

Edelmetallrecycling beim Rückbau sulfidhaltiger Erzabgänge

Dissertation

zur Erlangung des Grades eines
Doktor-Ingenieurs

vorgelegt von

Dipl.-Ing. Adrian A. Nagy

Baia-Mare (Frauenbach), Rumänien

genehmigt von der

Fakultät für Energie- und Wirtschaftswissenschaften
der Technischen Universität Clausthal

Tag der mündlichen Prüfung

27. Mai 2008

Vorwort

Die vorliegende Dissertation entstand während meiner Tätigkeit als wissenschaftlicher Mitarbeiter am Institut für Aufbereitung, Deponietechnik und Geomechanik der Technischen Universität Clausthal. Sie wurde durch ein Promotionsstipendium vom Deutschen Akademischen Austauschdienst (DAAD) gefördert. Für die vom DAAD gewährte Unterstützung bin ich sehr dankbar.

Mein besonderer Dank gilt Herrn Prof. Dr.-Ing. habil. E. Gock für die freundliche Aufnahme am Institut und die intensive Betreuung bei der Durchführung dieser Arbeit.

Herrn Prof. Dr.-Ing. D. Goldmann danke ich herzlich für das Interesse an meiner Arbeit und die Bereitschaft zur Übernahme des Korreferats.

Bei der Ausführung der praktischen Untersuchungen wurde ich von allen Institutsangehörigen unterstützt. Besonders hervorheben möchte ich die tatkräftige Hilfe von Herrn Dr.-Ing. V. Vogt und Herrn Dr.-Ing. J. Kähler.

Für die Unterstützung bei der praktischen Durchführung der mikrobiologischen Versuche und für die Rasterelektronenmikroskopie danke ich herzlich Herrn Privat Dozent Dr. rer. nat. habil. A. Schippers und Herrn Dr.-Ing. habil. F. Melcher von der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe in Hannover.

Meiner Familie und meinem Freundeskreis danke ich für die ständige moralische Aufmunterung.

1	Einführung in die Problematik	1
2	Ziel und Aufgabenstellung	1
3	Stand der Kenntnis zur Ablagerung sulfidischer Abgänge	2
4	Sauerwasserbildung des Bergeteiches Ticapampa	20
4.1	Ablagerungsbedingungen	20
4.2	Abschätzung der abgelagerten Massen	21
4.3	Chemische Analyse	23
4.3.1	Bestimmung der Hauptelemente	23
4.3.2	Bestimmung des Edelmetallgehaltes	26
4.4	Mineralogische Analyse	27
4.4.1	Anschliffmikroskopie	28
4.4.2	Elektronenmikrosondenuntersuchung und Diffraktometrie	32
4.4.3	Chemische Zuordnung des Sulfidschwefels	35
4.4.3.1	Phasenkennzeichnung	37
4.4.3.2	Spurenanalyse in der Pyrit- und Arsenopyritfraktion	40
4.4.3.3	Auswertung	40
4.5	Siebgehaltsanalysen	41
4.6	Dichteanalysen	47
4.7	Sickerwasserprognose	47
5	Mechanische Aufbereitung	55
5.1	Hydrozyklontrennung	55
5.2	Herdsortierung und Wendelrinnentrennung	58

5.3	Flotation des unbehandelten Bergeteichmaterials	64
5.3.1	Einfluss von Sammlerreagenzien	66
5.3.2	Einfluss von Schaumerreagenzien	67
5.3.3	Einfluss des pH-Wertes	69
5.3.4	Einfluss von Druckerreagenzien	70
5.4	Flotation der Feinkornfraktion <30µm	72
5.4.1	Einfluss von Sammlerreagenzien	72
5.4.2	Einfluss von Schaumerreagenzien	73
5.4.3	Einfluss von Druckerreagenzien	75
5.5	Bewertung der Ergebnisse der mechanischen Aufbereitung	76
6	Chemische Aufbereitung	78
6.1	Cyanidlaugung des unbehandelten Bergeteichmaterials	81
6.1.1	Einfluss der Cyanidkonzentration	81
6.1.2	Einfluss der Feststoffkonzentration	84
6.2	Cyanidlaugung der Konzentrate der Dichtesortierung	88
6.2.1	Cyanidlaugung in Gegenwart von Luftsauerstoff und reinem Sauerstoff	88
6.2.2	Einfluss der Sauerstoffeintrages	91
6.2.3	Einfluss der Cyanidkonzentration	97
6.2.4	Einfluss der Korngroe	101
6.2.5	Einfluss der Temperatur	105
6.3	Bewertung der Ergebnisse der chemischen Aufbereitung	109
7	Biologisch-chemische Aufbereitung	110
7.1	Biologische Vorlaugung des Bergeteichmaterials und anschließende Cyanidlaugung	110
7.1.1	Versuchsdurchfuhrung	110
7.1.2	Ergebnisse der biologischen Vorlaugung	111
7.2	Biologische Vorlaugung der Konzentrate der Dichtesortierung und anschließende Cyanidlaugung	113
7.2.1	Versuchsdurchfuhrung	114

Inhaltsverzeichnis

7.2.2	Ergebnisse der biologischen Vorlaugung	114
7.2.3	Mineralogische Analysen der Rückstände	118
7.3	Gegenüberstellung der Ergebnisse der chemischen und der biologisch-chemischen Laugung	121
7.3.1	Bergeteichmaterial	121
7.3.2	Konzentrat	123
8	Verfahrensvorschlag zum Rückbau des Bergeteiches Ticapampa	127
	Zusammenfassung	138
	Literaturverzeichnis	140
	Anhang	146

1 Einführung in die Problematik

Sulfidhaltige Ablagerungen des Buntmetallerzbergbaues können beim Zutritt von Wasser und Sauerstoff durch katalytische Wirkung von Mikroorganismen schwermetallhaltige Sauerwässer bilden, die Böden und Gewässer kontaminieren. Zusätzlich können Wind und Regen durch Erosion zur weiträumigen Verteilung der Schwermetallsulfide der Ablagerungen führen. Weltweit ist eine Vielzahl ähnlicher Probleme bekannt. Neben der Sanierung buntmetallhaltiger Bergeteiche kommen auch Verwertungsmaßnahmen in Betracht.

Nachdem 1990 das peruanische Umweltschutzgesetz verabschiedet worden war, wurde das peruanische Bergbauministerium im Rahmen der deutsch-peruanischen technischen Zusammenarbeit zunächst bei der Ausarbeitung von Durchführungsbestimmungen für den Umweltschutz im Bergbau-/Hüttensektor unterstützt. Die effiziente und wirksame Umsetzung der gesetzlichen Anforderungen zum Umweltschutz im peruanischen Rohstoffsektor trifft jedoch auf große praktische Schwierigkeiten. Weder in den zuständigen staatlichen peruanischen Stellen (Ministerium für Energie und Bergbau) noch in den Bergbau- und Hüttenbetrieben/-unternehmen sind für Umweltschutzaufgaben hinreichend qualifizierte Fachkräfte in ausreichender Zahl vorhanden [1].

2 Ziel und Aufgabestellung

Ziel der Arbeit war die Entwicklung einer konkreten Sanierungsmaßnahme für den Bergeteich des Buntmetallerzbergbaues Ticapampa. Unter ökonomischen und ökologischen Gesichtspunkten ergibt sich für die Aufarbeitung von Bergeteichmaterial folgende Aufgabestellung:

- Gewinnung verwertbarer Produkte bei gleichzeitiger Reduzierung des neu zu deponierenden Volumens,
- Verringerung des Kontaminationspotentials durch Abtrennung stark kontaminierter Komponenten,
- Erzeugung von Abgängen die gefahrlos erneut abgelagert werden können,

- Kosten für die Sanierung sollen partiell durch die Gewinnung von Edelmetallen gedeckt werden.

Die ökologischen Rahmenbedingungen für das Verfahren sollen durch die Umweltverträglichkeit der Maßnahmen gegeben sein.

3 Stand der Kenntnis zur Ablagerung sulfidischer Abgänge

Häufig stellen Ablagerungen sulfidischer Abgänge aus langjährigen Aufbereitungsaktivitäten sowohl Rohstoff- als auch Kontaminationsquellen dar.

Die Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR) aus Hannover erhielt im Jahre 2003 den Auftrag „Stoffliche Verwertung und Sanierung des Bergeteiches Ticapampa/Huaraz/Peru“.

Ökologische Aspekte nehmen bei der Aufarbeitung sulfidischer edelmetallhaltiger Abgänge eine wichtige Rolle ein. Einerseits werden durch Aufbereitung die natürlichen Ressourcen geschont, andererseits wird Deponieraum gespart. Gegebenenfalls kann das Kontaminationspotential der verbleibenden zu deponierenden Abgänge gesenkt werden. Letztgenannter Punkt ist für sulfidhaltiges Material von besonderer Bedeutung. Sulfide, die im Allgemeinen nur gering wasserlöslich sind und meist als Schwermetallverbindungen vorkommen, werden häufig unter natürlichen Bedingungen in wasserlösliche Verbindungen überführt. Als Beispiel zeigt **Abbildung 1** die Ableitung saurer Grubenwässer aus Colquijirca, Peru.

Aus diesem Grunde sind alle buntmetallhaltigen Rückstände, die deponiert oder aufbereitet werden sollen, auf ihren Sonderabfallcharakter hin zu untersuchen. Die Beurteilung einer Halde oder eines Bergeteiches orientiert sich als Schadstoffquelle direkt am Schadstoffinhalt.

Eine Aussage über das effektive Gefährdungspotential ist jedoch nur möglich, wenn eine Unterscheidung zwischen den Phasen getroffen wird, aus denen unter Halden- oder Deponiebedingungen ein Inlösungsgehen von Ionen möglich und solchen bei

denen dies nicht der Fall ist. Beim Aufschluss bestimmter Metallsulfide bildet sich in Gegenwart von Sauerstoff und Wasser Sauerwasser.



Abbildung 1: Ableitung saurer Grubenwässer aus Colquijirca, Peru. Quelle: BGR

Häufigste Ursache für die Sauerwasserbildung ist das bedeutendste Metallsulfid Pyrit (FeS_2). **Abbildung 2** stellt die wichtigsten Reaktionen bei der natürlichen Pyritverwitterung dar [2]. Durch Säurebildung und parallel laufende Freisetzung von Eisen wird eine Reihe von Begleitreaktionen induziert. Darunter werden von aus vorhandenen anderen Schwermetallsulfiden Schwermetalle freigesetzt. In Gegenwart von Karbonaten finden Säurepufferungsprozesse statt.

Die Voraussetzung für die Konzeptionierung langzeitstabiler Verminderungsmaßnahmen ist die Quantifizierung aller sauerwasserbildenden Teilprozesse. Da die Teilprozesse der Sauerwasserbildung im Allgemeinen einen großen Zeitraum benötigen, sind Testmethoden erforderlich, die die Langzeitreaktionen auf einer kurzen Zeitskala abbilden können.

Zur Beurteilung des Verwitterungsverhaltens von Metallsulfiden können Eh-pH-Diagramme [3] herangezogen werden. **Abbildung 3** stellt das Eh-pH-Diagramm für

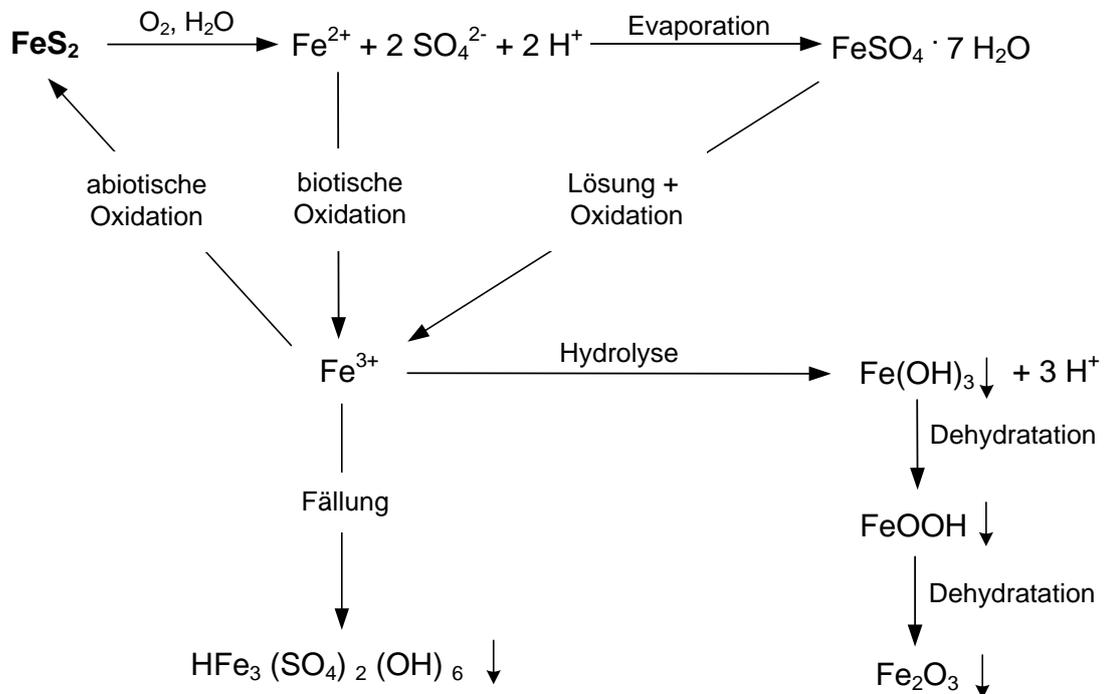


Abbildung 2: Schema der Reaktionen bei der natürlichen Pyritverwitterung, nach [2]

das System Fe-S-H₂O dar. Pyrit (FeS_2) ist nur unter reduzierenden Bedingungen stabil. Im oxidierenden Milieu wird aber entweder unlösliches $\text{Fe}(\text{OH})_3$ oder gelöstes $\text{Fe}^{2+/3+}$ thermodynamisch begünstigt [4]. Die Einflussfaktoren auf die Pyritoxidation unter natürlichen Bedingungen sind der pH-Wert, die Temperatur, der Sauerstoffgehalt der wässrigen Phase, die spezifische Oberfläche, das Säurepufferungsvermögen der Begleitminerale, die hydraulische Durchlässigkeit und die mikrobiologische Aktivität [5]. Am Anfang wird bei mittlerem pH-Wert der Sulfidschwefel durch Luft-sauerstoff direkt aber relativ langsam oxidiert [6]. Reaktionsprodukte sind zweiwertiges Eisen und Schwefelsäure (Gl. 1).



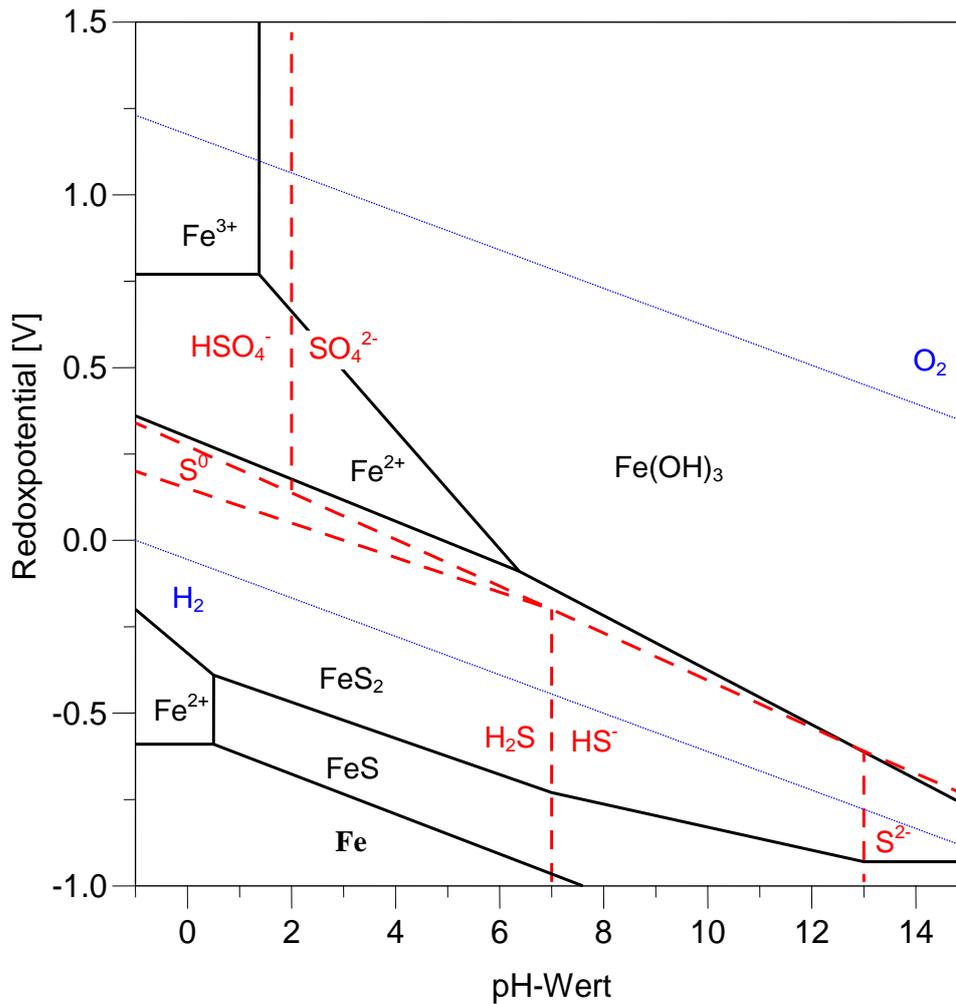


Abbildung 3: Eh-pH-Diagramm für das System Fe-S-H₂O bei 25 °C, nach [4]

Nach diesem Oxidationsprozess wird bei Anwesenheit von Sauerstoff das zweiwertige Eisen zu dreiwertigem Eisen oxidiert (Gl. 2) und bei pH-Werten > 2,8 fällt das Eisenion als Eisen(III)hydroxid (Gl. 3), verbunden mit einer weiteren Senkung des pH-Wertes, aus [7].



Bei vollständiger Oxidation des Pyrits und einer anschließenden Ausfällung von $\text{Fe}(\text{OH})_3$ entstehen 4 Mol H^+ pro Mol FeS_2 . Die Pyritazidität (Gl. 5) resultiert damit aus der Summe von Sulfid- (Gl. 1) und Eisenazidität (Gl. 4) [8]:



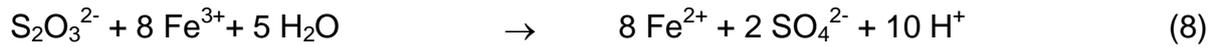
Sinkt der pH-Wert auf < 4 , erfolgt in Gegenwart von $\text{Fe}(\text{III})$ -Ionen die „schnelle“ Oxidation von Pyrit [9]:



Gelöster Sauerstoff und Eisen(III)-Ionen wirken als Oxidationsmittel für Pyrit [10]. **Abbildung 4** zeigt, dass unter sauren Milieubedingungen die Eisen(III)-Ionen die Oxidation von Pyrit bestimmen [7]. Die Wirksamkeit von gelöstem Sauerstoff beschränkt sich im Wesentlichen auf die Oxidation des Reduktionsproduktes Fe^{2+} . Die bevorzugte Pyritoxidation durch Eisen(III)-Ionen bei pH-Werten < 4 erklärt Luther [6] mit Hilfe der Molekülorbital-Theorie. Hydratisierte Eisen (III)-Ionen bilden im Gegensatz zu molekularem Sauerstoff σ -Bindungen zur Pyritoberfläche aus, die eine Elektronenübertragung vom Schwefelanteil des Pyrits zum Oxidationsmittel Eisen(III) erleichtern. Luther [6] und Moses [10] erklären die Auflösung des Pyrits durch die Anwesenheit des Eisen(III)hexahydrats als Oxidationsmittel (Gl. 7):



Nach Schippers [11] wird Thiosulfat $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ bei einem Überschuss an Eisen(III)-Ionen in einem zyklischen Prozess zu Schwefelsäure oxidiert. Zwischenprodukte sind Tetrathionat, Disulfanmonosulfonsäure und Trithionat. Vereinfachend wird die Reaktion wie folgt beschrieben (Gl. 8):



Bei hohen Eisen- und Sulfatkonzentrationen und niedrigen pH-Werten findet Jarositbildung als Parallelreaktion zur Eisen(III)-Regeneration [12] statt. Dabei wird freie Schwefelsäure gebildet und Fe(III) als Hydroxosulfat gefällt (Gl. 9):

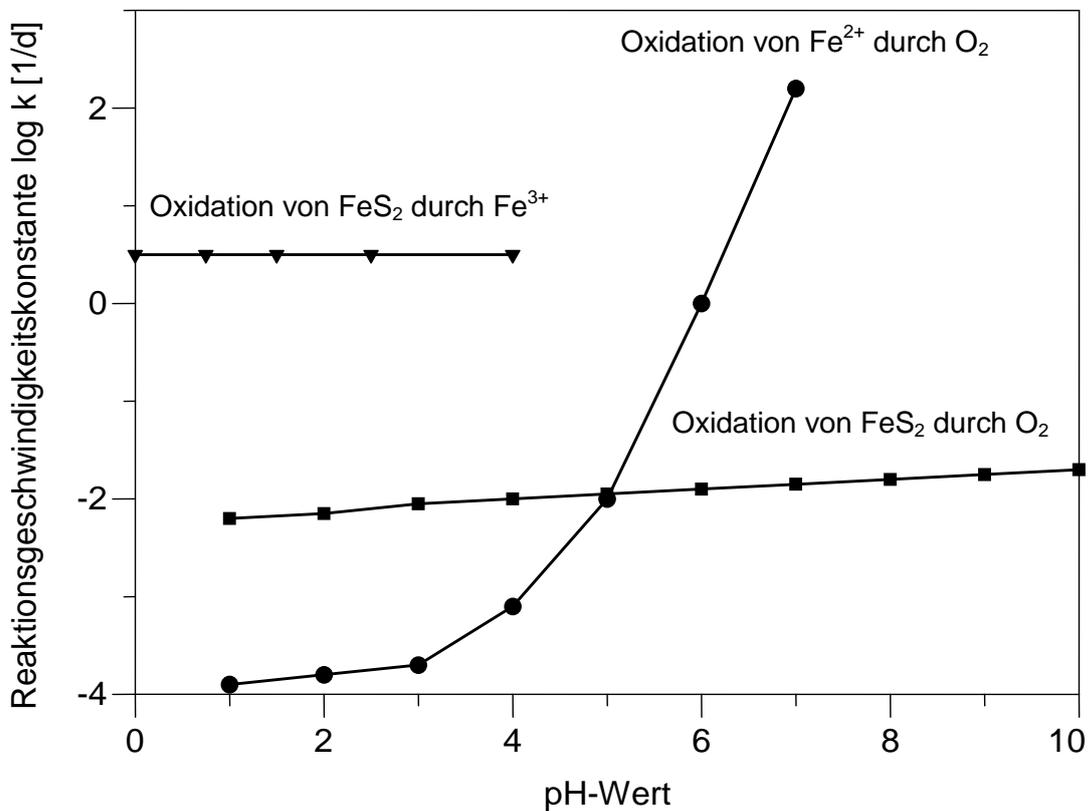


Abbildung 4: Vergleich der Reaktionsgeschwindigkeitskonstanten der Sauerwasserbildungsreaktionen als Funktion des pH-Wertes, nach [7]

Im sauren pH-Bereich vorzugsweise zwischen 1 und 3,5 können acidophile Mikroorganismen wie: *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Leptospirillum ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans* und *Ferroplasma sp.* die Sulfidoxidation katalysieren [13]. Der

bakterielle Angriff wird in Direkt- und Indirektoxidationsmechanismen klassifiziert. Durch rasterelektronenmikroskopische Untersuchungen wurde festgestellt, dass bei direktem bakteriellen Angriff ein unmittelbarer physikalischer Kontakt zwischen Bakterien und Sulfidmineral besteht. Die Auflösung des Minerals wird auf enzymatisch katalysierte Oxidationsvorgänge zurückgeführt. Es wird folgende allgemeine Gleichung formuliert [14,15,16]:



Laut Schippers [11] ist die Anheftung von Bakterien an der Oberfläche von Sulfiden kein ausreichendes Indiz für eine direkte Oxidation. Er weist durch experimentelle Untersuchungen nach, dass die Sulfidoxidation allein auf eine indirekte bakterielle Laugung zurückzuführen ist. Danach werden Metallsulfide durch komplexierte Fe^{3+} -Ionen angegriffen, die in einem mit extrazellulären polymeren Substanzen (EPS) ausgefüllten Reaktionsraum zwischen der äußeren Membran der angehefteten Bakterienzelle und der Sulfidoberfläche nachgewiesen wurden. Sulfidminerale werden dann nach Ansicht des Autors abiotisch durch Fe(III) -Ionen oxidiert (Gl. 11):



Die Mitwirkung der Bakterien soll sich dabei allein auf die Rückoxidation der entstehenden Eisen(II)-Ionen innerhalb der extrazellulären polymeren Substanz beschränken (Gl. 12):



Der entstehende Elementarschwefel wird durch *Acidothiobacillus ferrooxidans* bzw. durch den gleichzeitig auftretenden *Acidothiobacillus thiooxidans*, zu Sulfat oxidiert (Gl. 13):



Alternativ zur oxidierenden Laugung in Gegenwart von Fe^{3+} erfolgt eine oxidierende Laugung der Metallsulfide auch durch Protonenangriff (Gl. 14) [11]:



Schippers [11] unterscheidet aufgrund der Mineralstruktur die in **Abbildung 5** dargestellten zwei Mechanismen der biologisch katalysierten Sulfidoxidation. Während die Oxidation des Sulfidschwefels der Disulfide (z.B. FeS_2 , MoS_2 , WS_2) in einem zyklischen Prozess über Thiosulfat, Tetrathionate, Disulfomonosulfansäure zur Schwefelsäure erfolgt, werden die Monosulfide (z.B. ZnS , PbS , CuFeS_2) über Elementarschwefel nur bis zum Sulfat oxidiert.

Aus diesen Mechanismen geht hervor, dass bei der Oxidation von Metalldisulfiden im Allgemeinen die Bildung freier Schwefelsäure zu erwarten ist, bei der Oxidation von Metallmonosulfiden hingegen nicht. Diese Beobachtung deckt sich auch mit den Kenntnissen aus der hydrometallurgischen Literatur [16,17,18,19,20,21,22,23].

Schippers [11] kommt zu folgender Erklärung: „Metallsulfide sind überwiegend Halbleiter, deren im Kristall angeordnete Metall- und Schwefelatome metallisch gebunden sind. Bei der Metallbindung verschmelzen die für einzelne Moleküle berechneten Orbitale zu Bändern mit unterschiedlichen Energieniveaus. Das Band mit dem höchsten Energieniveau, das noch mit Elektronen besetzt ist, ist das Valenzband, welches im Halbleiter zum energetisch darüber liegenden, nicht mit Elektronen besetztem Leitungsband durch eine verbotene Energiezone getrennt ist. Bei Isolatoren ist die verbotene Energiezone besonders breit, während bei Metallen Valenz- und Leitungsband teilweise überlappen, so dass keine verbotene Energiezone entsteht. Bei Pyrit, Molybdänit und Tungstenit berechnen sich die Valenzbänder nur aus den Orbitalen der Metallatome und nicht aus den Orbitalen der Schwefelatome, wie es auf die anderen Metallsulfide zutrifft. Die Valenzelektronen von Pyrit, Molybdänit und Tungstenit tragen damit im Gegensatz zu den anderen Metallsulfiden nicht zur chemischen Bindung zwischen Metall- und Schwefelanteil bei. Im Falle der anderen Metallsulfide

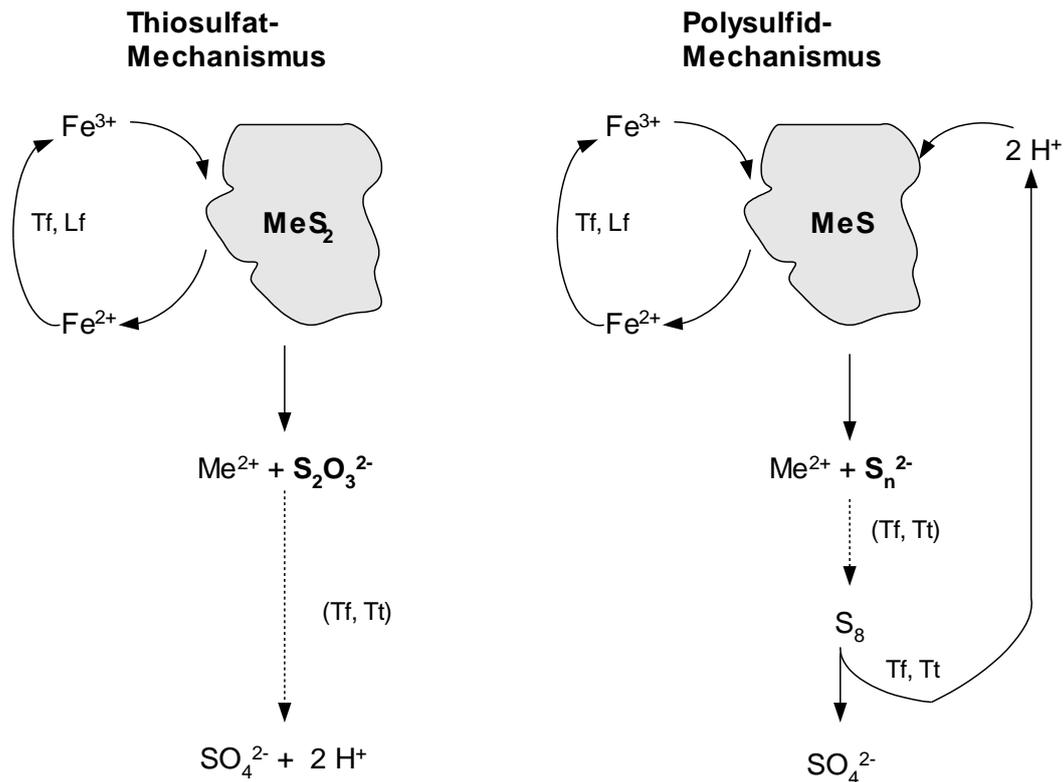


Abbildung 5: Mechanismen der mikrobiologisch katalysierten Oxidation von Metallsulfiden, nach Schippers [11]
 (Tf – *T. ferrooxidans*, Lf – *L. ferrooxidans*, Tt – *T. thiooxidans*, MeS_2 – Metalldisulfid, MeS – Metallmonosulfid)

führt daher das Herauslösen eines Elektrons aus dem Valenzband durch Protonenangriff zum Bruch der Bindung. Im Falle von Pyrit, Molybdänit und Tungstenit sind dagegen zum Bruch der Bindung zwischen Metall- und Schwefelanteil eine Reihe von Oxidationsschritten notwendig. Daraus resultiert, dass diese Metallsulfide nicht durch Protonen angegriffen, folglich in Säure nicht löslich sind. Eine weitere Gemeinsamkeit von Pyrit, Molybdänit und Tungstenit besteht darin, dass sie aus Paaren von Schwefelatomen bestehen. Diese drei Metallsulfide sollten folglich demselben Abbaumechanismus unterliegen.“

Um die Oxidation von Metallsulfiden unter zeitraffenden Bedingungen beobachten zu können, werden zur Verkürzung der Reaktionsdauer gezielt die thermodynamisch begründeten Löseeigenschaften der Stoffe ausgenutzt. Dafür wird im Autoklaven die

direkte Auflösung sulfidischer Erzkonzentrate unter erhöhtem Sauerstoffdruck und erhöhter Temperatur durchgeführt.

Kennzeichnend für die oxidierende Drucklaugung von Metallsulfiden sind Heterogenreaktionen an der Phasengrenze fest-flüssig. Dabei besteht der Reaktionsmechanismus aus verschiedenen Schritten, deren langsamster Schritt die Geschwindigkeit der Brutto-Reaktion bestimmt [4]:

- Auflösung des Sauerstoffs in der Flüssigkeit,
- Transport des gelösten Sauerstoffs an die Phasengrenze fest-flüssig,
- Reaktion an der Phasengrenze fest-flüssig,
- Abtransport der Reaktionsprodukte in die Lösung.

Die Brutto-Reaktionsgeschwindigkeit kann mit folgendem allgemeingültigen Potenzansatz beschrieben werden [24]:

$$-\frac{d[c_{\text{MeS}}]}{dt} = k \cdot [c_{\text{O}_2}]^{n_1} \cdot [c_{\text{MeS}}]^{n_2} \quad (15)$$

- mit
- k = Reaktionsgeschwindigkeitskonstante,
 - c_{O_2} = Gelöstsauerstoff-Konzentration,
 - c_{MeS} = Metallsulfid-Konzentration,
 - n_1, n_2 = Reaktionsordnung.

Die für die Zeitraffung relevanten Einflussgrößen Temperatur und Sauerstoffpartialdruck sind in Gleichung (15) über die Reaktionsgeschwindigkeitskonstante und die Gelöstsauerstoff-Konzentration berücksichtigt. Die Reaktionsgeschwindigkeitskonstante k berechnet sich gemäß der Arrhenius-Gleichung:

$$k = k_0 \cdot e^{-E_a/(R \cdot T)} \quad (16)$$

mit k_0 = Frequenzfaktor,
 E_a = Aktivierungsenergie,
 R = Gaskonstante,
 T = absolute Temperatur.

Als Beispiel: eine Temperaturerhöhung von 20 auf 180°C bedeutet für Pyrit ($E_a = 71,59$ kJ/mol, $k_0 = 3,8 \cdot 10^5$ l/mol·min) eine 2844fache Erhöhung der Reaktionsgeschwindigkeit [23,25,26].

Die Reaktionsgeschwindigkeit ist weiterhin von der Konzentration des in der Flüssigkeit gelösten Sauerstoffs abhängig [24]. Gemäß dem Henry-Daltonschen Gesetz steigt die Gelöstsauerstoff-Konzentration proportional zum Sauerstoffpartialdruck über der Flüssigkeit:

$$c_{O_2} = \alpha \cdot p_{O_2} \quad (17)$$

mit c_{O_2} = Gelöstsauerstoff-Konzentration,
 α = Bunsenscher Löslichkeitskoeffizient,
 p_{O_2} = Sauerstoffpartialdruck.

Unter atmosphärischen Bedingungen werden bei 25°C ca. 10mg Sauerstoff in einem Liter Wasser gelöst, während sich die Konzentration bei 20bar Sauerstoffdruck auf ca. 850mg/L erhöht (siehe **Abbildung 6**). Für die Temperaturabhängigkeit ergibt sich für 25°C und 204°C der gleiche Wert. Im dazwischen liegenden Bereich tritt ein geringeres Löslichkeitsminimum auf. Außerdem wird die Sauerstofflöslichkeit durch gelöste Stoffe herabgesetzt [23].

Eine wässrige Lösung mit 1 Mol H_2SO_4 pro Liter weist beispielsweise eine 20% niedrigere Sauerstofflöslichkeit auf. Für die Bruttoreaktionsgeschwindigkeit ist außerdem die Diffusionsgeschwindigkeit maßgebend [24], die durch das 1. Ficksche Gesetz gegeben ist:

$$\frac{dn}{dt} = \frac{D \cdot A}{\delta} \cdot (c - c_0) \quad (18)$$

mit D = Diffusionskoeffizient,
 A = Feststoffoberfläche,
 c_0, c = Konzentration an der Feststoffoberfläche bzw. in der Lösung,
 δ = Diffusionsgrenzschichtdicke.

Feststoffoberfläche und Grenzschichtdicke sind demnach die ausschlaggebenden Einflussgrößen. Mit zunehmender Feststoffoberfläche nimmt die Reaktionsgeschwindigkeit stark zu [25,26,27]. Die Grenzschichtdicke sinkt in einem kräftig gerührten System bis auf 10 μm . Beim Einsatz von Turbinenrührern bewirken höhere Drehzahlen als 600 min^{-1} keine weitere Zunahme der Diffusionsgeschwindigkeit [28]. Bei der Oxidation von Metallsulfiden in neutralem bzw. alkalischem Medium wird unabhängig von der Temperatur die Bildung von Sulfat-Ionen begünstigt.

Als intermediäre Oxidationsprodukte entstehen Thiosulfate und Polythionate. In saurem pH-Bereich treten Elementar- und Sulfat-Schwefel gleichzeitig auf. Bei niedrigen Temperaturen wird die Bildung von Elementarschwefel und mit steigender Temperatur die Entstehung von Sulfat begünstigt [25]. In stark sauren Lösungen bei Temperaturen $> 180^\circ\text{C}$ erfolgt für Pyrit eine vollständige Sulfatisierung [22,25]. Neben der Sulfidoxidation findet mit der Hydrolyse von Fe(III)-Sulfat zu Hämatit eine zweite Säurebildung statt (Gl. 19):



Diese Reaktion ist temperatur-, druck- und konzentrationsabhängig. Die Erhöhung der Temperatur beeinflusst stark die Hydrolyse des Eisen(III)-Sulfats. Die Anwesenheit von Sauerstoff ist günstig, aber eine Drucksteigerung des Sauerstoffs ist ohne Bedeutung [17]. Bei hoher Azidität muss berücksichtigt werden, dass die Eisen(III)-Hydrolyse gehemmt wird.

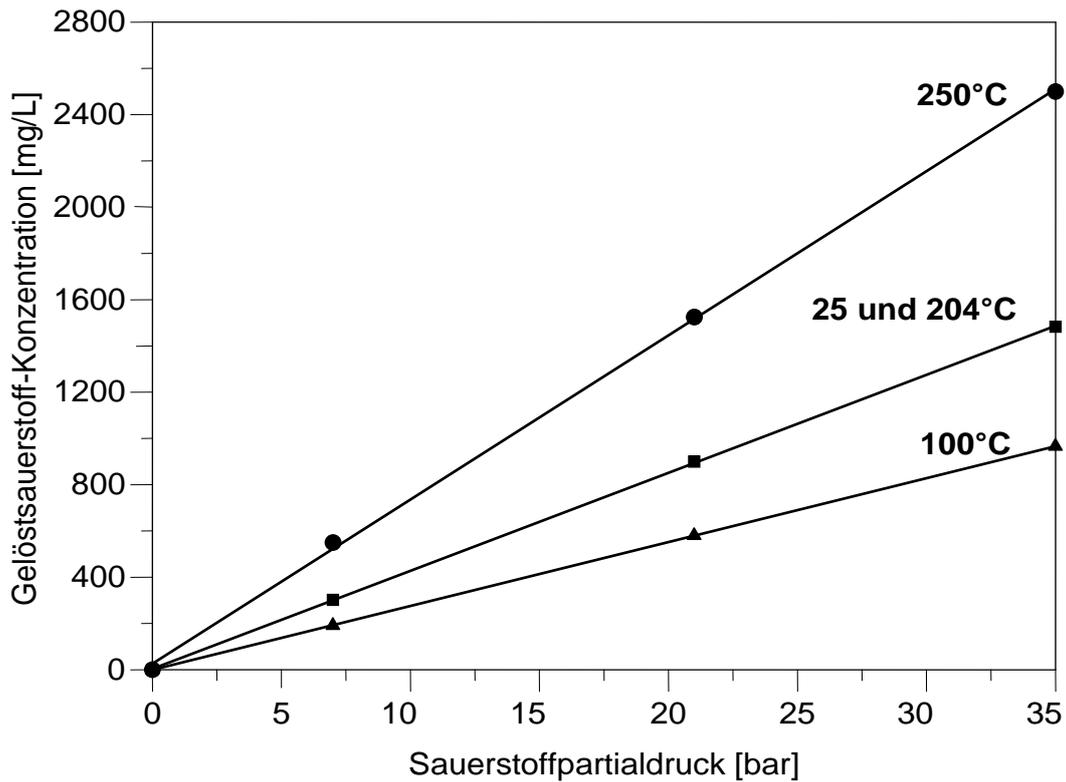


Abbildung 6: Gelöstsauerstoff-Konzentration in Wasser in Abhängigkeit vom Sauerstoffpartialdruck und von der Temperatur, nach [23]

Gerlach et al. [25] haben gezeigt, dass bei der Drucklaugung von Pyrit eine vollständige Hydrolyse von $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ nur bei pH-Werten > 1 möglich ist. Das Hydrolyseprodukt besteht nicht immer aus reinem Fe_2O_3 .

Das Säurebildungsverhalten stellt ein wesentliches Unterscheidungsmerkmal zwischen Metallmonosulfiden und Metalldisulfiden dar, so dass eine Einteilung der Metallsulfide in drei Gruppen sinnvoll ist.

Der ersten Gruppe (siehe **Tabelle 1**) können die NE-Monosulfide (z.B. ZnS) zugeordnet werden. Bei Metallsulfiden der ersten Gruppe werden demnach im äquimolaren Verhältnis H^+ -Ionen verbraucht und gebildet, so dass die Summenreaktion eine Neutralreaktion darstellt.

Tabelle 1: Folge- und Parallelreaktionen bei der Oxidation von NE-Monosulfiden unter erhöhten p,T-Bedingungen (180°C, 10bar pO₂) am Beispiel von Sphalerit [13,29,30]

$\text{ZnS} + \text{H}_2\text{SO}_4$	→	$\text{ZnSO}_4 + \text{H}_2\text{S}$
$\text{H}_2\text{S} + 0,5 \text{ O}_2$	→	$\text{H}_2\text{O} + \text{S}^0$
$\text{S}^0 + 1,5 \text{ O}_2 + \text{H}_2\text{O}$	→	H_2SO_4
$\Sigma \text{ ZnS} + 2 \text{ O}_2$	→	$\text{ZnSO}_4 + 0 \text{ H}_2\text{SO}_4$

Zur zweiten Gruppe (siehe **Tabelle 2**) gehören die Fe-Monosulfide (z.B. FeS). Metallsulfide der zweiten Gruppe sind dadurch gekennzeichnet, dass sie ebenfalls durch H⁺-Ionen gelaugt werden, aber mit dem Unterschied, dass durch die Hydrolyse der gelösten Fe-Ionen eine Säuremenge von einem Mol H₂SO₄ übrig bleibt.

Tabelle 2: Folge- und Parallelreaktionen bei der Oxidation von Fe-Monosulfiden unter erhöhten p,T-Bedingungen (180°C, 10bar pO₂) am Beispiel von Pyrrhotin [21,27,29]

$\text{FeS} + \text{H}_2\text{SO}_4$	→	$\text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{S}$
$\text{H}_2\text{S} + 0,5 \text{ O}_2$	→	$\text{S}^0 + \text{H}_2\text{O}$
$\text{S}^0 + 1,5 \text{ O}_2 + \text{H}_2\text{O}$	→	H_2SO_4
$\text{FeSO}_4 + 0,25 \text{ O}_2 + 0,5 \text{ H}_2\text{SO}_4$	→	$0,5 \text{ Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 0,5 \text{ H}_2\text{O}$
$0,5 \text{ Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 1,5 \text{ H}_2\text{O}$	→	$0,5 \text{ Fe}_2\text{O}_3 \downarrow + 1,5 \text{ H}_2\text{SO}_4$
$\Sigma \text{ FeS} + 2,25 \text{ O}_2 + \text{H}_2\text{O}$	→	$0,5 \text{ Fe}_2\text{O}_3 \downarrow + 1 \text{ H}_2\text{SO}_4$

Der dritten Gruppe (siehe **Tabelle 3**) können die Metalldisulfide (z. B. FeS₂) zugeteilt werden. Metallsulfide der dritten Gruppe werden im Gegensatz dazu ausschließlich durch Sauerstoff oder Fe(III)-Ionen oxidiert, so dass durch Folgeraktionen ein Säureüberschuss von zwei Mol H₂SO₄ entsteht.

Die Unterschiede bei der effektiven Säurebildung können gemäß Schippers [11] mit Hilfe der Molekülorbital-Theorie auf voneinander abweichende mineralogische Eigenschaften zurückgeführt werden. Während bei Metallmonosulfiden das Herauslö-

sen eines Elektrons aus dem Valenzband durch H^+ -Ionen zum Bruch der Metall-Schwefel-Bindung führt, tragen die Valenzelektronen von Metalldisulfiden nicht zur chemischen Bindung zwischen Metall- und Schwefelanteil bei. Im Falle von Pyrit, Molybdänit und Tungstenit sind dagegen zum Bruch der Metall-Schwefel-Bindung eine Reihe von Oxidationsschritten notwendig. Daraus resultiert, dass Metalldisulfide nicht durch Protonen angegriffen werden und folglich in einfachen Säuren unlöslich sind.

Tabelle 3: Folge- und Parallelreaktionen bei der Oxidation von Metalldisulfiden unter erhöhten p,T-Bedingungen (180°C, 10bar p_{O_2}) am Beispiel von Pyrit [21,26,31,32]

$FeS_2 + 3,5 O_2 + H_2O$	→	$FeSO_4 + H_2SO_4$
$FeSO_4 + 0,25 O_2 + 0,5 H_2SO_4$	→	$0,5 Fe_2(SO_4)_3 + 0,5 H_2O$
$0,5 Fe_2(SO_4)_3 + 1,5 H_2O$	→	$0,5 Fe_2O_3 \downarrow + 1,5 H_2SO_4$
$\Sigma FeS_2 + 3,75 O_2 + 2 H_2O$	→	$0,5 Fe_2O_3 \downarrow + 2 H_2SO_4$

Aus den oben dargestellten Mechanismen lässt sich unter Zugrundelegung des von Schippers [11] aufgestellten Modells zum Thiosulfat-Mechanismus für Disulfide stellt Reiß [33] ein erweitertes Modell für die Druckoxidation auf. Dazu wird grundsätzlich zwischen mikrobiologisch katalysierten Langzeitreaktionen und Kurzzeitreaktionen bei erhöhten p,T-Bedingungen unterschieden. Außerdem wird für die Quantifizierung der Säurebildung eine vollständige Bilanzierung aller beteiligten Reaktionen, insbesondere die Hydrolyse des dreiwertigen Eisens vorgenommen.

Abbildung 7 zeigt die sich daraus ergebende Erweiterung des Modells. Die Gegenüberstellung der mikrobiologisch katalysierten Langzeit-Mechanismen (Thiosulfat-Mechanismus) und der Kurzzeit-Mechanismen bei erhöhten p,T-Bedingungen verdeutlicht, dass der wesentliche Unterschied in der Nachweisbarkeit der intermediären Reaktionsprodukte besteht, in diesem Fall der Thiosulfate und der Eisenhydroxide. Mit der Druckoxidation gelingt es somit, sowohl den abiotischen Umsatz als auch die biotische Katalyse abzubilden. Damit sind die Voraussetzungen für eine realitätsnahe Testmethode erfüllt.

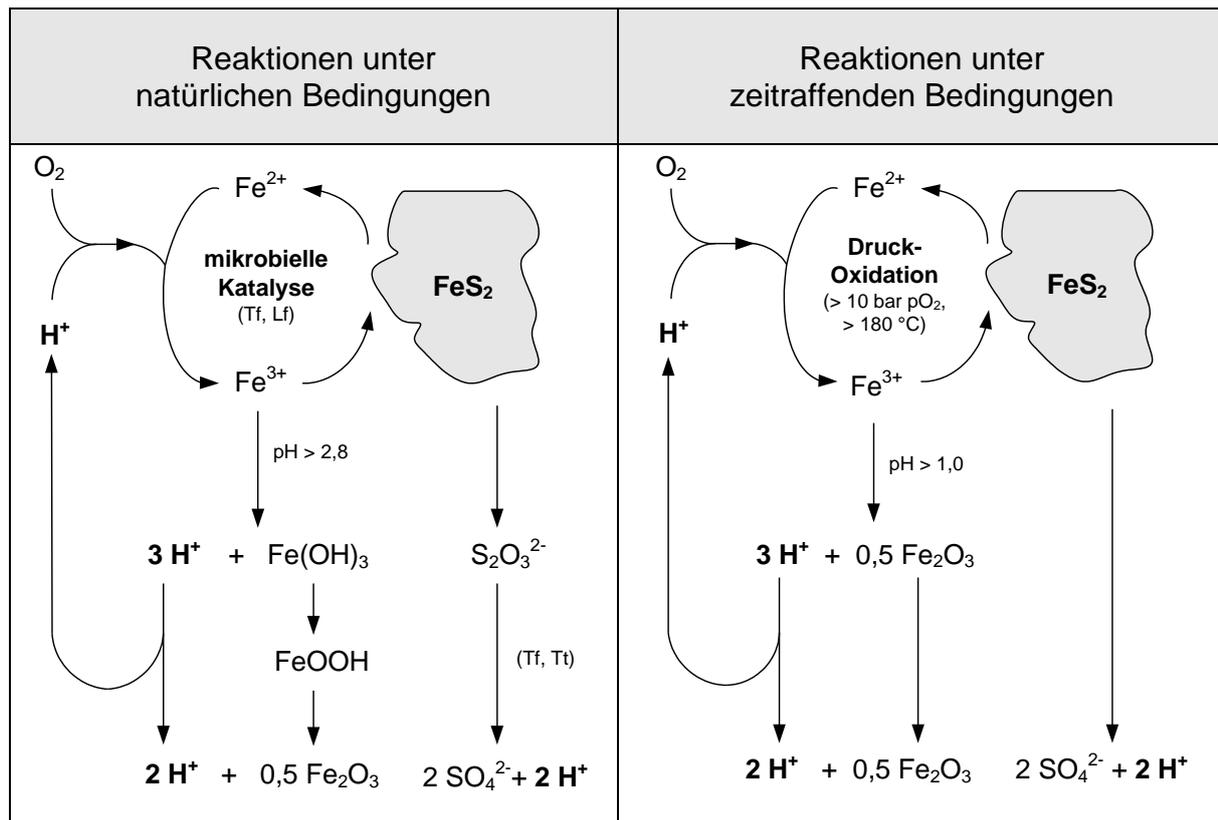


Abbildung 7: Erweitertes Modell zur Oxidation von Disulfiden am Beispiel von FeS_2 in Anlehnung an den Thiosulfat-Mechanismus nach Schippers [11] und Reiß [33]

In sulfidhaltigen Abgängen können neben säurebildenden Sulfiden auch säureneutralisierende Minerale auftreten. Wenn das Säurebildungspotential das Neutralisationspotential übersteigt, entsteht Sauerwasser. Durch Druckoxidation als Testmethode wird das Verhältnis von Säurebildung zu Säureneutralisation quantifiziert. Die durch Druckoxidation entstehende Säure wird gleichzeitig von Karbonaten oder anderen säureneutralisierenden Bestandteilen verbraucht. Aus der verbleibenden Säuremenge kann das sogenannte Netto-Säurebildungspotential als $CaCO_3$ -Äquivalent berechnet werden. Bei der Azidität, angegeben in mg $CaCO_3$ -Äquivalent pro Liter Lösung, wird zwischen freier Azidität und mineralischer Azidität unterschieden [7]. Die freie Azidität gibt den Gehalt an freier Säure wieder und berechnet sich aus der Titration mit Natronlauge bis zu einem pH-Wert von 4,3, an dem der Fällungsbeginn von Aluminium stattfindet [5,7,33]. Aus der freien Azidität wird das Netto-Säurebildungspotential in kg $CaCO_3$ -Äquivalent je Tonne Material bestimmt (Gl. 20):

$$\text{NetAP} = \frac{50 \cdot n \cdot V_{\text{Eluat}}}{m_{\text{Probe}}} \cdot \left[V_1 \Big|_{\text{pH}_{\text{Test}}}^{\text{pH}_{4,3}} \right] \quad (20)$$

- NetAP = Netto Säurebildungspotential [kgCaCO₃/t],
 V_{Eluat} = Elutionsflüssigkeit [L],
 m_{Probe} = Probeweinwaage [g],
 V₁ = Volumen der bis zum pH 4,3 zugesetzten NaOH [mL/L],
 n = Normalität der NaOH-Lösung,
 50 = Umrechnungsfaktor Mol(NaOH) auf g(CaCO₃).

Die mineralische Azidität berechnet sich aus dem Natronlaugeverbrauch zwischen dem Fällungsbeginn bei pH 4,3 und der vollständigen Metallfällung bei pH 8,3. Bei Letzterem beginnt die Wiederauflösung von Chrom [5,7]. Aus der mineralischen Azidität kann das Netto-Metallfreisetzungspotential des Probematerials berechnet werden (21):

$$\text{NetMeP} = \frac{50 \cdot n \cdot V_{\text{Eluat}}}{m_{\text{Probe}}} \cdot \left[V_2 \Big|_{\text{pH}_{T4,3}}^{\text{pH}_{8,3}} \right] \quad (21)$$

- NetMeP = Netto-Metallfreisetzungspotential [kgCaCO₃/t],
 V_{Eluat} = Elutionsflüssigkeit [L],
 m_{Probe} = Probeweinwaage [g],
 V₂ = Volumen der zwischen pH 4,3 und 8,3 zugesetzten NaOH [mL/L],
 n = Normalität der NaOH-Lösung,
 50 = Umrechnungsfaktor Mol(NaOH) auf g(CaCO₃).

Aus der Summe der beiden Kennwerte ergibt sich das Sauerwasserbildungspotential des Probematerials, angegeben in kg CaCO₃-Äquivalent pro Tonne Material (Gl. 22):

$$\text{AWP} = \text{NetAP} + \text{NetMeP} \quad (22)$$

- AWP = Sauerwasserbildungspotential [kgCaCO₃/t],
 NetAP = Netto Säurebildungspotential [kgCaCO₃/t],
 NetMeP = Netto-Metallfreisetzungspotential [kgCaCO₃/t].

Um das Säurebildungspotential berechnen zu können, ist die Quantifizierung des Neutralisationspotentials notwendig. Dafür muss ein Referenzversuch durchgeführt werden. Dabei wird der pH-Wert der Probe mit Schwefelsäure auf den zuvor ermittelten Test-pH-Wert eingestellt. Danach erfolgt eine zweistündige Drucklaugung bei 180°C unter 10bar Stickstoffpartialdruck. Aus dem Säureverbrauch der Probe ergibt sich das Neutralisationspotential in kg CaCO₃-Äquivalent pro Tonne Material (Gl. 23):

$$NP = 50 \cdot \left[10^{-\text{pH}_{\text{Test}}} - 10^{-\text{pH}_{\text{Ref.}}} \right] \cdot \frac{V_{\text{Eluat}}}{m_{\text{Probe}}} \cdot 1000 \quad (23)$$

- NP = Neutralisationspotential [kgCaCO₃/t],
 pH_{Test} = pH-Wert des Druckoxidationstestes,
 pH_{Ref.} = pH-Wert des Referenzversuchs,
 V_{Eluat} = Elutionsflüssigkeit [L],
 m_{Probe} = Probeweinwaage [g].

Die Säuremenge, die bei vollständiger Oxidation des säurebildenden sulfidhaltigen Materials entsteht, ist das Säurebildungspotential. Dieses ist die Summe des Netto-Säurebildungspotentials und des Neutralisationspotentials, in kg CaCO₃-Äquivalent pro Tonne Material angegeben (Gl 24):

$$AP = \text{NetAP} + NP \quad (24)$$

- AP = Säurebildungspotential [kgCaCO₃/t],
 NetAP = Netto Säurebildungspotential [kgCaCO₃/t],
 NP = Neutralisationspotential [kgCaCO₃/t].

4 Sauerwasserbildung des Bergeteiches Ticapampa

Das Bergeteichmaterial Ticapampa besteht aus Abgängen der Blei-Zinkerz Flotation der Verarbeitungsanlage „Compania Minera Alianza“. Die Flotationsberge wurden durch Rohrleitungen abwärts zu den am Ufer des Flusses Rio Santa angelegten Bergeteichen transportiert. Die Erzaufbereitung in der Region wurde vor ca. 30 Jahren beendet (siehe **Anhang 1** und **Anhang 2**). Der Betrieb wurde ohne Sicherungsmaßnahmen stillgelegt und die Bergeablagerungen den Witterungsbedingungen überlassen. Die Blei- und Zinkerze aus den Peruanischen Minen Collaracra, Huaran, Hinchis, Santa Rita, Tarugo, Huancapeti, und Hercules wurden durch Grobzerkleinerung und Feinmahlung für die Flotation vorbereitet.

4.1 Ablagerungsbedingungen

Der Bergeteich Ticapampa liegt ca. 30km südöstlich der Stadt Huaraz (3.052m), die Hauptstadt der Provinz Ancash / Peru. Er befindet sich auf einer Höhe von 3410m am Ufer des Flusses Rio Santa (siehe **Anhang 3**); die geographischen Koordinaten Ticapampas sind E 0231684 und N 8919480 [34]. Das Bergeteichsystem ist rund 900m lang, ca. 200m breit und bis zu 19m hoch. Sein Volumen beträgt ca. 1,4Mio. m³. Die Dämme des Bergeteiches sind terrassenförmig mit einer Steigung von 60° und einer Höhe von 5m angelegt. Obwohl hier in der Arbeit als „Bergeteich“ in Anlehnung an die Terminologie der BGR bezeichnet, handelt es sich um eine Spülhalde.

Der Fluss Rio Santa dräniert zusammen mit zahlreichen Nebenflüssen eine Oberfläche von 14.954km² zwischen der Cordillera Blanca im Osten und der Cordillera Negra im Westen. Die Länge des Flusses Rio Santa beträgt 316km; er hat ein durchschnittliches Gefälle von 1,4%. In der trockenen Küstenebene wird das Flusswasser zur Bewässerung benutzt. An seiner Mündung in den pazifischen Ozean hat der Rio Santa im Jahresmittel einen Zufluss von 143 m³/s. In der nahen Umgebung des Bergeteiches auf den unteren Gebirgsebenen werden Landwirtschaft und Viehzucht betrieben. Es werden Kartoffeln, Hafer und Gerste angebaut. In den flussabwärts vom Bergeteich Ticapampa gelegenen Gebieten wird Wasser durch Bewässerungskanäle aus dem Rio Santa zur Landbewässerung entnommen.

Der durchschnittliche jährliche Niederschlag beträgt im Gebiet Ticapampa 718mm und die durchschnittliche jährliche Verdampfung beträgt 1245mm Die Regenzeit dauert von Dezember bis März.

4.2 Abschätzung der abgelagerten Massen

Der Bergeteich besteht aus sechs Ablagerungsblöcken. Die Blöcke haben unterschiedliche Abmessungen und enthalten Materialien unterschiedlicher Zusammensetzung. **Abbildung 8** zeigt den Ablagerungsplan des Bergeteiches Ticapampa im Überschwemmungsgebiet des Flusses Rio Santa.

Abhängig von der Größe und Höhe der Blöcke wurde der Bergeteich durch insgesamt 15 Bohrungen mit 5 bis 19m Tiefe beprobt. Daraus wurden in Abständen von jeweils einem Meter, teilweise auch 0,5 Meter, insgesamt 243 Proben gewonnen. Außerdem wurde aus jeder der 15 Bohrungen eine Mischprobe von ca. 5kg gewonnen.

Die Probenahmeregistratur befindet sich in **Anhang 4**. Die Blöcke wurden als Block 1 bis Block 6 und die Bohrproben mit S 1 bis S 15 gekennzeichnet. Durch topographische Vermessungen wurden die Grundflächen und Oberflächen der einzelnen Blöcke bestimmt. In **Tabelle 4** befinden sich die Näherungswerte der Grundflächen und der oberen Deckflächen des Bergeteiches. Die gesamte Grundfläche des Bergeteiches beträgt etwa 13,7ha. Das gesamte Volumen des Bergeteiches beträgt 1,4Mio m³ Bergeteichmaterial.

Es wurden vier Mischproben von den einzelnen Bohrproben der Blöcke eins bis vier hergestellt und deren Dichte gemessen. Die Dichte des Materials von Block 5 und von Block 6 wurde direkt von den Bohrproben S14 und S15 bestimmt. Unter Berücksichtigung des Alters des Bergeteiches Ticapampa und einer Porosität von 10% wurde eine Masse von ca. 3,8Mio. t Bergeteichmaterial ausgerechnet.

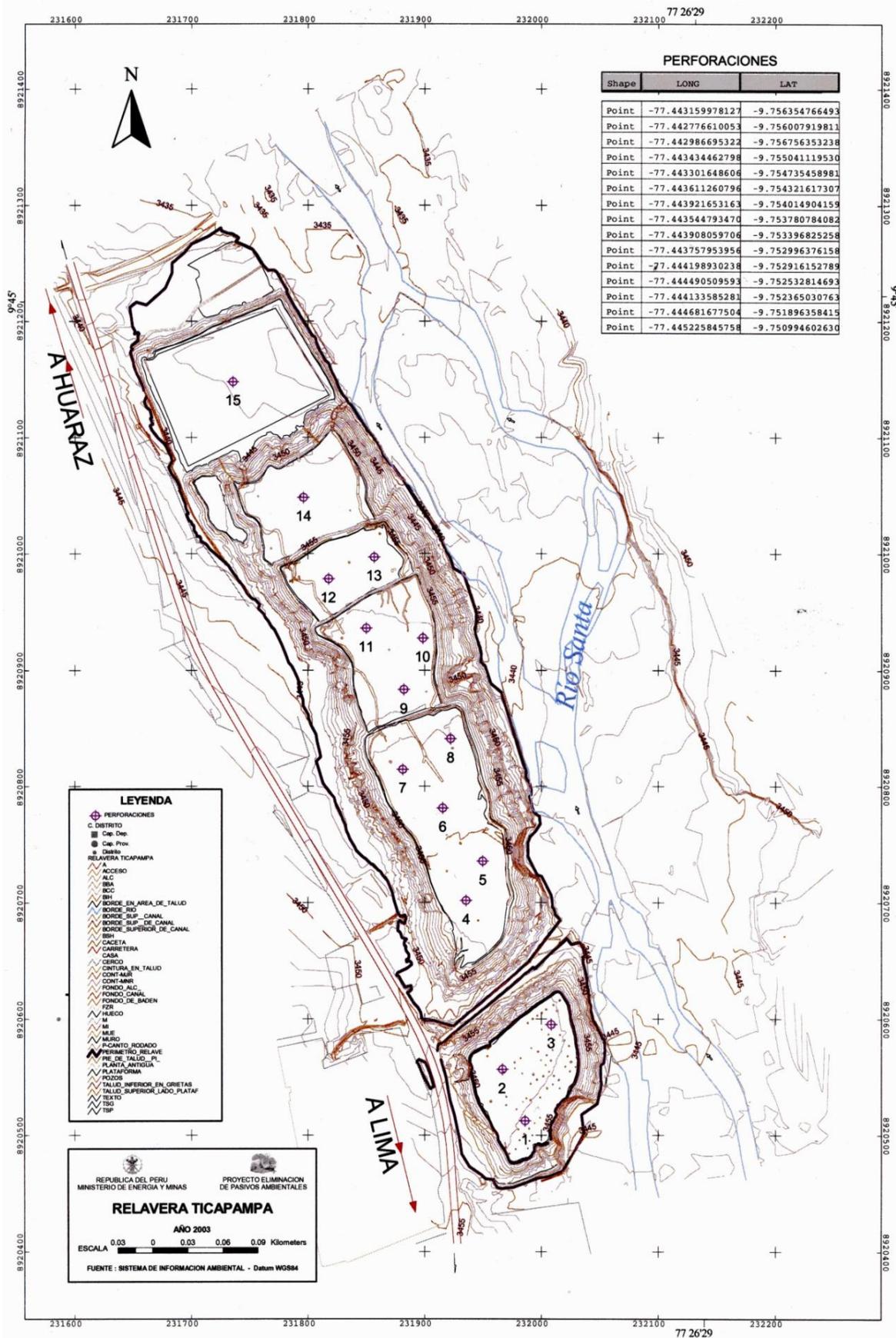


Abbildung 8: Ablagerungsplan des Bergeteiches (Spülhalde) Ticapampa im Überschwemmungsgebiet des Flusses Rio Santa

Tabelle 4: Erstreckung und Massenaufkommen des Bergeteiches Ticapampa

Parameter	Block 1	Block 2	Block 3	Block 4	Block 5	Block 6	Total
Grundfläche (ha)	2,23	3,95	1,95	1,08	1,72	2,76	13,71
Höhe (m)	10,0	19,0	19,0	17,5	15,3	5,00	-
Dichte (t/m³)	2,94	2,99	2,98	3,01	3,04	2,85	-
Volumen (1000 m³)	156,8	529,7	275,0	147,9	203,6	115,5	1.428,5
Masse (1000 t)	460,9	1.583,3	819,4	445,3	619,1	329,1	4.257,6

4.3 Chemische Analyse

Zur Voruntersuchung des Bergeteichmaterials wurde die qualitative Elementanalyse mit Hilfe eines Röntgenfluoreszenzspektrometers (PW 1400, Philips) eingesetzt. Die quantitative Bestimmung des Metallinhaltes und des Nebengesteins erfolgte mit Hilfe der spektroskopischen Standardmethoden ICP-OES (Vista MPX, Varian) und AAS (AAS 5000, Perkin Elmer). Die Probenvorbereitung des Materials umfasste Homogenisierung, Probeteilung und Aufmahlung mit einer Scheibenschwingmühle.

4.3.1 Bestimmung der Hauptelemente

Die im Prozentbereich vorkommenden Elemente der sechs Bohrkernproben und der 243 Einzelproben wurden aus Königswasseraufschluss bestimmt. Die Arsenbestimmung folgte nach einem Salpetersäureaufschluss. Schwefel und Kohlenstoff wurden mit Hilfe der LECO-Methode (CNS 200) ermittelt. Dazu wurden die Proben bei 1350°C in reinem Sauerstoff verbrannt und durch Infrarotmessung die Kohlendioxid- und die Schwefeldioxidkonzentration gemessen. **Tabelle 5** zeigt die chemische Zusammensetzung des sulfidhaltigen Abgangs der sechs Blöcke des Bergeteiches Ticapampa. Den **Anhängen 5 bis 23**, sind die Analysenergebnisse der Einzelproben zu entnehmen. Die Spurenelemente wurden beim „Activation Laboratories Ltd.“ in Kanada mit Neutronen-Aktivierungs-Analyse gemessen.

Tabelle 5: Chemische Zusammensetzung des Bergematerials der sechs Blöcke des Bergeteiches Ticapampa

Anteil	Block 1	Block 2	Block 3	Block 4	Block 5	Block 6
Al₂O₃·SiO₂ [%]	85,40	83,39	80,68	83,31	75,33	83,41
Fe₂O₃ [%]	10,98	12,04	10,45	11,75	11,26	7,27
S [%]	5,30	6,01	5,15	6,17	7,15	3,62
As₂O₃ [%]	3,88	4,25	3,83	4,42	5,02	3,68
ZnO [%]	0,55	0,93	0,65	0,98	1,46	0,46
PbO [%]	0,29	0,35	0,22	0,29	0,50	0,26
Cu₂O [%]	0,03	0,06	0,03	0,04	0,10	0,03
C [%]	0,29	0,31	0,32	0,36	0,40	0,39
CaO [%]	0,97	1,00	1,02	1,23	0,81	0,97
MgO [%]	0,24	0,21	0,41	0,39	0,13	0,27
Na₂O [%]	0,22	0,22	0,26	0,26	0,17	0,23
K₂O [%]	1,24	1,08	1,19	1,15	0,90	1,02
MnO₂ [%]	0,35	0,41	0,35	0,46	0,58	0,44
B₂O₃ [%]	0,58	1,00	0,30	0,35	0,33	0,32
TiO₂ [%]	0,26	0,21	0,34	0,39	0,34	0,39

Die Proben wurden in Polyethylen- oder Quarzphiolen verpackt und in einem Nuklearreaktor bestrahlt. Es wurden die Elementkonzentrationen im Vergleich zu einem mitbestrahlten Standard bekannter Konzentration unter den gleichen Bedingungen oder mit Hilfe geeigneter kernphysikalischer Eichverfahren gemessen. Die Analyse erfolgte durch Messung der Zerfallsstrahlung der einzelnen Nuklide beziehungsweise durch spektroskopische Messung mit hochauflösenden Halbleiterdetektoren (vorzugsweise Ge(Li)) und Aufnahme des Spektrums in einem Vielkanalanalysator. Da bei diesem Verfahren bekannte Eigenschaften der Atomkerne ausgenutzt werden, lassen sich die genauen Gehalte der Elemente bestimmen. Während geladene Teilchen und Photonen zur Auslösung einer Kernumwandlung eine hohe Einschussenergie (MeV-Bereich) besitzen müssen und im allgemeinen kleinere Reaktionsraten haben, liefert die Bestrahlung mit thermischen Neutronen ($E < 0,1\text{eV}$) bei der Neutronenaktivierungsanalyse (NAA) durch den Neutroneneinfang, die (n,γ) -Reaktion, aus fast allen Elementen Radionuklide mit relativ großer Ausbeute [35,36]. Die leichten Elemente, wie H, C, Be, O und Si, die oft den Hauptbestandteil der Proben darstellen, werden durch (n,γ) -Reaktionen nicht in nennenswertem Umfang aktiviert.

In **Tabelle 6** sind die Ergebnisse der Spurenelementanalyse des Bergeteichmaterials der sechs beprobten Blöcke gezeigt. Aus den chemischen Analysen wurden die Massen der chemischen Elemente berechnet (siehe **Anhang 24**). Nach diesen Berechnungen beinhaltet der Bergeteich ca. 4,6 Tonnen Gold und etwa 134 Tonnen Silber. **Tabelle 7** zeigt die Massen aller chemischen Elemente, die mengenmäßig bedeutend oder für die Vorbereitung des Materials wichtig sind.

Tabelle 6: Spurenelementanalyse mit Hilfe der Neutronen-Aktivierungs-Analyse der sulfidhaltigen Abgänge der sechs Blöcke des Bergeteiches Ticapampa

Spurenelement	Block 1	Block 2	Block 3	Block 4	Block 5	Block 6
Au* [ppm]	1,24	2,54	1,70	1,96	1,67	1,15
Ag* [ppm]	24,55	38,72	27,57	36,82	45,43	29,51
BaO [ppm]	112,7	125,9	117,6	126,1	155,2	240,0
BeO [ppm]	2,36	4,49	1,74	1,78	2,39	2,58
Bi₂O₃ [ppm]	17,13	63,12	25,68	38,13	54,40	28,21
CdO [ppm]	38,59	55,98	37,48	58,96	58,53	30,31
Ce₂O₃ [ppm]	24,33	18,91	22,69	26,18	22,37	24,01
CoO [ppm]	33,69	33,88	31,13	28,65	19,19	25,94
Cr₂O₃ [ppm]	22,47	15,96	16,37	15,00	13,23	25,73
Cs₂O [ppm]	8,02	8,95	8,16	9,33	13,04	17,49
Ga₂O₃ [ppm]	19,69	40,10	12,60	15,02	15,37	18,61
GeO₂ [ppm]	2,21	5,82	2,02	2,16	2,02	2,02
HfO₂ [ppm]	1,38	1,32	1,30	1,36	1,42	1,65
HgO [ppm]	0,58	0,82	0,56	0,84	0,59	0,91
In₂O₃ [ppm]	0,82	2,49	1,13	2,34	2,06	1,10
La₂O₃ [ppm]	13,49	10,30	11,65	13,60	11,73	11,96
Li₂O [ppm]	46,43	50,14	52,86	62,14	53,57	53,57
MoO₃ [ppm]	3,67	4,84	1,60	2,28	1,99	1,29
Nb₂O₅ [ppm]	5,10	5,09	5,58	6,01	5,44	6,87
NiO [ppm]	11,80	12,41	10,36	9,01	7,44	9,66
Rb₂O [ppm]	63,94	45,82	66,20	86,99	126,9	126,9
SnO₂ [ppm]	6,01	45,83	12,44	34,47	40,88	28,69
SrO [ppm]	44,94	47,07	49,67	53,22	57,95	70,96
Ta₂O₅ [ppm]	0,36	0,38	0,43	0,45	0,39	0,46

Fortsetzung Tabelle 6:

TeO₂	[ppm]	0,47	0,51	0,55	0,83	0,49	0,36
ThO₂	[ppm]	2,98	2,94	2,60	2,94	3,35	4,32
Tl₂O₃	[ppm]	2,11	2,32	1,93	2,32	2,92	2,79
UO₂	[ppm]	1,12	1,08	0,99	1,20	1,10	1,27
V₂O₅	[ppm]	89,29	72,51	103,0	114,3	119,7	114,3
WO₃	[ppm]	29,87	105,62	25,32	25,29	31,50	16,90
ZrO₂	[ppm]	53,58	48,90	57,19	49,98	52,68	79,70
Y₂O₃	[ppm]	5,97	5,36	6,05	6,79	7,49	11,18

* AAS-Analyse aus Flusssäure-Königswasseraufschluss / MIBK-Extrakt

Tabelle 7: Massen der Hauptelemente der sechs Blöcke des Bergeteiches Ticapampa

Element	Masse [t]	Element	Masse [t]
Au	4,6*	Al₂O₃·SiO₂	3.208.577
Ag	134,5	Pb	11.776
Fe	297.734	Mn	10.317
S	220.895	Ca	27.203
As	122.521	Mg	6.153
Zn	27.331	Na	6.428
Cu	1.939	K	34.796

* Der Goldinhalt wurde mit dem niedrigsten analysierten Goldgehalt von 1,21ppm ermittelt (siehe Anhang 5)

4.3.2 Bestimmung des Edelmetallgehaltes

Für die Edelmetallbestimmung der einzelnen Bohrungsproben wurden zusätzlich unterschiedliche Aufschlussmethoden angewandt. Silber wurde aus einem Salpetersäureaufschluss durch ICP-OES quantifiziert. Zur Goldbestimmung erfolgte ein Flusssäure-Königswasseraufschluss in der Mikrowelle (MLS 2000) bei ca. 220°C unter einem Druck von 50bar. Das Gold wurde aus der Aufschlusslösung mittels Methylisobutylketon (MIBK) extrahiert und anschließend mit AAS bestimmt. Zur Erstellung der Kalibrierreihe wurden probenähnliche goldfreie Matrixlösungen definierter Volumina Goldstandardlösungen zugesetzt und ebenfalls mit MIBK extrahiert.

Zur Überprüfung und Bestätigung der Edelmetallanalyse wurden zusätzlich im Rahmen der Untersuchung hergestellte Konzentrate durch Dokimasie („Fire Assay“) in der Bundesanstalt für Geowissenschaften Hannover und in der ICPM/Baia Mare/Rumänien analysiert [37]. Sie ist die grundlegende Standardmethode des Prüfens von Golderzen. 50g Konzentrat werden ca. 30 Minuten geröstet. Nach dieser Vorbehandlung wird der Probe eine bestimmte Menge „Schmelzgemisch“ (Bleioxid, Kalziumcarbonat, Quarz, Kalziumtetraborat, Mehl, Kolofonium, Natriumazotat) zugegeben und die gesamte Masse in einem Gas- oder Muffelofen bei 1300°C in einem Schmelztiegel geschmolzen. Die flüssige Probe wird nach einstündigem Schmelzen abgekühlt und der metallische Teil von der glasartigen Masse (Regulus) abgetrennt. Im Weiteren wird dieser Teil in einer speziellen Kupelle (Tiegel aus Knochenasche) bei 850°C geschmolzen (Kuppelation). Durch diesen Prozess werden alle unedlen Metalle oxidiert, während Silber und Gold als Legierung in der Kupelle verbleiben. Die Legierungsmasse wird gewogen, in Königswasser aufgelöst und anschließend auf Gold und Silber mit Hilfe einer ICP analysiert. Alternativ kann das Silber in Salpetersäure gelöst und mit einer ICP bestimmt werden, während das zurückgebliebene Gold mit einer Mikrowaage gewogen wird.

In den **Anhängen 5** und **6** befinden sich die Ergebnisse der Gold- bzw. Silberanalysen von den 243 Bohrungsproben. Bei der Cyanidlaugung wurden Gold und Silber direkt aus dem Filtrat der Laugetrübe mit ICP-Messungen bestimmt.

4.4 Mineralogische Analyse

Die Untersuchungen zur mineralogischen Zusammensetzung erfolgten sowohl mit Hilfe der Röntgenfluoreszenz- und Elektronenmikrosondenanalysen und der Röntgendiffraktometrie, als auch durch Erzmikroskopie. Da die röntgenographische Nachweisgrenze der Mineralbestandteile bei ca. 2% liegt, wurden die Erzminerale nur aus den Konzentraten ermittelt. Die Armerzproben wurden erzmikroskopisch untersucht, da diese Methode unabhängig von einer unteren Nachweisgrenze ist.

4.4.1 Anschliffmikroskopie

Mit Hilfe eines Herdes wurden ein Konzentrat und ein Mittelprodukt erzeugt. Für die anschliffmikroskopischen Untersuchungen wurden Anschliffe vom Konzentrat (K), vom Mittelprodukt (MK) und vom unbehandelten Bergeteichmaterial (BM) angefertigt. Die erzmikroskopischen Untersuchungen wurden im Institut für Lagerstättenforschung und Rohstoffe der TU Clausthal von Dr.-Ing. Gierth durchgeführt [38,39,40]. Die zu untersuchenden Korngrößen variieren zwischen 5µm und 200µm. Die festgestellten Mineralphasen sind typisch für eine hydrothermale Bildung. In der **Tabelle 8** sind die identifizierten Minerale der untersuchten Proben zusammengefasst.

Tabelle 8: Mineralbestand des Bergeteichmaterials (BM), des Mittelproduktes (MK) und des Konzentrats (K)

Mineral	Chemische Formel	K	MK	BM
Pyrit	FeS ₂ (kubisch)	XXX	XX	X
Markasit	FeS ₂ (orthorhombisch, dipyramidal)	XX	XX	X
Arsenopyrit	FeAsS	XXX	XX	X
Sphalerit	(Zn,Fe)S	XX	X	X
Chalkopyrit	CuFeS ₂	XX	X	X
Galenit	PbS	XXX	X	X
Boulangerit	Pb ₅ Sb ₄ S ₁₁	X	X	X
Fahlerz	(Cu,Ag,Fe,Zn) ₁₂ As ₄ S ₁₃ -(Cu,Fe,Ag,Zn) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	XX	X	X
Pyrrhotin	Fe _{1-x} S	X	X	X
Rutil	TiO ₂ (tetragonal)	X	X	X
Goethit	FeO(OH)	X	X	X

Die Anschliffe wurden mit Hilfe einer am Mikroskop befestigten Digitalkamera fotografiert. Um das optische Verhalten der Anschliffe besser beobachten zu können, wurden die Aufnahmen als Ölimmersionsaufnahmen gemacht.

Abbildung 9 zeigt einen Ausschnitt eines aus dem unbehandelten Bergeteichmaterial angefertigten Anschliffes. Ein Großteil des Anschliffes besteht aus Gangart,

Quarz ist besonders gut zu erkennen. Sphalerit (sph) enthält kleinere und größere Einschlüsse von Chalkopyrit. Mit Ausnahme von drei Pyritkörnern (py), sind alle weiteren hellen Partikeln Arsenopyrite. Rutil (ru) ist in der Probe verhältnismäßig selten zu sehen. Hauptbestandteile sind Pyrit und Arsenopyrit. Die Pyrite sind unregelmäßig zerbrochen und nur gelegentlich idiomorph bis hypidiomorph ausgebildet.

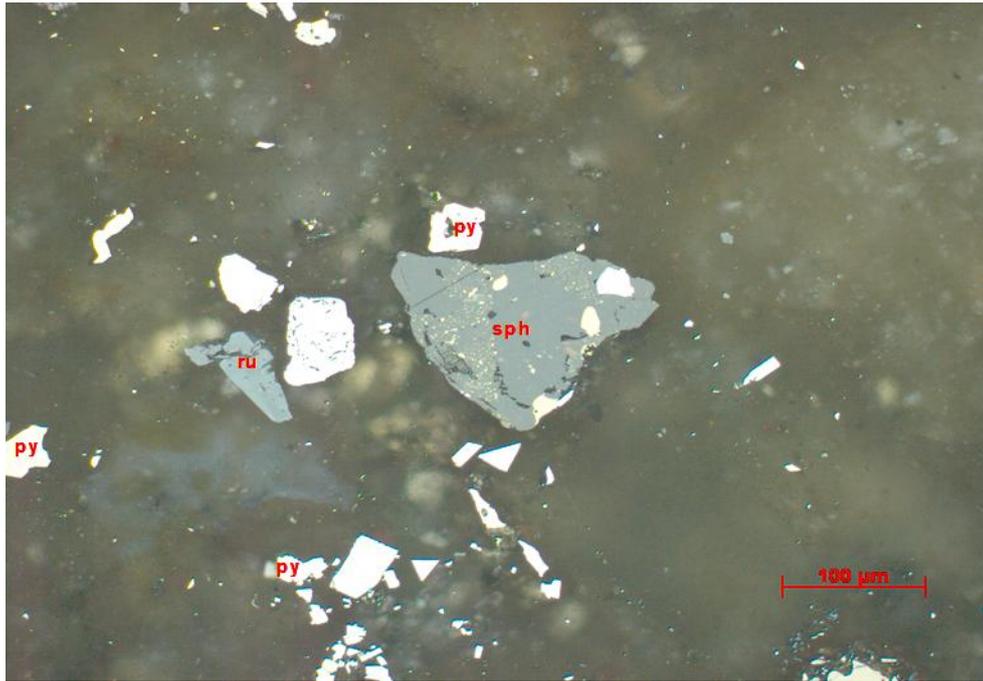


Abbildung 9: Mikroskopische Aufnahme, Ausschnitt, Ölimmersion; Lange Bildkante: 1450µm, Anschliff des unbehandelten Bergeteichmaterials

Zum Teil sind unterschiedlich stark angelöste Fragmente zu finden. Pyrit ist häufiger mit Markasit vergesellschaftet und nur selten mit Sphalerit verwachsen. Arsenopyrit zeigt gelegentlich Verwachsungen mit Sphalerit.

Abbildung 10 zeigt die mikroskopische Aufnahme eines Anschliffes, der vom Mittelprodukt angefertigt wurde. Zwei Gangmineralkörner (gg) umfassen einige Partikeln von Arsenopyrit (weiß) und etwas Sphalerit (sph). Pyrrhotit (po) ist teils in Markasit umgewandelt und durch Goethit (dunkelgrau) eingefasst. Ein anderes Korn des ehemaligen Pyrrhotit ist vollständig zum Markasit (mc) umgewandelt. Darüberhinaus gibt es einige Körner von Pyrit (py). **Abbildung 11** ist der Anschliff des Konzentrats,

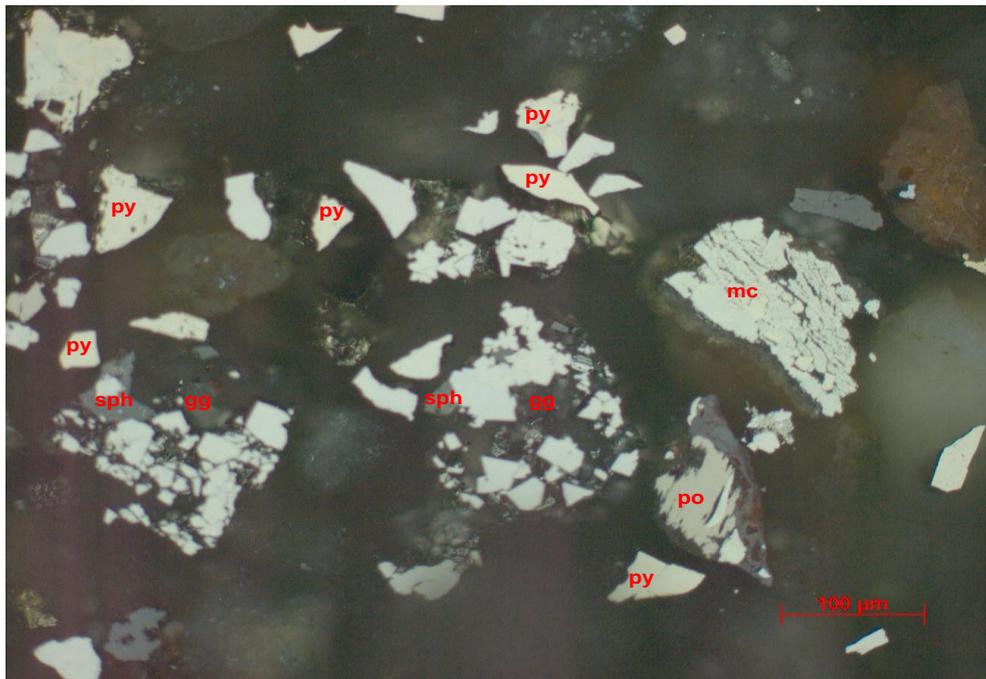


Abbildung 10: Mikroskopische Aufnahme, Ausschnitt, Ölimmersion;
Lange Bildkante: 1450µm, Anschliff des Mittelproduktes

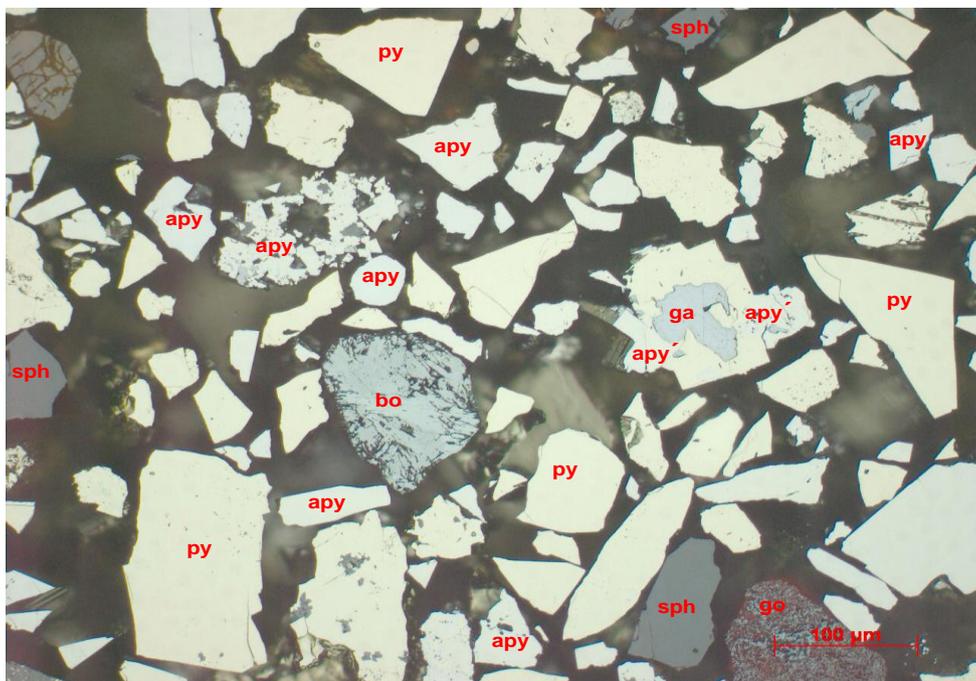


Abbildung 11: Mikroskopische Aufnahme, Ausschnitt, Ölimmersion;
Lange Bildkante: 1450µm, Anschliff des Konzentrats

das die besten Informationen liefert. Ein Korn des Pyrits schließt Galenit (ga) mit ein. Das Galenitkorn ist mit zwei Körnern von Arsenopyrit (apy) verwachsen. Fahlerz tritt ebenfalls mit Pyrit verwachsen auf. Es sind keine Innenreflexe im Fahlerz erkennbar; wahrscheinlich handelt es sich um Tetraedrit [40]. Die Hauptbestandteile sind Pyrit (py) und Arsenopyrit (apy). In der Mitte ist ein Korn von Boulangerit (bo) zu sehen. Außer Pyrit, Arsenopyrit, Galenit und Boulangerit konnten einige Sphaleritkörner (sph) beobachtet werden. Aufgrund unterschiedlicher Farben der Innenreflexe des Sphalerits wird auf unterschiedliche Eisengehalte geschlossen. Der Anteil der helleren Sphaleritkörner liegt unter 5%.

Abbildung 12 zeigt einen anderen interessanten Teil des Anschliffes, vom Konzentrat. Ein ehemaliger Pyrrhotit ist in Markasit (mc) umgewandelt und schließt einen Würfel von Pyrit ein. Das Grobkorn, das sich auf der linken Seite des Fotos befindet, besteht aus Pyrit (Anteil der gut poliert ist) und aus Markasit (mc), der sehr fein gekörnt und sehr schlecht polierbar ist.

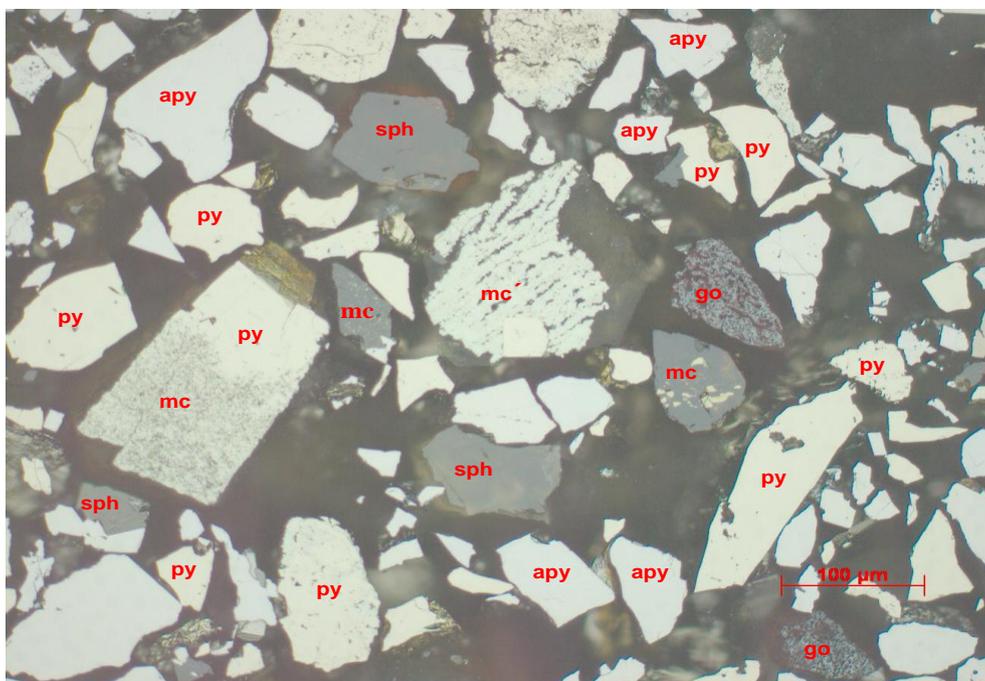


Abbildung 12: Mikroskopische Aufnahme, Ausschnitt, Ölimmersion; Lange Bildkante: 1450µm, Anschliff des Konzentrats

Pyrit (py) ist gelblich, während Arsenopyrit (apy) weiß ist. Wegen unterschiedlicher interner Reflexionen zeigen die Sphaleritkörner (sph) geringe Veränderungen der Grautöne. Zwei Körner von Sphalerit (sph) enthalten Verwachsungen von Chalkopyrit (gelb). Spuren von Goethit (go) sind erkennbar. In **Abbildung 13** ist ein weiteres Foto des Konzentratanschliffs mit einem Würfel von Pyrit verwachsener Boulangerit (bo) zu sehen. Der Pyrit (py) ist etwas gelblich und der Arsenopyrit ist rein weiß. Einige Körner von Sphalerit (sph), von Goethit (go) und von Chalkopyrit (cpy) sind identifizierbar. Andere interessante Erzmineralkörner sind in **Abbildung 14** zu sehen. Ein Grobkorn von Goethit (go) zeigt eine eindeutige kolloidale Textur. Es ist von Pyrit (py), Arsenopyrit (apy) und Spuren von Sphalerit (sph) umgeben. In den Anschliffen des Konzentrats wurde ein so hoher Erzmineral-Kornanteil erfasst, dass eine quantitative Analyse vorgenommen werden konnte. Die Auszählung von 6292 Körnern ergab folgenden Modalbestand:

Pyrit: 56 Vol-%,
Arsenopyrit: 36 Vol-%,
Sphalerit: 7 Vol-%.

Die anderen Mineralgehalte liegen alle im Bereich <1 Vol-%.

4.4.2 Elektronenmikrosondenuntersuchung und Diffraktometrie

Mit der Elektronenmikrosonde können alle Elemente ab der Ordnungszahl 5 (Bor) bis 92 (Uran) detektiert werden. Ein hochenergetischer (10-50 kV) Elektronenstrahl wird auf eine polierte Probenoberfläche fokussiert und ruft dort physikalische Wechselwirkungen hervor, die mit unterschiedlichen Detektoren aufgefangen und in Information umgewandelt werden. Das analysierte Volumen ist sehr klein (Bereiche von μm^3). Sekundärelektronen und rückgestreute Primärelektronen liefern Bildinformationen, während die charakteristische Röntgenstrahlung zur qualitativen und quantitativen Elementanalytik eingesetzt wird. Die verwendete CAMECA SX 100 ist mit einem energiedispersiven Analysensystem, sowie mit 5 vollfokussierenden wellenlängendispersiven Spektrometern ausgerüstet, die mit insgesamt 14 Analysatorkristallen bestückt sind. Mit Multilayerkristallen können auch leichte Elemente mit $Z < 11$ gemes-

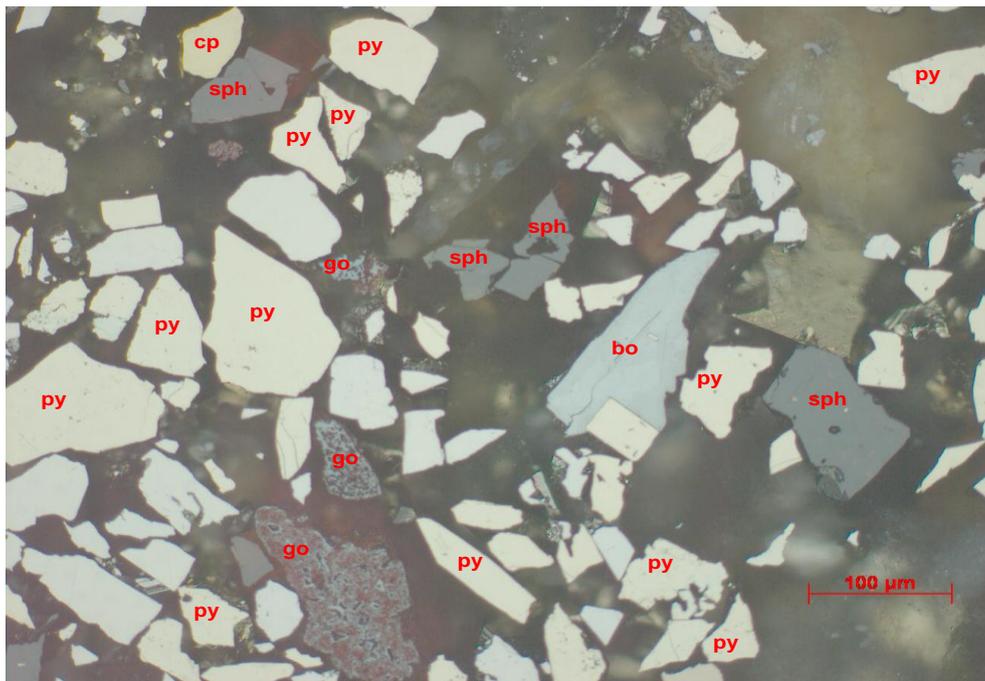


Abbildung 13: Mikroskopische Aufnahme, Ausschnitt, Ölimmersion;
Lange Bildkante: 1450µm, Anschliff des Konzentrats

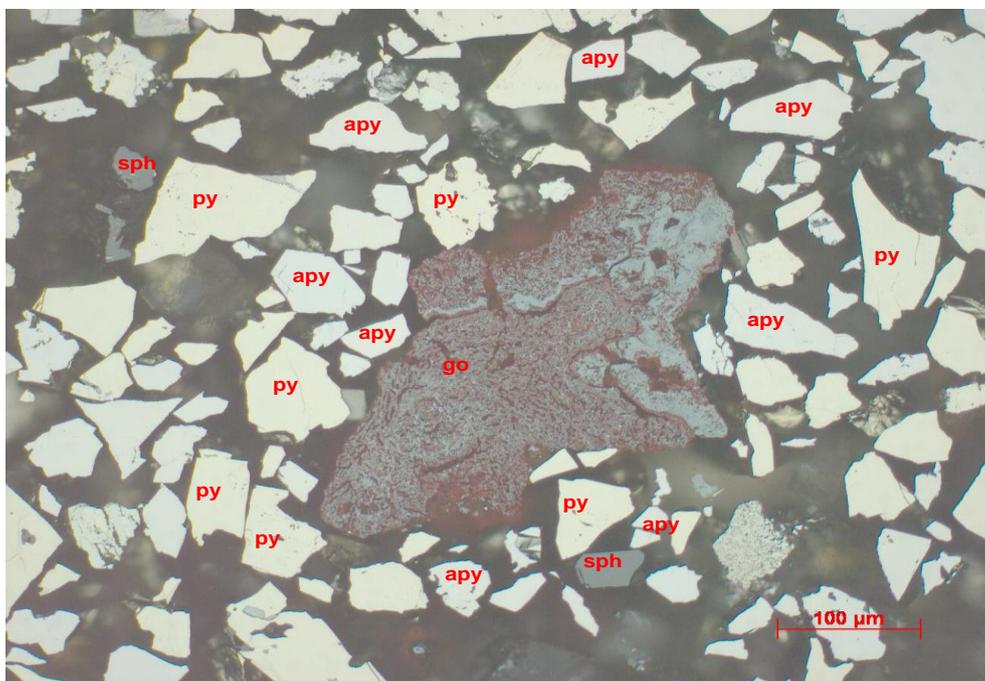


Abbildung 14: Mikroskopische Aufnahme, Ausschnitt, Ölimmersion;
Lange Bildkante: 1450µm, Anschliff des Konzentrats

sen werden. Höhere Intensitäten und damit bessere Nachweisgrenzen werden durch große Analysatorkristalle erzielt. Die Analyse von Spurenelementen im ppm-Bereich ist durch optimierte Geräte- und Softwarekonfiguration möglich. Ein Partikel-Suchprogramm ermöglicht das automatische Auffinden kleinster Partikel auf großen Probenoberflächen und deren quantitative Messung. Rascheres Auffinden der gewünschten Koordinaten wird durch Verknüpfung mit einem PC-gesteuerten Lichtmikroskop ermöglicht. Die Vorteile dieser neuen Konfiguration und Software bestehen in einer wesentlichen Zeitersparnis, einer verbesserten Nachweisgrenze und Reproduzierbarkeit und in der teilweisen Automatisierung von Routineaufgaben [41].

Es wurde versucht, die Träger des Goldes und Silbers in einem Sulfidkonzentrat zu identifizieren, das durch mechanische Trennung des Ticapampa-Bergeteichmaterials erhalten wurde. Zwei Aliquote des Sulfidkonzentrats mit einem Goldgehalt von ca. 9ppm und mit einem Silbergehalt von ca. 90ppm wurden in Aralditharz eingebettet. Der Aralditharzanschliff wurde poliert, um eine glatte Oberfläche für die Elektronenmikrosondenanalyse zu erhalten [42]. Nach optischer Prüfung durch Auflichtmikroskopie bei hoher Auflösung wurden die 12mm² großen Bereiche über Nacht (je 10 Stunden) gescannt. Es wurde für jede Probe durch die Kombination von 12 in Mosaikbilder umgewandelten Einzelbildern eine hohe räumliche Auflösung (2µm) erzielt. Analytische Bedingungen für das Scannen waren: 20 KV Beschleunigungsspannung, 20 nA. Die folgenden Röntgenlinien wurden abgescannt (Spectrometer Crystal in Brackets): Pb M α [PET], Zn K α [LLIF], Au L α [LLIF], Ag L α [LPET], As L α [TAP]. Für die Schwefel-, Eisen-, Kupfer- und Antimonidentifizierung wurde ein Energiedispersionsdetektor (EDS) benutzt. Die interessantesten Körner wurden bei hoher Auflösung mit dem Rückstreudetektor (BSE) visualisiert und mit dem EDS-Detektor (PGT-System) qualitativ analysiert. Spurenelementanalysen für Au L α , Ag L α , Co K α und As L α wurden unter folgenden Bedingungen durchgeführt: 30 kV Beschleunigungsspannung, 300 nA-Strom, 600-Sekunden-Messzeit pro Peak und 300 Sekunden für jeden Hintergrund. Die verwendeten Standards für Ag, Co und As waren reine Metalle und für das Arsen natürlicher Tennantit. Die Hintergrundpositionen wurden bei ± 300 Schritten für Ag, Co und As und bei -210 und +200 für Au eingestellt, damit eine bedeutende Vertiefung im Hintergrund (Hole in Background) vermieden werden konnte. Die mit dieser Methode erzielten Nachweisgrenzen betragen 10ppm für Co, 15ppm für Ag, 30ppm für As und 35ppm für Au.

4.4.3 Chemische Zuordnung des Sulfidschwefels

Der Gesamtkohlenstoff und der Gesamtschwefel wurden durch Verbrennung der unbehandelten sechs Proben in reinem Sauerstoff bei 1350°C nach der LECO-Methode (CS 200) durch Infrarotdetektion des Kohlenstoffdioxids und des Schwefeldioxids bestimmt. Es wurden die Mischproben aus allen 15 Bohrungen der sechs Blöcke analysiert. Für die Bestimmung des organischen Kohlenstoffes wurde der Karbonatkohlenstoff mit Hilfe von 2m Salzsäurelösung und Hitze entfernt. Die Rückstände wurden dann in der LECO-Apparatur bestimmt und die entsprechenden Mengen von organischem Kohlenstoff berechnet.

Die Differenz zwischen dem Gesamtkohlenstoff und dem organischen Kohlenstoff ergibt den Karbonatkohlenstoff. In **Tabelle 9** sind die Analysenergebnisse der Kohlenstoff- und Schwefelbestimmung zusammengefasst. Die Proben enthalten nur sehr geringe Mengen an Karbonatkohlenstoff, sodass eventuell organisch gebundener Schwefel keine Rolle spielt. Für die Bestimmung von nichtpyritisch und pyritisch gebundenem Eisen wurden die Bergeteichproben mit Königswasser aus einem Ge-

Tabelle 9: Gesamtkohlenstoff, organischer Kohlenstoff, Karbonatkohlenstoff und Gesamtschwefel im Bergeteichmaterial der Blöcke 1 bis 6

Elemente Proben	C-Total (%)	C(Org.) (%)	C(CO ₃ ²⁻) (%)	S-Total (%)
Block 1	0,27	0,24	0,03	5,35
Block 2	0,29	0,28	0,01	6,03
Block 3	0,29	0,28	0,01	6,24
Block 4	0,35	0,34	0,01	6,41
Block 5	0,37	0,36	0,01	7,17
Block 6	0,32	0,31	0,01	3,38

misch von 2m Salzsäure und 1m Salpetersäure aufgeschlossen und die Eisenwerte anschließend durch ICP-Messung bestimmt. Das nichtpyritische Eisen wurde von den Eisenwerten von einem Aufschluss der Bergeteichproben mit 5m Salzsäure be-

rechnet. In der **Tabelle 10** sind die theoretisch möglichen Inhalte der Eisenverbindungen in Sulfiden, Seleniden und Sulfaten in den sechs Blöcken zusammengefasst.

Tabelle 10: Anteil verschiedener Eisen-Schwefel-Verbindungen im Bergeteichmaterial der Blöcke 1 bis 6

Elemente Proben	FeS ₂ (%)	FeAsS (%)	CuFeS ₂ (%)	FeSe ₂ (ppm)	Fe ₂ (SO ₄) ₃ (%)
Block 1	4,24	6,25	0,08	2,70	6,61
Block 2	5,66	6,91	0,16	2,05	4,91
Block 3	3,57	6,76	0,10	4,46	10,90
Block 4	4,07	7,68	0,13	3,58	9,33
Block 5	0,68	9,00	0,16	6,35	18,66
Block 6	0,44	6,04	0,11	5,54	6,98

Der theoretisch aus dem Gesamtschwefelgehalt zu berechnende Pyritgehalt liegt deutlich über den aus den Eisenwerten berechneten Pyritkonzentrationen. Daraus ist zu schließen, dass ein Teil des Pyrits bereits in Sulfat umgewandelt ist. Aus den verbliebenen Schwefel- und Metallwerten (Zink, Kupfer, Arsen, Antimon und Blei) wurden deren Sulfide berechnet und deren Konzentrationen im Bergeteichmaterial in der **Tabelle 11** zusammengestellt.

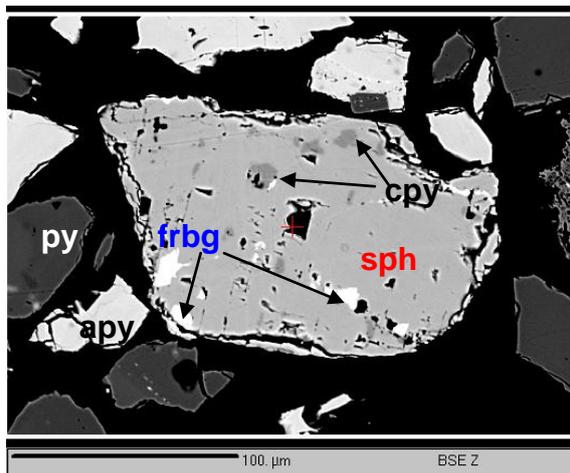
Tabelle 11: Gehalt an verschiedenen Sulfiden aus den Gesamtbohrungen des Bergeteiches Ticapampa

Elemente Proben	ZnS (%)	CuFeS ₂ (%)	FeAsS (%)	Sb ₂ S ₃ (%)	PbS (%)
Block 1	0,63	0,08	6,25	0,04	0,31
Block 2	1,10	0,16	6,91	0,08	0,37
Block 3	0,96	0,10	6,76	0,04	0,30
Block 4	1,21	0,13	7,68	0,07	0,33
Block 5	1,37	0,16	9,00	0,11	0,41
Block 6	0,60	0,11	6,04	0,04	0,41

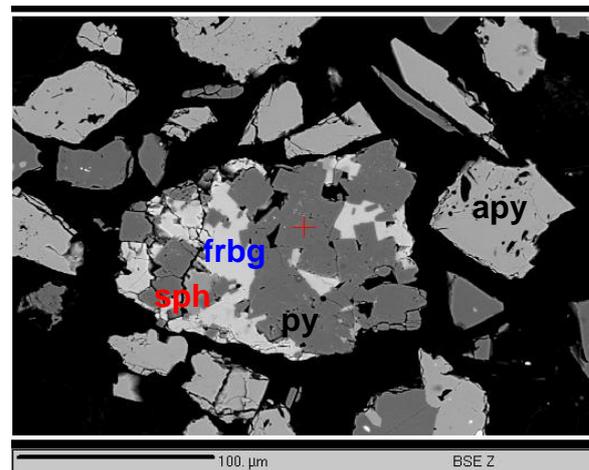
Die berechneten Zink-, Kupfer-, Arsen- und Antimonsulfide außer dem Bleisulfid korrelieren gut mit den als Herdkonzentrat erhaltenen Metallkonzentrationen. Das weist darauf hin, dass ein Teil des Schwefels aus den oben genannten Mineralien immer noch in Sulfidform vorliegt. Die berechnete Bleiglanzkonzentration ist aber deutlich geringer als die aus dem Schüttelherdkonzentrat theoretisch mögliche Bleiglanzkonzentration. Daraus ist zu schließen, dass ein Teil des Bleiglanzes in Bleisulfat oxidiert wurde. Mikroskopisch wurde kein Anglesit nachgewiesen.

4.4.3.1 Phasenkennzeichnung

Hauptbestandteile des Herdkonzentrats sind Pyrit und Arsenopyrit mit beträchtlichen Mengen von Sphalerit und Bleiglanz (**Abbildung 15 a, b**) [43]. Von Chalkopyrit und Pyrrhotit wurden kleine Mengen nachgewiesen. Die Pb-Sb-S-Phase, vermutlich Boulangerit [$\text{Pb}_5\text{Sb}_4\text{S}_{11}$], tritt allgemein in Form kleiner Einschlüsse in Arsenopyrit und in Pyrit auf. Sphalerit ist eisenhaltig (5-7% Fe) und kann Einschlüsse (blebs) von Chalkopyrit tragen (**Abbildung 16 a, b**).



Lange Bildkante: 250µm



Lange Bildkante: 292µm

Abbildung 15: (a) Sphalerit (sph) mit Einschlüssen von Chalkopyrit (cpy) und von Freibergit (frbg); Pyrit (py), Arsenopyrit (apy); (b) Aggregate aus Pyrit, Sphalerit und Freibergit neben Arsenopyrit [43]

Die Eisenhydroxidaggregate stellen alterierte Sulfidkörner dar. Der Hauptträger von Ag ist Freibergit $[\text{Cu}_6(\text{Ag,Fe})_6\text{Sb}_4\text{S}_{13}]$, der in bis zu $100\mu\text{m}$ großen freien Körnern oder verwachsen mit Pyrit, Arsenopyrit, Sphalerit, Chalkopyrit und Quarz vorliegt. Semiquantitative Analysen zeigen eine Variabilität im Silbergehalt von 4,7% bis 14,9%. Ein qualitatives Energiedispersionsdetektor-Spektrum wird in **Abbildung 17** dargestellt. Kleine Mengen eines nicht identifizierten Pb-Bi-S-Sb-Ag-Minerals wurden als Einschlüsse im Pyrit gefunden. Nur ein einziges Korn wurde als elementares Silber mit einer Korngröße von $20\mu\text{m}$ gefunden. Freie Goldpartikel [44] wurden weder durch reflektierte Auflichtmikroskopie noch durch Mikrosondenanalyse gefunden.

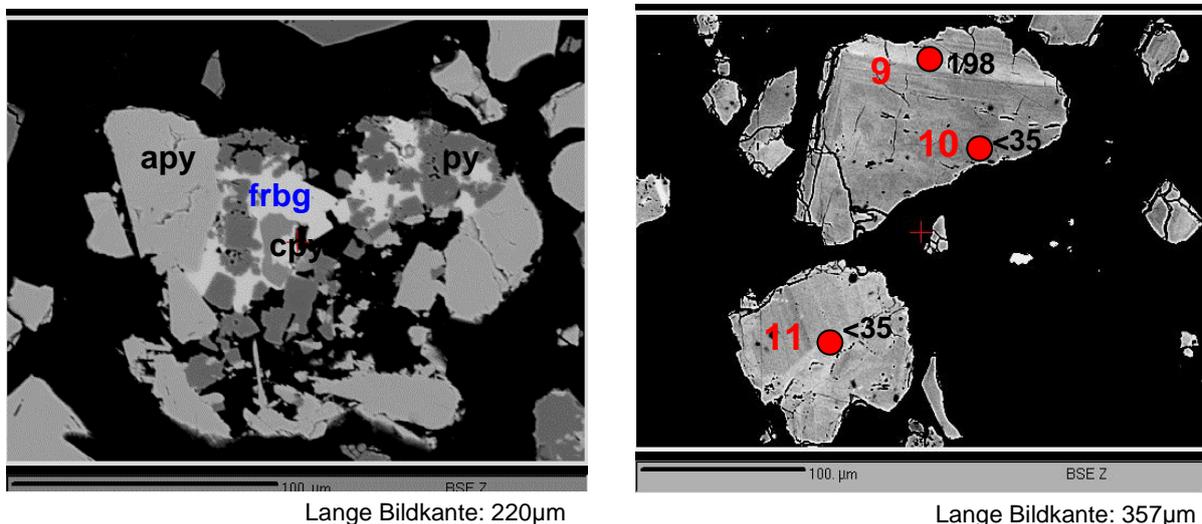


Abbildung 16: (a) Aggregate aus Arsenopyrit (apy), Pyrit (py), Chalkopyrit (cpy), Freibergit (frbg) und Quarz; (b) Zonierte Arsenopyritkristalle; Spurenanalysenpunkte 9-11 (Au in ppm) [43]

Diese Muster werden durch variable Arsenkonzentrationen im Pyrit bis 2,8% As ermittelt und variable As-S-Verhältnisse im Arsenopyrit verursacht. Die Elementverteilungsbilder wurden entworfen, um einen großen Bereich mit ausreichender räumlicher Auflösung erfassen zu können.

Jedes Korn, das größer als $5\mu\text{m}$ ist, könnte unter diesen Bedingungen identifiziert werden. Etwas erhöhte Konzentrationen von Au in den Röntgenverteilungsbildern

beziehen sich auf einen höheren Hintergrund in den Körnern von höherer durchschnittlicher Ordnungszahl. (z. B. Galenit, PbS).

Einige Signalspitzen von Au (Korngröße kleiner als $10\mu\text{m}$) sind durch eine bedeutende Überlappung zwischen Au $L\alpha$ und W $L\alpha$ verursacht. Diese macht es unmöglich, zwischen Au- und W-Gangartmineralien zu unterscheiden. In jedem Fall konnten wegen des Vorhandenseins von Ca alle diese Phasen als Scheelit [CaWO_4] identifiziert werden. Die elementare Verteilung von Sb wird durch eine Überlappung von Ca gestört und folglich nicht angezeigt. Die optische Bildanalyse der Röntgenverteilungdiagramme ermöglicht eine Quantifizierung der Prozentsätze von Mineralphasen im Konzentrat: ca. 60% Pyrit, 35% Arsenopyrit, 5% Sphalerit und 0,5% Galenit.

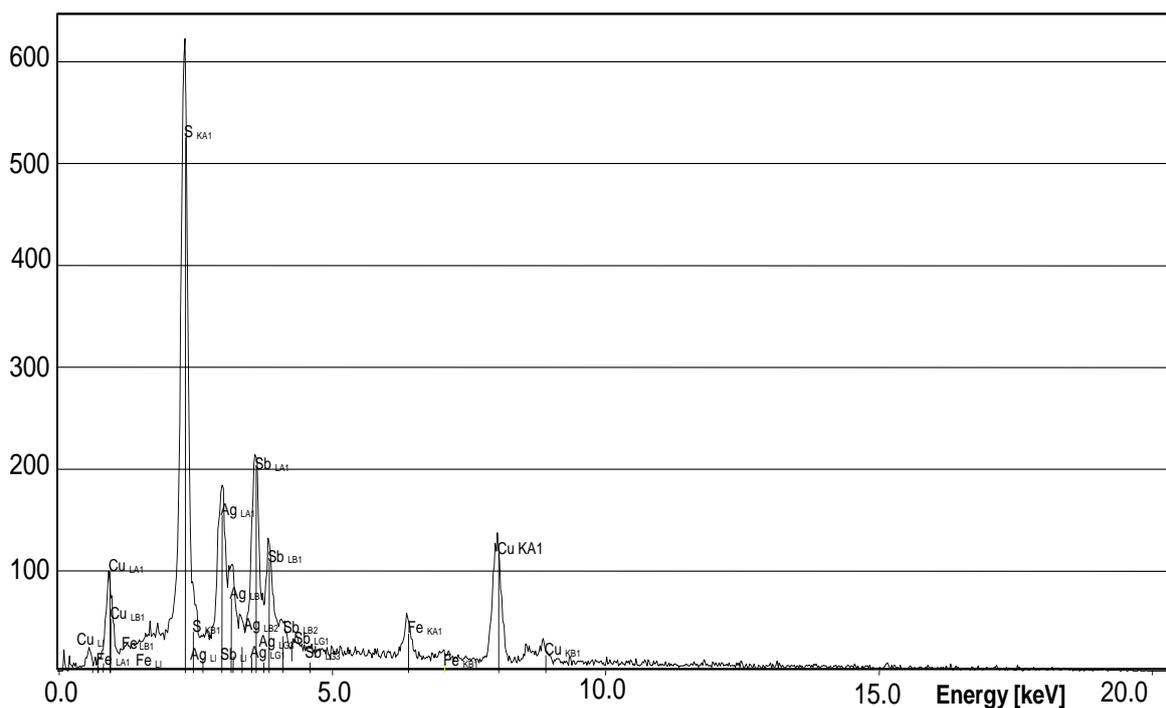


Abbildung 17: Qualitatives EDS-Spektrum von Freibergit [$\text{Cu}_6(\text{Ag,Fe})_6\text{Sb}_4\text{S}_{13}$], nach Melcher [43]

4.4.3.2 Spurenanalyse in der Pyrit- und Arsenopyritfraktion

Zehn Pyritkörner und 35 Arsenopyritkörner wurden analysiert, um das Vorhandensein des möglichen refraktären Goldes in den Sulfidgittern nachzuweisen. Obwohl die Elektronenmikrosonde nicht das Instrument der Wahl für solch eine Untersuchung (schlechte Peakuntergrundverhältnisse bei hohem Strom) ist, kann diese analytische Einstellung Spurenelementkonzentrationen im ppm-Bereich messen. Die analytische Nachweisgrenze für das Gold beträgt 35ppm während einer 20-minütigen Analyse [43,44].

Bei der Analyse von Arsenopyrit erbrachten nur fünf von 35 Messungen höhere Goldkonzentrationen als 30ppm. Die Messwerte lagen zwischen 46ppm und 316ppm. Die meisten "positiven" Messpunkte fanden sich im Bereich hoher BSE-Intensität (d.h. Erhöhtes As-S-Verhältnis). Um die Genauigkeit der Methode zu prüfen, wurden eine negative und drei positive Bestimmungen erfolgreich reproduziert. Vier Analysen ergaben über 15ppm Ag (bis 33ppm) und neun Punkte über 10ppm Co (13-140ppm).

Im Gegensatz zum Arsenopyrit enthielt keiner der analysierten Pyrite nachweisbares Gold und nur eine Analyse gab eine Ag-Konzentration, die über der Nachweisgrenze (23ppm Ag) liegt. Drei Punkte ergaben positive Co-Konzentrationen (50-276ppm). Die Arsenkonzentration schwankt innerhalb einzelner Körner zwischen 30ppm und 2,8%. In **Anhang 25** befindet sich die Zusammenfassung der Ergebnisse der Spurenanalyse der Pyrit- und Arsenopyritfraktion.

4.4.3.3 Auswertung

Die mikroanalytischen Untersuchungen der Sulfidmineralkonzentrate zeigen, dass Silber hauptsächlich an Freibergit gebunden ist. Der Freibergit ist ein silberreiches Mitglied der Fahlerzgruppe. Gold wurde weder als freies Korn noch als Mikroeinchluss in den Sulfiden gefunden. Das Verhältnis Pyrit/Arsenopyrit im Konzentrat ist etwas niedriger als 2:1. Andere Bestandteile wie Sphalerit, Galenit, Chalkopyrit,

Pyrrhotit, Boulangerit und Freibergit machen weniger als 6% am Gesamtvolumen aus.

Das refraktäre Gold (bis zu 316ppm) ist in arsenreichen Zonen eingeschlossen. Die Mehrheit der Arsenopyrite und sämtliche Pyrite beinhalten geringere als die nachweisbaren Mengen an Gold (< 35ppm). Um die Lokalisierung des Goldes im Konzentrat abschätzen zu können, wurde von der Annahme ausgegangen, dass die durchschnittliche Goldkonzentration im Konzentrat 8ppm beträgt, dass der Anteil von Arsenopyrit im Konzentrat 37% beträgt und dass sich das gesamte Gold im Arsenopyrit befindet. Als Konzentration des im Arsenopyrit eingeschlossenen Goldes wurde ein Durchschnitt von 22ppm gemessen.

4.5 Siebgehaltsanalysen

Zur Bestimmung der Korngrößenverteilung des Bergeteichmaterials wurden Nasssiebung und Laserbeugungsspektrometrie [45] (Typ CILAS715) durchgeführt. Für die Bestimmung der Korngrößenverteilung der einzelnen Blöcke (Block1 bis Block6) wurden aus den jeweiligen Gesamtbohrungen (S1 bis S15) sechs Mischproben erzeugt.

Abbildung 18 stellt die Korngrößenverteilungen des Bergeteichmaterials für jeden Bergeteichblock dar. Die Korngrößenverteilungen der ersten vier Blöcke weisen eine hohe Ähnlichkeit auf. Nur bei Block 2 handelt sich um ein etwa gröberes Material.

Die physikalischen Kennwerte der Kornverteilungskennlinien sind in **Tabelle 12** zusammengefasst. Der d_{50} -Wert liegt zwischen 30 und 55 μm . Unter der Annahme, dass alle durch den Laserstrahl gemessenen Teilchen kugelförmig sind, wurden mit Hilfe der gemessenen Materialdichte die spezifischen Oberflächen der Mischproben berechnet. Die d_{50} -Werte unterstreichen die Ähnlichkeit des Materials der ersten vier Blöcke. Es lässt vermuten, dass sich in der Zeit der Entstehung der Blöcke 1-4 um die gleiche Methode der Erzaufbereitung handelt. Das Material aus den Blöcken 5 und 6 ist feiner. Vermutlich wurden diese Erze vor der Flotation feiner aufgemahlen.

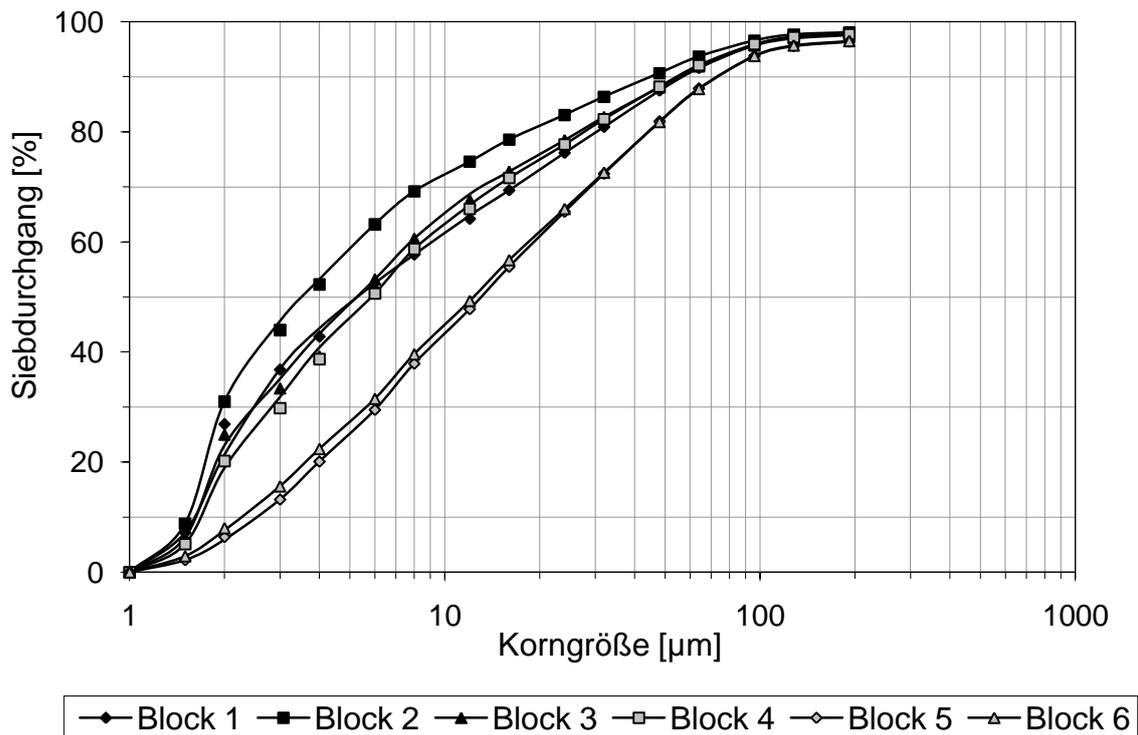


Abbildung 18: Korngrößenverteilungskennlinien der Mischproben Blöcke 1 bis 6 des Bergeteichmaterials

Tabelle 12: Physikalische Kennwerte des Bergeteichmaterials der Blöcke 1 bis 6

Kennwert \ Probe	Block 1 (S1-S3)	Block 2 (S4-S8)	Block 3 (S9-S11)	Block 4 (S12-S13)	Block 5 (S14)	Block 6 (S15)
d₁₀ [µm]	3,38	4,27	3,48	3,52	2,66	2,65
d₅₀ [µm]	34,03	51,62	36,02	32,67	14,70	15,56
d₉₀ [µm]	122,7	125,9	120,1	115,6	88,54	100,9
Dichte [g/cm³]	2,94	2,99	2,98	3,01	3,04	2,85
Oberfläche [cm²/g]	0,87	0,71	0,88	0,88	1,31	1,29

(S1-S15) – Kennzeichnung der Bohrungen (siehe Kapitel 4.2, Abbildung 1)

Darüberhinaus wurde das Bergeteichmaterial mittels Nasssiebung in verschiedene Korngrößenklassen zerlegt, um die Massenanteile und deren chemische Zusammensetzungen zu bestimmen. Hierzu wurde eine Analysensiebmaschine von Typ EML 200 verwendet. Es wurden von den 274 Schichtproben fünf repräsentative

Mischproben à 500g für die Bergeteichtiefen 0-3m, 3-7m, 7-12m, 12-16m und 16-19m hergestellt. Jede Probe wurde in folgende Kornklassen fraktioniert: <math><40\mu\text{m}</math>, $40-63\mu\text{m}$, $63-100\mu\text{m}$, $100-160\mu\text{m}$, $160-200\mu\text{m}$ und $>200\mu\text{m}$.

Die Korngrößenverteilung der Mischproben der sechs untersuchten Schichten ist **Abbildung 19** zu entnehmen. Es konnte keine regelmäßige Variation der Korngrößenverteilung in Abhängigkeit von der Ablagerungstiefe festgestellt werden. Die Halbwerts Korngrößen der Mischproben liegen in einem relativ engen Bereich von 50 bis 90 μm . Das Material von jeder Mischprobe und jeder Kornklasse wurde chemisch analysiert.

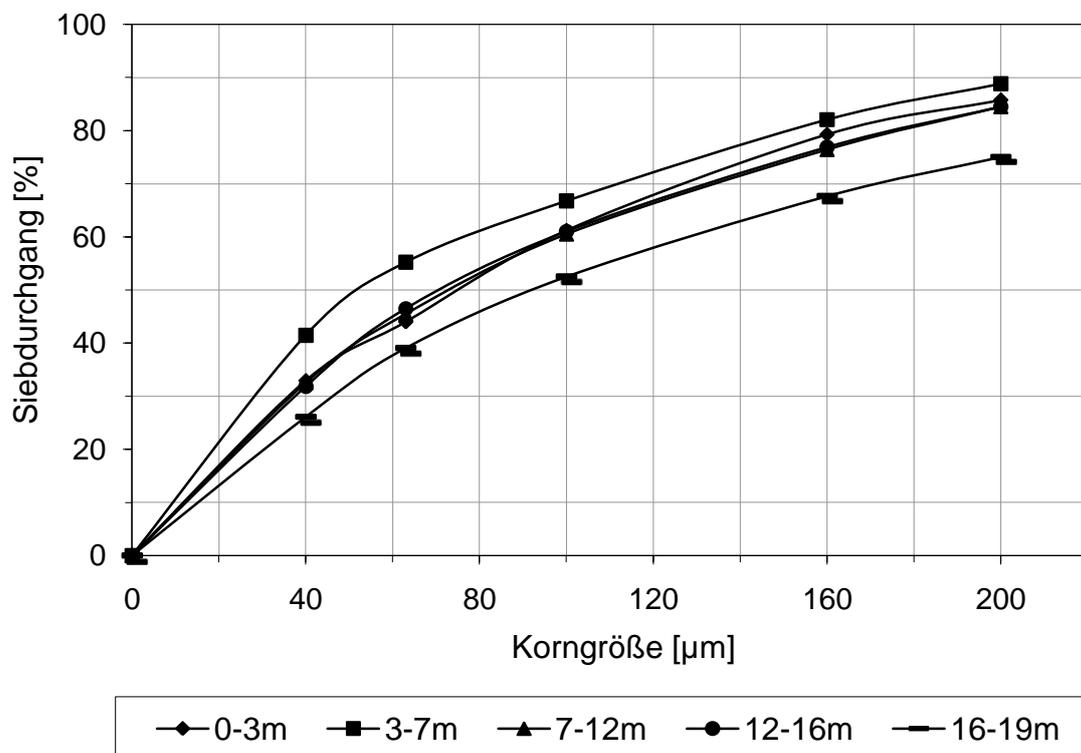


Abbildung 19: Korngrößenverteilung von Mischproben aus sechs verschiedenen tiefen Schichten der Blöcke 1 bis 6

Abbildung 20 zeigt die Gold- und Silbergehalte der Trennprodukte in Abhängigkeit von den Bergeteichtiefen. Im Allgemeinen wurden mit zunehmender Tiefe und in feineren Kornklassen die höchsten Goldgehalte gefunden. Im Bereich 16-19m hat das Bergeteichmaterial in der Kornklasse <math><40\mu\text{m}</math> einen Goldgehalt von 10,5ppm. Die

gleiche Tendenz wurde auch beim Silbergehalt der gemessenen Proben festgestellt. Mit zunehmender Feinheit des Bergeteichmaterials und mit zunehmender Bergeteichtiefe nimmt der Silbergehalt der Proben zu. Der größte Silbergehalt, 98ppm, wurde in der Korngrößenfraktion $<40\mu\text{m}$ im Tiefenbereich von 16-19m gemessen.

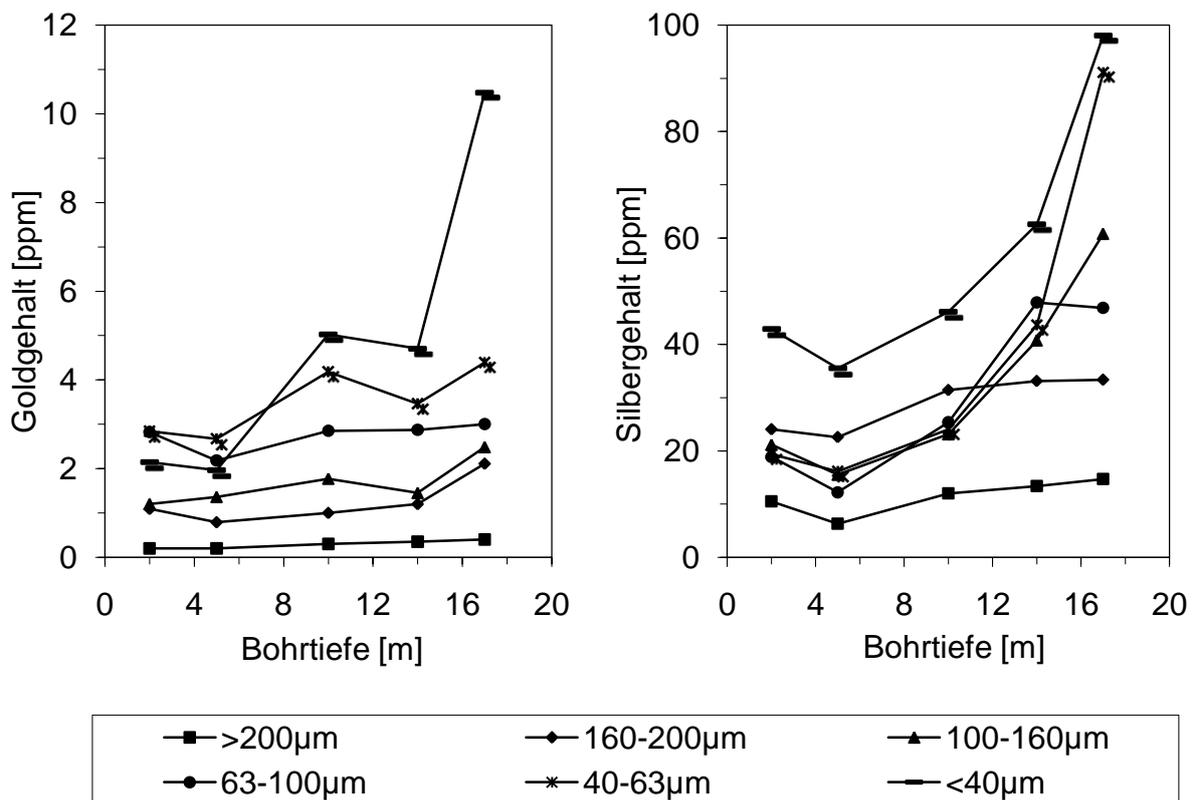


Abbildung 20: Gold- und Silbergehalte der Kornklassen des Bergeteichmaterials in Abhängigkeit von der Bohrtiefe der Probenahme

Abbildung 21 zeigt den Schwefel- und Arsengehalt des Siebgutes in Abhängigkeit von der Bohrtiefe der Probenahme. Mit zunehmender Bergeteichtiefe nimmt die Konzentration an Schwefel zu. Es ist zu vermuten, dass durch mit der Tiefe abnehmende Sauerstoffkonzentration die bakterielle Aktivität der Bakterienstämme: *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans* und *Leptospirillum ferrooxidans* abnimmt. Die höchste bakterielle Aktivität wird in den oberen Schichten erreicht. Dadurch entstanden dort größere Mengen an wasserlöslichen Sulfaten. Witterungsbedingt wurden diese Sulfate mit den Regenereignissen in die tieferen Bereiche des Bergeteiches transportiert bzw. zum Teil ausgewaschen.

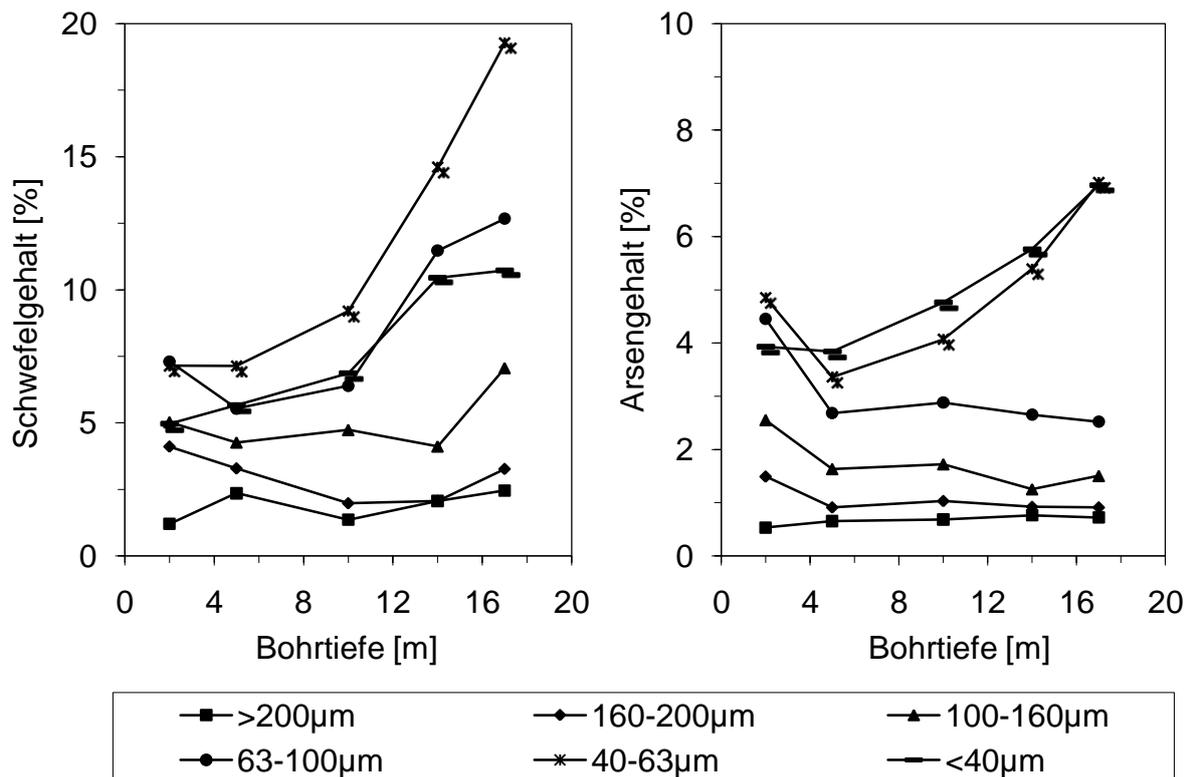


Abbildung 21: Schwefel- und Arsengehalte der Kornklassen des Bergeteichmaterials in Abhängigkeit von der Bohrtiefe der Probenahme

Die höchste Schwefelkonzentration wurde im Korngrößenbereich von 40-63µm gemessen und nicht wie erwartet, im Korngrößenbereich <40µm. Vermutlich wegen der extremen Feinheit des Materials fand die Oxidation dieser Kornklasse schneller als bei den gröbereren Körnern statt und wurde ausgewaschen. Die gleiche Tendenz der Verteilung wurde für Arsen festgestellt. Die höchsten Arsenkonzentrationen wurden mit der Bohrtiefe ebenfalls ansteigend im Korngrößenbereich von 40-63µm gemessen. Die festgestellten Arsenkonzentrationen korrelieren gut mit den Ergebnissen der Erzmikroskopie.

Abbildung 22 stellt den Eisen- und Zinkgehalt des Siebgutes in Abhängigkeit von der Probebohrtiefe dar. Mit zunehmender Tiefe des Bergeteiches nimmt allgemein die Eisen- und Zinkkonzentration zu. In der Kornfraktion 40-63µm im Bereich von 12-19m verringert sich die Eisenkonzentration bis auf 9,65% und die Zinkkonzentration bis auf 0,4% ab. Der Sauerwassergehalt des Bergeteiches nimmt erfahrungsgemäß mit der Tiefe zu. Durch einen ständigen Säure-Metallkontakt werden wasserlösliche Zink- und Eisensulfate gebildet, die zum Teil von Regenwasser ausgespült werden.

Die Zunahme der Eisen- und Zinkkonzentration in der feinsten Kornfraktion wird aus Oxidbildungen zurückgeführt. Mit Hilfe eines Herdes wurde eine für den Bergeteich repräsentative Mischprobe in drei Produkte fraktioniert. Die Trennung erfolgte nach der Dichte des Materials in einer strömenden Wasser-Feststoffsuspension (siehe Kapitel 5.2).

Abbildung 23 zeigt die graphische Darstellung der Korngrößenverteilung des Bergeteichmaterials und dessen Dichteklassen, die auf einem Schüttelherd erzeugt wurden. Es wurden die folgenden Halbwerts Korngrößen gemessen: Mischprobe: $d_{50}=51,6\mu\text{m}$, Feinkorn: $d_{50}=20,3\mu\text{m}$, Berge $d_{50}=110,22\mu\text{m}$ und Konzentrat $d_{50}=84,0\mu\text{m}$.

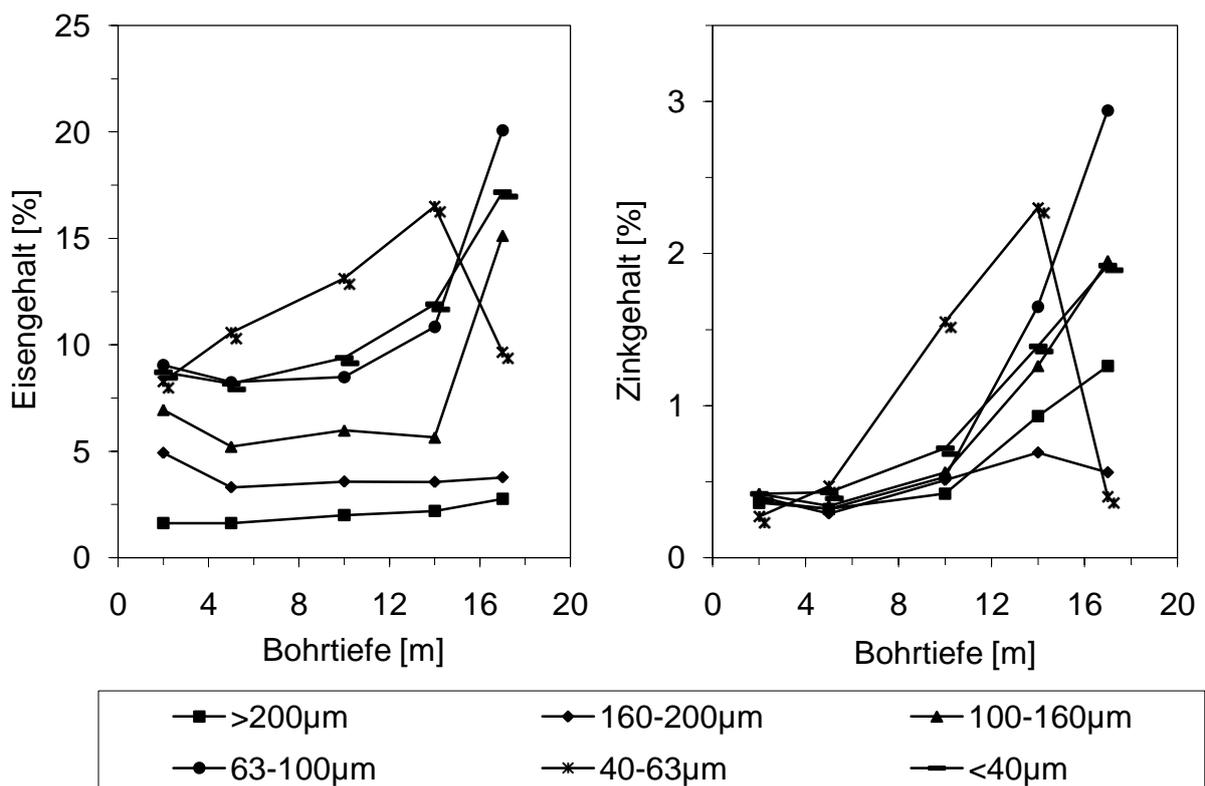


Abbildung 22: Eisen- und Zinkgehalte der Kornklassen des Bergeteichmaterials in Abhängigkeit von der Bohrtiefe der Probenahme

Die Dichte des Bergeteichmaterials in der Kornklasse 40-63µm nimmt mit zunehmender Tiefe zu. Die Dichte des Materials <40µm ist geringer als die der Kornklasse 40-63µm.

4.6 Dichteanalysen

Mit Hilfe eines Mikropyknometers mit Helium wurden die Dichten der Mischproben verschiedener Bergeteichtiefenbereiche gemessen (siehe Kapitel 4.5). In der Arbeit wird der Terminus „Dichte“ als die auf porenfreies Volumen bezogene Masse von Material angewendet. **Abbildung 24** zeigt die Dichteverteilung von Bergeteichmaterial in Abhängigkeit von der Ablagerungstiefe und von der Korngröße. Im Korngrößenbereich >200-63µm nimmt die Dichte mit zunehmender Ablagerungstiefe und abnehmender Korngröße zu.

4.7 Sickerwasserprognose

Die Bestimmung des Sauerwasserbildungspotentials und die Sickerwasserprognose wurden mit Hilfe des Druckoxidationstests durchgeführt, der am Institut für Aufbereitung, Deponietechnik und Geomechanik der TU Clausthal entwickelt wurde. Das Prinzip ist die Oxidation sulfidischer Minerale mit Sauerstoff in wässrigem Medium bei erhöhten Druck- und Temperaturbedingungen. Diese Testmethode hat die folgenden Vorteile [46,47]:

- Vorhersage der Langzeitverhältnisse innerhalb eines kurzen Zeitraumes,
- Differenzierung nach säurebildenden und säureneutralen Metallsulfiden,
- Simultane Nachbildung von Säurebildung, Säurepufferung und Metallfreisetzung,
- Aussagen zur maximalen Sauerwasserbelastung.

Die Untersuchungen zur Sauerwasserbildung wurden in einem Agitations-Autoklaven von Typ 1220 der Fa. Ernst Haage (siehe **Abbildung 25**) durchgeführt. Das Gerät ist aus säurebeständigem CrNiMo-Stahl gebaut und die medienberührten Teile sind in Titan gefertigt. Der Antrieb der stopfbuchslosen Rührwerke mit Hochleistungs-Mischkreisel (1) erfolgt über eine Magnetkupplung (2) mittels stufenlos regelbaren Elektromotors (3). Dabei wird die Rührerdrehzahl vom induktiven Drehzahlmesser (4) erfasst und am Schaltkasten (5) angezeigt. Die elektrische Heizung (6) ist als Strahlungsheizung ausgeführt und in einem isolierten Gestell (7) eingebaut, worin der Autoklav (8) lose eingesetzt ist.

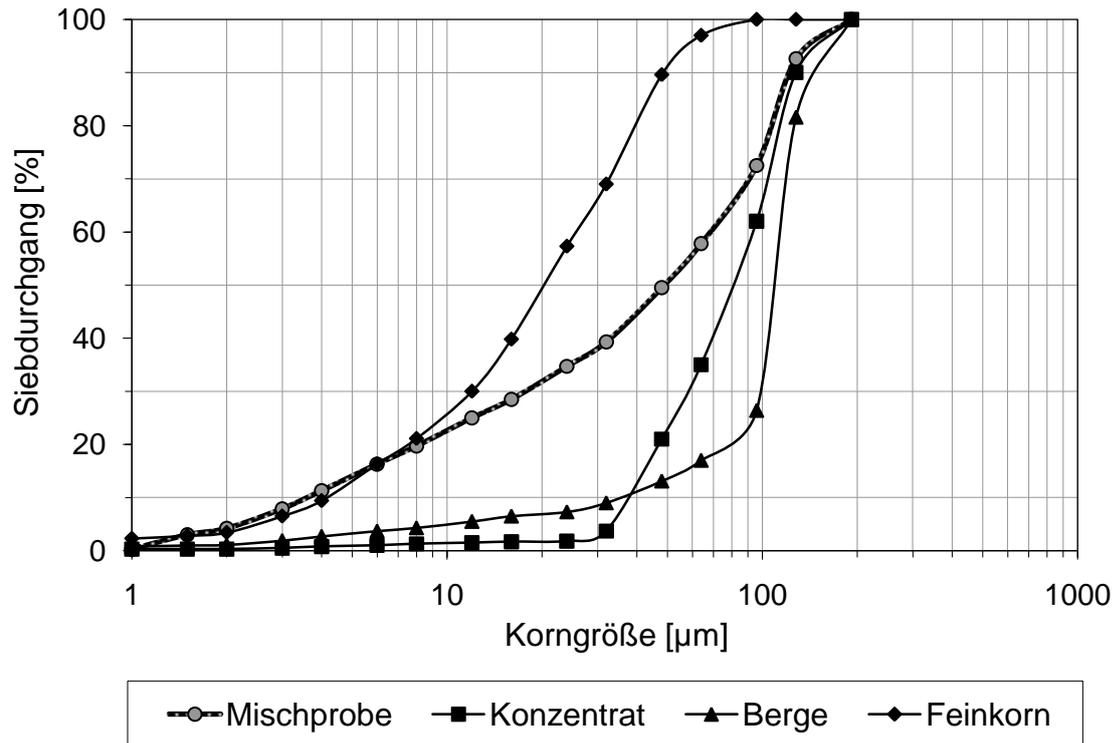


Abbildung 23: Korngrößenverteilung von Bergeteichmaterial (Mischprobe), Herdkonzentrat, Feinkorn und Bergen

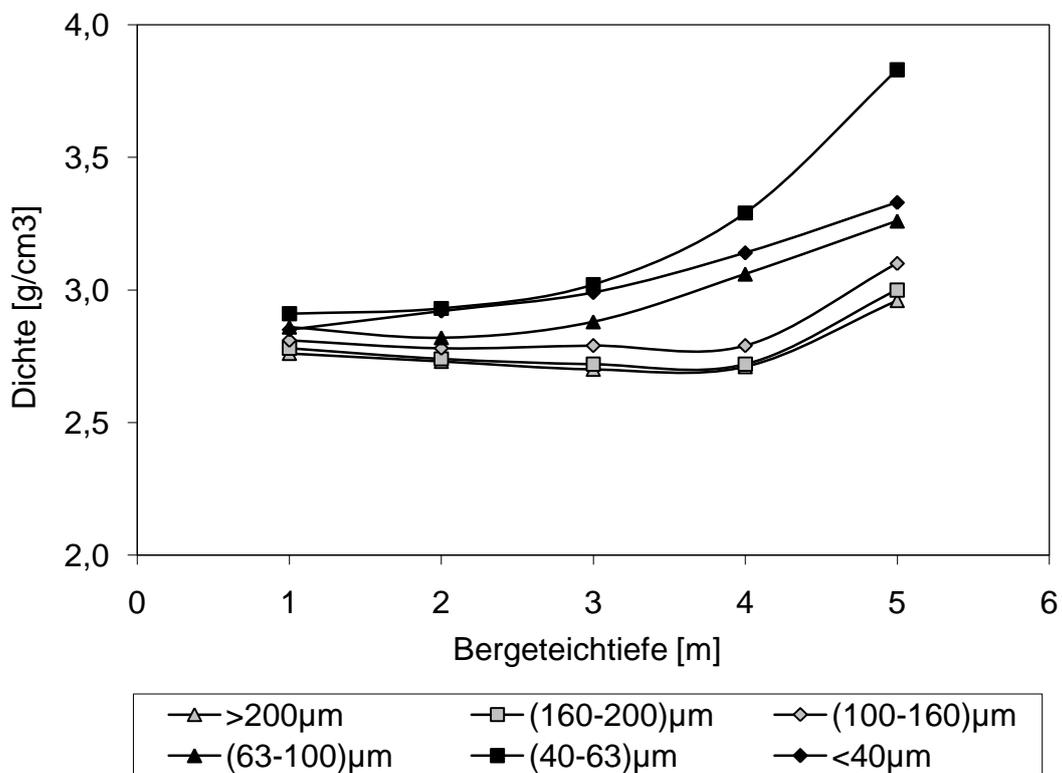
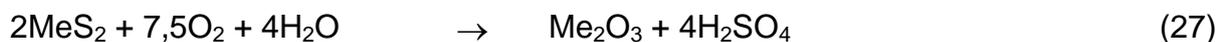
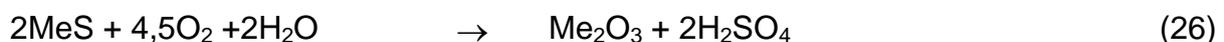


Abbildung 24: Dichteverteilung des Bergeteichmaterials in Abhängigkeit von der Ablagerungstiefe und von der Korngröße

Durch PID-Regelung und Innen- (9) Wandtemperaturmessung (10) erfolgt die Temperatureinstellung mit sehr geringer Abweichung vom Sollwert. Die Abkühlung ist über eine im Gestell eingebaute Pressluftbrause (11) möglich. Zur Druckbeaufschlagung mit Reaktionsgas wird das Gaseinlassventil (12) mit Tauchrohr benutzt und der aktuelle Betriebsdruck wird am Manometer (13) angezeigt. Das Gasauslassventil (14) dient der Druckentspannung des Systems nach der Reaktion. Das Volumen des Reaktors beträgt 2L und er kann unter einem Druck bis max. 200bar und einer maximalen Temperatur von 350°C betrieben werden. Während der Druckoxidation verlaufen Säurebildungs- und Neutralisationsprozesse parallel.

Das Säurebildungspotential entspricht der Quellstärke und berechnet sich aus dem Nettosäurebildungspotential und dem Neutralisationspotential. Es entspricht der Säuremenge als CaCO_3 -Äquivalent, die bei vollständiger Oxidation der säurebildenden Sulfide entsteht. Bei den Metallsulfiden existieren insgesamt drei sulfidgruppenabhängige Oxidationsmechanismen (siehe Gl. 25 bis Gl. 27).



Bei der ersten Reaktion (Gl. 25) werden die H_3O^+ -Ionen in äquimolarem Verhältnis verbraucht und gebildet, so dass die Summenreaktion eine Neutralreaktion dargestellt. Metallsulfide, die entsprechend der Gleichung (Gl. 26) oxidiert werden, sind dadurch gekennzeichnet, dass sie ebenfalls im Sauren gelaugt werden. Durch Hydrolyse von gelösten Fe^{3+} -Ionen wird eine entsprechende Schwefelsäuremenge freigesetzt.

Die Metallsulfide der dritten Gruppe (Gl. 27) werden ausschließlich durch Sauerstoff und/oder Fe^{3+} -Ionen oxidiert, so dass im Oxidationsprozess ein Schwefelsäureüberschuss entsteht. Für die realitätsnahe Kalkulation der Säurebildung wird nicht der gesamte Sulfidschwefelanteil in freie Schwefelsäure umgerechnet, sondern es gelten die in **Tabelle 13** für verschiedene Metallsulfide angegebenen Umsetzungen [33].

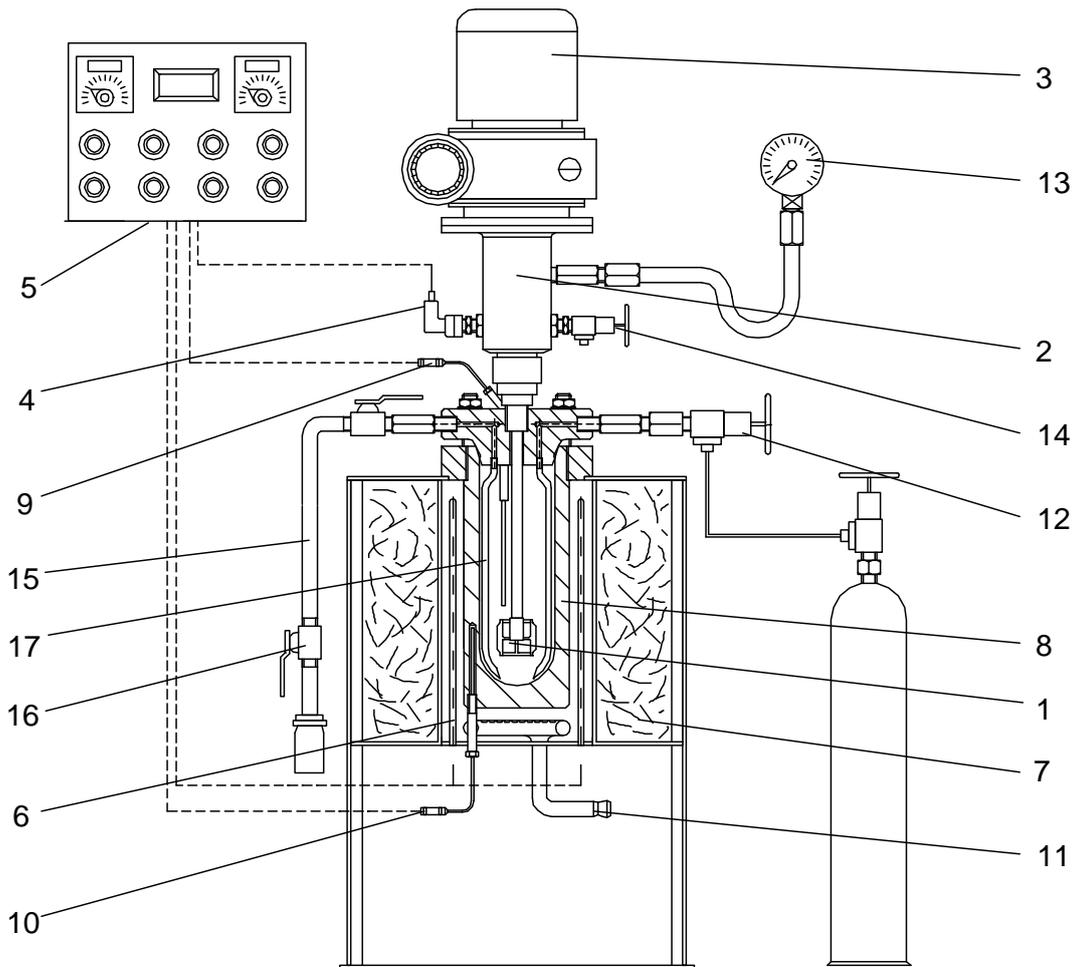


Abbildung 25: Agitations-Autoklav zur Bestimmung des Sauerwasserbildungspotentials

1: Rührwerk, 2: Magnetkupplung, 3: Elektromotor, 4: Drehzahlgeber, 5: Schaltkasten, 6: elektrische Heizung, 7: isoliertes Gestell, 8: Druckbehälter, 9: Innenthermofüller, 10: Außenthermofüller, 11: Pressluftkühlung, 12: Gaseinlassventil, 13: Druckmanometer, 14: Gasauslassventil, 15: Probenahmerohr, 16: Kugelhahn, 17: Tauchrohr

Tabelle 13: Effektive Säurebildung bei vollständiger Oxidation verschiedener Metallsulfide [33]

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

Es wurden 100g Bergeteichmaterial in 1Liter Wasser suspendiert und unter einem Sauerstoffpartialdruck von 10bar bei einer Temperatur von 20°C und 180°C jeweils zwei Stunden gerührt. Die pH-Werte der Suspensionen betragen vor der Drucklaugung je 7,3 und nach der Drucklaugung 6,9 bzw. 1,3. Die Temperaturerhöhung bei der Lösereaktion führt grundsätzlich zu Änderungen der Konzentrationsverhältnisse.

Abbildung 26 a zeigt das Schwefel- und Metallausbringen bei der Drucklaugung des Bergeteichmaterials und der auf dem Herd hergestellten Trennprodukte Feinkorn und Berge.

Abbildung 26 b zeigt die für den gesamten Bergeteich prognostizierten Schwefel- und Schwermetallmengen, die unter natürlichen Bedingungen ohne Aufbereitungsmaßnahmen eine starke Umweltbelastung darstellen. Durch den Druckoxidationstest des Bergeteichmaterials werden über 50% des Schwefels, des Cadmiums, des Kobalts, des Mangans und des Zinkes in wasserlösliche Verbindungen überführt. Über 65% des Sulfidschwefels wurden zu Sulfaten oxidiert. Die Konsequenz der Entstehung großer Mengen von Schwefelsäure ist die weitgehende Mobilisierung von Schwermetallen und deren Transport durch zufließendes Regenwasser. Es wurden 26% des gesamten Arseninhaltes gelaugt. Obgleich Calcium und Magnesium zu 95% in Lösung überführt werden, konnte kein reales Neutralisationspotential festgestellt werden.

Die Berechnungen ergaben, dass im Bergeteich mit einer mobilisierbaren Metallmenge bis zu 130.000t und mit einer Schwefelmenge (als Metallsulfate und Schwefelsäure) bis zu 150.000t zu rechnen ist. Die durch Aufbereitung erzeugten Berge können dagegen ohne weitere Vorsorgemaßnahmen abgelagert werden. Im Falle einer direkten Ablagerung der Feinfraktion, könnten langfristig ca. 30.000t Schwefel und 22.000t Schwermetalle mobilisiert werden. Eine weitere Aufbereitung des Feinkorns beziehungsweise dessen Entsulfidierung ist daher erforderlich.

Tabelle 14 zeigt die Ergebnisse des Druckoxidationstests der unbehandeltem Herdfeinkornfraktion und von durch Flotation entpyritisiertem Herdfeinkorn. Der pH-Wert der aus Wasser und entpyritisiertem Feinkorn bestehenden Suspension befindet sich vor der Drucklaugung wegen der Flotationsreagenzien im basischen Bereich.

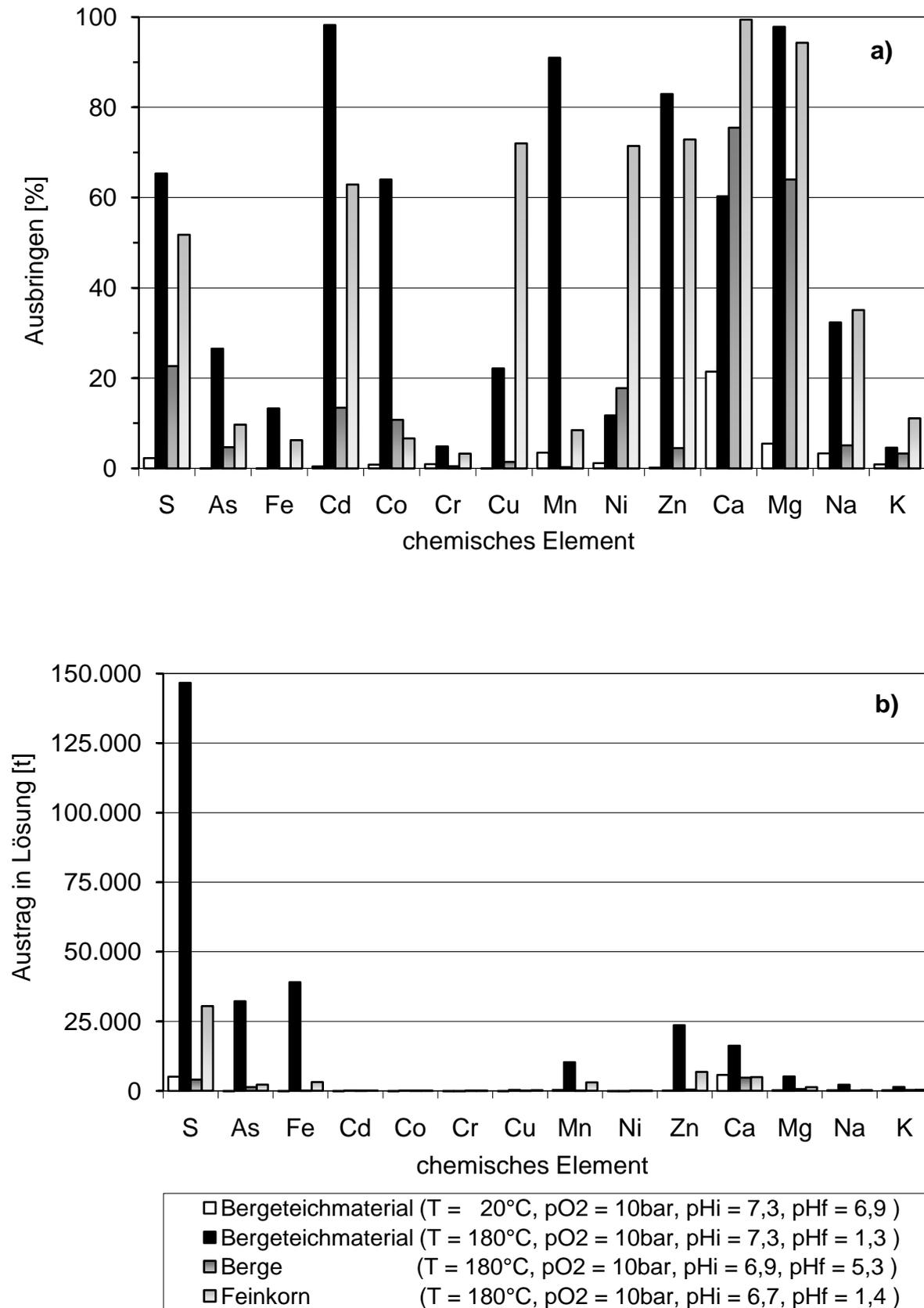


Abbildung 26: (a) Elementausbringen beim Test zum Sauerwasserbildungspotenzial von Bergeteichmaterial und von Herdtrennprodukten
 (b) Potentielle Gefährdung der Umwelt mit Schwefel- und Metallverbindungen

Die Metallkonzentrationen sowie die entstandene Schwefelsäurekonzentration sind deutlich höher bei der Laugung des unbehandelten Herdfeinkorns. Die theoretische Berechnung der möglichen zukünftigen Belastung der Umwelt ergab im Falle einer Ablagerung des Herdfeinkorns ohne eine weitere Aufbereitung, beziehungsweise ohne eine nachfolgende Entpyritisierung, eine Menge von ca. 4.600t Schwermetalle und 32t Schwefelsäure. Aus diesem Grund ist eine weitere Entpyritisierung des Herdfeinkorns durch Flotation erforderlich.

Tabelle 14: Vergleich der gelaugten Elementkonzentrationen, pH-Werte und Schwefelsäurebildungen beim Test zum Sauerwasserbildungspotenzial von unbehandeltem (1) und durch Flotation entpyritisierem (2) Herdfeinkorn (s. Kapitel 5.4). Berechnung der ausgelaugten Feststoffe für den gesamten Bergeteich

Elemente	Konzentration [mg/L]		ausgelaugter Feststoff [t]	
	(1)	(2)	(1)	(2)
pH _i	6,95	7,31	-	-
pH _f	1,09	5,95	-	-
H ₂ SO ₄	8,82	0,04	31,99	0,11
As	58,8	40,11	213,2	117,3
Fe	367	< 0,05	1333	< 0,05
Cd	5,61	0,03	20,35	0,07
Zn	532	3,48	1931	10,17
Cr	0,21	< 0,001	0,74	< 0,001
Co	1,84	0,06	6,67	0,18
Cu	40,2	< 0,005	145,8	< 0,005
Ni	2,01	0,03	7,30	0,09
Mn	265	33,8	963,7	98,73
Ca	380	179	1380	523,3
Mg	178	21,5	647,8	62,81
Na	22,0	5,54	79,82	16,20
K	< 0,5	< 0,5	< 0,5	< 0,5

pH_i und pH_f – pH-Werte vor und nach der Drucklaugung

Zur Charakterisierung des polymetallischen Eluats erfolgte eine zweistufige Titration bis pH 4,3 und pH 8,3 mit Hilfe einer 1N NaOH-Lösung. Aus der verbrauchten Titrationslösung wurden in **Tabelle 15** das Netto-Säurebildungspotential (NetAP), das Netto-Metallfreisetzungspotential (NetMeP), das Sauerwasserbildungspotential (AWP), das Neutralisationspotential (NP) und das Säurebildungspotential (AP) berechnet. Zur Vermeidung der Sauerwasserbildung sind entsprechend dem Sauerwasserbildungspotential ca. 70kg CaCO₃ pro Tonne Bergeteichmaterial erforderlich.

Tabelle 15: Sauerwasserbildungskennwerte bei der Druckoxidation des Bergeteichmaterials aus Ticapampa

NetAP	NetMeP	AWP	NP	AP
[kgCaCO ₃ /t]				
54,5	17,5	72	0	54,5

Parallel zur Drucklaugung wurde für das Ticapampa Bergeteich material der Elutionstest nach DIN 38414-S4 (DEV S4) durchgeführt. Dieser Test dient zur Beurteilung des Auslaugverhaltens von Feststoffen aller Art [48]. 100g Bergeteichmaterial wurden 24 Stunden in destilliertem Wasser in Suspension mit Hilfe eines Überkopfschüttelgeräts gehalten (1 Mal/min. über Kopf geschüttelt), wobei das Flüssigkeits-/Feststoffverhältnis L/S=10 beträgt. Das Eluat wurde über 0,45 µm Filter abgezogen und auf die festgelegten Parameter hin analysiert. **Tabelle 16** zeigt die Elutionsergebnisse des S4-Tests nach DIN 38414 für das Bergeteichmaterial aus Ticapampa. Der pH-Wert der Suspension betrug nach 24-Stunden Schütteln 6,3.

Tabelle 16: Ergebnisse des S4-Tests nach DIN 38414-S4 (DEV S4) mit Hilfe eines Überkopfschüttelgeräts für das Bergeteichmaterial aus Ticapampa

Elemente	SO ₄ ²⁻	As	Fe	Cd	Co	Cr	Cu
Konzentration [mg/L]	277	0,43	< 0,01	0,02	0,01	0,02	0,01
Elemente	Mn	Ni	Zn	Ca	Mg	Na	K
Konzentration [mg/L]	4,90	0,01	0,22	77,4	4,5	0,88	3,8

5 Mechanische Aufbereitung

Der Sulfidgehalt geringwertiger mineralischer Rohstoffe, wie die Aufbereitungsrückstände aus Ticapampa, ist vielfach höher als der Gehalt an abpuffernden Begleitmineralen, sodass die Aufbereitungsrückstände bzw. das Bergeteichmaterial ein großes Potenzial für die Sauerwasserbildung aufweist. Mit Hilfe der mechanischen Aufbereitung wurde versucht, ein deponiefähiges sulfidfreies Produkt herzustellen. Die Aufbereitung umfasst verschiedene Trennverfahren, die die unterschiedlichen physikalischen oder physikalisch-chemischen Eigenschaften des Materials ausnutzen. Im Rahmen der mechanischen Aufbereitungsversuche kamen die Hydrozyklontrennung, die Herdsortierung, die Wendelrinnentrennung und die Flotation zum Einsatz.

5.1 Hydrozyklontrennung

In der Erzaufbereitung ist der Hydrozyklon ein Standardklassiergerät. Er zeichnet sich durch seine einfache Bauform, geringes Bauvolumen, hohen Durchsatz sowie scharfe Trennergebnisse aus. Die Trennung vollzieht sich nach der Teilchengröße sowie nach der Dichte des Materials. Aufgrund der komplizierten Strömungsverhältnisse ist eine theoretische Behandlung und Vorausberechnung des Hydrozyklons schwierig. Ziel der Versuche war die Ermittlung der Betriebsparameter für eine effektive Abtrennung der Feinkornfraktion des Bergeteichmaterials [49].

Die Versuchsanlage besteht entsprechend der **Abbildung 27** aus einem mit Rührwerk (1) ausgestatteten Trübebehälter (2) von etwa $0,1\text{m}^3$ Fassungsvermögen. Die Suspension aus dem Trübebehälter gelangt über eine Kreiselpumpe (3) in den Hydrozyklon (4). An den Zyklonüberlauf und Unterlauf schließt sich je ein Behälter (5, 6) an. Im Zulauf zu den Behältern werden die Volumenströme gemessen. Nach der Probenahme und Messung des Überlauf- sowie Unterlaufvolumenstromes gelangen die beiden Ströme wieder in den Vorratsbehälter (2) zurück.

Um den Umfang der Untersuchungen zu begrenzen, wurden zwei Durchmesser des Hydrozyklons (45 und 100mm) und zwei Betriebsdruckbereiche (1,5 bis 2,5 bzw. 0,6 bis 1bar) festgelegt [50]. Für die Beurteilung der Trennung im Hinblick auf den Klassier- und Sortiereffekt wurden die Massenströme von Über- und Unterlauf des Hydrozyklons, die Gehalte und das Ausbringen der einzelnen Komponenten sowie die

Korngrößenverteilungen für die Darstellung der Trennkurven ermittelt. Die Korngrößenverteilungen der Proben wurden mit Hilfe eines Laserbeugungsspektrometers Typ CILAS 715 ermittelt. Bei unverträglich hohen Differenzen wurde die Probe wiederholt analysiert und der Mittelwert gebildet.

In **Anhang 26** sind die Ergebnisse zur Entschlammung des Bergeteichmaterials mit Hilfe von Hydrozyklonen zusammengefasst. Bei den Versuchen mit einem Durchmesser von $\varnothing 45\text{mm}$ und Betriebsdrücken zwischen 1,5 und 2,5bar wurden im Überlauf zwischen 7 und 9% Feinkorn abgetrennt. Der d_{50} -Wert des Feinkorns beträgt $6\mu\text{m}$ bis $8\mu\text{m}$. Die Korngrößenverteilungskurven bei der Hydrozyklontrennung bei Betriebsdrücken von 2bar und 2,5bar sind fast identisch (siehe **Abbildung 28**). Mit zunehmendem Betriebsdruck nimmt das Feinkornausbringen ab.



Abbildung 27: Hydrozyklonversuchsanlage im Institut für Aufbereitung / TUC

Die Entschlammung mit dem Ø100mm-Hydrozyklon brachte wesentlich bessere Ergebnisse. Es wurden Versuche bei einem Betriebsdruck von 0,6bar und 1bar durchgeführt. Mit wachsendem Betriebsdruck nahm das Bergeteichmaterialausbringen von ca. 13% auf 12% ab bei einer Verdoppelung des Materialdurchsatzes im Überlauf.

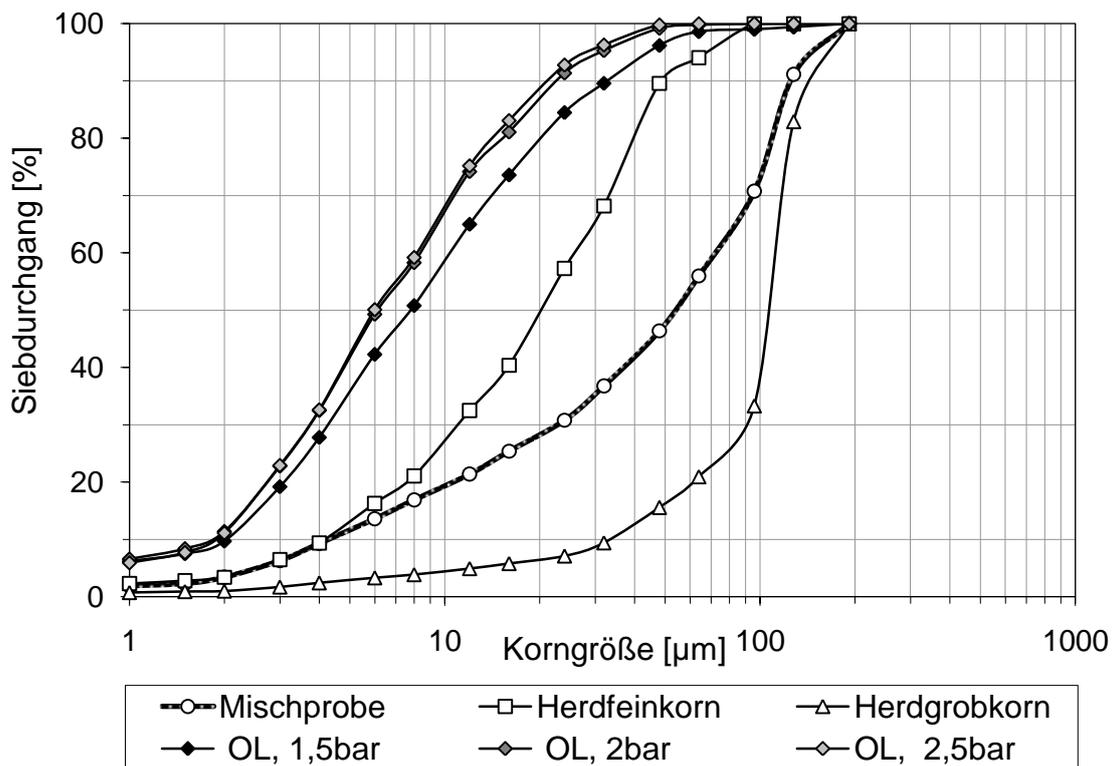


Abbildung 28: Korngrößenverteilung von Feinkorn- und Grobkornfraktion der Herdtrennung im Vergleich zu den Überlaufraktionen eines Ø 45mm Hydrozyklons bei Betriebsdrücken von 1,5, 2 bzw. 2,5bar

Abbildung 29 zeigt die Korngrößenverteilung der Trennprodukte bei den Versuchen mit dem Ø100mm-Hydrozyklon im Vergleich zu den Herdtrennprodukten. Der 100mm-Hydrozyklon ist im Vergleich zu dem 45mm-Hydrozyklon betriebssicherer, weniger störanfällig besonders die Verstopfungsgefahr ist viel geringer. Bei dem 100mm-Hydrozyklon wurde ein höherer Durchsatz, eine mit dem Herdf Feingut vergleichbare Trennkorngröße und eine schärfere Verteilung der Trübemenge im Über- und Unterlauf erreicht. Die Trennkorngröße des verwendeten Hydrozyklons war zu niedrig, um eine ausreichende Abtrennung der Kornklasse <30µm zu erreichen. Eine Entschlammung mit 200mm-Hydrozyklonen oder eine Entschlammung in Aufstromklassierern erbrachte bessere Ergebnisse und wird daher empfohlen.

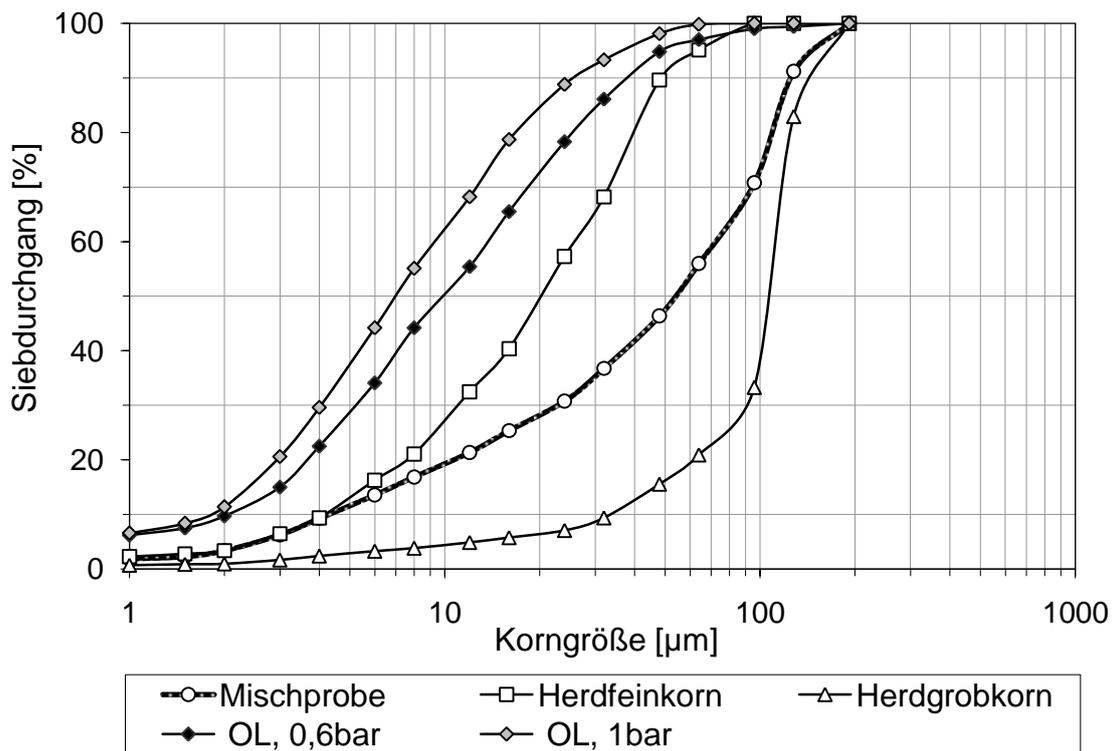


Abbildung 29: Korngrößenverteilung von Feinkorn- und Grobkornfraktion der Herdtrennung im Vergleich zu den Überlaufaktionen eines Ø 100mm Hydrozyklons bei Betriebsdrücken von 0,6 bzw. 1 bar

5.2 Herdsortierung und Wendelrinnentrennung

Zur Entpyritisierung bzw. Entsulfidierung des Ticapampa-Bergeteichmaterials wurden Sortierungsversuche auf dem Herd und der Wendelrinne durchgeführt. Für die Herdsortierungsversuche stand ein Herd vom Typ MN 936/2 zur Verfügung. Die Herdfläche besteht aus einem Gummibelag, in den Längsrillen eingearbeitet sind. Die geneigte Herdplatte (1,40x0,60m) wird in Längsrichtung schwingend bewegt.

Abbildung 30 zeigt die Ausbildung von Produktfahnen die aus Mineralkonzentraten, Quarz und Feinkorn besteht. Für ein optimales Konzentratausbringen wurden die folgenden Betriebsparameter ermittelt: Feststoffdurchsatz: 12kg/h, Querstromwasser: 10L/min. Querneigung: 2° und Längsneigung: 0,5°. Mit Hilfe von Abzugrinnen, die mit verstellbaren Trennblechen versehen sind, wurden fünf Produkte getrennt und analysiert.

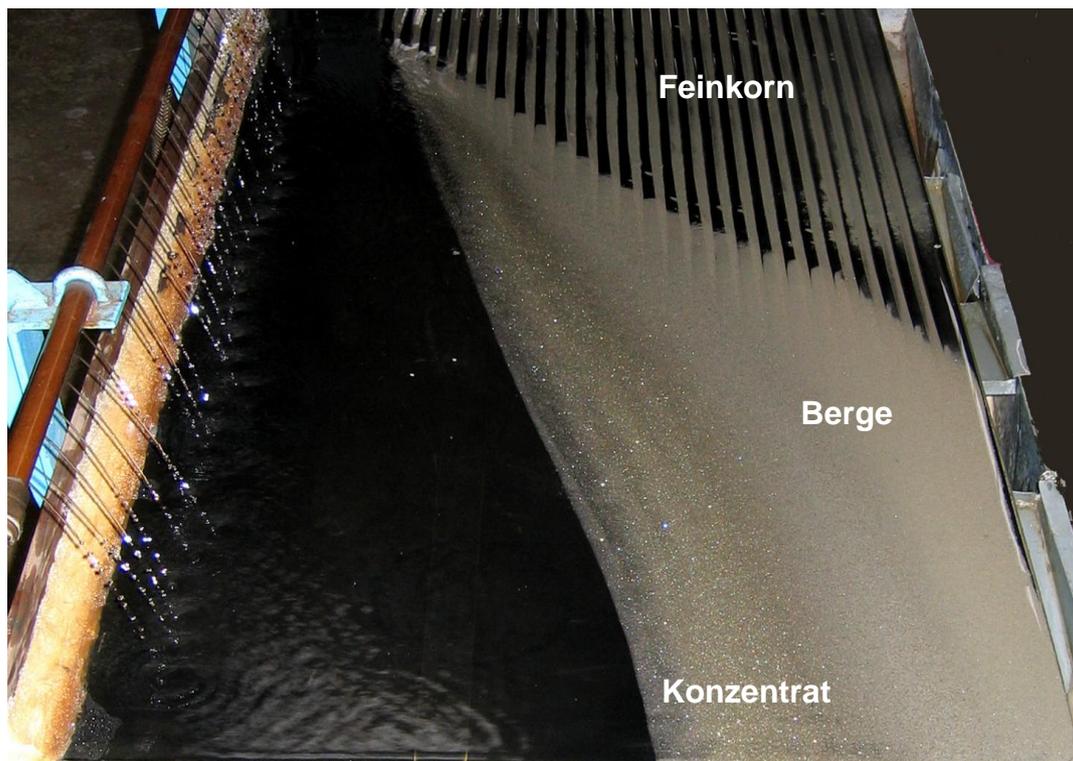


Abbildung 30: Sortierung des Bergeteichmaterials mit einem Herd (1,40x0,60m)

Tabelle 17 stellt die Ergebnisse der Sortierung des Bergeteichmaterials mit einem Herd vor. Es wurden 8,40% Konzentrat mit einem Goldgehalt von 9,49ppm und 10,34% Mittelprodukt mit einem Goldgehalt von 2,34ppm erzeugt.

Die Röntgendiffraktometrie ergab, dass das Konzentrat überwiegend aus Pyrit und Arsenopyrit und das Mittelprodukt größtenteils aus Silikaten bestehen. 49% der gesamten getrennten Masse besteht aus Bergematerial, das relativ frei von Schwefel bzw. von Sulfiden ist. Die chemische Analyse der Feinkornfraktionen weist darauf hin, dass ein Teil der Sulfide vom Bergeteich im Laufe der Jahre zerkleinert (abgeschliffen) worden sind. In Fraktion „Feinkorn 2“ wurden hohe Schwefel- und Silbergehalte gemessen. Eine erneute Lagerung des Feinkorns ist aus Wirtschaftlichkeitsgründen und wegen zu erwartender Umweltverschmutzung (siehe Kapitel 4.7) nicht geeignet. Arsenopyrit konzentriert sich im Konzentrat. Im Vergleich zum Mittelkonzentrat mit 4,53% Arsen, wurde im Konzentrat ein Gehalt von 11,78% Arsen bestimmt.

Tabelle 17: Sortierung des Bergeteichmaterials mit einem Herd

Probe	Masse	Dichte	Gehalt						
			Au	Ag	S	As	Cu	Fe	Zn
	[%]	[g/cm ³]	[ppm]	[ppm]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
Bergeteichmaterial	100	2,93	1,65	34,48	5,91	3,20	0,05	7,74	0,75
Konzentrat	8,40	4,93	9,49	87,10	33,7	11,8	0,13	31,5	1,87
Mittelprodukt	10,35	3,38	2,34	55,89	12,9	4,53	0,10	19,1	2,09
Berge	49,03	2,72	0,30	14,87	1,36	1,25	0,02	3,91	0,43
Feinkorn 1	16,20	2,74	0,56	18,40	2,15	1,88	0,02	2,34	0,52
Feinkorn 2	16,02	2,88	0,97	54,10	5,87	2,23	0,04	3,87	1,33
Probe	Masse	Dichte	Inhalt						
			Au	Ag	S	As	Cu	Fe	Zn
	[%]	[g/cm ³]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
Konzentrat	8,40	4,93	55,65	22,84	46,25	36,31	26,67	35,10	17,84
Mittelprodukt	10,35	3,38	16,91	18,05	21,82	17,17	25,28	26,22	24,53
Berge	49,03	2,72	10,26	22,76	10,90	22,27	23,92	25,43	23,90
Feinkorn 1	16,20	2,74	6,33	9,30	5,69	11,16	7,90	5,03	9,57
Feinkorn 2	16,02	2,88	10,84	27,05	15,34	13,09	15,63	8,22	24,16

Um die Konzentratmasse bei gleichzeitiger Konzentrierung der Edelmetalle zu reduzieren wurden die Herdversuche variiert. Es wurden statt sechs nur vier Fraktionen abgetrennt: Konzentrat, Mittelprodukt, Berge und Feinkorn. Nach der ersten Trennung des Bergeteichmaterials erfolgte eine erneute Trennung des Mittelproduktes. Dadurch wurde im Wesentlichen der Schwermetallsulfidanteil weiter konzentriert.

Tabelle 18 stellt die Ergebnisse der zweistufigen Sortierung des Bergematerials aus Ticapampa auf dem Schwingherd dar. Von 5,54% Mittelprodukt wurden 2,15% Konzentrat und 3,39% Berge erzeugt. Es wurden insgesamt ca. 12% Konzentrat mit einem Gold- und Silbergehalt von 10,29ppm bzw. 88,20ppm erzeugt. Die erzeugten

61,96% Berge enthielten kein Gold und weniger als 1% Sulfide. Der Feinkornanteil betrug 26,12%. Die chemischen und röntgendiffraktometrischen Analysen ergaben, dass sich in der Feinkornfraktion ca. 5% Schwefel in Form von Sulfiden befinden. Es wurden relativ hohe Konzentrationen von Silber (33,71ppm), von Eisen (5%) und von Arsen (2,3%) gemessen. Bei der Massenbilanzierung bzw. Umrechnung der Konzentrationen von Arsen, Schwefel und Eisen wurden geringere Werte als im Bergeteichmaterial ermittelt. Das weist darauf hin, dass Anteile der oben genannten Sulfide in lösliche Sulfate umgewandelt wurden. Zur Bestimmung der Korngrößen des Herdkonzentrats und der chemischen Zusammensetzung der Fraktionen wurden Nasssiebungen durchgeführt.

Tabelle 18: Zweistufige Sortierung des Bergeteichmaterials aus Ticapampa mit einem Schwingherd

Probe		Masse		Gehalt					
				Au	Ag	S	As	Fe	Zn
		[%]	[%]	[ppm]	[ppm]	[%]	[%]	[%]	[%]
Bergeteichmaterial		100	100	1,65	34,5	5,91	3,20	7,74	0,75
Konzentrat		9,78							
Mittelprodukt	Konzentrat	2,15	11,93	10,3	88,2	32,4	12,4	31,8	1,92
	Berge	3,39							
Berge		58,56							
Feinkorn		26,12	26,12	0,36	53,7	4,95	2,30	5,03	0,94
Probe		Masse		Inhalt					
				Au	Ag	S	As	Fe	Zn
		[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
Konzentrat		11,93		92,88	31,21	68,29	52,38	51,83	30,91
Berge		61,96		0,00	27,20	8,87	26,33	30,22	35,96
Feinkorn		26,12		7,11	41,60	22,84	21,27	17,95	33,13

Tabelle 19 zeigt die Korngrößenverteilung des Schwingherdkonzentrats, die Verteilungsdichte und die Siebgehaltsanalyse. Bei der Bilanzierung insbesondere von Gold ergab sich, dass durch Probenahmefehler in den einzelnen Kornklassen zu hohe Gehalte festgestellt wurden.

Tabelle 19: Siebgehalts- und Siebinhaltsanalyse des Herdkonzentrats. Dichte und chemische Analysen einzelner Kornklassen (Nasssiebung)

Element	Masse	Gehalt							
		Dichte	Au	Ag	S	As	Cu	Fe	Zn
	[%]	[g/cm ³]	[ppm]	[ppm]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
Konzentrat	100	4,93	12,23	94,5	33,67	11,78	0,13	31,52	1,87
>100µm	21,76	4,46	68,76	106	32,49	8,16	0,12	29,62	2,79
[100-63]µm	32,94	4,75	22,76	100	35,72	10,05	0,11	32,33	2,34
[63-40]µm	31,28	5,20	12,96	82,4	34,46	14,95	0,07	34,12	1,13
[40-25]µm	12,27	5,53	14,97	69,2	29,36	21,49	0,39	33,00	0,49
<25µm	1,75	5,54	5,35	107	23,28	22,63	0,24	30,06	0,38
Element	Masse	Inhalt							
		Dichte	Au	Ag	S	As	Cu	Fe	Zn
	[%]	[g/cm ³]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
>100µm	21,76	4,46	52,61	25,03	21,03	13,88	19,16	19,93	33,77
[100-63]µm	32,94	4,75	26,36	35,75	35,00	25,87	26,58	32,93	42,87
[63-40]µm	31,28	5,20	14,25	27,97	32,06	36,55	16,06	33,00	19,66
[40-25]µm	12,27	5,53	6,46	9,22	10,72	20,61	35,11	12,52	3,34
<25µm	1,75	5,54	0,33	2,03	1,21	3,10	3,08	1,63	0,37

Abbildung 31 stellt die durch Lasergranulometrie bestimmte Korngrößenverteilung der in der Tabelle 19 gezeigten Siebrückstände des Herdkonzentrates vor. Es weist über 60% des Massenanteils in den mittleren Fraktionen [40-100]µm auf. Mit abneh-

mender Korngröße nimmt der Arsengehalt zu. Da sich das Gold im Arsenopyrit befindet, (siehe Kapitel 4.4.2) gewinnt das Feinkorn an Bedeutung. Aus diesem Grund steht bei der Herstellung eines Goldkonzentrats mit Hilfe des Herdes nicht die 100%ige Ausbeute an Schwermetallsulfiden im Vordergrund.

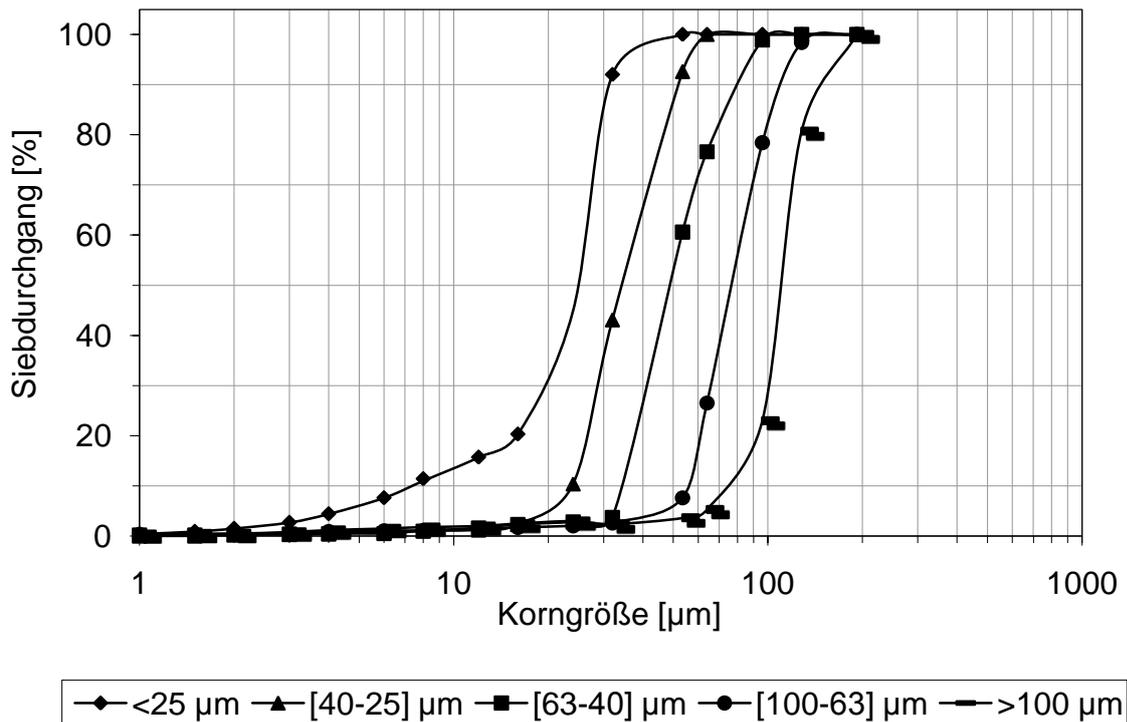


Abbildung 31: Korngrößenverteilung einzelner Nasssiebrückstände vom Konzentrat, das auf dem Schwingherd erzeugt wurde

Eine nachfolgende Aufbereitung des Feinkorns ist erforderlich. Die Korngrößenverteilungsmessung der Feinkornfraktion des Konzentrats <30µm ergab, dass 10% der Konzentratkörner einen durchschnittlichen Durchmesser von 7,17µm haben. 99,60% der Konzentratkörner sind größer als 2µm. Dieses Ergebnis ist ein Indiz dafür, dass bei der Schwingherdsortierung fast alle Konzentratkörner mit $d < 2\mu\text{m}$ mit der Feinkornfraktion ausgespült werden. 19% des Konzentrats der Siebfraction >100µm haben einen Durchschnittsdurchmesser von 128µm. Größere Konzentratkörner als 192µm wurden nicht gefunden. Alternativ zur Herdsortierung wurde die Entsulfidisierung in einer Wendelrinne von Typ HG 7D der Fa. AKW überprüft. Wendelrinnen

werden im Korngrößenbereich 0,02 bis 2mm bei Durchsätzen von 0,5 bis 12t/h je Wendel eingesetzt.

Abbildung 32 zeigt die in der Trübeströmung nebeneinander vorliegenden Mineralphasen, deren Feststoffdichten von innen nach außen abnehmen. Die Trübe wird mit etwa 25% Feststoff aufgegeben. Das Rinnenprofil ist elliptisch, dessen große Achse in der Horizontalen liegt. Es lassen sich drei Strömungen abgrenzen: die Hauptströmung längs der Wendel, eine am Rinnenboden nach innen gerichtete und eine an der Trübeoberfläche nach außen gerichtete Querströmung. Die Partikeln erfahren im Verlauf der Abwärtsbewegung unter Wirkung der Schwer- und Zentrifugalkraft sowie quergerichteter Strömungen und unter dem Einfluss der materialabhängigen Bodenreibung eine Ausrichtung über die radiale Breite des Rinnentroges [51].



Abbildung 32: Sortierung des Bergeteichmaterials mit Hilfe einer Wendelrinne

Optimale Trennergebnisse sind nur nach entsprechender Vorklassierung zu erreichen. Der Korngrößenbereich ist umso enger zu wählen, je geringer die Dichteunterschiede sind. Mit Zunahme des Feinstkornanteils sinkt der Trennerfolg. Aus diesem

Grund wurde eine zweite Wendelrinnensortierung nach der Entschlammung des Bergeteichmaterials mit Hilfe eines Hydrozyklons durchgeführt (siehe Kapitel 5.1).

Tabelle 20 zeigt die Ergebnisse der Wendelrinnensortierungen mit und ohne Vorentschlammung des Bergeteichmaterials.

Tabelle 20: Massenbilanz, Dichte und chemische Analysen der Produkte bei der Wendelrinnensortierung des Bergeteichmaterials mit und ohne Vorentschlammung

Produkt	Massenanteil		Gehalt						
			Au	Ag	S	As	Fe	Pb	Zn
		[%]	[ppm]	[ppm]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
Aufgabe		100	1,65	34,48	5,91	3,20	7,74	0,29	0,75
Konzentrat	(1)	20,21	4,66	37,89	10,99	5,28	15,55	0,39	0,79
	(2)	17,20	6,25	37,88	13,75	9,40	22,80	0,26	1,60
Berge	(1)	43,80	1,66	26,12	4,73	2,90	5,99	0,19	0,72
	(2)	82,80	0,64	14,30	2,15	0,78	2,12	0,10	0,05
Feinkorn	(1)	35,99	0,40	38,48	4,49	2,12	4,26	0,36	0,70
	(2)	-	-	-	-	-	-	-	-
Produkt	Massenanteil		Inhalt						
			Au	Ag	S	As	Fe	Pb	Zn
		[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
Konzentrat	(1)	20,21	51,95	23,24	37,59	34,42	43,05	27,03	21,96
	(2)	17,20	66,98	35,49	57,06	71,46	69,08	35,07	86,92
Berge	(1)	43,80	40,10	34,72	35,06	40,97	35,94	28,54	43,38
	(2)	82,80	33,02	64,50	42,95	28,54	30,92	64,94	13,08
Feinkorn	(1)	35,99	7,94	42,03	27,35	24,61	21,00	44,43	34,65
	(2)	-	-	-	-	-	-	-	-

(1) Massenbilanz vor und (2) nach der Entschlammung

Die Trennung von Metallkonzentrat und Bergen wurde bei der Wendelrinnensortierung mit Vorentschlammung des Bergeteichmaterials viel deutlicher. Der Schwefelgehalt der Berge nahm von 4,73% auf 2,15% ab. Entsprechend sank der Arsenanteil der Berge von 2,90% auf 0,78%. Es erfolgte eine Anreicherung des Konzentrats an Edelmetallen und Schwermetallen. Das Konzentrat erreichte einen Gold- bzw. Silbergehalt von 6,25ppm bzw. 37,88ppm. Der Eisengehalt nahm im Konzentrat von 15,55% auf 22,80% zu. Damit lässt sich eine erfolgreiche Entpyritisierung bzw. Entarsenisierung des Bergeteichmaterials erreichen.

5.3 Flotation des unbehandelten Bergeteichmaterials

Im Rahmen der Untersuchungen zur Entpyritisierung und zur Entarsenisierung des Bergeteichmaterials wurden Flotationsversuche durchgeführt. Im Gegensatz zu den meisten anderen Trennprozessen hängen die Heterokoagulationstrennungen nicht von dem Kornvolumen und der Kornmasse ab, sondern von den Oberflächeneigenschaften (z.B. Benetzbarkeit), die sich durch gesteuerte Adsorptionsvorgänge weitgehend selektiv verändern lassen [51].

Ziel der Versuche war die Abtrennung der goldhaltigen Sulfide aus dem Bergeteichmaterial und die Erzeugung inerter Berge. In Kapitel 5.1 und Kapitel 5.2 wurden die Ergebnisse der mechanischen Aufbereitung von goldhaltigem und silberhaltigem Konzentrat präsentiert. Bei der mechanischen Aufbereitung des Bergeteichmaterials vollzieht sich die Sortierung ausschließlich nach der Dichte in einer wässrigen strömenden Suspension. Beim Transport und bei der Trennung in Rinnen und auf Schüttelherden liegt gewöhnlich eine turbulente Strömung vor. Nachteilig ist, dass Sulfide $<30\mu\text{m}$ trotz ihrer großen Dichte nicht genügend schnell sedimentieren und wegen schlechter Benetzbarkeit an der Wasseroberfläche bleiben. Sie werden auf dem kürzesten Weg vom Herd gespült und geraten auf diese Weise in die Feinkornfraktion.

Das Bergeteichmaterial enthält eine für die Edelmetallgewinnung signifikante Masse an Sulfiden. Die Konzentratgewinnung, die auf rein mechanischen Trennungsmethoden basiert, ergibt keine 100%ige Ausbeute für die Sulfid- bzw. für die Edelmetallgewinnung. Außerdem entstehen nach der rein mechanischen Trennung von Sulfiden große Mengen von Abgängen, die abgelagert werden müssen und wegen ihres Restsulfidgehalts weitere Umweltbelastungen verursachen können.

Aus diesem Grund wurden Flotationsversuche durchgeführt und die optimalen Flotationsparameter getestet.

Die Flotationsversuche wurden in einer Laborflotationszelle Typ Fahrenwald-Denver mit einem Zellenvolumen von 1000mL durchgeführt. Um eine gute Dispergierung der eingesetzten Reagenzien und der Luft zu gewährleisten und eine möglichst große Trefferwahrscheinlichkeit zwischen Mineralpartikeln und Luftblasen zu erreichen, wurde eine Rührerdrehzahl von zwischen 2000 und 2500min⁻¹ gewählt. Die benötigte Luftmenge wurde über ein Rotameter zur Begasung zugeführt. Während des Versuchs wurde die Wasserstoffionenkonzentration kontinuierlich mit Hilfe einer pH-Elektrode in Verbindung mit einem Schott-Digital-pH-Meter Typ CG 822 gemessen.

Die Schaumprodukte (Konzentrate) und der Zellenrückstand (Berge) wurden auf einer Filternutsche entwässert, bei etwa 100°C getrocknet, in einem Hartporzellanmörser pulverisiert und anschließend analysiert.

5.3.1 Einfluss von Sammlerreagenzien

Die Versuche wurden bei einem pH-Wert von 9 und einer Feststoffkonzentration von 150g/L durchgeführt. Qualitative Voruntersuchungen ergaben, dass sich Xanthate im Falle des Ticapampa-Bergeteichmaterials besser eignen als Dithiophosphate bzw. dass Amylxanthogensäureester und Dixanthogene die Flotation von Metallsulfiden verstärken können. Aus diesem Grund wurde als Sammler Kaliumamylxanthat und als Schäumer 100g/t Flotanol C7 (Alkyl polyethylenglykol) eingesetzt.

Abbildung 33 stellt das Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen im Konzentrat (K) und den Massenanteil des Konzentrats in Abhängigkeit vom Sammlereinsatz dar. Die Suspension wurde fünf Minuten mit Reagenzien konditioniert und anschließend ca. 1L/cm²·h Luft bei einer Rührerdrehzahl von 2500U/min eingeblasen. Die Flotationsdauer betrug zwei Minuten. Es wurden drei verschiedene Sammlerkonzentrationen getestet.

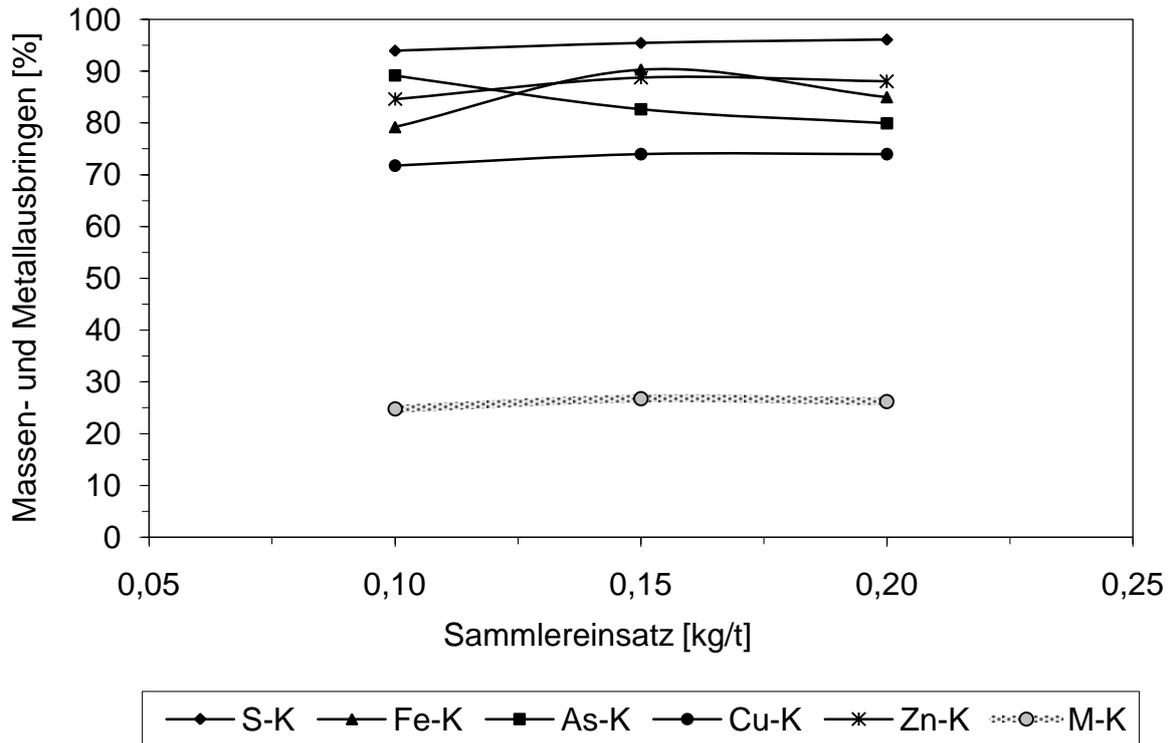


Abbildung 33: Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom Sammlereinsatz (KAX, Kaliumamylxanthat) bei der Flotation von Bergeteichmaterial

Parameter: Feststoffkonzentration $c_K=150\text{g/L}$, Konditionierungszeit $t=5\text{min.}$, Flotationszeit $t=2\text{min.}$, Drehzahl $U=2500\text{min}^{-1}$, Spezifischer Luftdurchsatz $Q=1\text{L/cm}^2\text{h}$, pH-Wert 9, Schäumerkonzentration $c_{C7}=100\text{g/t}$, Drückerkonzentration $c_{WG}=100\text{g/t}$

Für jede Sammlerkonzentration wurden drei Parallelversuche durchgeführt und in der oben dargestellten Abbildung 33 die Mittelwerte (Abweichungen von ca. $\pm 5\%$) der Ergebnisse dargestellt. Die vollständige Analyse aller Flotationsversuche befindet sich in **Anhang 27**. Bei einer Erhöhung des Kaliumamylxanthateinsatzes von 100g/t auf 150g/t wurde eine Zunahme des Massenanteils an Konzentrat von ca. 24% auf 27% und eine Abnahme des Massenanteils der Berge von ca. 76% auf 73% festgestellt. Zwar verursacht eine weitere Erhöhung der Konzentration von Kaliumamylxanthat von 150g/t auf 200g/t keine Änderung von Konzentrat- und Bergemassenanteil, jedoch steigt die Eisen-, Arsen- und Zinkkonzentration in den Bergen, wobei die Gesamtschwefelkonzentration abnimmt. Das bedeutet, dass durch die Sammlerkonzentrationserhöhung die Sulfide effektiver gesammelt und die Oxide und Sulfate in den Abgängen konzentriert werden.

5.3.2 Einfluss von Schaumerreagenzien

Die Versuche wurden bei einem pH-Wert von 9 und einer Feststoffkonzentration von 150g/L durchgefuhrt. Voruntersuchungen ergaben, dass sich als Schaumer fur das Ticapampamaterial Flotanol C7 eignet. Als Sammler wurde Kaliumamylxanthat mit einem Einsatz von 0,1kg/t und als Drucker/Dispergierungsmittel Natronwasserglas einem Einsatz von 0,1kg/t angewendet.

In **Abbildung 34** ist der Einfluss der Schaumerkonzentration auf das Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Zink- und Kupferausbringen im Konzentrat und auf den Massenanteil bei der Sulfidflotation des Aufgabematerials von Ticapampa dargestellt. Nach der Zugabe der Reagenzien wurde die Suspension funf Minuten konditioniert und anschlieend Luft bei einer Ruhrerzahl von 2500U/min. eingeblasen. Flotiert wurde zwei Minuten. Es wurden drei Schaumerkonzentrationen getestet. Jede Schaumerkonzentration wurde doppelt uberpruft. In der unteren Abbildung sind die Mittelwerte der Ergebnisse der unter gleichen Bedingungen durchgefuhrten Experimente dargestellt. Bei einem Schaumereinsatz von 0,05kg/t Flotanol C7 (Alkyl polyethylenglykol) wurden 20,13% Flotat abgetrennt. Im Flotat wurde ein Schwefelgehalt von 27,56%, entsprechend einem Schwefelausbringen von 90,43% gefunden.

Im Bergematerial blieben 16,38% des Gesamtarsens, 25,14% des Gesamteisens, 31,68% des Gesamtzinkes und 30,25% des Gesamtkupfers. Der Schaumereinsatz wurde auf 0,10kg/t angehoben. Dies bewirkte einen Anstieg des Massenanteils an Konzentrat von knapp 5%. Trotz einer Abnahme von 4% des Schwefelgehalts im Konzentrat, wurde eine Zunahme des Schwefelausbringens von 90,43% auf 93,92% erzielt. Es wurden gleichzeitig Zunahmen des Arsenausbringens von 83,62% auf 89,13%, des Eisenausbringens von 74,86% auf 79,21%, des Zinkausbringens von 68,32% auf 84,60% und des Kupferausbringens von 69,75% auf 71,73% festgestellt. Durch eine weitere Erhohung des Schaumereinsatzes von 0,10kg/t auf 0,15kg/t nahm der Massenanteil an Konzentrat um ca. 2% zu. Bei einer geringfugigen Zunahme (1 bis 3%) des Ausbringens von Schwefel, Eisen, Zink und Kupfer nahm das Arsenausbringen im Konzentrat jedoch um 1% ab (siehe **Anhang 28**).

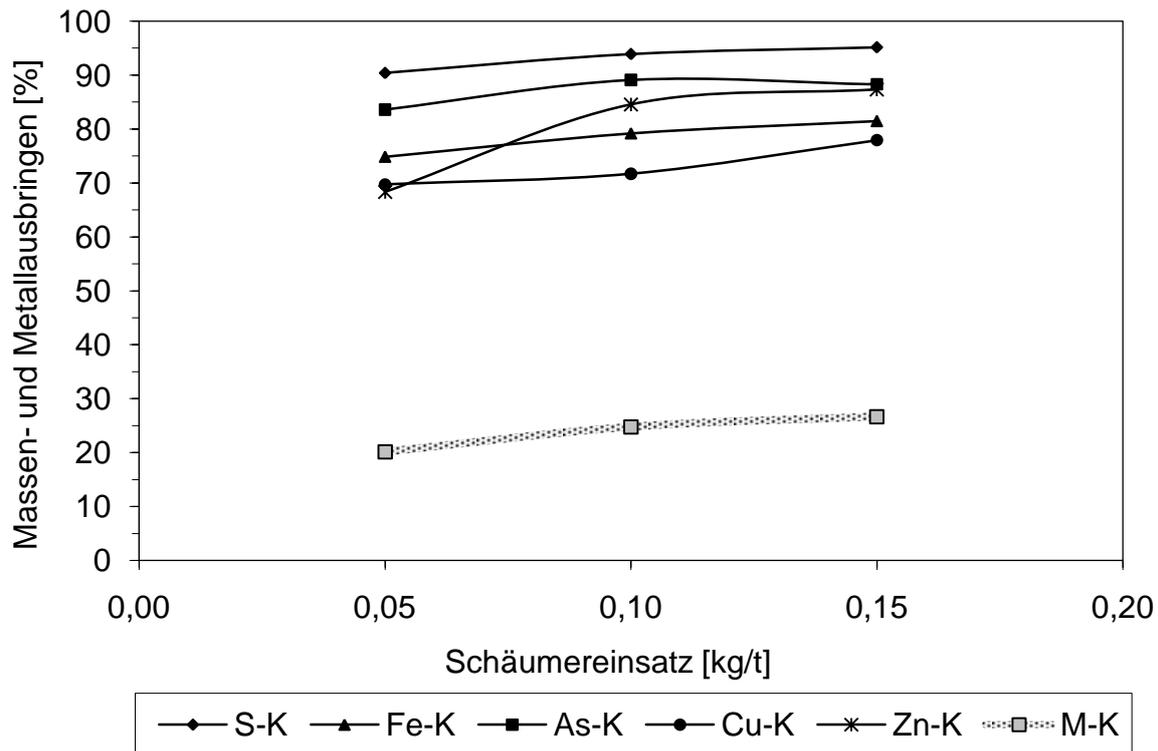


Abbildung 34: Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom Schäumereinsatz (Flotanol C7) bei der Flotation von Bergeteichmaterial

Parameter: Feststoffkonzentration $c_K=150\text{g/L}$, Konditionierungszeit $t=5\text{min.}$, Flotationszeit $t=2\text{min.}$, Drehzahl $U=2500\text{min}^{-1}$, Spezifischer Luftdurchsatz $Q=1\text{L/cm}^2\text{h}$, pH-Wert 9, Sammlerkonzentration $c_{KAX}=100\text{g/t}$, Drückerkonzentration $c_{WG}=100\text{g/t}$

5.3.3 Einfluss des pH-Wertes

Den Untersuchungen verschiedener Autoren zum Einfluss des pH-Wertes bei der Flotation von sulfidischen Erzen ist zu entnehmen, dass pH-Werte im basischen Bereich zu optimalen Ergebnissen führen. Laut „Mining Chemicals Handbook“ [52] liegt der optimale pH-Bereich sulfidischer Erze zwischen 8 und 9. Es wurden Versuche bei pH-Werten von 8, 9 und 10 durchgeführt. Die Ergebnisse der Versuche sind in **Abbildung 35** dargestellt, in der der Einfluss pH-Wertes auf das Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Zink- und Kupferausbringen im Konzentrat und auf den Massenanteil bei der Sulfidflotation des Aufgabematerials von Ticapampa zu erkennen ist. Als pH-Regulatoren wurde eine 1%ige Calciumhydroxidlösung (Kalkmilch) angewendet. Das Bergeteichmaterial hat einen natürlichen pH-Wert von 6,5, nach dem Benetzen gemessen. Die erste Reihe von Versuchen wurde bei einem pH von 8 durchgeführt. Bei einem Anfall von 20,10% erreichte das Konzentrat ein durchschnittliches Schwefel-

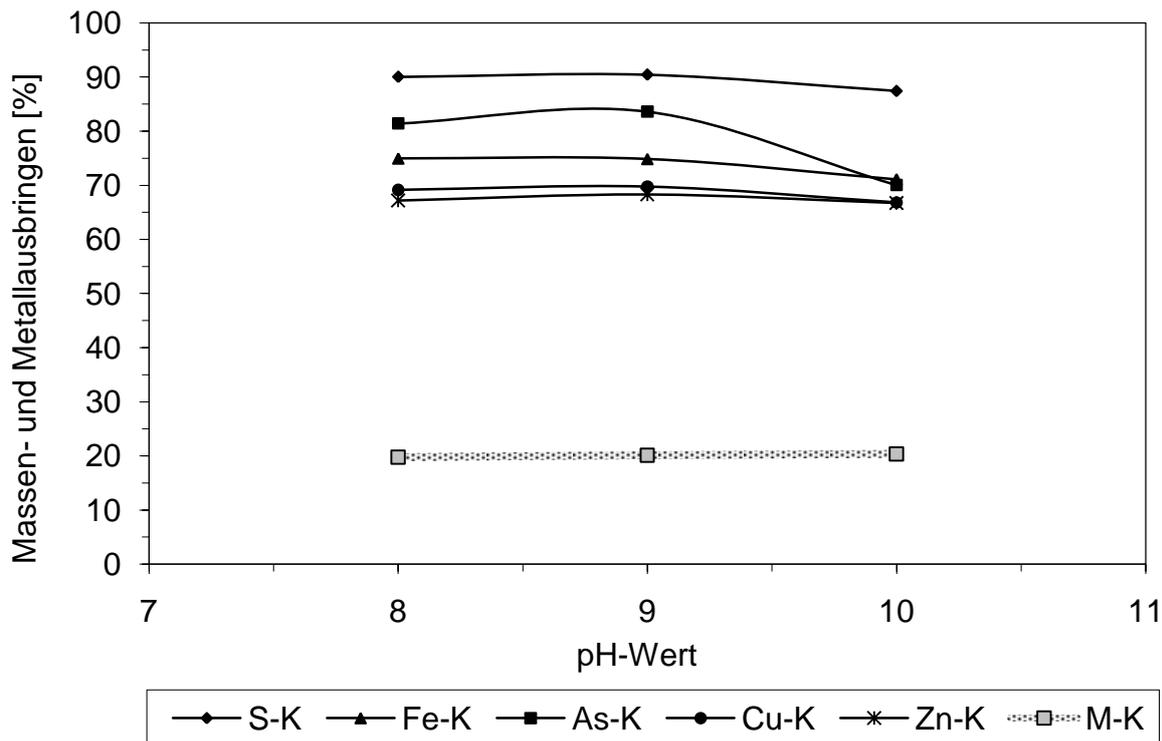


Abbildung 35: Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom pH-Wert bei der Flotation von Bergeteichmaterial

Parameter: Feststoffkonzentration $c_K=150\text{g/L}$, Konditionierungszeit $t=5\text{min.}$, Flotationszeit $t=2\text{min.}$, Drehzahl $U=2500\text{min}^{-1}$, Spezifischer Luftdurchsatz $Q=1\text{L/cm}^2\text{h}$, Sammlerkonzentration $c_{KAX}=100\text{g/t}$, Schäumerkonzentration $c_{C7}=50\text{g/t}$, Drückerkonzentration $c_{WG}=100\text{g/t}$

ausbringen von 90%, ein Arsenausbringen von 81,42% und ein Eisenausbringen von 74,96%. Alle Ergebnisse der Flotationsversuche zum Einfluss des pH-Wertes sind in **Anhang 29** zusammengefasst.

Die Anhebung des pH-Wertes durch eine Zugabe von Kalkmilch hat den Massenanteil an Konzentrat nur geringfügig beeinflusst. Das Ausbringen von Schwefel, Eisen und Kupfer blieb auch fast unverändert, wie bei der Flotation der Trübe bei dem pH von 8. Das Arsenausbringen im Konzentrat wurde von 81,42% auf 83,62% und das Zinkausbringen von 67,20% auf 68,32% erhöht. Zwar blieb der Massenanteil an Konzentrat und an Bergen konstant, aber die Erhöhung des pH-Wertes der Trübe von 9 auf 10 hat bei allen untersuchten Schadstoffen eine Senkung ihres Ausbringens verursacht. Entsprechend diesen Senkungen konzentrierten sich die oben genannten Schadstoffelemente in den Bergen, was für eine zukünftige Ablagerung der Berge eine neue Gefahr für die Umwelt wäre. Anhand dieser Ergebnisse erwies sich

ein pH-Wert von 9 als günstig, um ohne aufwendigen Einsatz von pH-Regulatoren hohe Sulfidgehalte und gleichzeitig ein hohes Metallausbringen im Konzentrat zu erzielen.

5.3.4 Einfluss von Drückerreagenzien

Laut Literatur [53] ist Natronwasserglas ein geeigneter Drücker/Dispergierungsmittel für Quarz. Natronwasserglas ist ein ölig-viskoses, stark alkalisch reagierendes Natriummetasilikat, das bei der Aufnahme in Wasser in Mono- und Disilikat zerfällt. Es wird angenommen, dass sowohl die durch Hydrolyse entstehenden Anionen als auch die Kolloide eine gute Drückerwirkung hervorbringen. Es wurden drei Reihen von Versuchen mit 1, 1,5 und 2kg/t Natronwasserglas, durchgeführt. Als Sammler wurde 0,1kg/t Kaliumamylxanthat und als Schäumer 0,10kg/t Flotanol C7 angewendet.

In **Abbildung 36** sind das Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und der Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom Drückereinsatz in der Flotationstrübe dargestellt. Da das Ziel der Versuche war, ein reines Sulfidkonzentrat auszufлотieren, wird über die indirekte Wirkung des Drückers auf das Konzentrat diskutiert und nicht über seine direkte Wirkung auf die Berge. Bei einem Einsatz von 1kg/t Natronwasserglas wurden 24,77% Sulfidkonzentrat getrennt. Es wurden im Konzentrat 93,92% Schwefel, 89,13% Arsen, 79,21% Eisen 84,60% Zink und 71,73% Kupfer gefunden. Mit der Erhöhung des Drückereinsatzes von 1kg/t auf 1,5kg/t nahm der Massenanteil des Konzentrats von 24,77% auf 22,96% ab. Obwohl ein geringer Anstieg von 23,60% auf 24,01% des Schwefelgehalts im Konzentrat festgestellt wurde, nahm das Schwefelausbringen von 93,92% auf 91,43% ab. Das gleiche Phänomen wurde auch bei den anderen analysierten Elementen beobachtet. Es wurden folgende Abnahmen des Ausbringens im Konzentrat berechnet: bei Arsen von 89,13% auf 72,37%, bei Eisen von 79,21% auf 76,45% bei Zink von 84,60% auf 64,57% und bei Kupfer von 71,73% auf 69,60%. Das weist darauf hin, dass durch den höheren Einsatz von Natronwasserglas als Drücker auch ein Teil der Sulfide in die Berge überführt wurden. Eine weitere Erhöhung des Drückereinsatzes hat keine Auswirkung auf den Massenanteil verursacht. Zwar wurde ein geringer Anstieg des Schwefel- und Arsenausbringens festgestellt, aber insgesamt im Vergleich zum An-

satz von 1kg/t wurden weniger Sulfide ausgebracht. In **Anhang 30** befinden sich alle Ergebnisse der Versuche zum Einfluss des Drückers.

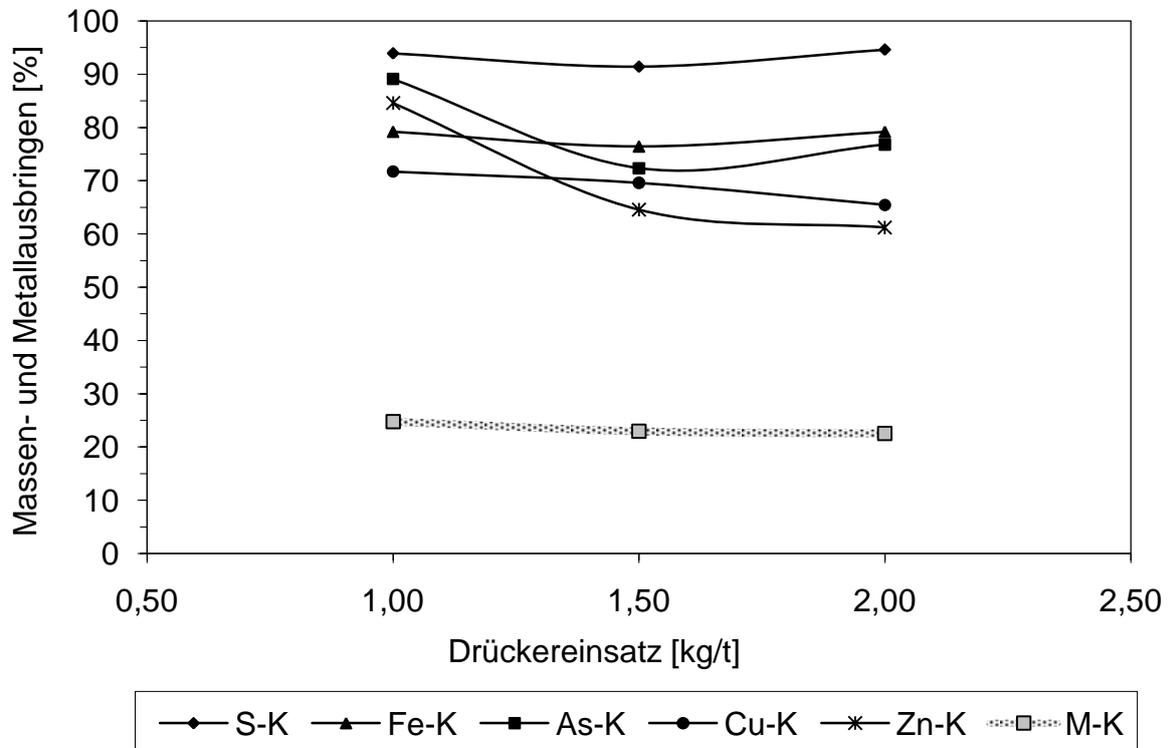


Abbildung 36: Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom Drückereinsatz bei der Flotation von Bergeteichmaterial

Parameter: Feststoffkonzentration $c_K=150\text{g/L}$, Konditionierungszeit $t=5\text{min.}$, Flotationszeit $t=2\text{min.}$, Drehzahl $U=2500\text{min}^{-1}$, Spezifischer Luftdurchsatz $Q=1\text{L/cm}^2\text{h}$, pH-Wert 9, Sammlerkonzentration $c_{KAX}=100\text{g/t}$, Schäumerkonzentration $c_{C7}=100\text{g/t}$

5.4 Flotation der Feinkornfraktion <30 μm

Die chemischen und röntgendiffraktometrischen Analysen der Feinkornfraktionen aus vorlaufenden Dichtentrennstufen ergaben, dass Sulfide <30 μm trotz ihrer großen Dichte in die Feinkornfraktion geraten. Das Bergeteichmaterial enthält eine Feinkornfraktion von 26%, deren chemische Zusammensetzung in Kapitel 5.2 präsentiert wurde. Wegen des relativ hohen Schwefel-, Schwermetall- und Edelmetallgehalts der Feinkornfraktion ist eine weitere Aufarbeitung durch Flotation die erfolgversprechende Lösung. Die Flotationsversuche wurden ebenfalls in einer Laborflotationszelle Typ Fahrenwald-Denver mit einem Zellenvolumen von 1000mL durchgeführt. Die Betriebsbedingungen wurden unter 5.3 angegeben.

5.4.1 Einfluss von Sammlerreagenzien

Da die chemischen und röntgendiffraktometrischen Analysen ergaben, dass etwa 20% des Feinkorns aus feinkörnigen Sulfiden und der Rest aus Tonmineralien bestehen, wurde als Sammler wiederum Kaliumamylxanthat eingesetzt, mit dem bereits gute Anreicherungen bei der Flotation des Gesamtbergeteichmaterials gemacht wurden. Schäumer (Flotanol C7) und Drücker (Natronwasserglas) wurden ebenfalls nicht verändert. Es wurden Einsätze des Sammlers zwischen 100g/t und 200g/t getestet. Für jeden Sammlereinsatz wurden drei Versuche unter gleichen Bedingungen durchgeführt und die Mittelwerte der Ergebnisse dargestellt. In **Anhang 31** befinden sich die Detailergebnisse der Versuche. **Abbildung 37** stellt bei den Flotationsversuchen des Feinkorns das Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen im Konzentrat (K) und den Massenanteil des Konzentrats in Abhängigkeit von der Konzentration des Sammlers dar.

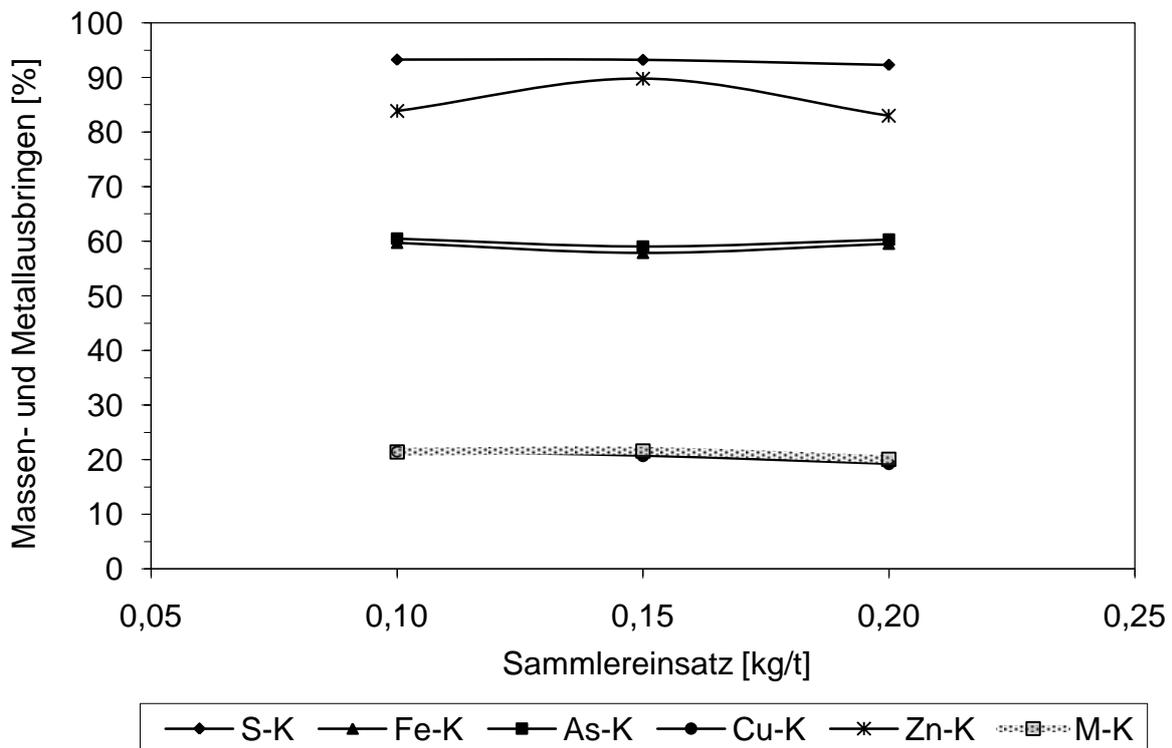


Abbildung 37: Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom Sammlereinsatz (KAX, Kaliumamylxanthat) bei der Flotation der Feinkornfraktion des Bergeteichmaterials

Parameter: Feststoffkonzentration $c_K=100\text{g/L}$, Konditionierungszeit $t=5\text{min.}$, Flotationszeit $t=5\text{min.}$, Drehzahl $U=2500\text{min}^{-1}$, Spezifischer Luftdurchsatz $Q=800\text{cm}^3/\text{cm}^2\text{h}$, pH-Wert 9, Schäumerkonzentration $c_{C7}=75\text{g/t}$, Drückerkonzentration $c_{WG}=100\text{g/t}$

Bei der Flotation mit 100g/t Kaliumamylxanthat wurden 21,45% Konzentrat abgetrennt, dessen Schwefelgehalt 20,78% betrug entsprechend einem Ausbringen von 93,28%. Das Konzentrat enthielt 8% Arsen und 21,65% Eisen. Das entspricht einem Arsenausbringen von 60,50% und einem Eisenausbringen von 59,72%. Der Zinkgehalt des Konzentrats betrug 3,72% entsprechend einem Ausbringen von 83,89%. Diese Ergebnisse zeigen, dass ein Großteil dieses Konzentrats aus Arsenopyrit und Pyrit besteht und ca. 50% des Gesamtzinks im Flotat des Feinkorns vorkommt. Mit der Anhebung des Sammlereinsatzes von 100g/t auf 150g/t wurden keine signifikanten Veränderungen weder des Massenfalls noch der Schwefel- und Metallgehalte erreicht. Eine weitere Erhöhung des Sammlereinsatzes von 150g/t auf 200g/t hat zwar eine Konzentrierung der Sulfide im Konzentrat verursacht, aber das gesamte Ausbringen der analysierten Elemente hat sich nicht verbessert. Aus wirtschaftlichen Gründen ist die Flotation des Feinkorns mit einem Kaliumamylxanthateinsatz von 100g/t am sinnvollsten.

5.4.2 Einfluss von Schäumerreagenzien

Bei diesen Versuchen wurde die Konzentration des Schäumers Flotanol C7 variiert. Es wurde bei einem pH-Wert von 9 und einer Feststoffkonzentration von 100g/L flotiert. Als Sammler wurden 100g/t Kaliumamylxanthat und als Drücker 100 g/t Natronwasserglas angewendet. Der spezifische Luftdurchsatz betrug $800\text{cm}^3/\text{cm}^2\cdot\text{h}$.

Abbildung 38 stellt die Abhängigkeit des Schäumereinsatzes auf das Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Zink- und Kupferausbringen im Konzentrat und auf den Massenfall bei der Sulfidenflotation des Feinkorns von Ticapampa dar. Für jeden Schäumereinsatz wurden drei Versuche unter gleichen Bedingungen gemacht. Die Ergebnisse dieser Versuche befinden sich in **Anhang 32**. Bei einem Einsatz von 25g/t Flotanol C7 wurden 16,47% Flotat abgetrennt. Die chemischen Analysen des Konzentrats ergaben dass 32,10% des Arsens, 38,32% des Eisens, 74,17% des Zinks und 77,80% des Kupfers flotiert wurden. Nach Verdopplung des Schäumereinsatzes blieb der Massenfall von Konzentrat und Bergen fast konstant, es wurde aber eine signifikante Erhöhung des Schwefel-, Arsen-, Eisen- und Zinkgehalts erreicht: Schwefel- ausbringen: 71,00%, Arsenausbringen: 49,03%, Eisenausbringen: 50,50%, Zinkausbringen 81,73% und Kupferausbringen: 77,18%. Mit weiterer Erhöhung des Schäu-

mereinsatzes von 50g/t auf 75g/t nahm auch der Massenanteil des Konzentrats von 16,47% auf 21,45% zu. Trotz des zunehmenden Massenanteils wurde zusätzlich eine Konzentrierung der gewünschten Elemente im Konzentrat erzielt. Es wurden 94,05% des Schwefels, 60,96% des Arsens, 61,13% des Eisens, 4,19% des Zinks und 78,55% des Kupfers ausgebracht. Bei einem Schäumereinsatz von 100g/t wurde visuell festgestellt, dass bei diesem Schäumereinsatz ein großer Anteil der im Feinkorn vorkommenden Silikate ins Schaumprodukt gerät. Dies wird dadurch erklärt, dass mit steigendem Schäumereinsatz der Wasseraustrag in den Schaum ebenfalls steigt und damit die hydrophilen Bergematerialteilchen mit in den Schaum verstärkt ausgebracht werden (Entrainmenteffekt [54]).

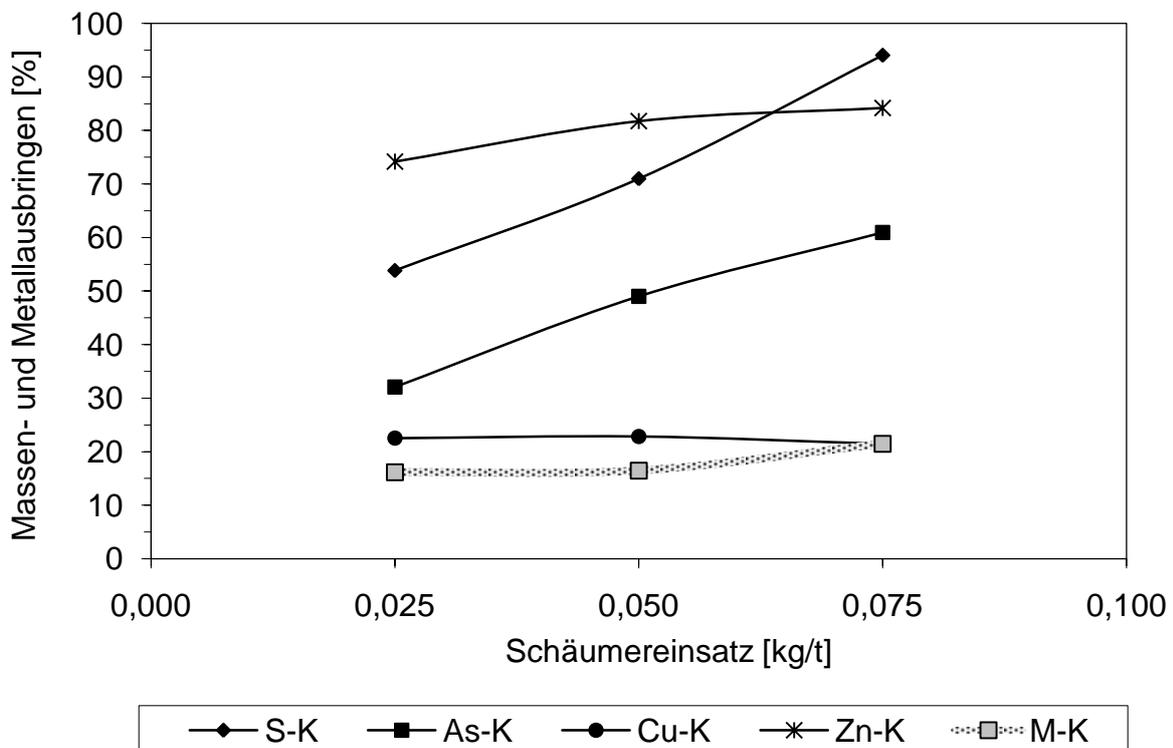


Abbildung 38: Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom Schäumereinsatz bei der Flotation der Feinkornfraktion des Bergeteichmaterials

Parameter: Feststoffkonzentration $c_K=100\text{g/L}$, Konditionierungszeit $t=5\text{min.}$, Flotationszeit $t=5\text{min.}$, Drehzahl $U=2500\text{min}^{-1}$, Spezifischer Luftdurchsatz $Q=800\text{cm}^3/\text{cm}^2\cdot\text{h}$, pH-Wert 9, Sammlerkonzentration $c_{KAX}=100\text{g/t}$, Drückerkonzentration $c_{WG}=100\text{g/t}$

5.4.3 Einfluss von Drückerreagenzien

Der Drücker Natronwasserglas wurde zwischen 100g/t und 200g/t getestet. Der zunehmende Drückereinsatz hat einen geringen Einfluss auf die Zink- und Kupfergehalte des Flotats. Aus diesem Grund werden die Ergebnisse für die anderen untersuchten Elemente präsentiert; die vollständige Analyse der Versuche ist dem **Anhang 33** zu entnehmen. Bei der Flotation des Feinkorns mit einem Natronwasserglaseinsatz von 100g/t wurden 21,45% Konzentrat gewonnen. Es wurden 100g/t Kaliumamylxanthat und 75g/t Flotanol C7 angewendet.

Abbildung 39 stellt das Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und den Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom Drückereinsatz bei der Flotation des Feinkorns dar.

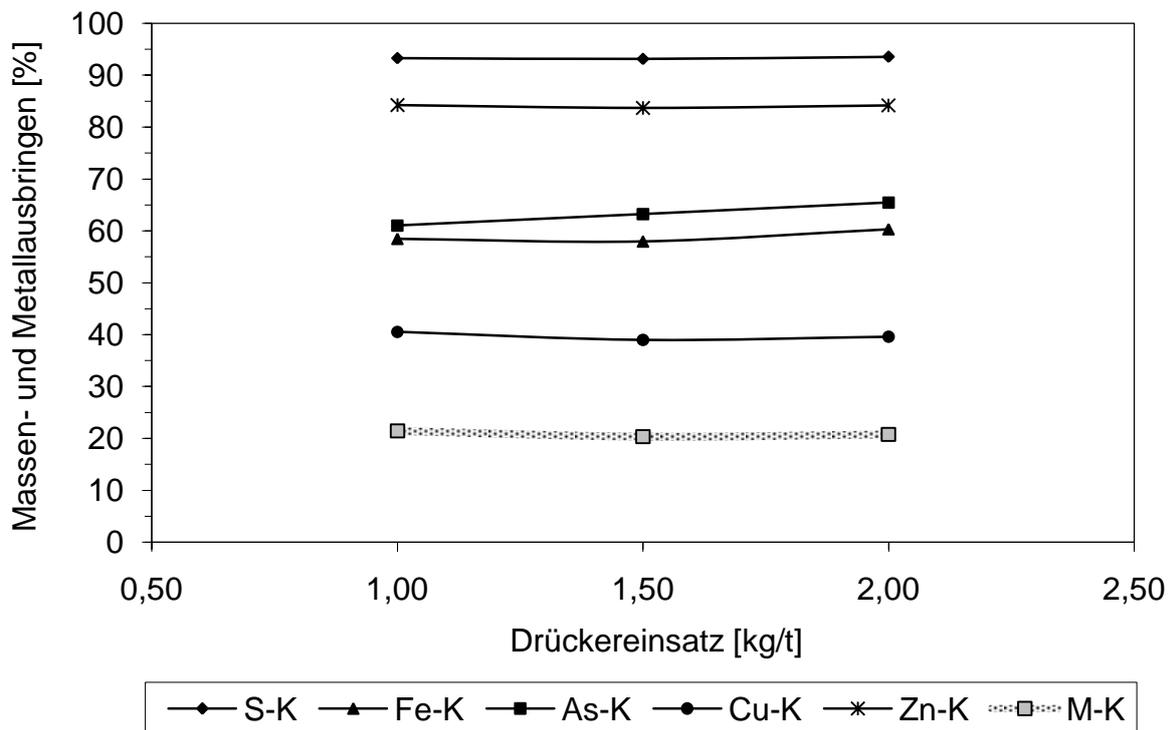


Abbildung 39: Schwefel-, Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkausbringen und Massenanteil im Konzentrat in Abhängigkeit vom Drückereinsatz bei der Flotation der Feinkornfraktion des Bergeteichmaterials

Parameter: Feststoffkonzentration $c_K=100\text{g/L}$, Konditionierungszeit $t=5\text{min.}$, Flotationszeit $t=5\text{min.}$, Drehzahl $U=2500\text{min}^{-1}$, Spezifischer Luftdurchsatz $Q=800\text{cm}^3/\text{cm}^2\text{h}$, pH-Wert 9, Sammlerkonzentration $c_{KAX}=100\text{g/t}$, Schäumerkonzentration $c_{C7}=75\text{g/t}$

Die chemische Analyse des Konzentrats ergab die folgenden Elementgehalte: Schwefel: 20,78%, Arsen 8,18%, Eisen 20,59%. Bei einem Einsatz von 150g/t Natronwasserglas wurde ein Massenanteil von Konzentrat von 20,36% erreicht. Obwohl der Massenanteil ca. 1% abnahm, nahm der Schwefelgehalt des Konzentrats um ca. 1% zu, entsprechend einem unveränderten Ausbringen von ca. 93%. Das Arsenausbringen nahm von 61,04% auf 63,23% sowie das Eisenausbringen von 20,59% auf 21,56% zu. Es wurde bei diesem Drückereinsatz selektivere Wirkung des Natronwasserglases festgestellt. Die Erhöhung der Drückereinsatz von 150g/t auf 200g/t führte zu einer leichten Zunahme des Konzentratmassenanteils von 20,36% auf 20,77%. Trotz einer geringen Abnahme des Schwefelgehalts im Konzentrat wurden ca. 0,5% mehr Schwefel ausgebracht. Das Arsenausbringen nahm von 63,23% auf 65,46% und das Eisenausbringen von 57,96% auf 60,31% zu. Die chemische Analyse des Zellrückstandes ergab ein nahezu metall- und schwefelfreies Trennprodukt. Bei Natronwasserglaseinsatz von über 200g/t wurden starke Drückereffekte auf das gesamte Feinkorn beobachtet.

5.5 Bewertung der Ergebnisse der mechanischen Aufbereitung

Die Entschlammung des Bergeteichmaterials beziehungsweise die Abtrennung der Kornklasse $<30\mu\text{m}$ wird mit Hilfe von Hydrozyklonen durchgeführt. Bei dem 200mm-Hydrozyklon wurde ein hoher Durchsatz, eine mit dem Herdfeingut vergleichbare Trennkorngröße und eine gute Verteilung der Trübemenge im Über- und Unterlauf erreicht.

Bei der Sortierung des Bergeteichmaterials mit einem Herd wurden ca. 8,50% Konzentrat mit einem Goldgehalt von 9,5ppm und ca. 10,5% Mittelprodukt mit einem Goldgehalt von 2,34ppm erzeugt. Nach der ersten Trennung des Bergeteichmaterials erfolgte eine erneute Trennung des Mittelproduktes. Dadurch wurde im Wesentlichen der Schwermetallsulfidanteil weiter konzentriert. Nach der zweiten Trennung wurden insgesamt ca. 12% Konzentrat mit einem Gold- und Silbergehalt von 10,29ppm bzw. 88,20ppm erzeugt. Die erzeugten 61,96% Berge sind goldfrei und enthalten weniger als 1% Sulfide. Der Feinkornanteil beträgt 26,12% und enthält ca. 6% Schwefel in

Form von Sulfiden. Aus diesem Grund ist eine nachfolgende Aufbereitung des Feinkorns durch Flotation erforderlich.

Parallel zu den Versuchen mit dem Herd wurden aus wirtschaftlichen Gründen Sortierungsversuche mit einer Wendelrinne durchgeführt. Bei der Wendelrinnensortierung mit Vorentschlammung des Bergeteichmaterials wurde ein Metallkonzentrat mit einem Goldgehalt von 6,25ppm und einem Silbergehalt von bzw. 37,88ppm erzielt.

Generell zeigen die Flotationsergebnisse, dass eine Anreicherung bzw. eine Abtrennung der sulfidischen Minerale auf diesem Wege möglich ist. Eine vollständige Abtrennung der Sulfide aus dem Bergeteichmaterial oder eine Quarzabscheidung ohne Sulfidverluste wurden nicht erreicht. Mit Erfolg wurde als Sammler Kaliumamylxanthat bei einem Einsatz von 150g/t angewendet. Ein höherer Sammlereinsatz führt nur zu einer geringen Zunahme des Schwefelausbringens, entsprechend nehmen die Aufbereitungskosten zu. Die besten Flotationsergebnisse wurden bei pH 9 erreicht. Die pH-Werte der Flotationstrübe wurden sowohl mit Natronlauge als auch mit Hilfe von CaO eingestellt. Unterschiede zwischen den Ergebnissen der Flotationsversuche mit unterschiedlichen pH-Reglern sind nicht feststellbar. Aus wirtschaftlichen Gründen wird die Anwendung von CaO vorgeschlagen. Als Schäumer wurde mit Erfolg Flotanol C7 mit einem Einsatz von 100g/t benutzt. Für das Drücken der Berge wird die Anwendung von Wasserglas mit einem Einsatz von 100g/t vorgeschlagen. Für die Herstellung des Sulfidkonzentrats wird die Sortierung des Bergeteichmaterials mit Hilfe von Wendelrinnen bevorzugt.

Die Sulfidabscheidung der Feinkornfraktion gelingt durch Flotation mit Kaliumamylxanthat als Sammler und Wasserglas als Drücker und Dispergierungsmittel mit über 90%igem Schwefelausbringen. Für die flotative Entpyritisierung des Feinkorns wird eine Feststoffkonzentration der Flotationstrübe von 100g/L bei einem pH-Wert von 9 empfohlen. Das höchste Ausbringen von Schwefel beziehungsweise von Sulfiden sowie von Schwermetallen wurde bei einem Sammlereinsatz von 150g/t Kaliumamylxanthat, bei einem Schäumereinsatz von 75g/t Flotanol C7 (Alkylpolyethylenglykol) und einem Drückereinsatz von 2kg/t Natronwasserglas erreicht.

6 Chemische Aufbereitung

Nach den Trennversuchen mit Methoden der mechanischen Aufbereitung wurde festgestellt, dass von der gesamten Sulfidmasse bis zu 98% edelmetallhaltige Sulfide zurückgewonnen werden können.

Freies, gediegenes Gold mit einer Korngröße $>50\mu\text{m}$ wird im Allgemeinen gravimetrisch vorkonzentriert und anschließend amalgamiert. Für die Gewinnung des Goldes aus feineren Goldanteilen werden nasschemische Verfahren angewendet [55]. 1836 begann die Gewinnung von Gold im technischen Maßstab mit Hilfe der Chlorierung. Das war das Standardverfahren bis Anfang des 20. Jahrhunderts für die nasschemische Goldgewinnung [56]. Folgende Reaktionen liegen diesem Verfahren zugrunde (Gl. 28, Gl. 29):

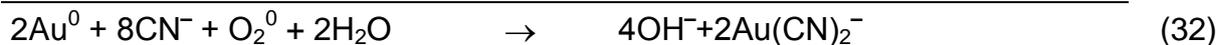


Diese Methode wird trotz ihrer hohen Laugungsgeschwindigkeit nicht mehr angewendet. Sie ist wenig selektiv, benötigt korrosionsbeständige Reaktormaterialien und sie belastet die Umwelt. Das Gold wird aus chloridischen Lösungen durch Fällung oder Elektrolyse gewonnen.

Für die Verarbeitung sulfidhaltiger Konzentrate oder Berge mit geringen Gehalten an Edelmetalle (Konzentrat: ca. 10ppm Gold und 110ppm Silber oder Bergeteichmaterial: 1,2ppm Gold und 35ppm Silber) kommen lediglich Laugeverfahren in Betracht [57,58].

Nach dem britischen Patent 14.174 [59] wurde 1887 die bis heute immer noch angewandte Cyanidlaugung erstmals eingesetzt. Als Komplexmierungsmittel werden Natrium- oder Kaliumcyanid (NaCN oder KCN) verwendet [60,61,62]. Aus Kostengründen wird Natriumcyanid bevorzugt. Bei der Laugung werden die Edelmetalle zuerst durch den in Wasser gelösten Sauerstoff oxidiert. Dann bilden sie mit freiem Cyanid

die entsprechenden Cyanidkomplexe. Die Gleichungen (30) und (31) stellen die elektrochemische Auflösung des Goldes dar [63,64]. Die Summengleichung (32) nach Elsner zeigt, dass die Cyanid- und Sauerstoffkonzentration in der Trübe sowie der pH-Wert wichtige Einflussparameter sind. Für das Silber gilt eine ähnliche Gleichung wie für Gold.



Um die Cyanidkonzentration für die Komplexierung der Au^{3+} -Ionen so hoch wie möglich zu halten und um die Blausäureemission zu vermeiden, wird unter Einsatz von Kalzium- oder Natriumhydroxid bei einem pH-Wert größer als 9 gearbeitet.

Abbildung 40a zeigt das Eh-pH Diagramm für das Au-H₂O System bei 25°C und bei einer Goldkonzentration $[\text{Au}] = 10^{-3} \text{ kmol/m}^3$. Diese Goldkonzentration bezeichnet das gesamte aufgelöste Gold in diesem System. Für das System Gold in den Pourbaix's Diagrammen ist die Stabilitätsregion von H_2AuO_3^- durch $[\text{Au}(\text{OH})_5]^{2-}$ ersetzt [65]. Aus den unteren Diagrammen ist zu erkennen, dass Gold ein Edelmetall ist.

Die Stabilitätsbereiche des Goldes überlappen sich mit denen des Wassers (siehe Gl. (33) und (34)). Die für die Reaktionen (33) und (34) stehenden gestrichelten Linien in Abbildung 40a liegen unterhalb der aller Stabilitätslinien im Au-H₂O System. Deshalb kann Gold im Gegensatz zu Silber über den gesamten pH-Bereich nicht von gelöstem Sauerstoff und von starken Säuren oxidiert werden.



Abbildung 40b zeigt das Eh-pH Diagramm für das Au-CN-H₂O-System bei 25°C und einer Goldkonzentration von 10⁻³ kmol/m³ bei verschiedenen Cyanidkonzentrationen: [CN⁻] = 10⁻⁶ kmol/m³ (a), [CN⁻] = 10⁻³ kmol/m³ (b) und [CN⁻] = 1,0 kmol/m³ (c).

Durch die Zugabe von Cyanidionen zeigen sich in diesem System deutliche Verschiebungen, die zu einer drastischen Reduzierung der Stabilitätsfelder sowohl des metallischen Goldes als auch von dessen Oxiden und Hydroxiden führen. Es ist zu erkennen, dass die Gold-Cyanidkomplexe erhebliche Stabilitätsbereiche innerhalb des durch gepunktete Linien dargestellten Stabilitätsbereichs von Wasser aufweisen. Als Ergebnis wird die Reaktion (33) dominant genug, um das Gleichgewicht bei der Reaktion (30) nach rechts zu verschieben. Da die Konzentrate oder das Bergeteichmaterial auch cyanidlösliche Arsen-, Kupfer- und Zinkminerale enthalten, war zu erwarten, dass zur Gewinnung der Edelmetalle mit einem erhöhten Cyanidverbrauch gerechnet werden muss. Die wichtigsten Einflussparameter der Laugungskinetik werden nachfolgend dargestellt.

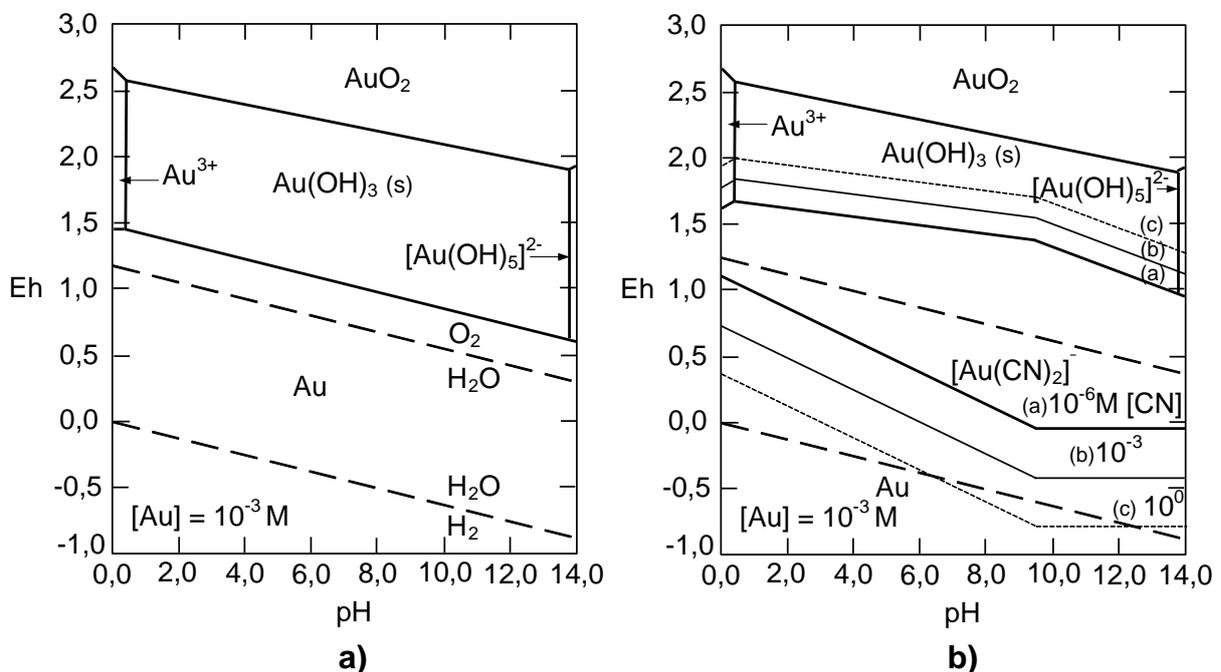


Abbildung 40: a) Eh-pH Diagramm für das Au-H₂O-System bei 25°C und [Au] = 10⁻³ kmol/m³;
 b) Eh-pH Diagramm für das Au-CN-H₂O-System bei 25°C und [Au] = 10⁻³ kmol/m³ und bei verschiedenen Cyanidkonzentrationen: (a) [CN] = 10⁻⁶ kmol/m³, (b) [CN] = 10⁻³ kmol/m³ und (c) [CN] = 1,0 kmol/m³, nach Osseo-Asare [66]

6.1 Cyanidlaugung des unbehandelten Bergeteichmaterials

Die Rührlaugung erfolgte in Bechergläsern mit 2000mL Inhalt. Die Geschwindigkeit mit Hilfe des teflonbeschichteten Rührwerks konnte stufenlos variiert werden. Das Versuchsmaterial aus den 15-Gesamtbohrungen enthält ca. 1,3g/t Au und 35g/t Ag. Bei allen Laugeversuchen wurde als Laugungsmittel für die Edelmetalle Natriumcyanid verwendet. Die Laugedauer betrug allgemein 24 Stunden. Während der Untersuchungen wurden in bestimmten Zeitabständen Trübeproben genommen, zentrifugiert und mit einem Perkin-Elmer Plasmaemissionsspektrometer auf Au, Ag, As, Fe, Cu, Zn und Cd analysiert.

6.1.1 Einfluss der Cyanidkonzentration

Zur Optimierung der Laugung wurden die Untersuchungen in drei unterschiedlichen Versuchsreihen durchgeführt. Es wurde bei NaCN-Konzentrationen zwischen 2g/L und 10g/L gelaugt, in der Praxis ist für ein derartiges Material 2g/L NaCN üblich. Bei diesen Untersuchungen betrug der Feststoffgehalt in der Trübe 250g/L. Der pH-Wert der Trübe vor der Zugabe von Natriumcyanid war 6,49. Mit Hilfe einer 5%igen CaO-Lösung wurde der pH-Wert der Laugetrübe auf pH 10,5 eingestellt. Das Gold- und Silberausbringen in Abhängigkeit von der Cyanidkonzentration und der Laugedauer ist in **Abbildung 41** dargestellt. Bei der Laugung mit 2g/L Natriumcyanid betrug das Goldausbringen nach 24 Stunden ca. 3%. Eine Erhöhung der Cyanidkonzentration von 2g/L auf 10g/L führte zu einer Erhöhung des Goldausbringens auf ca. 25%. Das Silberausbringen bei der Laugung mit der 2g/L Cyanidlösung betrug nach 24 Stunden ca. 38%. Bei zunehmender Cyanidkonzentration von 2g/L auf 5g/L nimmt das Silberausbringen von 38% auf 42% zu. Eine Erhöhung der Cyanidkonzentration von 5g/L auf 10g/L bewirkt eine wesentliche Verbesserung des Auflöserns von Silber, so dass sich etwa 60% des Silbers in der Lösung als stabiler $\text{Ag}(\text{CN})_3^{2-}$ -Komplex befinden [67,68]. In diesem Fall ist das Silberausbringen sogar höher als das Silberausbringen bei der nachfolgenden Konzentratlaugung (siehe Kapitel 6.2). Das ist dadurch bedingt, dass sich im Bergeteichmaterial anders als im Konzentrat ca. 25% Feinkornmaterial mit einem Silbergehalt von ca. 20ppm befinden.

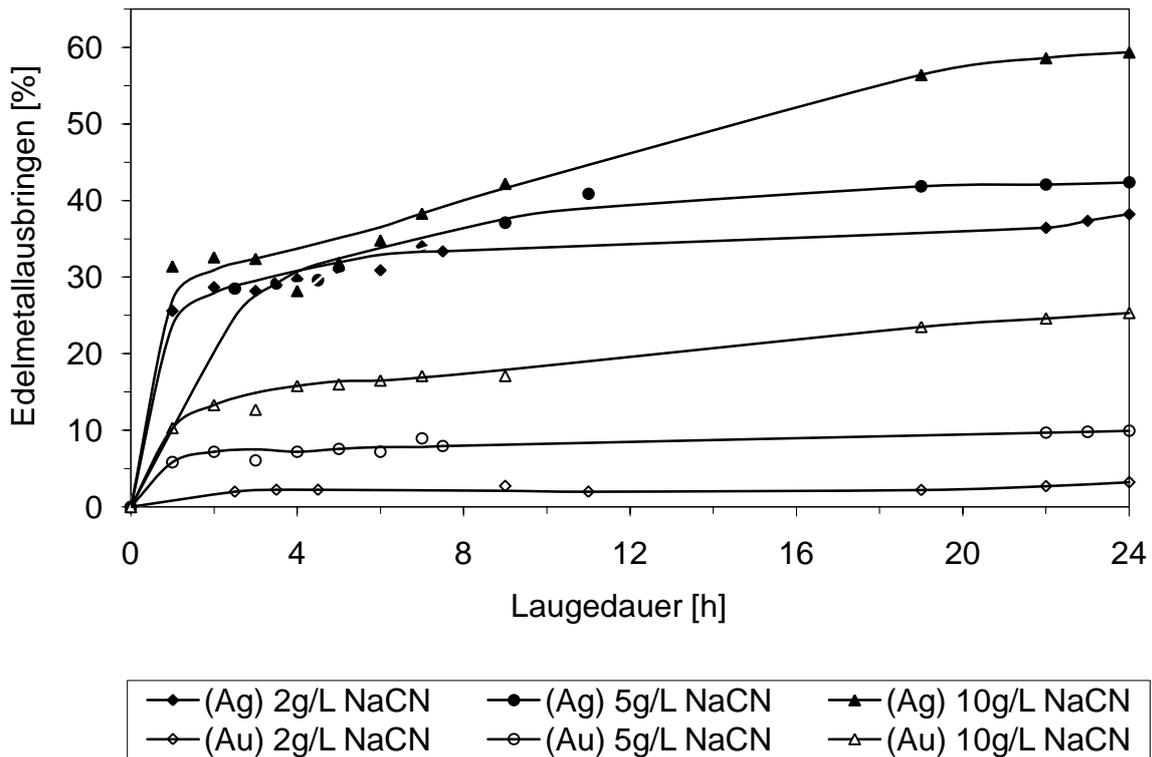


Abbildung 41: Gold- und Silberausbringen bei unterschiedlichen Cyanidkonzentrationen in Abhängigkeit von der Laugedauer des unbehandelten Bergeteichmaterials

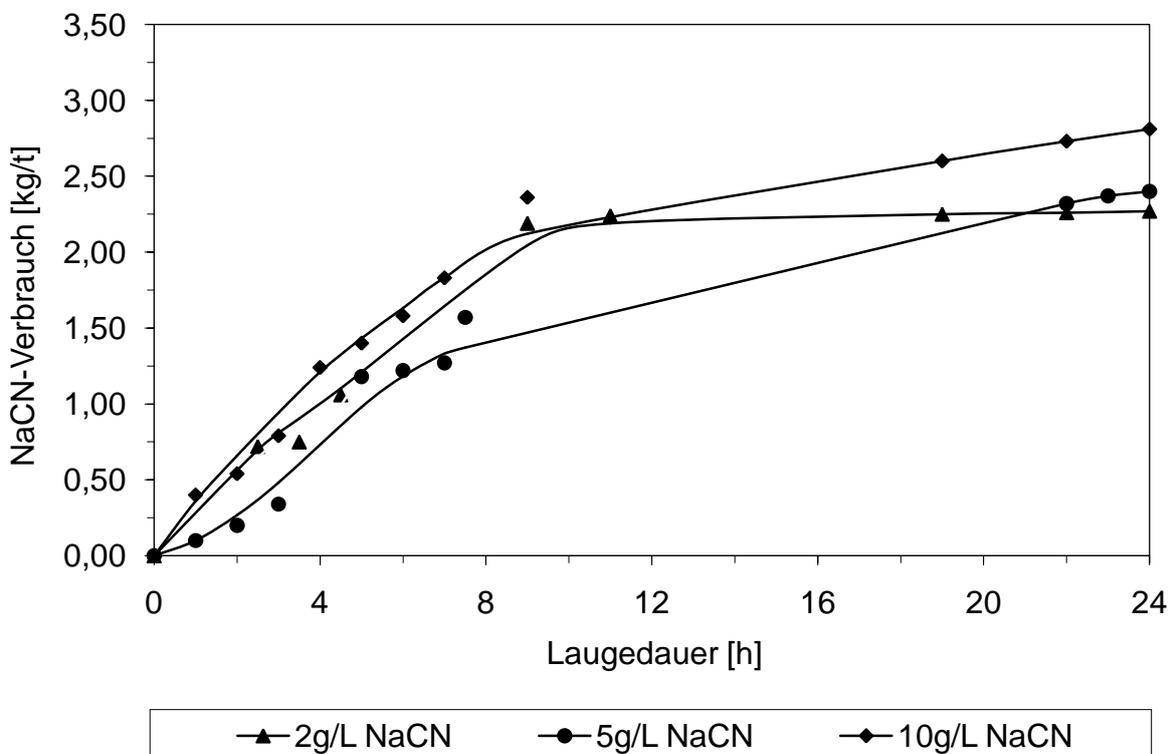


Abbildung 42: Natriumcyanidverbrauch bei unterschiedlichen Cyanidkonzentrationen in Abhängigkeit von der Laugedauer des unbehandelten Bergeteichmaterials

Mit zunehmender Cyanidkonzentration der Laugetröbe von 2g/L auf 5g/L (**Abbildung 42**) bleibt der Natriumcyanidverbrauch ungefähr gleich (2,30kg/t), jedoch bewirkt eine Erhöhung der Cyanidkonzentration auf 10g/L eine Zunahme des Cyanidverbrauchs von 2,30kg/t auf 3,80kg/t.

Abbildung 43 zeigt die Abhängigkeit des Eisen- und Arsenausbringens vom Cyanideinsatz und von der Laugedauer. Mit zunehmender Cyanidkonzentration von 2g/L auf 10g/L nimmt das Arsenausbringen von 0,04% auf 0,06% und Eisenausbringen von 0,10% auf 0,23% zu.

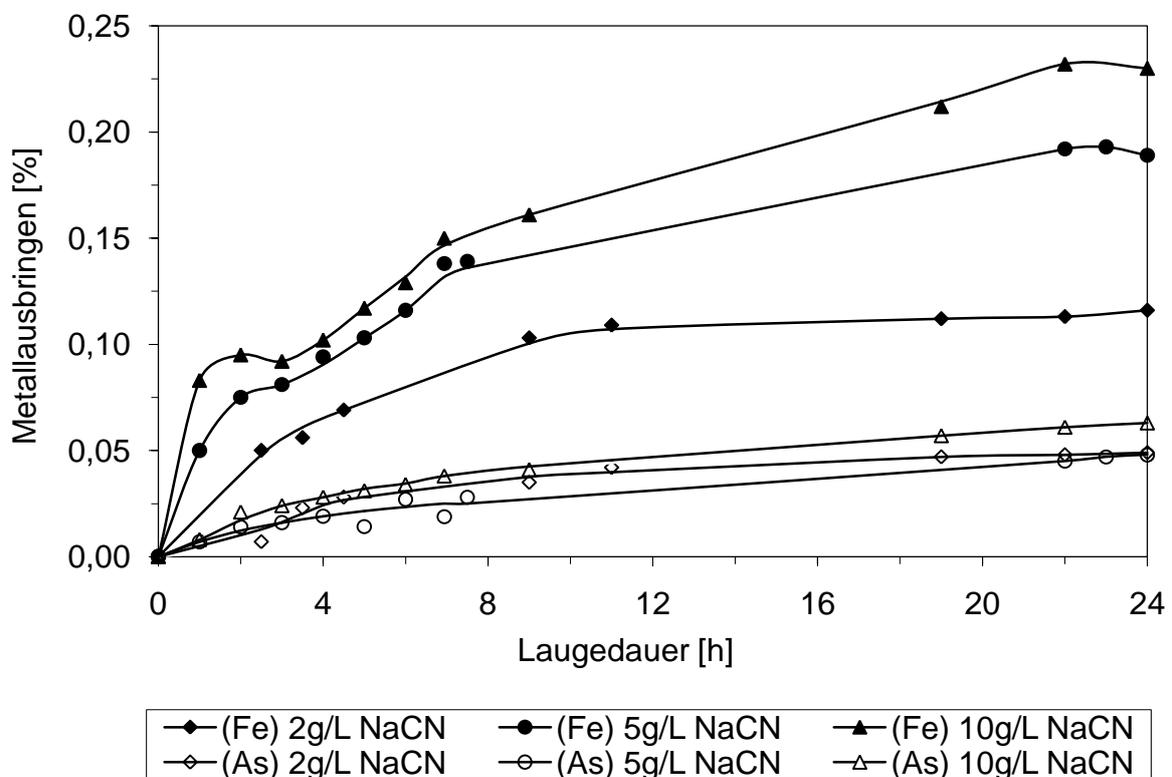


Abbildung 43: Eisen- und Arsenausbringen bei unterschiedlichen Cyanidkonzentrationen in Abhängigkeit von der Laugedauer des unbehandelten Bergeteichmaterials

Abbildung 44 zeigt die Abhängigkeit des Kupfer-, Cadmium- und Zinkausbringens vom Cyanideinsatz und von der Laugedauer. Mit zunehmender Cyanidkonzentration von 2g/L auf 10g/L steigt das Kupferausbringen von 20% auf 32%. Gleichzeitig erhöht sich die Reaktionsgeschwindigkeit der Kupferlaugung mit steigender Cyanidkonzentration. Bei zunehmender Cyanidkonzentration werden in der Lösung neben

$\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ höhere Cyanidkomplexe wie z.B. $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ Komplexe gebildet [69,70]. Bei Zink und Cadmium nimmt die Auflösung mit zunehmender Cyanidkonzentration wenig zu. In den ersten 2 Stunden ist eine hohe Reaktionsgeschwindigkeit festzustellen, danach bleibt die Konzentration der aufgelösten Kupfer- und Cadmiumionen ungefähr gleich. In den folgenden 18 Stunden bleibt die Konzentration der Kupferionen ungefähr konstant.

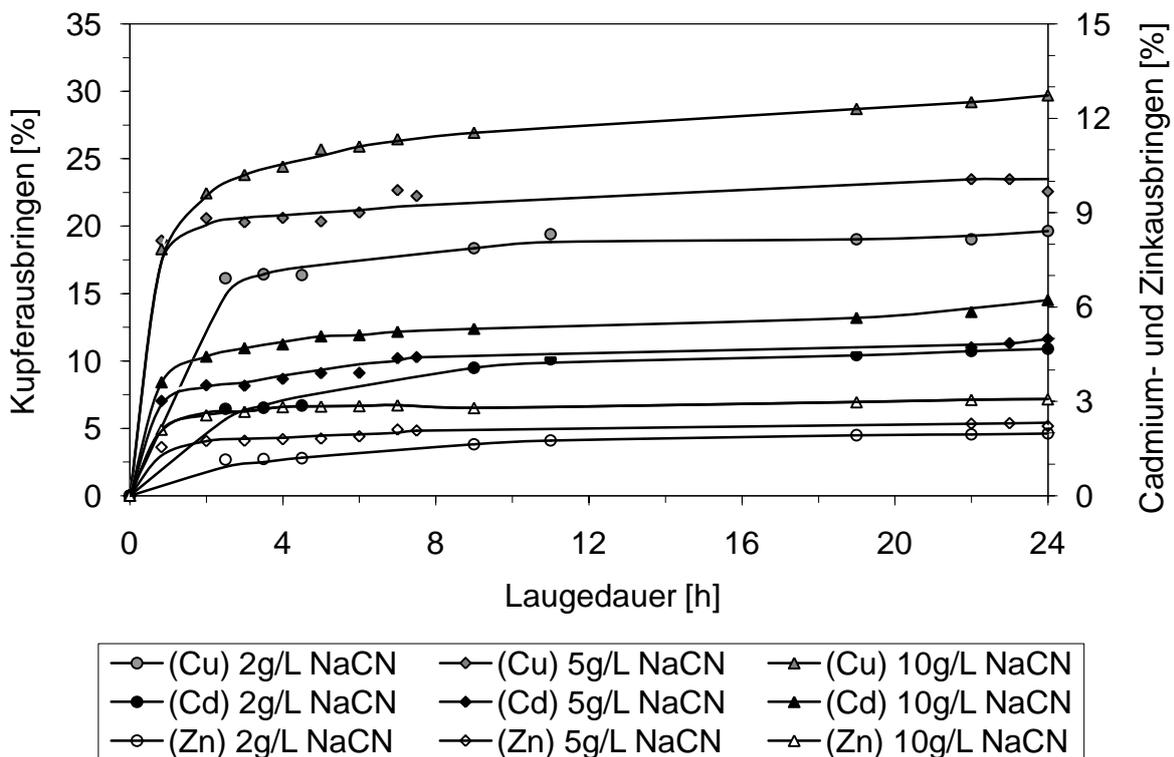


Abbildung 44: Kupfer-, Cadmium- und Zinkausbringen bei unterschiedlichen Cyanidkonzentrationen in Abhängigkeit von der Laugedauer des unbehandelten Bergeteichmaterials

6.1.2 Einfluss der Feststoffkonzentration

Zur Optimierung der Laugung wurden drei unterschiedliche Versuchsreihen mit Feststoffkonzentrationen von 250, 400 oder 500g/L durchgeführt. Der pH-Wert der Trübe vor der Zugabe von Natriumcyanid schwankte zwischen 6,30 und 6,50. Mit Hilfe einer 5%igen CaO-Lösung wurde der pH-Wert der Laugetrübe auf pH 10,5 eingestellt.

In **Abbildung 45** sind die Ergebnisse der Gold- und Silberlaugung in Abhängigkeit von der Feststoffkonzentration und von der Laugedauer dargestellt. Mit zunehmendem Feststoffkonzentration von 250g/L auf 500g/L nahm das Goldausbringen von 3,5% auf 2,9% ab, während das Silberausbringen von 36% auf 45% zunahm. Das liegt wahrscheinlich an der relativen Reaktivität der verschiedenen Cyanidkomplexe in Abhängigkeit von der Feststoffkonzentration in der Laugetröbe.

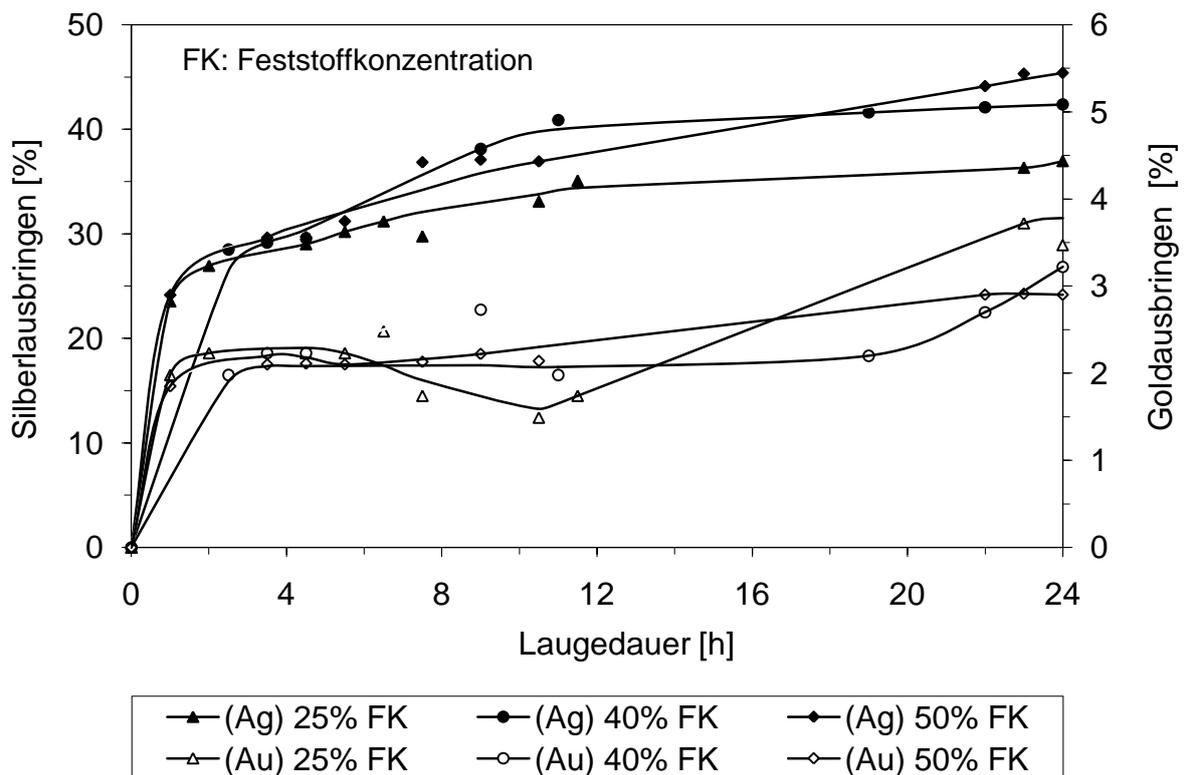


Abbildung 45: Gold- und Silberausbringen bei unterschiedlicher Feststoffkonzentration in Abhängigkeit von der Laugedauer des unbehandelten Bergteichmaterials

Abbildung 46 stellt den Natriumcyanidverbrauch in Abhängigkeit von der Feststoffkonzentration und von der Laugedauer dar. Eine höhere Feststoffkonzentration beeinflusst den spezifischen Cyanidverbrauch ungünstig. Mit zunehmender Feststoffkonzentration von 250g/L auf 500g/L nimmt der Cyanidverbrauch von 1,8kg/t auf 2,96kg/t zu. Es wurde auch festgestellt, dass die Tröbe bei einer Feststoffkonzentration von 500g/L wegen ihrer hohen Dichte schwierig zu mischen ist und dass sich die Sauerstoffverteilung in der Tröbe verschlechtert.

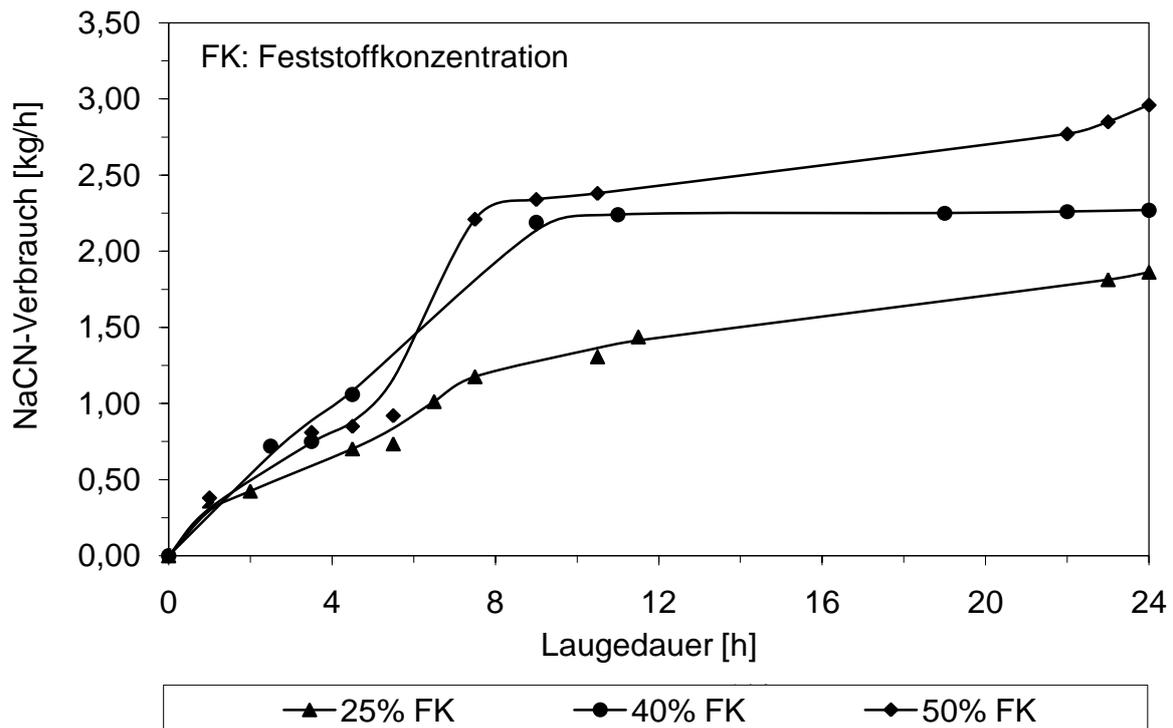


Abbildung 46: Natriumcyanidverbrauch bei unterschiedlicher Feststoffkonzentration in Abhängigkeit von der Laugedauer des unbehandelten Bergeteichmaterials

In **Abbildung 47** sind die Laugungsergebnisse für Eisen und Silber in Abhängigkeit von der Feststoffkonzentration und von der Laugedauer zu sehen. Mit zunehmender Feststoffkonzentration von 25% auf 50% nimmt das Eisenausbringen von 0,12 auf 0,14 zu. Das Arsenausbringen bleibt bei einer Feststoffkonzentration zwischen 25% und 40% ungefähr gleich, eine Erhöhung der Feststoffkonzentration auf 50% führt zu einer Zunahme des Arsenausbringens von 0,05 auf 0,07%.

Abbildung 48 zeigt die Laugungsergebnisse des Kupfer-, Zink- und Eisenausbringens in Abhängigkeit von der Feststoffkonzentration und von der Laugedauer dargestellt. Mit zunehmender Feststoffkonzentration von 25% auf 40% nimmt das Zinkausbringen von 2,4% auf 3,1%, das Cadmiumausbringen von 2,4% auf 6,3% und das Kupferausbringen von 24,9% auf 26,8% zu. Bei einer Erhöhung der Feststoffkonzentration von 40% auf 50% konnte eine weitere nennenswerte Auflösung von Zink, Kupfer und Cadmium nicht festgestellt werden.

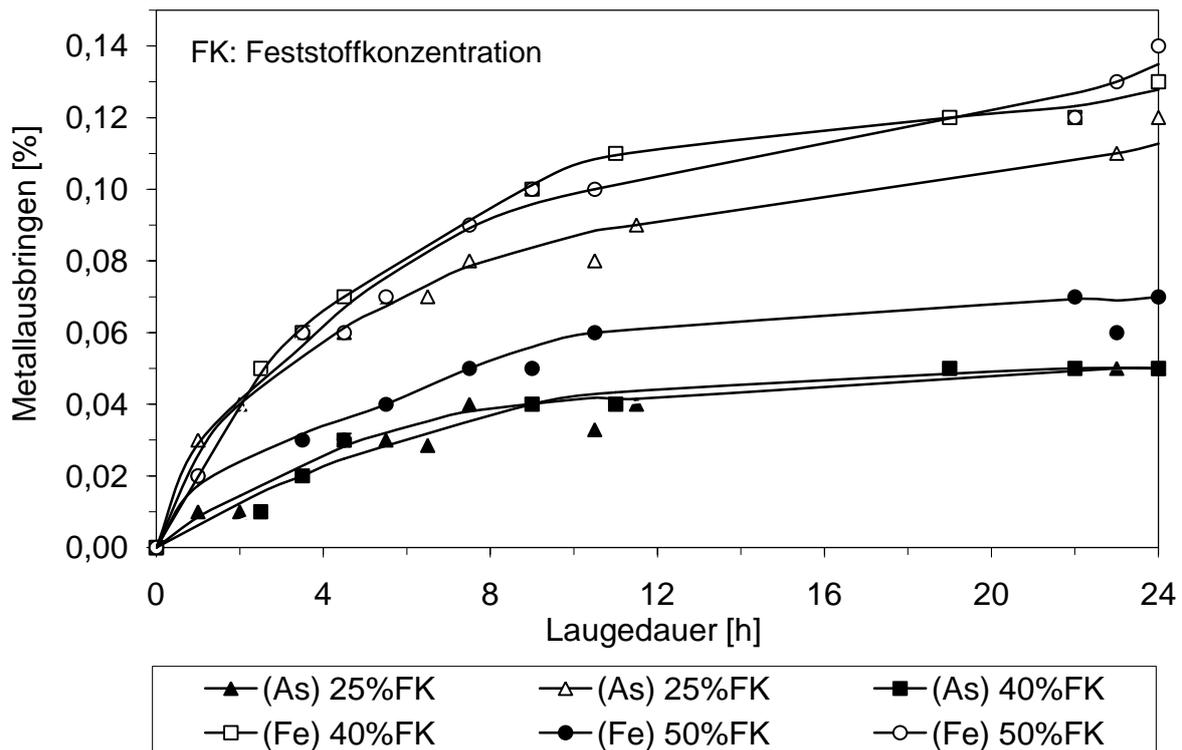


Abbildung 47: Eisen- und Arsenausbringen bei unterschiedlicher Feststoffkonzentration in Abhängigkeit von der Laugedauer des unbehandelten Bergeteichmaterials

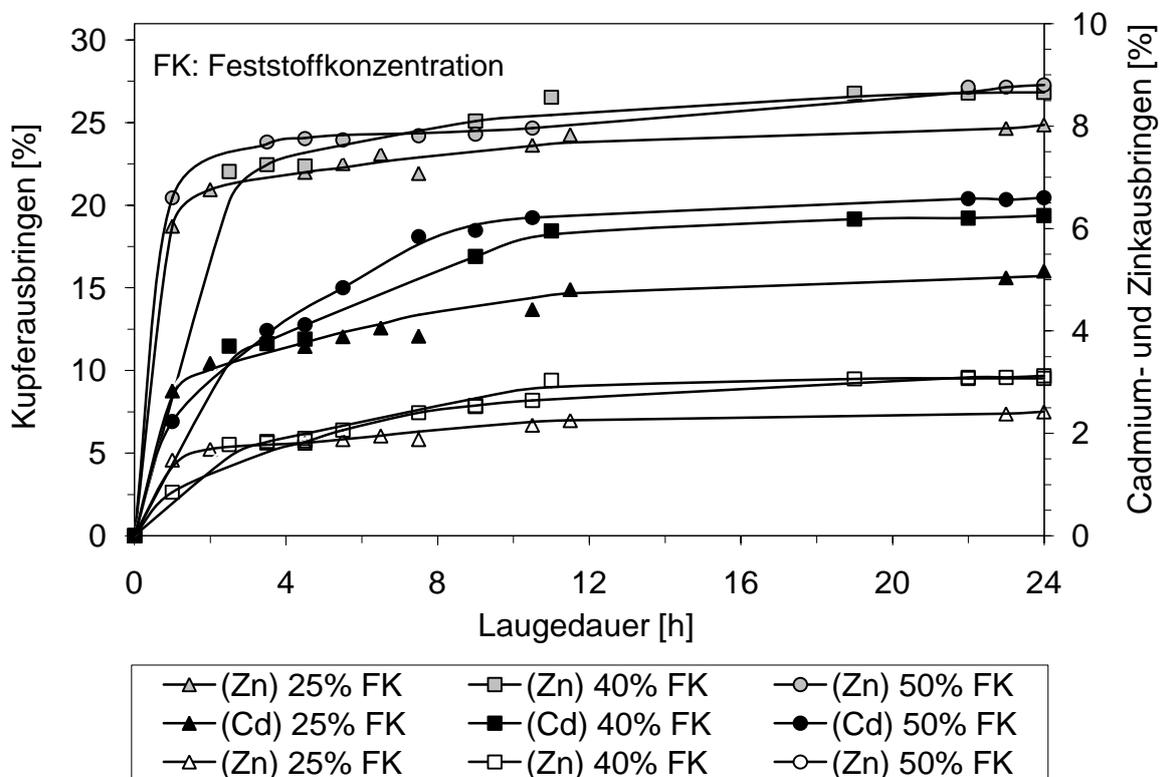


Abbildung 48: Kupfer- Cadmium- und Zinkausbringen bei unterschiedlicher Feststoffkonzentration in Abhängigkeit von der Laugedauer des unbehandelten Bergeteichmaterials

6.2 Cyanidlaugung der Konzentrate der Dichtesortierung

Wie gezeigt wurde, ist eine direkte Laugung des Bergeteichmaterials wegen des geringen Ausbringens der Edelmetalle und der großen Menge an Bergeteichmaterial nicht realisierbar (siehe Kapitel 6.1). Weitere Laugungsversuche der Konzentrate, die durch Dichtentrennung erzeugt wurden, waren erforderlich. Die Feststoffkonzentration der Laugetrübe betrug 250g/L. Für diese Versuche wurde ein Herdkonzentrat eingesetzt, das ca. 10g/t Au, 85g/t Ag, 33% S, 32% Fe, 11% As, 1,80% Zn und 0,13% Cu enthält.

6.2.1 Cyanidlaugung in Gegenwart von Luftsauerstoff und reinem Sauerstoff

Bei diesen Untersuchungen wurde der Einfluss des Luftsauerstoffes und des reinen Sauerstoffes untersucht. Es wurden 25L/h Luftsauerstoff und in einem Parallelversuch 25L/h reiner Sauerstoff zur Begasung zugegeben. Es wurde im alkalischen Bereich pH von 10-10,5 gelaugt, um die Hydrolyse des CN^- durch Blausäurebildung zu verhindern [68]. In diesem pH-Bereich werden die stabilsten Gold- und Silberkomplexe als $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ und $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ gebildet [69]. Über pH 12 nimmt die Edelmetallauflösung stark ab [66]. Die Natriumcyanidkonzentration der Laugelösung betrug 4,5g/L. Im ersten Versuch (V1) wurden 25L/h reiner Sauerstoff zugeführt. Nach ca. 5 Stunden betrug die Konzentration der Laugetrübe an freiem Cyanid ca. 3g/L NaCN. Die Konzentration wurde durch zusätzliche Zugabe von NaCN auf 4,5g/L NaCN erhöht. Im zweiten Versuch (V2) wurden 50L/h Luftsauerstoff zugeführt. Nach etwa 6 Stunden war die NaCN-Konzentration auf ca. 3g/L abgesunken. Die Konzentration wurde auf 4,5g/L korrigiert.

Durch die Luftsauerstoffzugabe war die Reaktionsgeschwindigkeit langsamer als beim Versuch V1. Im dritten Versuch (V3) wurde das Konzentrat in zwei Stufen gelaugt. Als Oxidationsmittel wurde reiner Sauerstoff benutzt. Nach einer Laugedauer von 5 Stunden wurde der Laugeprozess für kurze Zeit unterbrochen. Die Laugelösung wurde vom Feststoff abgetrennt und mit frischer Natriumcyanidlösung mit einer Konzentration von 4,5g/L weiter gelaugt. Die Laugung mit einer frischen Cyanidlösung kann den Vorteil haben, dass die Ausfällungsprozesse von Gold- und Silberkomplexen aus der Cyanidlösung vermieden werden.

In **Abbildung 49** sind das Gold- und Silberausbringen in Abhängigkeit von Luft- oder reiner Sauerstoffzufuhr, von der Anzahl der Stufen, von der Cyanidzugabe und von der Laugedauer dargestellt. Es ist deutlich zu erkennen, dass eine mehrstufige Laugung mit jeweils frischer Laugelösung in Gegenwart von reinem Sauerstoff zu einem größeren Ausbringen führt als bei der Laugung über 24 Stunden mit der gleichen Lösung. Das Goldausbringen betrug bei der mehrstufigen Laugung 80,7%. Lief der Prozess kontinuierlich mit der gleichen Lösung in Gegenwart von Sauerstoff, war das Ausbringen etwa 10% geringer. Das Goldausbringen betrug nach einer 24-stündigen Cyanidlaugung in Gegenwart von reinem Sauerstoff 71,5%, bei der Laugung mit Luftsauerstoff nur 67,2%. Die Laugung mit reinem Sauerstoff führt zu einer größeren Reaktionsgeschwindigkeit als im Falle von Luftsauerstoff. Im Falle des Silbers wird durch eine mehrstufige Laugung das Ausbringen nicht entscheidend beeinflusst. Das Silberausbringen betrug bei der zweistufigen Laugung 29,7% und bei der einstufigen Laugung 31,32% jeweils in Gegenwart von reinem Sauerstoff. Das Laugen mit Luftsauerstoff führte zu einem Silberausbringen von nur 22,9%.

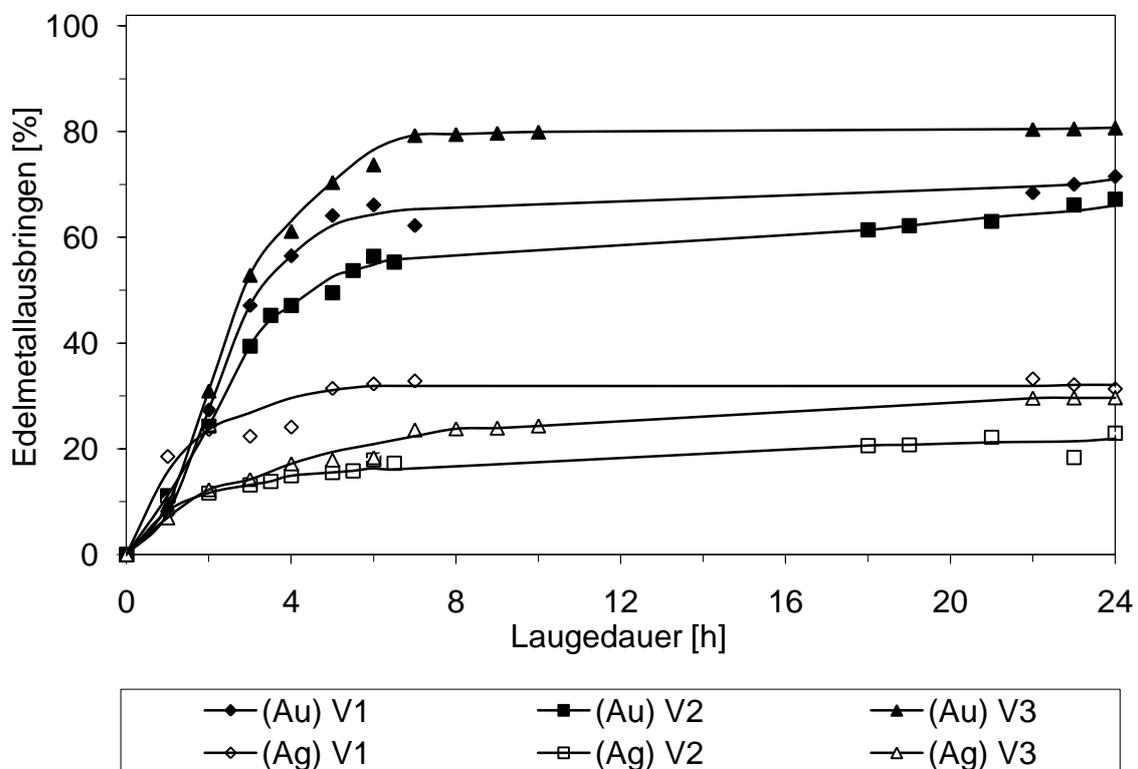


Abbildung 49: Gold- und Silberausbringen bei Einsatz von reinem Sauerstoff (V1) und Luftsauerstoff (V2) sowie bei der zweistufigen Laugung (V3) mit reinem Sauerstoff als Funktion von der Laugedauer

In **Abbildung 50** ist der Natriumcyanidverbrauch in Abhängigkeit von reinem Sauerstoff, vom Luftsauerstoff, von der Anzahl der Stufen und von der Laugedauer dargestellt. Der Natriumcyanidverbrauch betrug nach 24 Stunden bei der Laugung mit Luftsauerstoff 11,6kg NaCN/t, bei der Laugung mit reinem Sauerstoff 10,64kg/t und bei der zweistufigen Laugung mit reinem Sauerstoff 9,5kg/t. Es wurde bei allen drei Experimenten festgestellt, dass eine sechsstündige Laugung ausreicht, da sich in den nächsten 18 Stunden das Ausbringen nicht mehr signifikant verbessert. Eine längere Laugung verursacht durch zusätzlichen Cyanidverbrauch nur weitere Kosten. Nach sechs Stunden Laugung war der Cyanidverbrauch bei den Versuchen V1 und V3 ungefähr gleich, er betrug etwa 3,2kg/t. Bei dem Versuch V2, bei dem Luftsauerstoff benutzt wurde, betrug der Natriumcyanidverbrauch nach sechs Stunden 5,2kg/t. Der große Natriumcyanidverbrauch wurde durch die starke Luftströmung verursacht. Große Mengen von NaCN werden in Form von Blausäure mit der Abluft ausgetragen. Die Arbeit in einem stark alkalischen Bereich (pH 12) würde die Blausäureentstehung vermeiden, jedoch das Edelmetallausbringen stark senken.

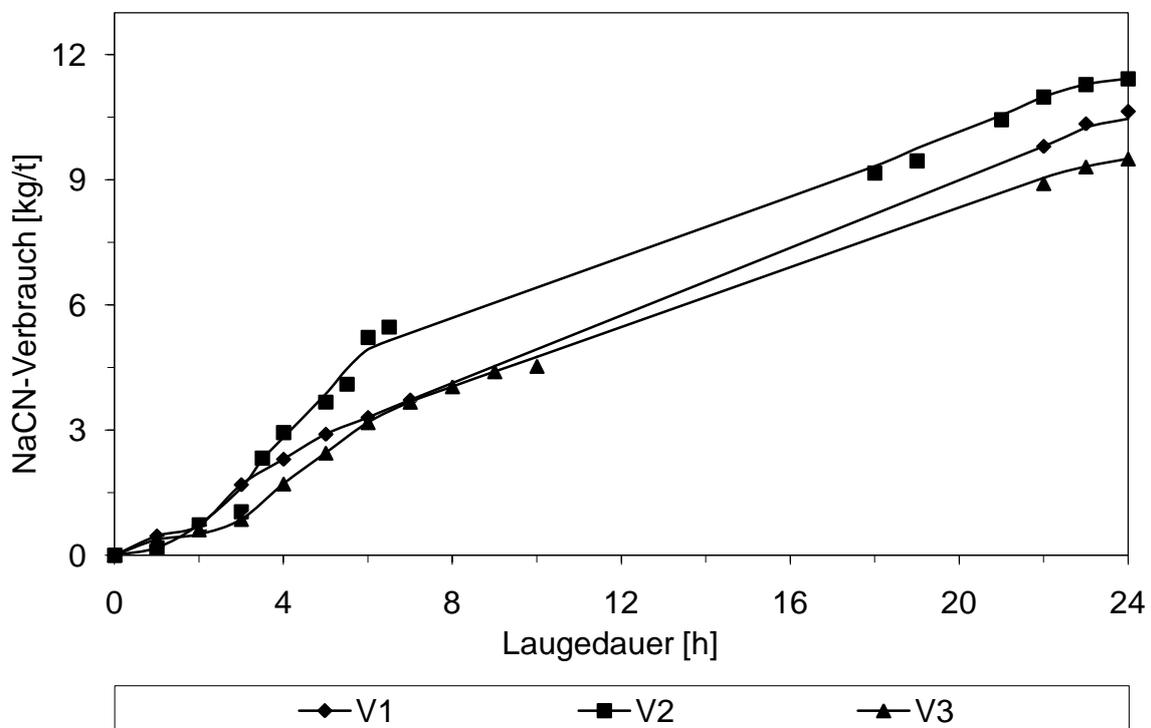


Abbildung 50: Natriumcyanidverbrauch bei Einsatz von reinem Sauerstoff (V1) und Luftsauerstoff (V2) sowie bei der zweistufigen Laugung (V3) mit reinem Sauerstoff als Funktion von der Laugedauer

Abbildung 51 stellt das Eisen- und Arsenausbringen in Abhängigkeit vom reinen Sauerstoff (V1), vom Luftsauerstoff (V2), von der Anzahl der Stufen (V3) und von der Laugedauer dar. Das Eisenausbringen betrug in allen drei Fällen um 0,10%. Das Arsen wurde in Gegenwart von Luftsauerstoff im Vergleich zu reinem Sauerstoff sehr schlecht gelaugt. Die Luftsauerstoffkonzentration war für diesen Vorgang nicht ausreichend. Die Arsenionen der Laugetrübe haben Komplexe gebildet, die während des Laugens ausfielen. Bei so einem geringen As-Ausbringen wäre auch der Natriumcyanidverbrauch geringer gewesen. Aus diesem Grund entspricht das Arsenausbringen nicht dem realen Verhältnis. **Abbildung 52** zeigt das Kupfer-, Cadmium- und Zinkausbringen in Abhängigkeit vom reinen Sauerstoff (V1), vom Luftsauerstoff (V2), von der Anzahl der Stufen (V3) und von der Laugedauer.

Es konnten zwischen dem Metallausbringen bei den drei unterschiedlichen Versuchsmethoden keine signifikanten Unterschiede festgestellt werden. Das Kupferausbringen betrug nach 24 Stunden ca. 20%, das Cadmiumausbringen ca. 2% und das Zinkausbringen etwa 0,5%.

6.2.2 Einfluss des Sauerstoffeintrages

Die Benutzung von reinem Sauerstoff als Oxidationsmittel führt gegenüber von Luftsauerstoff zu einer Erhöhung des Ausbringens der Edelmetalle. In den folgenden Experimenten wurde der Einfluss des zugeführten Sauerstoffs auf das Metallausbringen untersucht. Die zugeführte Sauerstoffmenge lag zwischen 5 und 30L/h. Es wurde mit einer Feststoffkonzentration von 250g/L gearbeitet. Der pH-Wert wurde am Anfang der Experimente mit einer 5%igen Natriumhydroxidlösung auf 11 eingestellt und bei jeder Probenahme gemessen. Die Cyanidkonzentration der Laugetrübe betrug am Anfang des Experiments 5g/L. Die Geschwindigkeit des Teflon-Rührers wurde auf 200U/min eingestellt. Dadurch wurde eine gute Verteilung des Sauerstoffes erreicht.

Abbildung 53 zeigt das Gold- und Silberausbringen in Abhängigkeit von der Sauerstoffmenge und der Laugedauer. Bei einer zugeführten Sauerstoffmenge von ca. 30L/h wird das Gold nach einer 12 stündigen Cyanidlaugung fast vollständig gelöst.

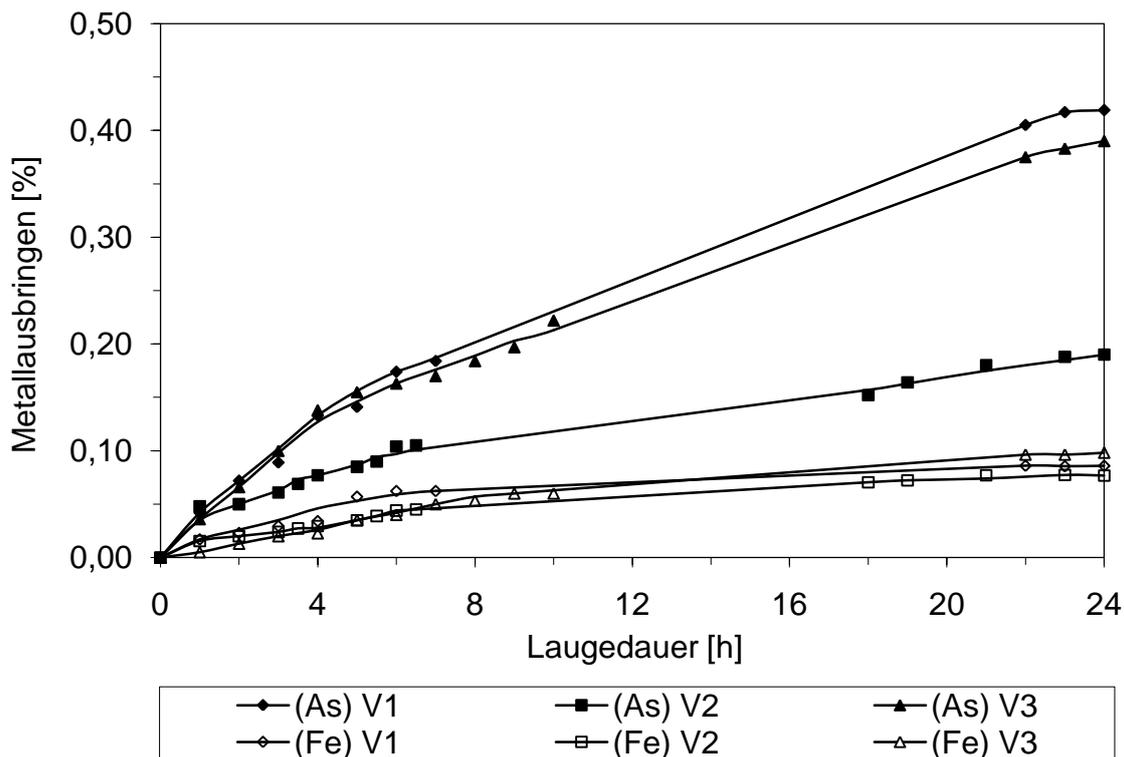


Abbildung 51: Eisen- und Arsenausbringen bei Einsatz von reinem Sauerstoff (V1) und Luftsauerstoff (V2) sowie bei der zweistufigen Laugung (V3) mit reinem Sauerstoff als Funktion von der Laugedauer

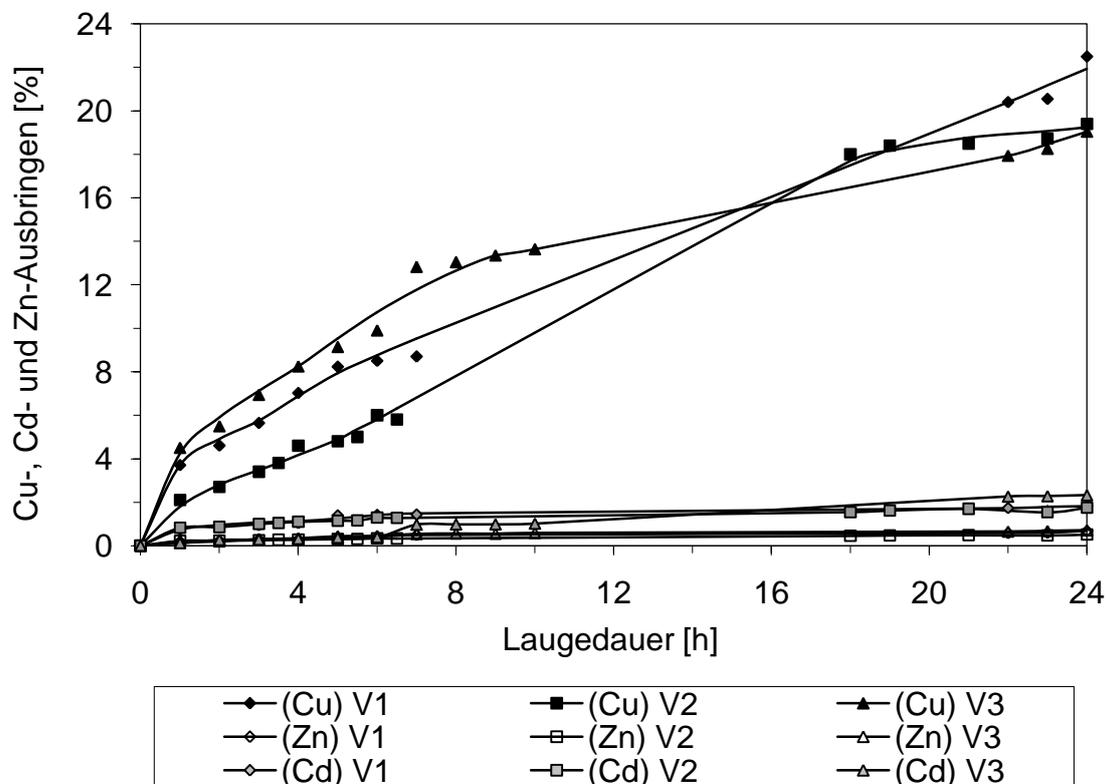


Abbildung 52: Kupfer-, Cadmium- und Zinkausbringen bei Einsatz von reinem Sauerstoff (V1) und Luftsauerstoff (V2) sowie bei der zweistufigen Laugung (V3) mit reinem Sauerstoff als Funktion von der Laugedauer

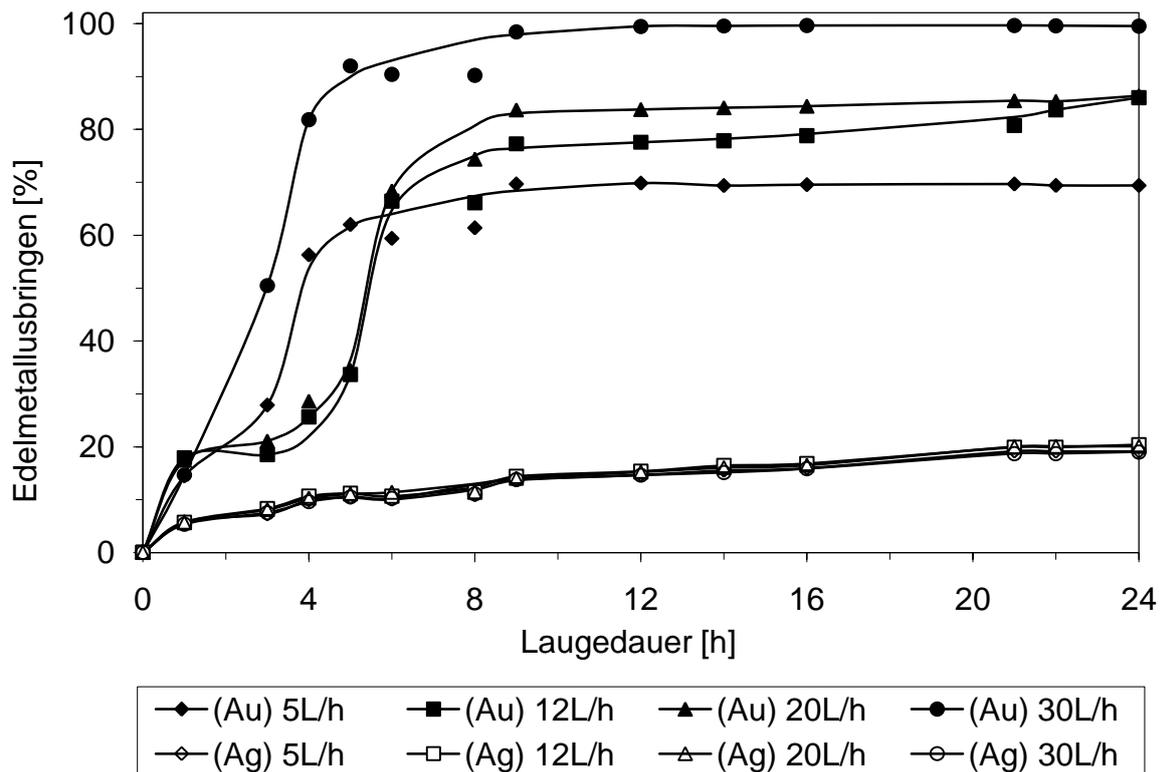


Abbildung 53: Gold- und Silberausbringen in Abhängigkeit vom Sauerstoffeintrag und von der Laugedauer

Mit abnehmender Sauerstoffmenge verringert sich die Reaktionsgeschwindigkeit gegenüber der bei 30L/h in den ersten sechs Stunden. Die Rate der Goldauflösung ist bei 30L/h Sauerstoff nach 12 Stunden technisch beendet und kann abgebrochen werden. Dieses Ergebnis ist durch den Überschuss von Sauerstoff erreichbar [70,71]. Wie aus Gleichung 35 und 36 hervorgeht, ist das von entscheidender Bedeutung für die Reaktionsgeschwindigkeit:



Das Silberausbringen wird bei einer erhöhten Sauerstoffzufuhr nicht signifikant beeinflusst. Die Laugetrübe wird durch die starke Oxidationswirkung des Sauerstoffes durch Bildung von Metalloxiden und Cyanidkomplexen belastet. Dies führt zur Ausfällung eines großen Teils der gelaugten Silberionen.

Abbildung 54 zeigt den Natriumcyanidverbrauch in Abhängigkeit von der Lauge-
dauer bei verschiedenen Sauerstoffmengen. Mit zunehmendem Sauerstoffdurchfluss
von 5 auf 30L/h nimmt der Natriumcyanidverbrauch von 6,37 bis auf 7,96kg/t zu.

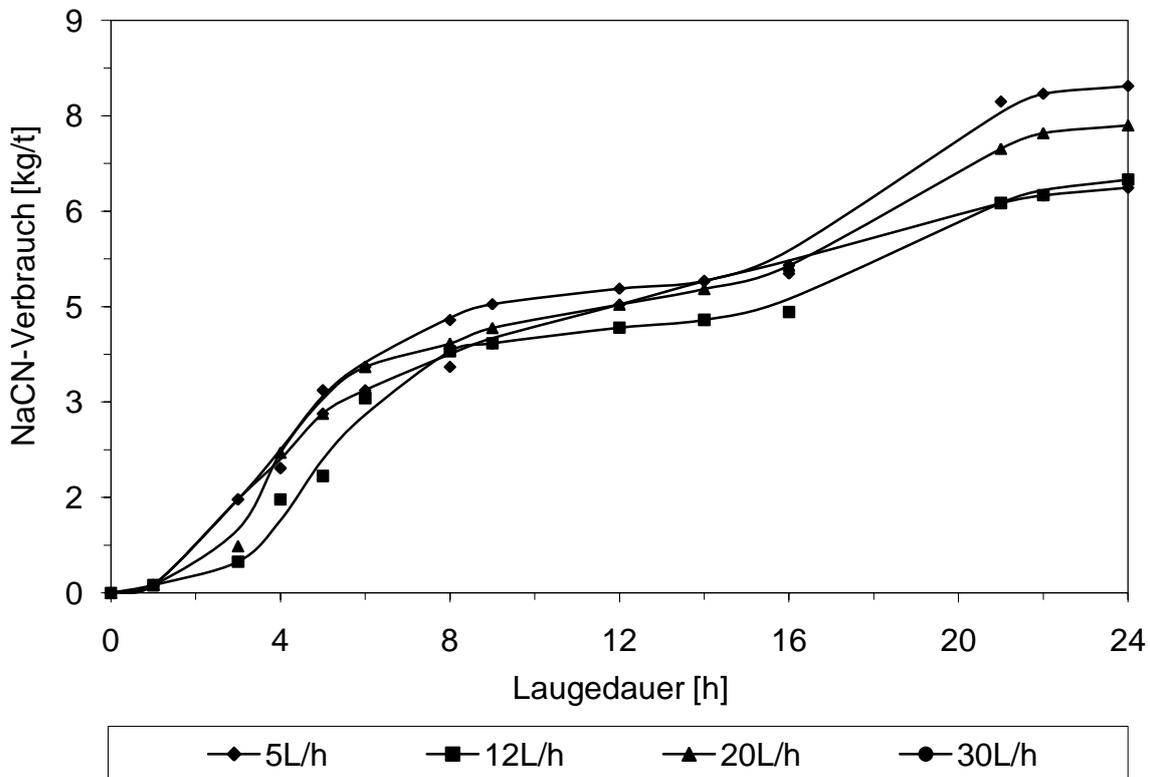


Abbildung 54: Natriumcyanidverbrauch in Abhängigkeit vom Sauerstoffeintrag und von der Laugedauer

In **Abbildung 55** ist das Arsen- und Eisenausbringen in Abhängigkeit vom Sauerstoffeintrag bei verschiedener Laugedauer dargestellt. Eine Erhöhung des Sauerstoffeintrages von 5 auf 12L/h führt zu einer Zunahme des Arsenausbringens von 0,8 auf 1,1%. Eine weitere Erhöhung des Sauerstoffeintrages beeinflusst das Arsenausbringen nicht mehr signifikant. Ein Sauerstoffeintrag von 5L/h wäre hinsichtlich des Cyanidverbrauchs für den Prozess sehr günstig, aber für das Goldausbringen nicht ausreichend. Die Freisetzung des Goldes wird nur durch eine vollständige Oxidation des Arsenopyrits erreicht.

Das Zink- und Cadmiumausbringen (**Abbildung 56**) bleibt mit zunehmendem Sauerstoffangebot relativ unverändert.

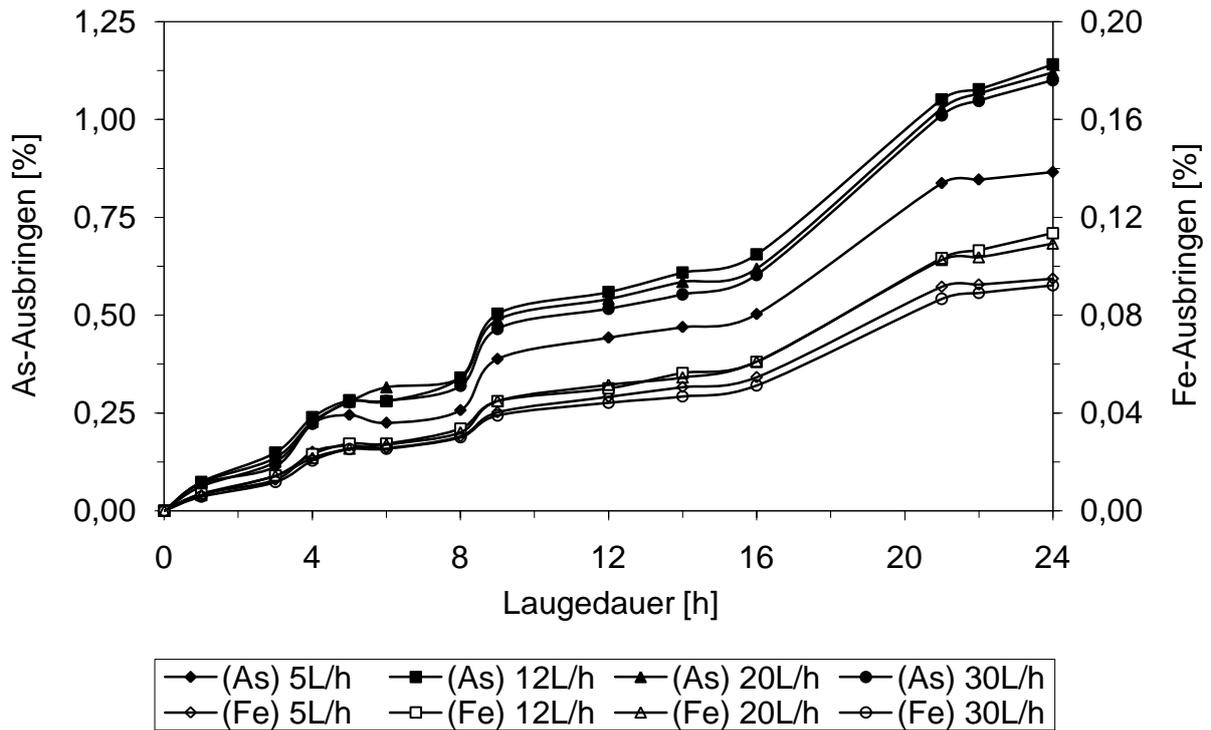


Abbildung 55: Arsen- und Eisenausbringen in Abhängigkeit vom Sauerstoffeintrag und von der Laugedauer

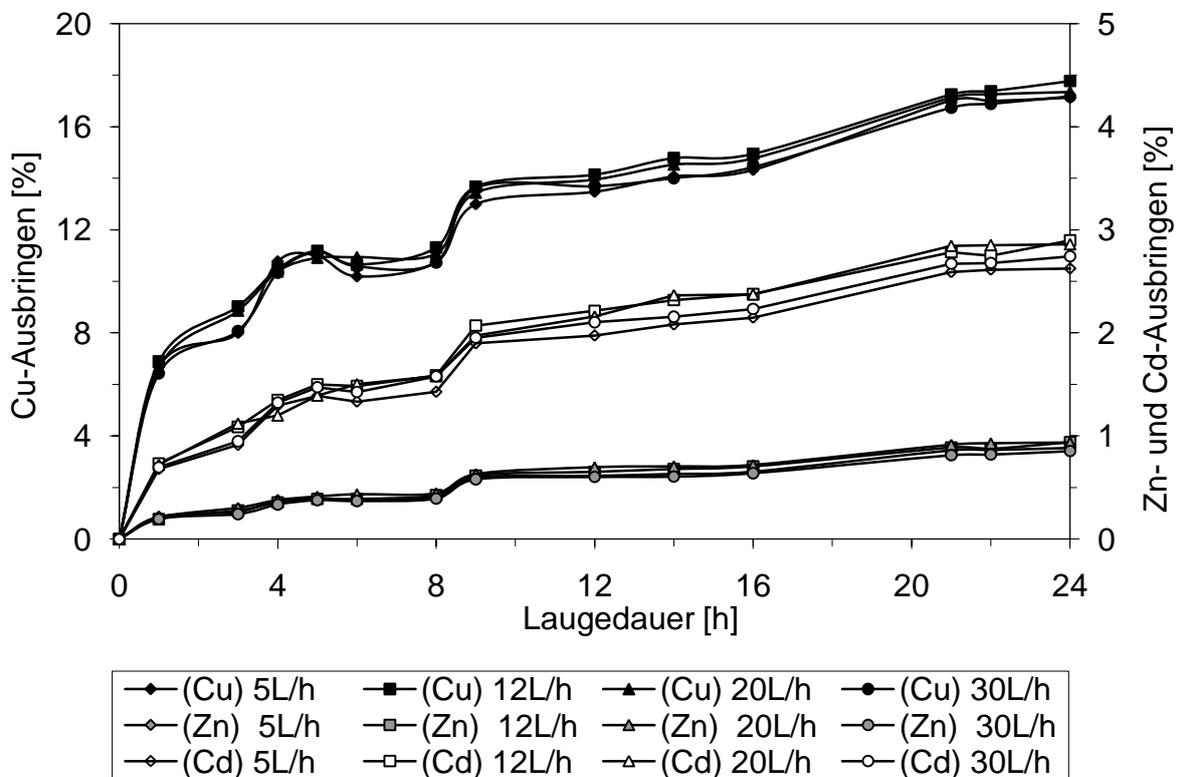


Abbildung 56: Kupfer-, Zink- und Cadmiumausbringen in Abhängigkeit vom Sauerstoffeintrag und von der Laugedauer

In **Abbildung 57** sind die gemessenen pH-Werte während der Cyanidlaugung für verschiedene Sauerstoffströme in Abhängigkeit von der Laugedauer dargestellt. Der pH-Wert der Laugetrübe wurde am Anfang der Laugung auf 11 eingestellt. In den ersten 4 Stunden den war ein leichter Anstieg des pH-Wertes festzustellen. In wässriger Lösung wird Natriumcyanid konform zur Reaktion (37) zu Blausäure und Natriumhydroxid hydrolysiert [70]:



Daher nehmen die Konzentration von freiem Cyanid in der Lösung während der Hydrolyse ab und die Konzentration von Natriumhydroxid zu. Bei Zugabe von Natriumhydroxid wird das Gleichgewicht der Reaktion nach links verschoben und die für den Prozess ungünstige Entstehung von Blausäure verhindert. Nach 12 Stunden Laugedauer führt die Oxidation des Feststoffes zur Senkung („Normalisierung“) des pH-Wertes. Es beginnen Fällungsprozesse und der pH-Wert steigt an.

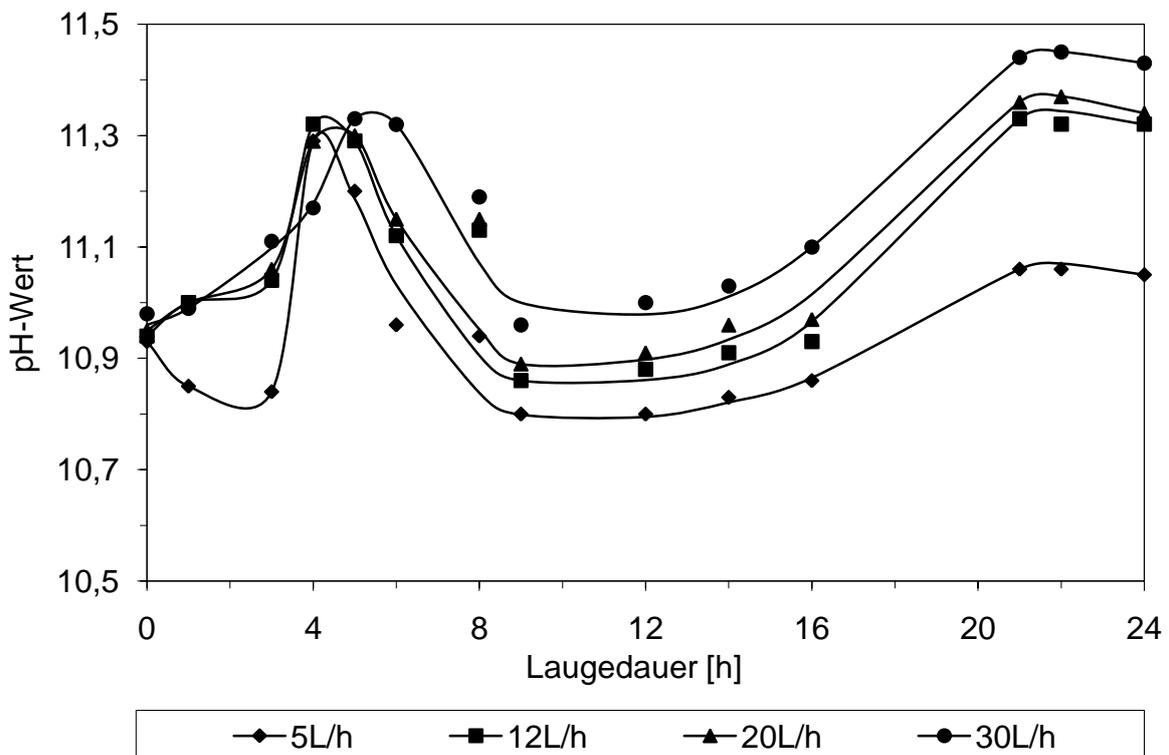


Abbildung 57: pH-Werte in Abhängigkeit vom Sauerstoffeintrag und von der Laugedauer

6.2.3 Einfluss der Cyanidkonzentration

Bei diesen Untersuchungen wurde getestet, wie die Cyanidkonzentration in der Lauge die Edelmetallausbringung und den Cyanidverbrauch beeinflusst. Die Feststoffkonzentration der Lauge betrug 250g/L. Der pH-Wert der Lauge wurde mit einer 5%igen Natriumhydroxidlösung auf pH 11 eingestellt. Als Oxidationsmittel wurde reiner Sauerstoff mit einem Volumenstrom von ca. 10L/h in die Lauge eingeblasen. Das Gold- und Silberausbringen in Abhängigkeit von der Cyanidkonzentration und von der Laugezeit ist in **Abbildung 58** dargestellt.

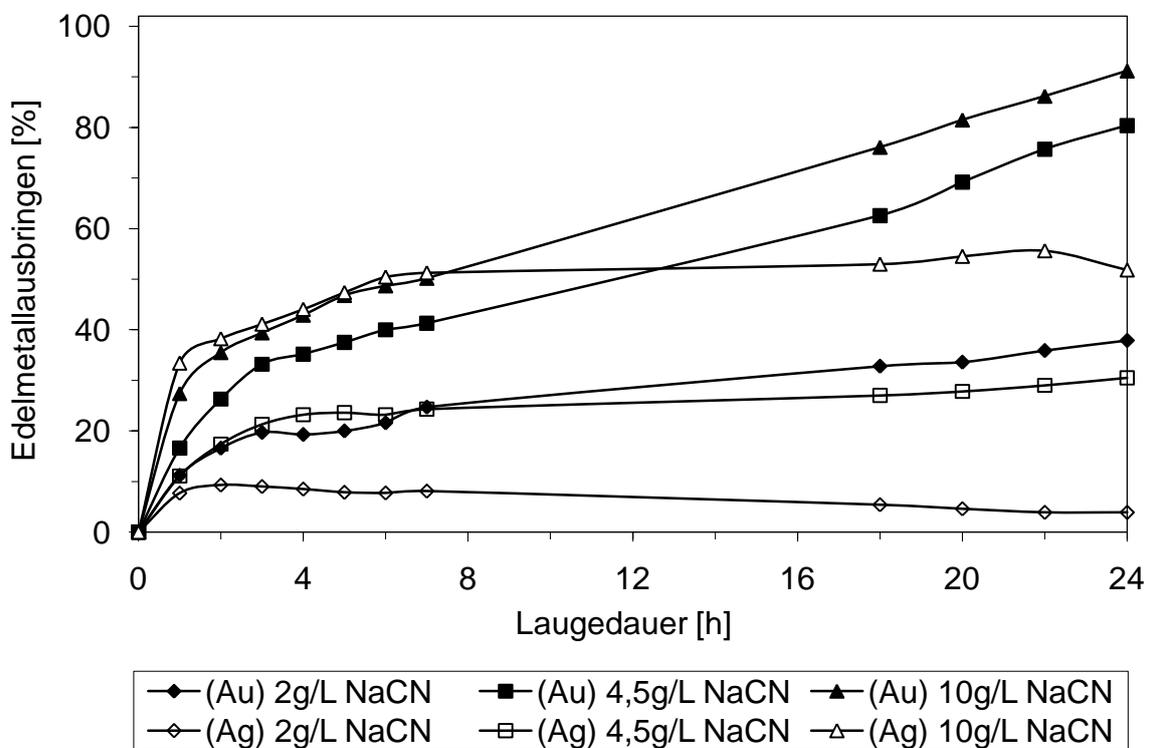


Abbildung 58: Gold- und Silberausbringen in Abhängigkeit von der Cyanidkonzentration und von der Laugezeit

Bei einer Cyanidkonzentration von 2g/L betrug nach 24 Stunden das Goldausbringen ca. 38% und das Silberausbringen 4%. Bei einer Erhöhung der Cyanidzugabe nehmen das Goldausbringen und die Laugegeschwindigkeit zu. Bei einer Cyanidkonzentration der Lauge von 4,5g/L erreicht das Goldausbringen 80,4% und das Silberausbringen 30,5%. Eine weitere Erhöhung von 4,5g/L auf 10g/L Cyanidkonzentration führt zu einer weiteren Steigerung des Goldausbringens auf 90% und des Silberausbringens auf 52%.

zentration führte zu einer ca. 91%igen Auflösung des Goldes und ca. 38%igen Auflösung des Silbers. Bei zunehmender Natriumcyanidkonzentration wird die Silberauflösung deutlich verbessert. Der Vorteil einer so hohen Natriumcyanidkonzentration ist, dass das gelöste Gold ausschließlich als $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ vorliegt und keine Ausfällungsprozesse des aufgelösten Goldes möglich sind. Der Nachteil einer Laugung mit hochkonzentrierter Cyanidlösung ist die hohe Toxizität der Lösung.

Abbildung 59 zeigt den Natriumcyanidverbrauch für verschiedene Cyanidkonzentrationen in der Laugetröbe in Abhängigkeit von der Laugedauer. Mit zunehmender Cyanidkonzentration nimmt der Cyanidverbrauch stark zu. Bei einer hohen Natriumcyanidkonzentration können neben dem üblichen $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ auch höhere Cyanidkomplexe wie: $\text{Ag}(\text{CN})_3^{2-}$ $\text{Ag}(\text{CN})_4^{3-}$ gebildet werden [66].

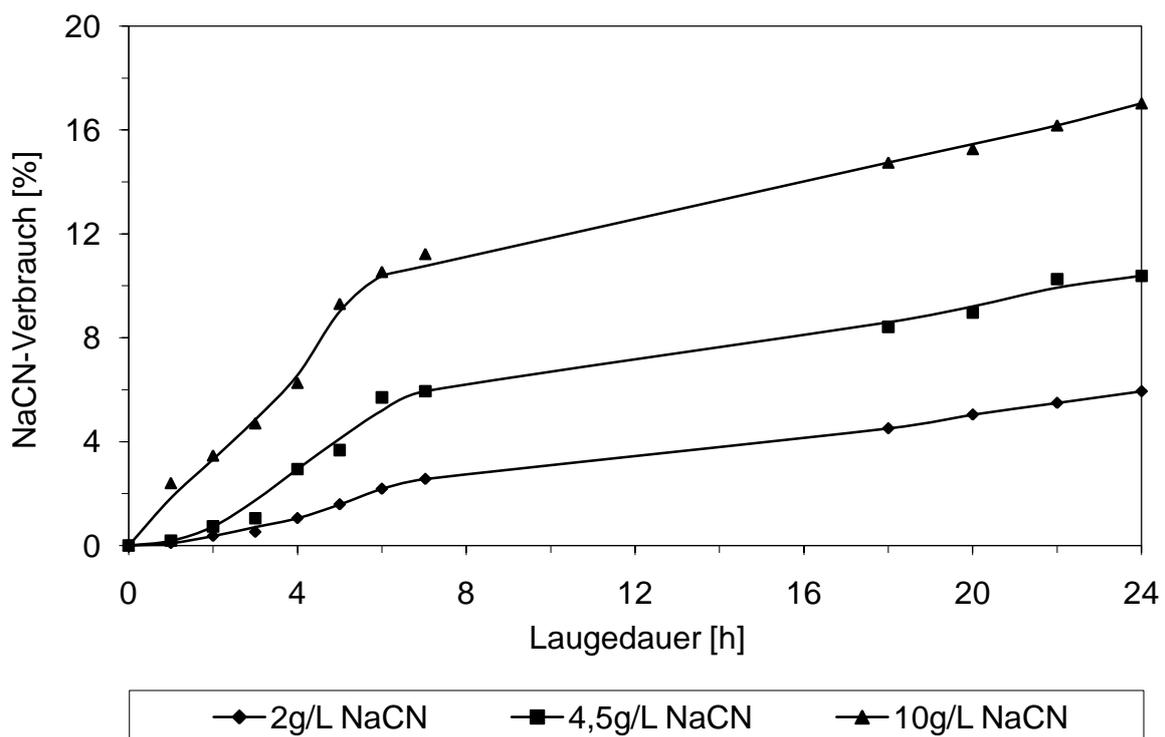


Abbildung 59: Natriumcyanidverbrauch in Abhängigkeit von der Cyanidkonzentration und von der Laugedauer

Abbildung 60 stellt das Ergebnis der Eisen- und Arsenlaugung dar. Mit zunehmender Natriumcyanidkonzentration nahm das Eisen- und Arsenausbringen zu. Bei der

Laugung mit einer NaCN-Lösung von 2g/L liegt das Arsenausbringen nach 24 Stunden bei 0,48%. Eine Erhöhung der Cyanidkonzentration auf 10g/L führte zur Lösung von 1% des vorlaufenden Arsens. Dies ist sehr ungünstig für den Laugungsprozess. Es führt zu einem großen Cyanidverbrauch. Die zunehmende Cyanidkonzentration von 2g/L auf 10g/L hatte den gleichen Effekt auf das Eisenausbringen. Das Eisenausbringen nahm von 0,05% auf 0,13% zu.

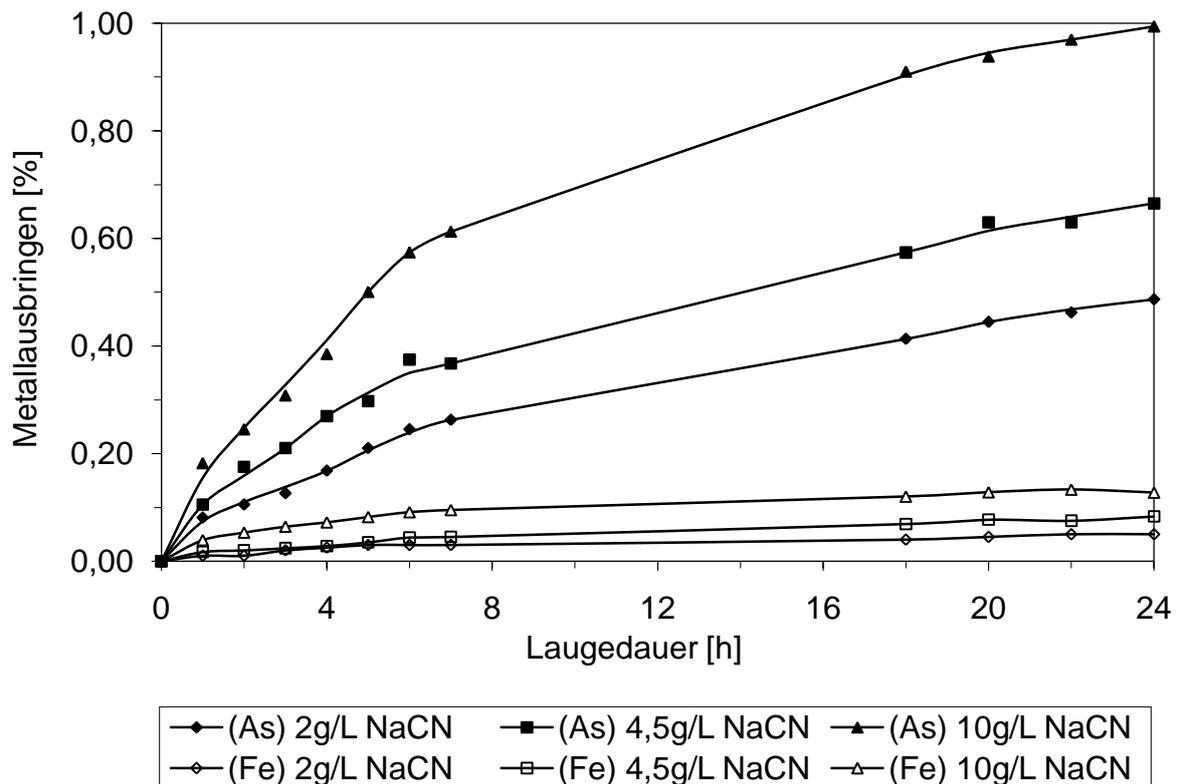


Abbildung 60: Eisen- und Arsenausbringen in Abhängigkeit von der Cyanidkonzentration und von der Laugedauer

Abbildung 61 stellt das Kupfer-, Cadmium- und Zinkausbringen in Abhängigkeit von der Cyanidkonzentration und von der Laugedauer dar. Mit zunehmender Cyanidkonzentration von 2g/L auf 4,5g/L nimmt die Kupferauflösung von 10,5% auf 13,6%, die Cadmiumauflösung von 0,8 auf 1,8 und die Zinkauflösung von 0,1 auf 0,5% zu. Die Reaktionsgeschwindigkeiten der Auflösung sind für alle drei Elemente relativ gering. Eine Cyanidkonzentration von 10g/L führt generell zu einer hohen Reaktionsgeschwindigkeit.

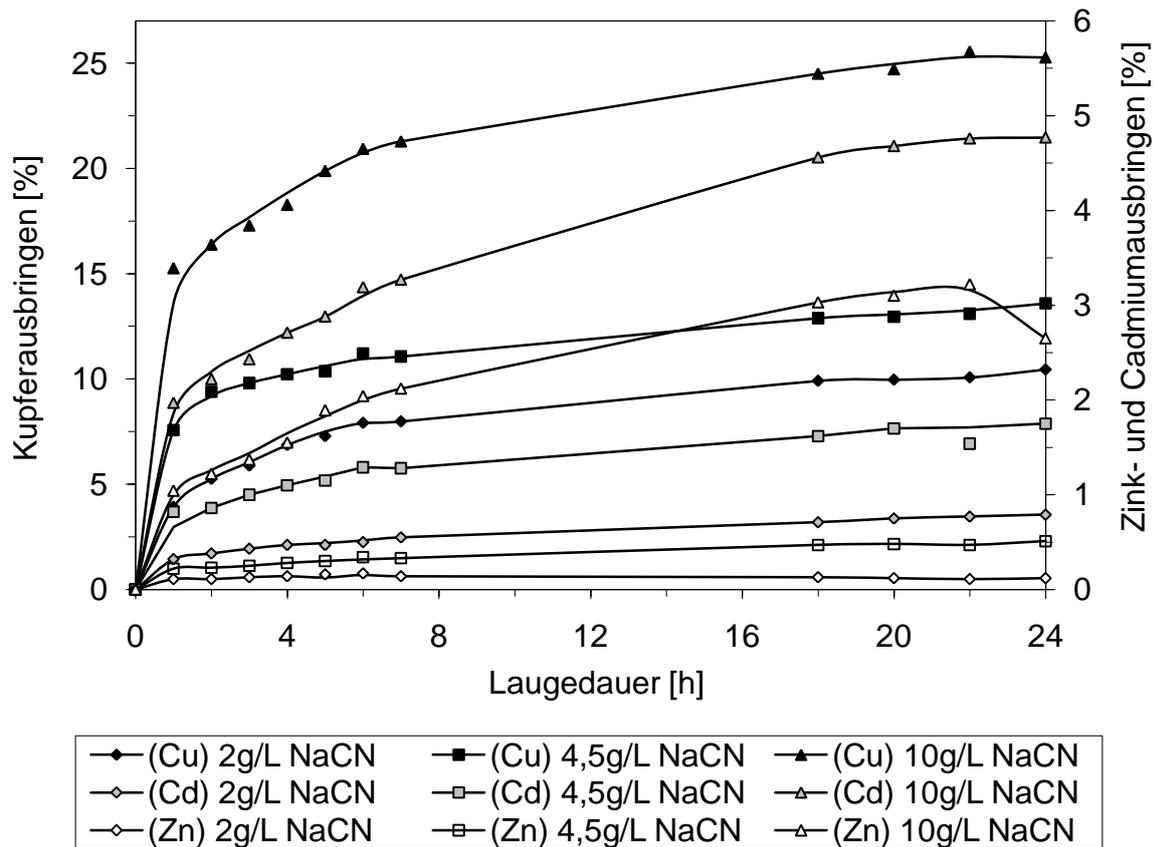


Abbildung 61: Kupfer-, Cadmium- und Zinkausbringen in Abhängigkeit von der Cyanidkonzentration und von der Laugedauer

Nach einer Laugung von 24 Stunden waren 25,3% Kupfer, 4,8% Cadmium und 2,7% Zink gelaugt. Bei zunehmender Konzentration an freien CN^- -Ionen werden in der Laugetrübe neben $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ höhere Kupfercyanidkomplexe wie z. B. $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ gebildet. Die Zinkminerale werden bei geringer Cyanidkonzentration nur leicht angegriffen. Bei einer höheren Cyanidkonzentration werden entsprechend der Reaktionsgleichungen (38) und (39) Zinkcyanidkomplexe gebildet.



Infolge der mit zunehmender Laugedauer abnehmenden Cyanidkonzentration beginnt nach 22 Stunden die Fällung von Zink gemäß der Reaktionsgleichung (40):



6.2.4 Einfluss der Korngröße

Der Einfluss von Feinkorn ($<30\mu\text{m}$) auf das Edelmetall- und Metallausbringen und auf den Cyanidverbrauch zeigte, dass Silber langsamer als Gold gelaugt wird. Durch Feinmahlung kann die spezifische Oberfläche der Minerale und somit die Laugungsrate verbessert werden. Ausgehend von diesem Argument wurden jeweils 250g auf dem Herd erzeugte Konzentratproben in einer Scheibenschwingmühle unterschiedlich lang gemahlen. In der Scheibenschwingmühle wird durch eine vorwiegend horizontale Schwingung das Probenmaterial durch Schlag und Reibung zerkleinert und gleichzeitig homogenisiert. **Tabelle 21** zeigt die physikalischen Kennwerte der gemahlenden Konzentratproben. Die unterschiedlich beanspruchten Konzentrate wurden je 24 Stunden gelaugt. Die Laugetröbe hatte eine Feststoffkonzentration von 250g/L und bei einem Natriumcyanideinsatz von 5g/L. Es wurden ca. 20L/h Luftsauerstoff in die Lösung eingeblasen. Der pH-Wert wurde mit Hilfe von NaOH auf 11 eingestellt. **Abbildung 62** zeigt das Gold- und Silberausbringen in Abhängigkeit von der Lauge-dauer für verschiedene Korngrößen des Ticapampa-Konzentrats. In den ersten vier Stunden nahm die Geschwindigkeit der Goldauflösung mit abnehmender Korngröße zu. Das beste Goldausbringen wurde jedoch nach 24 Stunden bei der Laugung von nicht gemahlenem Konzentrat erreicht. Das Ausbringen betrug 84,8%. Bei dem feingemahlenden Konzentrat ($d_{50}=8,81\mu\text{m}$) wurde nach ca. 5 Stunden Laugedauer keine weitere Goldauflösung festgestellt. Das Goldausbringen betrug nach 24 Stunden 54,2%. Die Konzentration der Goldionen sank leicht nach ca. 5 Stunden Laugung und dann blieb sie konstant. Es ist zu vermuten, dass das Gold weiter gelöst wurde. Durch die hohe Belastung der Laugetröbe mit Eisen-, Arsen-, Kupfer- und Zinkionen werden vermutlich instabile Gold- oder andere Metallkomplexe gebildet, die zur Ausfällung oder Adsorption von Gold führen.

Tabelle 21: Physikalische Kennwerte der Konzentratproben

Kennwert \ Probe	KP1	KP2	KP3	KP4
Mahldauer [s]	0	30	60	120
d_{10} [μm]	42,63	2,66	1,61	0,62
d_{50} [μm]	87,00	40,08	21,84	8,81
d_{90} [μm]	128,38	107,71	101,81	70,66
Oberfläche [m^2/cm^3]	0,18	1,33	2,17	3,07

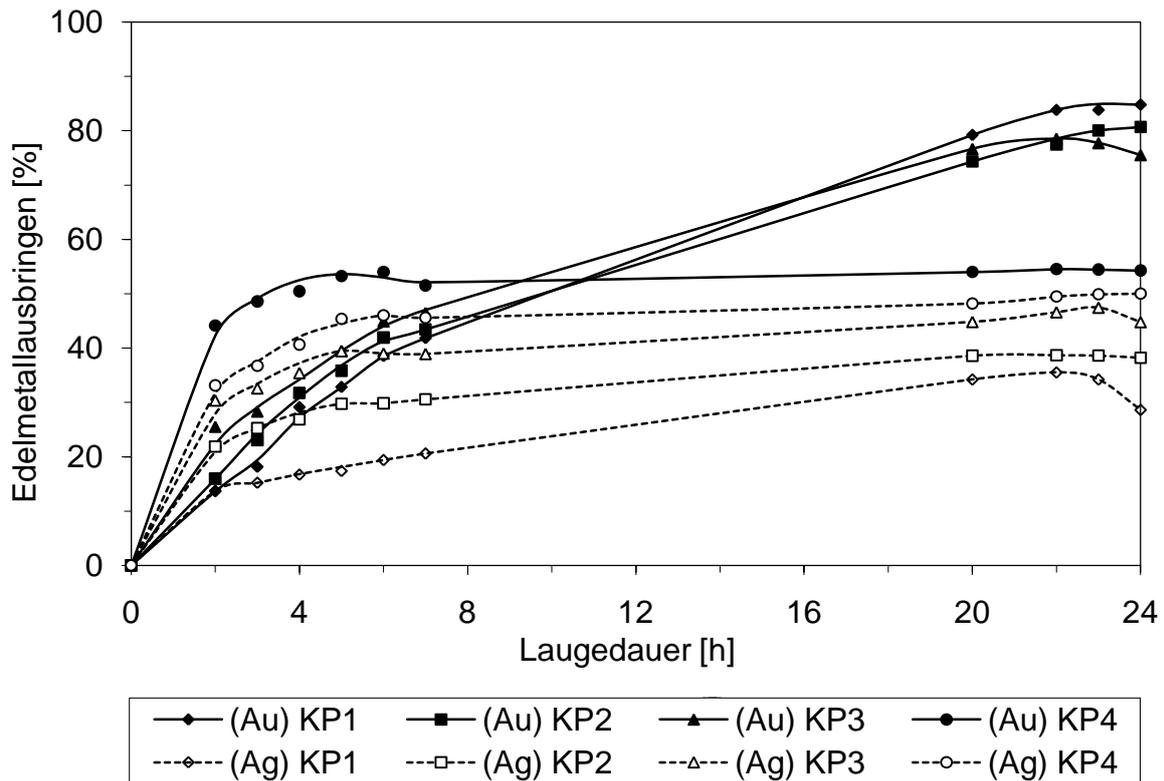


Abbildung 62: Gold- und Silberausbringen des Herdkonzentrats nach verschiedener Mahldauer in einer Scheibenschwingmühle in Abhängigkeit von der Laugedauer

Das Feinmahlen des Konzentrats wirkte sich auf das Silberausbringen positiv aus. Mit abnehmender Korngröße von $d_{50} = 87\mu\text{m}$ auf $d_{50} = 8,8\mu\text{m}$ nahm das Silberausbringen von 28,6% auf 50,0% zu. Silber kommt in seinen Erzen am häufigsten als Silbersulfid vor. Durch die Feinmahlung war die spezifische Oberfläche der Silberminerale erhöht worden. Die Reaktion zwischen Silbersulfid und Cyanid läuft entsprechend Gleichung (41) ab. Die S^{2-} -Ionen werden durch Oxidation zu Sulfocyanidionen oder Thiosulfationen gemäß den Reaktionsgleichungen (42) und (43) umgesetzt [60,72]. Das Thiosulfat kann weiter zum Sulfat oxidiert werden. Die Reaktionen (42) und (43) verursachen einen zusätzlichen Cyanid- und Sauerstoffverbrauch.



Abbildung 63 stellt den Natriumcyanidverbrauch bei verschiedenen Korngrößen des Konzentrats in Abhängigkeit von der Laugedauer dar. Der Cyanidverbrauch nimmt mit abnehmender Korngröße des Konzentrats zu. Bei $d_{50} = 87\mu\text{m}$ wurden nach 24 Stunden Laugung ca. 8,80kg/t Natriumcyanid verbraucht. Bei $d_{50} = 40,1\mu\text{m}$ erhöhte sich der Cyanidverbrauch von 8,80kg/t auf 11,21kg/t und bei $d_{50} = 8,81\mu\text{m}$ nach 24 Stunden auf 13,44kg/t Natriumcyanid. **Abbildung 64** zeigt das Arsen- und Eisenausbringen bei unterschiedlichen Korngrößen des Konzentrats in Abhängigkeit von der Laugedauer. Bei der Laugung des Konzentrats mit $d_{50} = 87\mu\text{m}$ wurden nach 24 Stunden 0,31% Arsen und 0,10% Eisen gelaugt. Die Laugung der feineren Fraktionen erfolgte mit einem Ausbringen von ca. 0,70% von Arsen und 0,28% von Eisen. In **Abbildung 65** sind das Kupfer-, Cadmium- und Zinkausbringen für verschiedene Korngrößen des Konzentrats in Abhängigkeit von der Laugedauer dargestellt. Mit abnehmender Korngröße des Konzentrats nimmt die Auflösungsrate von Kupfer, Cadmium und Zn stark zu. Die Korngröße ist im Falle der Kupfer- und Zinklaugung ein sehr wichtiger Parameter. Mit abnehmender Korngröße von $d_{50} = 87\mu\text{m}$ auf $d_{50} = 8,1\mu\text{m}$ nimmt das Kupferausbringen von 12,8% auf 34,4% und das Zinkausbringen von 0,49% auf 4,2% zu.

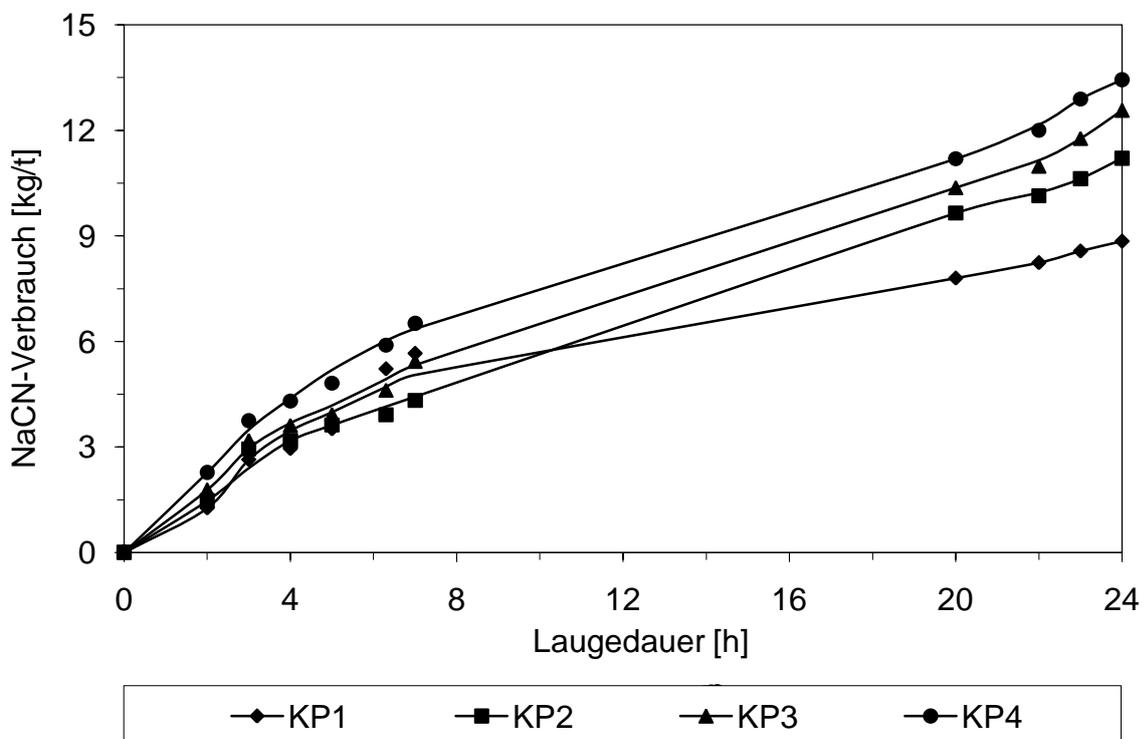


Abbildung 63: Natriumcyanidverbrauch des Herdkonzentrats nach verschiedener Mahldauer in einer Scheibenschwingmühle in Abhängigkeit von der Laugedauer

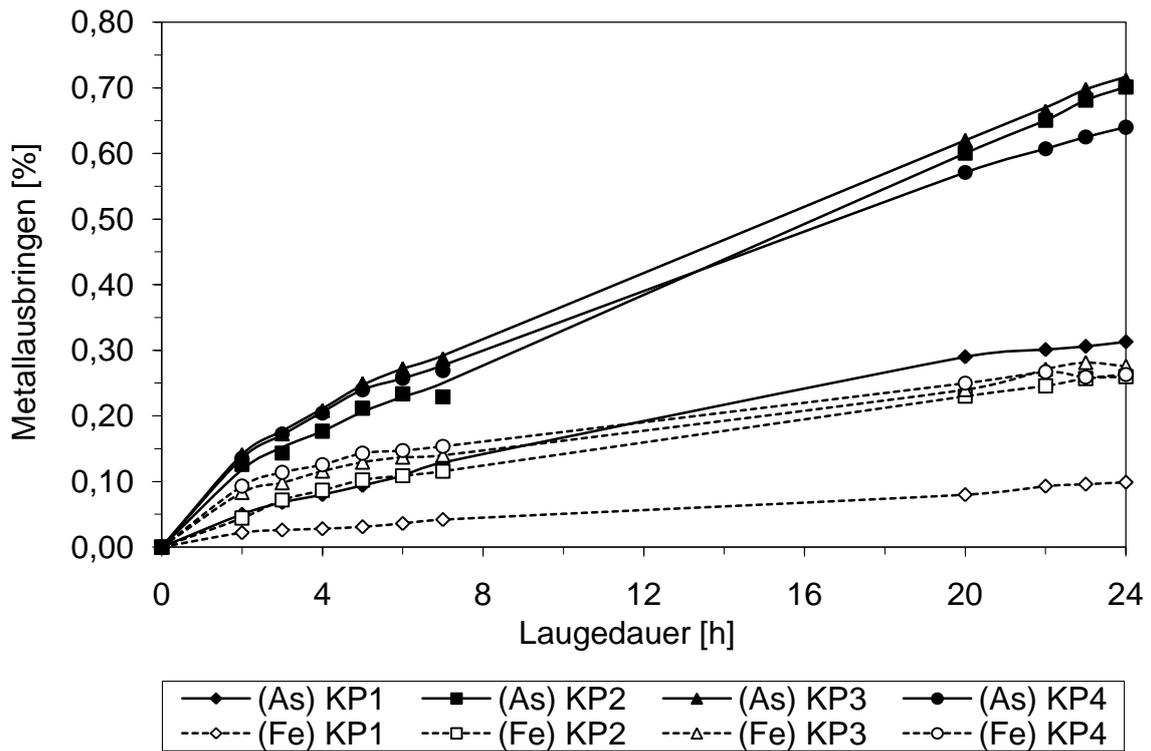


Abbildung 64: Arsen- und Eisenausbringen des Herdkonzentrats nach verschiedener Mahldauer in einer Scheibenschwingmühle in Abhängigkeit von der Laugedauer

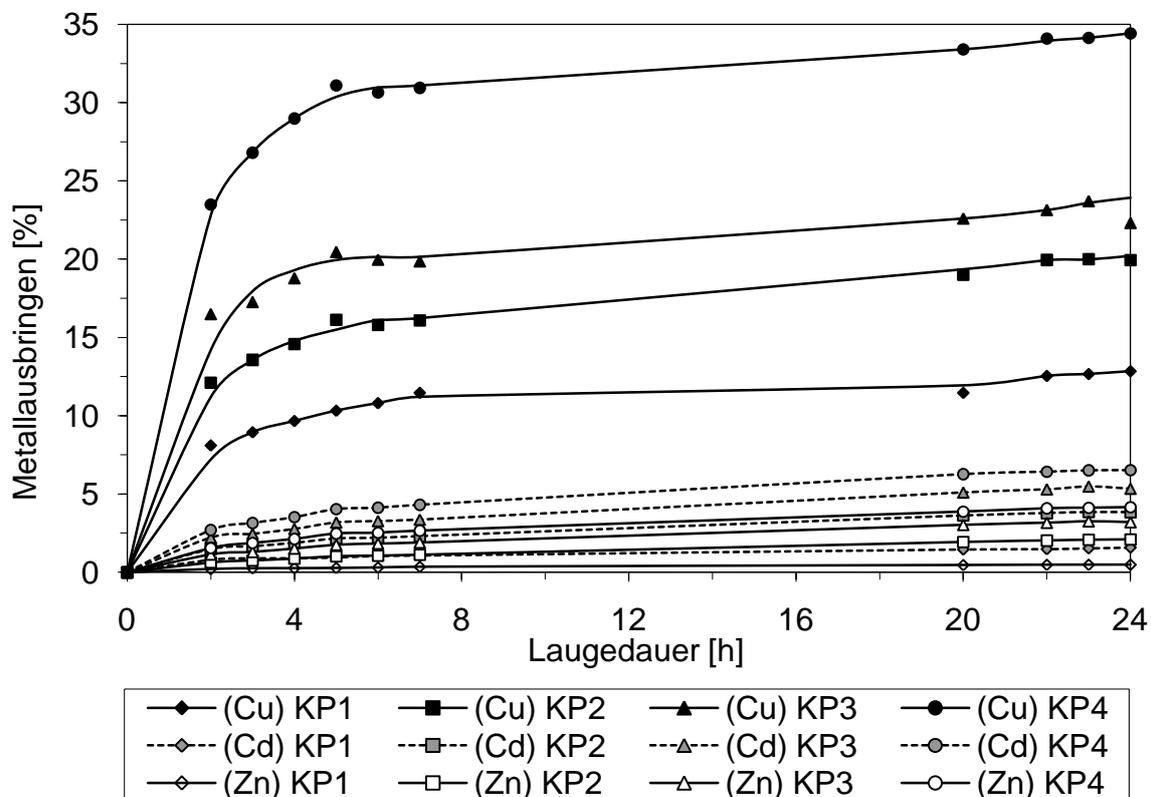


Abbildung 65: Kupfer-, Cadmium- und Zinkausbringen des Herdkonzentrats nach verschiedener Mahldauer in einer Scheibenschwingmühle in Abhängigkeit von der Laugedauer

6.2.5 Einfluss der Temperatur

Ziel der Untersuchung war, die optimale Temperatur für einen minimalen Cyanidverbrauch und ein maximales Edelmetallausbringen zu finden. Es wurden parallele Laugungsexperimente bei unterschiedlichen Temperaturen durchgeführt. Die Temperatur wurde mit Hilfe von Kontaktthermometern konstant gehalten. Das Feststoff-Flüssigkeits-Verhältnis der Laugetröbe war 1:3. Die Cyanidanfangskonzentration betrug 5g/L. Als Oxidationsmittel wurde reiner Sauerstoff mit einem Volumenstrom von ca. 10L/h benutzt. Die erhöhte Temperatur soll die Oxidationsprozesse beschleunigen. Der pH-Wert der Laugesuspension wurde auf 11 gehalten, um die Entstehung von Blausäure infolge CN^- -Verbrauch zu verhindern.

Abbildung 66 stellt das Gold- und Silberausbringen, in Abhängigkeit von der Temperatur und von der Laugedauer dar. Mit Erhöhung der Laugetemperatur von 20°C auf 40°C nimmt das Ausbringen nach 24 Stunden Laugung von 80,7% bis auf 97,3% zu.

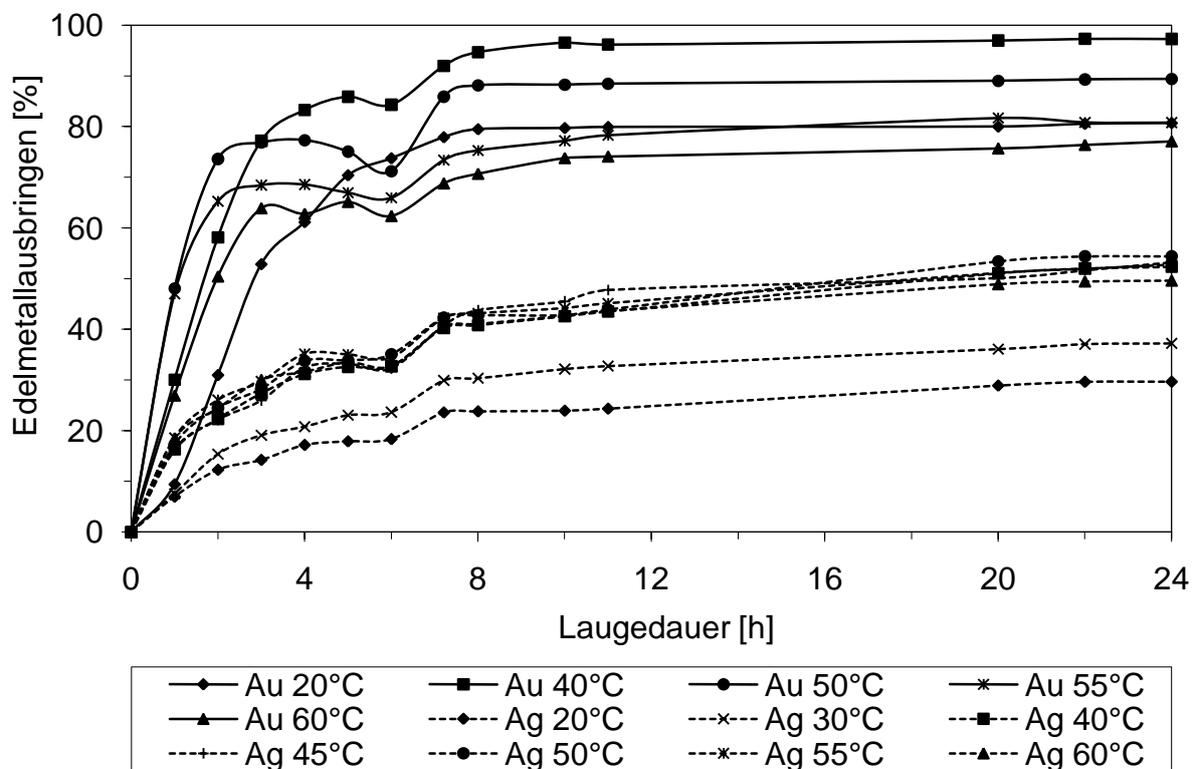


Abbildung 66: Gold- und Silberausbringen bei unterschiedlichen Temperaturen der Laugetröbe in Abhängigkeit von der Laugedauer

Eine Anhebung der Temperatur von 40°C auf 60°C verursacht Ausfällungen von Gold, so dass das Ausbringen nach 24 Stunden nur noch ca. 72% beträgt. Beim Silber wurde mit steigender Temperatur von 20°C auf 40°C eine starke Zunahme der Laugungsgeschwindigkeit festgestellt. Das Ausbringen nimmt von 29,70% auf 52,30% zu. Bei einer Temperatur von 50°C erhöht sich das Silberausbringen nochmals geringfügig auf 54,7%. Eine weitere Anhebung der Temperatur zeigte keine Wirkung mehr.

In **Abbildung 67** ist der Natriumcyanidverbrauch in Abhängigkeit von der Temperatur und von der Laugedauer dargestellt. Mit zunehmender Temperatur nimmt der Cyanidverbrauch zu. Die Laugung bei einer Temperatur von 20°C führte zu ca. 6,7kg/t Natriumcyanidverbrauch. Die Erhöhung der Temperatur auf 60°C ergab nach 24 Stunden einen Natriumcyanidverbrauch von ca. 23,3kg/t, gleichzeitig wird bei höheren Temperaturen das Gleichgewicht der Hydrolysereaktion von Natriumcyanid nach rechts verschoben und dadurch wird die Entstehung von Blausäure begünstigt. Je höher die Temperatur der Laugetröbe ist, desto größer wird deren Sättigungsgrad an Blausäure.

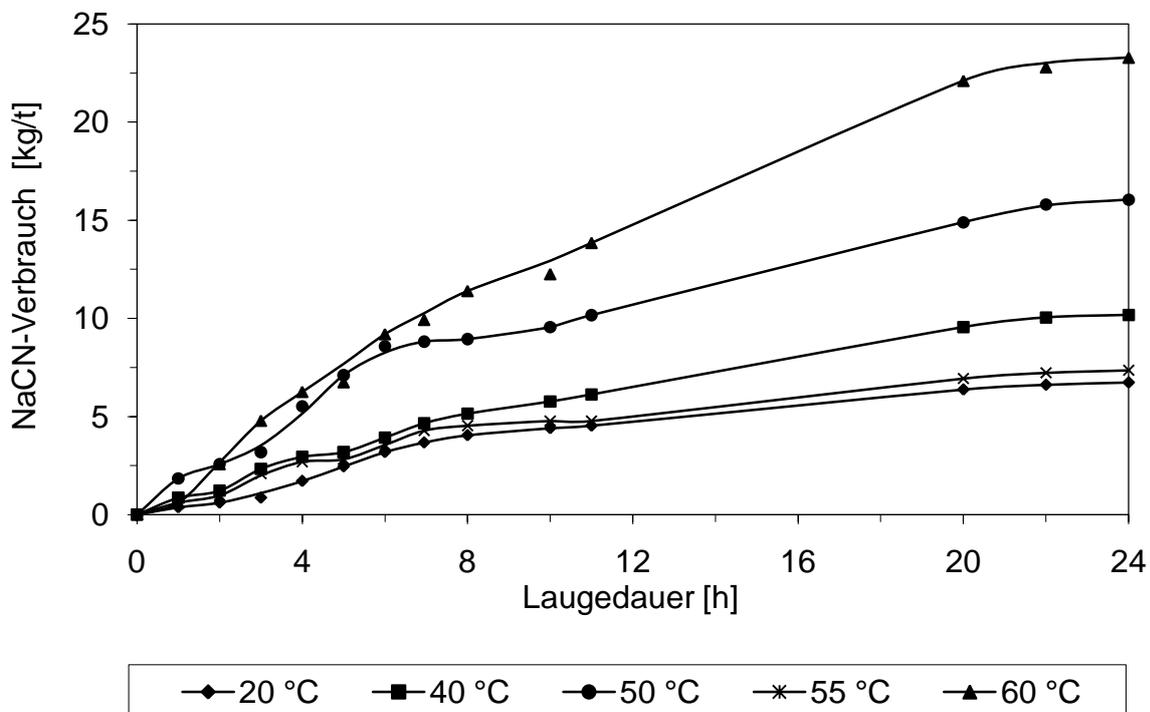


Abbildung 67: Natriumcyanidverbrauch bei unterschiedlichen Temperaturen der Laugetröbe in Abhängigkeit von der Laugedauer

Abbildung 68 stellt das Arsen- und Eisenausbringen bei unterschiedlichen Temperaturen in Abhängigkeit von der Laugedauer dar. Im Bereich 40-60°C nimmt das Arsenausbringen von 0,43% auf 0,67% zu. Die Laugung bei 20°C und 40°C zeigt eine kontinuierliche Lösung des Arsens, da der geschwindigkeitsbestimmende Temperatureinfluss durch die Laugedauer kompensiert werden muss.

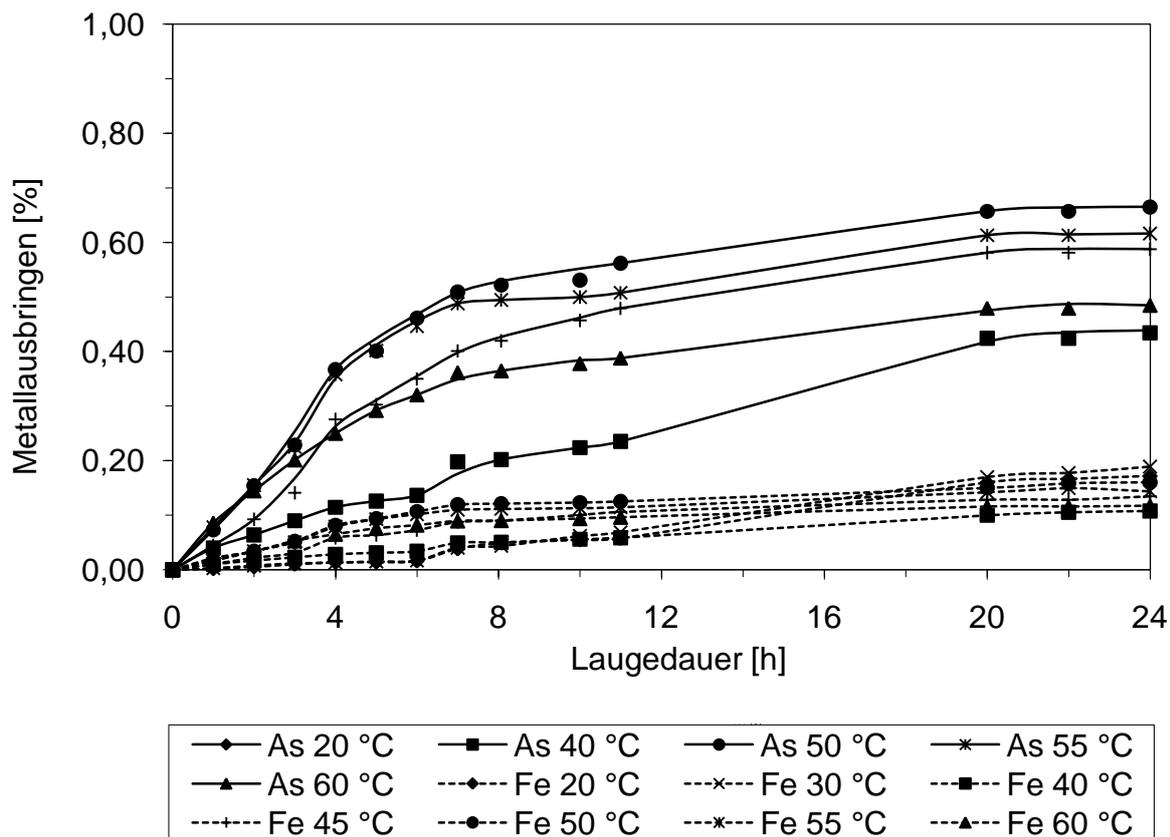


Abbildung 68: Arsen- und Eisenausbringen bei unterschiedlichen Temperaturen der Laugetröbe in Abhängigkeit von der Laugedauer

Das Auflösen von Eisen verlief während der Laugung ähnlich wie das des Arsens. Das höchste Eisenausbringen betrug 0,19% und es wurde bei einer Laugetemperatur von 30°C erreicht. Eisen kann in Cyanidlösungen gemäß Gl. 44 Hexacyanoferrate bilden [73]:



Abbildung 69 zeigt das Kupfer-, Zink- und Cadmiumausbringen in Abhängigkeit von der Temperatur und von der Laugedauer. Kupfer, Zink und Cadmium sind große Cyanidverbraucher. Mit Erhöhung der Temperatur von 20°C auf 45°C nahm das Kupferausbringen von 19,0% auf 26,8% zu. Die weitere Anhebung der Temperatur von 40°C auf 60°C hat keine Wirkung auf das Kupferausbringen. In diesem Temperaturbereich betrug das Kupferausbringen ca. 26%. Das Cadmiumausbringen nahm mit zunehmender Temperatur von 20°C auf 40°C von 2,30% auf 4,1% zu. Bei der Laugung bei 50°C wurden ca. 4,7% des gesamten Cadmiums gelöst. Das höchste Zinkausbringen von 2,7% wurde bei der Laugung mit einer Temperatur von 50°C erreicht.

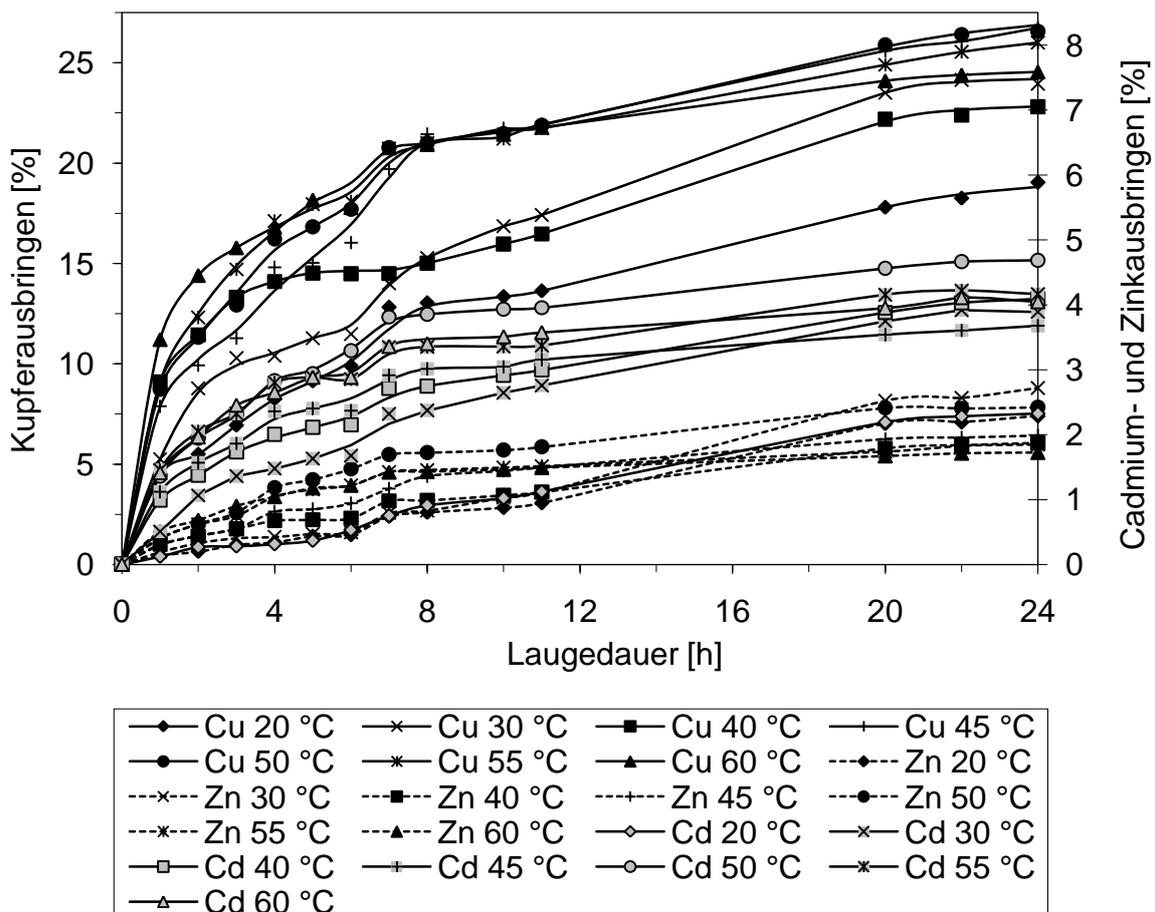


Abbildung 69: Kupfer-, Zink- und Cadmiumausbringen bei unterschiedlichen Temperaturen der Laugetröbe in Abhängigkeit von der Laugedauer

6.3 Bewertung der Ergebnisse der chemischen Aufbereitung

Die Metallauflösung nimmt allgemein mit der Zunahme der CN^- -Konzentration in der Laugetrübe zu. Das unbehandelte Bergeteichmaterial lässt sich schlecht laugen. Bei einem Feststoffgehalt von 250g/L und einer Natriumcyanidkonzentration von 10g/L wurden zwar ca. 60% des Silbers, aber nur 24% des Goldes gelaugt. Bei Erhöhung der Feststoffkonzentration von 250g/L auf 500g/L wird eine Verschlechterung der Goldlaugbarkeit beobachtet. Eine industrielle Einsetzung dieses Verfahrens ist daher wirtschaftlich nicht realisierbar. Durch die Herstellung eines Metallkonzentrats (z. B. durch Herdarbeit) und eine nachfolgende Edelmetalllaugung wird die behandelnde Materialmenge auf etwa 20% reduziert. Die Oxidation mit reinem Sauerstoff bei einem Gasstrom von 25L/h und einer Cyanidkonzentration von 4,5g/L zeigte im Vergleich zur Oxidation mit Luftsauerstoff eine schnellere und höhere Goldlaugbarkeit. Es wurden nach siebenstündiger Laugung ein Goldausbringen über 80% erreicht. Mit einem Cyanideinsatz von 4,5g/L ist die Silberauflösung unzureichend, es wurden ca. 32% Silber ausgebracht. Im Hinblick höherer Laugungsraten von Gold und Silber wurde der Einfluss der Korngröße auf das Edelmetallausbringen getestet. Mit abnehmender Korngröße nahm der Natriumcyanidverbrauch stark zu. Im Gegensatz zu Gold, Silber und Kupfer können bei zunehmender Laugedauer oder abnehmender CN^- -Konzentration eine Austauschreaktion zwischen $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$ und OH^- eintreten, die zur Ausfällung führen kann [64,73]. Eine Verbesserung des Goldausbringens wurde nicht festgestellt. Bei Korngrößen $< 10\mu\text{m}$ wurden nach fünf Stunden etwa 50% des Goldes ausgebracht bei konstanter Goldkonzentration in der Laugetrübe. Im Gegensatz zu Gold wirkte sich eine geringere Korngröße des Konzentrats positiv auf das Silberausbringen aus. Nach 24 Stunden Laugung wurden 50% des Silbers aufgelöst. Vermutlich wurde die Lösbarkeit der Silberminerale durch die Erhöhung der spezifischen Oberfläche in Verbindung mit Aktivierungseffekte verbessert [18,74]. Das gleiche Verhalten wurde auch bei der Auflösung von Arsen, Eisen, Zink, Cadmium und Kupfer festgestellt. Mit Verringerung der Korngröße von ca. $80\mu\text{m}$ auf $<10\mu\text{m}$ nahm das Kupferausbringen von 10 auf ca. 35% zu. Dies erklärt den hohen Cyanidverbrauch bei der Laugung von feingemahlenem Konzentrat. Die günstigsten Laugungsergebnisse wurden bei 40°C erzielt. Höhere Temperaturen als 40°C haben generell einen erhöhten Natriumcyanidverbrauch und ein vermindertes Metallausbringen verursacht.

7 Biologisch-chemische Aufbereitung

Mit einer biologischen Vorlaugung schwerlöslicher Metallsulfide kann die Oxidation zu leichtlöslichen Metallsulfaten und Schwefelsäure erreicht werden. Diese biologische Vorbehandlung wird biotechnologisch zur Gewinnung von Gold, Kupfer und anderen Metallen aus sulfidischen Erzen und Konzentraten genutzt [75,76,77].

7.1 Biologische Vorlaugung des Bergeteichmaterials und anschließende Cyanidlaugung

Zur Gewinnung von Gold, das häufig mit Pyrit und Arsenopyrit vergesellschaftet vorkommt, wird die biologische Tanklaugung eingesetzt (Rawlings et al. 2002; Rawlings 2003). Durch die Auflösung der Metallsulfide werden eine Verringerung des Cyanidverbrauchs sowie eine Erhöhung des Goldausbringens erreicht. Somit sprechen ökonomische und ökologische Gründe für die Anwendung der biologischen Laugung. Die direkte Cyanidlaugung des Bergeteichmaterials lief ohne den erwarteten Erfolg ab. Aus diesem Grund wurde eine bakterielle Vorlaugung des unaufbereiteten Bergeteichmaterials getestet.

7.1.1 Versuchsdurchführung

Im Labor für Geomikrobiologie der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR) in Hannover wurde die biologische Laugung des Bergeteichmaterials durchgeführt. Das biologisch gelaugte Bergeteichmaterial wurde anschließend an der TU-Clausthal mit Natriumcyanid zur Gewinnung von Gold und Silber gelaugt. Es sollte der Frage nachgegangen werden, ob sich durch die biologische Vorlaugung des unaufbereiteten Bergeteichmaterials eine Verringerung des Cyanidverbrauchs bei der nachfolgenden chemischen Laugung sowie eine Erhöhung des Goldausbringens erreichen lässt. Ziel der Experimente war vor allem die selektive Laugung vom Arsenopyrit, in dem sich das Gold befindet.

Es wurde eine Mischkultur von Laugungsbakterien aus der BGR-Stammsammlung von Mikroorganismen eingesetzt. Diese bestand aus den Stämmen *Acidithiobacillus*

ferrooxidans (Ram 6F), *Acidithiobacillus thiooxidans* (Ram 8T) und *Leptospirillum ferrooxidans* (R3). Für zehn Ansätze wurden je 20g Bergeteichmaterial aseptisch in 1000mL-Erlenmeyerkolben eingewogen. Mit einem sterilen Messzylinder wurden für alle Ansätze jeweils 480mL Medium nach Leathens mit Eisen hinzugegeben. Anschließend wurden die Ansätze mit je 20mL Inoculum aus der Folgekultur des 3. Laugungsversuchs des Konzentrats angeimpft.

Es wurden keine Kontrollproben mitgeführt. Für den Verdunstungsausgleich mit destilliertem Wasser wurde das Gewicht der Ansätze festgestellt. Das verdunstete Wasser wurde mit sterilem Seraldest ersetzt. Der pH-Wert wurde gegebenenfalls auf pH 2,5 bis 3 mit steriler 0,5M Schwefelsäure eingestellt. Dieses zudosierte Volumen wurde von dem zu ergänzenden Medium abgezogen. Am Ende der Biolaugerversuche wurden die Feststoffe aus jedem Versuchsansatz bei 60°C für chemische Laugung getrocknet.

7.1.2 Ergebnisse der biologischen Vorlaugung

Aufgrund der Aktivität der Laugungsbakterien konnte schon nach einigen Tagen eine Auflösung der Metallsulfide aus dem Bergeteichmaterial festgestellt werden. In **Abbildung 70 a** und **b** sind die Ergebnisse der biologischen Laugung des Bergeteichmaterials dargestellt.

Die obere Abbildung a zeigt die Kupfer-, Blei-, Eisen-, Zink- und Arsenkonzentration und den pH-Wert in der Laugetröbe in Abhängigkeit von der Laugedauer. Im unteren Bild sind die entsprechenden Ausbringen für Kupfer, Blei, Eisen, Zink und Arsen und pH-Wert in Abhängigkeit von der Laugedauer dargestellt.

Es wurden die pH-Werte von allen Ansätzen am 2., 6., 9., 13., 21., 28. und 35. Tag gemessen. Es war keine Schwefelsäurezugabe für die pH-Wert-Korrektur erforderlich. Von den ersten drei Ansätzen wurden Proben genommen und deren Metallinhalt und bakterieller Zustand analysiert.

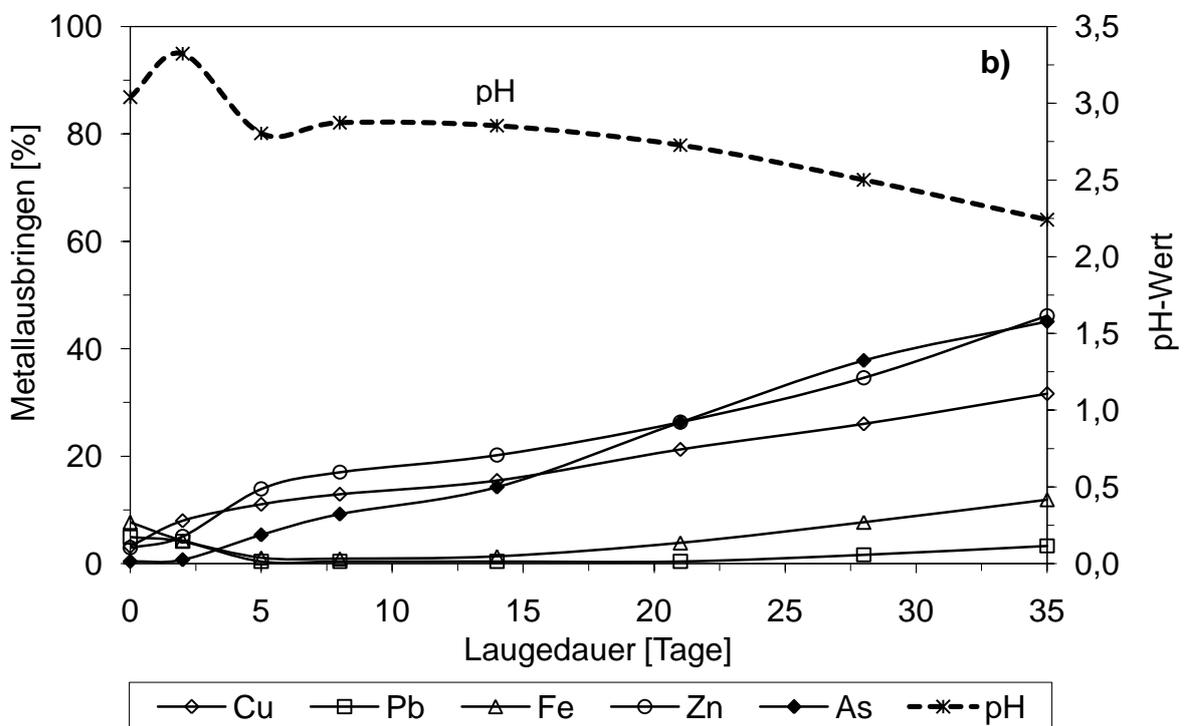
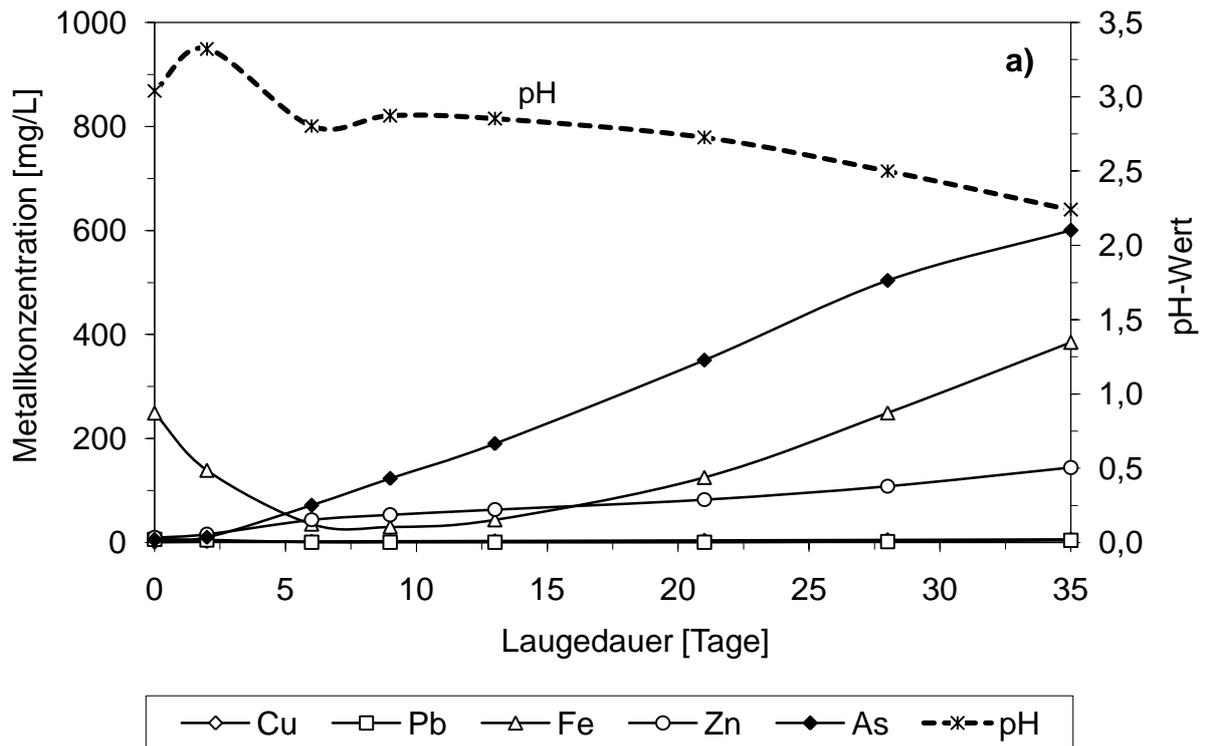


Abbildung 70: Ergebnisse der biologischen Laugung des Bergeteichmaterials (A. Schippers, BGR, Hannover)

(a): Kupfer-, Blei-, Eisen-, Zink- und Arsenkonzentration und pH-Wert in der Biolaugetrübe in Abhängigkeit von der Laugedauer;

(b): die entsprechenden Ausbringen für Kupfer, Blei, Eisen, Zink und Arsen und pH-Wert in Abhängigkeit von der Laugedauer

Die gezeigten Werte sind die Mittelwerte von den oben genannten drei Ansätzen. In den ersten zwei Tagen wurden wahrscheinlich aufgrund des Schwefelsäureverbrauchs durch die chemische Laugung der Metallsulfide eine Anhebung des pH-Wertes und eine gleichzeitige Senkung des Eiseninhalts beobachtet. Am fünften Tag sank der pH-Wert von 3,32 auf 2,80. Die weitere Aktivität der Bakterien verursachte eine Absenkung des pH-Werts von 2,80 bis auf 2,24 im Versuchsverlauf. Es wurden Ausfällungen festgestellt, jedoch lag die Auflöserate der sulfidischen Erze generell über dem Anteil der Ausfällung. Dies geschieht wahrscheinlich wegen des relativ hohen Anteils an feinen sulfidischen Erzpartikeln, die aus dem Konzentrat durch die mechanische Trennung auf dem Schüttelherd abgetrennt wurden. Arsen wurde zu 45% ausgebracht. Dies entspricht einer geringeren Arsenkonzentration von 600mg/L in der Lösung, als bei der Laugung vom Konzentrat. Eisen wurde zu 12%, Zink zu 46%, Kupfer zu 32% ausgebracht. Trotz der Gegenwart von Schwefelsäure wurden am 35. Tag der bakteriellen Laugung 4ppm Blei gemessen. Eine präzise Ausbeute von Blei kann nicht ausgerechnet werden, da das meiste Blei als Bleisulfat ausfällt. Insgesamt wurde eine gute bakterielle Laugung erzielt. Die geringere Sulfidkonzentration in der Laugetrübe hat eine stärkere bakterielle Laugung von Sulfiderzen als bei der bakteriellen Laugung des Herdkonzentrats ermöglicht.

7.2 Biologische Vorlaugung der Konzentrate der Dichtesortierung und anschließende Cyanidlaugung

Vorversuche haben gezeigt, dass eine bakterielle Vorbehandlung des Bergeteichmaterials zu einer kürzeren Laugedauer und einem besseren Edelmetallausbringen bei der nachgeschalteten Cyanidlaugung führt. Aus diesem Grund wurden im Referat für Geomikrobiologie der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR) in Hannover Versuche zur biologischen Sulfiderzlaugung der in Clausthal durch Dichtentrennung gewonnenen Konzentrate durchgeführt. Das biologisch gelaugte Konzentrat wurde anschließend in Clausthal mit Cyanid zur Goldgewinnung gelaugt. Es sollte der Frage nachgegangen werden, ob sich durch die biologische Laugung eine Verringerung des Cyanidverbrauchs sowie eine Erhöhung des Goldausbringens erreichen lässt. Ziel der Experimente war vor allem die selektive Laugung von Arsenopyrit, in dem sich das Gold befindet.

7.2.1 Versuchsdurchführung

Es wurde eine Mischkultur von Laugungsbakterien aus der BGR-Stammsammlung eingesetzt [78]. Diese bestand aus den Stämmen *Acidithiobacillus ferrooxidans* (Ram 6F), *Acidithiobacillus thiooxidans* (Ram 8T) und *Leptospirillum ferrooxidans* (R3). Für sechs Ansätze der ersten und zweiten Versuchsreihe wurden je 2g Konzentrat aseptisch in 300mL-Erlenmeyerkolben eingewogen. Mit einem sterilen Messzylinder wurden für drei parallele Ansätze mit Bakterien jeweils 70mL Medium nach Leathens ohne Eisen hinzugegeben. Anschließend wurde mit jeweils 10mL Inoculum aus einer Kultur jeder der drei Stämme angeimpft. Als Kontrollansätze wurden in drei 300mL-Erlenmeyerkolben mit je 2g Konzentrat jeweils 90mL Medium ohne Eisen und 10mL Methanol (enthielt 2% Thymol) zur Inaktivierung von Bakterien eingefüllt. Um die Verdunstung über die mehr als 90-tägige Versuchsdauer auszugleichen, wurde das Gewicht der Ansätze festgestellt und das verdunstete Wasser jeweils mit sterilem deionisiertem Reinstwasser ersetzt. Im Falle eines Anstieges des pH-Wertes über 3 wurde der pH-Wert auf 2,5 bis 3 durch Zugabe steriler 0,5M Schwefelsäure abgesenkt, um eine optimale biologische Laugung zu gewährleisten. Bei der dritten und vierten Versuchsreihe wurden zur Durchführung der Cyanidlaugung größere Konzentratmengen biologisch gelaugt. Es wurden jeweils 200g Ticapampa-Konzentrat, das mit dem Herd hergestellt worden war, eingesetzt. Dazu wurden für 10 Ansätze mit je ca. 20g Konzentrat aseptisch in 1000mL-Erlenmeyerkolben eingewogen. Das Flüssigkeitsvolumen betrug jeweils 500mL (480mL Medium ohne Eisen und 20mL Inoculum aus den biologischen Ansätzen des zweiten Versuchs). Die dritte Versuchsserie dauerte 75, die vierte 36 Tage. Nach Versuche wurden jeweils die Feststoffe aus jedem Versuchsansatz bei 60°C für die nachfolgende Cyanidlaugung getrocknet.

7.2.2 Ergebnisse der biologischen Vorlaugung

Bei allen Laugungsversuchen konnte aufgrund der Aktivität der Laugungsbakterien eine Auflösung von Metallsulfiden im Konzentrat festgestellt werden. In **Abbildung 71** sind das Kupfer-, Blei-, Eisen-, Zink- und Arsenausbringen und der pH-Wert in Abhängigkeit von der Laugedauer für den zweiten Laugeversuch exemplarisch dar-

gestellt. Das Metallausbringen war bei der biologischen Vorlaugung erheblich höher als beim Kontrollversuch ohne Bakterien. Am Anfang des Kontrollversuchs hatte die Laugetröbe einen pH-Wert von 3,8. Der pH-Wert wurde durch Schwefelsäurezugabe von 3,8 auf 2,5 abgesenkt. Im Versuchsverlauf war ein Anstieg auf über pH 3, wahrscheinlich aufgrund des Schwefelsäureverbrauchs durch chemische Laugung der Metallsulfide, zu beobachten.

Das Metallausbringen lag unter 10% für alle Metalle; Arsen wurde zu 12% ausgebracht. Die Aktivität der Bakterien verursachte eine Absenkung des pH-Wertes von 2,5 bis auf 1,7 im Versuchsverlauf. Für die Metalle Kupfer, Blei, Eisen und Zink konnte ein kontinuierlicher Anstieg des Ausbringens festgestellt werden.

Bei Versuchsende betragen die Metallgehalte in der Lösung 6,7ppm Kupfer, 3,6ppm Blei, 835ppm Eisen und 211ppm Zink (nicht dargestellt). In den ersten 21. Tagen erreichte die Konzentration von Arsen ca. 520ppm, was einem Arsenausbringen von über 60% entsprach. Danach sank die Arsenkonzentration kontinuierlich bis auf 150ppm zu Versuchsende (91 Tage) ab, entsprechend einem Ausbringen von ca. 40%. Es wird auf Ausfällungen von Eisenarsenat geschlossen.

Die Ergebnisse zeigen, dass durch die Aktivität der Bakterien in den ersten 21 Tagen überwiegend Arsenopyrite gelaugt wurden. Das Ausbringen von Arsen von über 60% entsprach dem zehnfachen Ausbringen der chemischen Laugung.

Tabelle 22 zeigt die pH- und ICP-Messwerte des 4. Laugeexperiments, bei dem *Inoculum* aus der 3. Laugung (20mL Überstand) benutzt wurde. Als Stämme wurden Ram 6F, Ram 8T, R3 in Mischkultur aus der dritten Laugung (20mL Überstand) in Leathens Medium mit Eisen eingesetzt. Aus den Ansätzen 1, 2 und 3 wurden jeweils zum Zeitpunkt am Tag 0, 2, 5, 8, 14, 21, 28 je 5mL nach Sedimentation Proben genommen. Die entnommenen Probenvolumina wurden durch je 17mL Leathensmedium jedoch ohne Eisen ersetzt. In den Ansätzen 4-7 wurden je 1,5mL für pH-Werte abgenommen und die entnommenen Mengen ebenfalls durch Leathensmedium ohne Eisen ersetzt. Beim dritten Laugungsversuch festgestellt wurde, dass erst nach etwa 22 Tagen die Laugung von Pyrit beginnt. Während des Versuchs war eine pH-Wert-Korrektur nicht erforderlich.

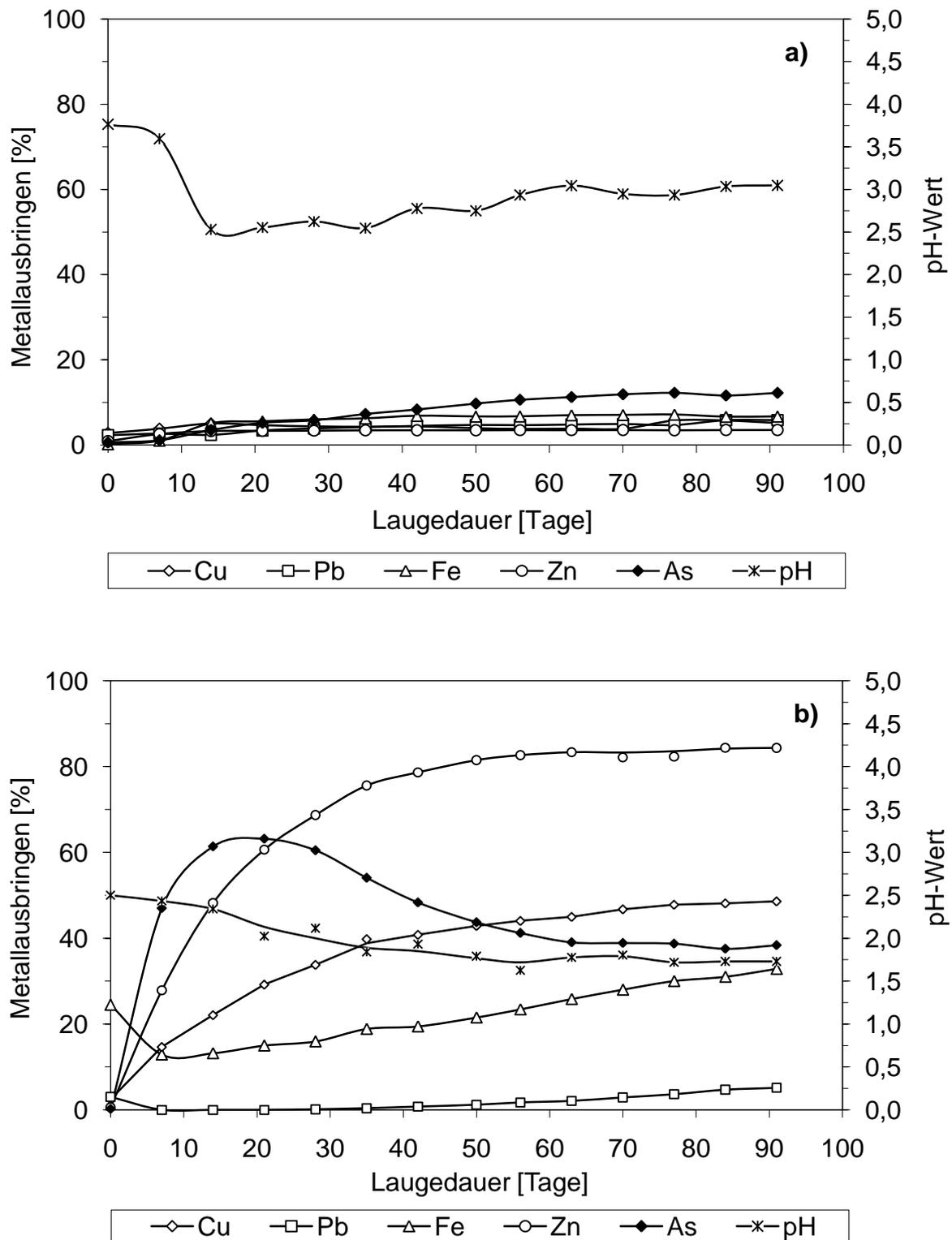


Abbildung 71: Kupfer-, Blei-, Eisen-, Zink- und Arsenausbringen und pH-Wert in Abhängigkeit von der Dauer der biologischen Laugung (2. Versuch) des Herdkonzentrats (A. Schippers, BGR, Hannover)
(a): Chemische Kontrolle ohne Bakterien
(b): Biologische Laugung mit einer Mischkultur aus *Acidithiobacillus ferrooxidans* (Ram 6F), *Acidithiobacillus thiooxidans* (Ram 8T) und *Leptospirillum ferrooxidans* (R3)

Das Leathens Medium mit Eisen bewirkte eine Konzentration von ca. 1800ppm nach 28 Tagen für Arsen entsprechend 60% Ausbringen. Danach traten Fällungen von Eisenarsenat auf. Am Ende der Laugung betrug dann das Ausbringen von Arsen nur noch ca. 35%.

Die Fällungsprodukte wurden von den sulfidischen Komponenten durch Leuterung abgetrennt. Die sulfidische Fraktion betrug im Rückstand ca. 91%. Von den ursprünglichen vorhandenen 11% Arsen wurden nur noch ca. 0,5% nachgewiesen. Damit ergibt sich, dass über 95% des gesamten Arsenopyrits durch bakterielle Laugung gelaugt wurden. In dem abgetrennten Fällungsprodukt befanden sich 28% Arsen, sodass die Annahme war Eisenarsenatfällungen bestätigt wird.

Tabelle 22: ICP- und pH-Messwerte von drei Ansätzen des 4. Laugeexperiments

Element	Ansatz	Tag						
		0	2	5	8	14	21	28
	1	3,33	3,01	2,71	2,7	2,51	2,43	1,97
pH	2	3,25	2,98	2,74	2,71	2,71	2,44	1,93
	3	3,24	3	2,73	2,63	2,57	2,35	1,82
	1	0,3	0,7	1	0,8	1,1	2	3,3
Cu	2	0,2	0,7	0,7	0,8	0,9	2,1	3,5
	3	0,2	0,8	1,1	1,2	1,6	2	3,7
	1	1,9	4,2	3,6	2,6	4,7	3,3	2,1
Pb	2	1,3	4,6	3,2	3,5	4,2	2,9	1,4
	3	1,5	4,9	5,9	7,2	7,4	4,3	3,2
	1	221	94,5	94,3	93,5	173	362	666
Fe	2	220	96,7	91,1	101	171	358	626
	3	151	52,5	69,6	114	264	385	708
	1	3,9	7,7	22,3	27,2	39,9	106	188
Zn	2	3,7	7,7	12,7	19,5	35,2	107	201
	3	3,7	7,7	12,9	19,6	42,2	88,9	175
	1	7,5	31,3	172	244	470	1128	1768
As	2	7,3	33	128	227	504	1245	1976
	3	7,4	24,9	112	216	566	849	1547

7.2.3 Mineralogische Analysen der Rückstände

Der Rückstand des biologisch gelaugten Konzentrats wurde erneut mit der Mikrosonde untersucht. Es wurden drei zusammengesetzte Rückstreuerelektronenbilder (Back-Scatter-Detector (BSE)) sowie andere Elementverteilungsbilder der interessantesten Details angefertigt. **Abbildung 72** stellt die mineralogische Analyse der Rückstände mittels Mikrosonde dar.

Abbildung 73 zeigt Mikrosondenaufnahmen der Zonen 1 und 2 aus **Abbildung 72** des biologisch gelaugten Konzentrats. Sie belegen, dass vorzugsweise Arsenopyrit biologisch gelaugt wurde. Im Zentrum der **Abbildung 73** (Zone 1) ist teilweise aufgelöster Arsenopyrit zu sehen (rotes Kreuz). Im Vergleich zu den Rückständen des nicht gelaugten Konzentrats ist Arsenopyrit zu fast 100% umgesetzt, während Pyrit im Wesentlichen unangegriffen blieb. Rechts daneben ist ein unveränderter Pyrit zu sehen. In der vergrößerten Zone 1 von **Abbildung 73** sind reliktscher Arsenkies (apy)

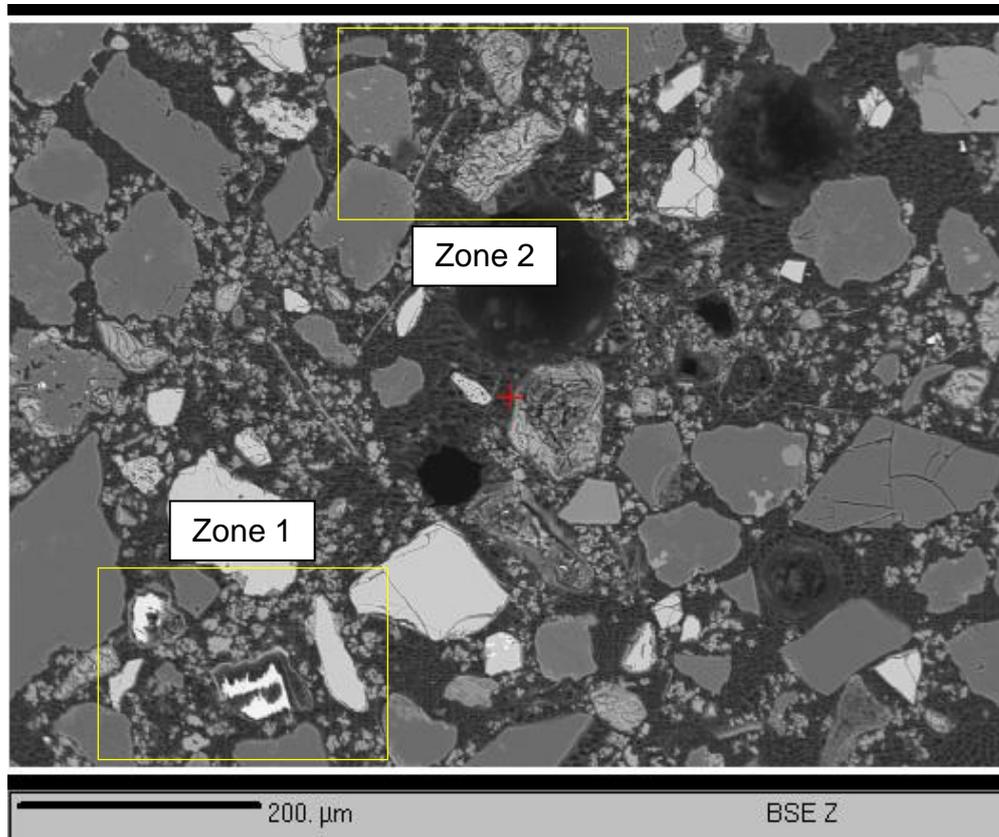


Abbildung 72: Mineralogische Analyse eines Rückstandes mit zwei interessanten Zonen (F. Melcher, BGR, Hannover)

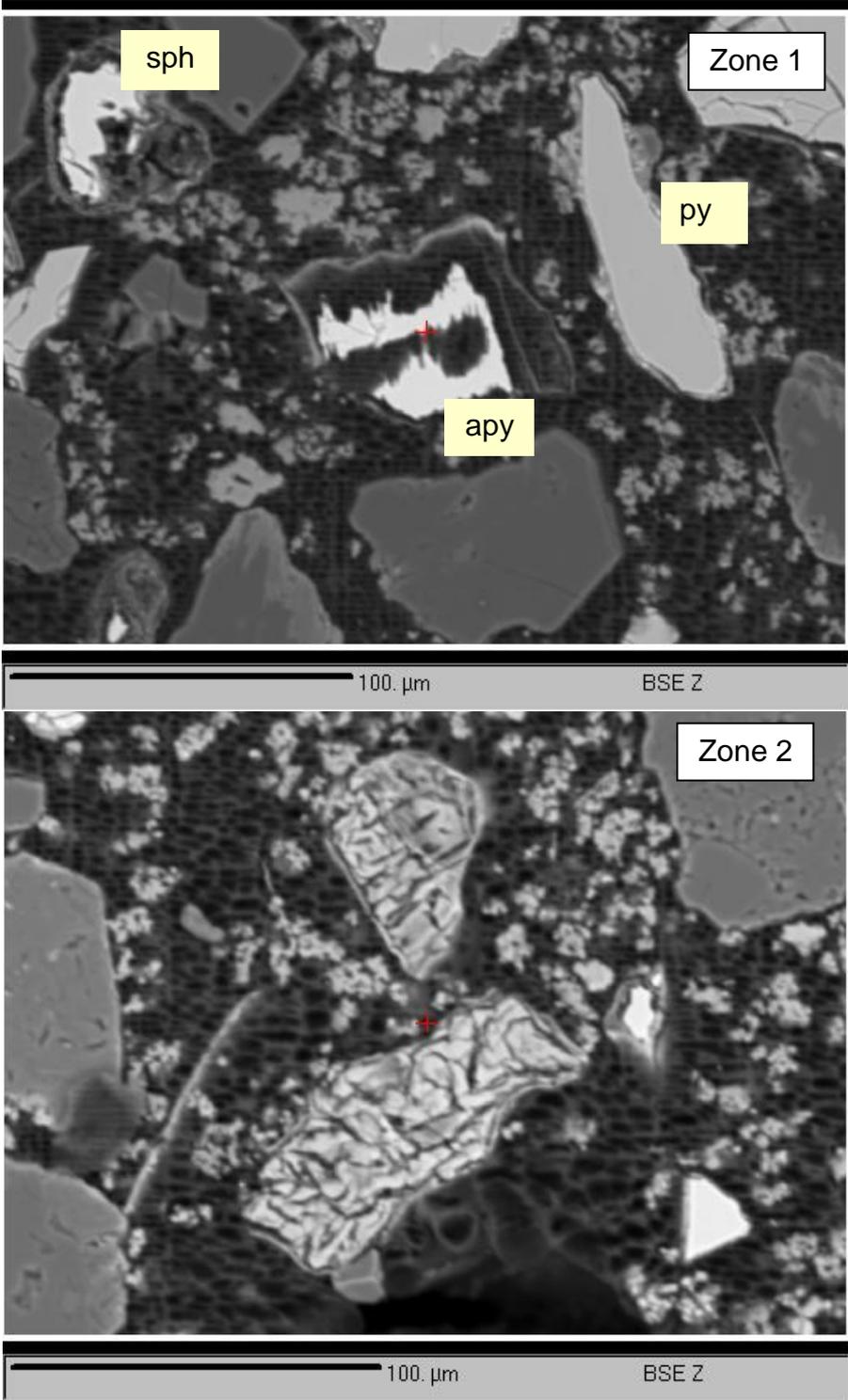


Abbildung 73: Vergrößerte Mikrosondenaufnahmen (Zone 1 und 2) des Anschliffes des biologisch gelaugten Herdkonzentrats (F. Melcher, BGR, Hannover)

teilweise angelöste Zinkblende (sph) neben gut erhaltenem Pyrit (py) zu sehen. In der Umgebung des angegriffenen Arsenopyrits (Zone 2) treten deutlich Eisen, Phosphor und Chlor, aber wenig Arsen und Schwefel auf.

Abbildung 74 zeigt die Fotoaufnahmen des Herdkonzentrats (a), des bakteriell gelaugten Konzentrats (b) und des bei der Biolaugung anfallenden Fällungsproduktes und dessen röntgendiffraktometrische Analyse (d). Der röntgenographische Nachweis von Tooeleit befindet sich im **Anhang 34**.

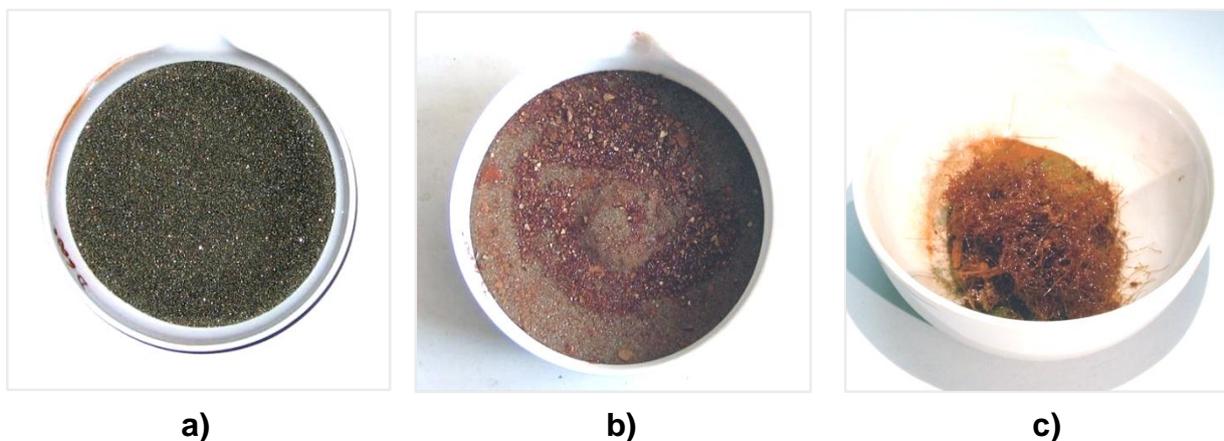


Abbildung 74: (a) Herdkonzentrat, (b) Herdkonzentrat nach Biolaugung, (c) Oxydischer Rest (Tooeleit: $\text{Fe}^{3+}_{8-2x}[(\text{As}_{1-x}\text{S}_x)\text{O}_{3+x}(\text{OH})_{1-x}]_6(\text{OH})_{12}$)

Abbildung 75 zeigt weitere aufgetretene Sekundärphasen. Es sind meistens eisenreiche und zinkreiche Phasen ohne Schwefel oder Arsen, bei denen es sich um Karbonate und Oxide/Hydroxide handeln könnte. Silber und Goldverteilungen wurden ebenfalls aufgenommen, erbrachten aber keine auswertbaren Befunde. Nur in einem Fall (Abbildung 75) wurde Silbersulfid nachgewiesen.

Weitere interessante eisen-, schwefel- und arsenreiche Sekundärphasen wie Zykait ($\text{Fe}_4^{3+}(\text{AsO}_4)_3(\text{SO}_4)(\text{OH}) \cdot 15\text{H}_2\text{O}$), Bukovskyt ($\text{Fe}_2^{3+}(\text{AsO}_4)(\text{SO}_4)(\text{OH}) \cdot 7\text{H}_2\text{O}$) und Sarmientit ($\text{Fe}_2^{3+}(\text{AsO}_4)(\text{SO}_4)(\text{OH}) \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) werden in **Anhang 35** und **36** gezeigt.

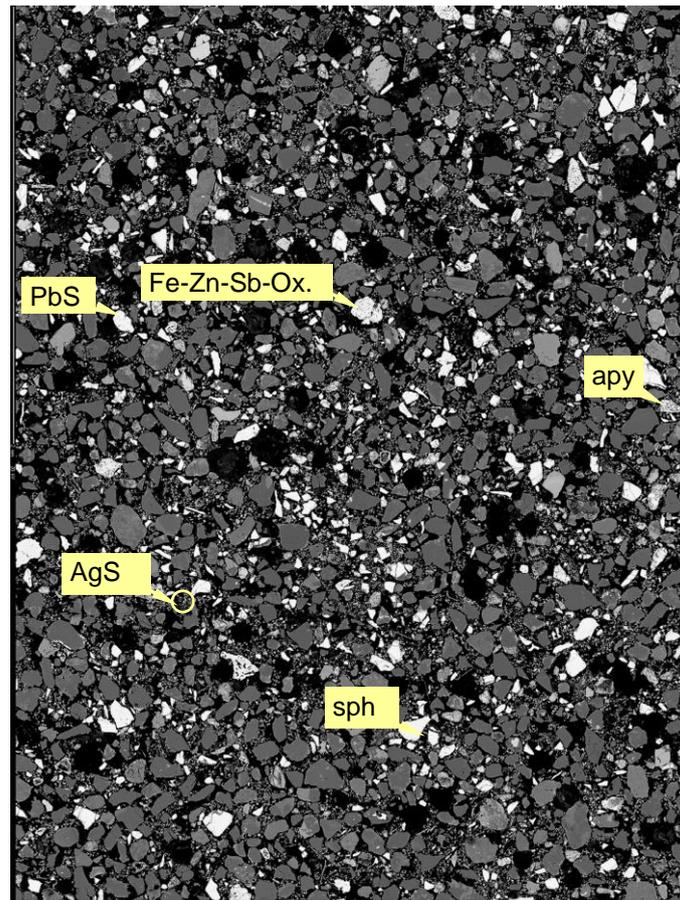


Abbildung 75: Rückstreuelektronenbilder (BSE) vom Herdkonzentrat. Weiß: meist Pyrit (py), wenig Arsenopyrit (apy), wenig Sphalerit (sph). Grau: Gangart. Schwarz: Araldit, Kurze Bildkante: 3,2mm (F. Melcher, BGR, Hannover)

7.3 Gegenüberstellung der Ergebnisse der chemischen und der biologisch-chemischen Laugung

In diesem Kapitel werden die Ergebnisse der Cyanidlaugung des unvorbehandelten Bergeteichmaterials und Herdkonzentrats mit den Ergebnissen der Cyanidlaugung dieser bakteriell vorbehandelten Materialien verglichen. Die Intention war, durch den Einsatz der Bioverfahrenstechnik die Umweltbelastung zu minimieren.

7.3.1 Bergeteichmaterial

Abbildung 76 stellt den Natriumcyanidverbrauch sowie das Gold- und Silberausbringen bei der Cyanidlaugung des biologisch vorbehandelten und unvorbehandelten

Bergeteichmaterials in Abhängigkeit von der Laugedauer dar. Der Natriumcyanidverbrauch betrug nach fünf Stunden Laugung bei der Laugung des vorbehandelten Material 1,44kg/t und bei der Laugung des unbehandelten Bergeteichmaterials 1,10kg/t. Daraus ist zu schließen, dass die Auflösungsgeschwindigkeit der Metalle nach biologischer Vorlaugung höher ist als ohne diese Maßnahme. Nach biologischer Vorlaugung wurden schon nach zwei Stunden Cyanidlaugung über 99% des Goldes ausgebracht. In den nachfolgenden drei Stunden sinkt das Ausbringen offensichtlich aufgrund von Fällungsreaktionen wieder auf ca. 94% ab. Günstig entwickelte sich das Silberausbringen; nach fünf Stunden beträgt das Silberausbringen nach biologischer Vorlaugung 54,3%, entsprechend 21% mehr als bei der Laugung ohne eine biologische Laugungsstufe. **Abbildung 77** stellt das Arsen-, Eisen-, Kupfer-, Zink- und Cadmiumausbringen bei der Cyanidlaugung des biologisch vorbehandelten und unvorbehandelten Bergeteichmaterials in Abhängigkeit von der Laugedauer dar. Das Arsen wurde bei der Laugung des biologisch vorbehandelten Bergeteichmaterials leichter mobilisiert, sodass nach fünf Stunden Laugedauer ca. 12% des Arsens ausgebracht wurde.

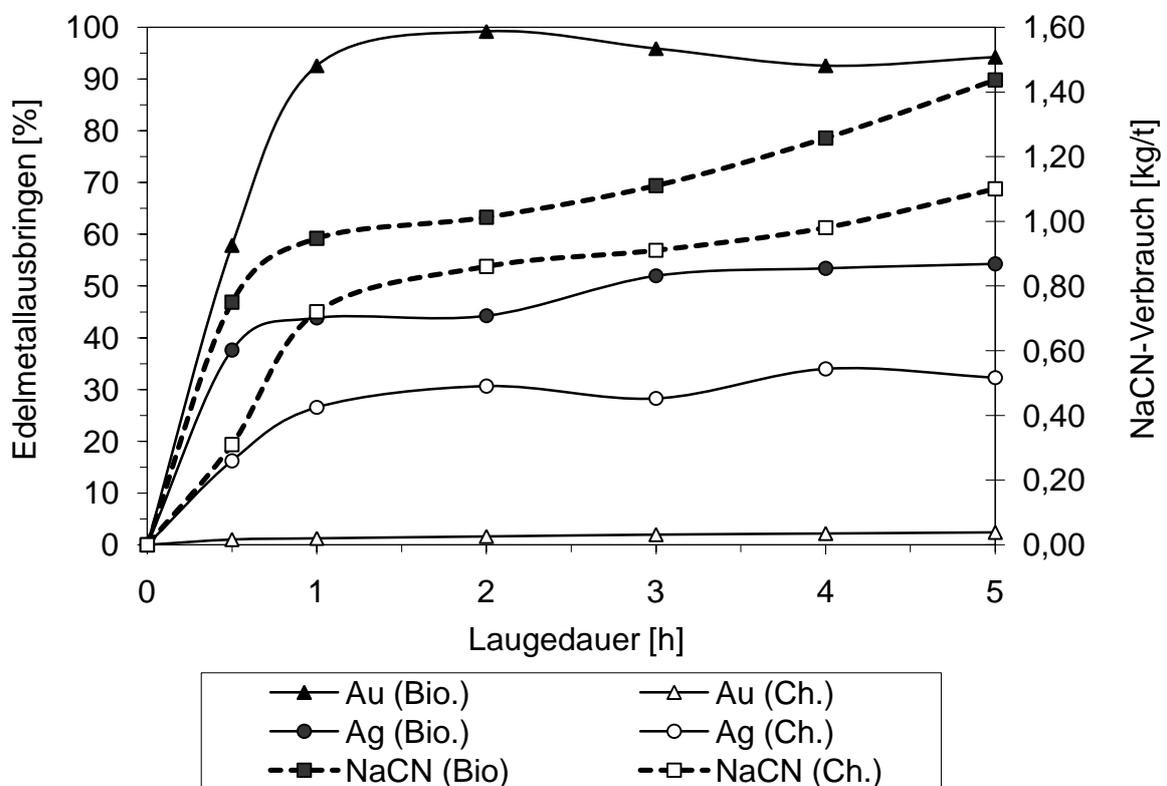


Abbildung 76: Natriumcyanidverbrauch, Gold- und Silberausbringen bei der Cyanidlaugung des biologisch vorbehandelten und unvorbehandelten Bergeteichmaterials in Abhängigkeit von der Laugedauer

Die Cyanidlaugung des unbehandelten Bergeteichmaterials führte nach fünf Stunden nur zu einem Arsenausbringen von 0,03%. Die Biolaugung des Goldes aus Arsenopyrit ist damit belegt. Kupfer-, Zink- und Cadmiumsulfide werden durch die bakterielle Vorbehandlung gegenüber der Cyanidlaugung offenbar stabilisiert. Das Ausbringen für Kupfer erreicht nur 7,01%, für Zink 1,16% und für Cadmium 0,72%. Unvorbehandeltes Bergeteichmaterial führt zu einem deutlich höheren Laugungsausbringen mit 16,7% Kupfer, 1,3% Zink und 3,0% Cadmium, verbunden mit einem höheren Natriumcyanidverbrauch und höheren Reagenzkosten.

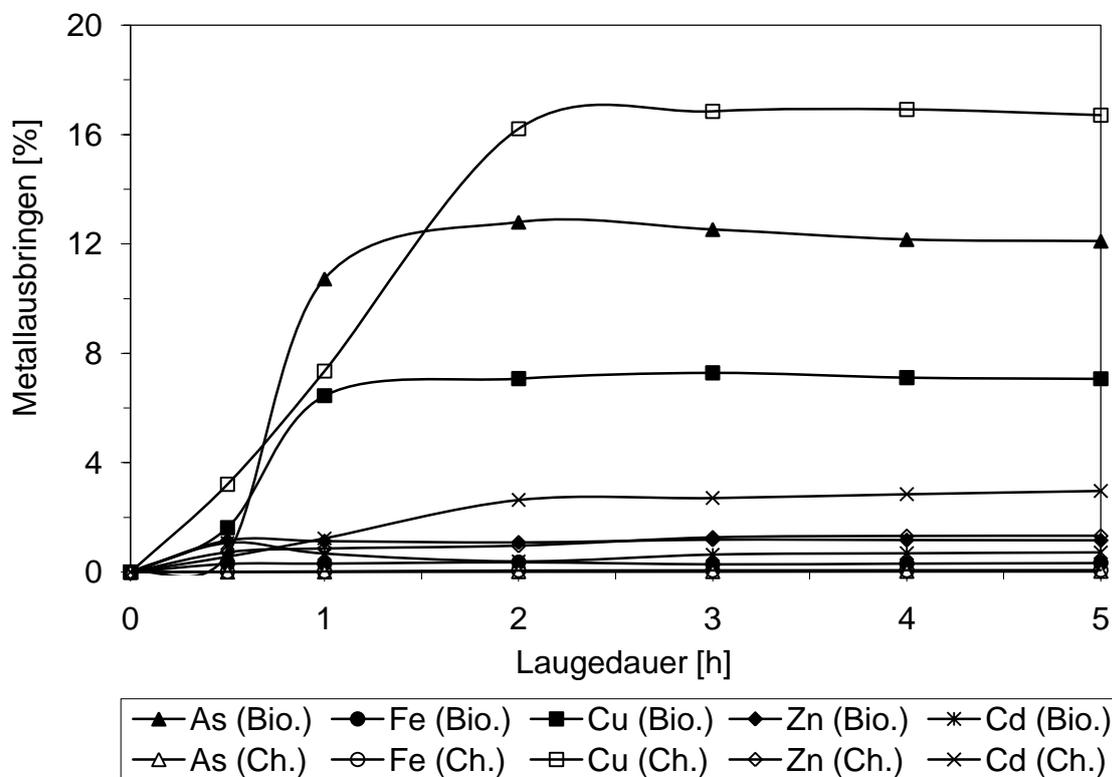


Abbildung 77: Arsen-, Eisen-, Kupfer-, Zink- und Cadmiumausbringen bei der Cyanidlaugung des biologisch vorbehandelten und unvorbehandelten Bergeteichmaterials in Abhängigkeit von der Laugedauer

7.3.2 Konzentrat

Bei der chemischen Laugung wurde das Herdkonzentrat ohne weitere Vorbehandlungen mit einer Natriumcyanidlösung gelaugt. Die mineralogischen Analysen haben ergeben, dass das Gold im Arsenopyrit eingeschlossen ist. Die biologische Laugung führt bereits in den ersten Tagen zum überwiegenden Aufschluss von Arsenopyrit.

Die analytischen Untersuchungen haben ergeben, dass sich in dem bei der Biolaugung entstandenen Fällungsprodukt Tooeleit ($\text{Fe}^{3+}_{8-2x}[(\text{As}_{1-x}\text{S}_x)\text{O}_{3+x}(\text{OH})_{1-x}]_6(\text{OH})_{12}$) Gold befindet. Nach Abschluss der biologischen Laugung wurde der Rückstand von der flüssigen Phase abgetrennt und getrocknet. Die so erhaltenen vorbehandelten Konzentrate aus der Biolaugung (Experiment 3 und 4) wurden anschließend mit Natriumcyanid gelaugt. Die Korngröße der vorbehandelten Konzentrate nahm durch die Biolaugung von *ca.* $d_{50}=76\mu\text{m}$ auf *ca.* $d_{50}=60\mu\text{m}$ ab. Dadurch ergibt sich eine Erhöhung der spezifischen Oberfläche. Die Feststoffkonzentration betrug 250g/L und die Natriumcyanidkonzentration 4 g/L. Als Oxidationsmittel für die Cyanidlaugung wurde in einem Versuch reiner Sauerstoff und in einem Vergleichsversuch Luftsauerstoff angewendet. Bei reinem Sauerstoff wurde ein Durchfluss von *ca.* 25L/h und beim Luftsauerstoff von *ca.* 50L/h benutzt. In **Abbildung 78 a** und **b** ist der NaCN-Verbrauch und das entsprechende Gold- und Silberausbringen bei der Cyanidlaugung von unbehandeltem und biologisch vorbehandeltem Herdkonzentrat in Abhängigkeit von der Art der Vorbehandlung, der Konzentration des Sauerstoffes und von der Laugedauer dargestellt. Nach *ca.* sechs Stunden Laugedauer des biologisch vorbehandelten Konzentrats war, unabhängig von der Art der Begasung, das Gold vollständig ausgebracht. Bei der Laugung von unvorbehandeltem Konzentrat wurden nur *ca.* 60% des Goldinhaltes ausgebracht. Der Natriumcyanidverbrauch betrug bei der Laugung der biologisch vorbehandelten Konzentrate *ca.* 4kg/t und bei der Laugung des unvorbehandelten Konzentrat 3,3kg/t. Das weist darauf hin, dass durch die bakterielle Vorbehandlung der Konzentrate die Stabilität der Mineralstrukturen verringert wird und die Löserate der anderen Metalle wächst. Die Auflösung von Gold und Silber läuft im Allgemeinen der Metallauflösung voraus. Das Silberausbringen betrug bei der Laugung mit reinem Sauerstoff 55,6% und bei der Laugung unter Luftsauerstoff 52%. Damit wird das Ausbringen gegenüber der Cyanidlaugung von unvorbehandeltem Konzentrat verdoppelt. In **Abbildung 79** sind das Arsen- und Eisenausbringen bei der Cyanidlaugung des Herdkonzentrats in Abhängigkeit von der Art der Vorbehandlung, der Konzentration des Sauerstoffes und von der Laugedauer dargestellt. Die bakterielle Vorbehandlung des Herdkonzentrats führte bei der Cyanidlaugung zu einem schnelleren Auflösen des Arsens und Eisens als bei der Laugung des unvorbehandelten Konzentrats. Das höchste Ausbringen von Arsen und Eisen wurde bei der Laugung unter reinem Sauerstoff erzielt. Das Arsenausbringen betrug insgesamt 2,2% und das Eisenausbringens 0,4%.

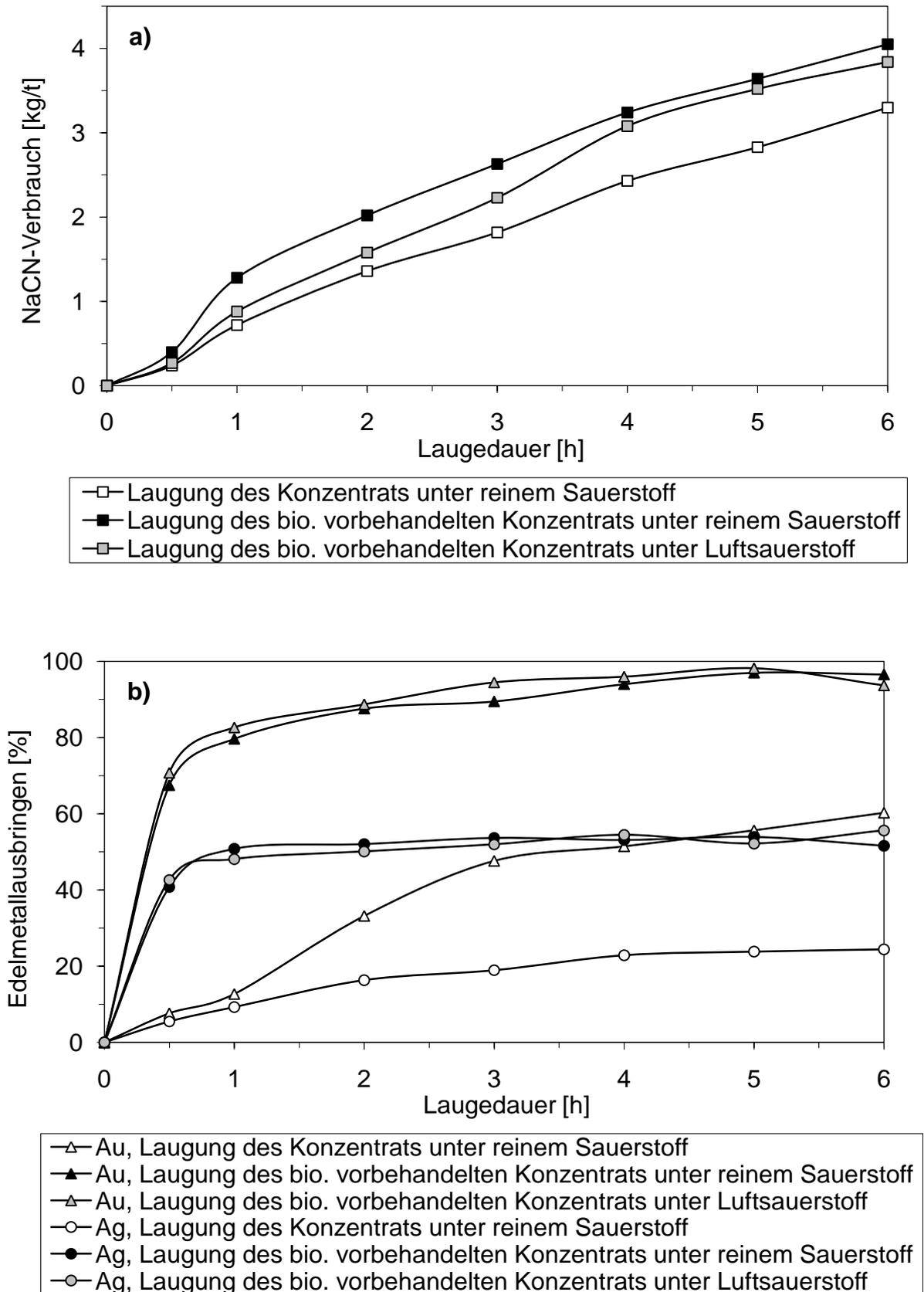


Abbildung 78: NaCN-Verbrauch (a) und Gold- und Silberausbringen (b) bei der Cyanidlaugung des Herdkonzentrats in Abhängigkeit von der Art der Vorbehandlung, der Konzentration des Sauerstoffes und von der Laugedauer

Unter Luftsauerstoff wurden 1,51% Arsen und 0,19% Eisen vom bakteriell vorbehandelten Konzentrat ausgebracht. Das Arsenausbringen bei der Laugung von unvorbehandeltem Konzentrat erreichte 0,4% und das Eisenausbringen 0,2%. In **Abbildung 80** ist das Kupfer- und Zinkausbringen bei der Cyanidlaugung des Herdkonzentrats in Abhängigkeit von der Art der Vorbehandlung, der Konzentration des Sauerstoffes und von der Laugedauer gezeigt. Im Gegensatz zu den anderen Metallen wurde bei der Laugung des unvorbehandelten Konzentrats das größte Kupferausbringen mit 9,2% erreicht. Das Kupferausbringen betrug bei der Laugung des biologisch vorbehandelten Konzentrats unter reinem Sauerstoff 1,74% und unter Luftsauerstoff 0,32%. Vermutlich bewirkt die bakterielle Laugung eine Passivierung der Kupferminerale oder neu entstandene Kupferverbindungen werden so stabil, dass sie vom Cyanid nicht angegriffen werden können. Das Zinkausbringen betrug bei der Laugung der biologisch vorbehandelten Konzentrate ca. 0,8% und bei der Laugung des unvorbehandelten Konzentrats 1%. Kupfer und Zink sind starke Cyanidverbraucher.

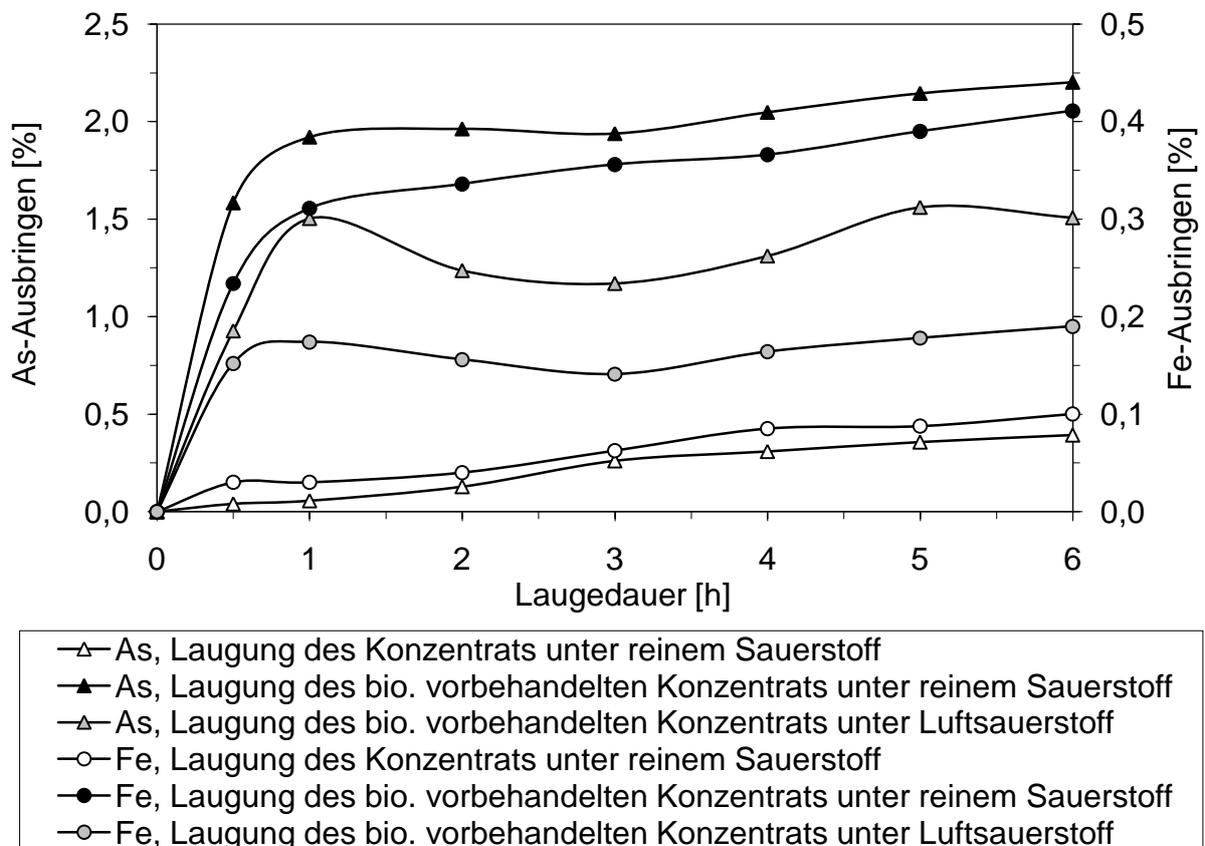


Abbildung 79: Arsen- und Eisenausbringen bei der Cyanidlaugung des Herdkonzentrats in Abhängigkeit von der Art der Vorbehandlung, der Konzentration des Sauerstoffes und von der Laugedauer

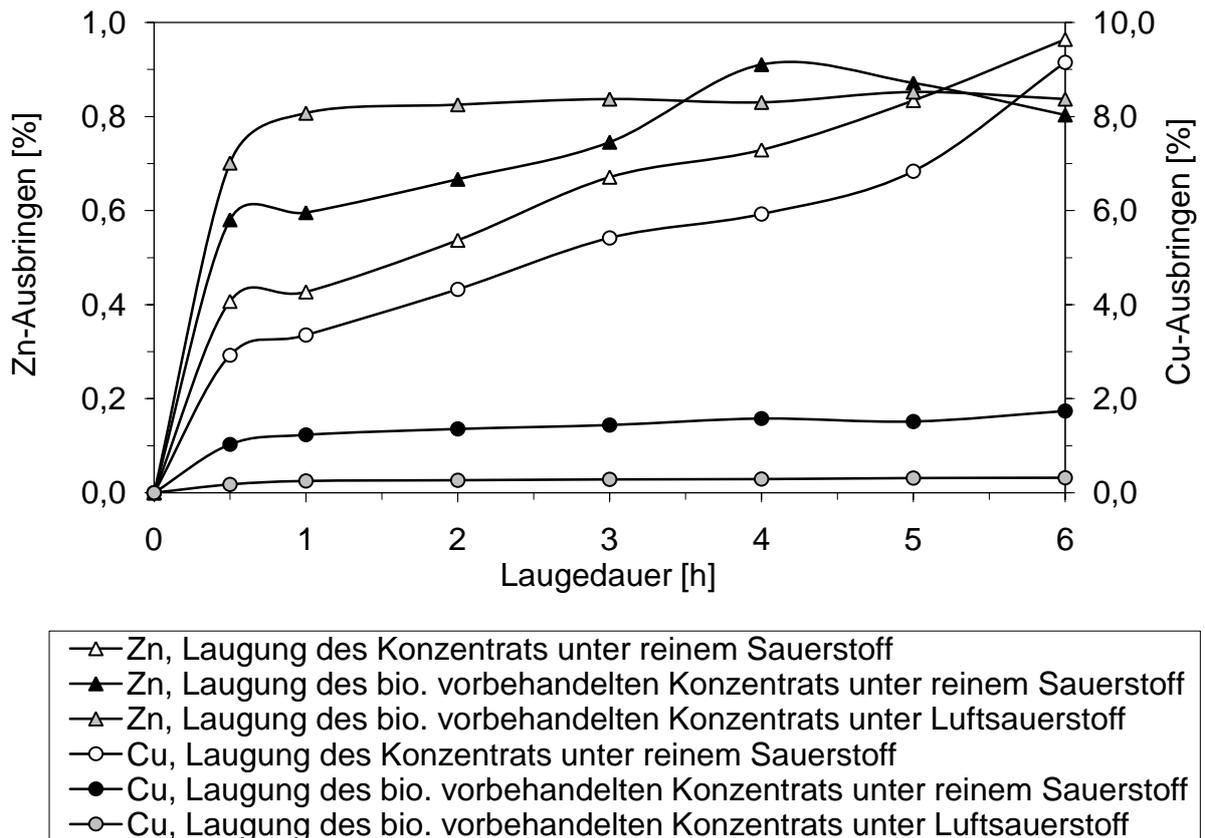


Abbildung 80: Kupfer- und Zinkausbringen bei der Cyanidlaugung des Herdkonzentrats in Abhängigkeit von der Art der Vorbehandlung, der Konzentration des Sauerstoffes und von der Laugedauer

8 Verfahrensvorschlag zum Rückbau des Bergeteiches Ticapampa

Auf der Basis der Untersuchungsergebnisse und unter Berücksichtigung der Aufbereitungsschritte, die in der Arbeit beschrieben wurden, wird zur Aufbereitung des Bergeteichmaterials der in **Abbildung 81** gezeigte Verfahrensstammbaum vorgeschlagen. Der Vorschlag ist so konzipiert, dass durch mechanische und chemische Aufbereitung hochwertige Edelmetallkonzentrate aus dem Bergeteichmaterial gewonnen werden. Die aus dem Aufbereitungsprozess resultierenden sulfidarmen Berge werden aus wirtschaftlichen Gründen umweltfreundlich in der Region deponiert.

Die Aufbereitung des sulfidreichen und gleichzeitig edelmetallarmen Materials beginnt mit einer Suspendierung. Die Feststoffkonzentration wird auf 100 kg/m^3 eingestellt. In der nächsten Verfahrensstufe wird die Suspension mit Hilfe von Hydrozyklonen klassiert, um das Bergeteichmaterial zu entschlämmen.

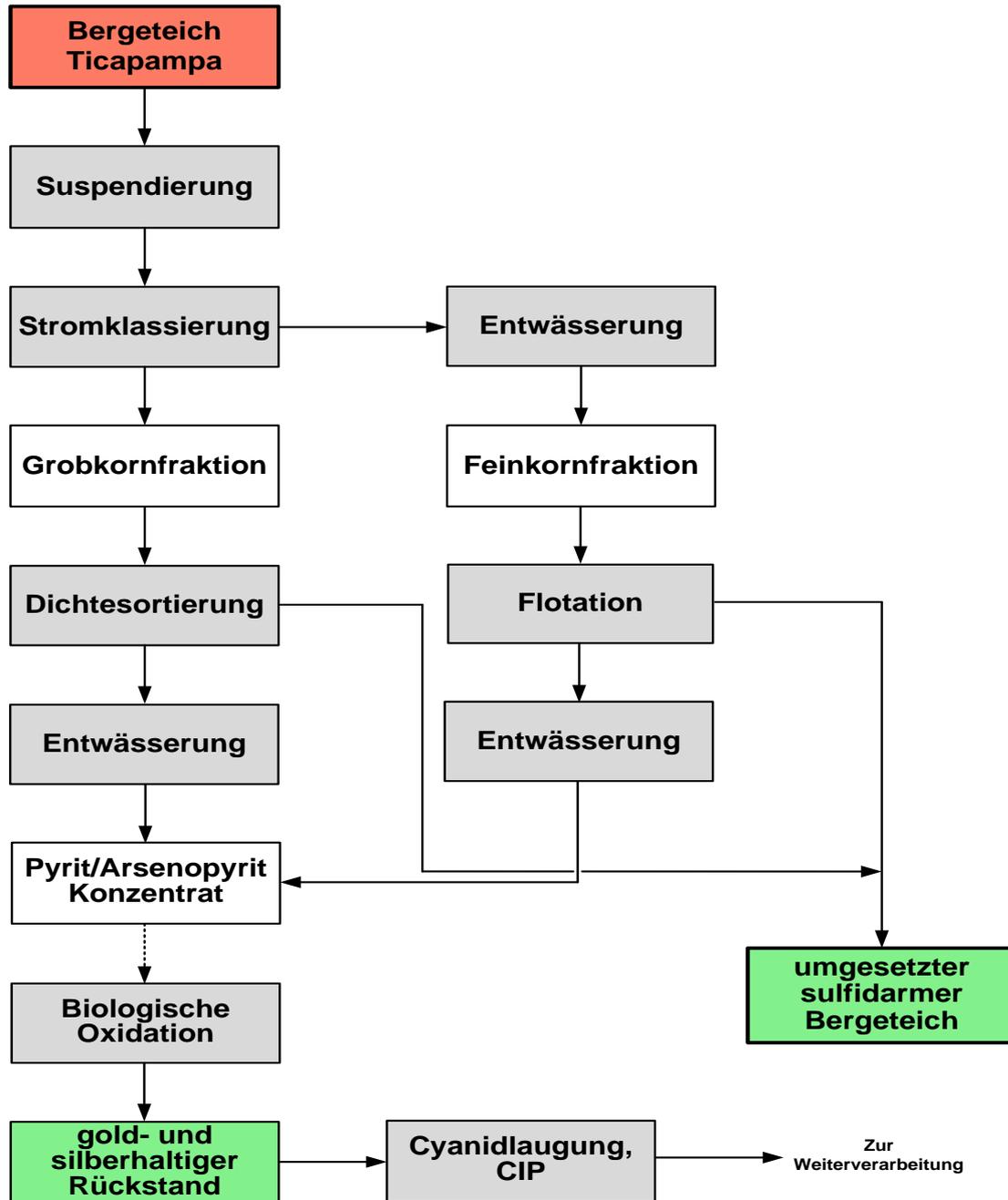


Abbildung 81: Grundfließbild zur Aufbereitung und Umlagerung des Bergeteichmaterials aus Ticapampa / Peru

Im Unterlauf werden über 90% des Bergeteichmaterials abgeschieden, die Grobfraktion enthält über 95% der goldhaltigen Sulfide. Die Feinkornfraktion wird entwässert bis zu einer Feststoffkonzentration der Suspension von 100 kg/m^3 . Anschließend erfolgt eine Flotation der Suspension, um in der Feinkornfraktion verbliebene Sulfide abzutrennen. Die weitgehend sulfidfreie Bergesuspension wird abgelagert.

Die Grobfraction der Hydrozyklonstufe wird einer weiteren Dichtesortierung durch Rinnenwäsche unterzogen: Die aus der Rinnenwäschetrennung resultierenden Berge, die einen geringen Sulfidgehalt aufweisen, werden ebenfalls abgelagert.

Das sulfidreiche Rinnenwäschekonzentrat wird entwässert, mit dem ebenfalls entwässerten Flotationskonzentrat vereinigt, kurzfristig zwischengelagert und anschließend per LKW zur Biolaugungsanlage transportiert. In der Biolaugungsanlage wird das edelmetallhaltige Konzentrat bakteriell oxidiert und gleichzeitig entsarsenisiert.

Nach der Fest/Flüssig-Trennung der biologischen Vorstufe wird ein verkaufsfähiger und gut laugbarer Rückstand aus edelmetallhaltigem Pyrit/Arsenopyrit gewonnen und andererseits eine bakterienangereicherte Lösung, die für die Laugung der nächsten Konzentratchargen rezirkuliert wird. Der Biolaugungsprozess nimmt maximal zwei Wochen in Anspruch [79]. Das oxidierte Gold/Silber-Konzentrat wird mit Natriumcyanid gelaugt. Das Gold und Silber werden aus der Cyanidlösung durch Zementation mit Zink (Merrill-Crowe Prozess) oder durch Adsorption an Aktivkohle im sogenannten „Carbon-in-Pulp“ Prozess abgetrennt [80,81,82].

Aus dem Gold-Silber-Konzentrat werden durch Pyrometallurgie und Elektrochemie metallisches Gold und Silber gewonnen. Der gewaschene Cyanidlaugungsrückstand wird gemeinsam mit dem entmetallisierten Bergeteichmaterial endgültig abgelagert.

Abbildung 82 stellt das Verfahrensflißbild für die mechanische Aufbereitung des Bergeteichmaterials aus Ticapampa / Peru dar. Für die Aufbereitung der 3,8Mio. t Bergeteichmaterial wurden 5 Jahre bei einer durchschnittlichen täglichen Arbeitszeit von 20 Stunden veranschlagt. Der Verfahrensvorschlag sieht einen geschlossenen Wasserkreislauf vor. Das Prozesswasser wird mit 2 Pumpen P1 zu dem etwa 10km entfernten ehemaligen Bergeteich gepumpt und das z. B. mit einem Hochdruckwasserstrahl aufgeschlossene Bergeteichmaterial mit 2 parallel betriebenen Suspensionspumpen P2 zur Aufbereitungsanlage gefördert. Zum Ausgleich von Durchsatzschwankungen ist ein Pufferbehälter B1 mit 100m³ Volumen vorgesehen, der bei einem angenommenen Durchsatz von etwa 1000m³/h im Falle von Betriebsstörungen ausreichend Reaktionszeit zulässt.

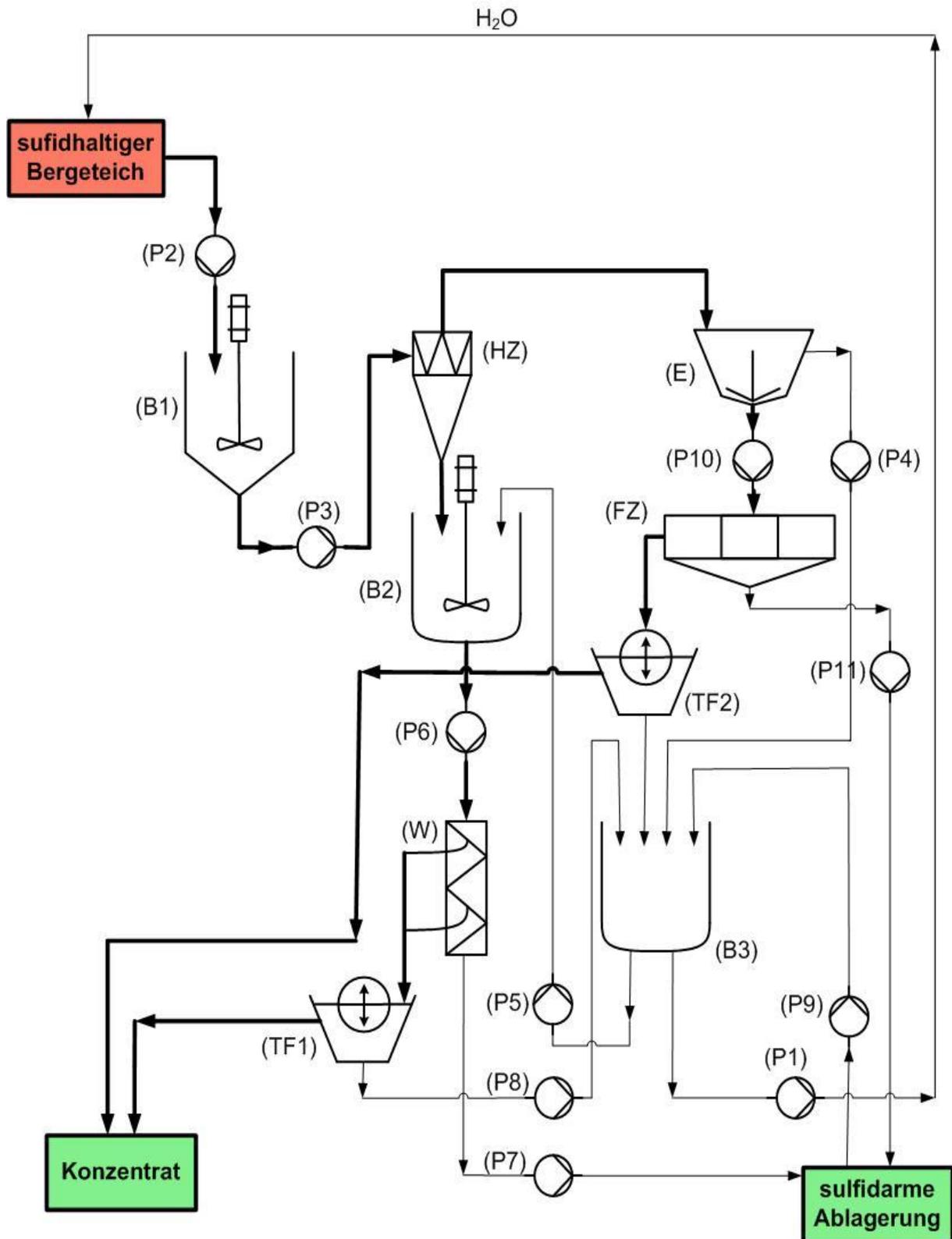


Abbildung 82: Verfahrensfliessbild zur mechanischen Aufbereitung des Bergeteichmaterials aus Ticapampa/Peru; (P1) bis (P11) Pumpen, (B1) bis (B3) Behälter, (E) Entwässerung, (FZ) Flotationszelle, (HZ) Hydrozyklon, (TF1) bis (TF2) Trommelfilter, (W) Wendelrinne

Aus diesem Behälter werden parallel 5 Hydrozyklonanlagen HZ durch 5 Pumpen P3 unabhängig voneinander beschickt. Der Unterlauf der Hydrozyklone gelangt in den Pufferbehälter B2, der als Vorlage für die durch die Suspensionsförderpumpe P6 beschickten Wendelrinnen W dient. Das Konzentrat wird mit Hilfe des Trommelfilters TF1 entwässert, während die sulfidfreien Berge mit der Pumpe P7 zum neu angelegten Bergeteich gefördert werden. Der Hydrozyklonoberlauf wird eingedickt (Eindicker E) und der erzeugte Dickschlamm flотиert (Flotationsanlage FZ). Das Konzentrat wird entwässert (Trommelfilter TF2) und die Bergesuspension zum Bergeteich gepumpt. Das in den einzelnen Entwässerungsstufen und dem Bergeteich zurückgewonnene Prozesswasser wird in Stapelbehälter B3 gesammelt und entsprechend dem Bedarf auf die einzelnen Prozessschritte verteilt.

In **Abbildung 83** wird das Fließschema des BIOX-Verfahrens [82] gezeigt. Die mesophilen Bakterien werden ans Konzentrat angepasst und vermehrt. Das durch Aufbereitung erzeugte Pyrit/Arsenopyrit-Konzentrat wird in den Speichertank (1) gepumpt und mit Wasser suspendiert. Wenn das Aufgabematerial direkt nach der Flotation in den Speichertank geleitet wird, wird vorher die Feststoffkonzentration der Flotationstrübe auf 50% erhöht, um zu vermeiden, dass zu große Mengen der für die Biooxidation giftigen Flotationsreagenzien in die BIOX-Reaktoren (7) bis (9) gelangen. Die Mindestkonzentration von Schwefel beträgt 6% für eine adäquate bakterielle Aktivität während der Biooxidation. Im zweiten Tank (2) wird die für die Biooxidation nötige Nährlösung hergestellt. Der BIOX-Betrieb besteht aus sechs gleich großen Reaktoren, drei primäre BIOX-Reaktoren (4) bis (6) und drei sekundäre Reaktoren. Die primären Reaktoren sind parallel und die Sekundären in Serie geschaltet. Der Feststoffgehalt im Betrieb beträgt ca. 30%.

Die Biooxidation läuft zwischen vier und sechs Tagen. Im Allgemeinen wird die Hälfte dieser Zeit für die Prozesse in den primären BIOX-Reaktoren verbraucht, um eine stabile bakterielle Population zu bekommen und das Auswaschen von Bakterien zu verhindern. Die im zweiten Tank hergestellte Nährlösung (siehe **Tabelle 23**) wird in die primären Reaktoren eingegeben [82].

Da die Oxidation der Schwefelminerale ein exothermer Prozess ist und die Temperaturen in den Reaktoren 45°C nicht überschreiten dürfen, muss kontinuierlich durch

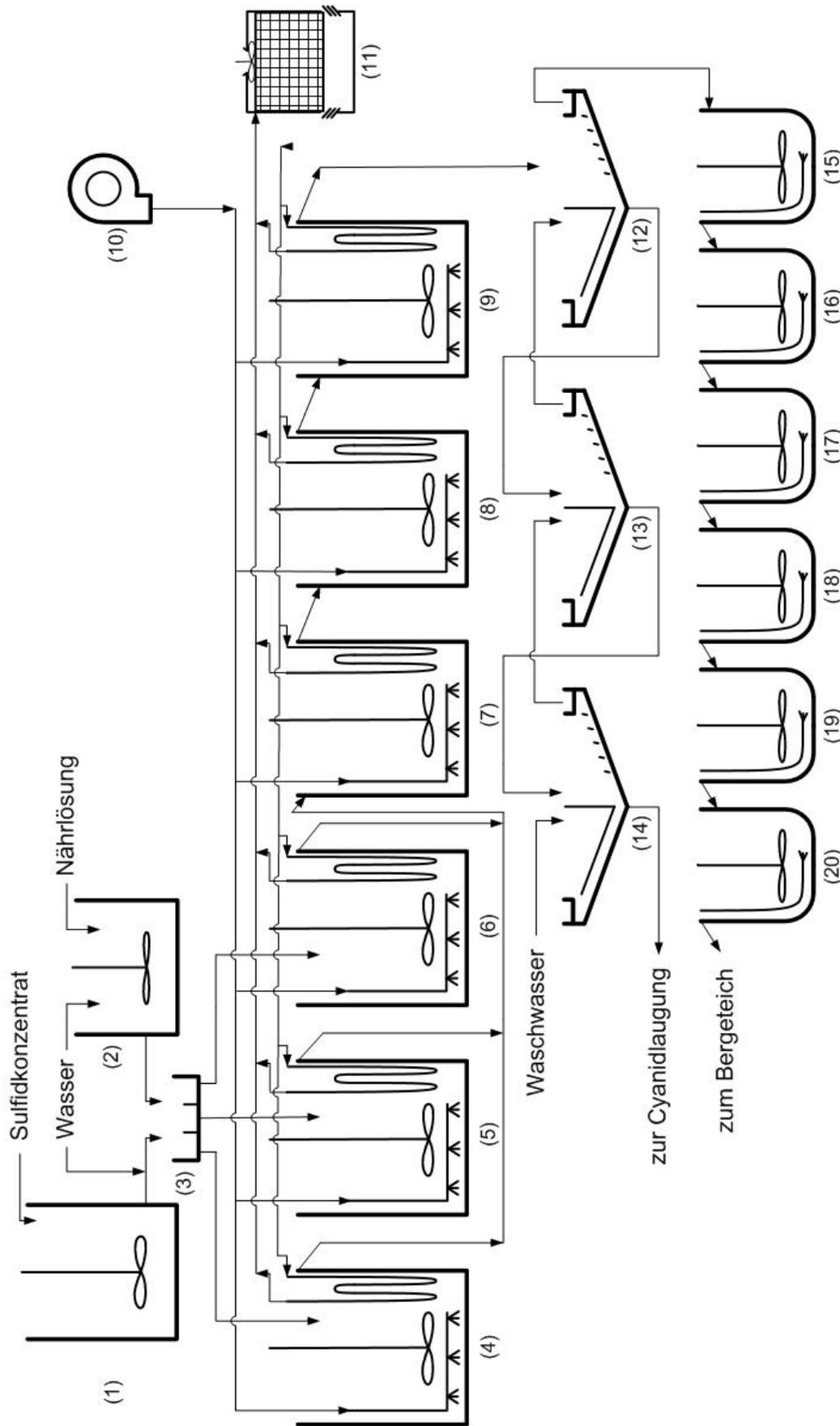


Abbildung 83: Verfahrensfließbild des BIOX-Verfahrens nach [82]

(1) Speichertank, (2) Nährlösungstank, (3) Aufgabeverteiler, (4) bis (6) primäre BIOX-Reaktoren, (7) bis (9) sekundäre BIOX-Reaktoren, (10) Gebläse, (11) Kühlturm, (12) bis (14) Eindicker, (15) bis (20) Neutralisationsreaktoren

eingebaute Wärmetauscher gekühlt werden. Das resultierende Warmwasser wird im Kühlturm (11) abgekühlt. Zur Förderung der bakteriellen Zellreproduktion muss das Konzentrat einen 2%igen Gehalt an Carbonaten haben.

Die minimale Sauerstoffkonzentration von 2mg/L in der Laugungssuspension wird durch eine permanente Belüftung gesichert. Der pH-Wert der Laugungssuspension wird automatisch zwischen 1,2 und 1,8 gehalten. In den Eindickern (12) bis (14) wird das biooxidierte Konzentrat im Gegenstrom gewaschen, bis die Eisenkonzentration der Suspension einen Wert von 1g/L bei einem pH-Wert von ca. 1 bis 3 unterschreitet. Hintergrund ist die Minimierung des Cyanidverbrauchs bei der Laugung. Die Waschlösungen aus den Eindickern werden in den Neutralisationsreaktoren (15) bis (20) auf einen pH-Wert von 8 eingestellt. Das ausgefällte Eisen und Arsen liegen als Eisenarsenat in einer stabilen chemischen Verbindung vor, so dass die Suspension gefahrlos in einem Bergeteich abgelagert werden kann.

Tabelle 23: Für den BIOX-Prozess eingesetzte Nährstoffkonzentrationen und Nährstoffquellen

Nährstoff	Nährstoffkonzentration [kg/t]	Nährstoffquelle
Stickstoff	1,7	Ammoniumsulfat, Ammoniumphosphatsalze, Harnstoff
Phosphor	0,9	Ammoniumphosphat und Phosphorsäure
Kalium	0,3	Kaliumsulfat, Kaliumhydroxid, Phosphatsalze

In **Tabelle 24** sind die erforderlichen Apparate zusammengestellt. Die Anzahl und die Dimensionierung der Apparate wurden entsprechend dem Verfahrensbild (siehe Abbildung 82) und für einen Anlagendurchsatz von 105,6t/h berechnet.

Abbildung 84 zeigt den Feststoff-, Suspension- und Wasserdurchsatz einzelner Aufbereitungsprozesse und die Feststoffkonzentration einzelner Suspensionen bei der Aufbereitung des Bergeteichmaterials aus Ticapampa.

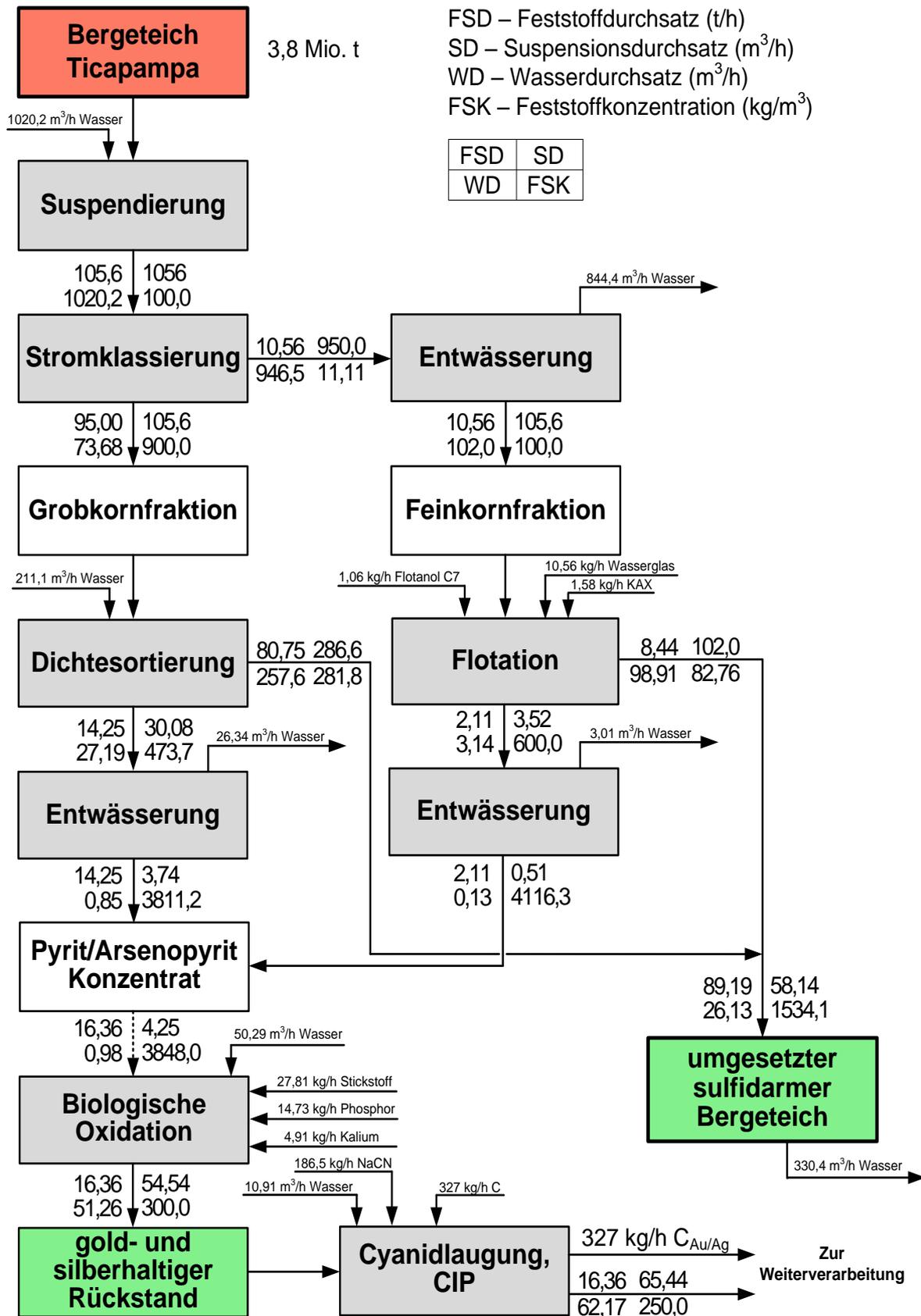


Abbildung 84: Bilanzierung der Stoffströme der Aufbereitung des Bergeteichmaterials aus Ticapampa / Peru

Tabelle 24: Zusammenstellung der gemäß Verfahrensfliessbild (siehe Abbildung 82) für einen Anlagendurchsatz von 105,6t/h ausgelegten Apparate

Apparate	Symbol	Durchsatz	Anzahl/Größe
Suspendierung			
Förderpumpe	P1	1020,2m ³ /h	2 / 400mm, 750m ³ /h, 2,5Bar, 85kW
Suspensionsförderpumpe	P2	1056m ³ /h	2 / 400mm, 750m ³ /h, 2,5Bar, 85kW
Rührbehälter	B1	-	1 / 100 m ³
Stromklassierung			
Suspensionsförderpumpe	P3	1056m ³ /h	5 / 400mm, 350m ³ /h, 4Bar, 116kW
Hydrozyklon	HZ	-	30 / 200mm, 40m ³ /h
Pufferbehälter mit Rührer	B2	-	1 / 40m ³
Entwässerung			
Eindicker	E	-	1 / 275m ² , r=9,35m
Förderpumpe	P4	844,4m ³ /h	1 / 400mm, 1000m ³ /h, 1Bar, 53kW
Dichtesortierung			
Förderpumpe	P5	211,1m ³ /h	1 / 200mm, 220m ³ /h, 1,5Bar, 13kW
Suspensionsförderpumpe	P6	105,6m ³ /h	1 / 200mm, 220m ³ /h, 1,5Bar, 13kW
Wendelrinne	W	-	40 / 800mm
Suspensionsförderpumpe	P7	286,6m ³ /h	8 / 400mm, 360m ³ /h, 5,5Bar, 187kW
Entwässerung			
Trommelfilter	TF1	-	1 / 6,28m ² , d=1,0m, L=1,0m
Förderpumpe	P8	26,38m ³ /h	1 / 80mm, 29m ³ /h, 0,85Bar, 1,7kW
Stapelbehälter (Filtrat P4, P9, TF2)	B3	-	1 / 200m ³
Förderpumpe	P9	330,4m ³ /h	6 / 400mm, 360m ³ /h, 5,5Bar, 187kW
Flotation			
Suspensionsförderpumpe	P10	105,6m ³ /h	1 / 200mm, 220m ³ /h, 1,5Bar, 13kW
Flotationszelle	FZ	-	10 / 1m ³
Suspensionsförderpumpe	P11	102,0m ³ /h	8 / 400mm, 360m ³ /h, 5,5Bar, 187kW
Entwässerung			
Trommelfilter für das Konzentrat	TF2	-	1 / 65,4m ² , d=4,27m, L=4,88m

Tabelle 25 zeigt die Ermittlung des Erlöspotentials für das aus dem Bergeteichmaterial gewonnene Konzentrat. Die Berechnung des Gesamtwertes der Edelmetalle aus dem Konzentrat erfolgte für ein Goldausbringen von 90% und ein Silberausbringen von 20%. Die Metallpreise wurden aus den DWS Investments bei einem Dollar-Euro-Kurs vom 28.03.2008 kalkuliert. Es handelt sich um 87,16Mio. €.

Tabelle 25: Ermittlung des Erlöspotentials für das gewonnene Konzentrat bei der Aufbereitung des gesamten Bergeteichmaterials aus Ticapampa

Metall	Gold⁽¹⁾	Silber
Inhalt	4,6 t	134,5 t
Aufbereitungsausbringen	90 %	20 %
Aufbereitungskonzentrat	0,48 Mio. t	
Metallgehalt des Konzentrats	8,7 ppm	56,5 ppm
Edelmetallpreise⁽²⁾	930,7 USD/XAU	17,77 USD/XAG
Wert der Edelmetalle im Konzentrat	77,43 Mio.€	9,73 Mio.€
Erlöspotential des Konzentrats	87,16 Mio.€	
Erlöspotential pro Tonne Bergeteichmaterial	22,94 €/t	

⁽¹⁾ Der Goldinhalt wurde mit dem niedrigsten analysierten Goldgehalt von 1,21ppm ermittelt (siehe Anhang 5)

⁽²⁾ Stand 28.03.2008

Die erforderliche Umlagerung des Bergeteichmaterials wurde nach [83] mit 1,60€/t berechnet. Die Umlagerungskosten umfassen die Kosten für die Aufnahme, den Transport und den Wiedereinbau des Bergeteichmaterials, die Stabilisierung, die Abdeckung und die Rekultivierung, die Drainage und die Wege.

Die zusätzlichen Aufwendungen für die Aufbereitung des Bergeteichmaterials zur Rückgewinnung des Goldes und Silbers umfassen daher nur die reinen Kapital- und

Betriebskosten der Aufbereitungslinie ohne weitere Gewinnungs- und Transportkosten. Im Kostenvergleich mit anderen bekannten Aufbereitungsanlagen [84] für vergleichbare Rohstoffe ist unter Berücksichtigung der in Tabelle 24 dargestellten Auslegung bei dem ermittelten Erlöspotential ein positives Betriebsergebnis möglich.

Vor diesem Hintergrund ist es empfehlenswert, eine detailliertere anlagentechnische und betriebswirtschaftliche Planung vorzunehmen um Entscheidungsgrundlagen für eine Investition zu erhalten.

Zusammenfassung

Im Auftrag der *Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe Hannover (BGR)* wurde in der Region *Huaraz/Peru* ein Bergeteich des ehemaligen Blei-Zink-Kupfer-Sulfiderzbergbaues in *Ticapampa* auf seine Umweltverträglichkeit hin untersucht.

Der Bergeteich mit einem Gesamtvolumen von ca. 1,4Mio. m³, einer Höhe von ca. 19m, einer Länge von ca. 900m und einer Breite von ca. 200m befindet sich im Überschwemmungsgebiet des Flusses *Rio Santa*, der als Wasserspender für die Landwirtschaft im Tiefland *Huaraz* dient.

Mit Hilfe eines am *Institut für Aufbereitung, Deponietechnik und Geomechanik der TU Clausthal* entwickelten Druckoxidationstests wurde zunächst das Sickerwasserbildungspotenzial bestimmt und herausgefunden, dass mit einer Schwefelsäurefreisetzung von bis zu 150.000t zu rechnen ist. Das Gefährdungspotenzial besteht in der Mobilisierung der Metallgehalte die durchschnittlich 500ppm Kupfer, 0,75% Zink, 3,2% Arsen, 540 ppm Antimon, 45ppm Cadmium und 11ppm Chrom betragen. Mit diesem Befund ergibt sich die Notwendigkeit einer Sanierung durch Rückbau des Bergeteiches.

Im Hinblick auf die Kostenminimierung des Rückbaues wurden der Edelmetallinhalt und seine mineralogische Bindungsform ermittelt. Der Edelmetallgehalt beträgt 1,21ppm Gold und 35ppm Silber. Bei ca. 3,8Mio. Tonnen Bergeteichmaterial ergeben sich Edelmetallinhalte von ca. 4,6t Gold und 134t Silber. Es wurde ein Konzept zur Edelmetallgewinnung mit dem Ziel der Kostenreduzierung des Rückbaues entwickelt. Da bei den mineralogischen Untersuchungen herausgefunden wurde, dass das Gold an Arsenopyrit gebunden ist, wurden Aufbereitungsuntersuchungen mit mechanischen, chemischen und biochemischen Methoden durchgeführt.

Als mechanische Aufbereitungsmethoden wurden die Dichtentrennung und die Flotation eingesetzt. Es wurden Konzentrate mit ca. 9ppm Gold und 88ppm Silber erzielt. Die Cyanidlaugung der mechanisch erzeugten Konzentrate ergab ein Goldausbringen von ca. 95% und ein Silberausbringen von ca. 50%. Der Cyanidverbrauch liegt aufgrund des relativ hohen Gehalts an Arsen, Zink und Kupfer bei ca. 10kg/t.

Ein Durchbruch betreffend den Cyanidverbrauch und die Reaktionsgeschwindigkeit ergab sich durch den Einsatz der biologischen Vorlaugung der Konzentrate der mechanischen Aufbereitung. Diese Versuche fanden bei der BGR mit einer Mischkultur von Laugungsbakterien aus der BGR-Stammsammlung statt. Es handelte sich um die Stämme *Acidithiobacillus ferrooxidans* (Ram 6F), *Acidithiobacillus thiooxidans* (Ram 8T) und *Leptospirillum ferrooxidans* (R3). Der Effekt der biologischen Laugung besteht im Wesentlichen in der selektiven Auflösung der Arsenopyrite und der Freisetzung der Edelmetalle. Mit einer nachfolgenden herkömmlichen Cyanidlaugung gelingt es mit einer Laugedauer von maximal fünf Stunden und einem Cyanidverbrauch von ca. 4kg/t ein Silberausbringen von ca. 50% und ein fast vollständiges Goldausbringen zu erzielen.

Auf der Basis der durchgeführten Aufbereitungsversuche wurde ein Aufbereitungsverfahren bestehend aus mechanischen und biochemischen Stufen konzipiert und ausgelegt. Pro Tonne Bergeteichmaterial ergibt sich ein Erlöspotenzial von 22,94€. Die Abgänge der biologischen Laugung müssen durch Kalkzusatz neutralisiert werden und sind dann ablagerungsfähig. Im Kostenvergleich mit anderen bekannten Aufbereitungsanlagen für vergleichbare Rohstoffe ist bei dem ermittelten Erlöspotenzial ein positives Betriebsergebnis möglich. Das weitgehend entmetallisierte Bergeteichmaterial besitzt kein Schwefelsäurebildungspotenzial und kann sicher abgelagert werden.

Literaturverzeichnis

- [1] Peru - Bergbau-Umweltschutz (1995): BGR-Projekt, Proyecto Peruano-Alemán Minería Medio Ambiente
- [2] KÖLLING, M.; SCHULZ, H.D. (1993): Pyritverwitterung und saure Grubenwässer in Halden des Braunkohlentagebaus. In: Dörhöfer, G.; Thein, J.; Wiggering, K.: Abfallbeseitigung und Deponien – Anforderungen an Abfall und Deponien, Verlag Ernst & Sohn, Berlin, S. 41 – 47
- [3] BROOKINS, D.G. (1988): Eh-pH-Diagrams for Geochemistry. Springer-Verlag. Berlin, Heidelberg, New York, London, Paris, Tokio
- [4] LEVENSPIEL, O. (1972): Chemical Reaction Engineering. John Wiley & Sons. New York, Chichester, Brisbane, Toronto
- [5] HELMS, W. (1995): Sauerwasser im Erzbergbau – Entstehung, Vermeidung und Behandlung. Bergbau, Heft 2, S. 65 – 71
- [6] LUTHER, G.W. (1987): Pyrite oxidation and reduction: molecular orbital theory considerations. Geochim. Cosmochim. Act 51, p. 3193-3199
- [7] EVANGELOU, V.P. (1995): Pyrite oxidation and its control. CRC Press, Boca Raton, Fla
- [8] BEIER, E. (1972): Einfluss von Eisensalzen und Mikroorganismen auf die Oxidation von Kohle und Pyrit. Bergbau, S.58-65
- [9] BEIER, E. (1973): Einfluss von Feuchtigkeit, Eisensalzen und Mikroorganismen auf die atmosphärische Oxydation von Kohle und Pyrit. Glückauf-Forschungshefte 34, Heft 1, S.24 -32
- [10] MOSES, C.O.; NORDSTROM, D.K.; HERMAN, J.S.; MILLS, A.L. (1987): Aqueous pyrite oxidation by dissolved oxygen and by ferric iron. Geochim. Cosmochim. Act 51: 1561-1571
- [11] SCHIPPERS, A (1998): Untersuchungen zur Schwefelchemie der biologischen Laugung von Metallsulfiden. Dissertation, Universität Hamburg
- [12] NORDSTROM, D.K. (1982): Aqueous pyrite oxidation and the consequent formation of secondary minerals. In: Kittrick, J.A.; Fanning, D.S. and Hossner, L.R. (Eds.): Acid sulphate weathering. - Soil Sci. Soc. of America, pp. 37 – 56
- [13] BOSECKER, K. (1994): Mikrobielle Laugung. In: Handbuch der Biotechnologie, R. Oldenburg Verlag, München Wien, S. 835-858
- [14] EHRLICH, H.L. (1996): Geomicrobiology. Marcel Dekker, New York
- [15] KÖHLER, M.; VÖLSGEN, F. (1998): Geomikrobiologie – Grundlagen und Anwendung. WILEY-VCH, Weinheim Berlin New York

- [16] ROSSI, G. (1990): Biohydrometallurgy. McGraw-Hill, Hamburg
- [17] DISCHER, E.; PAWLEK, F. (1957): Drucklaugung von sulfidischen Erzen. Erzmetall, S.158-165
- [18] GOCK, E. (1977): Beeinflussung des Löseverhaltens sulfidischer Rohstoffe. Habilitation, TU Berlin
- [19] HABASHI, F. (1970): Die Auflösung von Sulfidmineralien - Ihre theoretischen Grundlagen und technischen Anwendungen. Metall, 24. Jg., Heft 10, S. 1074-1082
- [20] HABASHI, F. (1997): Handbook of Extractive Metallurgy. Wiley-VCH, Weinheim Chichester New York Toronto Brisbane Singapore
- [21] HÄHNE, H. (1964): Beitrag zur Drucklaugung von Eisensulfiden. Dissertation, TU Berlin
- [22] PAWLEK, F. (1983): Metallhüttenkunde. Walther de Gruyter Verlag, Berlin
- [23] GERLACH, J. (1963): Metallherstellung durch Laugung und Fällung. Metall, S. 1171-1179
- [24] FITZER, E.; FRITZ, W. (1995): Technische Chemie – Eine Einführung in die Chemische Reaktionstechnik. Springer-Verlag. Berlin, Heidelberg, New York
- [25] GERLACH, J.; HÄHNE, H.; PAWLEK, F. (1966): Zur Kinetik der Drucklaugung von Pyrit. Erzmetall, Bd. 19, Heft 2, S. 66-74
- [26] GERLACH, J.; HÄHNE, H.; PAWLEK, F. (1966): Zur Kinetik der Drucklaugung von Markasit. Erzmetall, Bd. 19, Heft 4, S. 173-180
- [27] GERLACH, J.; HÄHNE, H.; PAWLEK, F. (1965): Zur Kinetik der Drucklaugung von Pyrrhotin. Erzmetall, Bd. 18, Heft 2, S. 73-79,
- [28] WUTH, W. (1969): Stoffübergang bei nassmetallurgischen Reaktionssystemen im Rührautoklaven. Erzmetall 22, Beiheft, B61-64
- [29] EXNER, F.; GERLACH, J.; PAWLEK, F. (1969): Beitrag zur Drucklaugung von Zinksulfid. Erzmetall, Bd. 22, Heft 5, S. 219-227
- [30] VELTMANN, H.; BOLTON, G.L. (1980): Direct pressure leaching of zinc blend with simultaneous production of elemental sulphur. A State-of-the-art review. Erzmetall 33, S.76-83
- [31] MCKAY, D.R.; HALPERN, J. (1958): A Kinetic Study of the Oxidation of Pyrite in Aqueous Suspension. Transaction of the Metallurgical of AIME. June, p. 301 – 309

- [32] PAPANGELAKIS, V.G.; DEMOPOULOS, G.P. (1991): Acid pressure oxidation of pyrite: reaction kinetics. *Hydrometallurgy*, 26, p. 309-325
- [33] REISS, M. (2002): Beitrag zur Quantifizierung der Sauerwasserbildung sulfidhaltiger Abgänge der Montanindustrie für die Konzeptionierung von Verminderungsmaßnahmen, Dissertation, T.U. Clausthal, p. 20
- [34] DORR, J.V.N and BOSQUI, F.L. (2004): Assessment of Environmental Hazard Potential and Remediation Options of the Ticapampa and Pacococha Tailings, Peru; Terzan Atmaca, Lothar Hahn, Julio Bonelli Arenas; Hannover
- [35] KOEBERL, C. (1994): Advanced Mineralogy, Neutron Activation Analysis. Vol. 2, Ed. A. Marfunin, Springer Verlag, p. 322-329
- [36] JACOBS, J.W.; KOROTEV, R.L.; BLANCHARD, D.P.; HASKIN, L.A. (1977): A well tested procedure for instrumental neutron activation analysis of silicate rocks and minerals. *Radioanalytical Chemistry*, 40:93-114
- [37] STAS 2901-9, Romanian, Ores and Concentrates, Gold and Silver content determination
- [38] BAUMANN, L. & LEEDER, O. (1991): Einführung in die Auflichtmikroskopie. - Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie GmbH, Leipzig, 408 S.
- [39] BERNHARDT, H.-J. (1979): Computergestützte Erzmineral-Diagnose mittels Reflexionsspektren in sichtbarem Licht.- *N. Jb. Mineral., Mh.* 9, 403-407
- [40] RAMDOHR, P.; STRUNZ, H. (1967): Klockmann's Lehrbuch der Mineralogie, Ferdinand Enke Verlag Stuttgart, Deutschland, 421-425
- [41] JAMBOR, J.L. & VAUGHAN, D.J. (1990): Advanced microscopic studies of ore minerals. - Short course handbook, Vol. 17, Mineral. Association Canada, Ottawa, 426 S.
- [42] MELCHER, F. (2000): Elektronenstrahlmikrosonde Cameca SX 100, Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe Hannover
- [43] MELCHER, F.; LODZIAK, J. (2003): Development of Measures to Minimize Adverse Environmental Impacts Generated by Abandoned Mines in Developing Countries, Federal Ministry for Economic Cooperation and Development, Germany
- [44] CHEN, T.T.; CABRI, L.J.; DUTRIZAK, J.E. (2002): Characterizing Gold in Refractory Sulphide Gold Ores and Residues, *JOM*, p.20-22
- [45] BEKE, B. (1971): Őrlemények szemcseméret-eloszlásának egyenletességi tényezője. *Műszaki Tudomány* 44, Hungary, pp. 83-96

- [46] REISS, M. (2002): Beitrag zur Quantifizierung der Sauerwasserbildung sulfidhaltiger Abgänge der Montanindustrie für die Konzeptionierung von Verminderungsmaßnahmen, Dissertationsarbeit, metallurg., Petrol Eng. USA, 27-47
- [47] GOCK, E.; REISS M. (2006): Contribution on the quantification of acid water formation in sulphide-bearing wastes from the mining industry, XXIII International Processing Congress, 3.-8. September, Istanbul, p. 2115-2122
- [48] GOCK, E.; SAHELI, H.; SCHWEDT, G. (2005): Prognose des Schadstoffeintrages in das Grundwasser mit dem Sickerwasser, BMBF-Projekt 02WP0141
- [49] LANDESANSTALT FÜR UMWELTSCHUTZ (1993): Handbuch Bodenwäsche, Materialien zur Altlastenbearbeitung, Hydrozyklonklassierung, Baden-Württemberg, Band 11
- [50] GROTE, H.; ENGEL, L.; LÖHBERG, K.; SCHÖNERT, K.: Lexikon der Hüttentechnik, Deutsche Verlags-Anstalt Stuttgart, Band 5, s. 9-11, 207
- [51] SCHUBERT, H. (1977): Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe, 2. Auflage, Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig
- [52] DAY, A.; BRIGGS, D.; BRUEY, F. (2002): Mining Chemicals handbook, Revised Edition, CYTEC, Horton Printing Company, Meriden, CT
- [53] FUERSTENAU, M.C.; GUTIERREZ, G.; ELGILLANI, D.A. (1968): The influence of sodium silicate in nonmetallic flotation systems, Trans. Amer. Inst. Min. metallurgy., Petrol Eng. USA, 241 p. 317-324
- [54] OZCAN Y. GULSOY (2005): A simple model for the calculation of entrainment in flotation. Korean Journal of Chemical Engineering, Springer New York, pp. 628-634
- [55] WOODCOCK, J. (1988): Innovation and Option in Gold Metallurgy. XVI International Mining Processing Congress, Elsevier S. Pub. Amsterdam, pp. 115-131
- [56] TAFEL, V; WAGEMANN, K. (1953): Lehrbuch der Metallhüttenkunde. Band II, S. Hirzel Verlagsbuchhandlung, Leipzig, s. 120-130
- [57] BACHE, J.J. (1987): World Gold Deposits; A geological classification, North Oxford Academic Publisher, London und Bureau de Recherches Geologiques et Minieres, Orleans
- [58] IZATT, R.M.; JOHNSTON H.D.; WATT G.D.; CHRISTENSEN J.J. (1967): Inorganically Chemistry, vol. 6, pp. 132-135
- [59] MAC ARTHUR, J.S.; FORREST, R.; FORREST, W. (1889): British Patent 14,174. US pat. 418,137

- [60] POTTER, G.M. and BHAPPU, R.B. (1981): The chemistry of gold and silver recovery from natural resources; in Process and fundamental consideration of selected hydrometallurgical systems. Edited by Kuhn, M.C., Proceeding of Symposium, SME of AIME, New York, 27-35
- [61] DORR, J. V. N and BOSQUI, F. L. (1950): Cyanidation and concentration of gold and silver ores; McGraw-Hill Book Company Inc. New York
- [62] FINKELSTEIN, N.P. (1972): Goldmetallurgy in South Africa, edited by Adamsom, R.J., Chamber of Mines of South Africa, Chapter 10 – The chemistry of Extraction of Gold from its ores.
- [63] HEDLEY, N. and TABACHNICK, H. (1968): About the chemistry of Cyanidation; Cynamid, Reprint of Article No. 23, Dec.
- [64] ELSNER, L. (1953): Über das Verhalten verschiedener Metalle in einer wässrigen Lösung von Cyankalium. J. Prakt. Chem., 37, S. 440-446
- [65] POURBAIX M. (1966): Atlas of Electrochemical Equilibrium in Aqueous Solution, Pergamon Press, New York, NY, pp. 394-406
- [66] XUE, T. and OSSEO-ASARE, K. (1985): Heterogeneous equilibrium in the Au-CN-H₂O and Ag-CN-H₂O Systems, Metallurgical Transaction B, Volume 16B, pp. 455-463
- [67] KONDOS, P.D; DESCHENES, G.; MORRISON, R.M. (1995),: Process optimisation studies in gold cyanidation; Hydrometallurgy 39, 235-250
- [68] Leaching and precipitation technology for gold and silver ores; Engineering & Mining Journal, June 1983, 48-56
- [69] KONDOS, P.D.; WESLEY, F.G. AND JAVIER, O.J. (1996): The use of oxygen in gold cyanidation; Canadian Metallurgical Quarterly, Vol.35, pp. 39-45
- [70] DAVIDSON, R.J.; BROWN, G.A.; SCHMIDT, C.G.; HANF, N.W.; DUNCANSON, D. AND TAYLOR, J.D. (1978): The intensive Cyanidation of gold-plant gravity concentrates; Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 146-165
- [71] DAHYA, A.S. and KING, D.J. (1979): Developments in carbon-in-pulp technology for gold recovery; CIM Bull., 55-61
- [72] JEFFREY, M.I. and BREUER, P.L. (2000): The cyanide leaching of gold in solutions containing sulphide, Mineral Engineering, Vol. 13, No. 10-11, pp. 1097-1106

- [73] TYLOR, P.R. (1982): Copper and iron impurities in the cyanide leaching of gold; in Hydrometallurgy of Copper, its Byproducts and Rarer Metals. Editors Haas, L.A. and Weir, D.R. Proceeding of Symposium, SME of AIME, Dallas February 17-18, 85-94
- [74] GOCK, E.; ASIAM, E. (1987): Verfahren zur Gewinnung von Edelmetallen aus Erzkonzentraten. Internationales Patent. Internationale Veröffentlichungsnummer: WO87/01733
- [75] LANGHANS, D.; LORD, A.; LAMPSHIRE, D.; BURBANK, A. and BAGLING E. (1995): Biooxidation of an arsenic-bearing refractory gold ore, Mineral Engineering, Vol. 8, No. 1/2, pp. 147-158
- [76] BOSECKER, K. (1980): Bakteriellies Leaching – Metallgewinnung mit Hilfe von Bakterien, Metall 34, s 36-40,
- [77] CURELLI L.; LOI, G.; PERETTI, R.; ROSSI G.; TROIS, P. and ZUCCA, A. (1997): Gold recovery enhancement combined bioleaching and cyanidation, Mineral Engineering, Vol. 10, No. 6, pp. 567-576
- [78] BOSECKER, K. (1997): Bioleaching: metal solubilization by mikroorganism. FEMS Microbiol.Rev. 20, p 600-605
- [79] HELMS, W. (1996): Golderzbergbau in Westaustralien (Teil1), Erzmetall 49, 246-253
- [80] MILLER, J.D.; WAN, R.Y. and PARGA, J.R. (1989): Zinc dust cementation of precious metals from alkaline cyanide solution; In Process Metallurgy 5, Ed. Ritcey, G.M. Precious and Rare Metal technologies, Amsterdam, 281-305
- [81] MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS, CESEL S.A (2001): Direccion General De Asuntos Ambientales, Ingeniería Básica y de Detalle Para los Proyectos de Recuperación de Pasivos Ambientales Mineros de la Cuenca del río Santa, Relavera Ticapampa, Volumen II, Expediente Técnico, Informe Final
- [82] RAWLINGS D.E.; JOHNSON D.B. (Eds) (2007): Biomining, Springer-Verlag Berlin Heidelberg
- [83] OSTERTAG-HENNING, C. † (2005), Persönliche Mitteilung, Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe, Hannover
- [84] WILLS A.B. (2006): Wills´ Mineral Processing Technology, An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery, Seventh Edition, Published by Elsevier Ltd.

Anhangverzeichnis

- Anhang 1 Verlassene Erzverarbeitungsanlage in Ticapampa
- Anhang 2 Verlassene Erzverarbeitungsanlage in Ticapampa. Ansicht in Richtung Bergeteich und Fluss Rio Santa
- Anhang 3 Verlassene Erzverarbeitungsanlagen in Peru
- Anhang 4 Probenahmeregistratur
- Anhang 5 Goldanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 6 Silberanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 7 Schwefelanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 8 Arsenanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 9 Eisenanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 10 Zinkanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 11 Bleianalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 12 Mangananalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 13 Kohlenstoffanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 14 Cadmiumanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 15 Chromanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 16 Kobaltanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 17 Calciumanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 18 Magnesiumanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 19 Natriumanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 20 Kaliumanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 21 Kupferanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 22 Nickelanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben
- Anhang 23 Antimonanalysen von einzelnen und Gesamtbohrungsproben

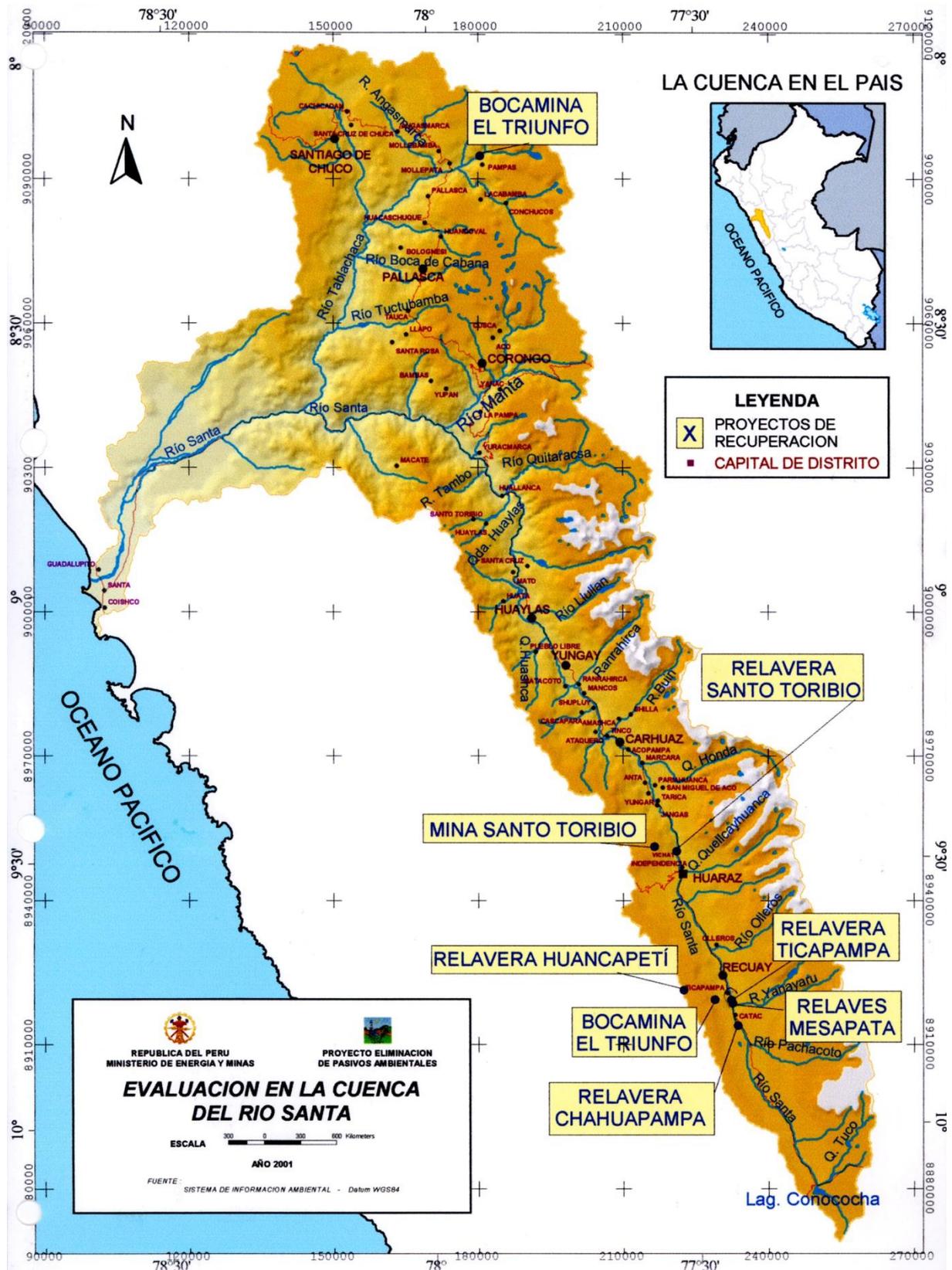
-
- Anhang 24 Massen einzelner chemischer Elemente des Bergeteichmaterials aus Ticapampa/ Peru
- Anhang 25 Ergebnisse der Elektronenmikrosondenuntersuchung von Pyrit und Arsenopyrit
- Anhang 26 Versuchsergebnisse zur Entschlammung des Bergeteichmaterials mit Hilfe eines Ø 45 und Ø 100mm Hydrozyklons
- Anhang 27 Massenanteil, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Aufgabematerials aus Ticapampa / Peru in Abhängigkeit von der Konzentration des Sammlers
- Anhang 28 Massenanteil, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Aufgabematerials aus Ticapampa / Peru in Abhängigkeit von der Konzentration des Schäumers
- Anhang 29 Massenanteil, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Aufgabematerials aus Ticapampa / Peru in Abhängigkeit von dem pH-Wert der Trübe
- Anhang 30 Massenanteil, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Aufgabematerials aus Ticapampa / Peru in Abhängigkeit von der Konzentration des zudosierten Drückers
- Anhang 31 Massenanteil, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Feinkorns in Abhängigkeit von der Sammlerkonzentration der Trübe
- Anhang 32 Massenanteil, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Feinkorns in Abhängigkeit von der Schäumerkonzentration der Trübe
- Anhang 33 Massenanteil, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Feinkorns in Abhängigkeit von der Drückerkonzentration der Trübe
- Anhang 34 Röntgendiffraktometrische Aufnahme des oxydischen Restes nach der Biolaugung
- Anhang 35 Rückstreuerelektronenbilder (BSE) vom Konzentrat
- Anhang 36 Energiedispersives Röntgenspektrum des Zersetzungsproduktes



Anhang 1: Der Bergeteich von Ticapampa, randlich vom Rio Santa erodiert. Die rötlichen Pfützen Eisenhydroxidausfällungen zeigen Sauerwasserbildung an (Quelle: BGR)



Anhang 2: Verlassene Erzverarbeitungsanlage in Ticapampa. Ansicht in Richtung Bergeteich und Fluss Rio Santa (Quelle: BGR)



Anhang 3: Stillgelegte Erzverarbeitungsanlagen in Peru (Quelle: BGR)

Tiefe (m)	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15
0.00-0.50	S1/1	S2/1	S3/1	S4/1	S5/1	S6/1	S7/1	S8/1	S9/1	S10/1	S11/1	S12/1	S13/1	S14/1	S15/1
0.50-1.00	S1/2	S2/2	S3/2	S4/2	S5/2	S6/2	S7/2	S8/2	S9/2	S10/2	S11/2	S12/2	S13/2	S14/2	S15/2
1.00-2.00	S1/3	S2/3	S3/3	S4/3	S5/3	S6/3	S7/3	S8/3	S9/3	S10/3	S11/3	S12/3	S13/3	S14/3	S15/3
2.00-3.00	S1/4	S2/4	S3/4	S4/4	S5/4	S6/4	S7/4	S8/4	S9/4	S10/4	S11/4	S12/4	S13/4	S14/4	S15/4
3.00-4.00	S1/5	S2/5	S3/5	S4/5	S5/5	S6/5	S7/5	S8/5	S9/5	S10/5	S11/5	S12/5	S13/5	S14/5	S15/5
4.00-5.00	S1/6	S2/6	S3/6	S4/6	S5/6	S6/6	S7/6	S8/6	S9/6	S10/6	S11/6	S12/6	S13/6	S14/6	S15/6
5.00-6.00	S1/7	S2/7	S3/7	S4/7	S5/7	S6/7	S7/7	S8/7	S9/7	S10/7	S11/7	S12/7	S13/7	S14/7	
6.00-7.00	S1/8	S2/8	S3/8	S4/8	S5/8	S6/8	S7/8	S8/8	S9/8	S10/8	S11/8	S12/8	S13/8	S14/8	
7.00-8.00	S1/9	S2/9	S3/9	S4/9	S5/9	S6/9	S7/9	S8/9	S9/9	S10/9	S11/9	S12/9	S13/9	S14/9	
8.00-9.00	S1/10	S2/10	S3/10	S4/10	S5/10	S6/10	S7/10	S8/10	S9/10	S10/10	S11/10	S12/10	S13/10	S14/10	
9.00-10.00	S1/11	S2/11	S3/11	S4/11	S5/11	S6/11	S7/11	S8/11	S9/11	S10/11	S11/11	S12/11	S13/11	S14/11	
10.00-11.00				S4/12	S5/12	S6/12	S7/12	S8/12	S9/12	S10/12	S11/12	S12/12	S13/12	S14/12	
11.00-12.00				S4/13	S5/13	S6/13	S7/13	S8/13	S9/13	S10/13	S11/13	S12/13	S13/13	S14/13	
12.00-13.00				S4/14	S5/14	S6/14	S7/14	S8/14	S9/14	S10/14	S11/14	S12/14	S13/14	S14/14	
13.00-14.00				S4/15	S5/15	S6/15	S7/15	S8/15	S9/15	S10/15	S11/15	S12/15	S13/15	S14/15	
14.00-15.00				S4/16	S5/16	S6/16	S7/16	S8/16	S9/16	S10/16	S11/16	S12/16	S13/16		
14.00-15.30														S14/16	
15.00-16.00				S4/17	S5/17	S6/17	S7/17	S8/17	S9/17	S10/17	S11/17	S12/17	S13/17		
16.00-17.00				S4/18	S5/18	S6/18	S7/18	S8/18		S10/18	S11/18				
16.00-17.50									S9/18			S12/18			
17.00-18.00				S4/19	S5/19	S6/19	S7/19				S11/19				
17.00-18.30										S10/19					
17.00-18.50							S8/19								
18.00-19.00						S6/20					S11/20				
Anzahl der Proben	11	11	11	19	19	20	19	19	18	19	20	18	17	16	6

Anhang 4: Probenahmeregistratur

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	0,63	1,25	1,10	2,75	4,10	2,30	2,58	2,12	1,19	1,29	1,05	2,25	1,27	1,05	1,23	
0,50 - 1,00	0,93	1,09	1,21	3,20	2,36	1,95	2,23	3,02	1,23	1,33	1,09	2,31	1,22	1,03	1,11	
1,00 - 2,00	0,85	1,62	1,25	3,72	1,68	1,56	3,24	5,37	1,24	1,83	1,01	2,37	1,35	1,07	1,07	
2,00 - 3,00	0,78	1,63	1,30	3,78	2,56	1,51	2,13	2,42	1,02	1,74	1,03	2,62	1,15	1,00	1,00	
3,00 - 4,00	0,65	1,36	1,19	5,34	2,88	1,52	2,69	2,51	1,08	1,66	1,12	3,02	1,01	0,94	1,02	
4,00 - 5,00	0,69	1,46	1,20	3,21	3,01	1,50	2,31	2,63	1,30	1,62	1,07	2,68	1,26	1,32	0,73	
5,00 - 6,00	0,85	1,70	0,95	3,64	4,82	1,41	2,28	2,80	1,29	1,45	1,32	2,79	1,37	1,55		
6,00 - 7,00	1,01	1,80	0,88	3,33	2,95	1,55	1,93	1,96	1,32	1,53	1,20	3,02	1,30	1,69		
7,00 - 8,00	0,61	1,79	1,20	3,25	2,40	1,76	1,46	2,90	1,62	1,68	1,94	3,58	1,29	1,79		
8,00 - 9,00	1,03	1,97	1,30	3,25	2,10	1,96	1,63	3,21	1,93	1,69	2,12	3,65	1,36	1,63		
9,00 - 10,00	1,21	2,03	1,40	3,46	2,20	2,19	1,59	7,60	2,16	1,98	2,44	4,23	1,57	1,81		
10,00 - 11,00				2,36	2,10	1,64	2,39	3,16	2,03	1,70	2,23	4,20	1,49	2,30		
11,00 - 12,00				1,89	2,36	1,32	4,29	3,80	2,07	1,59	2,31	3,47	1,59	3,89		
12,00 - 13,00				2,65	2,62	1,20	2,31	2,32	2,08	2,08	2,81	1,02	1,63	2,53		
13,00 - 14,00				2,87	2,93	1,19	1,57	1,71	1,60	2,76	3,00	0,99	1,22	2,39		
14,00 - 15,00				2,63	2,37	1,56	1,68	2,01	2,01	1,93	3,02	1,23	1,16			
14,00 - 15,30														2,08		
15,00 - 16,00				2,73	2,12	1,80	4,82	2,49	2,39	1,14	2,35	1,99	2,09			
16,00 - 17,00				2,85	2,62	1,72	2,32	2,06		0,79	2,62					
16,00 - 17,50									3,40			2,16				
17,00 - 18,00				3,56	2,35	1,97	3,26				3,78					
17,00 - 18,30										3,12						
17,00 - 18,50								3,42								
18,00 - 19,00						2,01					5,11					
Durchschnitt	0,84	1,61	1,18	3,18	2,66	1,68	2,46	3,03	1,72	1,73	2,13	2,64	1,37	1,75	1,03	1,93
M.g.B^(*)	1,02	1,64	1,15	2,82	2,51	1,46	2,64	2,92	1,62	1,70	2,26	2,41	1,15	1,58	1,26	1,88
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																1,65
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																1,21

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 5: Goldanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	22,73	23,75	21,96	44,65	28,98	47,98	13,28	20,06	32,10	27,86	82,41	30,52	19,06	39,44	14,59	
0,50 - 1,00	22,26	22,63	22,00	56,32	32,58	22,32	20,39	19,62	20,30	23,32	20,32	27,56	18,65	51,20	20,39	
1,00 - 2,00	21,98	29,16	24,36	69,08	41,92	19,84	32,68	17,40	15,02	18,15	18,86	22,50	16,89	72,99	23,43	
2,00 - 3,00	22,30	30,21	23,95	56,21	24,12	22,20	18,54	26,35	18,95	25,20	23,21	28,32	21,03	39,36	45,68	
3,00 - 4,00	27,63	26,95	25,30	36,49	15,02	21,04	14,47	28,50	23,92	24,88	20,13	26,44	20,57	32,63	48,63	
4,00 - 5,00	23,65	28,36	21,23	33,21	16,25	20,30	21,54	25,36	21,56	24,21	20,21	27,54	16,55	22,57	33,54	
5,00 - 6,00	31,20	29,60	19,41	30,37	15,87	19,92	23,32	23,35	18,16	22,64	19,21	28,57	16,00	14,07		
6,00 - 7,00	29,86	30,94	22,30	29,14	16,98	35,16	17,56	22,36	29,30	28,21	24,56	32,62	21,30	30,65		
7,00 - 8,00	26,32	30,66	21,30	27,36	14,78	39,90	15,37	23,68	27,65	31,15	21,89	35,14	22,86	22,67		
8,00 - 9,00	27,65	30,03	22,23	40,21	16,92	29,34	18,65	19,65	30,25	26,55	19,57	34,23	32,22	20,48		
9,00 - 10,00	29,30	31,09	26,30	53,06	20,29	28,45	21,09	18,46	44,49	25,71	20,47	29,83	48,10	16,75		
10,00 - 11,00				42,36	23,54	35,53	19,65	18,62	26,32	28,02	20,56	35,21	26,14	24,68		
11,00 - 12,00				41,99	24,81	37,30	34,01	18,54	15,16	29,90	20,64	42,34	28,08	26,50		
12,00 - 13,00				40,45	28,54	39,01	45,62	20,32	19,30	32,45	40,65	55,62	36,54	52,68		
13,00 - 14,00				39,03	27,67	38,79	56,41	16,43	20,85	35,53	36,13	64,53	43,70	69,02		
14,00 - 15,00				38,32	29,54	26,99	63,72	17,23	22,32	39,84	48,21	65,21	50,36			
14,00 - 15,30														72,61		
15,00 - 16,00				39,62	21,65	17,48	171,6	30,45	16,42	45,09	69,33	64,64	78,23			
16,00 - 17,00				51,21	25,32	23,20	203,6	35,32		32,62	81,65					
16,00 - 17,50									19,47			172,5				
17,00 - 18,00				115,2	22,66	37,54	304,4				101,7					
17,00 - 18,30										26,70						
17,00 - 18,50								85,32								
18,00 - 19,00						40,13					88,87					
Durchschnitt	25,90	28,49	22,76	46,54	23,55	30,13	74,40	25,63	23,42	28,84	39,93	45,74	30,37	38,02	31,04	36,76
M.g.B (*)	26,44	28,71	14,99	38,53	18,80	54,65	47,79	27,17	24,56	29,88	48,63	47,57	29,54	52,83	27,97	34,53
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																34,48
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																35,30

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 6: Silberanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	2,65	3,47	4,39	6,78	9,38	3,80	4,05	2,77	3,23	5,14	2,61	2,85	4,37	4,39	1,15	
0,50 - 1,00	3,30	10,17	4,54	8,59	3,14	5,28	6,44	5,26	4,64	5,25	6,91	4,77	3,91	4,86	3,94	
1,00 - 2,00	3,74	7,33	4,29	10,64	6,66	7,17	5,80	5,02	5,10	4,99	4,35	4,34	5,08	4,57	4,86	
2,00 - 3,00	4,06	5,98	4,30	8,78	4,88	5,02	4,96	4,60	5,06	4,66	4,63	4,32	4,62	4,85	4,77	
3,00 - 4,00	4,01	5,88	4,18	8,44	5,47	4,49	8,10	5,14	5,07	4,80	4,70	4,12	4,51	4,56	4,25	
4,00 - 5,00	3,95	4,97	3,85	10,82	5,35	4,53	4,89	4,05	5,06	4,50	4,04	4,03	4,38	4,95	4,11	
5,00 - 6,00	10,22	5,27	4,10	7,52	4,34	4,36	4,17	3,96	5,49	4,22	3,94	4,34	4,59	4,88		
6,00 - 7,00	4,12	7,28	4,36	5,23	4,61	4,45	4,32	4,12	4,47	4,53	2,76	4,77	4,61	5,02		
7,00 - 8,00	5,30	5,11	4,95	5,33	4,71	4,86	4,90	4,85	4,94	5,07	4,41	4,69	4,72	4,61		
8,00 - 9,00	6,93	5,96	6,02	5,76	5,79	5,05	5,19	5,31	4,88	4,99	5,75	5,01	5,00	4,92		
9,00 - 10,00	5,29	7,50	5,63	7,33	5,98	6,21	4,85	5,64	4,74	4,99	5,94	4,97	4,64	4,64		
10,00 - 11,00				7,55	6,55	5,43	6,29	5,43	5,11	5,01	7,00	5,04	4,96	12,14		
11,00 - 12,00				5,55	5,60	5,54	6,21	5,40	6,60	4,23	4,36	5,00	4,91	10,31		
12,00 - 13,00				4,98	4,95	6,55	4,77	5,13	5,11	5,96	5,37	12,01	5,46	12,54		
13,00 - 14,00				5,05	4,73	4,80	5,38	3,26	4,45	4,95	9,85	11,74	4,57	17,31		
14,00 - 15,00				7,90	5,69	8,42	12,06	8,20	10,76	3,90	15,03	12,06	5,00			
14,00 - 15,30														9,34		
15,00 - 16,00				10,90	4,49	7,43	12,88	8,74	16,25	3,81	16,48	13,99	10,69			
16,00 - 17,00				10,81	5,11	3,25	8,37	7,87		3,28	15,67					
16,00 - 17,50									12,82			18,37				
17,00 - 18,00				12,15		6,61	2,22				13,88					
17,00 - 18,30										3,40						
17,00 - 18,50								4,74								
18,00 - 19,00						8,43					17,97					
Durchschnitt	4,87	6,27	4,60	7,90	5,13	5,58	6,10	5,24	6,32	4,61	7,78	7,02	5,06	7,12	3,85	5,83
M.g.B (*)	4,96	6,34	4,76	7,96	5,15	5,63	6,13	5,26	6,43	4,48	7,82	7,43	5,38	7,17	3,38	5,89
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																5,91
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd.“/Kanada																5,90

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 7: Schwefelanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	2,63	3,42	3,36	3,22	5,47	1,84	2,50	2,77	3,03	2,61	1,45	3,73	3,14	2,15	2,58	
0,50 - 1,00	2,69	2,78	2,81	4,21	4,23	3,14	2,32	2,91	2,65	2,96	2,32	3,40	3,67	3,15	2,50	
1,00 - 2,00	2,70	3,01	2,92	5,59	3,36	3,63	2,34	3,87	2,57	3,07	2,97	2,99	4,09	5,68	2,59	
2,00 - 3,00	2,54	2,96	2,98	5,00	3,62	3,12	2,41	2,36	2,34	2,93	2,71	2,35	3,09	3,23	2,96	
3,00 - 4,00	2,56	3,30	3,21	5,04	4,40	3,23	2,28	1,59	2,78	2,90	2,61	2,11	2,30	2,15	3,22	
4,00 - 5,00	2,63	3,18	3,30	5,03	3,54	2,99	2,86	2,16	2,31	2,99	2,80	3,51	3,01	2,95	3,00	
5,00 - 6,00	2,32	3,12	3,24	4,65	3,67	2,92	3,65	2,66	2,70	3,14	2,72	3,22	2,83	3,16		
6,00 - 7,00	3,01	3,21	3,14	4,65	3,02	3,22	2,16	3,10	2,85	3,45	3,21	3,36	2,63	2,58		
7,00 - 8,00	3,00	3,20	3,09	3,44	2,56	3,54	1,99	3,34	2,77	3,53	3,47	3,48	2,53	2,63		
8,00 - 9,00	2,96	3,15	3,40	4,32	3,05	3,40	2,57	3,89	3,23	3,65	3,66	3,38	2,80	3,00		
9,00 - 10,00	3,06	3,14	3,18	5,66	2,96	3,37	2,71	3,18	3,26	3,60	3,75	3,28	2,79	3,06		
10,00 - 11,00				4,12	3,12	3,01	2,53	3,24	3,80	3,25	3,65	3,10	2,74	3,10		
11,00 - 12,00				4,10	3,37	2,37	2,51	2,68	3,81	3,02	2,24	3,20	2,77	3,05		
12,00 - 13,00				3,52	2,85	1,96	2,52	1,92	3,45	3,21	3,97	3,87	2,45	4,98		
13,00 - 14,00				3,19	2,84	1,41	1,56	1,66	3,44	3,00	4,12	3,86	2,53	6,41		
14,00 - 15,00				3,65	2,74	2,02	3,06	1,82	3,52	3,33	5,01	3,21	2,80			
14,00 - 15,30														4,23		
15,00 - 16,00				4,32	2,07	2,26	20,2	2,15	3,98	3,21	6,52	4,25	2,78			
16,00 - 17,00				3,68	2,34	2,35	5,63	3,13		2,93	6,78					
16,00 - 17,50									2,18			4,96				
17,00 - 18,00				1,32		2,22	4,57				7,93					
17,00 - 18,30										0,43						
17,00 - 18,50								1,56								
18,00 - 19,00						3,14					8,93					
Durchschnitt	2,74	3,13	3,15	4,14	3,12	2,76	3,70	2,63	3,04	3,01	4,04	3,40	2,88	3,47	2,81	3,20
M.g.B (*)	2,70	3,59	2,34	4,20	3,06	2,66	3,42	2,55	2,97	2,71	3,65	3,87	3,20	4,14	2,78	3,18
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																3,20
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																2,57

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 8: Arsenanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	7,10	7,82	7,88	8,11	11,22	5,00	3,89	6,76	5,26	7,08	4,14	7,02	7,38	6,37	5,46	
0,50 - 1,00	6,33	6,99	7,23	11,23	8,56	7,32	4,63	6,85	6,56	6,92	5,23	6,85	7,58	6,25	5,60	
1,00 - 2,00	5,27	8,10	7,16	12,53	7,83	8,04	5,09	7,46	7,27	6,24	6,44	6,72	8,01	6,68	6,48	
2,00 - 3,00	6,22	10,21	7,12	11,21	8,46	7,56	6,52	6,69	5,12	6,52	6,65	6,35	7,02	6,20	6,98	
3,00 - 4,00	5,87	12,33	7,15	10,96	9,02	6,61	7,60	5,21	4,10	6,47	7,23	6,35	6,74	5,35	7,01	
4,00 - 5,00	6,01	10,33	8,06	10,06	8,13	6,58	6,81	5,64	5,45	6,74	7,10	6,45	6,95	7,15	7,09	
5,00 - 6,00	7,36	9,52	7,68	9,06	7,27	6,59	5,46	5,96	4,95	6,54	6,59	7,23	5,99	6,81		
6,00 - 7,00	5,63	8,72	8,21	8,56	6,42	7,31	5,62	6,33	5,24	7,02	6,98	7,02	5,98	3,52		
7,00 - 8,00	6,65	7,98	8,31	7,75	5,90	7,41	6,20	6,77	6,01	7,89	7,05	7,07	6,32	3,89		
8,00 - 9,00	7,02	7,85	7,50	10,23	7,25	7,36	6,42	6,98	6,35	7,54	7,65	7,21	6,74	2,63		
9,00 - 10,00	6,92	8,41	7,60	12,03	7,89	7,51	6,10	7,01	9,74	7,11	7,56	7,47	6,93	1,80		
10,00 - 11,00				11,03	8,09	7,40	6,51	6,39	8,32	8,01	7,21	9,56	6,71	4,90		
11,00 - 12,00				10,65	7,07	7,39	6,43	6,17	4,42	7,83	6,84	10,13	6,90	5,76		
12,00 - 13,00				9,14	7,09	8,56	6,21	6,10	7,65	8,45	10,58	12,25	7,03	10,25		
13,00 - 14,00				8,13	7,15	8,81	5,74	4,61	8,08	9,36	11,37	13,81	7,05	15,40		
14,00 - 15,00				9,16	7,26	8,65	7,62	6,32	8,03	9,12	11,60	14,03	7,12			
14,00 - 15,30														16,32		
15,00 - 16,00				11,79	6,13	9,12	20,42	7,66	7,79	9,87	12,10	14,69	13,59			
16,00 - 17,00				14,21	7,95	8,96	15,63	8,03		8,65	14,36					
16,00 - 17,50									6,38			12,87				
17,00 - 18,00				21,47	5,98	8,94	31,70				18,84					
17,00 - 18,30										4,35						
17,00 - 18,50								22,23								
18,00 - 19,00						8,51					16,94					
Durchschnitt	6,40	8,93	7,63	10,91	7,61	7,68	8,66	7,32	6,48	7,46	9,12	9,06	7,30	6,83	6,44	7,86
M.g.B^(*)	6,46	8,74	7,92	10,02	7,75	8,60	8,19	7,48	6,55	7,96	8,35	7,21	7,10	8,92	3,74	7,67
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																7,74
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																-

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 9: Eisenanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	0,36	0,36	0,35	0,39	0,55	0,37	0,11	0,58	0,25	0,62	0,08	0,20	0,17	0,54	0,14	
0,50 - 1,00	0,42	0,53	0,45	0,58	0,49	0,42	0,23	0,61	0,28	0,51	0,20	0,26	0,33	0,63	0,20	
1,00 - 2,00	0,26	0,44	0,40	1,13	0,44	0,43	0,21	0,62	0,31	0,47	0,46	0,31	0,41	1,84	0,36	
2,00 - 3,00	0,21	0,42	0,33	0,61	0,42	0,32	0,36	0,73	0,33	0,45	0,41	0,27	0,40	0,36	0,56	
3,00 - 4,00	0,32	0,45	0,31	0,59	0,45	0,26	0,41	0,34	0,45	0,48	0,40	0,26	0,27	0,25	0,64	
4,00 - 5,00	0,33	0,48	0,36	0,42	0,37	0,28	0,49	0,38	0,36	0,32	0,36	0,21	0,31	0,30	0,48	
5,00 - 6,00	0,29	0,51	0,37	0,39	0,26	0,25	0,48	0,52	0,21	0,17	0,22	0,25	0,15	0,29		
6,00 - 7,00	0,40	0,59	0,40	0,40	0,26	0,60	0,32	0,60	0,40	0,36	0,52	0,36	0,36	0,40		
7,00 - 8,00	0,41	0,55	0,50	0,38	0,24	0,55	0,24	0,62	0,46	0,56	0,40	0,45	0,34	0,43		
8,00 - 9,00	0,44	0,57	0,51	0,89	0,31	0,69	0,50	0,67	0,61	0,58	0,62	0,51	0,41	0,23		
9,00 - 10,00	0,50	0,55	0,48	1,13	0,48	0,65	0,46	0,63	1,06	0,56	0,57	0,46	0,63	0,19		
10,00 - 11,00				0,93	0,66	0,76	0,51	0,69	0,85	0,60	0,60	1,33	0,45	0,43		
11,00 - 12,00				1,09	0,76	0,71	0,61	0,72	0,15	0,40	0,43	1,48	0,40	0,44		
12,00 - 13,00				0,78	0,63	1,02	0,92	0,70	0,15	0,66	0,92	3,23	0,63	1,63		
13,00 - 14,00				0,60	0,53	0,91	1,33	0,83	0,19	0,81	0,89	3,19	0,60	3,00		
14,00 - 15,00				0,91	0,40	1,01	1,25	1,05	0,23	0,71	1,21	3,10	0,58			
14,00 - 15,30														3,69		
15,00 - 16,00				1,16	0,39	1,23	4,75	1,53	0,40	1,06	2,50	1,59	1,97			
16,00 - 17,00				1,06	0,48	1,36	3,21	1,63		0,89	2,63					
16,00 - 17,50									0,26			2,86				
17,00 - 18,00				0,88	0,21	1,24	2,40				2,91					
17,00 - 18,30										0,16						
17,00 - 18,50								1,41								
18,00 - 19,00						1,32					3,69					
Durchschnitt	0,36	0,50	0,41	0,75	0,44	0,72	0,99	0,78	0,39	0,55	1,00	1,13	0,49	0,92	0,40	0,65
M.g.B (*)	0,60	0,54	0,29	0,72	0,41	0,69	1,24	0,78	0,75	0,46	1,16	1,23	0,47	1,44	0,35	0,74
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																0,75
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																0,76

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 10: Zinkanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	0,66	0,22	0,24	0,40	0,29	0,38	0,26	0,32	0,28	0,25	0,53	0,28	0,17	0,32	0,17	
0,50 - 1,00	0,21	0,12	0,13	0,49	0,31	0,26	0,27	0,29	0,20	0,20	0,23	0,25	0,20	0,44	0,32	
1,00 - 2,00	0,23	0,31	0,25	0,69	0,29	0,21	0,32	0,26	0,15	0,22	0,15	0,24	0,17	0,51	0,25	
2,00 - 3,00	0,29	0,43	0,30	0,54	0,20	0,25	0,31	0,21	0,22	0,20	0,31	0,26	0,21	0,36	0,48	
3,00 - 4,00	0,31	0,29	0,19	0,40	0,17	0,26	0,19	0,11	0,25	0,28	0,32	0,28	0,24	0,28	0,57	
4,00 - 5,00	0,20	0,23	0,23	0,41	0,22	0,22	0,23	0,32	0,24	0,30	0,29	0,30	0,22	0,24	0,36	
5,00 - 6,00	0,31	0,30	0,25	0,37	0,25	0,26	0,26	0,38	0,23	0,27	0,31	0,33	0,19	0,14		
6,00 - 7,00	0,29	0,28	0,29	0,39	0,23	0,26	0,22	0,20	0,26	0,26	0,30	0,40	0,25	0,22		
7,00 - 8,00	0,20	0,24	0,28	0,26	0,22	0,69	0,23	0,17	0,29	0,32	0,32	0,38	0,24	0,23		
8,00 - 9,00	0,21	0,25	0,25	0,32	0,26	0,30	0,24	0,30	0,23	0,29	0,31	0,30	0,30	0,25		
9,00 - 10,00	0,27	0,26	0,25	0,55	0,29	0,28	0,30	0,25	0,28	0,28	0,26	0,27	0,56	0,22		
10,00 - 11,00				0,41	0,31	0,31	0,26	0,21	0,15	0,22	0,26	0,19	0,26	0,30		
11,00 - 12,00				0,33	0,30	0,30	0,27	0,23	0,14	0,19	0,22	0,20	0,23	0,28		
12,00 - 13,00				0,23	0,30	0,31	0,31	0,18	0,19	0,29	0,22	0,11	0,30	0,51		
13,00 - 14,00				0,19	0,27	0,34	0,35	0,19	0,18	0,31	0,19	0,12	0,35	0,72		
14,00 - 15,00				0,26	0,29	0,33	0,31	0,20	0,18	0,33	0,20	0,16	0,32			
14,00 - 15,30														0,81		
15,00 - 16,00				0,30	0,25	0,31	0,44	0,19	0,17	0,28	0,34	0,27	0,55			
16,00 - 17,00				0,41	0,26	0,29	0,39	0,23		0,26	0,40					
16,00 - 17,50									0,24			1,04				
17,00 - 18,00				1,19	0,19	0,24	1,87				0,74					
17,00 - 18,30										0,03						
17,00 - 18,50								0,95								
18,00 - 19,00						0,26					0,58					
Durchschnitt	0,29	0,27	0,24	0,43	0,26	0,30	0,37	0,27	0,22	0,25	0,32	0,30	0,28	0,36	0,36	0,30
M.g.B (*)	0,28	0,34	0,22	0,39	0,22	0,39	0,38	0,28	0,10	0,21	0,33	0,31	0,28	0,57	0,13	0,30
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																0,29
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																0,29

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 11: Bleianalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	0,19	0,19	0,18	0,15	0,24	0,19	0,06	0,43	0,17	0,16	0,06	0,11	0,23	0,24	0,15	
0,50 - 1,00	0,19	0,21	0,18	0,16	0,23	0,23	0,08	0,45	0,20	0,23	0,21	0,32	0,30	0,20	0,21	
1,00 - 2,00	0,18	0,20	0,20	0,30	0,17	0,28	0,09	0,44	0,32	0,46	0,43	0,42	0,39	0,09	0,22	
2,00 - 3,00	0,18	0,20	0,21	0,18	0,26	0,21	0,20	0,39	0,31	0,24	0,36	0,35	0,32	0,11	0,23	
3,00 - 4,00	0,18	0,17	0,18	0,17	0,32	0,13	0,27	0,33	0,25	0,29	0,31	0,34	0,34	0,18	0,22	
4,00 - 5,00	0,16	0,17	0,21	0,18	0,17	0,19	0,23	0,29	0,20	0,24	0,25	0,23	0,19	0,23	0,20	
5,00 - 6,00	0,18	0,22	0,20	0,17	0,15	0,18	0,20	0,26	0,17	0,21	0,21	0,20	0,17	0,30		
6,00 - 7,00	0,18	0,25	0,22	0,21	0,16	0,17	0,21	0,22	0,16	0,23	0,19	0,21	0,22	0,29		
7,00 - 8,00	0,17	0,22	0,20	0,22	0,16	0,17	0,17	0,21	0,16	0,20	0,18	0,23	0,21	0,24		
8,00 - 9,00	0,19	0,20	0,19	0,18	0,16	0,17	0,19	0,23	0,15	0,18	0,18	0,15	0,23	0,18		
9,00 - 10,00	0,20	0,21	0,21	0,15	0,21	0,15	0,18	0,22	0,13	0,19	0,17	0,16	0,22	0,16		
10,00 - 11,00				0,21	0,19	0,22	0,17	0,18	0,14	0,15	0,24	0,40	0,20	0,17		
11,00 - 12,00				0,27	0,18	0,25	0,09	0,17	0,15	0,15	0,23	0,53	0,17	0,16		
12,00 - 13,00				0,24	0,20	0,31	0,10	0,18	0,23	0,26	0,22	0,89	0,25	0,32		
13,00 - 14,00				0,25	0,22	0,28	0,08	0,15	0,25	0,28	0,13	0,58	0,27	0,45		
14,00 - 15,00				0,26	0,21	0,30	0,11	0,20		0,26	0,26	0,56	0,25			
14,00 - 15,30														0,62		
15,00 - 16,00				0,28	0,31	0,93	0,84	0,36	0,38	0,13	0,73	0,23	0,08			
16,00 - 17,00				0,20	0,29	1,03	1,03	0,31		0,14	0,77					
16,00 - 17,50									0,32			0,55				
17,00 - 18,00				0,09	0,15	0,96	0,23				0,85					
17,00 - 18,30										0,05						
17,00 - 18,50								0,21								
18,00 - 19,00						0,97					0,70					
Durchschnitt	0,18	0,20	0,20	0,20	0,21	0,37	0,24	0,28	0,21	0,21	0,33	0,36	0,24	0,25	0,21	0,25
M.g.B (*)	0,28	0,24	0,22	0,23	0,22	0,31	0,30	0,26	0,26	0,22	0,41	0,47	0,25	0,48	0,35	0,30
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																0,30
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																0,29

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 12: Mangananalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	0,13	0,06	0,15	0,10	0,18	0,11	0,07	0,17	0,13	0,11	0,08	0,09	0,13	0,16	0,11	
0,50 - 1,00	0,19	0,13	0,27	0,17	0,19	0,22	0,13	0,18	0,36	0,07	0,20	0,26	0,29	0,31	0,14	
1,00 - 2,00	0,27	0,47	0,26	0,30	0,39	0,37	0,26	0,18	0,35	0,21	0,33	0,37	0,29	0,33	0,40	
2,00 - 3,00	0,33	0,15	0,22	0,23	0,29	0,45	0,32	0,40	0,39	0,34	0,42	0,37	0,31	0,43	0,28	
3,00 - 4,00	0,40	0,22	0,27	0,27	0,20	0,25	0,27	0,35	0,30	0,33	0,36	0,41	0,41	0,35	0,35	
4,00 - 5,00	0,38	0,25	0,24	0,24	0,29	0,38	0,23	0,27	0,30	0,27	0,29	0,32	0,31	0,35	0,66	
5,00 - 6,00	0,37	0,32	0,33	0,26	0,31	0,30	0,29	0,31	0,27	0,30	0,24	0,29	0,27	0,45		
6,00 - 7,00	0,35	0,28	0,30	0,31	0,30	0,29	0,31	0,32	0,33	0,32	0,22	0,30	0,28	0,36		
7,00 - 8,00	0,30	0,34	0,34	0,30	0,30	0,21	0,23	0,24	0,26	0,28	0,22	0,36	0,33	0,31		
8,00 - 9,00	0,23	0,26	0,20	0,30	0,30	0,25	0,23	0,21	0,29	0,24	0,27	0,25	0,27	0,28		
9,00 - 10,00	0,22	0,28	0,26	0,35	0,32	0,21	0,29	0,21	0,26	0,24	0,25	0,21	0,29	0,17		
10,00 - 11,00				0,32	0,24	0,19	0,09	0,22	0,23	0,24	0,26	0,24	0,32	0,62		
11,00 - 12,00				0,22	0,34	0,31	0,20	0,23	0,17	0,22	0,33	0,24	0,21	0,63		
12,00 - 13,00				0,28	0,40	0,21	0,23	0,26	0,17	0,18	0,31	0,38	0,24	0,55		
13,00 - 14,00				0,34	0,37	0,15	0,17	0,18	0,22	0,20	0,15	0,65	0,39	0,35		
14,00 - 15,00				0,41	0,40	0,20	0,33	0,33	0,28	0,43	0,66	0,95	0,16			
14,00 - 15,30														0,31		
15,00 - 16,00				0,56	0,55	0,66	0,82	0,29	0,29	0,32	0,62	0,84	0,73			
16,00 - 17,00				0,53	0,50	0,36	0,49	0,34		0,16	0,69					
16,00 - 17,50									0,29			0,40				
17,00 - 18,00				0,44	0,41	0,08	0,27				0,50					
17,00 - 18,30										0,50						
17,00 - 18,50								0,37								
18,00 - 19,00						0,11					0,42					
Durchschnitt	0,29	0,25	0,26	0,31	0,33	0,27	0,28	0,27	0,27	0,26	0,34	0,39	0,31	0,37	0,32	0,30
M.g.B (*)	0,36	0,27	0,33	0,41	0,36	0,24	0,35	0,32	0,23	0,44	0,41	0,43	0,32	0,42	0,45	0,36
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																0,37
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																-

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 13: Kohlenstoffanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	13,52	23,36	12,52	30,70	35,06	23,57	5,87	38,97	19,44	38,27	5,60	20,18	15,60	33,48	9,16	
0,50 - 1,00	16,85	36,23	16,36	50,14	29,65	26,95	13,23	32,51	20,63	32,32	25,32	21,32	18,56	51,32	18,56	
1,00 - 2,00	23,69	37,23	18,56	69,39	26,82	26,26	15,47	26,31	18,70	21,36	27,55	20,04	20,11	107,20	21,61	
2,00 - 3,00	32,56	36,56	19,36	48,95	28,62	20,56	24,58	30,25	22,85	24,25	22,69	19,32	16,32	23,63	36,54	
3,00 - 4,00	45,23	36,44	18,97	37,45	31,51	16,72	30,20	37,04	27,75	29,00	24,43	17,95	17,12	19,76	37,56	
4,00 - 5,00	39,65	37,00	25,65	25,23	20,16	14,20	35,10	20,36	25,62	20,68	22,47	17,54	18,25	18,54	33,58	
5,00 - 6,00	48,63	29,69	28,20	26,19	18,14	15,90	35,46	16,29	12,98	11,26	13,06	16,79	10,05	17,52		
6,00 - 7,00	50,12	35,62	31,10	28,14	17,54	39,51	30,16	25,63	28,36	35,87	26,65	25,32	20,54	30,25		
7,00 - 8,00	42,63	37,71	27,53	25,44	16,67	35,15	15,87	35,42	27,37	33,81	23,90	28,71	21,09	26,30		
8,00 - 9,00	46,32	35,90	32,36	45,21	32,25	44,20	30,78	32,62	30,25	36,45	30,58	30,58	30,20	18,62		
9,00 - 10,00	43,65	36,69	35,65	81,35	31,93	41,57	31,84	32,76	75,10	35,49	35,58	30,75	37,15	11,97		
10,00 - 11,00				80,45	40,23	51,23	32,00	31,05	33,36	32,10	31,87	75,45	29,30	29,36		
11,00 - 12,00				80,88	53,16	45,57	47,34	33,14	17,80	26,25	27,09	94,60	24,78	26,22		
12,00 - 13,00				40,32	48,24	60,24	52,36	50,21	18,54	36,98	40,63	180,4	36,65	60,36		
13,00 - 14,00				38,50	37,84	63,22	121,6	77,98	17,07	40,31	56,56	195,7	37,09	171,58		
14,00 - 15,00				52,36	40,21	65,57	153,9	93,21	18,24	51,36	71,22	150,6	40,25			
14,00 - 15,30														136,5		
15,00 - 16,00				90,43	25,91	75,25	250,0	106,3	19,55	56,27	135,3	138,4	114,9			
16,00 - 17,00				82,32	36,21	77,32	173,8	126,5		55,32	142,3					
16,00 - 17,50									16,21			156,8				
17,00 - 18,00				68,03	14,31	80,55	72,02				151,3					
17,00 - 18,30										62,30						
17,00 - 18,50								40,46								
18,00 - 19,00						96,35					200,4					
Durchschnitt	36,62	34,77	24,21	52,71	30,76	45,99	61,66	46,69	24,99	35,77	55,73	68,91	29,88	48,92	26,17	41,58
M.g.B (*)	48,29	36,49	22,31	54,34	31,07	51,88	71,14	43,82	28,33	36,01	78,94	72,53	32,87	53,55	26,89	45,90
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																45,86
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																44,37

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 14: Cadmiumanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	11,48	13,00	14,97	13,29	12,51	8,92	11,23	8,12	7,23	11,85	7,34	17,95	12,57	14,65	9,16	
0,50 - 1,00	15,32	12,51	15,62	13,56	12,10	9,45	11,04	12,56	9,32	12,03	9,36	18,25	11,36	11,32	9,02	
1,00 - 2,00	20,32	13,54	13,65	13,93	10,27	12,56	10,56	16,73	10,26	12,09	17,83	20,42	10,91	10,27	8,15	
2,00 - 3,00	25,32	11,88	20,30	13,52	12,35	8,45	11,24	15,59	9,65	12,32	10,45	15,32	10,54	9,65	11,32	
3,00 - 4,00	32,17	14,25	24,78	12,11	11,51	8,34	11,89	14,49	8,47	11,45	9,26	13,78	9,93	7,35	12,86	
4,00 - 5,00	19,32	16,32	18,20	9,65	9,62	8,71	9,12	13,54	8,65	10,25	10,65	13,02	9,54	8,94	15,23	
5,00 - 6,00	22,32	15,98	22,32	8,86	9,54	8,67	8,55	13,98	7,76	9,82	11,11	12,74	9,45	9,61		
6,00 - 7,00	21,20	16,02	23,36	10,23	10,26	8,69	9,03	10,08	7,26	8,26	8,65	13,09	9,01	8,57		
7,00 - 8,00	19,62	15,26	21,25	11,44	11,43	8,59	9,23	11,29	6,92	7,97	7,97	12,67	7,95	8,03		
8,00 - 9,00	22,35	14,20	26,32	11,23	10,45	10,23	9,42	8,40	11,02	8,98	7,69	12,54	11,54	7,52		
9,00 - 10,00	24,95	12,52	25,24	11,55	9,27	10,00	9,34	9,01	12,14	9,15	7,23	12,10	12,72	7,15		
10,00 - 11,00				16,32	8,45	13,62	9,01	9,08	16,32	10,04	8,45	13,65	14,06	6,54		
11,00 - 12,00				18,38	7,28	14,48	12,21	10,10	24,23	10,62	9,69	14,45	14,65	6,63		
12,00 - 13,00				14,21	8,72	10,68	10,23	11,43	12,36	12,98	9,08	10,90	15,94	7,59		
13,00 - 14,00				11,21	11,91	8,88	9,37	8,12	13,76	13,47	8,04	8,85	16,22	8,51		
14,00 - 15,00				12,32	12,52	9,35	9,12	9,03	14,65	13,01	9,03	8,54	14,23			
14,00 - 15,30														9,23		
15,00 - 16,00				15,49	16,73	18,90	12,96	7,68	10,60	12,31	3,89	13,6	11,00			
16,00 - 17,00				16,32	18,21	20,36	13,25	8,14		15,32	4,09					
16,00 - 17,50									11,65			6,84				
17,00 - 18,00				16,98	9,88	7,38	9,21				4,02					
17,00 - 18,30										17,88						
17,00 - 18,50								15,79								
18,00 - 19,00						9,45					5,62					
Durchschnitt	21,31	14,13	20,55	13,19	11,21	10,79	10,32	11,22	11,24	11,57	8,47	13,26	11,86	8,85	21,31	12,59
M.g.B (*)	13,90	11,40	10,97	11,21	11,82	9,53	9,64	10,26	9,74	11,54	9,46	10,31	10,99	9,26	13,90	10,88
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																10,72
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																-

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 15: Chromanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	19,22	18,52	15,13	16,74	38,38	12,68	17,07	30,20	10,34	19,34	7,70	12,74	14,22	27,05	21,76	
0,50 - 1,00	20,65	26,25	18,72	31,52	30,21	16,58	16,24	26,37	16,32	17,62	12,32	16,32	18,54	12,32	18,54	
1,00 - 2,00	23,56	30,01	31,26	33,46	26,78	18,58	15,41	25,38	17,08	16,83	18,56	20,80	21,79	8,91	14,54	
2,00 - 3,00	24,58	28,58	29,32	48,65	25,84	22,54	26,84	23,41	15,98	18,45	18,25	18,87	20,36	12,14	19,87	
3,00 - 4,00	28,36	29,35	28,24	51,20	23,65	32,10	25,83	22,39	16,68	18,68	17,76	14,23	15,56	10,51	20,85	
4,00 - 5,00	26,35	27,36	28,89	31,02	27,65	20,45	24,69	23,58	17,51	19,32	17,89	19,54	25,54	15,32	27,54	
5,00 - 6,00	29,65	30,14	29,65	26,70	29,26	18,76	26,38	21,13	24,45	18,35	23,58	20,32	23,87	16,01		
6,00 - 7,00	30,25	32,14	27,82	22,58	21,15	20,85	25,24	20,85	18,32	16,32	20,32	19,68	20,45	15,96		
7,00 - 8,00	25,62	31,41	28,69	19,29	19,49	17,82	23,71	20,22	16,82	16,81	16,37	18,13	14,19	15,81		
8,00 - 9,00	26,34	28,36	27,98	32,02	18,57	28,65	29,54	20,26	20,36	25,62	24,32	26,84	21,57	16,35		
9,00 - 10,00	20,36	23,25	24,21	51,19	16,21	24,04	17,68	29,63	54,86	26,85	26,96	24,79	20,63	22,54		
10,00 - 11,00				52,32	18,57	28,97	21,57	28,15	21,36	28,62	25,63	35,14	22,36	17,84		
11,00 - 12,00				51,01	27,16	27,78	42,16	28,41	16,28	27,07	25,14	34,27	25,14	16,11		
12,00 - 13,00				36,21	30,15	33,47	32,54	18,44	17,65	36,21	23,45	19,54	30,41	14,85		
13,00 - 14,00				27,38	32,52	41,78	36,29	19,88	15,56	35,61	22,12	11,00	29,96	8,36		
14,00 - 15,00				28,45	31,52	30,56	18,78	20,48	16,32	39,32	24,56	12,49	25,97			
14,00 - 15,30														9,12		
15,00 - 16,00				23,08	34,23	21,10	18,52	39,31	21,18	55,60	5,69	12,41	9,55			
16,00 - 17,00				19,57	28,21	22,45	20,21	26,45		42,32	6,32					
16,00 - 17,50									14,73			5,89				
17,00 - 18,00				18,64	25,05	17,18	21,32				8,82					
17,00 - 18,30										16,04						
17,00 - 18,50								13,19								
18,00 - 19,00						21,36					7,99					
Durchschnitt	24,99	27,76	26,36	32,69	26,56	23,89	24,21	24,09	19,54	26,05	17,69	19,06	21,18	14,95	20,52	23,30
M.g.B (*)	26,25	28,74	24,86	31,54	28,57	24,69	25,28	24,90	20,19	27,53	18,85	21,30	24,31	15,23	20,28	25,17
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																23,61
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																-

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 16: Kobaltanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	0,57	0,84	0,64	0,39	0,65	0,73	0,84	1,39	0,73	1,31	0,72	1,05	1,27	0,69	0,57	
0,50 - 1,00	0,52	0,70	0,63	0,45	0,93	0,77	0,79	1,29	0,70	1,61	0,78	0,89	1,20	0,62	0,65	
1,00 - 2,00	0,50	0,56	0,80	0,58	1,30	1,08	0,76	1,31	0,68	1,62	0,88	0,48	1,17	0,48	0,70	
2,00 - 3,00	0,59	1,97	0,72	0,48	0,82	0,74	0,81	1,21	0,67	0,87	0,90	0,78	0,99	0,70	0,80	
3,00 - 4,00	0,61	1,23	0,65	0,40	0,77	0,57	0,80	1,06	0,68	0,98	0,91	0,81	0,91	0,75	0,81	
4,00 - 5,00	0,53	0,85	0,70	0,51	0,73	0,92	0,82	1,11	0,66	0,83	0,90	0,77	0,70	0,71	0,65	
5,00 - 6,00	0,49	0,59	0,56	0,50	0,71	0,90	0,65	1,22	0,54	0,86	0,84	0,72	0,63	0,64		
6,00 - 7,00	0,54	0,52	0,52	0,56	0,72	0,82	0,73	1,03	0,55	0,87	0,74	0,69	0,63	0,65		
7,00 - 8,00	0,44	0,58	0,55	0,64	0,71	0,61	0,72	1,04	0,47	0,86	0,74	0,49	0,68	0,64		
8,00 - 9,00	0,49	0,50	0,49	0,63	0,80	0,70	0,63	0,86	0,35	0,82	0,69	0,61	0,75	0,52		
9,00 - 10,00	0,52	0,54	0,56	0,62	0,88	0,71	0,66	0,91	0,35	0,62	0,73	0,56	0,81	0,50		
10,00 - 11,00				0,53	0,69	0,71	0,65	0,88	0,64	0,63	0,81	0,52	0,63	0,48		
11,00 - 12,00				0,46	0,52	0,75	0,60	0,79	0,76	0,69	0,80	0,54	0,54	0,45		
12,00 - 13,00				0,63	0,52	0,52	0,62	0,77	1,03	0,99	0,75	0,65	0,79	0,60		
13,00 - 14,00				0,68	0,56	0,37	0,48	0,77	1,39	1,32	0,66	0,82	0,77	0,57		
14,00 - 15,00				0,56	0,49	0,44	0,63	0,81	1,23	1,06	0,88	0,62	0,66			
14,00 - 15,30														0,54		
15,00 - 16,00				0,67	0,85	0,80	0,88	0,84	1,14	0,86	1,08	0,46	0,52			
16,00 - 17,00				0,54	0,81	0,85	0,89	0,86		0,90	0,95					
16,00 - 17,50									0,86			0,43				
17,00 - 18,00				0,37	0,82	0,98	0,63				0,89					
17,00 - 18,30										0,85						
17,00 - 18,50								0,94								
18,00 - 19,00						1,03					0,72					
Durchschnitt	0,53	0,81	0,62	0,54	0,75	0,75	0,72	1,00	0,75	0,98	0,82	0,66	0,80	0,60	0,70	0,73
M.g.B (*)	0,84	0,61	0,75	0,53	0,60	0,65	0,74	0,84	0,38	0,65	1,05	0,77	0,77	0,56	0,68	0,69
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																0,71
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																-

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 17: Calciumanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [%]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	0,08	0,12	0,15	0,11	0,10	0,12	0,08	0,10	0,11	0,12	0,20	0,50	0,22	0,09	0,22	
0,50 - 1,00	0,09	0,13	0,13	0,12	0,12	0,11	0,08	0,10	0,13	0,15	0,15	0,32	0,33	0,06	0,20	
1,00 - 2,00	0,12	0,12	0,14	0,16	0,12	0,12	0,06	0,11	0,12	0,11	0,12	0,16	0,69	0,03	0,21	
2,00 - 3,00	0,20	0,15	0,13	0,15	0,14	0,15	0,10	0,12	0,10	0,10	0,14	0,15	0,32	0,12	0,20	
3,00 - 4,00	0,22	0,15	0,18	0,13	0,16	0,17	0,11	0,11	0,08	0,12	0,17	0,09	0,30	0,11	0,06	
4,00 - 5,00	0,21	0,17	0,22	0,13	0,16	0,18	0,12	0,12	0,11	0,09	0,20	0,29	0,30	0,13	0,08	
5,00 - 6,00	0,09	0,09	0,21	0,15	0,21	0,22	0,16	0,11	0,10	0,13	0,26	0,25	0,24	0,11		
6,00 - 7,00	0,21	0,10	0,20	0,21	0,12	0,23	0,10	0,13	0,14	0,20	0,26	0,14	0,19	0,06		
7,00 - 8,00	0,22	0,08	0,19	0,20	0,09	0,14	0,11	0,14	0,16	0,23	0,25	0,13	0,20	0,08		
8,00 - 9,00	0,18	0,12	0,18	0,16	0,11	0,12	0,13	0,12	0,12	0,37	0,19	0,08	0,08	0,10		
9,00 - 10,00	0,18	0,17	0,20	0,13	0,12	0,09	0,11	0,12	0,13	0,32	0,18	0,09	0,06	0,09		
10,00 - 11,00				0,17	0,10	0,10	0,10	0,10	0,15	0,60	0,23	0,15	0,08	0,10		
11,00 - 12,00				0,15	0,07	0,09	0,09	0,08	0,18	0,73	0,37	0,20	0,07	0,09		
12,00 - 13,00				0,13	0,19	0,23	0,10	0,07	0,22	1,12	0,10	0,19	0,09	0,18		
13,00 - 14,00				0,18	0,16	0,30	0,08	0,06	0,24	1,05	0,09	0,17	0,10	0,16		
14,00 - 15,00				0,11	0,16	0,26	0,15	0,06	0,33	0,90	0,13	0,13	0,06			
14,00 - 15,30														0,05		
15,00 - 16,00				0,10	0,09	0,23	0,18	0,08	0,67	0,13	0,11	0,09	0,03			
16,00 - 17,00				0,09	0,10	0,30	0,20	0,08		0,16	0,13					
16,00 - 17,50									0,28			0,07				
17,00 - 18,00				0,06	0,11	0,06	0,08				0,08					
17,00 - 18,30										0,18						
17,00 - 18,50								0,05								
18,00 - 19,00						0,56					0,08					
Durchschnitt	0,16	0,13	0,18	0,14	0,13	0,19	0,11	0,10	0,19	0,36	0,17	0,18	0,20	0,10	0,16	0,17
M.g.B (*)	0,14	0,13	0,14	0,11	0,10	0,19	0,09	0,12	0,13	0,23	0,18	0,18	0,10	0,06	0,17	0,14
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																0,14
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																-

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 18: Magnesiumanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [%]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	0,14	0,10	0,22	0,13	0,18	0,14	0,15	0,14	0,08	0,20	0,23	0,18	0,11	0,10	0,05	
0,50 - 1,00	0,13	0,12	0,15	0,15	0,17	0,15	0,16	0,15	0,07	0,23	0,16	0,20	0,10	0,13	0,15	
1,00 - 2,00	0,18	0,13	0,20	0,17	0,19	0,16	0,20	0,15	0,08	0,35	0,13	0,21	0,13	0,30	0,13	
2,00 - 3,00	0,11	0,16	0,18	0,16	0,13	0,12	0,17	0,12	0,09	0,15	0,21	0,16	0,12	0,12	0,14	
3,00 - 4,00	0,15	0,15	0,19	0,15	0,12	0,12	0,15	0,12	0,10	0,16	0,22	0,16	0,07	0,08	0,13	
4,00 - 5,00	0,16	0,17	0,20	0,23	0,11	0,14	0,12	0,14	0,09	0,20	0,23	0,25	0,04	0,09	0,12	
5,00 - 6,00	0,15	0,13	0,30	0,25	0,12	0,15	0,10	0,15	0,09	0,21	0,24	0,31	0,06	0,08		
6,00 - 7,00	0,18	0,09	0,35	0,34	0,20	0,17	0,13	0,14	0,12	0,26	0,22	0,19	0,16	0,10		
7,00 - 8,00	0,22	0,12	0,21	0,32	0,29	0,16	0,15	0,14	0,11	0,25	0,20	0,16	0,13	0,09		
8,00 - 9,00	0,14	0,13	0,16	0,16	0,19	0,15	0,15	0,12	0,12	0,16	0,20	0,19	0,12	0,08		
9,00 - 10,00	0,14	0,15	0,15	0,15	0,17	0,14	0,14	0,14	0,10	0,15	0,21	0,19	0,13	0,09		
10,00 - 11,00				0,14	0,13	0,15	0,16	0,12	0,12	0,13	0,25	0,20	0,09	0,11		
11,00 - 12,00				0,09	0,11	0,12	0,16	0,11	1,36	0,18	0,22	0,21	0,09	0,10		
12,00 - 13,00				0,11	0,18	0,18	0,20	0,12	0,14	0,19	0,09	0,12	0,12	0,13		
13,00 - 14,00				0,13	0,17	0,14	0,23	0,10	0,12	0,28	0,10	0,09	0,11	0,10		
14,00 - 15,00				0,15	0,18	0,23	0,21	0,11	0,12	0,33	0,12	0,16	0,10			
14,00 - 15,30														0,14		
15,00 - 16,00				0,14	0,18	0,10	0,04	0,10	0,13	0,10	0,12	0,19	0,32			
16,00 - 17,00				0,23	0,16	0,13	0,05	0,12		0,13	0,14					
16,00 - 17,50									0,07			0,20				
17,00 - 18,00				0,63	0,16	0,07	0,06				0,13					
17,00 - 18,30										0,72						
17,00 - 18,50								0,30								
18,00 - 19,00						0,52					0,11					
Durchschnitt	0,15	0,13	0,21	0,20	0,17	0,16	0,14	0,14	0,17	0,23	0,18	0,19	0,12	0,12	0,12	0,16
M.g.B. (*)	0,16	0,12	0,22	0,23	0,17	0,13	0,15	0,14	0,16	0,19	0,18	0,17	0,13	0,13	0,22	0,17
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																0,18
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																-

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 19: Natriumanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [%]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	1,28	1,03	1,30	1,14	0,86	2,04	1,17	0,65	0,87	1,07	1,34	1,49	1,72	0,83	0,74	
0,50 - 1,00	1,62	0,96	1,23	0,72	1,03	1,96	1,03	0,74	0,85	1,23	1,02	1,54	1,76	0,85	0,80	
1,00 - 2,00	1,84	0,97	1,25	0,68	2,00	1,73	0,98	0,80	0,80	1,85	0,88	1,07	1,79	0,56	0,88	
2,00 - 3,00	1,32	1,02	1,34	0,85	1,08	1,65	0,96	1,12	0,68	1,22	1,12	1,02	1,32	0,90	0,81	
3,00 - 4,00	1,56	1,06	1,50	0,81	0,94	1,43	0,75	1,23	0,56	1,25	1,04	0,95	0,94	0,88	0,80	
4,00 - 5,00	1,62	1,05	1,53	0,81	1,13	1,36	0,39	0,69	0,69	1,36	1,35	1,36	0,96	0,81	0,83	
5,00 - 6,00	1,23	0,99	1,36	0,80	1,03	1,53	0,21	0,72	0,74	1,28	1,41	1,22	0,81	0,75		
6,00 - 7,00	1,11	0,87	1,10	0,90	0,96	1,30	0,86	0,70	0,78	1,19	1,06	0,95	0,93	0,63		
7,00 - 8,00	0,99	0,91	0,96	0,88	0,78	1,25	0,96	0,69	0,73	1,20	1,04	0,83	0,86	0,53		
8,00 - 9,00	0,69	1,32	1,21	0,82	0,62	1,35	0,72	0,80	0,90	1,13	1,00	0,87	0,84	0,71		
9,00 - 10,00	1,03	1,22	1,36	0,81	0,52	1,46	0,70	0,92	0,87	1,00	1,01	0,89	0,79	0,68		
10,00 - 11,00				0,83	0,69	1,78	0,83	0,63	1,36	1,02	1,32	0,99	0,91	0,75		
11,00 - 12,00				0,82	0,78	1,62	0,73	0,52	1,57	0,86	1,28	0,97	0,79	0,70		
12,00 - 13,00				0,86	0,85	1,03	0,78	0,56	1,68	1,63	0,92	0,82	0,96	0,61		
13,00 - 14,00				0,94	0,83	1,19	0,88	0,50	1,88	1,73	0,79	0,71	0,92	0,45		
14,00 - 15,00				0,93	1,02	1,20	0,78	0,68	1,69	1,32	0,65	1,03	0,89			
14,00 - 15,30														0,78		
15,00 - 16,00				0,94	1,01	1,24	1,17	0,93	1,74	0,88	0,33	1,07	0,60			
16,00 - 17,00				0,92	1,09	1,30	1,21	1,03		1,06	0,41					
16,00 - 17,50									0,89			0,44				
17,00 - 18,00				0,83	0,87	1,12	1,26				0,50					
17,00 - 18,30										1,65						
17,00 - 18,50							0,58									
18,00 - 19,00						1,35					0,39					
Durchschnitt	1,30	1,04	1,29	0,86	0,95	1,44	0,86	0,76	1,07	1,26	0,94	1,01	1,05	0,71	0,81	1,01
M.g.B (*)	0,82	0,91	0,82	1,02	0,70	0,75	0,71	0,89	0,78	0,78	0,85	0,79	0,89	0,78	0,88	0,82
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																0,85
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																-

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 20: Kaliumanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [%]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	237,0	305,2	263,1	300,5	352,1	179,7	223,2	300,9	190,9	277,2	115,2	338,4	171,1	339,0	129,7	
0,50 - 1,00	254,6	308,6	274,5	451,2	302,6	231,5	189,3	268,4	185,3	275,2	213,2	248,3	195,4	256,4	204,2	
1,00 - 2,00	301,2	321,5	258,4	618,4	262,8	251,7	151,6	269,5	181,9	269,6	319,8	258,0	188,3	164,7	222,3	
2,00 - 3,00	285,4	295,4	298,3	602,3	281,2	185,4	200,3	325,4	203,6	256,3	215,3	239,5	201,4	201,5	453,4	
3,00 - 4,00	236,4	278,5	306,5	305,5	284,1	200,7	250,1	418,1	208,1	244,2	229,6	228,3	197,2	194,1	673,8	
4,00 - 5,00	289,4	288,5	325,4	306,3	200,6	184,2	278,3	402,5	152,3	198,8	237,2	261,2	165,2	187,5	532,4	
5,00 - 6,00	312,4	301,2	300,7	226,8	192,3	260,5	263,7	325,6	136,2	169,8	236,7	259,4	142,5	170,4		
6,00 - 7,00	299,7	275,1	288,7	272,3	175,3	265,2	216,9	301,4	253,1	256,1	248,2	321,2	234,3	203,5		
7,00 - 8,00	302,4	263,2	249,8	264,3	181,5	229,0	256,5	289,0	269,7	283,7	254,5	421,1	216,5	197,2		
8,00 - 9,00	267,8	300,8	230,0	456,3	235,6	300,5	246,8	332,1	452,3	340,2	280,2	269,2	621,1	100,2		
9,00 - 10,00	249,8	295,3	270,1	588,6	265,9	290,8	262,9	343,7	695,1	356,6	255,4	243,6	666,5	225,6		
10,00 - 11,00				586,4	325,8	381,2	300,2	220,3	123,5	285,1	192,3	599,3	522,1	302,1		
11,00 - 12,00				539,6	378,7	349,5	439,4	245,1	167,7	235,7	203,3	508,9	330,7	258,3		
12,00 - 13,00				458,4	302,7	1521	1003	292,7	162,4	512,3	512,2	821,1	402,1	1583		
13,00 - 14,00				224,3	269,4	1806	952,8	352,1	187,0	612,2	610,7	881,2	375,6	2947		
14,00 - 15,00				426,3	306,8	2003	1121	1200	191,3	691,2	699,5	789,4	562,4			
14,00 - 15,30														1684		
15,00 - 16,00				562,6	309,4	507,8	1259	1268	183,1	704,2	799,5	485,6	1765			
16,00 - 17,00				684,5	315,8	532,2	1982	2568		523,2	1103					
16,00 - 17,50									186,7			1675				
17,00 - 18,00				4900	261,6	581,2	3601				1403					
17,00 - 18,30										575,1						
17,00 - 18,50								3326								
18,00 - 19,00						507,3					1319					
Durchschnitt	276,0	293,9	278,7	672,3	273,9	538,4	694,6	686,8	229,5	371,9	472,4	491,6	409,3	563,4	369,3	441,5
M.g.B (*)	340,9	325,8	175,1	513,8	238,5	844,5	679,8	520,9	461,5	284,0	506,6	468,0	333,4	1278,8	247,5	481,3
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																479,4
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																460,0

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 21: Kupferanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	6,99	9,92	8,15	6,55	17,60	3,74	6,40	3,52	3,98	6,90	1,84	6,02	6,55	7,24	10,91	
0,50 - 1,00	8,62	9,36	7,96	12,32	13,25	5,61	6,28	6,25	5,621	7,25	6,32	8,06	6,95	7,15	8,62	
1,00 - 2,00	7,96	8,26	7,63	13,94	8,68	6,97	4,43	9,74	6,89	8,21	7,55	8,38	7,87	7,20	6,19	
2,00 - 3,00	7,65	9,12	8,12	20,25	9,02	7,82	7,16	9,24	6,32	8,10	6,21	7,65	6,10	6,32	7,45	
3,00 - 4,00	8,15	9,02	8,36	21,39	8,85	11,80	8,14	9,11	5,58	7,37	5,45	6,29	6,22	4,04	7,59	
4,00 - 5,00	8,96	10,22	8,12	11,26	13,20	7,51	8,56	9,55	9,26	7,95	7,54	11,02	6,95	6,45	8,20	
5,00 - 6,00	10,63	9,65	8,20	10,56	13,38	7,91	9,64	9,72	11,41	8,77	10,63	11,69	11,96	6,45		
6,00 - 7,00	9,15	9,71	9,63	9,45	10,58	7,65	9,48	8,56	7,26	7,65	7,69	9,54	7,21	6,02		
7,00 - 8,00	9,64	9,73	10,15	8,49	9,03	7,11	10,40	7,98	7,06	7,30	6,53	7,32	6,04	5,29		
8,00 - 9,00	9,87	9,33	8,23	20,36	9,54	8,15	9,12	7,22	6,97	7,26	7,21	9,54	8,62	7,20		
9,00 - 10,00	8,56	8,16	9,32	22,11	8,49	10,00	7,26	6,47	6,36	7,00	7,55	9,81	7,51	10,52		
10,00 - 11,00				23,87	7,52	8,99	7,63	7,15	8,21	8,02	6,98	8,04	8,21	8,45		
11,00 - 12,00				25,77	7,52	8,87	9,37	7,23	11,82	7,90	6,73	6,92	8,45	6,77		
12,00 - 13,00				19,68	9,54	5,21	8,25	5,42	8,23	11,36	2,99	6,05	8,42	6,23		
13,00 - 14,00				15,98	10,79	4,02	7,66	4,40	7,17	11,76	3,22	3,09	8,03	1,34		
14,00 - 15,00				16,49	9,13	5,32	8,06	4,56	7,36	10,36	3,12	4,06	7,95			
14,00 - 15,30														3,23		
15,00 - 16,00				16,36	7,63	11,23	9,12	5,51	7,65	6,43	2,95	5,13	7,71			
16,00 - 17,00				16,92	8,59	9,32	2,48	4,91		9,65	2,45					
16,00 - 17,50									5,89			2,44				
17,00 - 18,00				17,71	10,11	2,51	2,87				1,11					
17,00 - 18,30										11,24						
17,00 - 18,50								4,55								
18,00 - 19,00						3,26					1,47					
Durchschnitt	8,74	9,32	8,53	16,29	10,13	7,15	7,49	6,90	7,39	8,45	5,28	7,28	7,69	6,24	8,16	8,34
M.g.B (*)	10,67	10,22	8,14	17,64	9,61	7,31	7,29	7,74	7,60	8,47	6,12	6,85	8,59	5,46	7,02	8,58
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																8,52
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																14,00

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 22: Nickelanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Tiefe [m]	Block 1			Block 2					Block 3			Block 4		Block 5	Block 6	
	S1	S2	S3	S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	
0,00 - 0,50	200,1	267,5	243,1	324,1	366,0	717,6	421,2	214,0	190,3	437,2	1044	224,7	146,8	288,6	140,0	
0,50 - 1,00	203,6	305,8	256,7	423,1	372,6	523,6	456,9	198,3	182,5	362,3	652,3	218,3	165,3	253,4	180,2	
1,00 - 2,00	296,4	342,5	248,5	533,7	387,0	283,6	485,0	184,3	152,6	217,9	253,5	219,5	177,5	131,2	191,8	
2,00 - 3,00	265,4	341,2	268,1	321,5	306,2	262,3	203,6	215,5	200,1	254,3	265,2	216,6	178,5	201,6	237,8	
3,00 - 4,00	267,4	300,2	297,1	287,0	206,1	249,6	192,2	294,3	202,6	269,6	270,8	212,4	173,2	193,5	345,3	
4,00 - 5,00	300,1	335,4	307,4	293,2	200,9	275,2	221,6	256,3	185,2	251,2	274,1	223,1	195,2	165,2	328,1	
5,00 - 6,00	301,8	329,8	321,5	287,1	192,3	243,5	229,8	226,6	168,9	238,4	274,8	224,1	153,6	142,9		
6,00 - 7,00	325,1	319,4	324,5	273,3	193,5	406,5	219,5	241,1	195,2	302,3	302,1	301,1	198,2	165,2		
7,00 - 8,00	354,1	326,7	322,4	263,2	196,6	409,3	193,4	236,5	205,4	314,2	304,5	298,3	187,2	156,6		
8,00 - 9,00	315,4	342,1	340,2	368,4	231,6	343,1	209,3	221,0	265,2	325,6	366,1	332,3	281,2	200,2		
9,00 - 10,00	321,2	333,1	328,8	413,1	258,9	336,9	219,7	214,4	373,7	334,0	359,2	341,9	341,6	197,1		
10,00 - 11,00				459,1	274,3	387,3	239,3	258,2	138,6	341,2	302,5	402,3	263,2	212,2		
11,00 - 12,00				484,5	288,6	373,6	296,1	279,7	61,23	350,2	333,0	461,8	279,8	203,6		
12,00 - 13,00				428,6	312,4	625,3	623,2	245,4	156,3	365,2	1232	736,5	321,5	235,2		
13,00 - 14,00				325,2	336,8	674,5	730,5	233,7	160,6	382,6	1333	805,6	319,7	242,1		
14,00 - 15,00				349,5	269,5	703,5	772,1	304,5	162,3	391,2	1254	1222	652,2			
14,00 - 15,30														421,2		
15,00 - 16,00				827,7	253,4	750,4	999,7	600,7	172,3	378,8	931	579,5	1105			
16,00 - 17,00				1203	153,6	742,3	1032	1102		358,3	1523					
16,00 - 17,50									164,0			2203				
17,00 - 18,00				3970	175,0	743,6	3704				2065					
17,00 - 18,30										368,9						
17,00 - 18,50								3268								
18,00 - 19,00						821,3					1745					
Durchschnitt	286,4	322,2	296,2	622,9	261,9	493,7	602,6	462,9	185,4	328,6	754,3	512,4	302,3	213,1	237,2	392,1
M.g.B (*)	308,1	274,4	197,3	673,9	214,9	1086	913,0	501,3	445,9	239,3	747,9	501,5	308,5	1394,1	285,8	539,4
Gemisch aller Bohrungen von S1 bis S15																539,6
Kontrollanalyse des Gemisches vom Labor „Activation Laboratories Ltd,“/Kanada																539,0

(*) Mischprobe gesamter Bohrung

Anhang 23: Antimonanalysen von Bohrkernabschnitten und von Mischproben der Gesamtbohrungen, [ppm]

Element	Masse [t]	Element	Masse [t]
Al₂O₃·SiO₂	3.208.577	Li	93,5
Au	4,6*	Mg	6.153
Ag	134,5	Mn	10.317
As	122.521	Mo	10,3
B	7.129	Na	6.428
Ba	467	Nb	14,7
Be	4,1	Ni	19,8
Bi	153	Pb	11.776
C	12.822	Rb	259
Ca	27.203	S	220.895
Ce	71,6	Se	10,3
Co	90,5	Sn	96,2
Cr	44,6	Sr	167
Cs	36,1	Ta	1,3
Cu	1.939	Te	1,6
Fe	297.734	Th	10,3
Ga	67,2	Ti	6.669
Ge	9,2	Tl	8,0
Hf	4,4	V	203
Hg	2,6	W	197
In	5,9	Y	19,5
K	34.796	Zn	27.331
La	37,9	Zr	153

* Der Goldinhalt wurde mit dem niedrigsten analysierten Goldgehalt von 1,21ppm ermittelt (siehe Anhang 5)

Anhang 24: Massen einzelner chemischer Elemente des Bergeteichmaterials aus Ticapampa/ Peru

Element	Co	Ag	Au	As
Nachweisgrenze (ppm)	10	15	35	30
Probe	Arsenopyrit			
1	0	17	0	-
2	0	0	0	-
3	0	0	0	-
4	0	0	0	-
5	0	33	0	-
6	0	23	0	-
7	0	0	0	-
8	28	0	0	-
9	28	0	198	-
10	125	16	0	-
11	0	0	0	-
12	13	0	0	-
13	48	0	0	-
14	23	0	0	-
15	0	0	0	-
16	0	0	73	-
17	0	0	316	-
18	0	0	0	-
19	0	0	0	-
20	0	0	0	-
21	0	0	0	-
22	0	0	46	-
23	0	0	49	-
24	28	0	0	-
25	0	0	0	-
26	0	0	0	-
27	37	0	0	-
28	140	0	0	-
29	0	0	0	-
30	0	0	0	-
31	0	0	0	-
32	0	0	0	-
33	0	0	0	-
34	0	0	0	-
35	0	0	0	-
Probe	Pyrit			
1	0	0	0	23200
2	0	0	0	7428
3	60	23	0	0
4	0	0	0	0
5	0	0	0	28328
6	50	0	0	40
7	276	0	0	19191
8	0	0	0	15455
9	0	0	0	426
10	0	0	0	13871

Anhang 25: Ergebnisse der Elektronenmikrosondenuntersuchung von Pyrit und Arsenopyrit [43]

Parameter		Durchsatz [kg/h]	Ausbringen [%]	Elementgehalt [%]				Elementdurchsatz [kg/h]				Elementausbringen [%]			
				As	Fe	Zn	S	As	Fe	Zn	S	As	Fe	Zn	S
Aufgabe		-	-	3,18	8,41	0,76	6,03	-	-	-	-	-	-	-	-
Ø 45; 1,5 bar	Oberlauf	26,08	9,08	2,40	7,60	0,83	3,55	0,63	1,98	0,22	0,93	6,36	7,44	9,80	6,08
	Unterlauf	261,0	90,92	3,53	9,44	0,76	5,48	9,2	24,6	1,99	14,30	93,64	92,56	90,20	93,92
Ø 45; 2 bar	Oberlauf	30,59	8,88	2,33	8,65	0,87	3,47	0,71	2,65	0,27	1,06	6,56	9,09	11,18	4,76
	Unterlauf	313,8	91,12	3,23	8,44	0,68	6,76	10,1	26,5	2,12	21,2	93,44	90,91	88,82	95,24
Ø 45; 2,5 bar	Oberlauf	36,16	7,32	2,38	8,05	0,86	3,41	0,86	2,91	0,31	1,23	5,20	6,54	6,47	4,28
	Unterlauf	455,9	92,65	3,45	9,13	0,98	6,05	15,7	41,6	4,49	27,6	94,80	93,46	93,53	95,72
Ø 100; 0,6 bar	Oberlauf	380,9	13,37	2,63	9,42	0,87	4,01	10,0	35,9	3,31	15,3	11,36	14,65	14,89	9,14
	Unterlauf	2465	86,63	3,17	8,48	0,77	6,16	78,2	209	18,9	152	88,64	85,35	85,11	90,86
Ø 100; 1 bar	Oberlauf	633,6	12,48	2,07	9,06	0,87	3,09	13,1	57,4	5,54	19,6	8,54	12,75	13,73	6,82
	Unterlauf	4451	87,52	3,15	8,82	0,78	6,01	140	393	34,8	267	91,46	87,25	86,27	93,18

Anhang 26: Versuchsergebnisse zur Entschlammung des Bergeteichmaterials mit Hilfe eines Ø 45 und Ø 100mm-Hydrozyklons

Parameter	Massenanfall		Schwefel				Arsen				Eisen				Zink				Kupfer			
	Sammler	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K
[kg/t]	[%]	[%]	Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen	
			[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
0,1	23,97	76,03	24,62	0,41	94,98	5,02	12,46	0,25	94,11	5,89	27,84	2,23	79,77	20,23	2,69	0,16	84,51	15,49	0,15	0,02	72,9	27,1
0,1	22,48	77,52	25,24	0,63	92,07	7,93	13,27	0,28	93,14	6,86	28,95	2,38	77,91	22,09	2,79	0,16	83,33	16,67	0,15	0,02	69,76	30,24
0,1	27,85	72,15	20,91	0,45	94,72	5,28	9,2	0,88	80,13	19,87	24,44	2,37	79,95	20,05	2,41	0,15	85,95	14,05	0,12	0,02	72,52	27,48
Mittelwerte	24,77	75,23	23,59	0,50	93,92	6,08	11,64	0,47	89,13	10,87	27,08	2,33	79,21	20,79	2,63	0,16	84,60	15,40	0,14	0,02	71,73	28,27
0,15	26,65	73,34	22,4	0,41	95,2	4,8	9,53	0,77	81,73	18,27	29,32	1,03	91,17	8,83	2,56	0,11	89,49	10,51	0,16	0,02	72,72	27,28
0,15	27,65	72,35	21,63	0,39	95,49	4,51	9,46	0,69	84,04	15,96	26,65	1,13	90,01	9,99	2,48	0,12	88,95	11,05	0,19	0,02	75,05	24,95
0,15	25,97	74,02	22,21	0,36	95,58	4,42	10,24	0,78	82,09	17,91	28,36	1,14	89,7	10,3	2,52	0,12	87,75	12,25	0,15	0,02	74,1	25,9
Mittelwerte	26,76	73,24	22,08	0,39	95,42	4,58	9,74	0,75	82,62	17,38	28,11	1,10	90,29	9,71	2,52	0,12	88,73	11,27	0,17	0,02	73,96	26,04
0,2	25,95	74,05	23,24	0,32	96,22	3,78	10,1	0,94	79,04	20,96	29,35	1,16	89,85	10,15	2,53	0,11	89,13	10,87	0,14	0,02	73,1	26,9
0,2	25,69	74,31	23,21	0,44	94,8	5,2	10,21	0,85	80,51	19,49	26,65	2,11	81,38	18,62	2,77	0,13	87,68	12,32	0,17	0,02	73,47	26,53
0,2	26,93	73,07	21,86	0,23	97,22	2,78	9,75	0,89	80,21	19,79	25,94	1,86	83,68	16,32	2,47	0,13	87,26	12,74	0,18	0,02	75,29	24,71
Mittelwerte	26,19	73,81	22,77	0,33	96,08	3,92	10,02	0,89	79,92	20,08	27,31	1,71	84,97	15,03	2,59	0,12	88,02	11,98	0,16	0,02	73,95	26,05

Anhang 27: Massenanfall, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Bergeteichmaterials aus Ticapampa / Peru in Abhängigkeit von der Konzentration des Sammlers. (Bergeteichmaterial: 6,03% S, 3,19% As, 8,41% Fe, 0,77% Zn, 0,05% Cu)

Parameter	Massenanfall		Schwefel				Arsen				Eisen				Zink				Kupfer			
	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B
Schäumer	K	B	Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen	
			[kg/t]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
0,05	19,70	80,29	27,90	0,74	90,24	9,76	13,51	0,68	82,98	17,02	32,31	2,77	74,09	25,91	2,66	0,31	67,69	32,31	0,17	0,02	69,47	30,53
0,05	21,38	78,61	26,01	0,73	90,65	9,35	12,62	0,64	84,28	15,72	29,90	2,55	76,15	23,85	2,49	0,30	69,00	31,00	0,17	0,02	71,09	28,91
0,05	19,30	80,70	28,77	0,73	90,41	9,59	13,84	0,65	83,59	16,41	32,56	2,69	74,34	25,66	2,74	0,30	68,28	31,72	0,18	0,02	68,70	31,30
Mittelwerte	20,13	79,87	27,56	0,73	90,43	9,57	13,32	0,66	83,62	16,38	31,59	2,67	74,86	25,14	2,63	0,30	68,32	31,68	0,17	0,02	69,75	30,25
0,1	23,97	76,03	24,62	0,41	94,98	5,02	12,46	0,25	94,11	5,89	27,84	2,23	79,77	20,23	2,69	0,16	84,51	15,49	0,15	0,02	72,90	27,10
0,1	22,48	77,52	25,24	0,63	92,07	7,93	13,27	0,28	93,14	6,86	28,95	2,38	77,91	22,09	2,79	0,16	83,33	16,67	0,15	0,02	69,76	30,24
0,1	27,85	72,15	20,91	0,45	94,72	5,28	9,20	0,88	80,13	19,87	24,44	2,37	79,95	20,05	2,41	0,15	85,95	14,05	0,12	0,02	72,52	27,48
Mittelwerte	24,77	75,23	23,59	0,50	93,92	6,08	11,64	0,47	89,13	10,87	27,08	2,33	79,21	20,79	2,63	0,16	84,60	15,40	0,14	0,02	71,73	28,27
0,15	25,34	74,66	22,89	0,37	95,45	4,55	11,19	0,53	87,79	12,21	26,99	2,21	80,57	19,43	2,58	0,13	86,75	13,25	0,14	0,02	73,75	26,25
0,15	27,10	72,90	21,52	0,43	94,90	5,10	10,21	0,57	86,91	13,09	24,31	2,29	79,79	20,21	2,47	0,14	87,13	12,87	0,13	0,02	73,91	26,09
0,15	27,56	72,44	21,25	0,41	95,17	4,83	8,68	0,47	90,21	9,79	21,47	2,03	84,15	15,85	2,07	0,14	88,27	11,73	0,13	0,01	86,15	13,85
Mittelwerte	26,67	73,33	21,89	0,40	95,17	4,83	10,03	0,52	88,30	11,70	24,26	2,18	81,50	18,50	2,37	0,14	87,38	12,62	0,13	0,02	77,94	22,06

Anhang 28: Massenanfall, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Bergeteichmaterials aus Ticapampa / Peru in Abhängigkeit von der Konzentration des Schäumers. (Bergeteichmaterial: 6,03% S, 3,19% As, 8,41% Fe, 0,77% Zn, 0,05% Cu)

Parameter	Massenanfall		Schwefel				Arsen				Eisen				Zink				Kupfer			
	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B
pH-Wert	K	B	Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen	
			[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
8	20,34	79,65	27,15	0,73	90,42	9,58	13,23	0,79	81,08	18,92	29,84	2,54	75,02	24,98	2,65	0,29	70,27	29,73	0,13	0,02	67,41	32,59
8	18,90	81,09	29,28	0,75	90,10	9,90	13,87	0,73	81,58	18,42	34,52	2,68	75,04	24,96	2,66	0,34	64,58	35,42	0,19	0,02	70,47	29,53
8	20,06	79,93	27,52	0,80	89,56	10,44	13,61	0,77	81,60	18,40	31,97	2,70	74,83	25,17	2,60	0,32	66,75	33,25	0,17	0,02	69,57	30,43
Mittelwerte	19,77	80,22	27,98	0,76	90,03	9,97	13,57	0,76	81,42	18,58	32,11	2,64	74,96	25,04	2,64	0,32	67,20	32,80	0,16	0,02	69,15	30,85
9	19,70	80,29	27,90	0,74	90,24	9,76	13,51	0,68	82,98	17,02	32,31	2,77	74,09	25,91	2,66	0,31	67,69	32,31	0,17	0,02	69,47	30,53
9	21,38	78,61	26,01	0,73	90,65	9,35	12,62	0,64	84,28	15,72	29,90	2,55	76,15	23,85	2,49	0,30	69,00	31,00	0,17	0,02	71,09	28,91
9	19,30	80,70	28,77	0,73	90,41	9,59	13,84	0,65	83,59	16,41	32,56	2,69	74,34	25,66	2,74	0,30	68,28	31,72	0,18	0,02	68,70	31,30
Mittelwerte	20,13	79,87	27,56	0,73	90,43	9,57	13,32	0,66	83,62	16,38	31,59	2,67	74,86	25,14	2,63	0,30	68,32	31,68	0,17	0,02	69,75	30,25
10	19,62	80,38	27,85	0,94	87,82	12,18	11,57	1,24	69,51	30,49	29,97	3,05	70,59	29,41	2,63	0,33	65,72	34,28	0,18	0,02	63,43	36,57
10	19,50	80,49	27,42	1,05	86,32	13,68	11,27	1,22	69,17	30,83	30,18	2,96	71,21	28,79	2,68	0,32	66,79	33,21	0,17	0,02	69,00	31,00
10	21,98	78,02	24,88	0,94	88,14	11,86	10,63	1,20	71,46	28,54	27,24	3,05	71,54	28,46	2,43	0,33	67,73	32,27	0,16	0,02	68,08	31,92
Mittelwerte	20,37	79,63	26,72	0,98	87,43	12,57	11,16	1,22	70,05	29,95	29,13	3,02	71,11	28,89	2,58	0,33	66,75	33,25	0,17	0,02	66,84	33,16

Anhang 29: Massenanfall, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Bergeteichmaterials aus Ticapampa / Peru in Abhängigkeit von dem pH-Wert der Trübe. (Bergeteichmaterial: 6,03% S, 3,19% As, 8,41% Fe, 0,77% Zn, 0,05% Cu)

Parameter	Massenanfall		Schwefel				Arsen				Eisen				Zink				Kupfer			
	Drücker	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K
[kg/t]	[%]	[%]	Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen	
			[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
1	23,97	76,03	24,62	0,41	94,98	5,02	12,46	0,25	94,11	5,89	27,84	2,23	79,77	20,23	2,69	0,16	84,51	15,49	0,15	0,02	72,90	27,10
1	22,48	77,52	25,24	0,63	92,07	7,93	13,27	0,28	93,14	6,86	28,95	2,38	77,91	22,09	2,79	0,16	83,33	16,67	0,15	0,02	69,76	30,24
1	27,85	72,15	20,91	0,45	94,72	5,28	9,20	0,88	80,13	19,87	24,44	2,37	79,95	20,05	2,41	0,15	85,95	14,05	0,12	0,02	72,52	27,48
Mittelwerte	24,77	75,23	23,59	0,50	93,92	6,08	11,64	0,47	89,13	10,87	27,08	2,33	79,21	20,79	2,63	0,16	84,60	15,40	0,14	0,02	71,73	28,27
1,5	19,85	80,15	25,93	1,02	86,29	13,71	11,00	1,28	67,96	32,04	31,26	2,36	76,64	23,36	2,14	0,38	58,24	41,76	0,18	0,02	64,24	35,76
1,5	25,75	74,25	22,22	0,39	95,18	4,82	9,80	1,07	76,02	23,98	25,93	2,55	77,91	22,09	2,13	0,30	71,10	28,90	0,15	0,02	75,83	24,17
1,5	23,29	76,71	23,89	0,56	92,83	7,17	10,30	1,15	73,13	26,87	26,87	2,75	74,81	25,19	2,08	0,35	64,36	35,64	0,15	0,02	68,74	31,26
Mittelwerte	22,96	77,04	24,01	0,66	91,43	8,57	10,37	1,17	72,37	27,63	28,02	2,55	76,45	23,55	2,12	0,34	64,57	35,43	0,16	0,02	69,60	30,40
2	23,59	76,41	24,32	0,31	96,03	3,97	10,62	0,95	77,55	22,45	27,01	2,14	79,58	20,42	2,06	0,36	63,85	36,15	0,19	0,01	80,32	19,68
2	21,82	78,18	25,68	0,52	93,24	6,76	11,23	1,06	74,73	25,27	29,62	2,26	78,53	21,47	2,08	0,40	59,21	40,79	0,16	0,05	47,18	52,82
2	22,23	77,77	25,63	0,42	94,58	5,42	11,14	0,89	78,16	21,84	29,47	2,18	79,44	20,56	2,10	0,39	60,62	39,38	0,20	0,03	68,89	31,11
Mittelwerte	22,55	77,45	25,21	0,42	94,62	5,38	11,00	0,97	76,81	23,19	28,70	2,19	79,18	20,82	2,08	0,38	61,23	38,77	0,18	0,03	65,46	34,54

Anhang 30: Massenanfall, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Bergeteichmaterials aus Ticapampa / Peru in Abhängigkeit von der Konzentration des zudosierten Drückers. (Bergeteichmaterial: 6,03% S, 3,19% As, 8,41% Fe, 0,77% Zn, 0,05% Cu)

Parameter	Massenanfall		Schwefel				Arsen				Eisen				Zink				Kupfer			
	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B
Sammler	K	B	Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen	
[kg/t]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
0,1	23,43	76,57	21,94	0,43	93,98	6,02	8,33	1,45	63,67	36,33	21,09	4,05	61,46	38,54	3,62	0,20	84,65	15,35	0,02	0,02	25,58	74,42
0,1	19,95	80,05	20,37	0,40	92,70	7,30	8,03	1,39	58,93	41,07	22,33	3,99	58,24	41,76	3,82	0,20	82,54	17,46	0,02	0,02	18,85	81,15
0,1	20,98	79,02	20,04	0,39	93,17	6,83	7,64	1,42	58,89	41,11	21,54	3,90	59,47	40,53	3,72	0,18	84,48	15,52	0,02	0,02	20,09	79,91
Mittelwerte	21,45	78,55	20,78	0,41	93,28	6,72	8,00	1,42	60,50	39,50	21,65	3,98	59,72	40,28	3,72	0,19	83,89	16,11	0,02	0,02	21,51	78,49
0,15	22,36	77,64	20,03	0,31	94,90	5,10	7,72	1,52	59,45	40,55	20,61	3,98	59,86	40,14	4,11	0,10	92,02	7,98	0,02	0,02	21,43	78,57
0,15	22,38	77,62	21,94	0,49	92,81	7,19	8,51	1,59	60,75	39,25	20,08	4,41	56,74	43,26	4,03	0,09	92,82	7,18	0,02	0,02	21,45	78,55
0,15	20,14	79,86	20,97	0,46	92,00	8,00	7,68	1,47	56,93	43,07	21,75	4,13	57,05	42,95	4,06	0,19	84,59	15,41	0,02	0,02	19,28	80,72
Mittelwerte	21,63	78,37	20,98	0,42	93,24	6,76	7,97	1,53	59,04	40,96	20,81	4,17	57,88	42,12	4,07	0,13	89,81	10,19	0,02	0,02	20,72	79,28
0,2	18,02	81,98	22,73	0,47	91,40	8,60	9,25	1,47	58,04	41,96	24,65	4,02	57,43	42,57	4,61	0,18	84,67	15,33	0,02	0,02	17,23	82,77
0,2	21,93	78,06	19,78	0,40	93,29	6,71	7,88	1,39	61,44	38,56	22,07	3,86	61,66	38,34	3,75	0,25	80,69	19,31	0,02	0,02	21,01	78,99
0,2	20,32	79,68	21,03	0,45	92,26	7,74	8,83	1,41	61,49	38,51	22,82	3,95	59,57	40,43	4,03	0,20	83,70	16,30	0,02	0,02	19,45	80,55
Mittelwerte	20,09	79,91	21,18	0,44	92,32	7,68	8,65	1,42	60,32	39,68	23,18	3,94	59,55	40,45	4,13	0,21	83,02	16,98	0,02	0,02	19,23	80,77

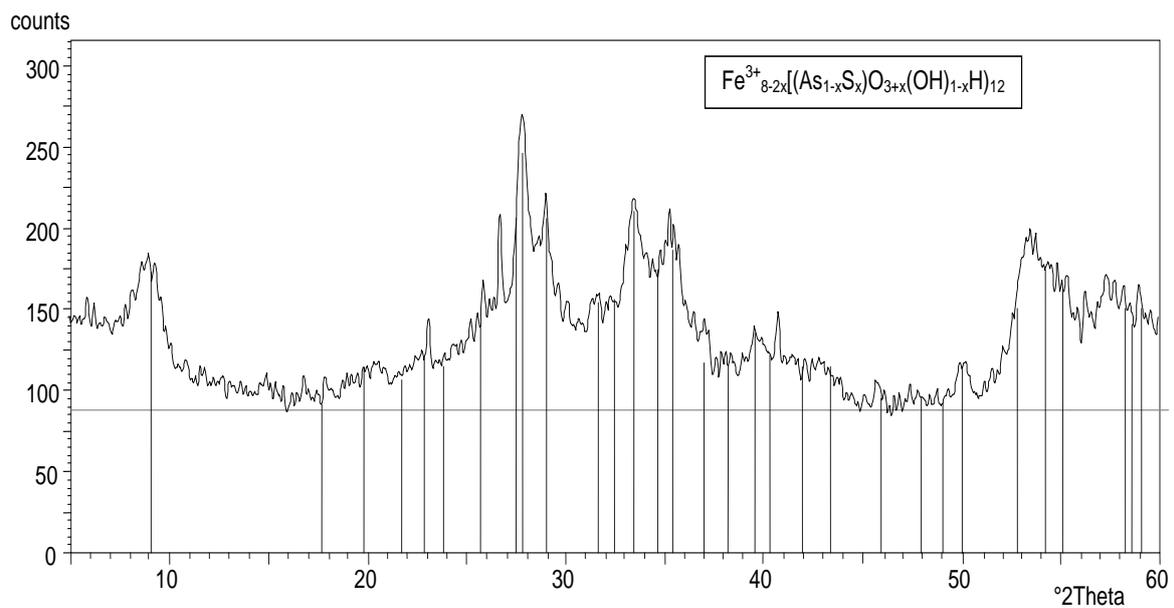
Anhang 31: Massenanfall, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Feinkorns in Abhängigkeit von der Sammlerkonzentration der Trübe. (Feinkorn: 5,34% S, 2,92% As, 7,81% Fe, 0,98% Zn, 0,07% Cu)

Parameter	Massenanfall		Schwefel				Arsen				Eisen				Zink				Kupfer			
	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B
[kg/t]	[%]	[%]	Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen	
			[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
0,025	16,94	83,06	16,44	3,01	52,69	47,31	5,12	2,32	31,05	68,95	16,63	5,67	37,44	62,56	4,02	0,33	71,40	28,60	0,06	0,04	23,64	77,27
0,025	17,93	82,07	16,09	3,03	53,71	46,29	4,71	2,35	30,43	69,57	17,12	5,80	39,20	60,80	4,41	0,29	76,60	23,40	0,06	0,04	24,68	75,32
0,025	13,67	86,33	21,29	2,74	55,16	44,84	7,27	2,16	34,82	65,18	21,81	5,56	38,31	61,69	5,46	0,30	74,52	25,48	0,06	0,04	19,19	80,81
Mittelwerte	16,18	83,82	17,94	2,93	53,85	46,15	5,70	2,28	32,10	67,90	18,52	5,68	38,32	61,68	4,63	0,31	74,17	25,83	0,06	0,04	22,50	77,80
0,05	17,85	82,14	21,90	1,79	72,67	27,33	7,56	1,70	49,22	50,78	21,35	4,64	49,98	50,02	4,82	0,24	81,31	18,69	0,06	0,04	24,58	75,42
0,05	15,32	84,68	24,11	1,90	69,66	30,34	9,07	1,75	48,44	51,56	25,61	4,59	50,24	49,76	5,55	0,22	81,72	18,28	0,06	0,04	21,34	78,66
0,05	16,25	83,75	22,84	1,84	70,66	29,34	8,62	1,71	49,43	50,57	24,60	4,53	51,29	48,71	4,93	0,21	82,15	17,85	0,06	0,04	22,54	77,46
Mittelwerte	16,47	83,52	22,95	1,84	71,00	29,00	8,42	1,72	49,03	50,97	23,85	4,59	50,50	49,50	5,10	0,22	81,73	18,27	0,06	0,04	22,82	77,18
0,075	23,43	76,57	21,94	0,43	93,98	6,02	8,13	1,45	63,11	36,89	21,91	3,70	64,44	35,56	3,69	0,20	84,90	15,10	0,04	0,04	23,43	76,57
0,075	19,95	80,05	24,58	0,40	93,87	6,13	8,40	1,39	60,03	39,97	22,02	3,81	59,02	40,98	3,89	0,20	82,80	17,20	0,04	0,04	19,95	80,05
0,075	20,98	79,02	24,36	0,39	94,31	5,69	7,92	1,42	59,75	40,25	21,96	3,90	59,93	40,07	3,83	0,18	84,87	15,13	0,04	0,04	20,98	79,02
Mittelwerte	21,45	78,55	23,63	0,41	94,05	5,95	8,15	1,42	60,96	39,04	21,96	3,80	61,13	38,87	3,80	0,19	84,19	15,81	0,04	0,04	21,45	78,55

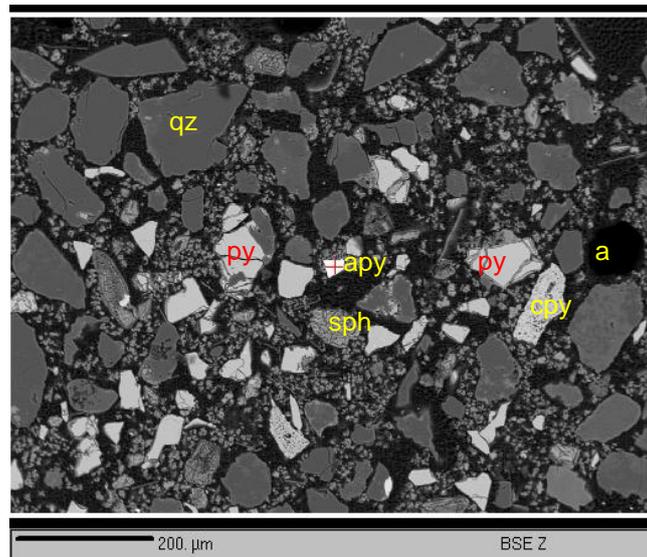
Anhang 32: Massenanfall, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Feinkorns in Abhängigkeit von der Schäumerkonzentration der Trübe. (Feinkorn: 5,34% S, 2,92% As, 7,81% Fe, 0,98% Zn, 0,07% Cu)

Parameter	Massenanfall		Schwefel				Arsen				Eisen				Zink				Kupfer			
	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B	K	B
[kg/t]	[%]	[%]	Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen		Gehalt		Ausbringen	
			[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
1	23,43	76,57	21,94	0,43	93,98	6,02	8,33	1,45	63,67	36,33	21,91	4,05	62,36	37,64	3,93	0,20	85,69	14,31	0,10	0,04	43,34	56,66
1	19,95	80,05	20,37	0,40	92,70	7,30	8,23	1,39	59,52	40,48	20,33	3,99	55,94	44,06	3,82	0,20	82,54	17,46	0,10	0,04	38,39	61,61
1	20,98	79,02	20,04	0,39	93,17	6,83	7,98	1,42	59,94	40,06	19,54	3,90	57,1	42,9	3,72	0,18	84,48	15,52	0,10	0,04	39,90	60,10
Mittelwerte	21,45	78,55	20,78	0,41	93,28	6,72	8,18	1,42	61,04	38,96	20,59	3,98	58,47	41,53	3,82	0,19	84,24	15,76	0,10	0,04	40,54	59,46
1,5	20,76	79,24	20,41	0,40	93,04	6,96	8,71	1,31	63,46	36,54	20,36	4,04	56,92	43,08	3,71	0,20	83,23	16,77	0,10	0,04	39,58	60,42
1,5	20,00	80,00	21,84	0,41	93,02	6,98	8,65	1,3	62,43	37,57	22,97	3,91	59,48	40,52	4,00	0,20	83,26	16,74	0,10	0,04	38,46	61,54
1,5	20,32	79,68	21,36	0,39	93,32	6,68	8,85	1,28	63,81	36,19	21,36	4,03	57,48	42,52	4,08	0,19	84,57	15,43	0,10	0,04	38,93	61,07
Mittelwerte	20,36	79,64	21,20	0,40	93,13	6,87	8,74	1,30	63,23	36,77	21,56	3,99	57,96	42,04	3,93	0,20	83,69	16,31	0,10	0,04	38,99	61,01
2	21,00	79,00	20,43	0,36	93,78	6,22	8,91	1,19	66,57	33,43	21,38	3,81	59,89	40,11	4,07	0,21	83,57	16,43	0,10	0,04	39,92	60,08
2	20,44	79,56	21,33	0,43	92,72	7,28	9,14	1,35	63,43	36,57	23,27	3,87	60,70	39,3	3,74	0,17	84,66	15,34	0,10	0,04	39,11	60,89
2	20,87	79,13	20,21	0,33	94,17	5,83	8,98	1,2	66,37	33,63	22,03	3,82	60,33	39,67	3,66	0,18	84,28	15,72	0,10	0,04	39,74	60,26
Mittelwerte	20,77	79,23	20,66	0,37	93,56	6,44	9,01	1,25	65,46	34,54	22,23	3,83	60,31	39,69	3,82	0,19	84,17	15,83	0,10	0,04	39,59	60,41

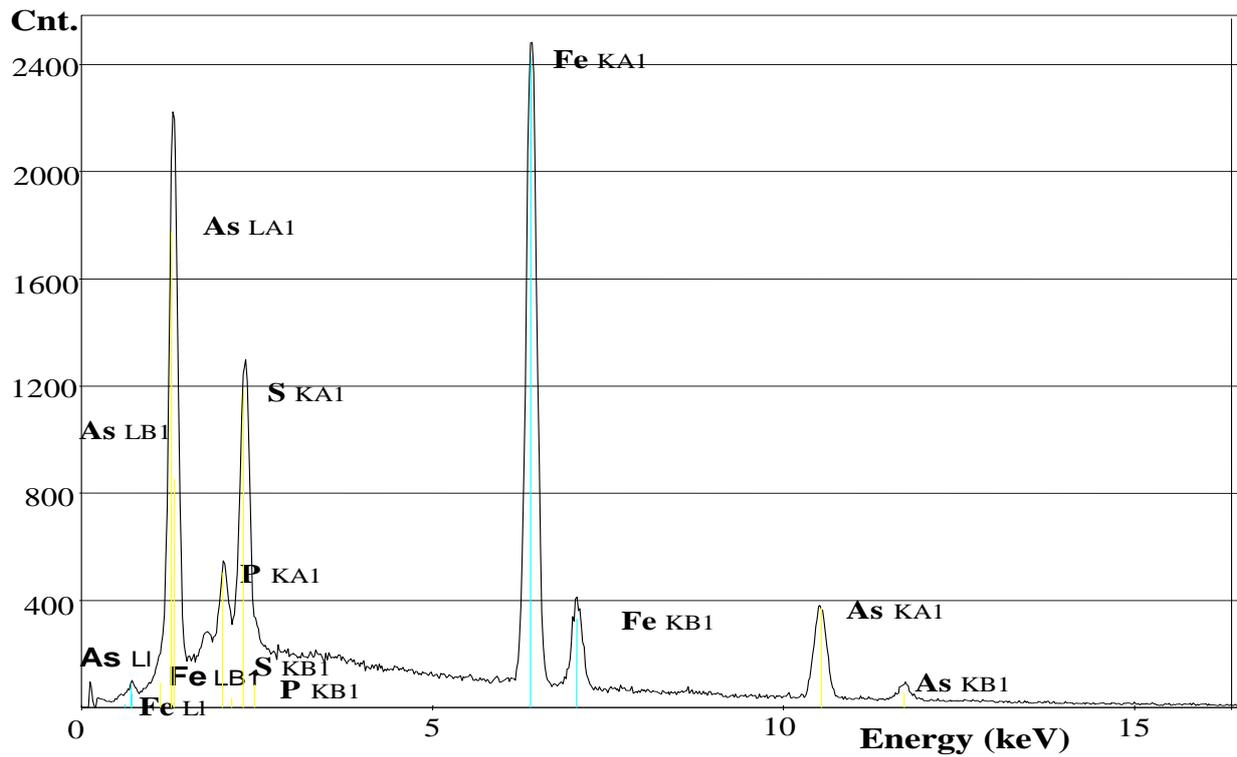
Anhang 33: Massenanfall, Elementausbringen und Gehalt des Konzentrats und der Berge bei der Flotation des Feinkorns in Abhängigkeit von der Drückerkonzentration der Trübe. (Feinkorn: 5,34% S, 2,92% As, 7,81% Fe, 0,98% Zn, 0,07% Cu)



Anhang 34: Röntgendiffraktometrie-Aufnahme des oxydischen Restes nach der biologischen Vorbehandlung; Tooeleit: $\text{Fe}^{3+}_{8-2x}(\text{As}_{1-x}\text{S}_x)\text{O}_{3+x}(\text{OH})_{1-x}]_6(\text{OH})_{12}$



Anhang 35: Rückstreuelektronenbilder (BSE) vom Konzentrat. Weiß: meist Pyrit (py), wenig Arsenopyrit (apy), wenig Sphalerit (sph). Grau: Gangart. Schwarz: Araldit (a), 3 x 4 mm (F. Melcher, BGR, Hannover)



Anhang 36: Energiedispersives Röntgenspektrum des Zersetzungsproduktes. Hauptbestandteile sind Fe und As; deutlich sichtbar ist S, untergeordnet Si. Es handelt sich entweder um Fe-Arsenat, oder Fe-Arsenat-Sulfat [43]