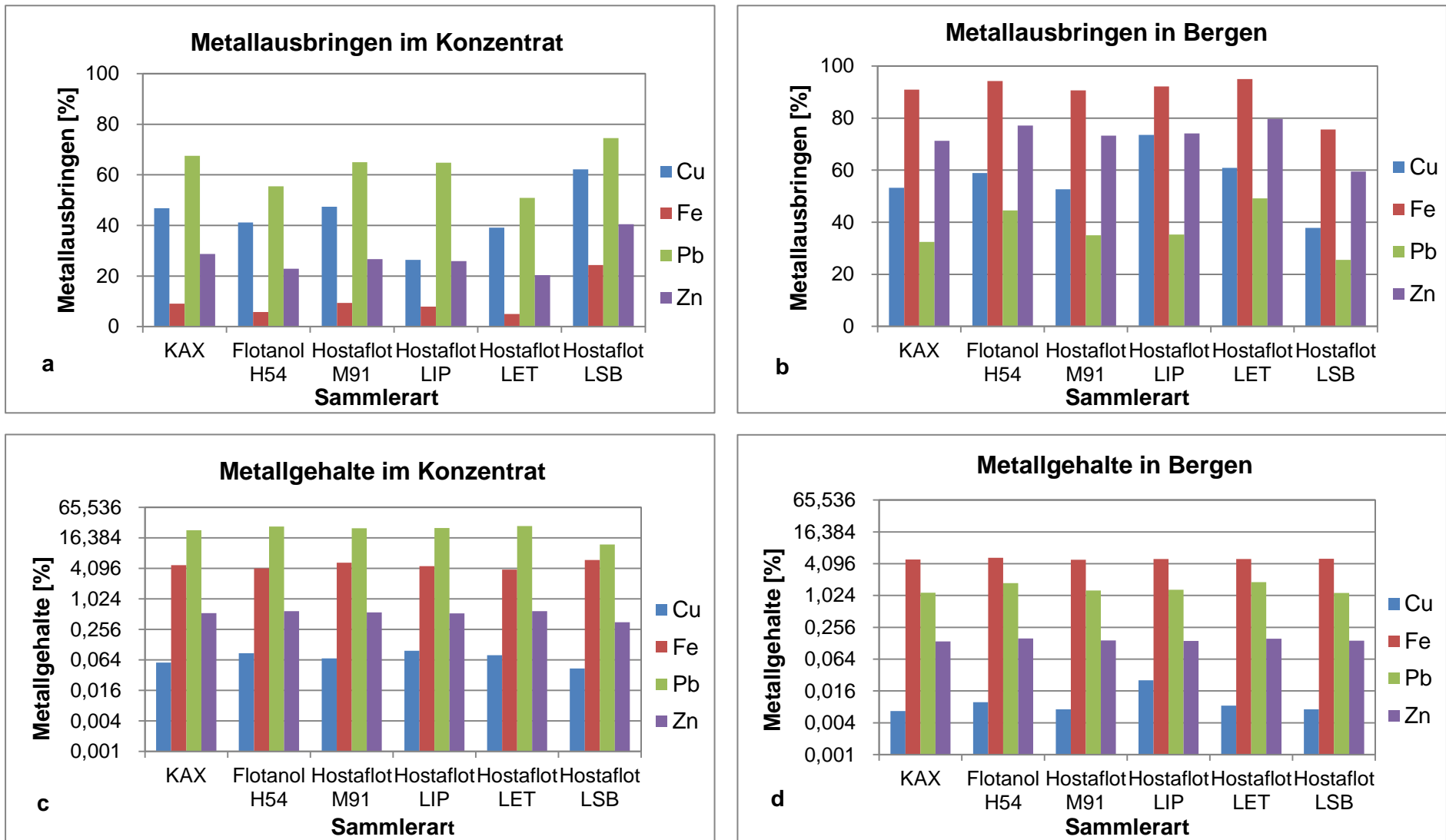


Abbildung 22: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Sammlerart (1)
(Analysedaten siehe Tabelle 13)

Tabelle 14: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Samlerart (2)

Feststoff: 200 g/L, Stabmühle: 50 min, mit Sulfidierung Na₂S: 5 kg/t, PH= 10 mit CaO einstellen, rühren 15 min, mit Luft 5 min, Schäumer: Flotanol C7, 50 g/t,

Konditionierzeit: 10 min, Flotationszeit: 10 min, X₉₀=20,75 µm

Nr	Sammler	CuSO ₄ g/t	Konzentrat				Metallausbringen im Konzentrat								Metallgehalte im Konzentrat			
			Konzentrat		Berge		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
			g	%	g	%	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm
V7	600 g/t KAX		29,43	14,77	169,81	85,23	0,23	54,32	2,16	18,78	2,95	71,61	0,12	29,05	7651	7,35	10,04	4199
V8	600 g/t Hostaflot LSB		73,51	37,03	125,03	62,97	0,27	70,38	5,11	43,12	4,22	79,88	0,22	48,64	3642	6,95	5,74	2941
V9	600 g/t KAX	1000	39,79	19,96	159,55	80,04	0,06	43,00	2,85	25,67	3,35	66,48	0,13	35,53	1606	7,16	8,43	3165
V10	600 g/t Hostaflot LSB		59,16	29,68	140,19	70,32	0,07	55,45	4,48	40,41	4,57	80,90	0,20	53,85	1115	7,57	7,73	3365
V11	800 g/t Hostaflot LSB		107,09	53,77	92,08	46,23	0,22	81,20	7,18	60,58	4,92	89,15	0,30	65,95	2032	6,70	4,59	2758
V12	300 g/t KAX, 300g/t LSB		73,17	36,92	124,99	63,08	0,20	50,11	5,31	41,79	5,40	81,97	0,23	49,24	2677	7,26	7,38	3086
V13	400 g/t KAX, 400g/t LSB		94,53	47,54	104,33	52,46	0,22	76,35	6,65	54,57	4,95	87,47	0,26	60,16	2309	7,04	5,24	2710
berechnete Grundanalyse																		
Nr	berechnete Grundanalyse				Metallausbringen in Bergen								Metallgehalte in Bergen					
	Cu	Fe	Pb	Zn	Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn		
	ppm	%	%	ppm	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm		
V7	2108	5,78	2,07	2108	0,19	45,68	9,36	81,22	1,17	28,39	0,30	70,95	1115	5,51	0,69	1777		
V8	1914	5,97	2,66	2267	0,11	29,62	6,74	56,88	1,06	20,12	0,23	51,36	901	5,39	0,85	1826		
V9	702	5,57	2,53	1806	0,08	57,00	8,25	74,33	1,69	33,52	0,23	64,47	531	5,17	1,06	1432		
V10	602	5,56	2,83	1856	0,05	44,55	6,60	59,59	1,08	19,10	0,17	46,15	378	4,71	0,77	1217		
V11	1345	5,95	2,77	2249	0,05	18,80	4,67	39,42	0,60	10,85	0,15	34,05	547	5,07	0,65	1656		
V12	1972	6,41	3,32	2314	0,19	49,89	7,40	58,21	1,19	18,03	0,23	50,76	1560	5,92	0,95	1862		
V13	1438	6,13	2,85	2141	0,07	23,65	5,54	45,43	0,71	12,53	0,17	39,84	648	5,31	0,68	1626		

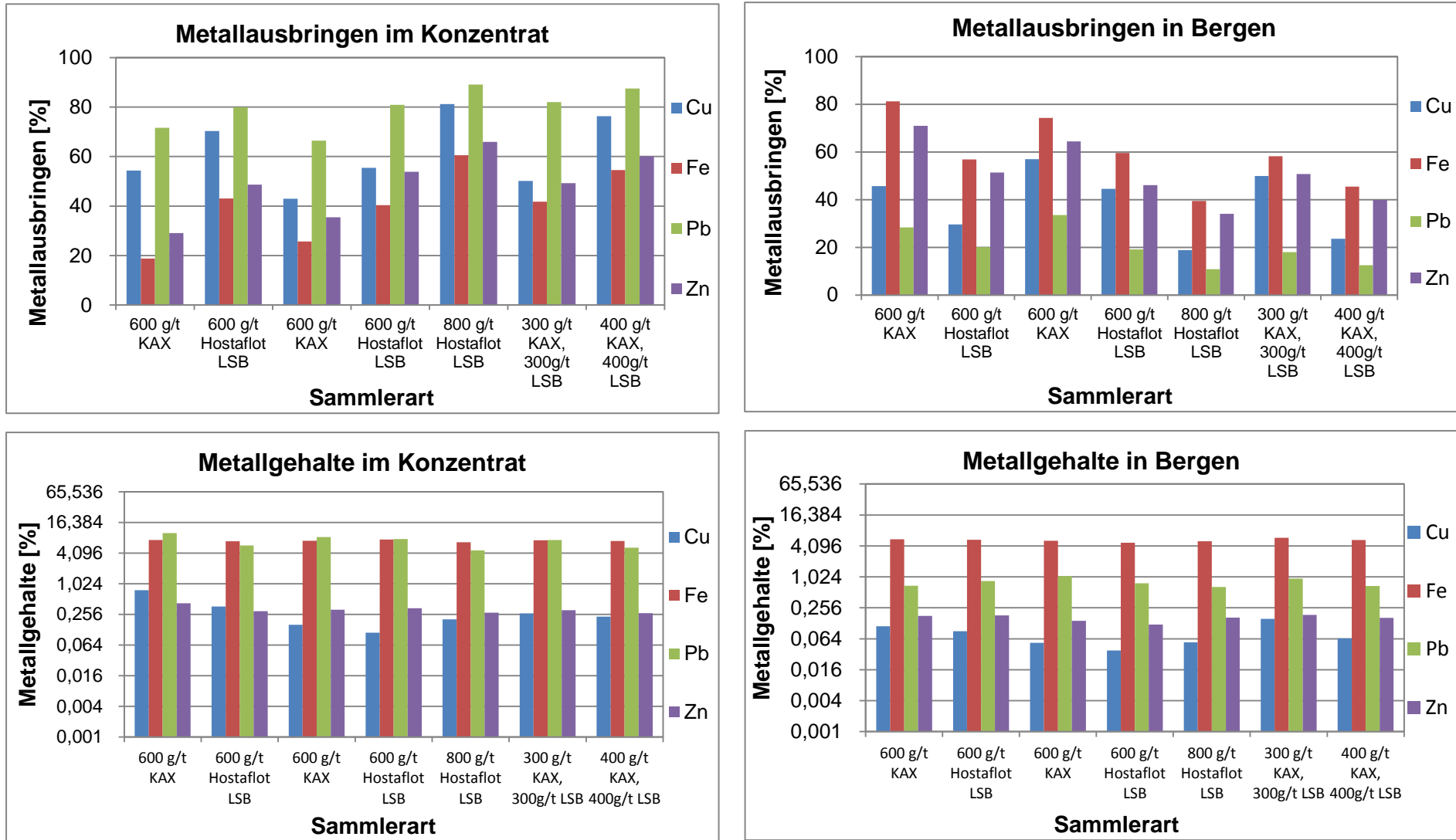


Abbildung 23: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Sammlerart (2)
(Analysedaten siehe Tabelle 14)

II.1.1.5.3 Laugung

Da die Flotation aufgrund der fortgeschrittenen Verwitterung der Halde an ihre verfahrenstechnische Grenzen gelangt, wurde versucht, die Entmetallisierung des Haldenmaterials durch Laugung zu erreichen. Grundsätzlich kommen bei der Laugung die offene Laugung oder die Drucklaugung in Betracht. Die Drucklaugung ist aufgrund des notwendigen Einsatzes der Autoklaventechnik äußerst kostenintensiv. Günstigstes Lösungsmittel ist die Schwefelsäure, da sie relativ wenig Kosten verursacht und gegebenenfalls in Form von Abfallsäure eingesetzt werden kann.

II.1.1.5.3.1 Offene Laugung

Aus Erfahrungen mit der Flotation war bekannt, dass der Aufschlussgrad des Haldenmaterials unzureichend ist. Es wurde daher mit der Kugelmühle feinzerkleinert und mit der Exzenter-Schwingmühle mechanisch aktiviert. Zum Vergleich wurde auch das Material direkt aus der Halde gelaugt. **Tabelle 15** zeigt die erreichten Ergebnisse. Da auch nach Vorzerkleinerung in der Kugelmühle kein ausreichendes Ausbringen für Kupfer zu erzielen war, wurde als Vorbehandlungsmethode für die Laugung die mechanische Aktivierung eingesetzt. Das Ausbringen für Kupfer mit 50%iger H_2SO_4 erreichte bei 80°C 91%, für Eisen 93 % und für Zink 99 %. Das Blei befindet sich vollständig als PbSO_4 im Rückstand. Gleichzeitig enthält Tabelle 15 auch Versuche mit HCl als Lösungsmittel. Ein signifikanter Unterschied zur Laugung mit H_2SO_4 ergibt sich beim Bleiausbringen. Das Blei wird zu fast 30 % in Form von PbCl_2 ausgebracht. Aus Kostengründen und zum Schutz der Umwelt kommt HCl im Allgemeinen aber nicht in Betracht. Für die Flotation von Bleisulfat wurde am Institut für Aufbereitung ein Verfahren entwickelt und patentiert [21], das heute in Kanada angewendet wird. Tabelle 15 faßt die erzielten Laugungsergebnisse zusammen.

Tabelle 15: Offene Laugung von Haldenmaterial der Aufbereitung BergwerkwohlfahrtAktivierung (Aufgabe: 340 g, Satellit: 5 L, Mahldauer: 3 h, Kugel-Durchmesser: 30 mm, $X_{90} = 39,35 \mu\text{m}$), Laugung (Feststoff: 200 g/L, Dauer: 1 h)

Nr	Bedingungen	Filtrat	Metallausbringen im Filtrat								berechnete Metallgehalte im Filtrat			
			Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
			mg	%	g	%	mg	%	mg	%	ppm	%	%	ppm
V1	ohne Zerkleinerung, Laugung mit 50 % H_2SO_4 , 80 °C	480,0	4,08	49,62	2,99	89,70	2,40	0,07	129,70	79,35	344	25,22	0,02	10926
V2	mit Zerkleinerung ($X_{90}=85,39\mu\text{m}$), Laugung mit 50 % H_2SO_4 , 80 °C	437,5	6,87	59,31	2,50	92,12	2,19	0,06	169,97	88,35	619	22,50	0,02	15326
V3	Aktivierung, Laugung mit 50 % H_2SO_4 , 80 °C	400,0	8,08	90,76	3,74	93,40	0,52	0,01	608,80	98,80	937	43,35	0,01	70626
V4	mit Zerkleinerung ($X_{90}=85,39\mu\text{m}$), Laugung mit 20 % HCl, 80 °C	427,5	6,28	63,78	4,37	96,34	442,04	21,90	149,41	89,69	369	25,72	2,60	8784
V5	Aktivierung, Laugung mit 20 % HCl, 80 °C	407,5	8,19	90,40	4,38	94,78	457,62	16,62	633,26	98,94	391	20,90	2,18	30198
V6	Rückstand (70 g) von V3 Laugung mit 20 % HCl, 80 °C	280,0	0,20	3,59	0,09	2,96	294,84	29,82	4,48	0,88	23	1,09	3,53	537

Nr	berechnete Grundanalyse				Rückstand	Metallausbringen im Rückstand								Metallgehalte im Rückstand			
	Cu	Fe	Pb	Zn		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
	ppm	%	%	ppm		g	mg	%	g	%	g	%	mg	%	ppm	%	%
V1	82	3,34	3,39	1634	88,13	4,14	50,38	0,34	10,30	3,38	99,93	33,75	20,65	47	0,39	3,84	383
V2	116	2,71	3,75	1924	88,91	4,71	40,69	0,21	7,88	3,75	99,94	22,41	11,65	53	0,24	4,22	252
V3	89	4,00	4,34	6162	91,38	0,82	9,24	0,26	6,60	4,34	99,99	7,40	1,20	9	0,29	4,75	81
V4	99	4,54	2,02	1666	82,99	3,57	36,22	0,17	3,66	1,58	78,10	17,18	10,31	43	0,20	1,90	207
V5	91	4,62	2,75	6401	79,03	0,87	9,60	0,24	5,22	2,30	83,38	6,80	1,06	11	0,31	2,90	86
V6	89	4,00	4,34	6162	61,65	0,31	5,65	0,11	3,64	0,69	70,18	1,60	0,32	5	0,18	1,11	26

II.1.1.5.3.2 Drucklaugung

Drucklaugungsversuche wurden durchgeführt, um vollständig metallfreie Berge zu erlangen (siehe dazu **Tabelle 16**). Es wurde bei 120°C mit 50%iger H₂SO₄ gearbeitet. Auch durch die verlaufende mechanische Aktivierung konnte das Ergebnis, der offenen Laugung nicht übertroffen werden (siehe dazu **Tabelle 15**). Verfahrenstechnisch ist im Allgemeinen ein 100%iges Ausbringen schwer erreichbar, so dass das vorliegende Ausbringen der offenen Laugung für eine Sanierung akzeptiert werden muss.

Tabelle 16: Drucklaugung von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkwohlfahrt

Aktivierung (Aufgabe: 340 g, Satellit: 5 L, Mahldauer: 3 h, Kugel-Durchmesser: 30 mm, $X_{90} = 39,35 \mu\text{m}$), Laugung (Feststoff: 200 g/L, Dauer: 1 h)

Nr	Bedingungen	Filtrat	Metallausbringen im Filtrat								berechnete Metallgehalte im Filtrat			
			Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
			mg	%	g	%	mg	%	mg	%	ppm	%	%	ppm
V1	mit Zerkleinerung ($X_{90}=85,39\mu\text{m}$), Laugung mit 50 % H_2SO_4 , 120 °C, 10 bar O_2 , Autoklav	325,0	6,18	69,29	3,95	96,36	1,95	0,06	145,31	94,19	362	23,13	0,01	8512
V2	Aktivierung, Laugung mit 50 % H_2SO_4 , 120 °C, 10 bar O_2 , Autoklav	260,0	8,32	90,86	2,87	93,03	0,47	0,01	502,84	96,62	511	17,64	0,01	30887

Nr	berechnete Grundanalyse				Rückstand	Metallausbringen im Rückstand								Metallgehalte im Rückstand			
	Cu	Fe	Pb	Zn		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
	ppm	%	%	ppm		g	mg	%	g	%	g	%	mg	%	ppm	%	%
V1	89	4,10	3,10	1543	82,93	2,74	30,71	0,15	3,64	3,09	99,94	8,96	5,81	33	0,18	3,73	108
V2	92	3,09	3,73	5204	83,72	0,84	9,14	0,21	6,97	3,73	99,99	17,58	3,38	10	0,26	4,46	210

II.1.1.5.3.3 Flotation der Laugungsrückstände auf PbSO_4

Die hier zugrundeliegende Technik wurde für Rückstände der schwefelsauren hydrometallurgischen Aufarbeitung komplexer Buntmetallerze entwickelt. Der pH-Wert kann im Bereich < 3 liegen. Als Praxis-Beispiel werden nach der Patentschrift [21] folgende Parameter angegeben:

- Feststoffgehalt 100 g/L
- Dispersionszeit 3 min
- pH-Regulierungszeit 5 min
- Sammler Dodecylammoniumchloride/Dodecylammoniumacetat
- Flotationszeit 10 min
- Rührdrehzahl 1500 min^{-1}
- Luftdurchsatz 1,3 L/min

In Anlehnung an die zitierte Patentschrift wurden die in **Tabelle 17** bis **Tabelle 19** und die **Abbildung 24** bis **Abbildung 26** zusammengestellten Ergebnisse am Beispiel von synthetischen PbSO_4 - SiO_2 -Mischungen ermittelt. Es gelingt, bis zu 90 % des Bleisulfats aus dem Gemisch abzutrennen. Wie aus Tabelle 19 hervorgeht, werden unter den Bedingungen von Versuch 20 bis zu 98,67 % des PbSO_4 ausgebracht. Damit könnten Berge mit Pb-Gehalten von $< 0,26$ % entstehen. Mit 43% Pb im Konzentrat sind die Flotationsprodukte industriell verwertbar.

Bei der Übertragung der Flotationsversuche auf reale Rückstände der Drucklaugung ließ sich das optimale Ergebnis der mit synthetischen Mischungen erreichten Konzentrate nicht wiederholen. Es wurde jedoch ein Pb-Ausbringen von 71 % erreicht. Die Metallgehalte der Konzentrate müssten durch Nachflotation noch erhöht werden. **Tabelle 20** zeigt das Ergebnisprotokoll.

Tabelle 17: Flotation der synthetischen PbSO₄-SiO₂-Mischungen(1)

100 g/L Feststoff (PbSO ₄ +SiO ₂), pH = 1,5 (H ₂ SO ₄)							Metallausbringen im Konzentrat		Metallgehalte im Konzentrat
Nr	Sammler 500 g/t	PbSO ₄ -Konzentration im Feststoff	Konzentrat		Berge		Pb		Pb
		%	g	%	g	%	g	%	%
V 1	Dodecylammoniumchloride	1	1,65	3,41	46,76	96,59	0,16	63,62	9,59
V 2		3	2,43	4,97	46,46	95,03	0,50	55,18	20,64
V 3		10	5,30	10,93	43,20	89,07	1,52	76,85	28,62
V 4		20	10,61	21,77	38,13	78,23	7,63	95,26	71,90
V 5	Dodecylammoniumacetat	1	1,76	3,58	47,38	96,42	0,13	42,16	7,65
V 6		3	4,35	8,85	44,80	91,15	0,62	66,06	14,30
V 7		10	7,08	14,37	42,18	85,63	2,81	87,81	39,63
V 8		20	11,88	24,49	36,63	75,51	6,18	93,00	51,98

	berechnete Grundanalyse	Metallausbringen in Bergen		Metallgehalte in Bergen
Nr	Pb	Pb		Pb
	%	g	%	%
V 1	0,51	0,09	36,38	0,19
V 2	1,86	0,41	44,82	0,88
V 3	4,07	0,46	23,15	1,06
V 4	16,43	0,38	4,74	0,99
V 5	0,65	0,18	57,84	0,39
V 6	1,92	0,32	33,94	0,71
V 7	6,49	0,39	12,19	0,92
V 8	13,69	0,46	7,00	1,27

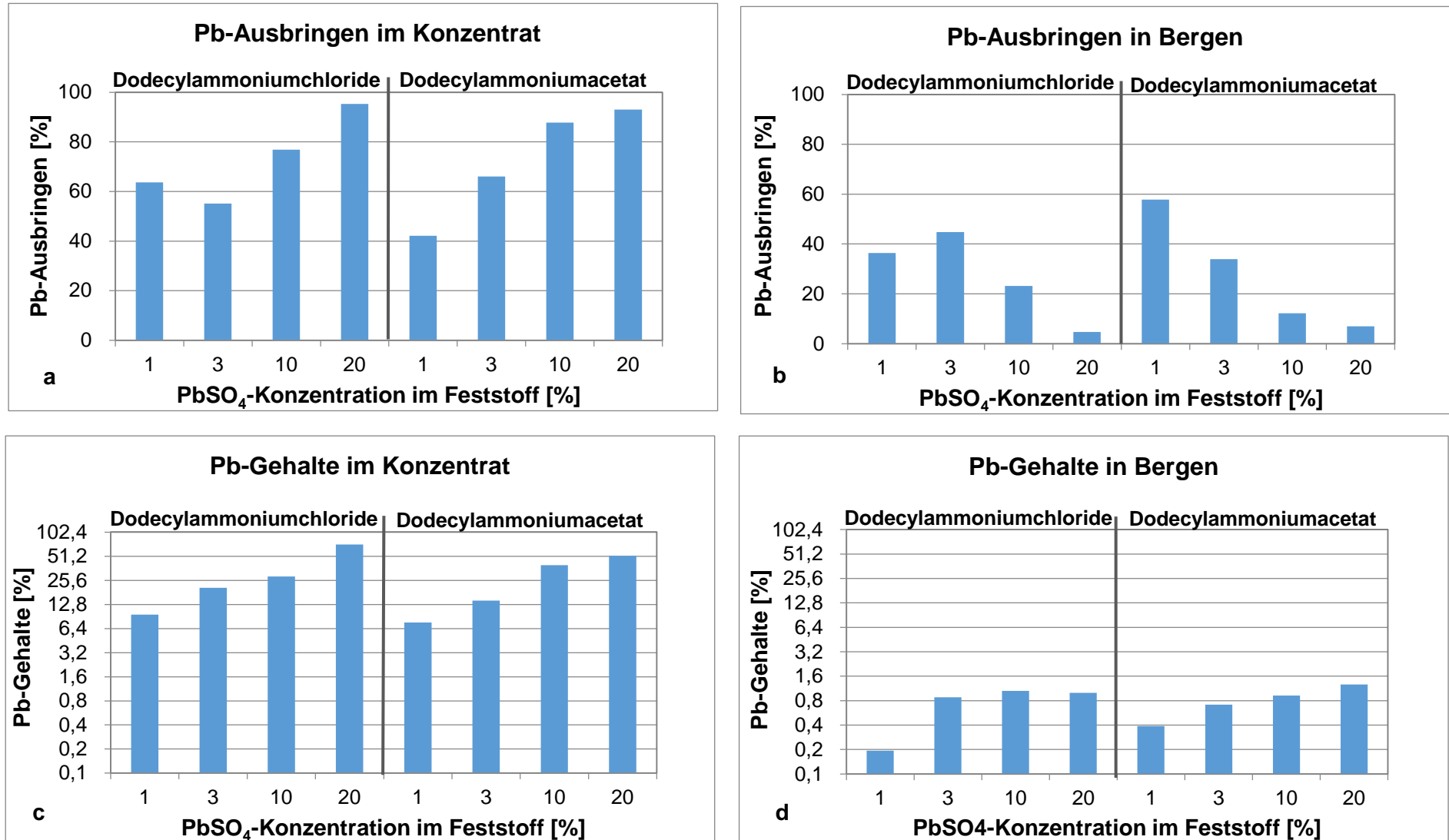


Abbildung 24: Flotation der synthetischen PbSO₄-SiO₂-Mischungen (1)

Tabelle 18: Flotation der synthetischen PbSO₄-SiO₂-Mischungen(2)

100 g/L Feststoff (PbSO ₄ +SiO ₂), pH = 1,5 (H ₂ SO ₄)							Pb-Ausbringen im Konzentrat		Pb-Gehalte im Konzentrat
Nr	Sammler 750 g/t	PbSO ₄ -Konzentration im Feststoff	Konzentrat		Berge		Pb		Pb
		%	g	%	g	%	g	%	%
V9	Dodecylammoniumchloride	1	4,80	9,71	44,63	90,29	0,19	56,11	3,98
V10		3	5,26	10,69	43,95	89,31	0,66	66,88	12,59
V11		10	10,38	20,90	39,29	79,10	2,61	92,02	25,13
V12		20	14,60	29,47	34,95	70,53	5,36	97,48	36,74
V13	Dodecylammoniumacetat	1	5,24	10,55	44,41	89,45	0,21	57,82	4,00
V14		3	5,83	11,74	43,85	88,26	0,75	69,73	12,83
V15		10	11,28	22,71	38,38	77,29	3,02	90,61	26,78
V16		20	15,20	30,63	34,43	69,37	6,40	97,65	42,08

Nr	berechnete Grundanalyse	Pb-Ausbringen in Bergen		Pb-Gehalte in Bergen
	Pb	Pb		Pb
	%	g	%	%
V9	0,69	0,15	43,89	0,33
V10	2,01	0,33	33,12	0,75
V11	5,71	0,23	7,98	0,58
V12	11,11	0,14	2,52	0,40
V13	0,73	0,15	42,18	0,34
V14	2,16	0,32	30,27	0,74
V15	6,71	0,31	9,39	0,82
V16	13,20	0,15	2,35	0,45

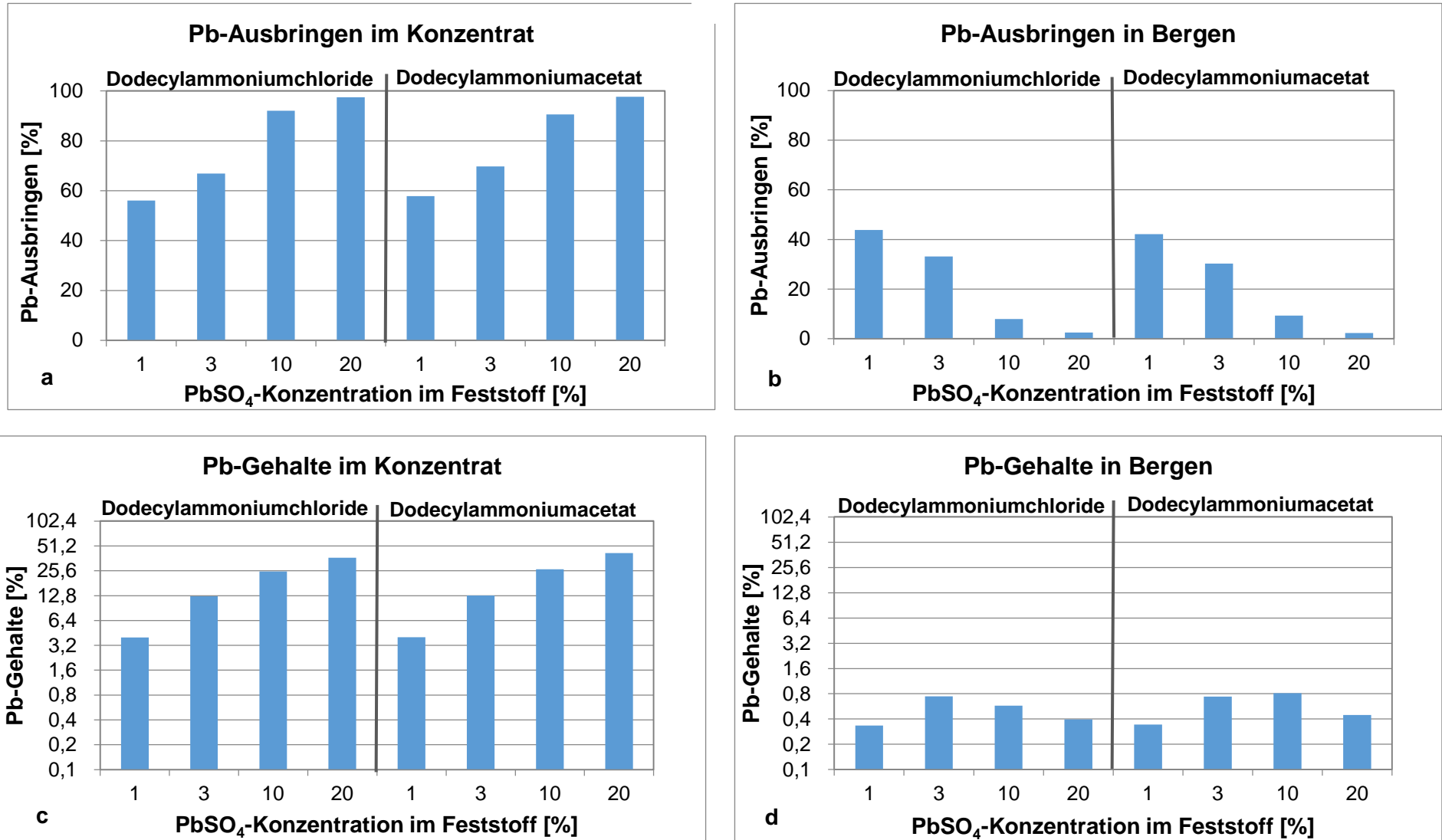


Abbildung 25: Flotation der synthetischen PbSO₄-SiO₂-Mischungen (2)

Tabelle 19: Flotation der synthetischen PbSO₄-SiO₂-Mischungen(3)

100 g/t Feststoff (PbSO ₄ +SiO ₂), pH = 1,5 (H ₂ SO ₄)							Pb-Ausbringen im Konzentrat		Pb-Gehalte im Konzentrat
Nr	Sammler 1000 g/t	PbSO ₄ -Konzentration im Feststoff	Konzentrat		Berge		Pb		Pb
			g	%	g	%	g	%	%
V17	Dodecylammoniumchloride	1% PbSO ₄	5,52	11,15	43,97	88,85	0,27	76,67	4,91
V18		3% PbSO ₄	8,05	16,22	41,59	83,78	0,81	81,41	10,07
V19		10% PbSO ₄	11,27	22,69	38,40	77,31	3,23	97,31	28,62
V20		20% PbSO ₄	15,41	31,12	34,11	68,88	6,64	98,67	43,11
V21	Dodecylammoniumacetat	1% PbSO ₄	8,31	16,76	41,27	83,24	0,26	80,81	3,16
V22		3% PbSO ₄	9,59	19,39	39,88	80,61	1,22	89,47	12,68
V23		10% PbSO ₄	10,83	21,99	38,42	78,01	3,25	97,37	30,03
V24		20% PbSO ₄	14,76	29,82	34,74	70,18	6,34	97,54	42,96

Nr	berechnete Grundanalyse	Pb-Ausbringen in Bergen		Pb-Gehalte in Bergen
	Pb	Pb		Pb
	%	g	%	%
V17	0,71	0,08	23,33	0,19
V18	2,01	0,19	18,59	0,44
V19	6,67	0,09	2,69	0,23
V20	13,60	0,09	1,33	0,26
V21	0,66	0,06	19,19	0,15
V22	2,75	0,14	10,53	0,36
V23	6,78	0,09	2,63	0,23
V24	13,13	0,16	2,46	0,46

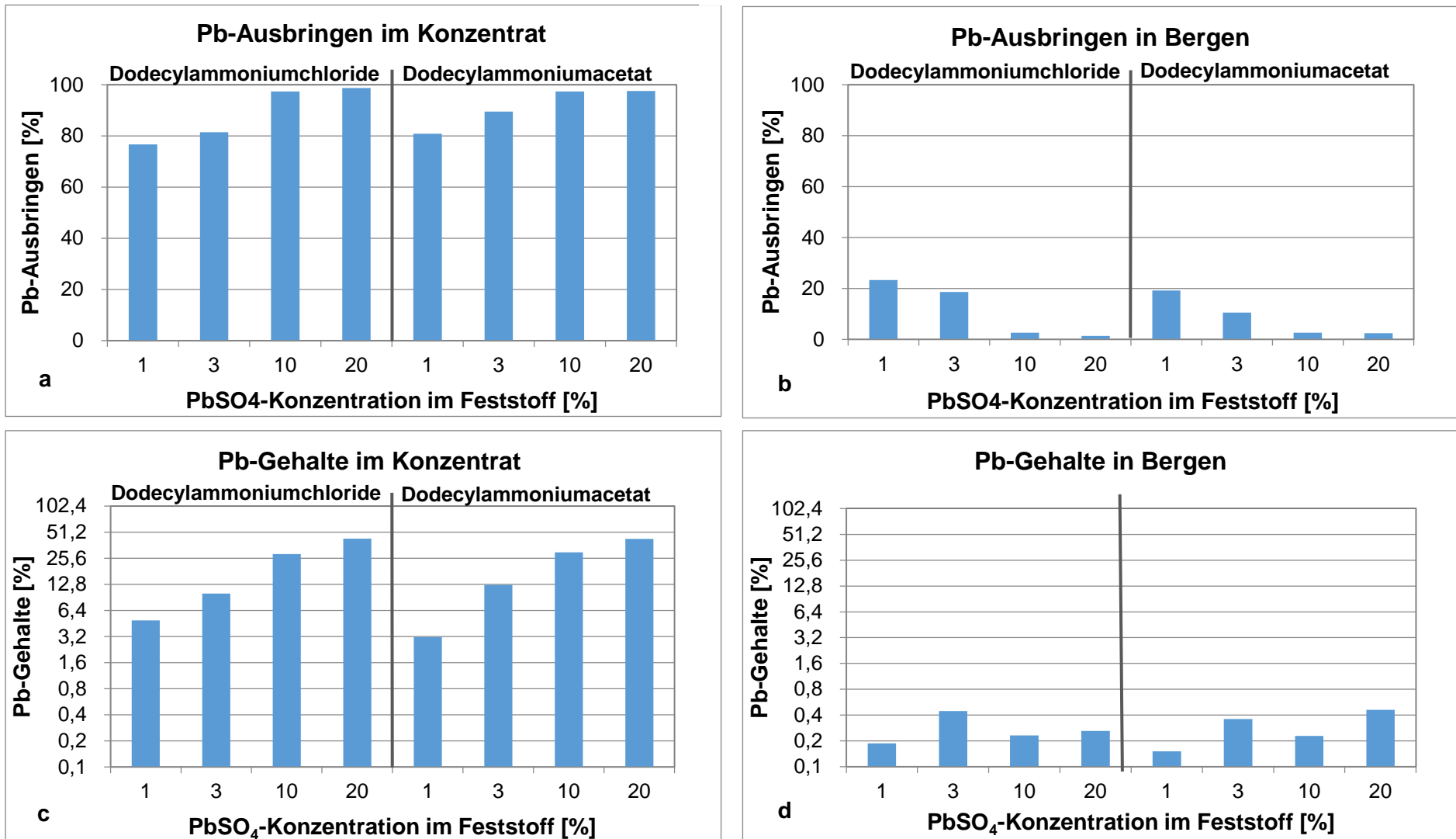


Abbildung 26: Flotation der synthetischen PbSO₄-SiO₂-Mischungen (3)

Tabelle 20: Flotation der Drucklaugungsrückstände

Drucklaugungsrückstand: 100 g/L, Dispersionszeit: 3 min, pH-Regulierungszeit: 5 min, pH=1,5 (H₂SO₄), Sammler: Dodecylammoniumacetat,

Flotationszeit: 10 min, Rührdrehzahl: 1750 min⁻¹, Luftdurchsatz: 1,3 L/min

Nr	Sammler	Konzentrat				Metallausbringen im Konzentrat				Metallgehalte im Konzentrat	
		Konzentrat		Berge		Pb		Ag		Pb	Ag
		g/t	g	%	g	%	g	%	mg	%	%
V25	100	7,55	15,74	40,41	84,26	0,97	45,51	0,64	25,26	12,83	85
V26	300	6,30	13,25	41,24	86,75	1,04	54,63	0,30	17,02	16,55	47
V27	1000	10,01	20,99	37,69	79,01	1,44	69,75	1,20	44,97	14,41	120
V28	2000	12,08	25,44	35,41	74,56	1,60	71,38	0,51	33,07	13,23	42

Nr	Metallausbringen in Bergen				Metallgehalte in Bergen	
	Pb		Ag		Pb	Ag
	g	%	mg	%	%	ppm
V25	1,16	54,49	1,90	74,74	2,87	47
V26	0,87	45,37	1,44	82,98	2,10	35
V27	0,63	30,25	1,47	55,03	1,66	39
V28	0,64	28,62	1,03	66,93	1,81	29

II.1.1.6 Verfahrenstechnische Umsetzung der Entsorgung des Haldenmaterials der ehemaligen Erzaufbereitung

Aus den aufwendigen Untersuchungen des Haldenmaterials der ehemaligen Blei-Zinkerz-Aufbereitung der Grube Bergwerkswohlfahrt geht hervor, dass eine ökonomische Abtrennung der Metallfracht nicht erreicht werden kann. Die durchgeführten Experimente zeigen jedoch, dass unter Anwendung der modernen Methoden der Aufbereitung grundsätzlich eine Problemlösung zur Entsorgung von kompliziertem Haldenmaterial des ehemaligen Sulfiderzbergbaues des Harzes möglich ist.

Das hier angewandte Verfahren wird als L-P-F-Verfahren bezeichnet, wobei darunter Leaching-Precipitation-Flotation verstanden wird. Der Prozessablauf wird im **Abbildung 27** dargestellt.

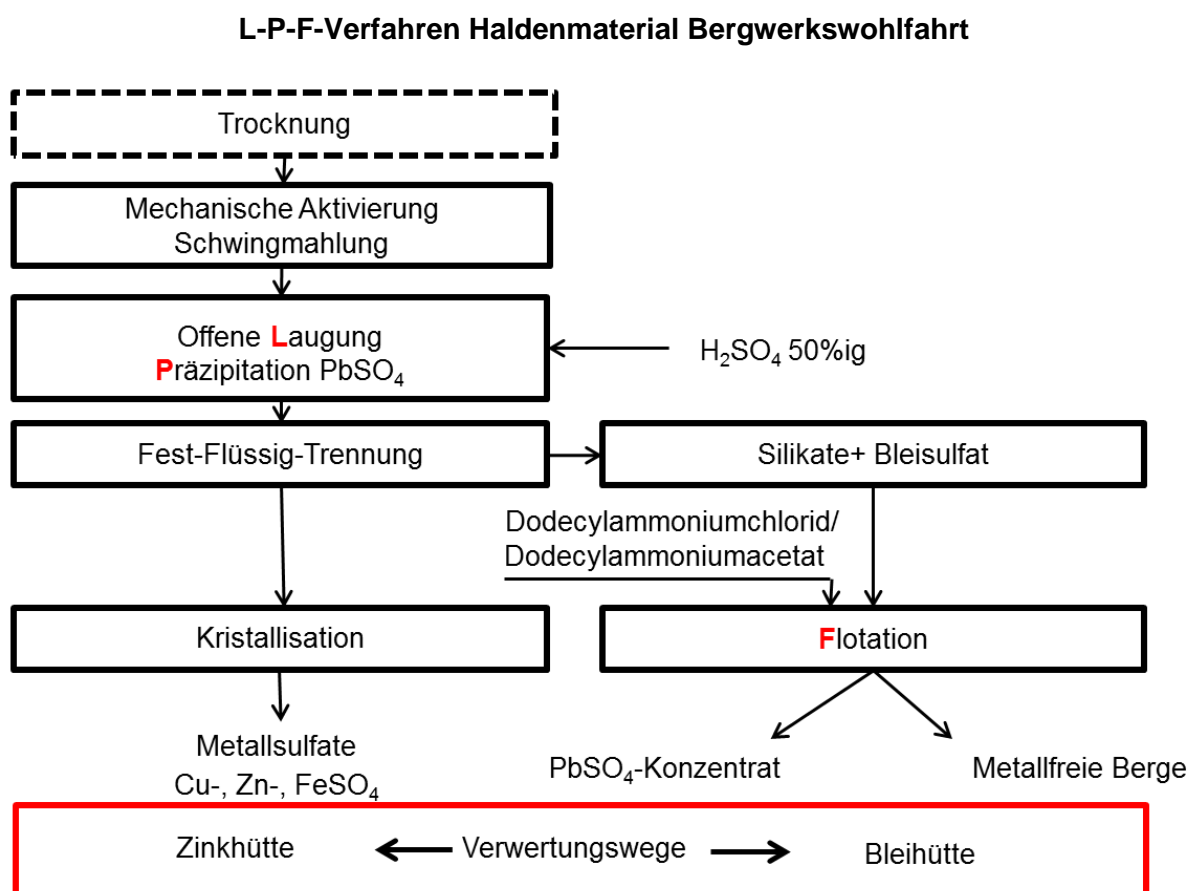


Abbildung 27: Verfahrenstechnische Umsetzung der Entsorgung des Haldenmaterials Bergwerkswohlfahrt/Medingschacht-Silbernaal

Das Haldenmaterial muss gegebenenfalls getrocknet werden. Es folgt eine trockene mechanische Aktivierung zur Verbesserung der Löseeigenschaften der Metallverbindungen von Kupfer und Zink. Das ebenfalls aktivierte PbS bzw. PbCO_3 wird bei der offenen Laugung von Kupfer, Zink und Eisen als PbSO_4 in den Rückstand ausgefällt. Durch Trennung fest-flüssig wird eine Metallsulfatlösung und ein PbSO_4 -haltiger silikatischer Rückstand erzeugt. Die Metallsulfate des Kupfers und des Zinks können auskristallisiert und in einer Zinkhütte verwertet werden. Der bleihaltige silikatische Rückstand kann durch Flotation in ein PbSO_4 -Konzentrat und in weitgehend metallfreie Berge überführt werden. Das PbSO_4 -Konzentrat erfüllt die Bedingungen einer Bleihütte. Die Verwertung der anfallenden Berge hängt davon ab, ob sie keramischen Ansprüchen genügen.

Da das Verwertungspotential der Halde Bergwerkswohlfahrt klein ist, kommt ihr im Rahmen dieser Arbeit nur die exemplarische Bedeutung des grundsätzlichen Nachweises der Sanierbarkeit zu.

II.1.1.7 Zusammenfassung

Mit Haldenmaterial der Aufbereitung der ehemaligen Blei-Zink-Grube Bergwerkswohlfahrt wurden Aufbereitungsversuche zur Entmetallisierung durchgeführt. Mithilfe mineralogischer Untersuchungen konnte nachgewiesen werden, dass die seit Anfang des 20. Jahrhunderts abgelagerte Halde einer so starken Verwitterung ausgesetzt war, dass die vorhandenen Pyrite vollständig in Eisenhydroxide und Karbonate überführt wurden. Die bei einem Pyritgehalt der Halde von ca. 7-8% zu erwartende Sauerwasserbildung ist weitgehend abgeschlossen. Durch die Verwitterung wurden generell die Sulfide des Bleis und des Zinks in Oxide und Karbonate umgewandelt. Die für sulfidische Mineralisationen entwickelten Flotationsreagenzien sind nur bedingt wirksam, so dass auf diesem Wege eine weitgehende Metallabtrennung nicht erreicht werden kann. Um zu zeigen, dass es grundsätzlich möglich ist, Metallfrachten aus Haldenmaterial der historischen Erzaufbereitung abtrennen zu können, wurden zusätzlich Laugeversuche angestellt, bei denen der Bleiinhalt in Form von flotierbarem Bleisulfat ausgefällt wurde. Die angewendete Verfahrenstechnik wird als L-P-F-Verfahren entsprechend Leaching-Precipitation-Flotation bezeichnet.

Unter dem Blickpunkt der Sanierung ist ein Rückbau der Halden durch Aufbereitung zu kostenintensiv und nach Umweltgesichtspunkten nicht perfekt genug. Eine Abdeckung und Sicherung mithilfe von Spundwänden wäre der ökonomisch vertretbar günstigste Rahmen.

II.1.2 Schlackenhalde in der Region um Langelsheim

Sickerlaugung konzentriert sich die Untersuchungen auf die Aufbereitung von Schlacken aus der Kupfermetallurgie. Objekt ist eine Schlackenhalde der Kupfermetallurgie in der Region um Langelsheim.

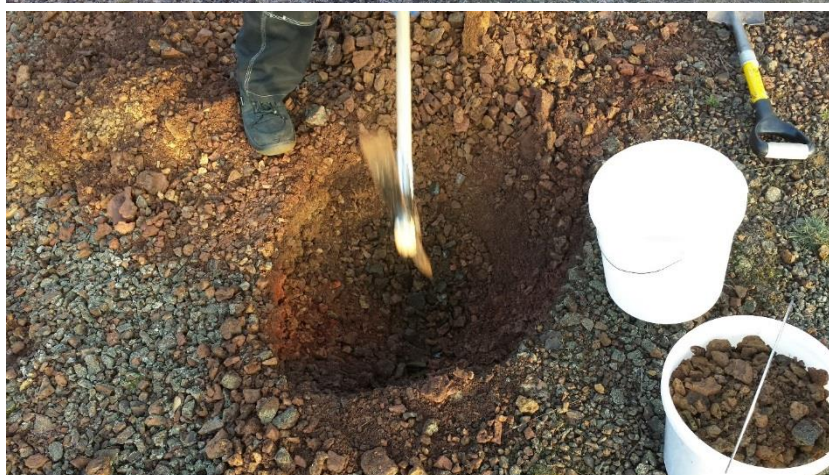
Abbildung 28 a und b zeigen das Objekt bei der Probenahme. Es handelt sich um eine kleine Halde mit einer Gesamtmasse von geschätzt ca. 50.000 Tonnen.

II.1.2.1 Probenahme

Die Proben wurden an unterschiedlichen Stellen genommen, die mit I-1, I-2, I-3, I-4, II-1, II-2, II-3, II-4 und III bezeichnet werden (siehe dazu **Abbildung 28**).



(a)



(b)

Abbildung 28: Fotos von der Probenahme im Bereich der Schlackenhalde Langelsheim
(a) Übersicht, (b) Probenahme

II.1.2.2 Charakterisierung des Haldenmaterials

II.1.2.2.1 Zerkleinern-, Korngrößen- und Siebgehaltsanalysen



Abbildung 29: Fotos bei der Probenzerkleinerung und Siebung des Materials der Schlackenhalde Langelsheim

Das Haldenmaterial wurde im Backenbrecher gebrochen, getrocknet und gesiebt.

Tabelle 21 zeigt die Korngrößenverteilung von Probe II-1, die bis kleiner 5mm zerkleinert wurde.

Tabelle 21: Korngrößenverteilung von zerkleinertem Haldenmaterial Langelsheim von Probenahmepunkt II-1

Korngröße	Massen – Anteil (%)
< 0,5 mm	42,76 %
0,5 – 1,0 mm	17,11 %
1,0 – 2,0 mm	20,40 %
2,0 – 3,0 mm	11,18 %
3,0 – 5,0 mm	8,55 %

Tabelle 22: Korngrößenverteilung von zerkleinertem Haldenmaterial Langelsheim von Probenahmepunkt III

Korngröße	Massen – Anteil (%)
< 0,5 mm	31,00%
0,5 – 1,0 mm	12,95%
1,0 – 2,0 mm	22,36%
2,0 – 3,0 mm	20,74%
3,0 – 5,0 mm	12,95%

II.1.2.2.2 Chemische Analyse

Die chemische Analyse vom Material der genannten Probenahmepunkte zeigt **Tabelle 23**. Bis auf den Zn-Gehalt, der zwischen 13% und 2.5% schwankt, werden ein durchschnittlicher Cu-Gehalt von 0,9%, ein Pb-Gehalt von 3% und ein Fe-Gehalt von ca. 30% angetroffen.

Tabelle 23: Chemische Analyse von Haldenmaterial aller Probenahmepunkte der Halde Langelsheim

Element	%/ppm	I-1	I-2	I-3	I-4	II-1	II-2	II-3	II-4	III
Fe	%	27,78	28,10	32,11	31,32	25,40	27,28	31,49	29,77	31,29
Pb	%	2,38	2,15	1,68	1,80	5,37	3,07	3,10	4,08	2,77
Zn	%	13,14	12,12	13,57	12,59	2,49	7,00	8,46	6,90	9,54
Cu	%	0,92	1,03	0,99	1,33	0,32	0,66	0,94	0,72	0,87
Mn	%	0,88	0,72	0,83	0,80	0,45	1,34	1,58	1,42	1,62
Co	ppm	496	551	619	627	101	236	303	293	322
Ni	ppm	103	45	63	76	40	88	54	44	50
Si	%	11,24	11,40							
Al	%	2,21	2,08							
S	%	2,17	2,32							
Ba	%	1,40	1,19							
Ca	%	0,92	0,98							
K	%	0,62	0,65							
Mg	%	0,46	0,41							
P	ppm	1366	1368							
Ti	ppm	1158	1131							
Na	ppm	457	509							
As	ppm	191	222							
Cr	ppm	173	95							
Sn	ppm	114	122							
Sb	ppm	103	107							
Sr	ppm	47	49							
Mo	ppm	31	23							
V	ppm	20	19							
Cd	ppm	10	8							
Y	ppm	7	6							

Die chemische Analyse(siehe dazu **Tabelle 24**) des zerkleinerten und gesiebten Haldenmaterials von Probenahmepunkt III zeigt große Unterschiede im Fe-, Pb-, Zn-, Cu- und Mn-Gehalt zwischen $\leq 0,5\text{mm}$ und $\geq 0,5\text{mm}$.

Tabelle 24: Chemische Analyse von Haldenmaterial des Probenahmepunktes III, nach Siebung

Elemente	%/ppm	III	III <0,5mm	III 0,5-5mm
Fe	%	31,29	31,39	31,25
Pb	%	2,77	3,05	2,63
Zn	%	9,54	8,70	9,92
Cu	%	0,87	0,97	0,82
Mn	%	1,62	1,36	1,73
Al	%	1,38	1,30	1,41
Ca	%	2,27%	1,94	2,43
Mg	%	0,44	0,41	0,45
Co	ppm	322	304	331
Cr	ppm	80	286	<20
Ni	ppm	50	182	<20

II.1.2.2.3 Röntgenographische Analyse

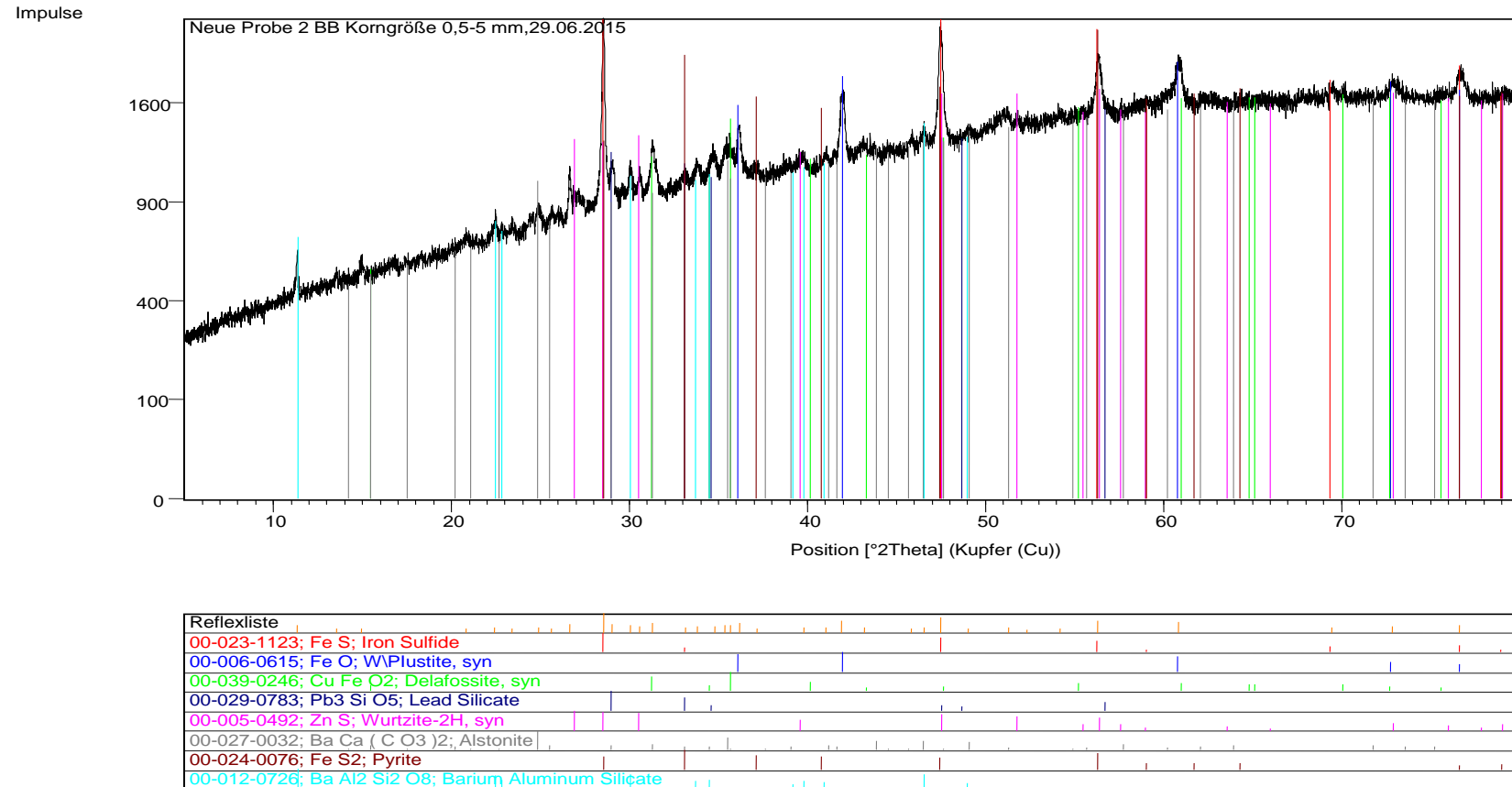
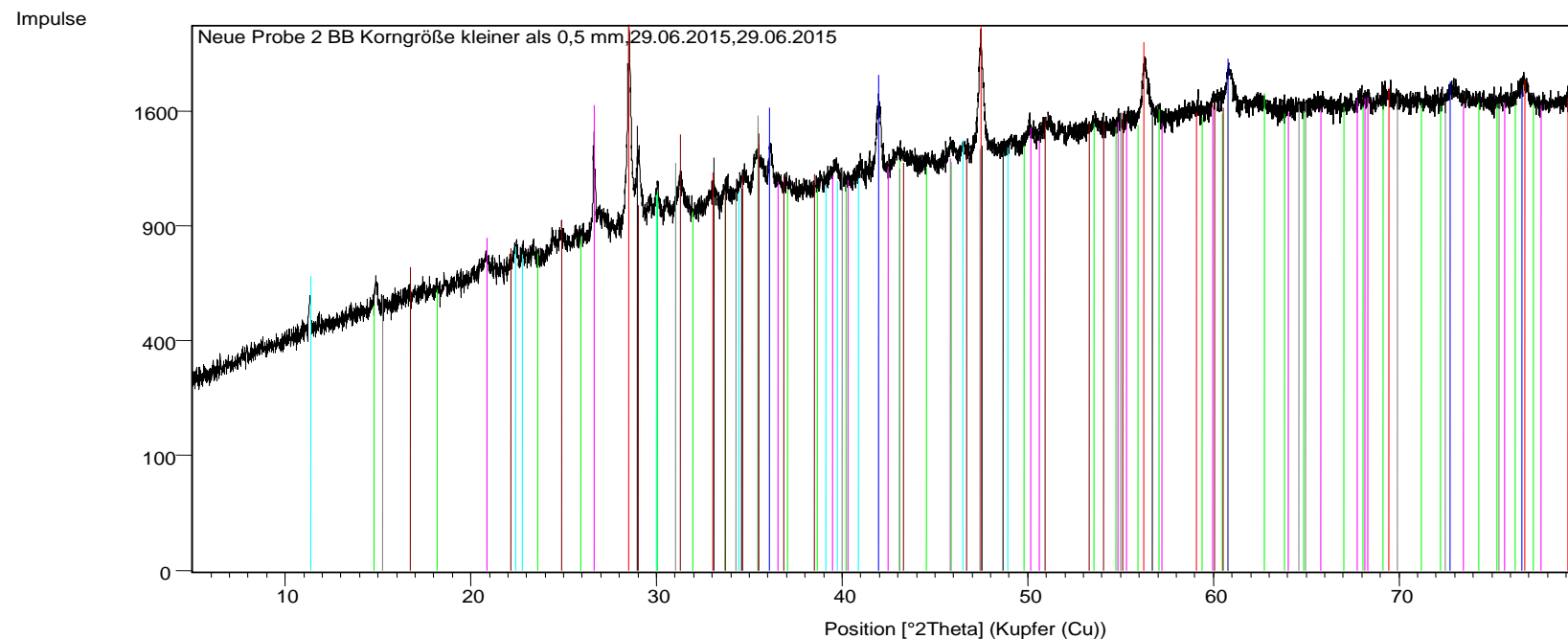


Abbildung 30: Röntgendiffraktometraufnahme des Haldenmaterials Langelsheim , 0,5-5mm



Reflexliste
00-005-0566; Zn S; blende
00-006-0615; Fe O; Wüstite, syn
00-029-0783; Pb3 Si O5; Lead Silicate
00-012-0726; Ba Al2 Si2 O8; Barium Aluminum Silicate
00-033-1161; Si O2; silica
00-039-1346; Fe2 O3; Maghemite-ITCRG, syn
00-039-0246; Cu Fe O2; Delafossite, syn
00-012-0220; (Fe , Mn)2 Si O4; Fayalite, manganese

Abbildung 31: Röntgendiffraktometraufnahme des Haldenmaterials Langelsheim , < 0,5mm

II.1.2.3 Aufbereitungsversuche

Da bei Schlacken mechanische Aufbereitungsversuche ausscheiden, standen hydrometallurgische Untersuchungen im Mittelpunkt. Über Rührlaugungsversuche wurde das Laugeverhalten überprüft. Als Sanierungsmaßnahme ist die Sickerlaugung von besonderem Interesse.

II.1.2.3.1 Rührlaugungsversuche

Für die Rührlaugungsversuche wurde die Schlacke gemahlen. Dazu wurden Scheibenschwingmühle und eine Exzentrerschwingmühle eingesetzt. Die Mahlung in der Exzentrerschwingmühle wurde im Mahlgefäß einer Betriebsschwingmühle vom Typ 656-0.5KS durchgeführt. Folgende Parameter wurden eingehalten:

- Drehzahl : 960min⁻¹
- Mahlkugelgröße : 30mm
- Mahlkugelfüllung : 80%
- Amplitude : 12mm

Die Daten der Mahlversuche werden in der **Tabelle 25** angegeben.

Tabelle 25: Daten zu den Mahlversuchen des Haldenmaterials Langelsheim

Mahlversuche			
Mahlbehältergröße	Mahlversuche Nr.	Probemasse (g)	Mahldauer (min)
Scheibenschwingmühle	V0	100g	2 min
Betriebsschwingmühle ESM-656-0,5KS	V1	200g	60min
	V2	200g	120min

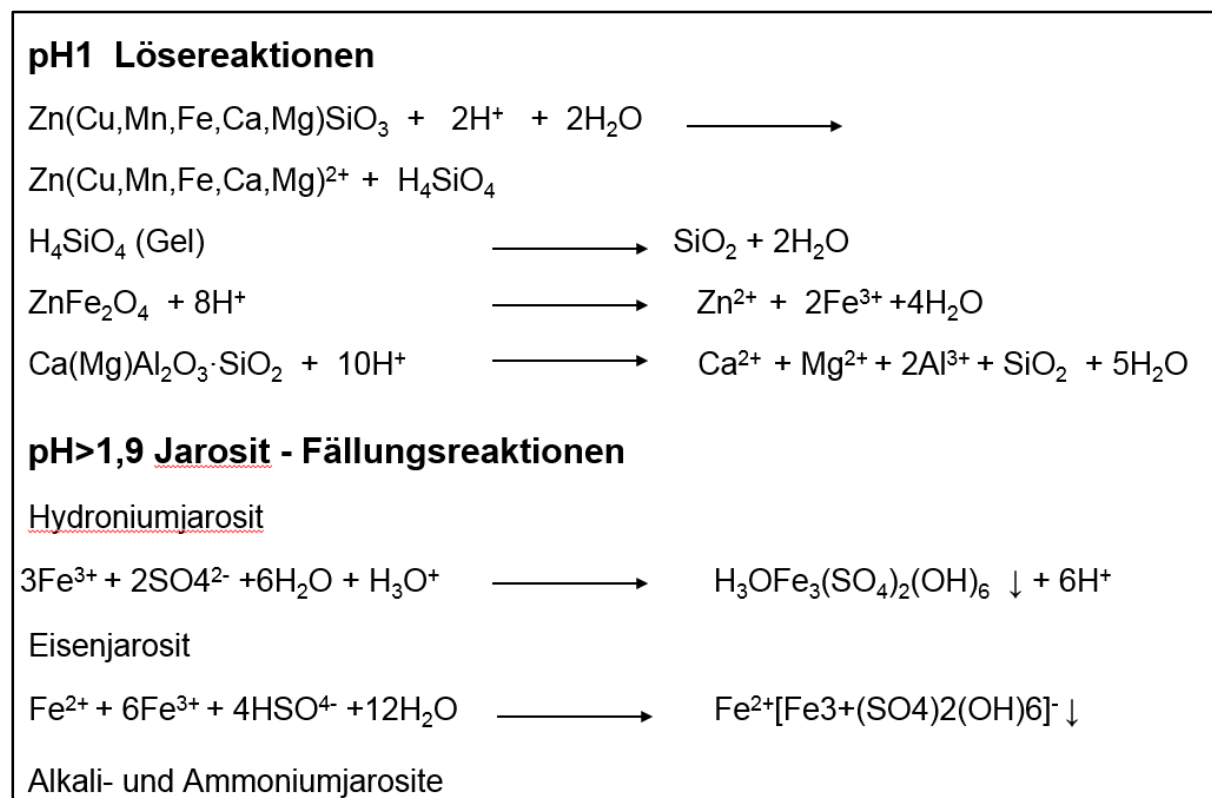
Gemahlenes Haldenmaterial aus Langelsheim wurde mit H₂SO₄-Lösung als Funktion der Temperatur, der Laugedauer und der Feststoffkonzentration gelaugt. Alle Laugeergebnisse werden in **Tabelle A 3** zusammengestellt.

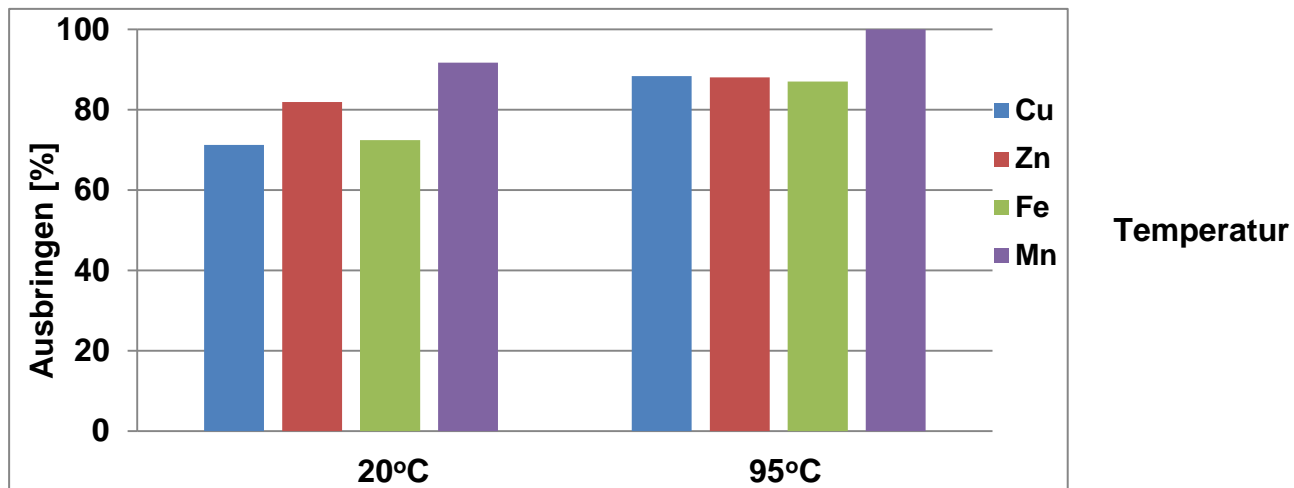
Reaktionskinetik bei den Rührlaugungsversuchen

Mit Hilfe der Rührversuche mit H_2SO_4 wurden die Löse- und Fällungsreaktionen ermittelt. **Tabelle 26** zeigt die Lösereaktionen bei pH 1 und die Fällungsreaktionen bei $\text{pH} > 1,9$. Grundsätzlich hat sich ergeben, dass die Schlacken aufbereitbar sind. Beispielhaft weist **Abbildung 32** die markantesten reaktionskinetischen Daten bei der Rührlaugung von Schlackenmaterial nach. Interessant ist, dass das Laugeausbringen auch bei Temperaturen von 20°C relativ hoch ist.

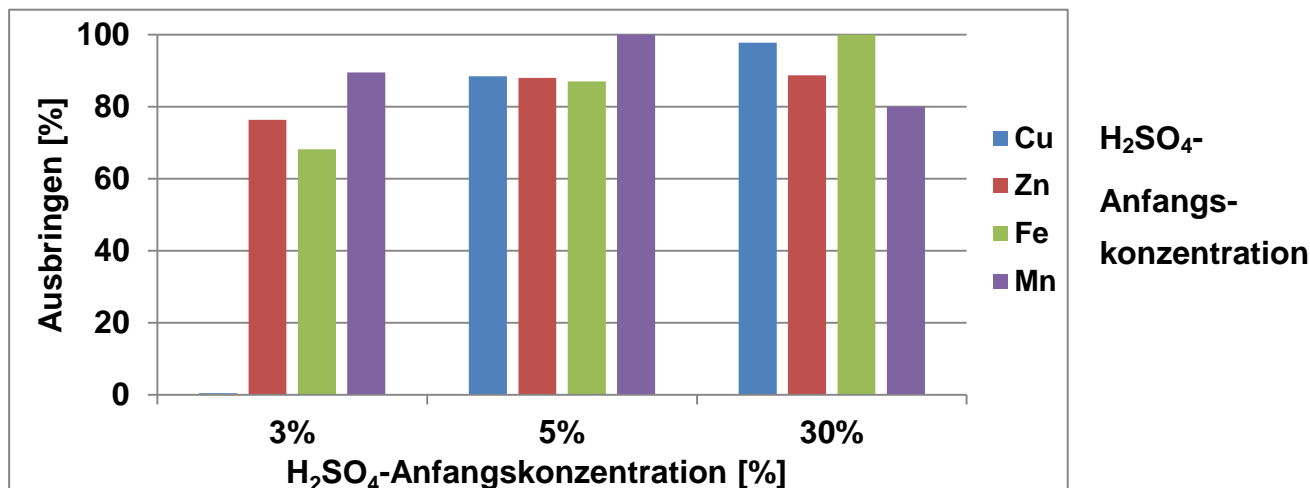
Damit sind die Voraussetzungen für die Anwendung der Sickerlaugung für das Schlackenmaterial gegeben.

Tabelle 26: Vermutete Löse- und Fällungsreaktionen bei der Laugung von Schlacken aus Langelsheim mit verdünnter H_2SO_4

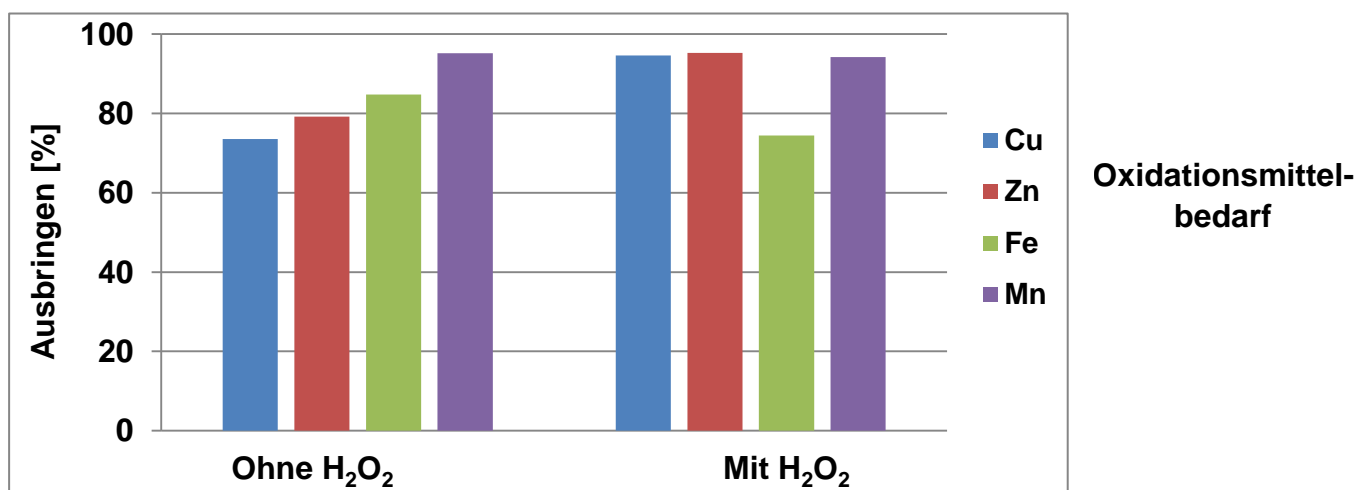




ESM 2h aktiviert, 50g/L, 5% H₂SO₄, 90min



ESM 2h aktiviert, 50g/L, 95°C, 90min



ESM 2h aktiviert, 50g/L, 5% H₂SO₄, 20°C, 90min

Abbildung 32: Reaktionskinetische Daten bei der Rührlaugung von Haldenmaterial aus Langelsheim mit H₂SO₄

II.1.2.3.2 Sickerlaugeversuche

Die weiterführenden Untersuchungen konzentrierten sich auf die Sickerlaugung im Perkolator. Die Sickerlaugeversuche des Haldematerials sind exemplarische Versuche für die Haufenlaugung (heap leaching), im Falle einer ökonomisch vertretbaren Entmetallisierung.

Die Korngrößenverteilung des Haldematerials, die Konzentration des Lösungsmittels und die Dosiergeschwindigkeit sind die Schlüsselfaktoren für Perkolatoruntersuchungen.

II.1.2.3.2.1 Einflussparameter bei der Sickerlaugung aus der Literatur

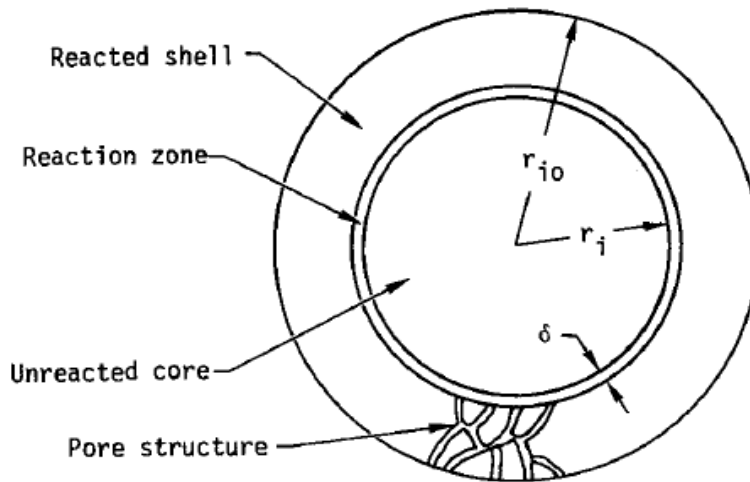
Einfluss der Korngrößenverteilung

Die Korngrößenverteilung hat signifikanten Einfluss auf das Metallausbringen, die Auslaugungsgeschwindigkeit und die Durchlässigkeit.

In **Abbildung 33** werden die Reaktionszonen an einem Einzelkorn bei der Perkolationslaugung dargestellt. Das Lösungsmittel schafft sich bei langandauernder Laugung Kanälchen in Richtung auf das Partikelzentrum und bevorzugt Schwachstellen im Partikel. Je größer die Partikel ist, desto länger dauert diese Kanalbildung. Deswegen können kleinere Partikeln schneller als größere Partikeln mit dem Lösungsmittel reagieren.

Wie aus **Abbildung 33** hervorgeht, ist ein 100%iges Metall-Ausbringen im Allgemein schwer erreichbar, weil häufig ein unreaktierter Kern übrig bleibt. Kontakte zwischen Material und Lösungsmittel können durch Zerkleinerung des Materials verbessert werden, so dass Metallausbringen entsprechend größer wird.

Wie beim Einfluss der Korngrößenverteilung beschrieben, können kleinere Partikeln schneller mit Lösungsmittel reagieren. Die kleinen Partikeln behindern aber die Bewegung des Lösungsmittels (siehe dazu **Abbildung 34**), und führen zu Verstopfungen.



r_{i0} = Partikeldurchmesser, r_i = unreaktierter Kern, δ = Dicke der Reaktionszone

Abbildung 33: Reaktionszonen bei der Perkolationslaugung eines Einzelkorns[22]

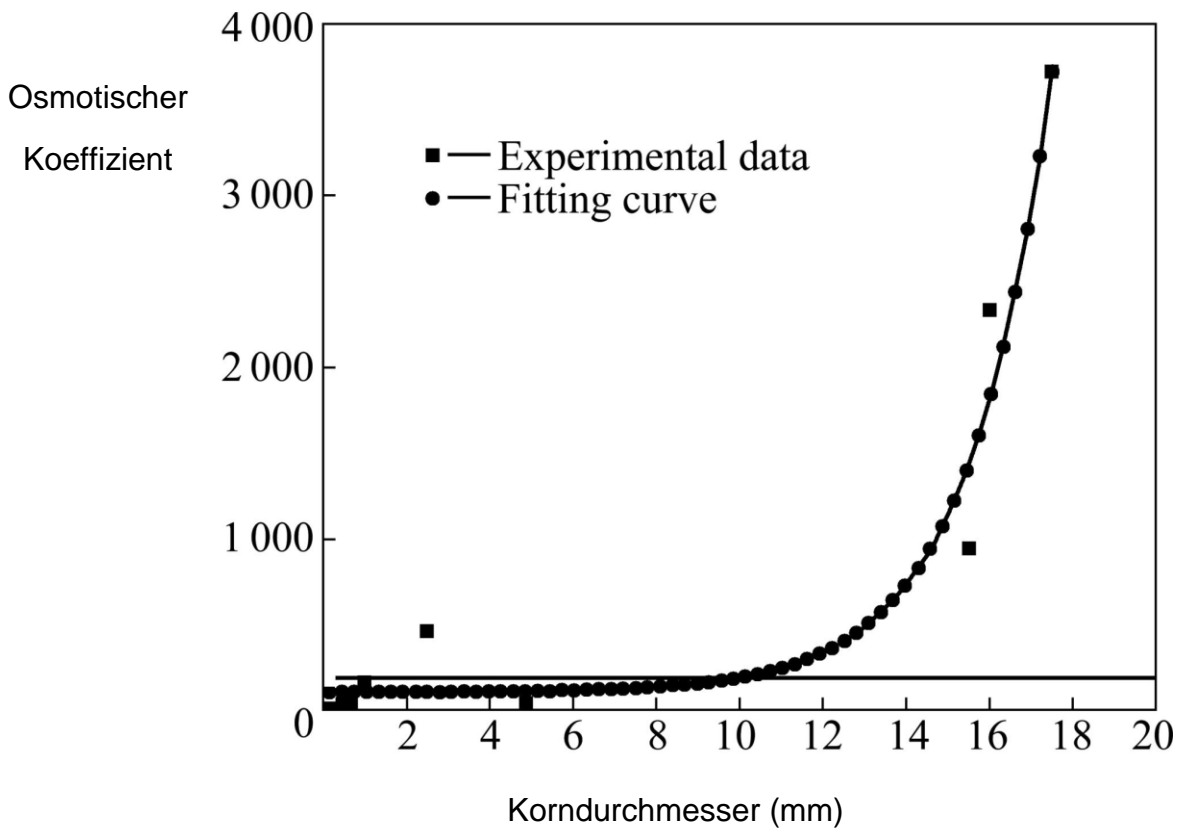


Abbildung 34: Beziehung zwischen Osmotischem Koeffizienten und Korndurchmesser [23]

Einfluss der Dosiergeschwindigkeit des Lösungsmittels

In **Abbildung 35** wird die Fließtendenz der Lösung im Perkolator dargestellt. Mit hoher Dosiergeschwindigkeit bewegt sich die Lösung bevorzugt zwischen grobem Material und zwischen feinem Material mit niedriger Geschwindigkeit. **Abbildung 36** zeigt eine schematische Darstellung von einer Haufenlaugung, wobei das Material nach Korngröße getrennt geschichtet ist, und mit unterschiedlicher Dosiergeschwindigkeit behandelt wird.

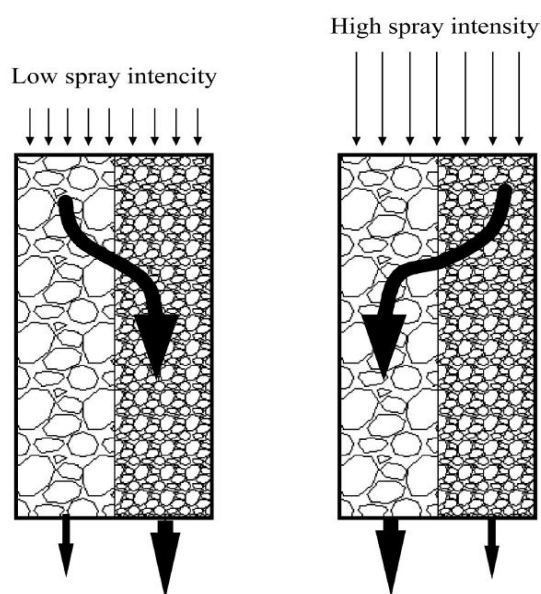


Abbildung 35: Schematic diagrams of preferential flow in coarse and fine particles[23]

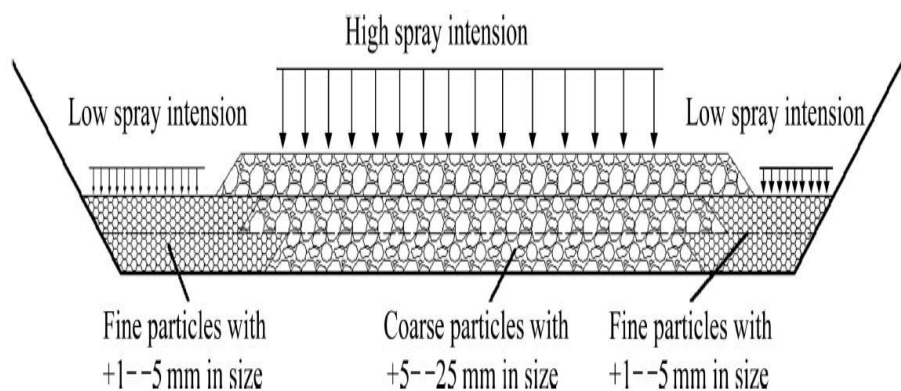


Abbildung 36: schematic diagram of classification heap and partition liquid arrangement[23]

II.1.2.3.2.2 Vorversuche zur Sickerlaugung

Abbildung 37 a und b zeigen die schematische Darstellung [24] und ein Foto des verwendeten Perkolators. Er besteht aus einer Säule mit Filterschicht, einer Dosierpumpe, einem Tankbehälter und einem Sammelbehälter. Das Haldenmaterial wurde im Backenbrecher gebrochen, dann getrocknet, gesiebt und in die Säule eingebracht. Das Lösungsmittel wurde mit Hilfe der Dosierpumpe aus dem Tankbehälter der Säule aufgegeben und im Sammelbehälter zurückgewonnen.

Der Durchmesser der Säule betrug 14 cm, entsprechend einer Querschnittsfläche von $0,0154\text{m}^2$. Die Dosiergeschwindigkeit der Pumpe wurde auf max. bis 1 L/h eingestellt, das entspricht ca. $65\text{L}/(\text{m}^2\cdot\text{h})$.

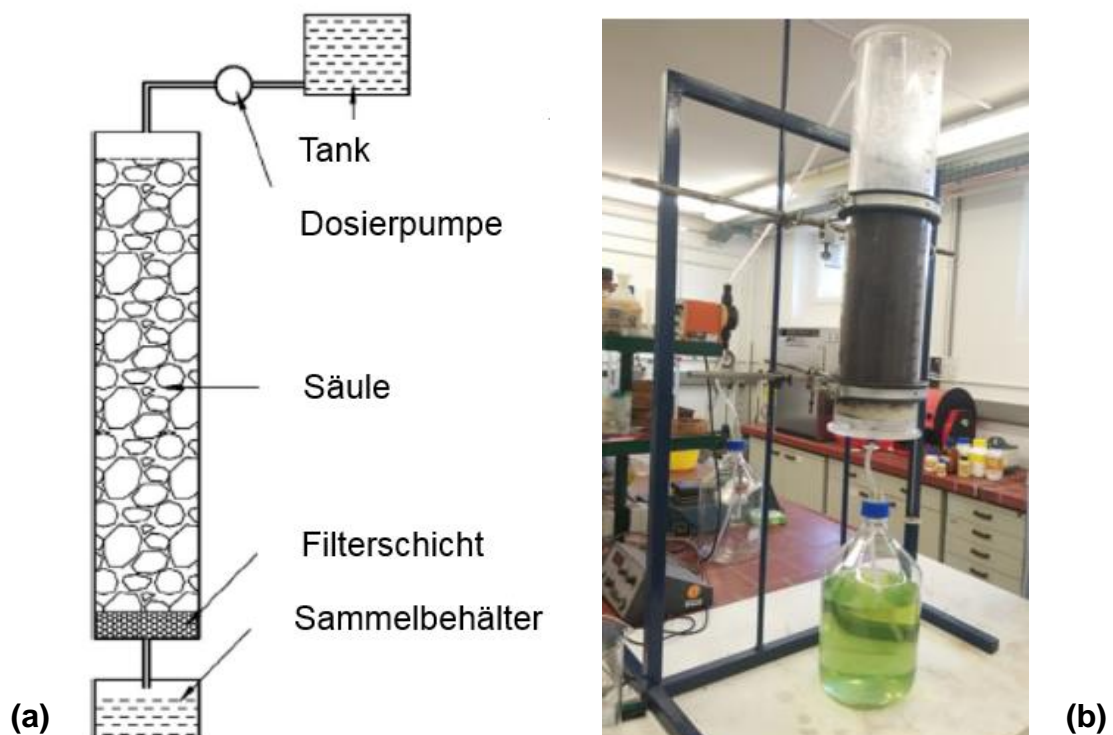


Abbildung 37: Schematische Darstellung [24] und Foto des Perkolators

Im **1. Vorversuch** zur Sickerlaugung wurden 10kg Material kleiner 5,0 mm vom Probenahmepunkt II-1 in der Säule mit 5%iger H_2SO_4 gelaugt. Die Korngrößenverteilung dieses Haldenmaterials(siehe dazu **Tabelle 21**), war 42,76% kleiner als 0,5 mm, 17,11% zwischen 0,5-1,0 mm, 20,40% zwischen 1,0-2,0 mm, 11,18% zwischen 2,0-3,0 mm, und der Massenanteil zwischen 3,0-5,0 mm betrug 8,55%. **Tabelle 23** zeigt die chemische Analyse dieses Haldenmaterials; der Fe-Gehalt war 25,40%, der Pb-Gehalt 5,37%, der Zn-Gehalt 2,49%, der Cu-Gehalt 0,32% und der Mn-Gehalt 0,45%.

Es wurden insgesamt 60 L 5%ige H_2SO_4 in 30 Tagen in die Säule dosiert. Täglich wurde 2L 5%ige H_2SO_4 in ca.7 Stunden der Säule aufgegeben. Die Dosierengeschwindigkeit war möglichst maximal in Anbetracht der Durchlässigkeit der Säule, an den ersten 6 Tagen 0,33L/h, entsprechend ca. 21 L/h/m²; und in den letzten 24 Tagen wurden 0,29L/h dosiert.

Vom Eluat wurden täglich pH-Wert, Leitfähigkeit und Metall-Gehalte(Fe, Zn, Cu, Mn) analysiert. Die Ergebnisse werden in **Tabelle 27** dargestellt.

Abbildung 38 zeigt die gerechnete gesamte Metall-Mobilisationsrate in Abhängigkeit von der Laugedauer. Die Mobilisationsrate für Fe erreichte nach 30 Tagen 51,60%, für Zn 65,04%, für Cu 52,36% und für Mn 87,77%. **Abbildung 39** faßt die tägliche chemische Analyse des Eluats zusammen. In **Abbildung 40** sind die pH-Werte und Leitfähigkeiten angegeben.

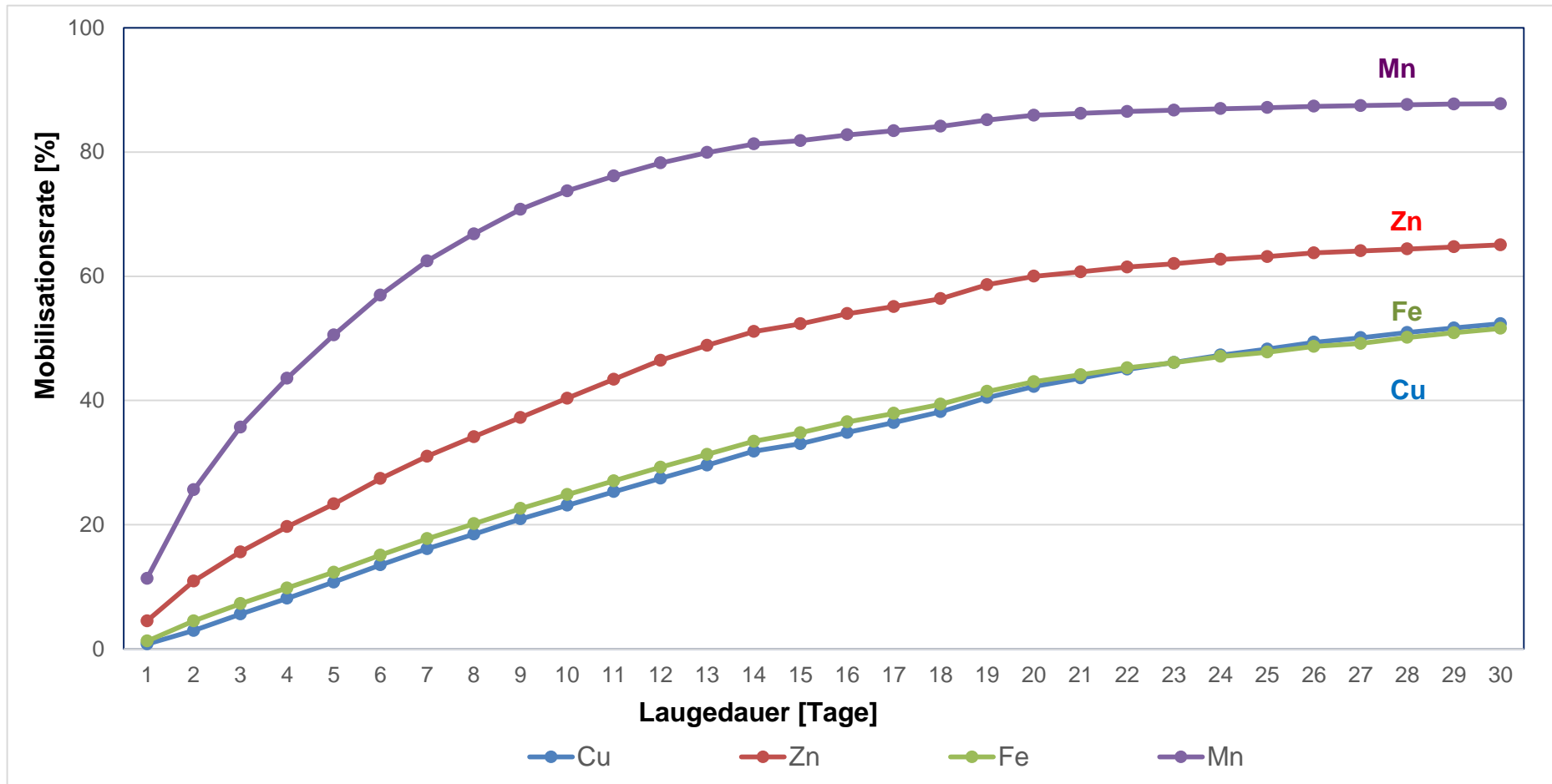


Abbildung 38: Mobilisationsrate beim 1. Vorversuch zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

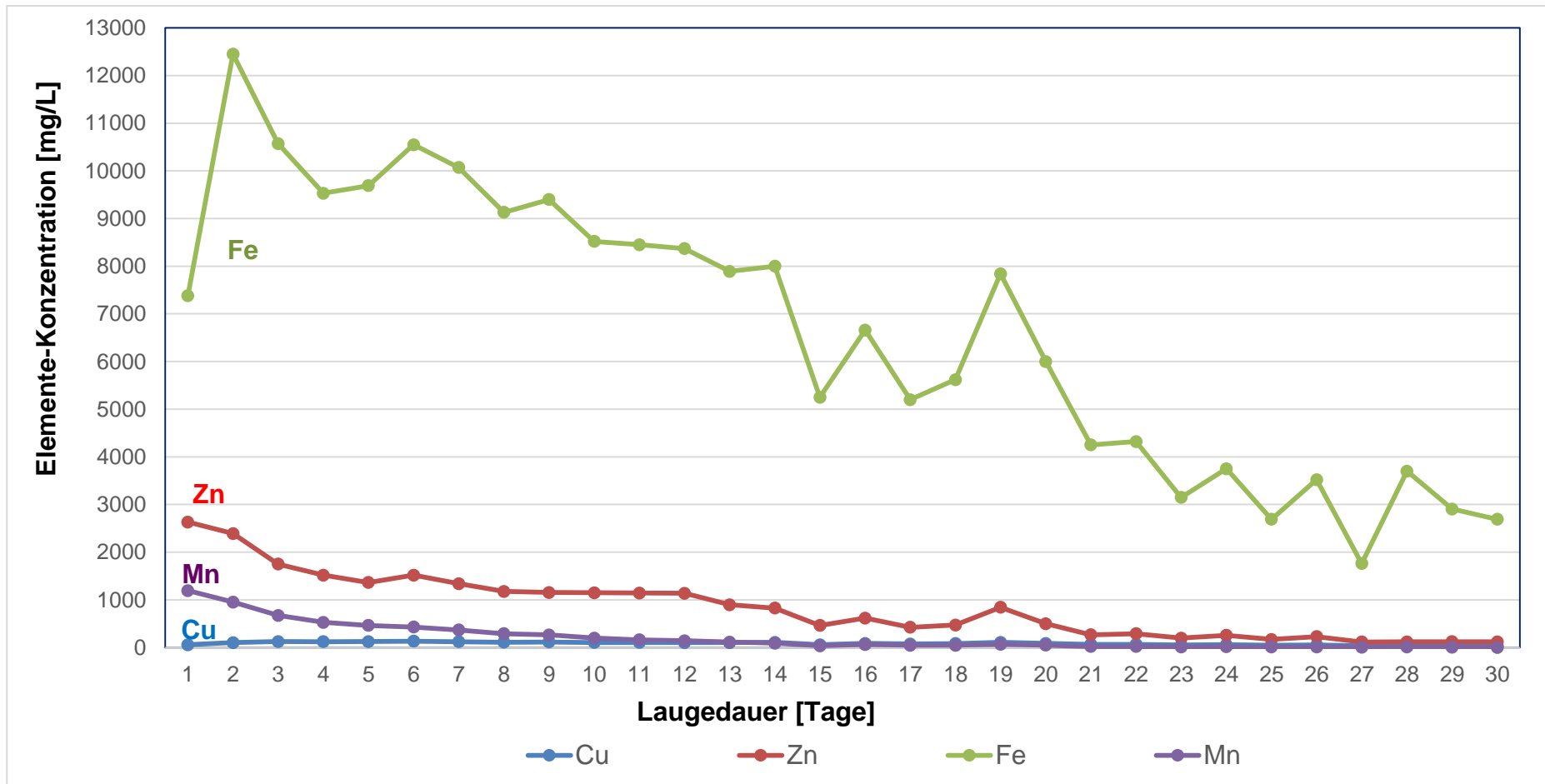


Abbildung 39: Elemente-Konzentration beim 1. Vorversuch zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

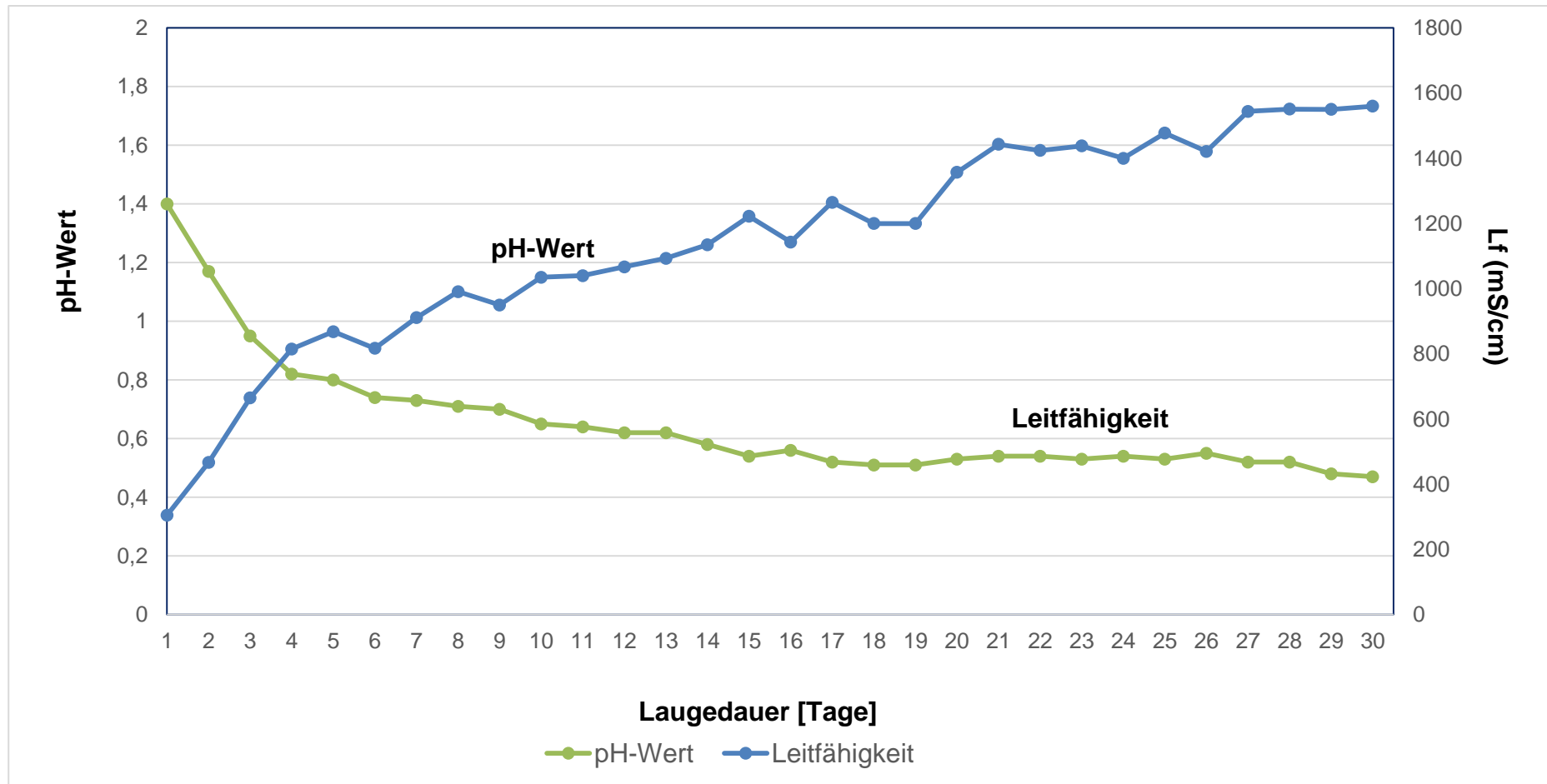


Abbildung 40: pH-Wert und Leitfähigkeit beim 1. Vorversuch zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

Tabelle 27: Ergebnisse beim 1. Vorversuch zur Sickerlaugung

Probe Nr.	Volumen 5% H ₂ SO ₄ (L)		Element-Konzen. (mg/L)				Σ Element- Mobilisationsrate (%)				pH	Lf (mS/ cm)	Pump- geschwin- digkeit (L/h)
	ein	aus	Cu	Zn	Fe	Mn	Cu	Zn	Fe	Mn			
1.	3L	2L	58	263 1	7381	119 2	0,78	4,48	1,23	11,3 4	1,4 0	305	0,33
2.	2 L	2 L	10 3	239 2	1245 0	952	2,94	10,9 0	4,50	25,6 0	1,1 7	467	0,33
3.	2 L	2 L	12 5	174 9	1057 0	673	5,57	15,5 9	7,27	35,6 8	0,9 5	665	0,33
4.	2 L	2 L	12 1	151 7	9530	527	8,12	19,6 6	9,77	43,5 8	0,8 2	815	0,33
5.	2 L	2 L	12 4	136 5	9690	463	10,7 3	23,3 3	12,3 2	50,5 2	0,8 0	868	0,33
6.	2 L	2 L	13 2	151 9	1055 0	430	13,5 1	27,4 0	15,0 8	56,9 6	0,7 4	817	0,33
7.	2 L	2 L	12 3	133 9	1007 0	367	16,1 0	31,0 0	17,7 3	62,4 6	0,7 3	911	0,29
8.	2 L	2 L	11 2	117 7	9130	291	18,4 6	34,1 5	20,1 2	66,8 2	0,7 1	991	0,29
9.	2 L	2 L	11 6	115 5	9400	264	20,9 0	37,2 5	22,5 9	70,7 7	0,7 0	950	0,29
10.	2 L	2 L	10 5	114 9	8520	198	23,1 1	40,3 4	24,8 3	73,7 4	0,6 5	1035	0,29
11.	2 L	2 L	10 4	114 2	8450	160	25,3 0	43,4 0	27,0 4	76,1 3	0,6 4	1040	0,29
12.	2 L	2 L	10 2	113 8	8370	140	27,4 5	46,4 5	29,2 4	78,2 3	0,6 2	1067	0,29
13.	2 L	2 L	10 1	897	7890	113	29,5 7	48,8 6	31,3 1	79,9 2	0,6 2	1093	0,29
14.	2 L	2 L	10 7	827	8000	91	31,8 3	51,0 8	33,4 1	81,2 9	0,5 8	1135	0,29
15.	2 L	2 L	57	463	5250	36	33,0 3	52,3 2	34,7 9	81,8 3	0,5 4	1222	0,29
16.	2 L	2 L	86	616	6660	62	34,8 4	53,9 7	36,5 4	82,7 6	0,5 6	1143	0,29
17.	2 L	2 L	75	424	5200	45	36,4 2	55,1 1	37,9 0	83,4 3	0,5 2	1265	0,29
18.	2 L	2 L	83	471	5620	47	38,1 7	56,3 8	39,3 8	84,1 3	0,5 1	1200	0,29
19	2 L	2 L	10 8	843	7840	69	40,4 4	58,6 4	41,4 3	85,1 7	0,5 1	1200	0,29
20	2 L	2 L	85	500	6000	50	42,2 3	59,9 8	43,0 1	85,9 2	0,5 3	1357	0,29
21	2 L	2 L	65	266	4250	20	43,6	60,6	44,1	86,2	0,5	1443	0,29

Abschlussbericht ROBEHA

							0	9	2	2	4		
22	2 L	2 L	67	291	4320	21	45,0 1	61,4 7	45,2 6	86,5 3	0,5 4	1424	0,29
23	2 L	2 L	52	198	3150	14	46,1 0	62,0 0	46,0 8	86,7 4	0,5 3	1438	0,29
24	2 L	2 L	57	256	3750	16	47,3 0	62,6 9	47,0 7	86,9 8	0,5 4	1400	0,29
25	2 L	2 L	45	169	2690	11	48,2 5	63,1 5	47,7 7	87,1 4	0,5 3	1477	0,29
26	2 L	2 L	53	229	3520	14	49,3 7	63,7 6	48,7 0	87,3 5	0,5 5	1421	0,29
27	2 L	2 L	34	116	1760	8	50,0 8	64,0 7	49,1 6	87,4 7	0,5 2	1544	0,29
28	2 L	2 L	40	120	3700	10	50,9 2	64,3 9	50,1 3	87,6 2	0,5 2	1551	0,29
29	2 L	2 L	35	122	2905	8	51,6 6	64,7 2	50,8 9	87,7 4	0,4 8	1550	0,29
30	2 L	2 L	33	119	2690	2	52,3 6	65,0 4	51,6 0	87,7 7	0,4 7	1560	0,29
Mischung			84	840	6644	210	52,3 6	65,0 4	51,6 0	87,7 7	0,6 2	1213	--

Tabelle 28: Ergebnisse des Kreislaufs beim 1. Vorversuch zur Sickerlaugung

Probe. Nr.	Volumen 1.Sickereluat (L)		Element-Konzen. (mg/L)				Σ Element- Mobilisationsrate (%)				pH	Lf (mS/ cm)	Pump- geschwin- digkeit (L/h)
	ein	aus	Cu	Zn	Fe	Mn	Cu	Zn	Fe	Mn			
Bevor	--	--	67	353	5000	28	52,36	65,04	51,60	87,77	0,53	1305	--
1.	5 L	5 L	177	1047	10960	39	58,14	69,69	55,51	88,19	0,88	721	0,29
2.	5 L	5 L	77	404	6520	32	58,67	70,04	56,51	88,34	0,75	1125	0,29
3.	5 L	5 L	74	376	6090	30	59,04	70,19	57,22	88,41	0,70	1157	0,29
4.	5 L	5 L	74	372	5920	31	59,41	70,32	57,83	88,52	0,70	1140	0,29
5.	5 L	5 L	81	397	6910	33	60,14	70,61	59,08	88,71	0,69	1097	0,29
6.	5 L	5 L	77	380	6080	30	60,67	70,79	59,79	88,79	0,69	1138	0,29
Nach	--	--	93	496	7080	32	60,67	70,79	59,79	88,79	0,71	1150	--

Es wurden 30 L Eluat der letzten 15 Laugetage gemischt und noch einmal der gleichen Säule zudosiert, um die weitere Aufbereitbarkeit des Haldenmaterials und die weitere Nutzbarkeit des Eluates unter diesen Bedingungen zu überprüfen.

Wie aus **Tabelle 28** hervorgeht, ergab sich kein signifikanter Unterschied der Mobilisationsraten für Cu und Mn, aber für Zn bzw. Fe erhöhte sich die Mobilisationsrate um 5 bzw. 8%.

Im **2. Vorversuch** der Sickerlaugung wurde 10kg auf 0,5-5,0 mm zerkleinertes und gesiebttes Haldenmaterial aus Langelsheim vom Probenahmepunkt III mit 5%iger H_2SO_4 gelaugt(Korngrößenverteilung siehe dazu Tabelle 22). Das Material kleiner als 0,5 mm wurde entfernt. **Tabelle 29** zeigt die Korngrößenverteilung des Augabematerials nach dem Sieben; 18,77% Material war zwischen 0,5-1,0 mm, 32,41% zwischen 1,0-2,0 mm, 30,05% zwischen 2,0-3,0 mm, und der Massenanteil zwischen 3,0-5,0 betrug 18,77%.

ist die chemische Analyse dieses Haldenmaterials angegeben; der Fe-Gehalt war 31,25%, der Pb-Gehalt 2,63%, der Zn-Gehalt 9,92%, der Cu-Gehalt 0,82%, und Mn-Gehalt 1,73%.

Die Pumpegeschwindigkeit betrug 0,45L/h bei einer Querschnittsfläche der Säule von 0,0154 m² entsprechendes ca. 30 L/h/m². Das Lösungsmittel konnte gut durch das Haldenmaterial fließen und es gab keine Verstopfungen. Das Gesamtvolumen des Lösungsmittels, das durch 10kg Haldenmaterial gelaufen war, betrug 200L. Das Massenverhältnis von Haldenmaterial : Schwefelsäure(konz.) war 1:1.

Vom Lösungsmittel wurden täglich 5L dosiert, es nahm 16,7 Stunden pro Tag und insgesamt 40 Tage in Anspruch. Das Eluat wurde alle 2 Tage (je 10L) gemessen. Die Ergebnisse der Sickerlaugung sind in **Abbildung 41, 42 und 43** dargestellt. Die Daten dazu enthält **Tabelle 30**.

Tabelle 29: Korngrößenverteilung des 2. Vorversuchs zur Sickerlaugung (Probenahmepunkt III)

Korngröße	Massen – Anteil (%)
0,5 – 1,0 mm	18,77 %
1,0 – 2,0 mm	32,41 %
2,0 – 3,0 mm	30,05 %
3,0 – 5,0 mm	18,77 %

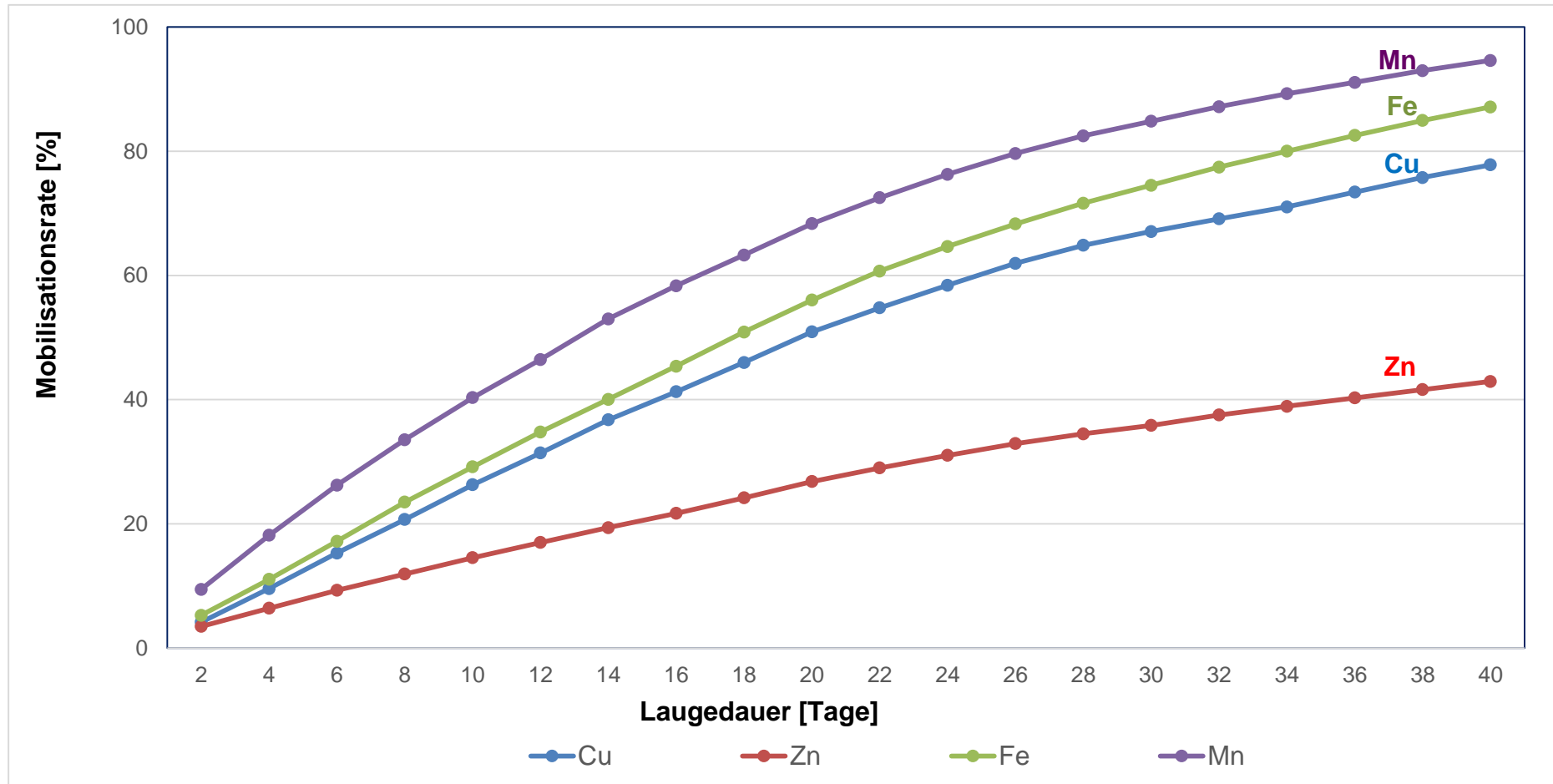


Abbildung 41: Mobilisationsrate des 2. Vorversuchs der Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

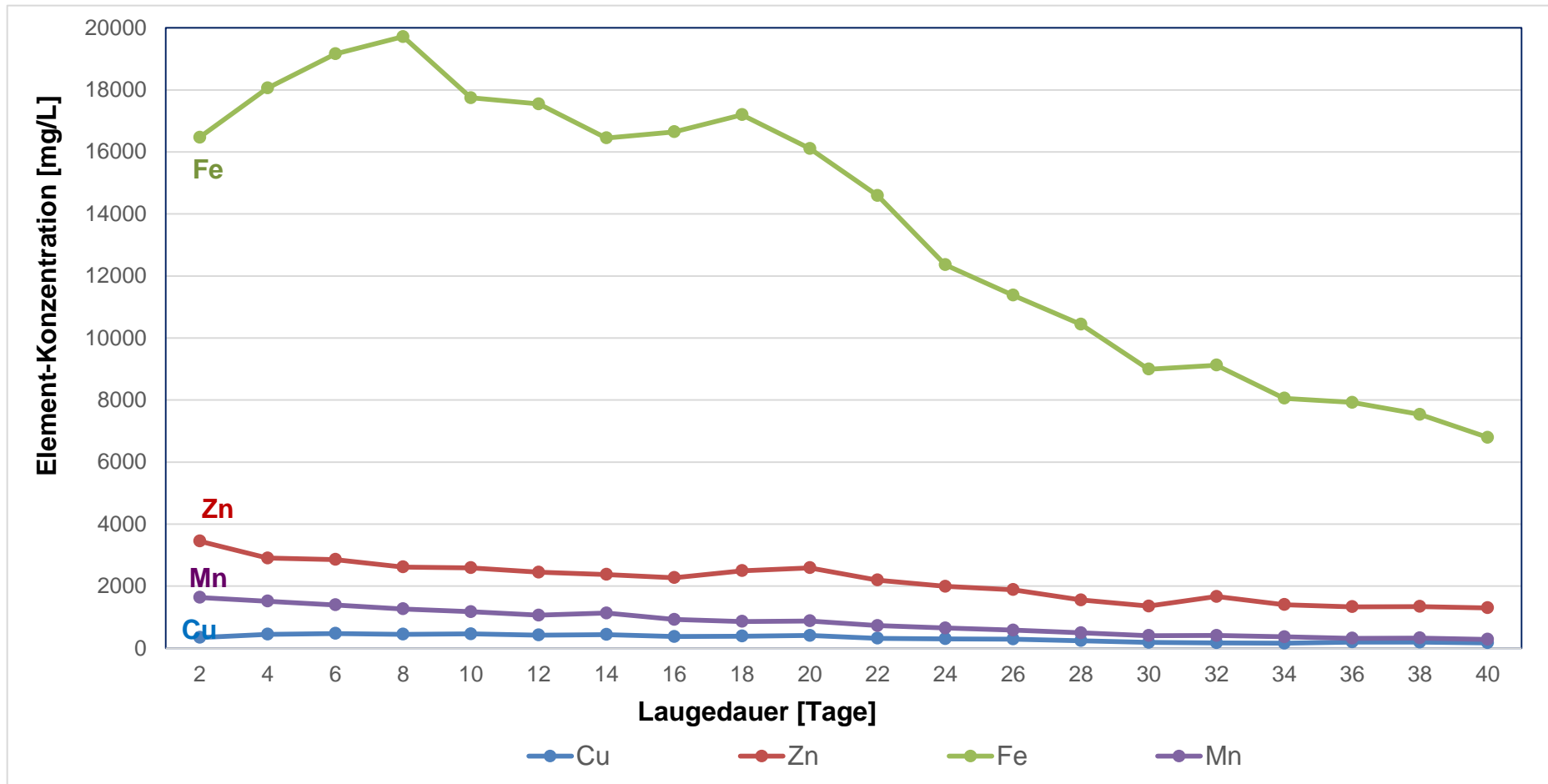


Abbildung 42: Element-Konzentration des 2. Vorversuchs der Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

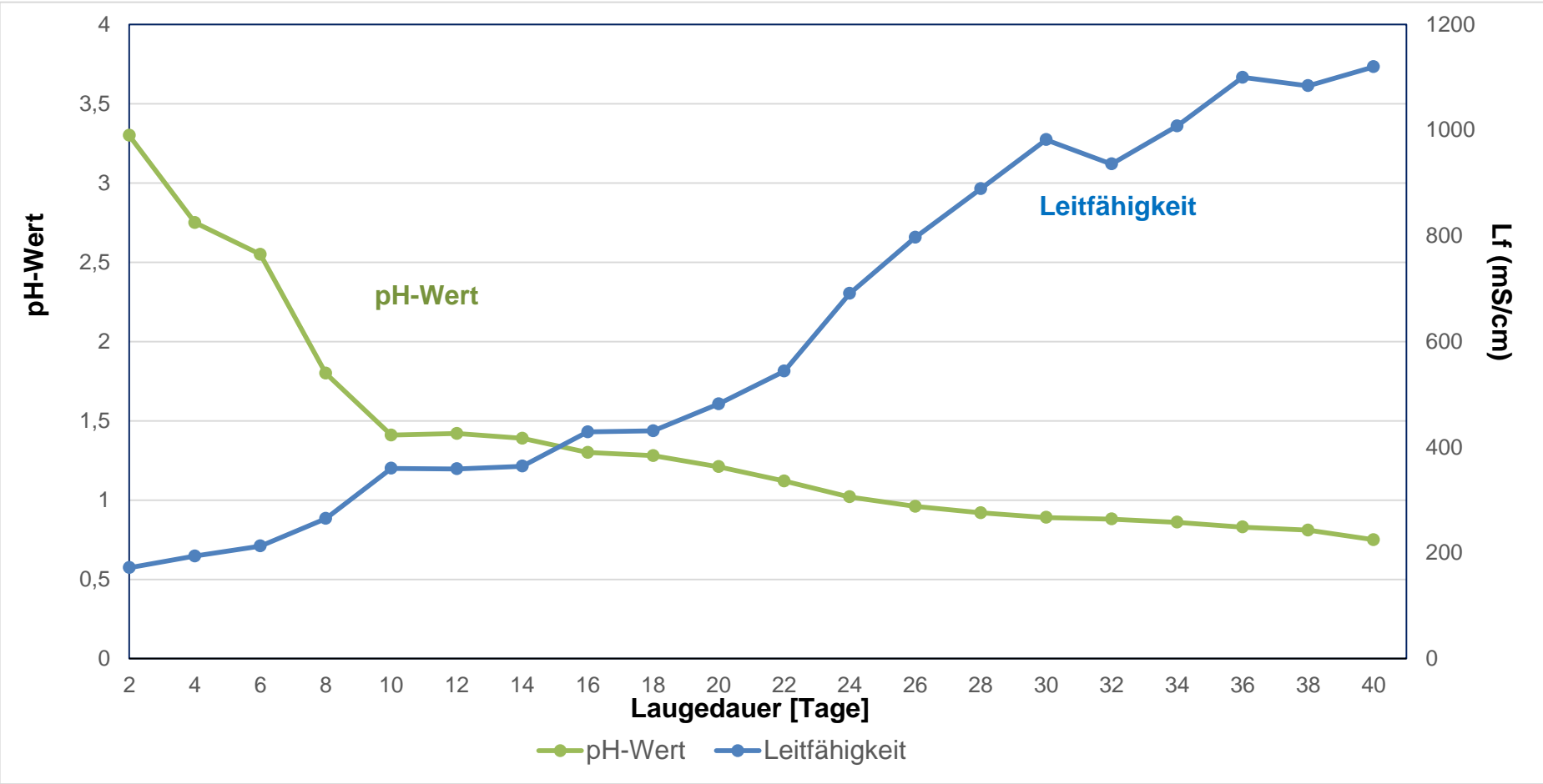


Abbildung 43: pH-Wert und Leitfähigkeit beim 2. Vorversuch der Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

Tabelle 30: Ergebnisse zum 2. Vorversuch der Sickerlaugung

Probe. Nr.	Volumen 5% H ₂ SO ₄ (L)		Element-Konzen. (mg/L)				Σ Element-Ausbringen (%)				pH	Lf (mS /cm)	Pump- geschwin- digkeit (L/h)
	ein	aus	Cu	Zn	Fe	Mn	Cu	Zn	Fe	Mn			
1.	10 L	10 L	343	3451	16472	1632	4,17	3,48	5,27	9,43	3,30	172	0,45
2.	10 L	10 L	444	2902	18058	1511	9,57	6,40	11,05	18,16	2,75	194	0,45
3.	10 L	10 L	471	2858	19159	1394	15,29	9,28	17,18	26,22	2,55	213	0,45
4.	10 L	10 L	444	2617	19717	1264	20,69	11,92	23,49	33,53	1,80	265	0,45
5.	10 L	10 L	460	2589	17746	1172	26,28	14,53	29,17	40,31	1,41	360	0,45
6.	10 L	10 L	421	2445	17548	1062	31,40	17,00	34,78	46,45	1,42	359	0,45
7.	10 L	10 L	439	2372	16448	1132	36,74	19,39	40,05	52,99	1,39	364	0,45
8.	10 L	10 L	372	2271	16647	924	41,26	21,68	45,37	58,33	1,30	429	0,45
9.	10 L	10 L	387	2493	17199	857	45,97	24,19	50,88	63,28	1,28	431	0,45
10.	10 L	10 L	406	2587	16109	874	50,91	26,80	56,03	68,33	1,21	482	0,45
11.	10 L	10 L	318	2194	14594	724	54,78	29,01	60,70	72,52	1,12	544	0,45
12.	10 L	10 L	298	1990	12358	650	58,41	31,02	64,66	76,27	1,02	691	0,45
13.	10 L	10 L	291	1882	11379	580	61,94	32,91	68,30	79,63	0,96	797	0,45
14.	10 L	10 L	240	1551	10438	494	64,86	34,48	71,64	82,48	0,92	889	0,45
15.	10 L	10 L	181	1354	8994	404	67,06	35,84	74,52	84,82	0,89	982	0,45
16.	10 L	10 L	169	1662	9123	405	69,12	37,52	77,44	87,16	0,88	936	0,45
17.	10 L	10 L	157	1400	8054	363	71,02	38,93	80,01	89,25	0,86	1008	0,45
18.	10 L	10 L	197	1333	7921	316	73,42	40,27	82,55	91,08	0,83	1100	0,45
19.	10 L	10 L	192	1341	7534	327	75,76	41,62	84,96	92,97	0,81	1084	0,45
20.	10 L	10 L	169	1298	6796	284	77,81	42,93	87,13	94,61	0,75	1120	0,45
Mischung			320	2129	13615	818	77,81	42,93	87,13	94,61	0,93	782	---

II.1.2.3.2.3 Hauptversuche zur Sickerlaugung

1. **Säule 1** : 0 - 5 mm (Backenbrecher) einfacher Kreislauf 10L 6%ige H₂SO₄/Kg
2. **Säule 2** : 0 - 0,25 mm (Siebfraktion) 3 Kreisläufe 5, 3 und 2 L 6%ige H₂SO₄/Kg
3. **Säule 3** : 1 – 2 mm (Siebfraktion) 3 Kreisläufe (wie Säule 2)

H₂SO₄: jeweils 600g (96%ig)/kg Schlacke für 10 L Lösung

Siebanalyse der Probeteilung vom Backenbrecher bei <5mm zeigt Tabelle 31

Probenahmestelle I-1

Backenbrecher Stufenfolge: 12mm, 8mm und 5mm (ergibt den gewünschten relativ geringen Feinkornanteil)

Tabelle 31: Siebanalyse für die Hauptversuche zur Sickerlaugung

Korngröße (mm)	Menge (g)	Anteil (%)
2 – 5 mm	1149,22 g	30,3 %
1 – 2 mm	534,85 g	14,1 %
0,5 – 1 mm	531,21 g	14,0 %
0,25 – 0,5 mm	407,07 g	10,7 %
< 0,25 mm	1164,6 g	30,8 %
Summe	3796,95 g	100,0 %

Das Feinkorn füllt das Grobkorn im Perkolator lückenlos aus (kapillare Strömung bei der Laugung).

Das Versuchskonzept zur Sickerlaugung ist **Abbildung 44** zu entnehmen.

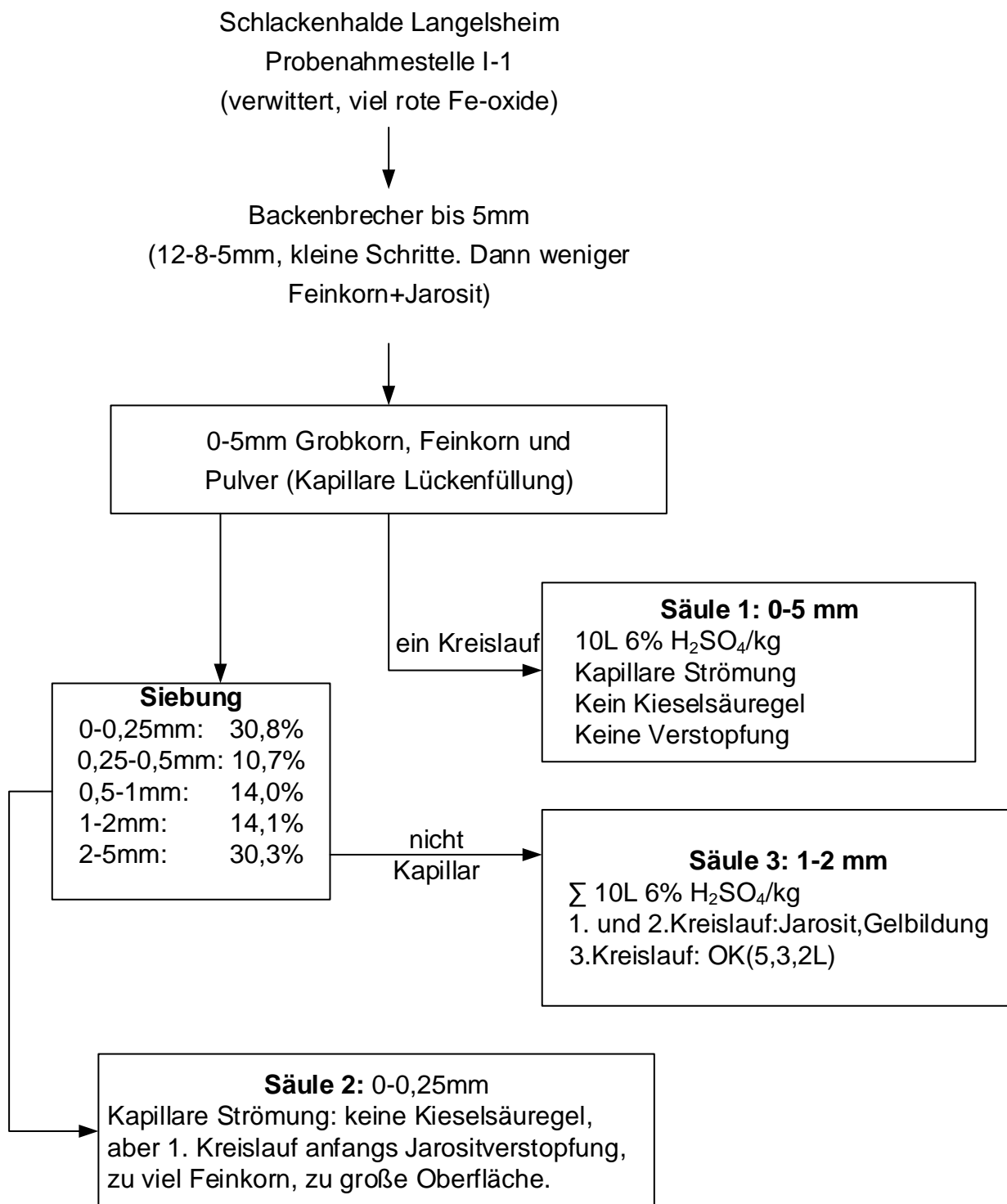


Abbildung 44: Versuchskonzept zur Sickerlaugung von Haldenmaterial mit 3 unterschiedlichen Kornklassen(Säule 1 bis 3)

Die Konzentrationen der Metalle im Mischbehälter (Sammelgefäß) sowie am Auslauf der Säule wurden verglichen. So liessen sich Jarositbildungen besser beurteilen; diese finden in den Säulen am Beginn der Laugung statt. In den oberen Zonen werden zunächst die Silikate, die Jarositbildener und die Wertmetalle sowie Fe^{2+} und reichlich Fe^{3+} gelöst. In den unteren Zonen sinkt der pH durch die Silikatauflösung und es kommt dort zu Jarositbildungen; zumindest aber zur Ausfällen von $\text{Fe}(\text{OH})_3$, die bei Säule 2 (0-0,25mm, siehe dort) zu Verstopfungen führten; bei Säule 1 nicht, da der Feinkornanteil hier geringer war. Mit zunehmender Säurezugabe sinkt der pH in der Säule und Jarosite lösen sich wieder auf. Unterschiede im späteren Verlauf deuten auf Reaktionen in der Säule hin.

Bei dem vorliegenden Gemisch von Feinkorn(<0,25mm) und Grobkorn(5mm) werden die Zwischenräume der gröberen Körner lückenlos von Feinkorn ausgefüllt, so dass die Strömung durch die Säule kapillar ist. Dieses verhindert die Festlegung von Kieselsäuregel, das sich bei Strömung nicht verfestigen kann.

Der Nachteil eines einfachen Kreislaufes liegt in der Pufferung der verd. H_2SO_4 durch die gelösten Metallsalze ($\text{Me}(\text{HSO}_4)_2$) die ein vollständiges Ausbringen von Cu und Zn verhindert. Cu wird bei $\text{pH}>2$ an die Schlacke (Jarosit) reabsorbiert(siehe Säule 3, 1.Kreislauf). Auch eigens durchgeführte Probe-Jarositfällungen bei der Rührlaugung L9 zeigen das hohe Absorptionsvermögen gegenüber Cu, Mn und Zn. Zn liegt zum Teil laut Literatur als schwerlösliches Zinkferrit ($\text{ZnO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$) vor.

Zu Beginn einer Haldenlaugung muss bei geringer Schichtdicke der Durchsatz möglichst groß sein und es muss auch sogleich die Solventextraktion erfolgen, da das Fe^{3+} aus dem Kreislauf genommen werden muss, um es in einem kleinen Strippvolumen ohne Jarositbildung abtrennen zu können.

1. Hauptversuch (Säule1), einfacher Kreislauf

(Abbildung 45, 46, 47 und Tabelle 32) (10L 6%ige H₂SO₄/kg Schlacke)

Backenbrecher 5mm → Mischung aus Grob-und Feinkorn

Der pH bleibt unter 2, gegen Laugungsende (100d) nur mässige Jarosit-Verstopfungen, der Fe-und Zn-Gehalt sinkt etwas, nicht aber der Cu-Gehalt.

Die fehlende Dreiteilung des Kreislaufs (vergl. mit Säule 2), d.h. die beständige Laugerückführung in die Säule ermöglicht kein optimales Cu-Ausbringen. Der End-pH ist mit 1,76 niedriger als bei der Rührlaugung, darum wird etwas weniger Cu adsorbiert. Vermutung: aus Silicaten entstehendes Fe(OH)₃ und Jarosit readsorbieren das Cu.

Dieser Effekt dürfte aber erst bei pH>1 überwiegen, da sich bei Säule 2 und 3 Säulenverstopfungen bei ähnlichen pH-Werten wieder lösten, mitsamt (Säule 2) des im ersten Kreislauf wieder reabsorbierten. Es handelt sich auf jeden Fall um Lösungs-Fällungsgleichgewichte eines schwerlöslichen Cu-Anteiles vorwiegend innerhalb der porösen Schlacke, der erst durch aktivierende Mahlung aufgeschlossen werden kann, wie der Vergleich mit in der Schwingmühle gemahlenen Material bei der Rührlaugung zeigt. Die folgenden Versuche mit Säule 2 (Feinkorn) und 3 (Grobkorn) mit der Unterteilung in drei Kreisläufe zeigten die Notwendigkeit der Zufuhr frischer Säure mit niedrigem pH wobei die Korngrösse bis auf die Kieselgelbildung keine wesentliche Rolle zu spielen scheint.

Ab pH 1,75 muss die Instabilität der Laugelösungen einkalkuliert werden. Es handelt sich bei der Lauge um ein instabiles System, das kontaktbedingt zu den stabileren Jarositen reagieren kann (pH <2).

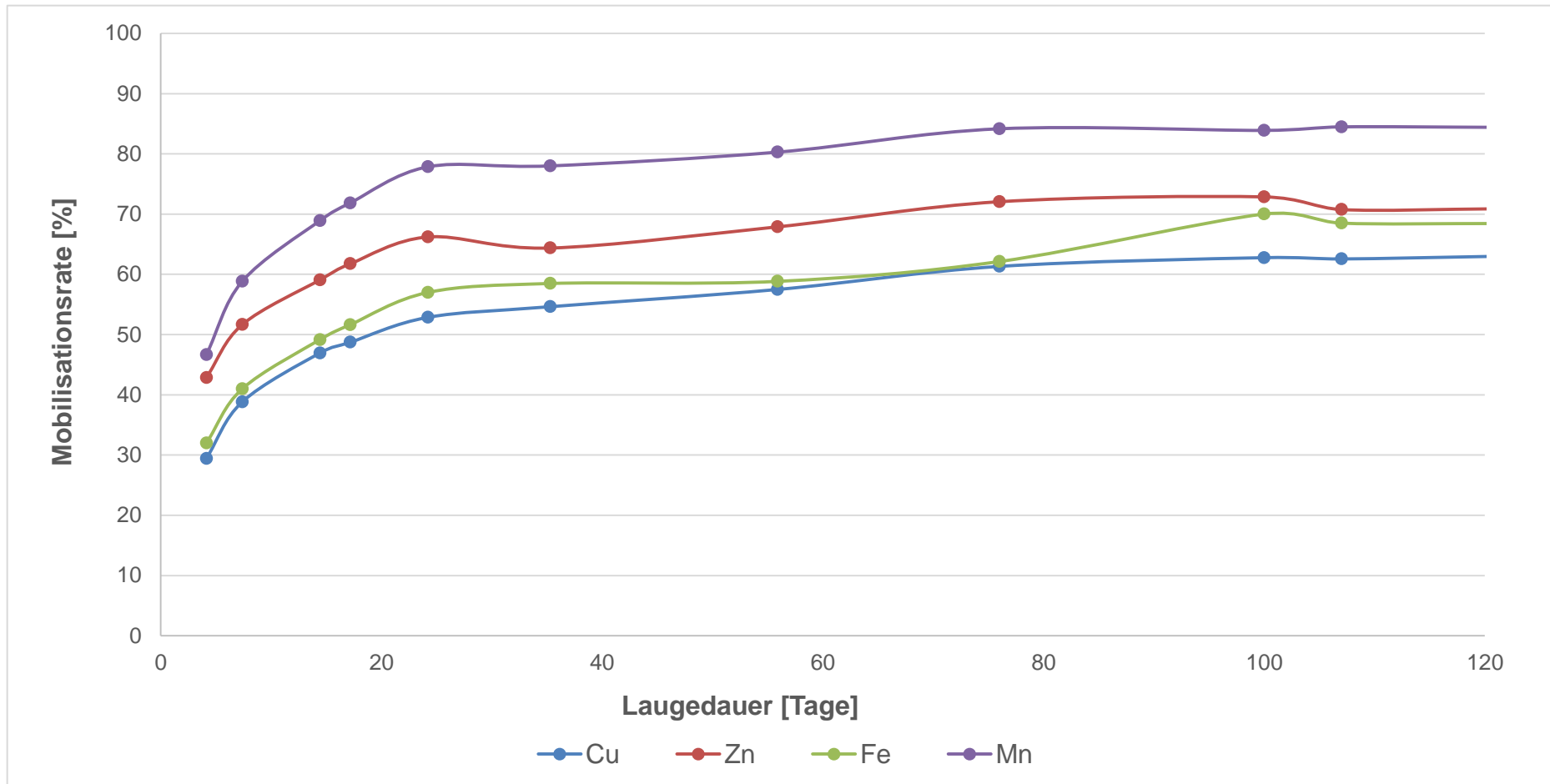


Abbildung 45: Mobilisationsrate des 1. Hauptversuchs mit Säule 1 zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

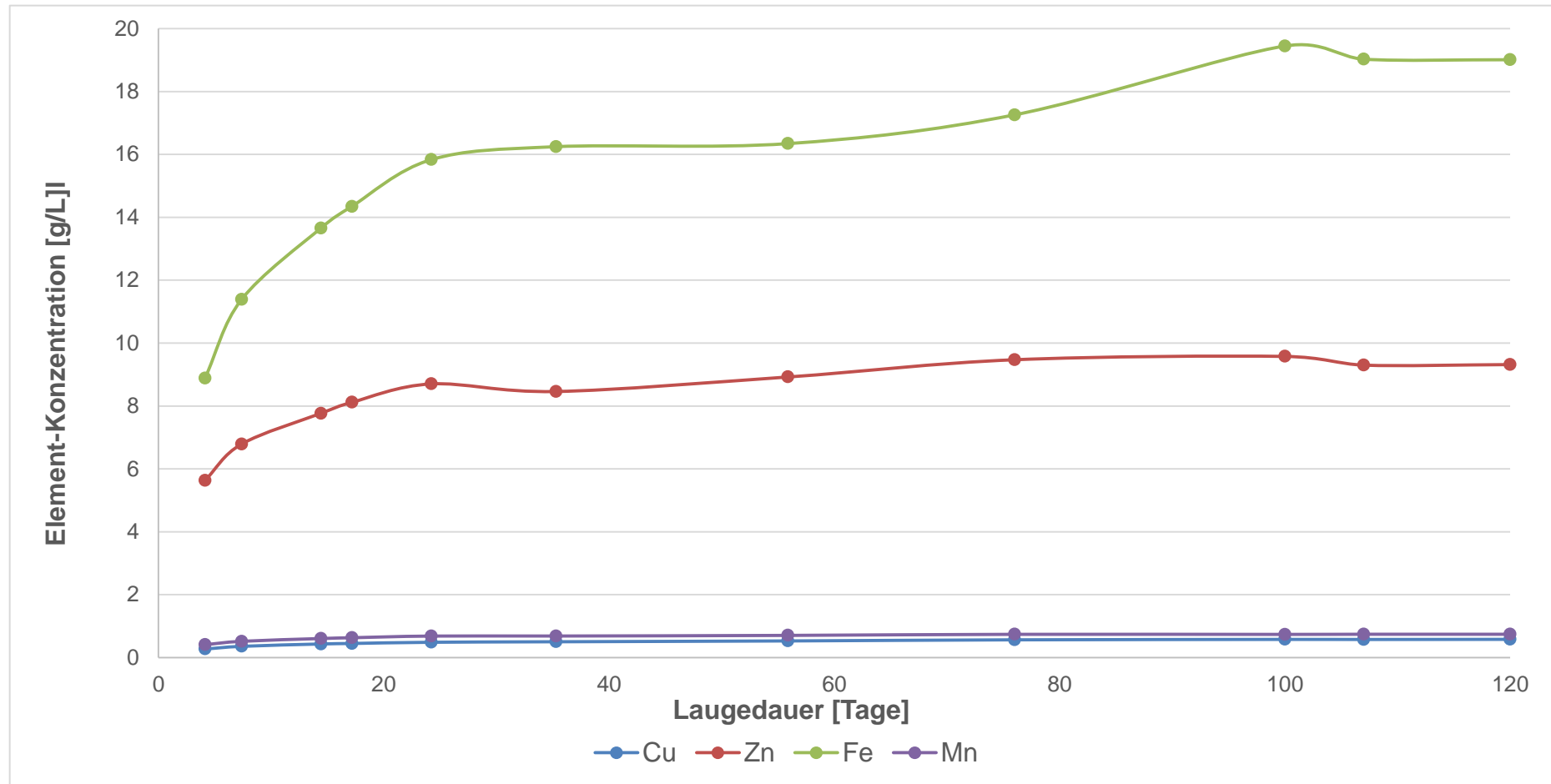


Abbildung 46: Element-Konzentrationen des 1.Hauptversuchs mit Säule 1 zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

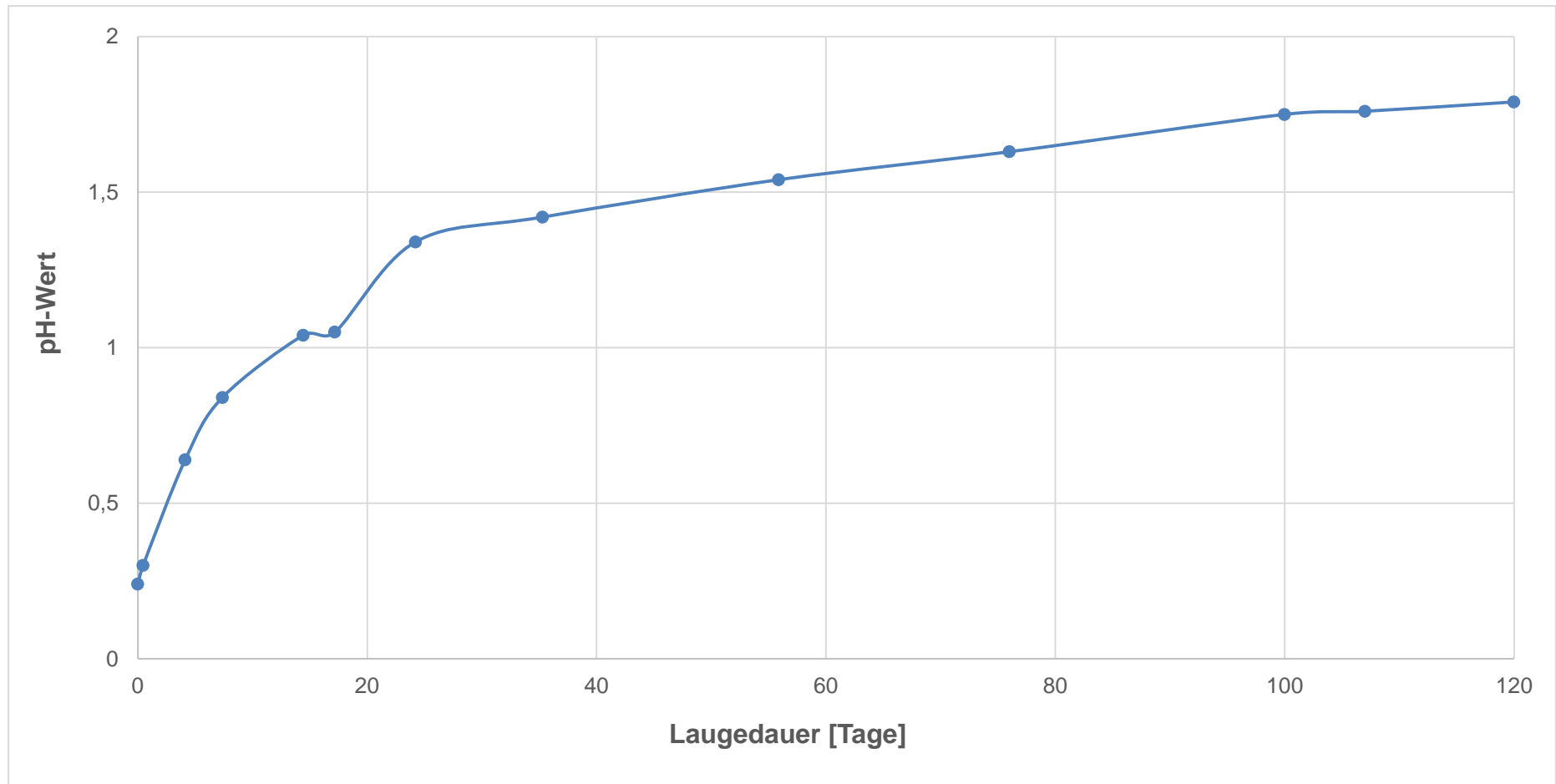


Abbildung 47: pH-Werte beim 1. Hauptversuch mit Säule 1 zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

Tabelle 32: Ergebnisse zum 1. Hauptversuch (Säule 1) zur Sickerlaugung

Probe. Nr.	Lauge -dauer (Tage)	Element-Konzen. (g/L)				Σ Element-Ausbringen (%)				pH	Pump- geschwin- -digkeit (L/h)
		Cu	Zn	Fe	Mn	Cu	Zn	Fe	Mn		
1.	0,46	0,27	5,63	8,88	0,41	29,43	42,86	31,98	46,65	0,3	0,14
2.	4,13	0,36	6,79	11,39	0,52	38,82	51,65	40,99	58,83	0,64	0,31
3.	7,375	0,43	7,77	13,66	0,61	46,94	59,08	49,16	68,91	0,84	0,31
4.	14,42	0,45	8,12	14,35	0,63	48,72	61,75	51,64	71,85	1,04	0,31
5.	17,17	0,49	8,70	15,83	0,68	52,86	66,21	57,00	77,85	1,05	0,40
6.	24,21	0,50	8,46	16,25	0,68	54,63	64,37	58,48	78,00	1,34	0,40
7.	35,30	0,53	8,92	16,34	0,70	57,49	67,88	58,83	80,29	1,42	0,40
8.	55,88	0,56	9,47	17,26	0,74	61,32	72,06	62,13	84,16	1,54	0,40
9.	76	0,58	9,58	19,45	0,74	62,77	72,86	70,01	83,89	1,63	0,40
10.	100	0,58	9,30	19,03	0,74	62,56	70,75	68,50	84,48	1,75	0,28
11.	107	0,58	9,32	19,01	0,74	62,99	70,88	68,44	84,41	1,76	0,25
12.	120	0,27	5,63	8,88	0,41	29,43	42,86	31,98	46,65	1,79	0,22

2. Hauptversuch (Säule 2)

0-0,25 mm (Siebfraktion), 3 Kreisläufe (jew. frische 6% H₂SO₄); kapillare Strömung

600g H₂SO₄ (96%) pro kg Schlacke, insgesamt 10L 6%ige H₂SO₄

1. Kreislauf: 5L (pH bis 3,4)
2. Kreislauf: 3L (pH bis 1,9)
3. Kreislauf: 2L (pH <1,9)

1.Kreislauf:

Zu Beginn Totalverstopfung der Säule mit Fe(OH)₃ und Al(OH)₃ durch zu hohe Feinkornoberfläche und (anfangs) zu langsames Auftropfen, darum Herauslösung von zu viel Silikaten am unteren Säulenende (pH um 4) und somit Fe-III-Ausfällung. Säuleninhalt daraufhin getrocknet, mit Kieselgur verdünnt und wieder in die Säule eingebracht.

2.Kreislauf:

Hier wurde die Jarositfällung bei einem relativ niedrigem pH-Wert von 1,86 (für Raumtemperatur): nach 10d Abstehen in den Probegläschen beobachtet.

3. Kreislauf:

Die (im Vergleich zu Säule 3) niedrigen pH-Wert des 2. und 3. Kreislaufes gewähren ein optimales Cu-Ausbringen; der 3. Kreislauf ergab weitere 20% Ausbringen.

Das Cu-Ausbringen wurde im 1.Kreislauf teilweise wieder an einer säulen-internen Jarositfällung reabsorbiert (s.Tabelle, rote Werte), weil der pH-Wert bereits bei 3,41 lag, also viel zu hoch war.

Um eine erschöpfende Laugung von pH-Wert 3 bis 3,5 führen zu können, wurden die Kreisläufe mit demselben Laugevolumen (anstatt wie bisher mit geteiltem Volumen) im Gegenstrom gefahren, der 1.Kreislauf bei pH 2-3(3,5), der 2.Kreislauf bei pH 1,6-2 und der 3.Kreislauf(mit frischer Säure) bei pH 1(siehe dazu **Abbildung 50**). Bleibt die Strömung kapillar, gibt es keine Kieselgelbildung. 10L 6%ige H₂SO₄/kg Schlacke sind günstig für die Solventextraktion, weniger Volumen bedeutet Konzentrationsfällungen im Kontakt mit dem Solvens und erschwert die Phasentrennung.

Die Mobilisationsrate und die Elementkonzentration in Abhängigkeit von der Laugedauer zeigen die **Abbildung 48** und **49**. Die Zusammenfassung der Ergebnisse zeigt **Tabelle 33**.

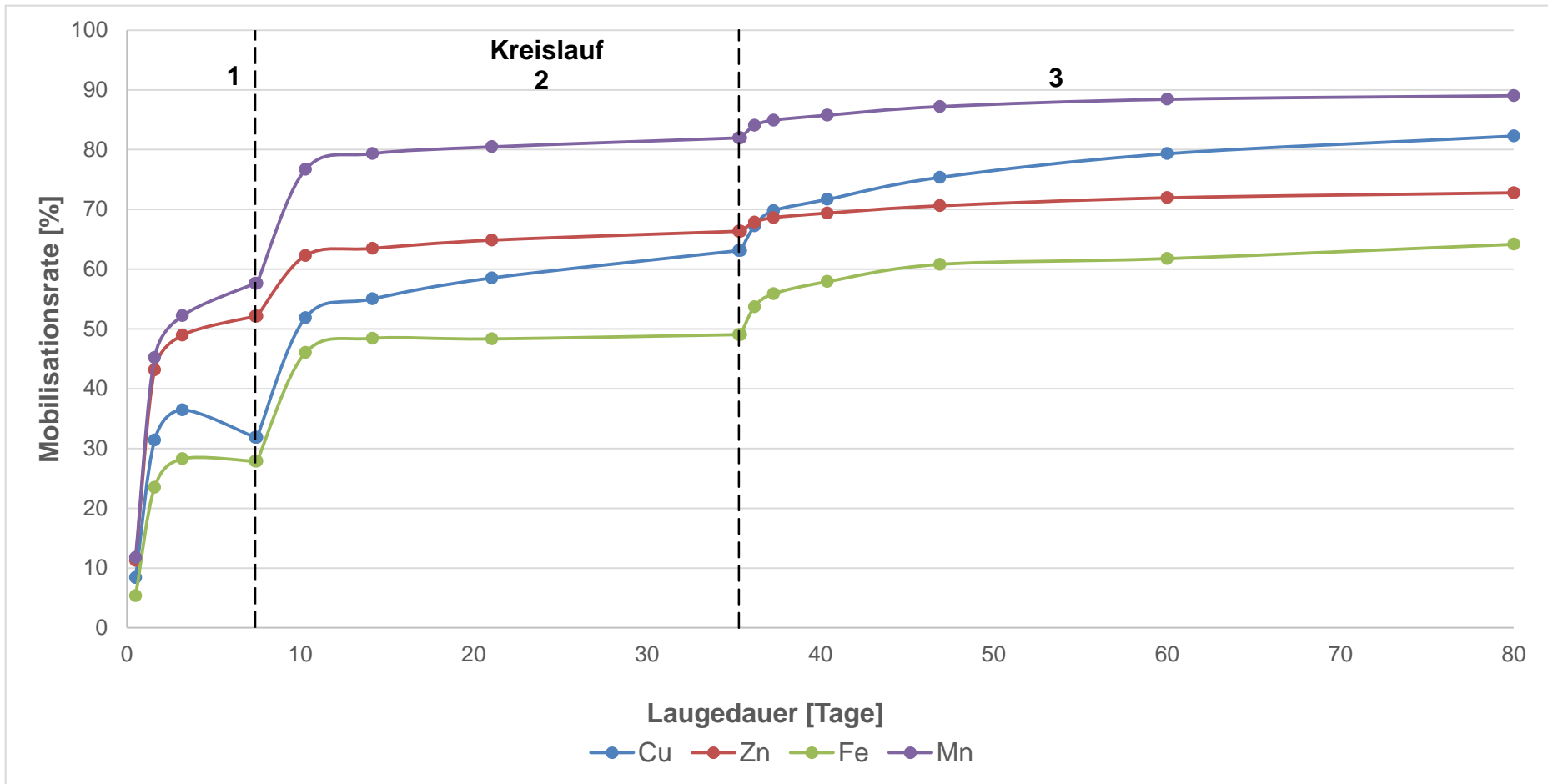


Abbildung 48: Mobilisationsrate des 2. Hauptversuchs Säule 2 zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

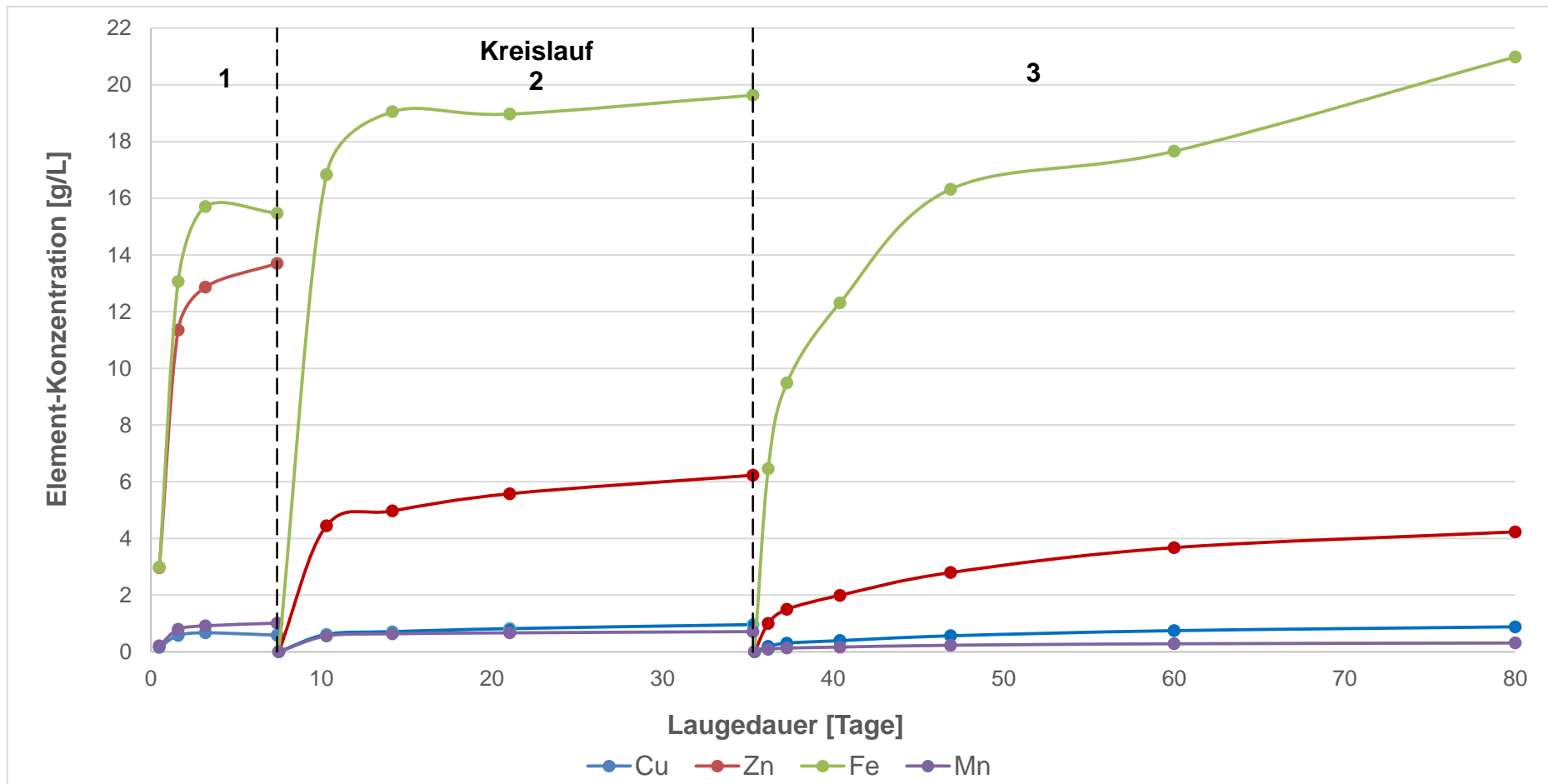


Abbildung 49: Element-Konzentration des 2. Hauptversuchs Säule 2 zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

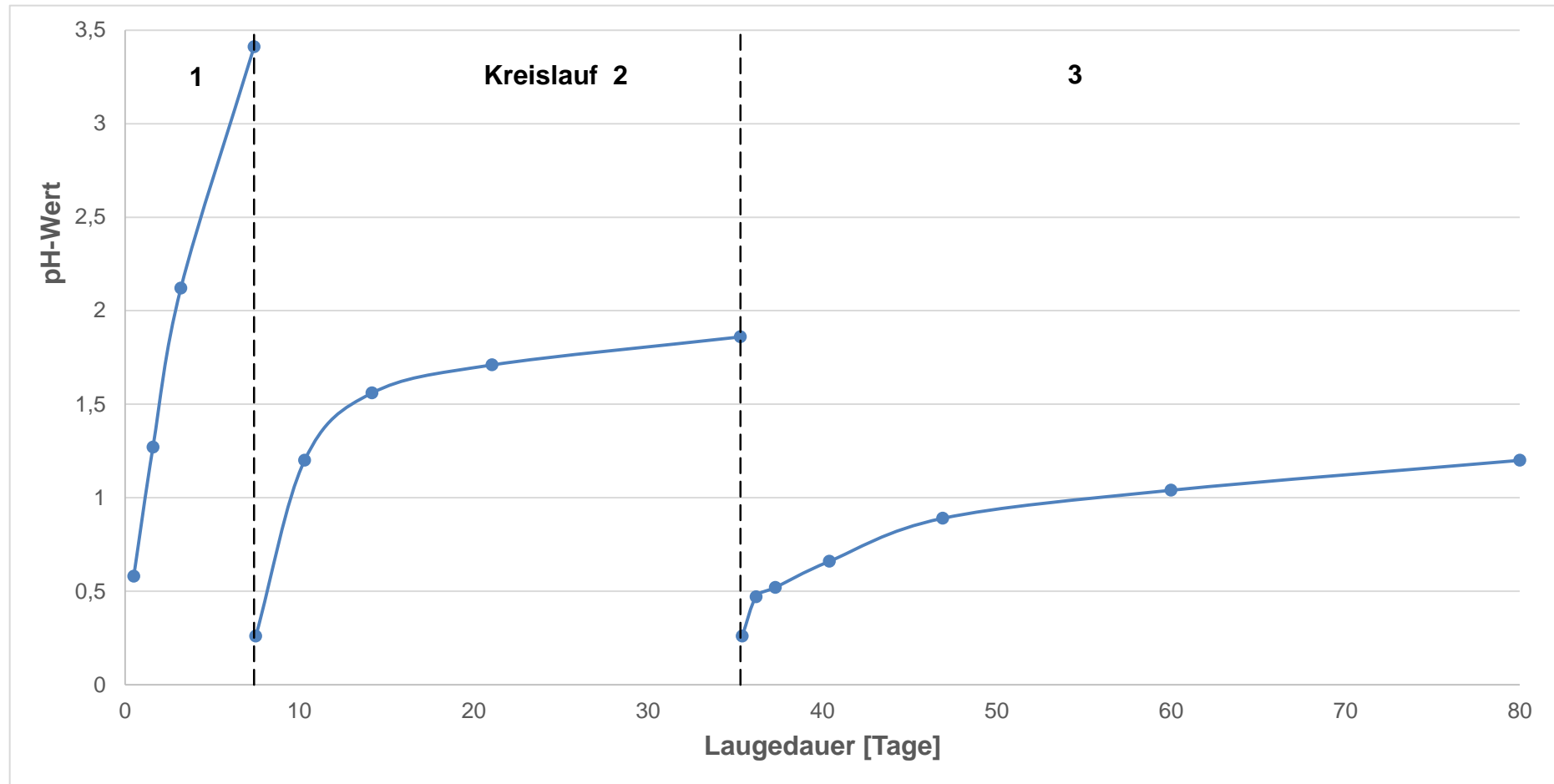


Abbildung 50: pH-Werte beim 2. Hauptversuch Säule 2 zur Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

Tabelle 33: Ergebnisse zum 2. Hauptversuch Säule 2 zur Sickerlaugung

Probe. Nr.	Lauge- dauer (Tage)	Element-Konzen. (g/L)				Σ Element-Ausbringen (%)				pH	Pump- geschwin- digkeit (L/h)
		Cu	Zn	Fe	Mn	Cu	Zn	Fe	Mn		
1	0,5	0,15	2,96	2,98	0,21	8,39	11,27	5,37	11,76	0,58	0,29
2	1,6	0,58	11,35	13,06	0,79	31,39	43,16	23,51	45,22	1,27	0,23
3	3,2	0,67	12,87	15,71	0,92	36,46	48,95	28,27	52,20	2,12	0,21
4	7,4	0,59	13,70	15,47	1,01	31,86	52,13	27,85	57,63	3,41	0,21
5	10,3	0,61	4,44	16,83	0,56	51,88	62,27	46,03	76,67	1,2	0,18
6	14,17	0,71	4,97	19,05	0,63	55,03	63,47	48,42	79,33	1,56	0,22
7	21,05	0,82	5,58	18,97	0,67	58,53	64,86	48,34	80,47	1,71	0,15
8	35,3	0,96	6,23	19,63	0,71	63,12	66,35	49,05	81,97	1,86	0,19
9	36,2	0,19	1,00	6,46	0,09	67,22	67,86	53,71	84,04	0,47	0,21
10	37,3	0,31	1,50	9,48	0,13	69,78	68,62	55,88	84,93	0,52	0,25
11	40,4	0,39	1,99	12,31	0,17	71,67	69,38	57,91	85,76	0,66	0,34
12	46,9	0,56	2,80	16,32	0,23	75,36	70,60	60,81	87,20	0,89	0,34
13	60	0,75	3,67	17,66	0,28	79,31	71,94	61,77	88,42	1,04	0,31
14	80	0,88	4,23	20,99	0,31	82,27	72,78	64,16	89,02	1,2	0,29

3. Hauptversuch Säule 3 (Abbildung 51, 52, 53 und Tabelle 34)

Siebfraktion: 1-2 mm

3 Kreisläufe (jew. frische 6% H_2SO_4); kapillare Strömung

600g H_2SO_4 (96%ig) pro kg Schlacke

insgesamt 10L 6%ige H_2SO_4 / kg

Aufgeteilt zu 5, 3 und 2 L

1. Kreislauf: nach 14-15d (Temp. sommerlich, ca. 28°C), pH 3, totale Verstopfung durch Jarosit und Erstarrung von Kieselgel. Geringes Cu-Ausbringen, Reabsorption von ca. 8% Cu im gebildeten Jarosit.

2. Kreislauf: nach 52d, pH 2,76 (Temp. normal, ca. 22°C), nur etwas $\text{Fe}(\text{OH})_3$ -Ausscheidung; Erstarrung von Kieselgel erst nach längerem Abstehen. Da der 1. Kreislauf nicht erschöpft war, löste der 2. Kreislauf mehr Silicate, was im Vergleich mit Säule 2 schnell zu einem überhöhten pH von > 2 führte, bei dem sich stabile, restliche Cu-Verbindungen nicht mehr lösen.

3. Kreislauf: keine Komplikationen, aber Cu-Ausbeute bleibt niedrig, der Zugewinn betrug nur 11,25g/L (statt 19,9g/L bei Säule 2).

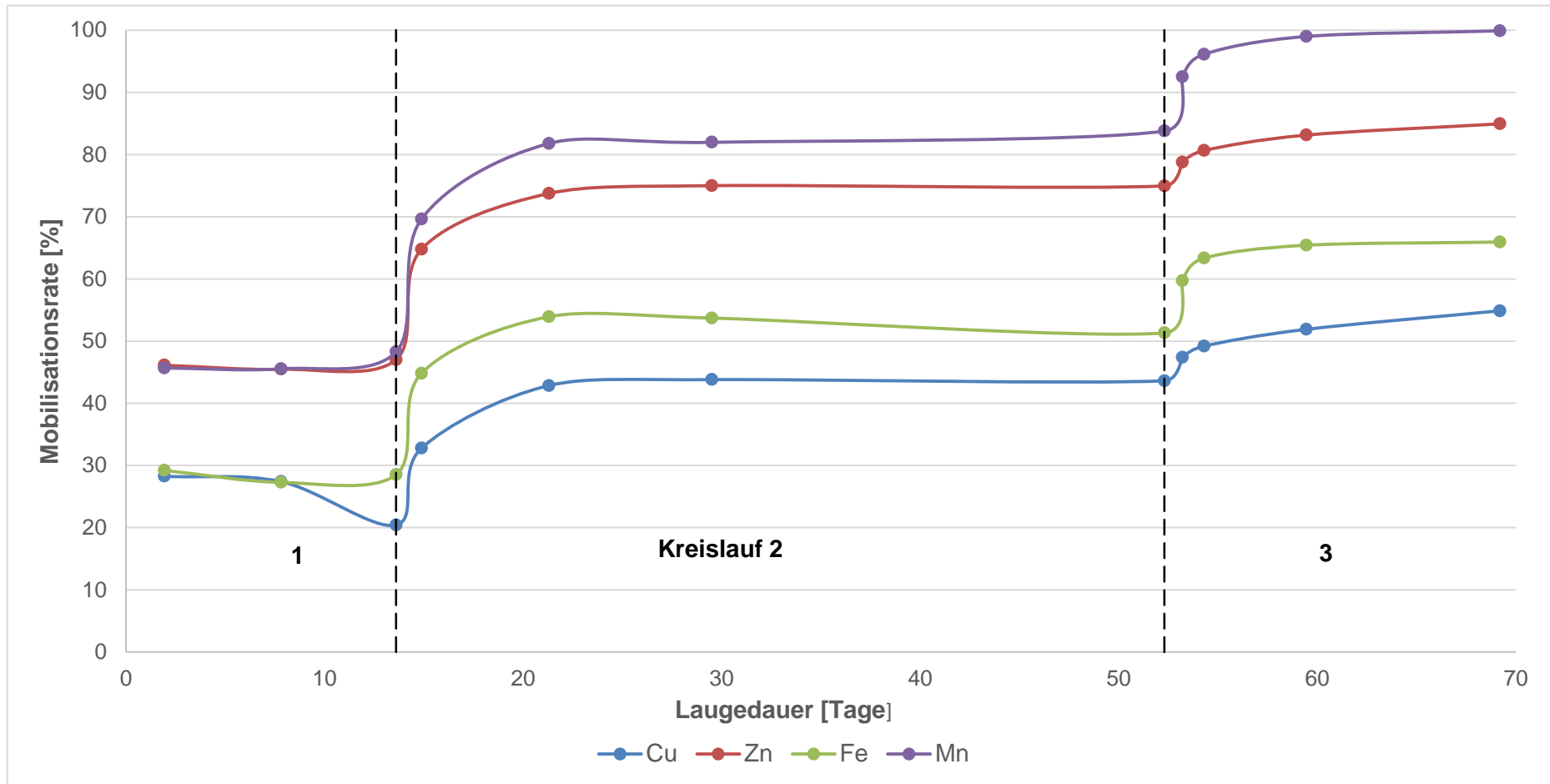


Abbildung 51: Mobilisationsrate des 3. Hauptversuchs der Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

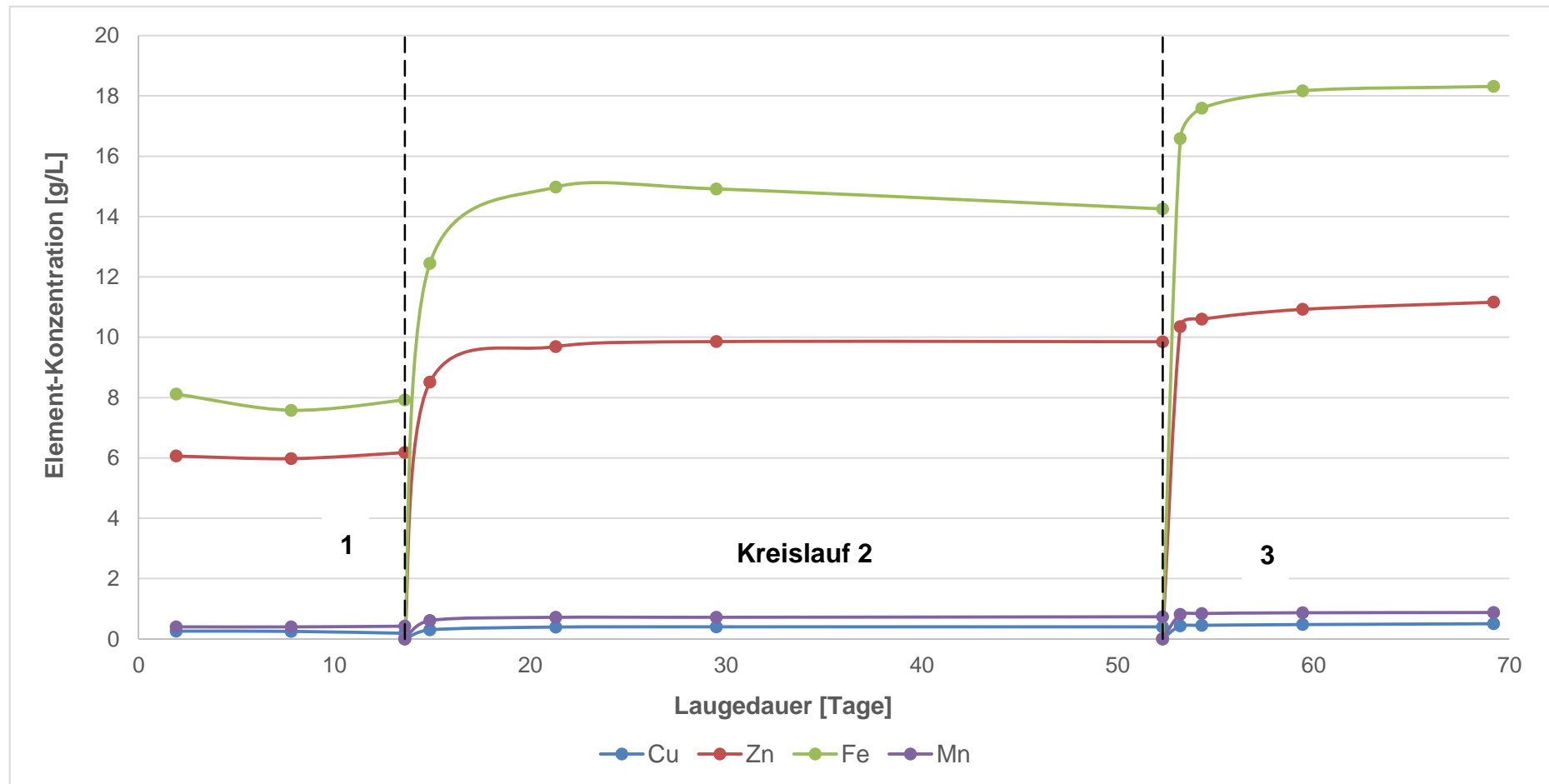


Abbildung 52: Element-Konzentration des 3. Hauptversuchs der Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

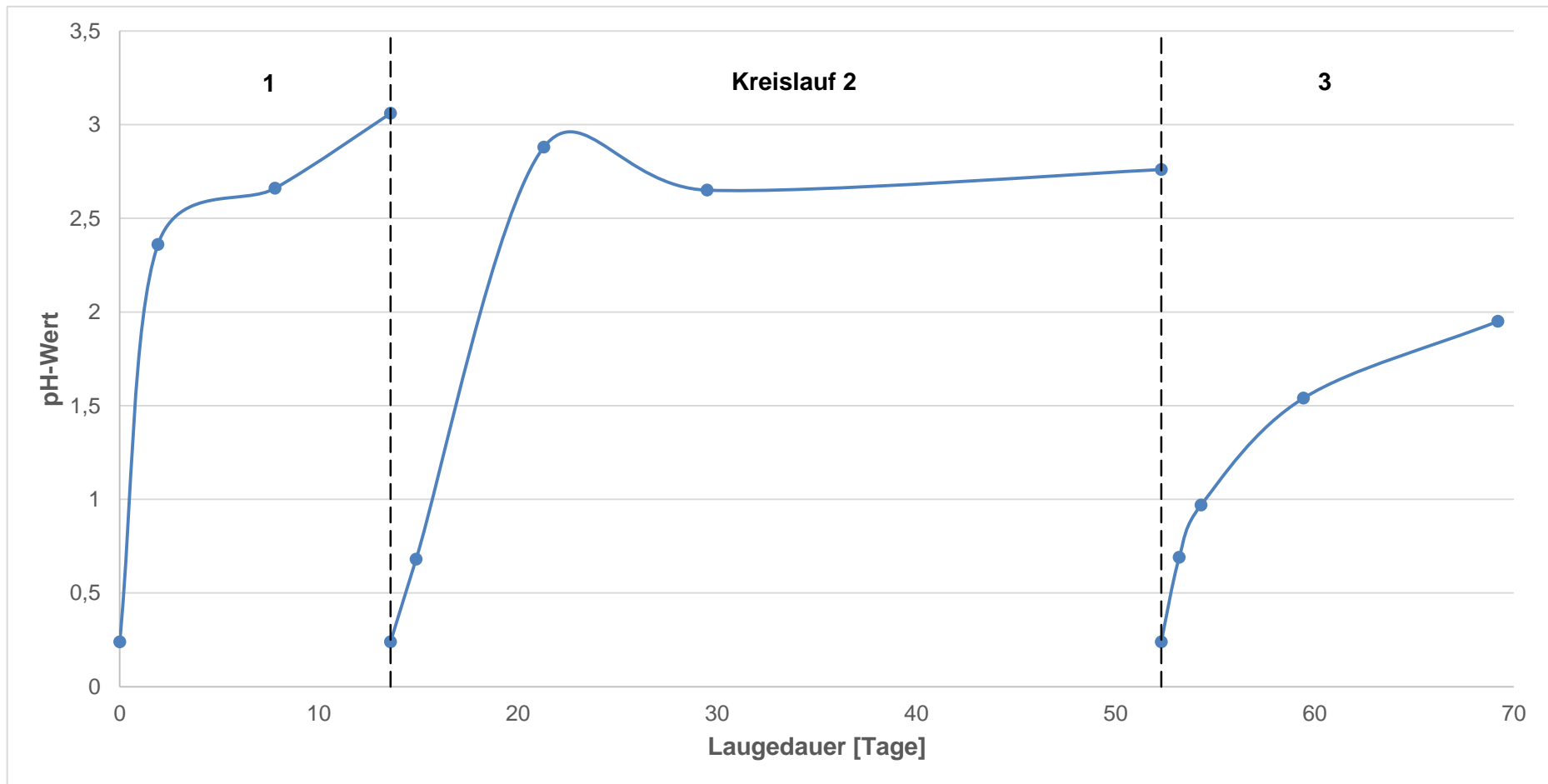


Abbildung 53: pH-Werte beim 3. Hauptversuch der Sickerlaugung in Abhängigkeit von der Laugedauer

Tabelle 34: Ergebnisse zum 3. Hauptversuch (Säule 3) zur Sickerlaugung

Probe. Nr.	Lauge -dauer (Tage)	Element-Konzen. (g/L)				Σ Element-Ausbringen (%)				pH
		Cu	Zn	Fe	Mn	Cu	Zn	Fe	Mn	
1	1,92	0,26	6,06	8,12	0,40	28,27	46,12	29,21	45,68	2,36
2	7,8	0,25	5,98	7,58	0,40	27,41	45,47	27,29	45,55	2,66
3	13,6	0,19	6,18	7,93	0,42	20,43	47,01	28,53	48,27	3,06
4	14,88	0,30	8,51	12,45	0,61	32,78	64,76	44,82	69,61	0,68
5	21,3	0,39	9,69	14,98	0,72	42,85	73,73	53,92	81,77	2,88
6	29,5	0,40	9,86	14,92	0,72	43,80	74,99	53,70	81,96	2,65
7	52,3	0,40	9,85	14,25	0,74	43,62	74,95	51,31	83,77	2,76
8	53,2	0,44	10,35	16,58	0,81	47,39	78,74	59,70	92,48	0,69
9	54,3	0,45	10,60	17,59	0,84	49,19	80,64	63,33	96,12	0,97
10	59,44	0,48	10,92	18,17	0,87	51,89	83,12	65,41	98,98	1,54
11	69,2	0,50	11,16	18,31	0,88	54,87	84,93	65,93	99,88	1,95

II.1.2.3.3 Solvent-Extraktionskonzept

Zur Metallgewinnung aus den Lösungen der Sickerlaugung wurde ein Konzept zur Solventextraktion auf Fe^{3+} , Cu^{2+} und Zn^{2+} entwickelt. **Abbildung 54** zeigt das Konzept. Im pH-Bereich von 0,6-1 ist eine Fe und Zn freie Extraktion des Cu mit LIX860N-I, nach der Literatur **Fehler! Verweisquelle konnte nicht gefunden werden.** sogar auch mit LIX984N möglich. Erst ab pH 1,5-2 ist der Einsatz von PC88A erfolgreich.

Das Problem bei dem Haldenmaterial der Kupfermetallurgie ist der zwangsläufig hohe Eisenanteil. Bei der Sickerlaugung ist die Eisenauflösung nicht vermeidbar. Für die Solventextraktion bedeutet dieser Reaktionsmechanismus, dass Eisen mitextrahiert werden muss. Der Einsatz von PC88A, einem Phosphorsäurederivat, erlaubt in Gegenwart von Eisen(III) eine weitgehende Extraktion von Zink(siehe dazu **Abbildung 55**). Erst bei einem pH-Wert über 2 ist mit Kupfer und Mangan zu rechnen.

Das nachfolgende Stripping von Zink mit verdünnter Schwefelsäure erlaubt eine eisenfreie Trennung im pH-Bereich 1,5 bis 2. Dieses wird in **Abbildung 56** nachgewiesen.

In einer 2.Extraktionsstufe, entsprechend **Abbildung 57**, wird das Extraktionsmittel PC88A von Eisen befreit.

In Bezug auf der Extraktion Kupfer ist darauf zu achten, dass der Vorgang im pH-Bereich von 1,5 bis 2 geführt wird(siehe dazu **Abbildung 57**).

Das nach der Zinkextraktion verbleibende Eisen lässt sich mit halbkonzentrierter HCl vollständig stripfen.

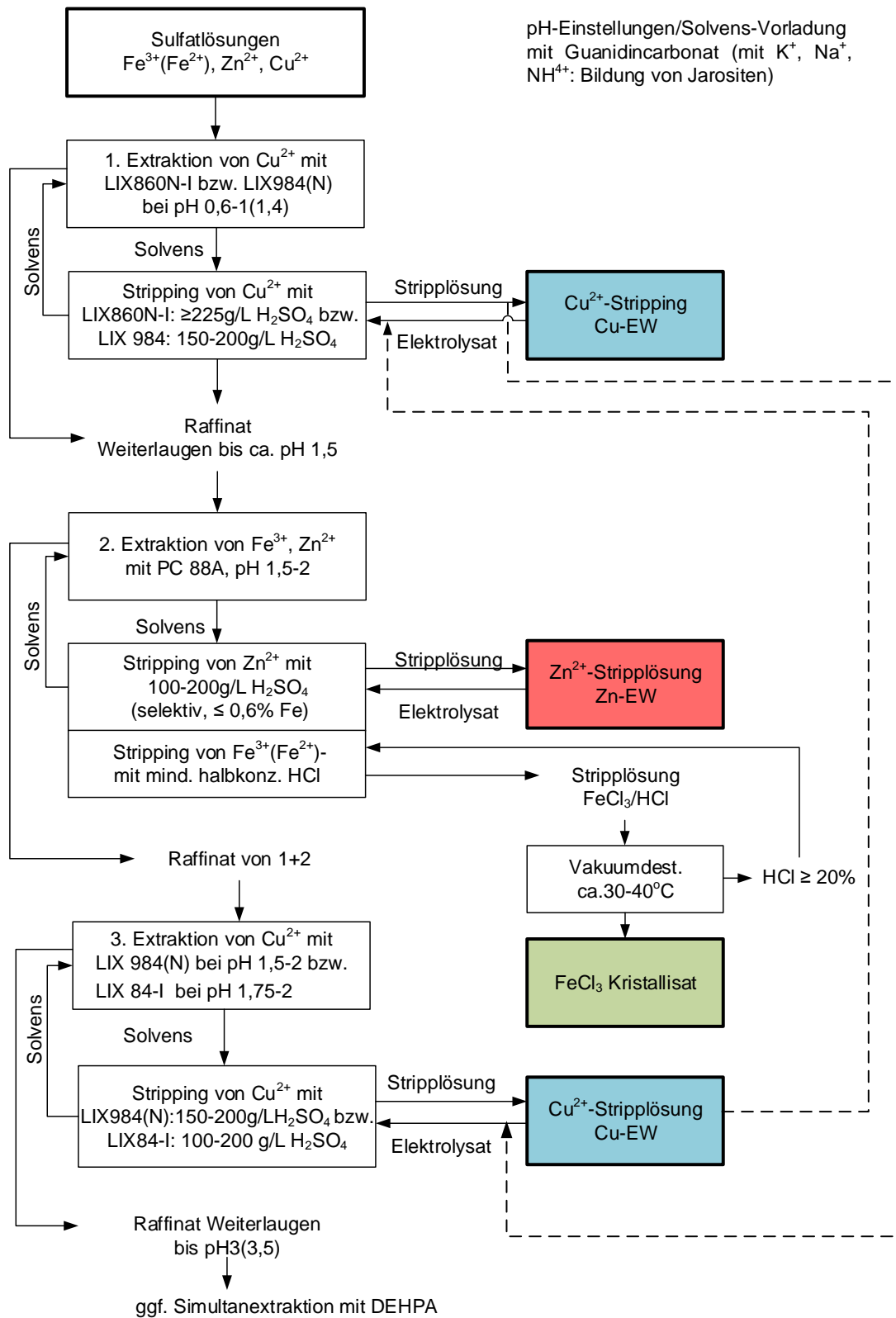


Abbildung 54: Konzept zur Metallgewinnung durch Solventextraktion aus der Lösungen der Sickerlaugung von Haldenmaterial

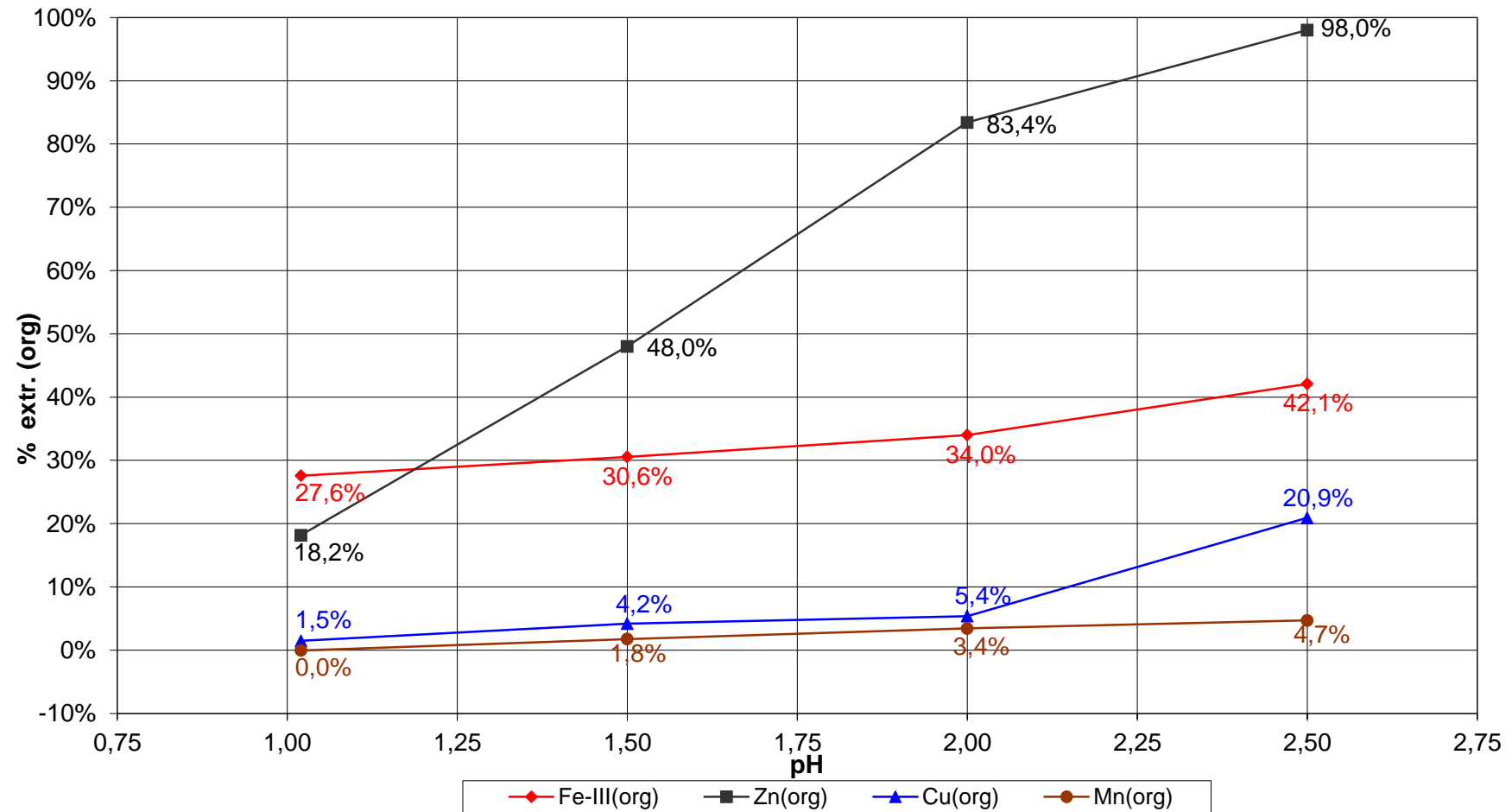


Abbildung 55: Beispielhafte Extraktion von Zn und Fe nach der Sickerlaugung von Haldenmaterial mit 1,5Vol PC 88A 1M in Exxol 100

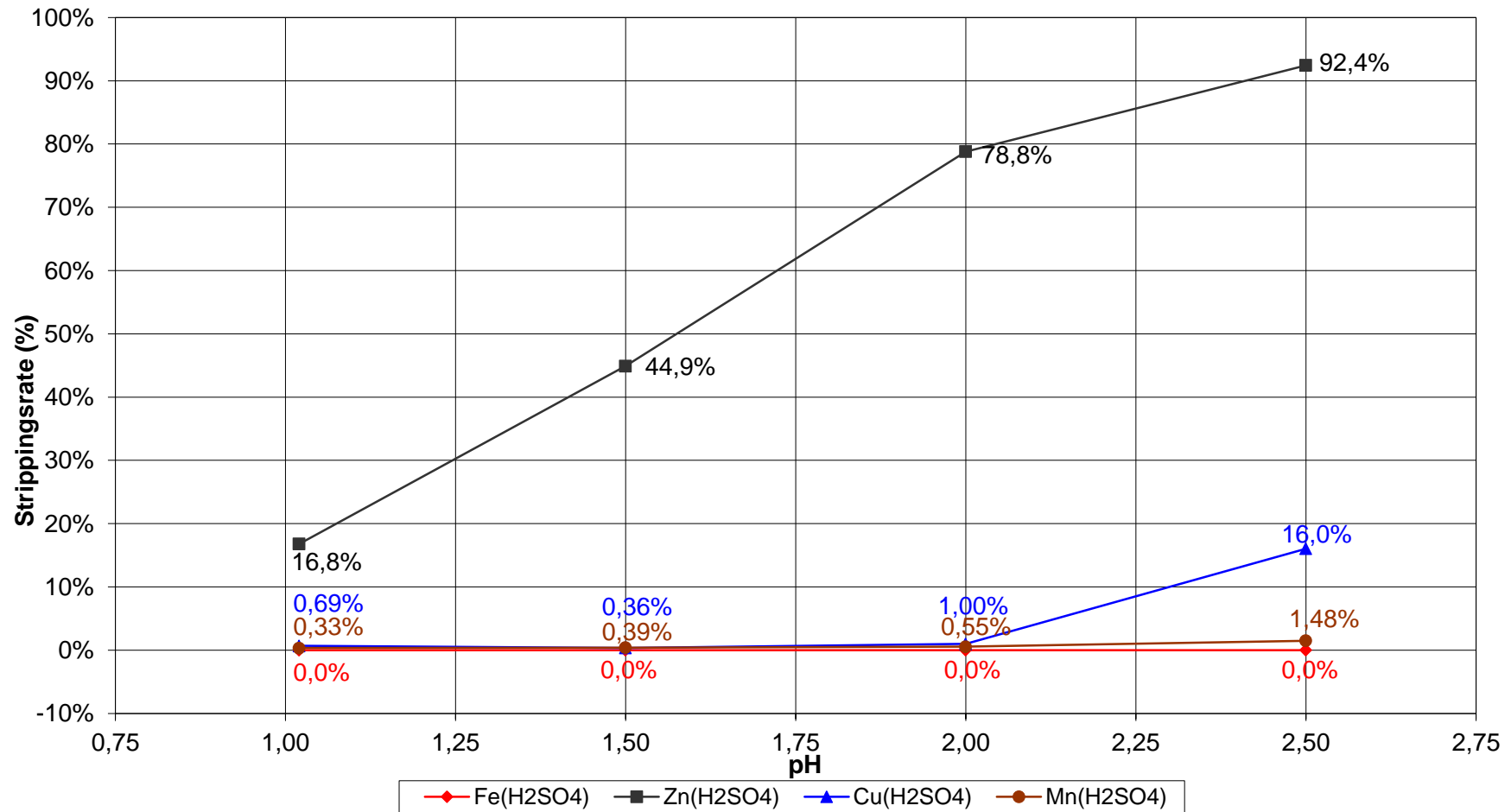


Abbildung 56: Beispielhaftes selektives Stripping von Zn mit 1 Vol H₂SO₄ 9,6% nach der Extraktion mit PC88A (pH 1,5-2)

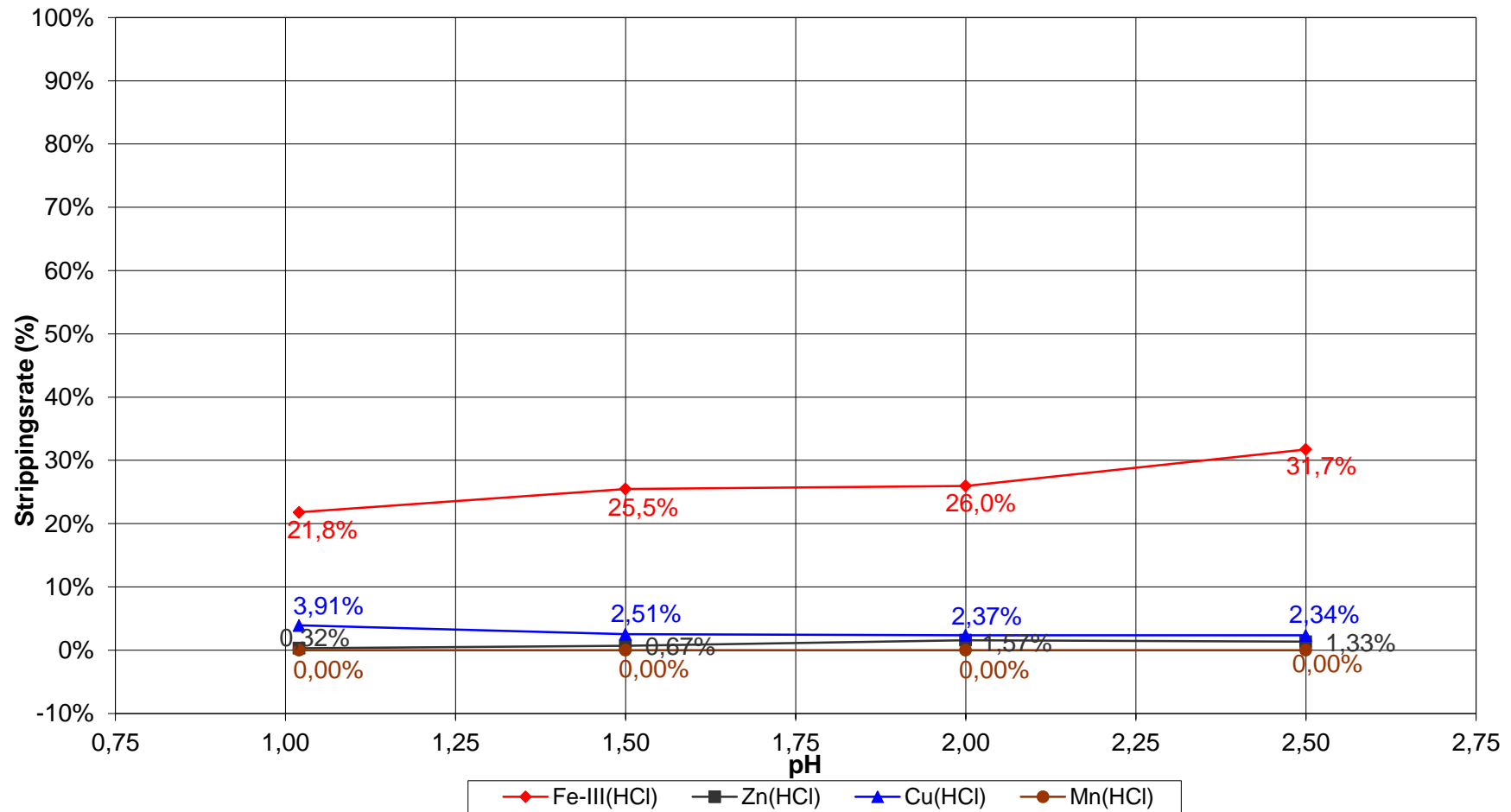


Abbildung 57: Beispielhaftes 2.Stripping von Fe mit 1 Vol HCl(1+1) nach der Extraktion mit PC88A

II.1.2.4 Verfahrenstechnische Umsetzung der Entsorgung des Haldenmaterials der Kupferverhüttung

Für die Aufbereitung von Haldenmaterial der Kupferverhüttung kommen mechanische Trennverfahren nicht in Betracht. Bei dem Material handelt es sich um erstarrte und kristallisierte Schmelzen, in denen die mineralischen Bestandteile individuell in submikroskopischer Verteilung vorliegen. Bei Laugeversuchen mit Schwefelsäure stellte sich aus, dass die Extrahierbarkeit der Wertmetalle Kupfer und Zink überraschend einfach ist. Voraussetzung ist ein pH-Wert < 1,5, da das gleichzeitig aufgelöste Eisen(III) bei höheren pH-Werten in Form von Goethit ($\text{FeO}(\text{OH})$) und im Falle der Gegenwart von SO_4^{2-} -Ionen als Jarosit ($\text{Fe}[\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6]_2$) ausgefällt. Bei der Rührlaugung führen Eisenfällungen zur Absorption gelöster Wertmetalle und damit zu Verlusten. Bei der Sickerlaugung sind Fällungsreaktionen schwerwiegend, da die Sickerwege für das Lösungsmittel verstopfen. Als reaktionskinetisch günstig erwies sich, dass auch Grobkorn < 5mm gut laugbar ist. Aufgrund eines relativ hohen Verwitterungsgrades des Haldenmaterials liegt der natürliche pH-Wert bei 5,21, so dass von einer ökologisch bedenklichen Ausgangssituation nicht ausgegangen werden kann. Im Hinblick auf eine Entmetallisierung des Haldenmaterials wäre die Sickerlaugung vor Ort die ökonomischste Variante. Dazu müsste das Material aufgenommen, zerkleinert und klassiert werden. Für die Durchführung der Sickerlaugung müsste auch eine Basisabdichtung erfolgen. Da die im Projekt angetroffenen Haldenkörper generell zu klein für eine technische Aufbereitung sind, stellen sie keine volkswirtschaftlich interessante Rohstoffressource dar. Unter Beobachtung sollten jedoch Überschwemmungsereignisse bleiben die eine Mobilisierung der Schwermetalle verursachen könnten.

II.1.2.5 Zusammenfassung

Die aufbereitungstechnischen Untersuchungen der Schlackenhalde der Kupfermetallurgie im Harz an einem ausgewählten Standort bei Langelsheim haben ergeben, dass die Laugbarkeit der Schwermetalle Kupfer und Zink bei pH-Werten <1,5 unter Umgebungstemperatur unerwartet einfach ausgeprägt ist. Regulierend wirken synchrone Eisenfällungen, die bei pH-Werten >1,5 gelten. Eisenhydroxidausfällungen erzeugen eine Barrierewirkung für die Auflösung der Schwermetalle Kupfer und Zink durch Absorption. Diese Festlegung gehört zum Mechanismus der sekundären Mineralbildung.

Abschließend kann festgestellt werden, dass die Schlackenhalde im Untersuchungsgebiet des Forschungsvorhabens ROBEHA im Westharz generell kein ausreichendes Volumen für eine technische Metallgewinnung besitzen. In Bezug auf die Probleme der Haldensanierung haben die Untersuchungen den Stand des aktuellen Wissens erheblich erweitert. Dies gilt besonders für die Übertragbarkeit auf Haldengrößen im Maßstab von einigen Hunderttausend Tonnen. Beispielhaft seien die Schlackenhalde der Kupfermetallurgie im Mansfelder Land genannt, die ein Potenzial von 66 Millionen Tonnen darstellen. Die Aufarbeitung dieses Schlackentyps hat aber nur Bedeutung, wenn es gelingt, den gesamten Materialinhalt einschließlich der keramischen Begleitmineralisationen einer technischen Verwertung zuzuführen. Die Haldenaufbereitung der Zukunft muss eine vollständige Beseitigung der Halde und die Rückführung des von ihnen beanspruchten Areals in die anthropogene Nutzung zum Ziel haben.

II.2 Wichtige Positionen und zahlenmäßiger Nachweis

Siehe Schlussverwendungsnachweis vom 5.7.2016.

II.3 Notwendigkeit und Angemessenheit der geleisteten Arbeit

Für die Bewertung der Halden als Rohstoffpotenzial des Westharzes kommt den Aufbereitungsversuchen eine ganz zentrale Bedeutung zu, da sie die Entscheidung über die weitere Zukunft herbeiführen müssen. Der Verwitterungszustand der Halden hat zur Veränderung der physikalischen und chemischen Eigenschaften geführt, so dass die klassischen Verfahren der Aufbereitung nur noch begrenzt Anwendung finden können. Es mussten daher unkonventionelle hydrometallurgische Methoden zur Aufbereitung angewandt werden, die einen erheblichen wissenschaftlichen Aufwand verlangten. Die gefundenen Ergebnisse haben den Stand der Kenntnisse soweit erhöht, dass eine Bewertung der Halden des Harzes erreicht werden konnte. Diese Einschätzung ist in das vom Forschungsverbund ROBEHA erstellte Haldenkataster eingeflossen, so dass die Unsicherheiten insbesondere für das Maß der Umweltgefährdung ausgeräumt werden konnten.

II.4 Darstellung des voraussichtlichen Nutzens, insbesondere der Verwertbarkeit des Ergebnisses im Sinne des fortgeschriebenen Verwertungsplans

Der Nutzen der Ergebnisse zur Aufbereitung von Halden des Bergbaus und der Metallurgie liegt vor allem in dem Wissenszuwachs im Umgang mit sekundären Rohstoffquellen. Das betrifft zum einen die Wertstoffgewinnung und zum anderen die Sicherung gegenüber Umweltschäden. Da das Problem der Bergbau- und Hüttenhalden ein weltweites Anliegen ist, bedeutet der wissenschaftliche und technische Erkenntnisgewinn eine Stärkung der nationalen Kompetenz im Hinblick auf die weltweite Rohstoffversorgung.

II.5 Darstellung des während der Durchführung des Vorhabens dem ZE bekannt gewordenen Fortschritts auf dem Gebiet des Vorhabens bei anderen Stellen

Parallel zu dem Projekt ROBEHA wurde ein Verbundvorhaben zur Aufbereitung von Schlacken der Mansfelder Kupferverhüttung unter dem Titel „Metalle aus Mansfelder

Kupferschlacke“ vom BMBF unter dem Förderkennzeichen(FKZ2033RK017B) finanziert. Diese Schlackehalden befinden sich im Südharz mit einem Potenzial von 66 Mio. Tonnen. Das Projekt führte zur Anmeldung eines Verfahrenspatentes [DP102016007030.7], das davon ausgeht, Schlacken vollständig zu verwerten, indem mehrere Produkte erzeugt werden. In diesem Fall sind es 4 Produkte: Metalloxidkonzentrat, Zementzuschlagstoff, Mineraldünger und Strahlmittel. Auf der Schlackekonferenz am 20 bis 21.06.2016 in Berlin “Mineralische Nebenprodukte und Abfälle“, Veranstalter TK Verlag, Neuruppin wurde das entwickelte Konzept vorgetragen und die Maxime aufgestellt, dass Haldenrückbau eine vollständige Verwertung voraussetzen muss. Teilverwertungen sind ökologisch nicht verantwortbar, da sie im Allgemeinen das Gefährdungspotenzial durch Umlagerung heraufsetzen. Diese Forderung trifft auch für die Halden im Projekt ROBEHA zu.

II.6 Vorträge und Veröffentlichungen

Poggendorf, C.; Rüpke, A.; Gock, E.; Saheli, H., Kuhn, K., Martin, T.: Nutzung des Rohstoffpotentials von Bergbau- und Hüttenhalden am Beispiel des Westharzes (2015). In: Thomé-Kozmiensky, K. J. (Hrsg.): Mineralische Nebenprodukte und Abfälle Band 2 - Aschen, Schlacken, Stäube und Baurestmassen, S. 579-602, TK Verlag Karl Thomé-Kozmiensky, Neuruppin ISBN 978-3-944310-21-3.

Kuhn., K., Poggendorf, C., Meima, J.A., Martin, T., Knieß, R., Noell, U., Gock, E., Saheli, H., Rammimair, D., (2015): ROBEHA: Nutzung des Rohstoffpotenzials von Bergbau- und Hüttenhalden am Beispiel des Westharzes. Vortrag anlässlich des Hochschulvergabe-Treffens der BGR, Hannover.

Poggendorf, C.: Das Projekt „ROBEHA“ - Wertstoffpotentiale in Westharzer Halden. Vortrag zum REWIMET-Symposium 2015; REWIMET - Recycling-Cluster wirtschaftsstrategische Metalle Niedersachsen; Clausthal, 30. Juni 2015

Poggendorf, C.: Nutzung des Wertstoffpotenzials von Bergbau- und Hüttenhalden – Ergebnisse des Forschungsvorhabens ROBEHA. Vortrag zur SKZ/TÜV-LGA Deponietagung „Die sichere Deponie“; Würzburg, 11/12.02.2016

Literaturverzeichnis

- [1] Gock, E., Heinrich, G., Stoppel, D.: Untersuchungen zur Nutzbarmachung von Baryt aus Restlagerstätten und Deponien. *Erzmetall* 38, Nr. 2, S. 90-95 (1985)
- [2] Heinrich, G.: Zur Flotierbarkeit sekundärer Barytrohstoffe unter besonderer Berücksichtigung der mineralischen Einflüsse. Dissertation TU Berlin (1986)
- [3] Beyer, W.: Zur mikrobiellen In-situ Laugung komplexer Sulfiderze des Rammelsbergs bei Goslar. Dissertation, TU Berlin, Weidler Buchverlag (1986)
- [4] Saheli, H.: Untersuchungen zur Mobilisierung und Immobilisierung von Schwermetallen in offenen Grubenräumen, Halden und Böden. Dissertation TU Clausthal (1996)
- [5] Reiß, M., Geck, E.: Verwertung von Theissenschlämmen als Alternative zur Deponierung. Schriftenreihe des Mansfeld-Museums (Neue Folge), Heft 5 (Bergbau- und Rückstandshalden des Mansfelder Kupferschieferbergbaus), S. 25-38 (2000)
- [6] Gock, E., Reiß, M.: Contribution on the quantification of acid water formation in sulphide-bearing waste from mining industry. Proceedings of the XXIII International Mineral Processing Congress (Hrsg.: G. Önal et al.), Band 3, p. 2115-2122 (2006)
- [7] Reiß, M.: Beitrag zur Quantifizierung der Sauerwasserbildung sulfidhaltiger Abgänge der Montanindustrie für die Konzeptionierung von Verminderungsmaßnahmen. Dissertation TU Clausthal (2002)
- [8] Banza Numbi, A.: Verfahren zur Nutzbarmachung der Kupferschlacke vom Lubumbashi/R.D. Kongo. Dissertation TU Clausthal (2001)
- [9] Gock, E., Kongolo, K., Banza Numbi, A.: Verfahren zum Recycling von Buntmetallen aus Schlacken der Kupfergewinnung. OE 19946326 A1, 29.03.2001

- [10] Gock, E., Nagy, A.-A.: Stoffliche Verwertung und Sanierung des Bergeteiches Ticapampa/Huaraz/Peru. Studie im Auftrag der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (2003)
- [11] Nagy, A.-A.: Edelmetallrecycling beim Rückbau sulfidhaltiger Erzabgänge. Dissertation TU Clausthal (2008)
- [12] Witkowski, Jacek Substitution toxischer Drückerreagenzien bei der Sulfidflotation durch bakterielle Substanzen, Dissertation TU Clausthal (2009), DFG-Projekt, Go38326
- [13] Gock, E.; Zeller, T.; Saheli, H.: Simulation von Verwitterungsbedingungen durch O₂/CO₂-angereicherte Wässer, Modifizierung des S₄-Tests, Abschluß -Seminar zum BMBF-Förderschwerpunkt Sickerwasserprognose (SiWaP) und Abschlußbericht; BMBF-FKZ 02WP0141 Berlin 14.-15. uni 2005
- [14] Gock, E.; Sauter, A., Zeller, T.: Innovatives Aufbereitungs- und Agglomeration-verfahren für Hüttenreststoffe; BMBF-Projekt im Förderschwerpunkt KMU-innovativ; Status: in Bearbeitung
- [15] Die Grube Bergwerkswohlfahrt im Innerstetal
([http://www,bad-grund-harz.de/Bergbau/bergwerkswohlfahrt.html](http://www.bad-grund-harz.de/Bergbau/bergwerkswohlfahrt.html))
- [16] Bartels, C,: Das Erzbergwerk Grund : die Betriebsgeschichte des Werkes und seiner Vorläufergruben Hilfe Gottes und Bergwerkswohlfahrt von den Anfängen im 16, Jahrhundert bis zur Einstellung 1992 , Goslar: Preussag AG Metall, (1992).
- [17] Erzbergwerk Grund
(www,becker-clz,de/bergbau/ebg/ebg.html)
- [18] Industriekultur-Fotografie und Geschichte, Grube Bergwerkswohlfahrt
(<http://www,industriedenkmal,de/zechen/bergwerke-harz-umland-hannover/grube-bergwerkswohlfahrt/>)

- [19] Nutzung des Rohstoffpotenzials von Bergbau- und Hüttenhalden unter Berücksichtigung der Nachhaltigkeit am Beispiel des Westharzes (ROBEHA) (http://www.robaha.de/ROBEHA/DE/Home/robaha_node.html)
- [20] Reiß, M.: Beitrag zur Quantifizierung der Sauerwasserbildung sulfidhaltiger Abgänge der Montanindustrie für die Konzeptionierung von Verminderungsmaßnahmen, Cuvill
- [21] Gock, E., Heinrich, G.: Process to Recover Lead Compounds, CANADIAN PATENT, Nr. 1268564
- [22] R.L.Braun, A.E. Lewis, M.E.Wadsworth,: In-Place leaching of primary sulfide ores: Laboratory leaching data and kinetics model, Metallurgical Transactions, Vol.5, August 1974.
- [23] Wang, Shao-yong, Wu Ai-xiong,: Craft of washclassification of heap leaching used in highclay copper oxide ore, the Chinese journal of nonferrous metals, Vol. 23 No.1, 2013
- [24] De-Xin Ding, Hai-Ying Fu,: A fractal kinetic model for heap leaching of uranium ore with fractal dimension of varied particle size distribution, Hydrometallurgy136(2013) 85-92
- [25] Plamen Georgiev, Stoyan Groudev,: Selective separation of copper from rich-in-iron bioleaching solution by means of processes of solvent extraction with LIX 984N and Stripping with sulphuric acid, annual of the university of mining and geology "st. ivan rilski", Vol.56, Part II, Mining and mineral processing, 2013.
- [26] Gock, E.; Zeller, T.; Saheli, H.: Simulation von Verwitterungsbedingungen durch O₂/CO₂-angereicherte Wässer, Modifizierung des S₄-Tests, Abschluß-Seminar zum BMBF-Förderschwerpunkt Sickerwasserprognose (SiWaP) und Abschlußbericht; BMBF-FKZ 02WP0141 Berlin 14. - 15. Juni 2005.

Anhang

Tabelle A1: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Sammlerkonzentration	127
Tabelle A2: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses des pH-Wertes	128
Tabelle A3: Rührlaugungsversuche von Haldenmaterial Langelsheim	129
Abbildung A1: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der.....	130
Abbildung A2: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses des pH-Wertes	131

Tabelle A 1: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der SammlerkonzentrationFeststoff: 100 g/L, Stabmühle: 5 min, Sammler: KAX, Schäumer: Flotanol C7, Konditionierzeit: 10 min, Flotationszeit: 10 min, $X_{90} = 85,39 \mu\text{m}$

100 g/L Feststoff							Metallausbringen im Konzentrat								Metallgehalte im Konzentrat						
Nr	Sammler	Schäumer	Konzentrat		Berge		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn			
	g/t	g/t	g	%	g	%	mg	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm			
V1,1	50	30	1,79	1,83	95,90	98,17	1,78	18,15	0,02	0,39	1,27	38,67	0,02	14,01	993	1,08	71,22	11526			
V1,2	100		1,83	1,86	96,30	98,14	1,44	14,17	0,02	0,51	1,21	38,89	0,02	12,82	788	1,29	66,27	10774			
V1,3	150		1,88	1,93	95,46	98,07	1,51	14,36	0,02	0,46	1,21	38,15	0,02	14,80	806	1,17	64,24	11380			
V1,4	50	50	1,97	2,01	96,13	97,99	2,49	21,12	0,06	1,29	1,28	43,54	0,03	17,09	1266	3,03	64,86	12778			
V1,5	100		2,03	2,08	95,36	97,92	2,50	20,34	0,06	1,22	1,18	41,61	0,03	16,59	1234	2,71	58,05	13128			
V1,6	150		2,07	2,13	94,92	97,87	3,09	25,23	0,06	1,19	1,32	44,39	0,03	18,81	1492	2,72	63,77	13557			
V1,7	50	80	2,06	2,13	94,81	97,87	2,04	21,64	0,05	1,09	1,39	45,88	0,03	17,74	991	2,43	67,55	12921			
V1,8	100		2,09	2,13	96,04	97,87	1,99	20,52	0,05	1,10	1,34	43,97	0,03	16,81	953	2,46	64,12	12845			
V1,9	150		2,11	2,17	95,13	97,83	1,95	21,86	0,05	1,02	1,40	46,45	0,03	17,90	924	2,21	66,40	12319			
berechnete Grundanalyse																					
Nr	Cu			Fe		Pb		Zn		Metallausbringen in Bergen								Metallgehalte in Bergen			
	ppm	%	%	ppm	mg	%	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm			
V1,1	100	5,02	3,37	1508	8,01	81,85	4,89	99,61	2,02	61,33	0,13	85,99	84	5,10	2,11	1321					
V1,2	104	4,68	3,18	1568	8,73	85,83	4,57	99,49	1,91	61,11	0,13	87,18	91	4,75	1,98	1393					
V1,3	108	4,92	3,25	1485	9,03	85,64	4,77	99,54	1,96	61,85	0,12	85,20	95	4,99	2,05	1291					
V1,4	120	4,71	2,99	1501	9,31	78,88	4,56	98,71	1,66	56,46	0,12	82,91	97	4,75	1,72	1270					
V1,5	126	4,62	2,91	1649	9,81	79,66	4,44	98,78	1,65	58,39	0,13	83,41	103	4,66	1,73	1405					
V1,6	126	4,89	3,07	1539	9,15	74,77	4,69	98,81	1,65	55,61	0,12	81,19	96	4,94	1,74	1276					
V1,7	97	4,73	3,13	1548	7,39	78,36	4,53	98,91	1,64	54,12	0,12	82,26	78	4,78	1,73	1301					
V1,8	99	4,76	3,11	1627	7,71	79,48	4,62	98,90	1,71	56,03	0,13	83,19	80	4,81	1,78	1383					
V1,9	92	4,73	3,10	1494	6,96	78,14	4,55	98,98	1,62	53,55	0,12	82,10	73	4,79	1,70	1253					

Tabelle A 2: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses des pH-Wertes

Feststoff: 200 g/L, Stabmühle: 50 min, mit Sulfidierung, pH-Wert mit CaO/H₂SO₄ einstellen, rühren 15 min, mit Luft 5 min, Sammler: KAX, 300 g/t, Schäumer: Flotanol C7, 50 g/t, Konditionierzeit: 10 min, Flotationszeit: 10 min, X₉₀ = 20,75 µm

							Metallausbringen im Konzentrat								Metallgehalte im Konzentrat			
Nr	PH	Na ₂ S	Konzentrat		Berge		Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
		kg/t	g	%	g	%	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm
V2,1	1	1	35,75	17,98	163,13	82,02	0,22	45,31	1,98	20,63	2,85	64,27	0,10	34,76	6150	5,54	7,96	2723
V2,2	3		38,78	19,44	160,66	80,56	0,17	47,99	2,40	22,52	2,91	65,82	0,11	33,91	4305	6,19	7,50	2835
V2,3	4		30,18	15,12	169,47	84,88	0,18	41,88	2,02	18,97	2,52	64,71	0,10	27,77	5803	6,68	8,34	3183
V2,4	10		27,85	13,93	172,14	86,07	0,10	65,21	1,96	17,21	4,72	63,58	0,12	30,98	3730	7,04	16,94	4217

berechnete Grundanalyse					Metallausbringen in Bergen								Metallgehalte in Bergen			
Nr	Cu	Fe	Pb	Zn	Cu		Fe		Pb		Zn		Cu	Fe	Pb	Zn
	ppm	%	%	ppm	g	%	g	%	g	%	g	%	ppm	%	%	ppm
V2,1	797	5,70	3,71	1908	0,06	34,79	9,43	82,79	2,70	36,42	0,26	69,02	322	5,48	1,57	1520
V2,2	2094	5,32	1,95	1732	0,24	58,12	8,61	81,03	1,37	35,29	0,25	72,23	1434	5,08	0,81	1474
V2,3	1744	5,34	2,22	1626	0,18	52,01	8,26	77,48	1,51	34,18	0,21	66,09	1126	5,14	0,94	1334
V2,4	2440	4,83	2,23	1408	0,27	54,69	7,62	79,37	1,58	35,73	0,18	65,24	1627	4,67	0,97	1120

Tabelle A 3: Rührlaugungsversuche von Haldenmaterial Langelsheim

Probe	Laugebedingungen				pH-Wert	Fe – Ausbringen (%)	Zn – Ausbringen (%)	Cu – Ausbringen (%)	Mn – Ausbringen (%)	Rückstand	Bemerkung von Rück.	Lauge Nr.		
	Feststoff-Kon. (g/L)	H ₂ SO ₄ (%)	Lauge-Tempe. (°C)	Lauge-dauer (min)										
Mahlversuch 0 (SSM,2min)	50g/L Probe, (12,5g,250ml)	30% H ₂ SO ₄	95°C	90min	-0,40	100%	85,07%	84,25%	78,73%	4,6g (36,8%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L5		
		5% H ₂ SO ₄	20°C	24h	1,21	73,36%	79,21%	57,64	92,05	5,1g (40,8%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L18		
		5% H ₂ SO ₄ + 5% H ₂ O ₂	20°C	24h	1,41	80,43%	84,90%	80,00%	96,33%	4,30g (34,4%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L23		
		10% H ₂ SO ₄	20°C	24h	0,72	99,03%	93,07%	79,89%	100%	3,75g (30,0%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L20		
	100g/L Probe (25g,250ml)	10% H ₂ SO ₄	20°C	24h	1,01	92,43%	87,68%	75,23%	99,61%	7,75g (31,0%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L21		
	200g/L Probe (50g,250ml)	10% H ₂ SO ₄	20°C	24h	2,41	58,21%	68,19%	52,00%	77,95%	26,88g(53,76%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L22		
Mahlversuch 1 (ESM5L, 200g, 1h)	50g/L Probe, (12,5g,250ml)	30% H ₂ SO ₄	95°C	15min	-0,33	83,11%	73,59%	66,07%	81,1%	5,7g (45,6%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L4		
				60min	-0,40	98%	81,09%	79,84%	80,00%	4,5g (36,0%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L1		
				90min	-0,40	100%	87,42%	85,51%	80,00%					
	5% H ₂ SO ₄	20°C	90min	1,20	62,52%	73,58%	56,95%	83,43%	5,3g (42,4%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L16			
			24h	1,29	72,08%	78,87%	62,38%	88,25%	4,5g (36,0%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L19			
	100g/L Probe, (25g,250ml)	30% H ₂ SO ₄	95°C	90min	-0,43	73,32%	68,29%	68,43%	71,39%	12,2g (48,8%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L7		
200g/L Probe, (50g,250ml)	30% H ₂ SO ₄	95°C	90min	-0,41	62,01%	58,66%	55,46%	63,28%	27,7g (55,4%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L6			
Mahlversuch 2 (ESM5L, 200g, 2h)	50g/L Probe, (12,5g,250ml)	3% H ₂ SO ₄	95°C	90min	2,48	68,15%	76,34%	0,40%	89,48%	5,3g (42,4%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L10		
				20°C	24h	2,32	70,25%	74,42%	68,97%	87,13%	4,8g (38,4%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L8	
				20°C	7 Tagen	2	69,72%	89,68%	81,60%	95,56%	4,7g (37,6%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L14	
		3% H ₂ SO ₄ + 5% H ₂ O ₂	20°C T _{max} =60°C	24h	2,2	42,24%	85,68%	90,50%	78,96%	7,0g (56,0%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L12		
				5% H ₂ SO ₄	95°C	90min	1,46	87,04%	88,05%	88,41%	100%	3,9g (31,2%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L11
					20°C	90min	1,20	72,41	81,91	71,28	91,74	4,7g (37,6%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L17
		20°C	24h		1,51	84,77%	79,17%	73,54%	95,23%	4,0g (32,0%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L9		
		20°C	7 Tagen	1,52	82,56%	89,31%	78,76%	94,62%	3,5g (28,0%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L15			
		5% H ₂ SO ₄ + 5% H ₂ O ₂	20°C T _{max} =50°C	24h	1,45	74,45%	95,27%	94,61%	94,22%	4,5g (36,0%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L13		
				30% H ₂ SO ₄	95°C	15min	-0,30	89,73%	78,25%	74,65%	79,00%	4,9g (39,2%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L3
		30min	-0,35			97,54%	82,44%	90,11%	79,00%	4,2g (33,6%)	PbSO ₄ , SiO ₂	L2		
		60min	-0,36			97,92%	85,95%	93,92%	80,00%					
90min	-0,36	100%	88,74%			97,81%	80,00%							

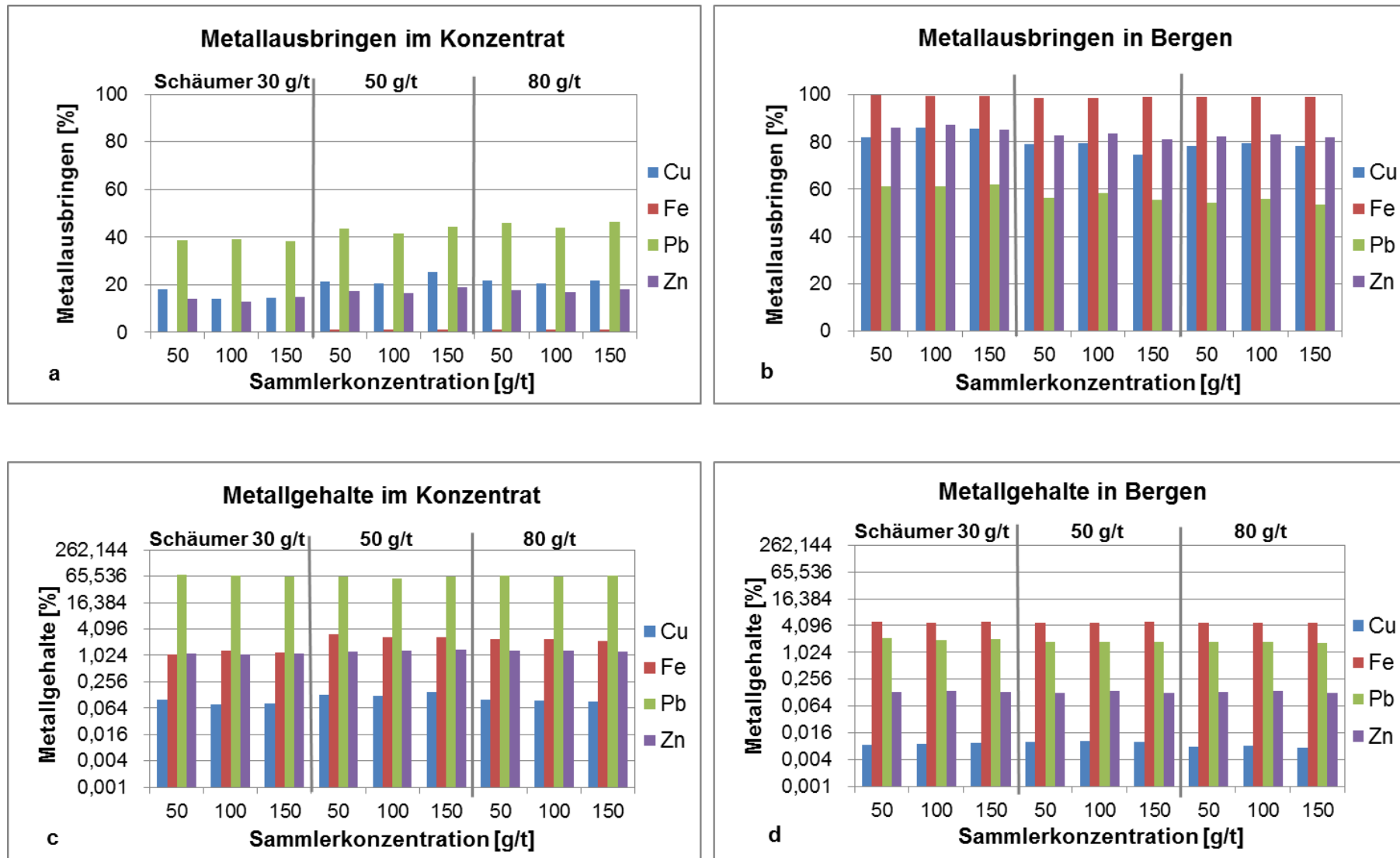


Abbildung A 1: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses der Sammlerkonzentration (Analysedaten siehe Tabelle A1)

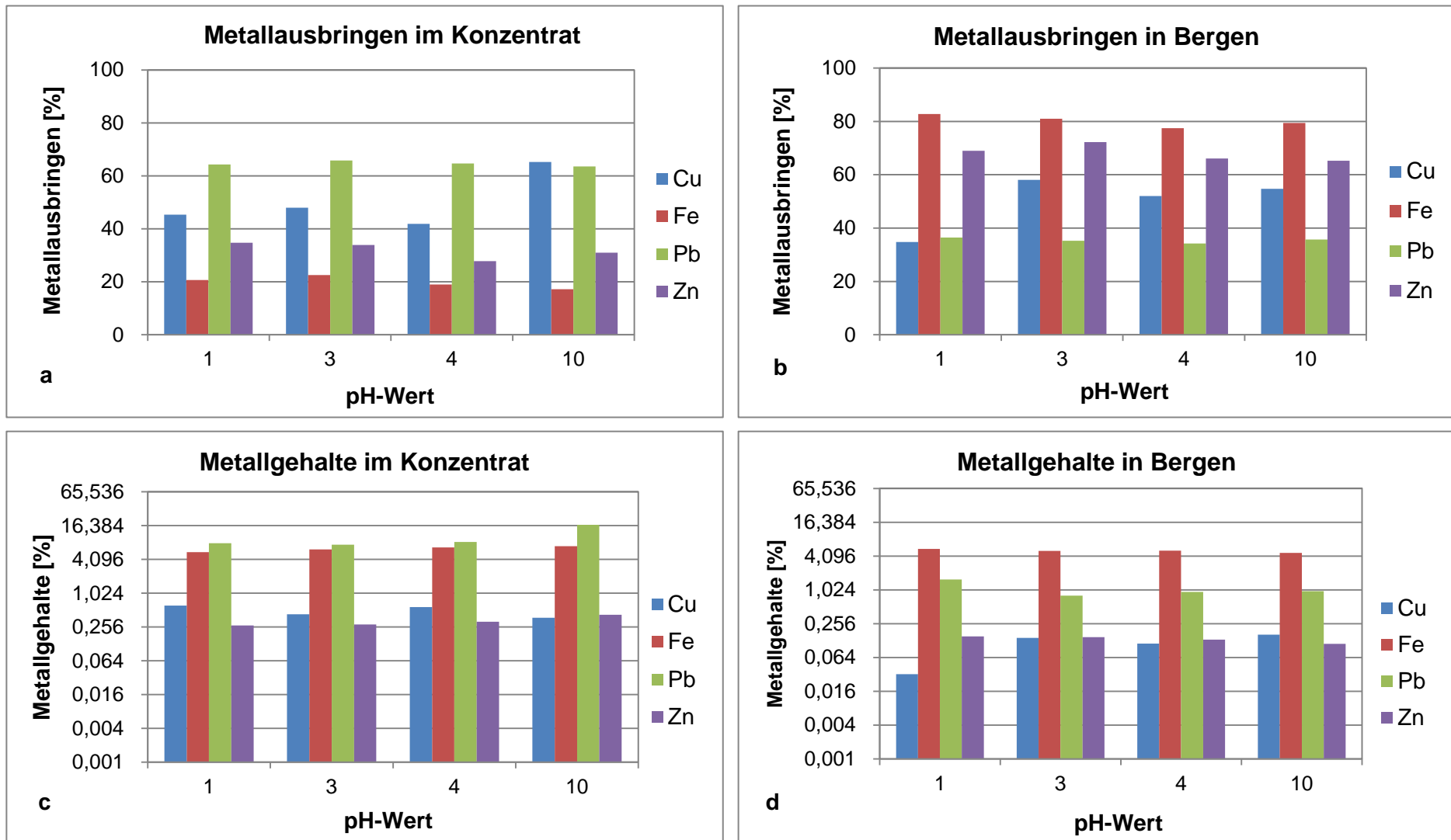


Abbildung A 2: Flotation von Haldenmaterial der Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt, Untersuchung des Einflusses des pH-Wertes (Analysedaten siehe Tabelle A2)

Berichtsblatt

1. ISBN oder ISSN	2. Berichtsart (Schlussbericht oder Veröffentlichung) Schlussbericht
3. Titel Nutzung des Rohstoffpotenzials von Bergbau- und Hüttenhalden unter Berücksichtigung der Nachhaltigkeit am Beispiel des Westharzes (ROBEHA)	
4. Autor(en) [Name(n), Vorname(n)] Prof. Dr.-Ing. habil. E. Gock Dr.-Ing. H. Saheli Dipl.-Ing. Z. Ma	5. Abschlussdatum des Vorhabens 31.12.2015
	6. Veröffentlichungsdatum
	7. Form der Publikation Schlussbericht
8. Durchführende Institution(en) (Name, Adresse) TU Clausthal Institut für Aufbereitung, Deponietechnik und Geomechanik(IFAD) Walther-Nernst-Str. 9 38678 Clausthal-Zellerfeld	9. Ber. Nr. Durchführende Institution
	10. Förderkennzeichen 033R105F
	11. Seitenzahl 133
12. Fördernde Institution (Name, Adresse) Bundesministerium für Bildung und Forschung (BMBF) 53170 Bonn	13. Literaturangaben 26
	14. Tabellen 37
	15. Abbildungen 59
16. Zusätzliche Angaben	
17. Vorgelegt bei (Titel,	
18. Kurzfassung Im Rahmen der Erstellung eines Haldenkatasters von historischen Bergbau- und Hüttenaktivitäten im Westharz wurden aufbereitungstechnische Untersuchungen zur Bewertung des Rohstoffpotenzials durchgeführt. Durch starke Verwitterungseinflüsse sind die klassischen Methoden zur Aufbereitung nicht anwendbar. Laugungs- und Löseverfahren erlauben eine weitgehende Entmetallisierung. Für die Rohstoffgewinnung sind die Objekte generell zu klein. Im Hinblick auf die Sanierung liefern die Ergebnisse anwendbare Verfahrensvorschläge zur Haldensicherung .	
19. Schlagwörter Halden, Westharz, Aufbereitung, Schwermetallbelastung	
20. Verlag	21. Preis

Document Control Sheet

1. ISBN or ISSN	2. type of document (e.g. report, publication) Final report
3. title Exploitation of the raw material potential of mining and metallurgical dumps in consideration of sustainability aspects based on the example of the western Harz (ROBEHA)	
4. author(s) (family name, first name(s)) Prof. Dr.-Ing. habil. E. Gock Dr.-Ing. H. Saheli Dipl.-Ing. Z. Ma	5. end of project 31.12.2015
	6. publication date
	7. form of publication final report
8. performing organization(s) (name, address) TU Clausthal Institut für Aufbereitung, Deponietechnik und Geomechanik (IFAD) Walther-Nernst-Str. 9 38678 Clausthal-Zellerfeld	9. originator's report no.
	10. reference no. 033R105F
	11. no. of pages 133
12. sponsoring agency (name, address) Bundesministerium für Bildung und Forschung (BMBF) 53170 Bonn	13. no. of references 26
	14. no. of tables 37
15. no. of figures 59	
16. supplementary notes	
17. presented at (title, place, date)	
18. abstract The aim of the project was to establish a register of the mining and metallurgy dumps in the west Harz area. By mineral processing experiments the value of the metal content was proven. Because of the weathering conditions the classic mineral processing methods are not applicable. With leaching experiments it was possible to extract the metal content. But in general the dump objects are too small for industrial metal winning. For preventing metal contamination of the water routes the results of the mineral processing experiments are helpful for environmental protection measure.	
19. keywords Dump, West Harz, mineral processing, heavy metals, environmental protection	
20. publisher	21. price