

**MASTERARBEIT**

---

**AUFBEREITUNGSTECHNISCHE  
UNTERSUCHUNGEN  
EINES ÄTHIOPISCHEN GOLDERZES**

---

Ausgeführt am  
**Lehrstuhl für Aufbereitung und Veredlung**  
im Department Mineral Resources and Petroleum Engineering  
An der Montanuniversität Leoben

Eingereicht von: Rupert Kirchner, BSc

Betreuer: Ass.Prof. Dr.mont. Andreas Böhm

Leoben, am 14.06.2016

Lehrstuhl für Aufbereitung und Veredlung  
Department Mineral Resources and Petroleum Engineering  
der Montanuniversität Leoben

A-8700 LEOBEN, Franz Josef Straße 18  
Tel.Nr.: +43/(0)3842-402-1801  
Fax: +43/(0)3842-402-1802  
aufbereitung@unileoben.ac.at





Ich erkläre an Eides statt, dass ich die vorliegende Arbeit selbstständig verfasst, keine anderen als die angegebenen Quellen und Hilfsmittel verwendet und mich auch sonst keiner unerlaubten Hilfsmittel bedient habe.

I declare in lieu of oath, that I wrote this thesis and performed the associated research myself, using only literature cited in this volume.

Leoben, im Juni 2016

– Rupert Kirchner –

## KURZFASSUNG

Im Zuge dieser Arbeit wurden Proben eines äthiopischen Golderzes aufbereitungstechnisch untersucht. Die Aufgabenstellung bestand in der Ausführung einer Rohgutanalytik dieses Erzes, bei welcher auch Versuche zu etwaigen Voranreicherungsmöglichkeiten vor einer eventuell nachfolgenden Laugung analysiert und evaluiert wurden. Als Optionen für eine mögliche Voranreicherung wurden die Dichtesortierung und Magnetscheidung in Erwägung gezogen. Zur Bestimmung des Zerkleinerungsverhaltens des Erzes wurde außerdem eine energieoptimierte Zerkleinerungskette durchgeführt.

In weiterer Folge wurde die Methodik für die spätere betriebliche Verfahrensweise bei dokimastischen Goldbestimmungen ausgearbeitet. Dies beinhaltet vor allem die Wahl und quantitative Bestimmung der eingesetzten Zuschlagstoffe beim Probieren, welche auch eine damit einhergehende genaue Analyse der vorhandenen Mineralphasen voraussetzt.

Als Bestimmungsverfahren wurde die für Erze geeignete Tuten- & Tiegelprobe unter Verwendung eines Tiegelofens gewählt. Die im Labor der Firma CEMTEC dokimastisch ermittelten Goldgehalte des Erzes beliefen sich im Durchschnitt auf 5g/t und zeigten eine gute Übereinstimmung mit den Goldanalyseergebnissen verschiedener externer Prüflaboratorien.

Des Weiteren wurde anhand der ermittelten Ergebnisse der Rohgutanalytik ein Konzept für den Zerkleinerungsprozess im industriellen Maßstab erarbeitet. Am Ende dieser Arbeit befinden sich außerdem Kalkulationen für die Auslegung eines Rundeindickers für das gegebene Erz.

## ABSTRACT

In the course of this thesis the processability of samples of an Ethiopian gold ore was investigated using the systematic course of evaluation developed at the Institute of Mineral Processing at the University of Leoben, starting with the comminution according to the principles of an energy efficient optimized comminution circuit followed by property analysis. This included the enrichment through density and magnetic separation. Mineralogical investigations of the property classes were committed in order to trace the occurrence of free gold and the possibility of its pre-enrichment.

In the second part of this thesis the functionality of an on-site laboratory had to be checked. Therefore, the docimastic method had to be studied and a recipe for correct gold assessment by lead fire assaying had to be developed and proved valid for the application in the lab.

The chosen method was the reductive lead oxide melting in crucibles. A crucible furnace was used for the lead melting step. The thereby determined gold contents of the ore amounted to about 5ppm, which was consistent with the results of various external testing laboratories.

Furthermore, parts of the design of the comminution circuit have been verified using the sample and lab scale experimental work. At the end of this thesis calculations for the design of a thickener can be found.

## **DANKSAGUNG**

An dieser Stelle möchte ich all jenen danken, die mich im Rahmen dieser Diplomarbeit begleitet haben.

Ganz besonders möchte ich Herrn Ass.Prof. Dr. mont. Andreas Böhm danken, der meine Arbeit durch seine fachliche und persönliche Unterstützung begleitet hat.

Darüber hinaus möchte ich mich bei meinen Eltern und Großeltern bedanken, die mir durch ihre Unterstützung mein Studium ermöglicht haben.

Ein besonderer Dank gilt auch den involvierten Personen der Firma CEMTEC, die mich bei meiner Arbeit unterstützt haben.

Rupert Kirchner

Leoben, am 10.06.2016

## INHALTSVERZEICHNIS

1. Aufgabenstellung .....	3
2. Zusammenfassung.....	4
3. Geologie.....	5
4. Rohgutanalytik .....	7
4.1. Systematische Zerkleinerungsversuche nach der Methode der optimierten Zerkleinerungskette.....	13
4.1.1. Brecher.....	14
4.1.2. Stabmühle.....	15
4.1.3. Kugelmühle.....	18
4.2. Stammbaum.....	25
4.3. Design eines Zerkleinerungsstammbaumes.....	27
4.4. Merkmalsklassenanalysen .....	29
4.4.1. Schwimm-Sinkanalyse & Frantz Scheidung.....	29
4.4.2. Carpco Magnetscheidung .....	33
5. Mineralogische Untersuchungen.....	36
5.1. Merkmalsklassenanalysen .....	38
5.1.1. Optisch.....	38
5.1.2. RDA.....	39
5.1.3. REM .....	46
5.1.4. Nasschemische Goldbestimmung.....	55
5.2. Analyse der Gesamtprobe mittels RFA .....	56
5.3. Ergebnisse aus den dokimastischen Voruntersuchungen.....	58
5.3.1. Analysenlabor Labtium Oy .....	58
5.3.2. Betriebslabor Montanwerke Brixlegg.....	59
6. Dokimastik .....	60
6.1. Probenvorbereitung.....	61
6.1.1. Zerkleinerung .....	61
6.1.2. Theorie der Zuschlagstoffe.....	62
6.1.2.1. Verschlackende Flussmittel .....	63
6.1.2.2. Reduzierende und niederschlagende Zuschlagstoffe .....	65
6.1.2.3. Oxydierende Reagenzien.....	66

6.1.2.4.	Sammelnde Reagenzien.....	67
6.1.2.5.	Abdeckreagenzien .....	68
6.1.3.	Zusammensetzung der Zuschlagstoffe .....	68
6.2.	Durchführung der thermischen Arbeiten.....	71
6.2.1.	Verbleiendes Schmelzen.....	71
6.2.2.	Kupellieren .....	74
6.3.	Quantitative Analysen.....	78
6.3.1.	Gravimetrie - Scheideverfahren .....	78
6.3.1.1.	Kornvorbereitung .....	78
6.3.1.2.	Scheideprozess .....	79
6.3.2.	Atomabsorptionsspektrometrie.....	80
6.4.	Praktische Durchführung und Diskussion der Ergebnisse.....	82
7.	Eindickerauslegung.....	90
7.1.	Sedimentationsversuch .....	90
7.2.	Auslegung eines Eindickers .....	93
8.	Verzeichnisse.....	96
8.1.	Literaturverzeichnis .....	96
8.2.	Abbildungsverzeichnis.....	97
8.3.	Tabellenverzeichnis.....	98
8.4.	Formelverzeichnis .....	99
9.	Anhang.....	100
I.	MATLAB – Programmcode .....	100
II.	RFA – Analysebericht .....	101
III.	Labtium Oy-Analysebericht .....	103
IV.	Berechnungen .....	105
a.	Stammbäume .....	105
b.	Korngrößenverteilung Aufgabegut.....	108
c.	Ermittelte Dichten .....	111
d.	Brecher .....	117
e.	Stabmühle.....	118
f.	Kugelmühle.....	120
g.	Oberflächenberechnung .....	125
h.	Anreicherungsversuche .....	128
i.	Dokimastik .....	131
j.	Eindickerauslegung .....	133

## 1. AUFGABENSTELLUNG

In einer von der Firma CEMTEC durch Dipl.-Ing. Dietachmayr zur Verfügung gestellten Sammelprobe sind im Zuge einer systematischen aufbereitungstechnischen Rohgutanalytik:

- Zerkleinerungsrelevante Parameter des Erzes, inklusive der natürlichen Bruchcharakteristik zu erarbeiten.
- Der aufbereitungsrelevante Mineralbestand, die elementare Zusammensetzung der Minerale und eine Abschätzung der Mengenverteilung zu bestimmen.
- Die Möglichkeit der physikalischen Anreicherung des Goldes durch Merkmalsklassenanalytik zu analysieren.

Weiteres sind aus der Literatur und durch Unterstützung von Analysenlabors die Grundsätze der Dokimasie zu erarbeiten und eine Rezeptur für die Tuten- und Tiegelprobe zu erstellen.

Die folgenden Punkte sollten hierbei erarbeitet werden:

- Aufbauend auf den erlernten Fähigkeiten ist ein von der Firma CEMTEC aufgebautes Containerlabor auf die Feldtauglichkeit zu prüfen.
- Die Funktionalität der theoretisch erarbeiteten Vorgehensweise bei der Goldanalytik ist durch eigen erstellte, extern verifizierte Goldstandards zu bestätigen.
- Die hierbei erarbeitete Vorgehensweise für die Goldanalytik der Aufgabe- und Bergeströme ist in einem Arbeitsablaufkonzept für die spätere on-site Verwendung festzuhalten.

Letztendlich sind die gesammelten Daten in einem ersten Prozessablaufschema zu diskutieren.

## 2. ZUSAMMENFASSUNG

Das beprobte oxydische Golderz entstammte einer verwitterten vulkanisch massiven Sulfidlagerstätte und bestand zum Großteil aus einem Gemenge der Minerale Quarz, Hämatit, Goethit und Baryt.

Aufgrund der in der optimierten Zerkleinerungskette ermittelten zerkleinerungsspezifischen Parameter ist ein Konzept für eine Zerkleinerungsanlage im industriellen Maßstab erarbeitet worden. Die durchgeführten Merkmalsanalysen führten zu der Erkenntnis, dass unter Betrachtung ökonomischer Aspekte, keine Voranreicherung des Erzes mittels Dichte-, oder Magnetscheidung durchgeführt werden kann.

Die dokimastischen Versuche wurden mittels Tiegelprobe durchgeführt. Durch die Analyse der Mineralzusammensetzung konnte eine Zusammenstellung der Zuschlagstoffe generiert werden, die bei den durchgeführten Versuchen noch weiter optimiert wurde. Mit der resultierenden Zusammensetzung war es nicht nur möglich Goldgehalte in der Größenordnung des vorliegenden Erzes (5ppm), sondern auch Gehalte die um ein Vielfaches darunterliegen (0,3ppm) quantitativ zu bestimmen. Somit kann die durchgeführte Analyse auch für Goldbestimmungen von Bergeströmen adaptiert werden. Der Nachweis über die Richtigkeit der ermittelten Goldgehalte erfolgte durch den Vergleich der Resultate mit den erzielten Ergebnissen externer Prüflaboratorien. Dieser Nachweis bestätigte auch die Tauglichkeit des von der Firma CEMTEC zusammengestellten Containerlabors für den Feldeinsatz.

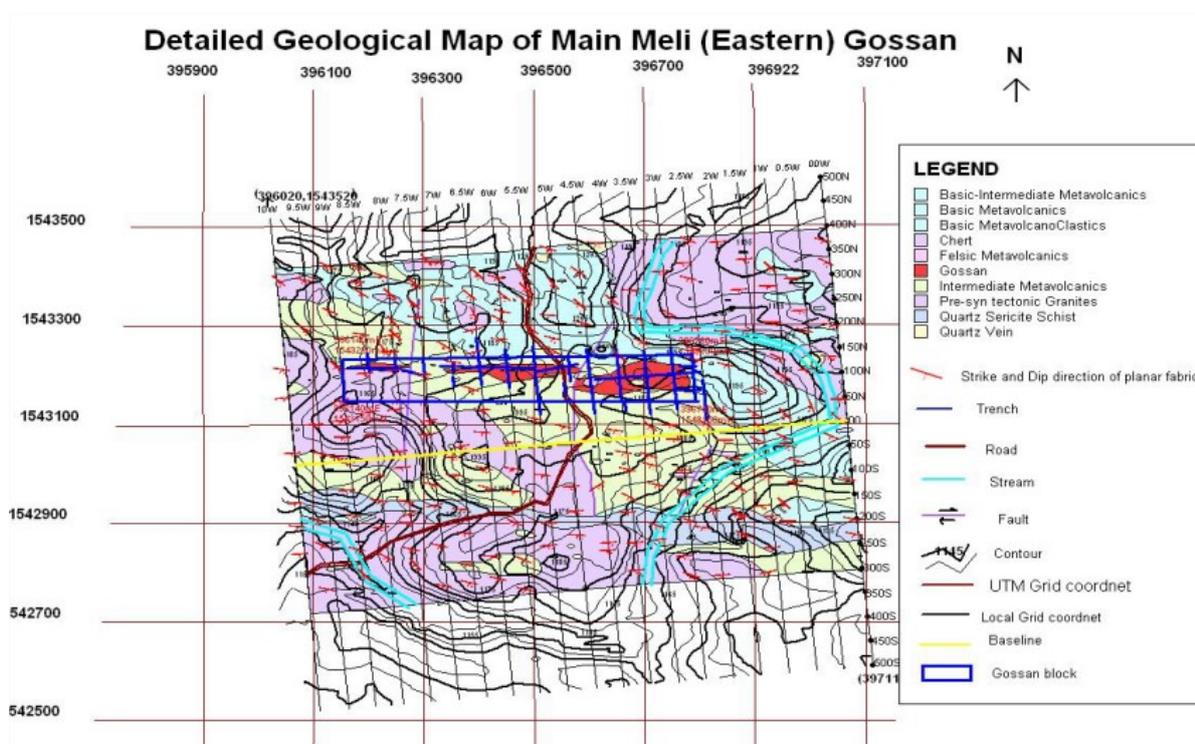
Im Zuge der Arbeit wurde auch die Ermittlung des Silbergehalts durch die Dokimasie beschrieben. Die hierbei ermittelten Resultate hatten eine sehr große Schwankungsbreite, weswegen eine Abweichung des tatsächlichen Silbergehalts bei der vorliegenden Probe als möglich angesehen wird.

Aufgrund der erzielten Ergebnisse der durchgeführten Versuche wurde bei dem vorliegenden äthiopischen Erz vermutet, dass das Gold in Mikron-Größe vorliegt und an Fraktionen der Gangart angelagert ist. Folglich ist im industriellen Maßstab die oftmals durchgeführte Anreicherung von Freigold mittels Dichtesortierung im Mahlkreislauf nicht möglich. Des Weiteren konnte durch die durchgeführten Sedimentationsversuche die benötigte Klärfläche eines Eindickers und somit auch ein passender Durchmesser für einen Rundeindicker ermittelt werden.

### 3. GEOLOGIE

Die Lagerstätte in Meli/Rahwa befindet sich im nordwestlichen Teil der Region Tigray in Äthiopien, welche sich 371km nordwestlich von Mekelle und 61km südwestlich von der Ortschaft Shire Indasillasie befindet. Sie ist durch eine Asphaltstraße von Mekelle nach Shire Indasillasie und Endaba Gunan und eine Schotterstraße nach Meli erreichbar.

Laut einem geologischen Bericht über die vulkanisch massiven Sulfidvorkommen (VMS) in der Nähe von Meli (S.Abraham, B.Konka\*, & S.Gebreselassie, 2015) besteht die Region grundsätzlich aus metavulkanischen, metavulkanoklastischen und metasedimentären Gesteinen aus dem Neoproterozoikum und ist durchzogen von syn- und posttektonischen Granitintrusionen, welche mehrfach deformiert wurden. Die Gesteine gehören der Tsaliet Gruppe an. Die folgende Abbildung zeigt eine detaillierte geologische Karte von Meli. Sie stammt von dem Ponier Explorationsunternehmen Ezana Mining Development Plc, welches die goldhaltige polymetallische VMS Lagerstätte gefunden hat.



**Abbildung 1: Detaillierte geologische Karte von Meli (Ezana Mining Development PLC, 2008)**

Wie auf der Karte ersichtlich ist handelt es sich bei der Lagerstätte um eine Verwitterungslagerstätte, im Fachjargon auch Eiserner Hut genannt, welche in drei

Gebiete unterteilt ist. Die Ausbisse weisen eine generelle Orientierung von ENE (080°) auf. Die Streichlänge hierbei beträgt 625 Meter. Die einzelnen Gebiete umfassen ein Volumen von 9208, 5097 und 899m<sup>3</sup> bei einer Mächtigkeit von bis zu 30 Metern und sollen insgesamt einen Goldinhalt von 2 Tonnen besitzen. Die genannten Daten wurden anhand von 5490 Proben, welche unter anderem von Schürfgängen, Schächten, Perkussions-, Reverse-Circulation- und Diamantbohrungen gezogen wurden, generiert. Die Ermittlung der Goldgehalte dieser Proben erfolgte dokimastisch und die Auswertung mittels Atomabsorptionsspektroskopie. Des Weiteren wurden mineralogische und petrographische Untersuchungen von dem Geologischen Dienst von Äthiopien, Addis Abeba und dem Department of Earth Science der Universität Mekelle durchgeführt. Folgende Aussagen konnten hierbei getroffen werden:

- Das vorliegende Erz ist ein hochgradiges Golderz
- Die Korngröße des Goldes liegt im Mikronbereich
- Das Gold liegt als Freigold vor
- Der Anteil an Arsenverbindungen liegt bei 0,21% und zusammen mit organischen Substanzen und Schwefel- und Kohlenstoffverbindungen ergibt sich ein Anteil an 7,33% an schädlichen Stoffen für die Laugung
- Die oxydischen Hauptbestandteile des Erzes sind der Reihe nach SiO<sub>2</sub>, Eisenoxide und Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>
- Ein CIL-Laugungstest ergab ein erreichbares Goldausbringen von 92,6%

Die weiterführende Rohgutanalytik, welche im Kapitel 4 (Rohgutanalytik) beschrieben wird, erfolgte anhand einer aus den größeren Gebiet (9208m<sup>2</sup>) gezogenen und vereinigten Sammelprobe. Das Gebiet wurde hierbei in drei Blöcke unterteilt, mit Block A: 60%; Block B: 25% und Block C: 15% des Lagerstättenvolumens. Die Proben wurden zum Teil aus schon bestehenden 1m tiefen Schürfgängen – 10cm über der Bodenfläche – im Meterabstand horizontal mit einem Geologenhammer herausgeschlagen, aus bis zu 4m tiefen Schächten vertikal nach unten herausgebohrt und von Ausbissen der Lagerstätte an der Oberfläche gezogen. Die gezogenen Proben wurden danach mit einem Backenbrecher bei einer Maulweite von 14mm zerkleinert und mit einem Teilungskreuz geteilt. Die resultierenden Teilmengen wurden dem Lagerstättenvolumen entsprechend zu einer repräsentativen Sammelprobe zusammengesetzt.

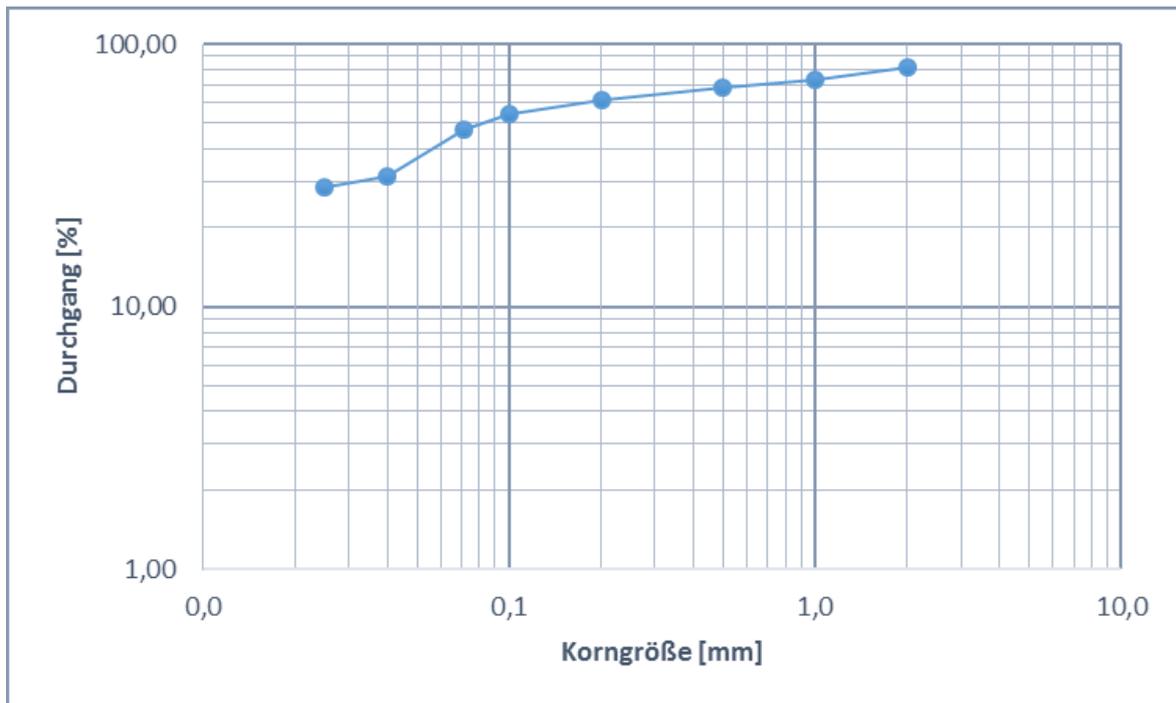
## 4. ROHGUTANALYTIK

Die Probe ist mit einer Masse von 37,55kg am 26. August 2015 im Labor des Lehrstuhls für Aufbereitung und Veredlung eingegangen. Wie in der nachfolgenden Abbildung zu sehen ist, war die Farbe der Eingangssprobe rötlich. Außerdem wies die Probe einen sehr hohen Feinanteil auf, der sich, wie auch im Verlauf der Rohgutanalytik festzustellen war, sehr stark agglomerierte und an den Grobfraktionen anhaftete.



**Abbildung 2: Eingangssprobe des äthiopischen Golderzes**

Für die Einteilung in die Korngrößenklassen wurde die Eingangssprobe trocken klassiert. Hierbei wurden die Maschenweiten 20 / 14 / 10 / 6,3mm verwendet. In der folgenden Abbildung wurde die mit trockener Siebverfahrensweise ermittelte Korngrößenverteilung der Eingangssprobe im GGS-Netz dargestellt.



**Abbildung 3: Darstellung der Korngrößenverteilung der Eingangsprobe im GGS-Netz -  
trockene Siebung**

Da die Probe sehr stark agglomerierte und somit keine scharfe Abgrenzung der Korngrößenklassen mittels trockener Klassierung möglich war, wurden die Grobfractionen (>6,3mm) anschließend gewaschen, um das anhaftende Feingut abzuschlämmen. Die nächste Abbildung soll eine Gegenüberstellung der Korngrößenklasse 10 / 6,3mm vor und nach einer Waschsiebung zeigen.

### 10 / 6,3MM

#### TROCKEN

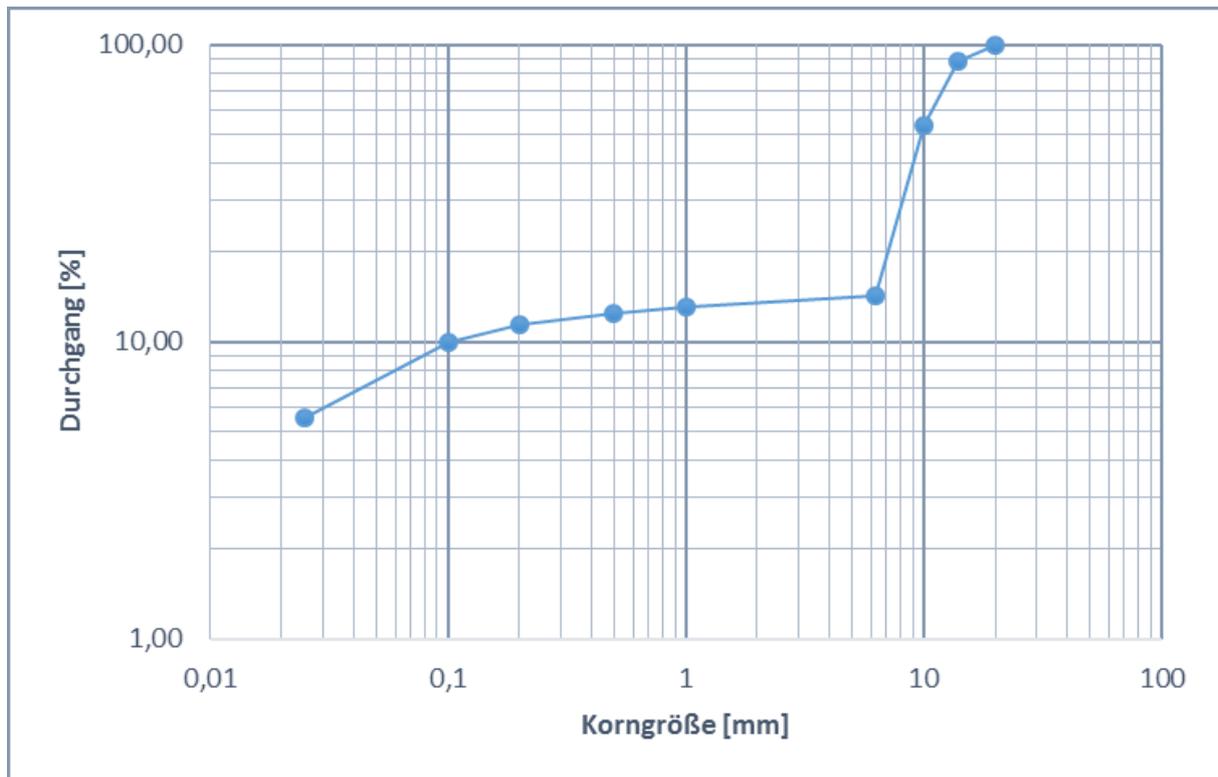


#### NASS



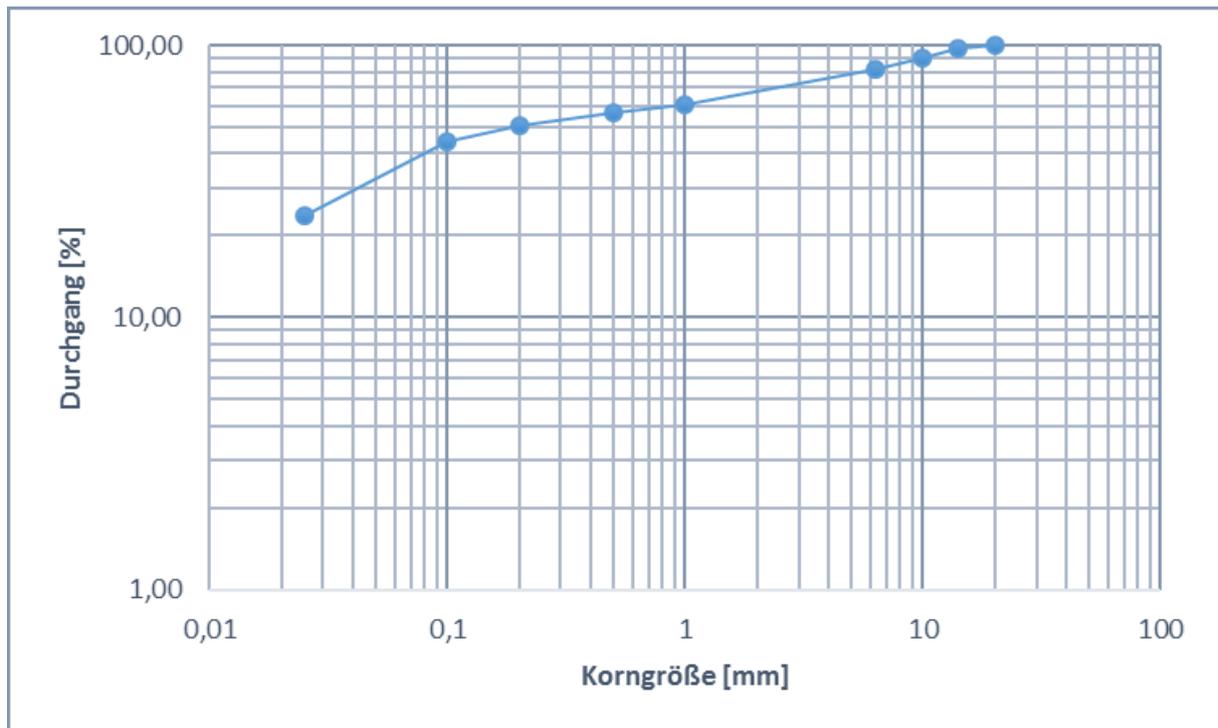
**Abbildung 4: Gegenüberstellung Trocken- und Nasssiebung der Korngrößenklasse 10 / 6,3mm**

Die abgeschlämte Feinfraktion wurde bei den Maschenweiten 1,0 / 0,5 / 0,2 / 0,1 / 0,071 / 0,04 / 0,025mm klassiert. Die Kornfraktionen wurden anschließend im Trockenschrank bei 105°C getrocknet. Der Schlamm (<0,025mm) wurde anschließend mittels Dekantieren grob vorentwässert und ebenfalls im Trockenschrank getrocknet. In der unten angeführten Abbildung ist die Korngrößenverteilung des Grobgutes nach dem Abschlämmen ersichtlich.



**Abbildung 5: Darstellung der Korngrößenverteilung des Kornanteils >6,3mm nach Waschsiebung und Siebanalyse des Haftkorns im GGS-Netz**

Wie in der Abbildung zu sehen ist, betrug der Anteil der dadurch abgeschlämmten Feinfraktion (<6,3mm) 13,17%. Für die nachfolgenden Ermittlungen der Korngrößenverteilungen wurde daher stets die nasse Siebverfahrensweise angewandt. Um die tatsächliche Korngrößenverteilung der Eingangsprobe darstellen zu können, wurden die oben ermittelten Massenverteilungen der trockenen und nassen Siebung anteilmäßig zu einer Gesamtverteilung zusammengesetzt. Diese ist in der nächsten Abbildung dargestellt.



**Abbildung 6: Darstellung der Korngrößenverteilung der Eingangsprobe im GGS-Netz**

Da sich die größeren Fraktionen optisch in vier verschiedene Farbklassen einteilen ließen, wurde von den Kornklassen 14 / 10; 10 / 6,3 und 6,3 / 2,0mm jeweils eine Teilmenge der Farbklassen entnommen und die Reindichte mittels Heliumgaspyknometer AccuPyc 1330 der Firma Micromeritics ermittelt. Die Ergebnisse der Messungen sind in der nachfolgenden Tabelle ersichtlich.

<b>14 / 10mm</b>		<b>10 / 6,3mm</b>		<b>6,3 / 2,0mm</b>	
<b>Bild</b>	<b>Reindichte [g/cm<sup>3</sup>]</b>	<b>Bild</b>	<b>Reindichte [g/cm<sup>3</sup>]</b>	<b>Bild</b>	<b>Reindichte [g/cm<sup>3</sup>]</b>
	<b>3,37</b>		<b>3,80</b>		<b>3,39</b>
	<b>2,79</b>		<b>3,26</b>		<b>2,98</b>
	<b>3,73</b>		<b>3,96</b>		<b>3,67</b>
	<b>2,64</b>		<b>2,64</b>		<b>2,65</b>

**Tabelle 1: Rohdichten der verschiedenen Farbklassen der Korngrößenklassen 14 / 10; 10 / 6,3 und 6,3 / 2,0mm**

Für die weitere Bestimmung der Porosität wurde in weiterer Folge von der Korngrößenklasse 14 / 10mm die Rohdichte mittels „Sand“-Pyknometer GeoPyc 1360 der Firma Micromeritics gemessen und die Porosität gemäß der folgenden Formel errechnet.

$$P = \left(1 - \frac{\rho_{roh}}{\rho_{rein}}\right) * 100$$

**Formel 1**

Die errechneten Werte sind in der folgenden Tabelle ersichtlich.

**14 / 10mm**

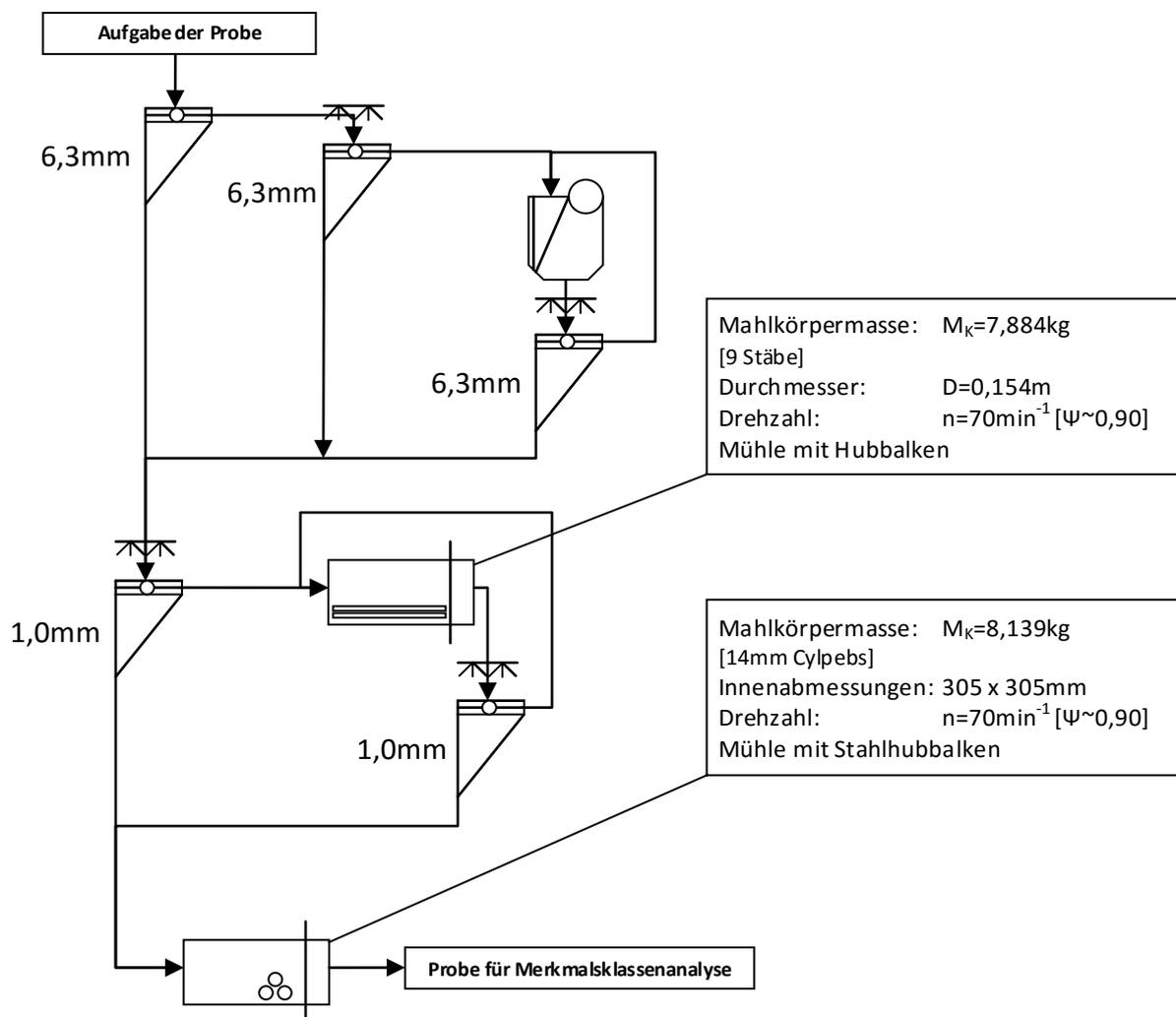
<i>Bild</i>	Reindichte [g/cm <sup>3</sup> ]	Rohdichte [g/cm <sup>3</sup> ]	Porosität [%]
	3,37	1,88	44,15
	2,79	1,61	42,25
	3,73	1,97	47,06
	2,64	2,53	4,07

**Tabelle 2: Porositätswerte der verschiedenen Farbklassen der Korngrößenklasse 14 / 10mm**

Hierbei konnte in Verknüpfung mit den mineralogischen Untersuchungen im Kapitel 5 geschlossen werden, dass die verwitterten eisenreichen Fraktionen (Bilder 1-3) eine hohe Porosität von über 40% aufweisen, während die quarzreiche Fraktion (Bild 4) eine wesentlich niedrigere Porosität von 4% aufweist. Dies ist im Speziellen für die nachfolgende Merkmalsklassenanalyse (Kapitel 4.4) mittels Dichtesortierung zu berücksichtigen, da hierbei die Rohdichte ausschlaggebend ist. Begründet aber auch den eher niedrigeren Zerkleinerungswiderstand, der im Zuge der energieoptimierten Zerkleinerungskette im Kapitel 4.1 festgestellt wurde. Zudem lässt die hohe Porosität der eisenreichen Fraktionen auf einen hohen Feuchterückhalt im Rohmaterial schließen. Dies ist ein Aspekt der vor allem bei der Dimensionierung des Zerkleinerungsstammbaumes für die spätere industrielle Aufbereitung beachtet werden sollte.

#### 4.1. SYSTEMATISCHE ZERKLEINERUNGSVERSUCHE NACH DER METHODE DER OPTIMIERTEN ZERKLEINERUNGSKETTE

Um die für eine spätere Anlagenauslegung benötigten Zerkleinerungsparameter zu ermitteln und die Basis für eine reproduzierbare Korngrößenverteilung für die nachfolgende Merkmalsklassenanalyse (Kapitel 4.4) zu schaffen, wurde das Prinzip der optimierten Zerkleinerungskette (OZK) für die Laboruntersuchungen adaptiert. Als letzte Zerkleinerungsstufe wurde jedoch eine Durchlaufzerkleinerung in der Kugelmühle gewählt, da diese mit hoher Wahrscheinlichkeit der einer betrieblichen Ausführung gleicht. Die im Labor durchgeführte Zerkleinerungsabfolge ist im unten abgebildeten Stammbaum ersichtlich.



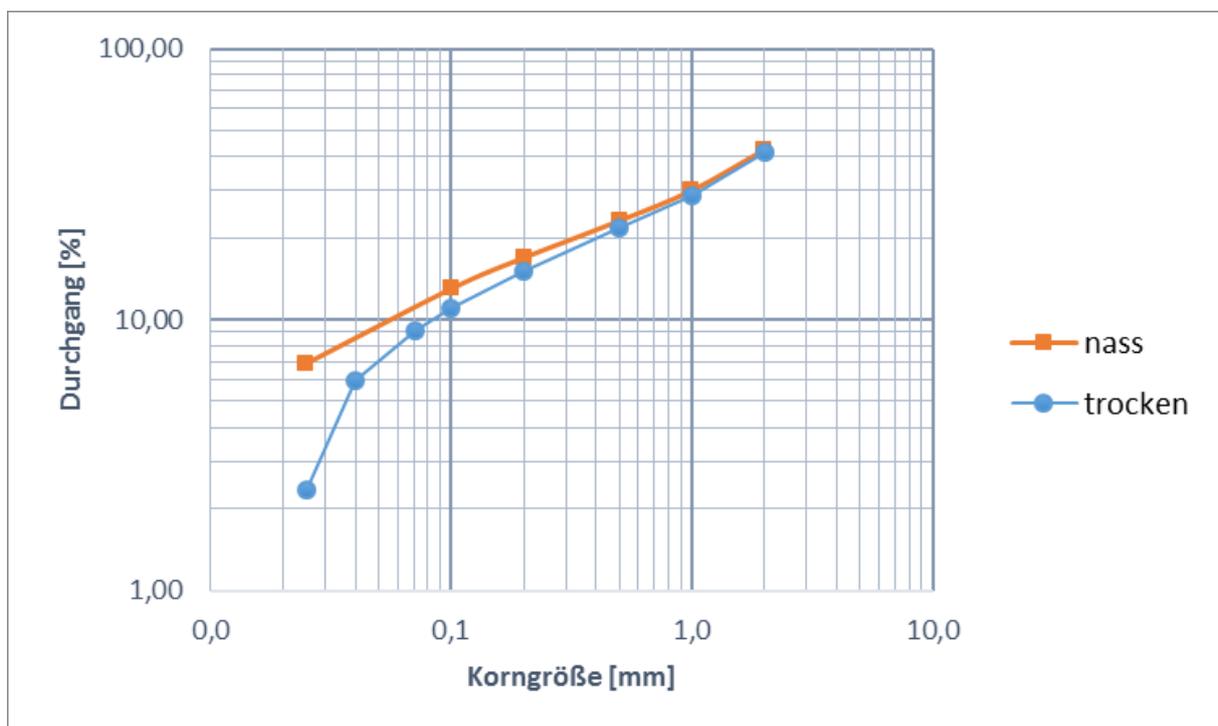
**Abbildung 7: Stammbaum der optimierten Zerkleinerungskette für die Laboruntersuchungen**

Die im Zuge dieser Arbeit gezeichneten Stammbäume wurden mit dem Programm Visio der Firma Microsoft erstellt.

### 4.1.1.BRECHER

In der Grundstufe der OZK wurde das Grobgut (>6,3mm) mittels Backenbrecher im Kreislauf auf 100% <6,3mm zerkleinert. Das Material wurde bei einer offenen Maulweite des Backenbrechers von 6,3mm 4mal im Kreislauf geführt, bevor die Maulweite auf 5mm reduziert wurde. Das Material wurde bei reduzierter Maulweite 5mal im Kreislauf geführt und der resultierende Rückstand bei einer Maulweite von 3mm zu 100% <6,3mm zerkleinert.

Das Brechprodukt wurde trocken und nass gesiebt, um den Einfluss des agglomerierenden Feingutes beurteilen zu können. Wie man in der unten angeführten Abbildung erkennen kann, ist speziell in den unteren Korngrößenklassen ein deutlicher Unterschied zu erkennen, welcher mit der starken Agglomeration zu begründen ist.

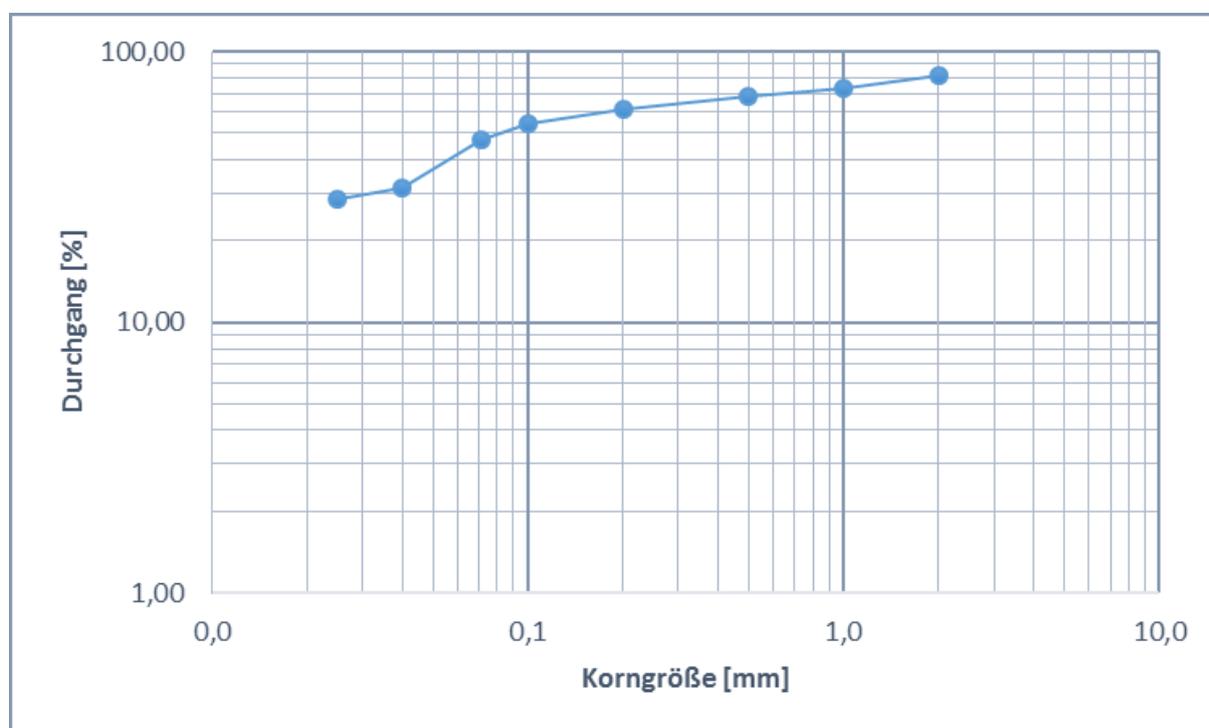


**Abbildung 8: Darstellung der Korngrößenverteilung des Brechprodukts im GGS-Netz**

Durch die  $k_{80}$ -Werte des Aufgabeguts und des Brechprodukts wurde außerdem unter Zuhilfenahme des in Kapitel 4.1.2 berechneten Workindex-Wertes der Stabmühle der spezifische Energieeintrag für die Backenbrecherzerkleinerung durch (Formel 3) abgeschätzt. Dieser lag bei 0,3kWh/t.

### 4.1.2.STABMÜHLE

Für die zweite Zerkleinerungsstufe mittels Stabmühle wurde eine repräsentative Teilmenge von 7,16kg der Gesamtmasse mittels Riffelteiler von der Feinfraktion (<6,3mm) des trocken vorabgesiebten Aufgabeguts entnommen. Dies entspricht einen prozentuellen Anteil von 24,41%. Um die Stabmühlenaufgabe 6,3 / 1mm herzustellen, wurde die Teilprobe entschlämmt und bei den Maschenweiten 2,0 / 1,0 / 0,5 / 0,2 / 0,1 / 0,071 / 0,04 / 0,025mm klassiert, wobei der Anteil <0,025mm als Schlamm im Waschwasser zurückblieb. Die Kornfraktionen wurden anschließend im Trockenschrank bei 105°C getrocknet. Der Schlamm (<0,025mm) wurde mittels Dekantieren grob vorentwässert und ebenfalls im Trockenschrank bei 105°C getrocknet.



**Abbildung 9: Darstellung der Korngrößenverteilung des vorabgesiebten Feingutes im GGS-Netz**

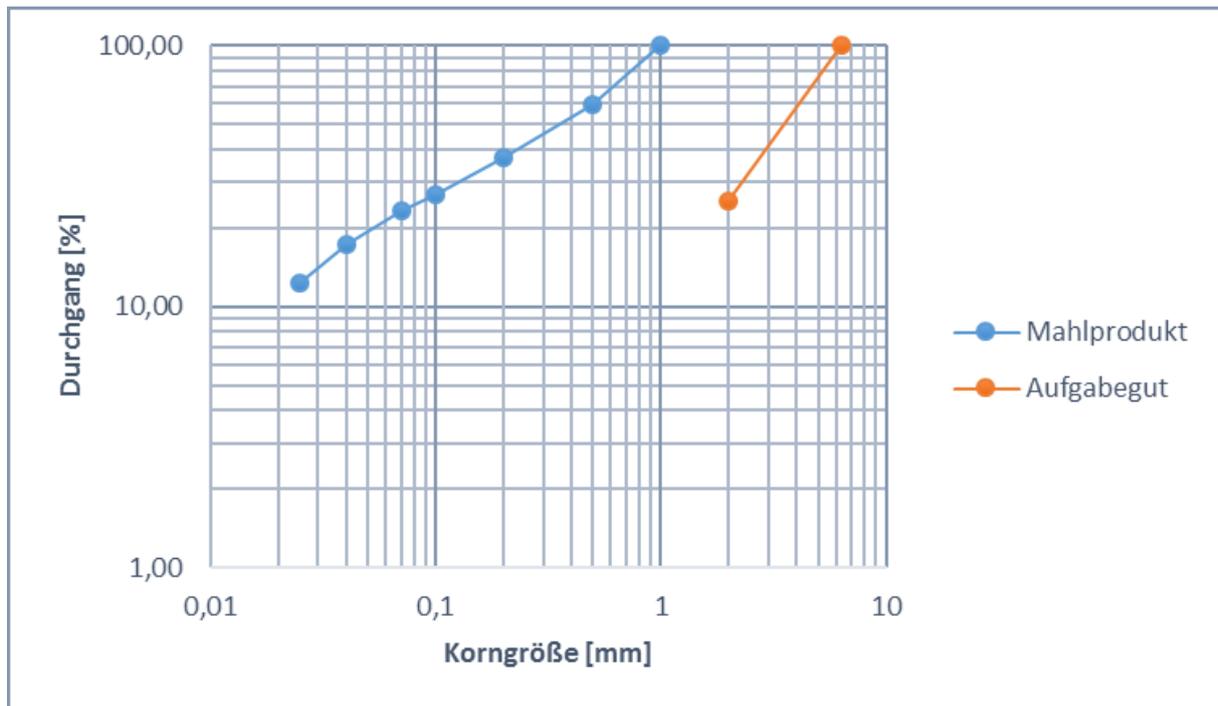
Um als Aufgabegut für die Stabmühlenzerkleinerung eine die Gesamtprobe repräsentierende Teilmenge zu erstellen, wurden vom Brechprodukt und von der abgeschlammten Feinfraktion des Grobgutes jeweils eine der Feinfraktion äquivalente Teilmengenmasse von 24,41% mittels Riffelteiler abgetrennt. Die Teilmenge vom Brechprodukt wurde danach entschlämmt und in die Kornklassen 2,0 / 1,0 / 0,5 / 0,2 / 0,1 / 0,071 / 0,04 / 0,025mm unterteilt. Das Aufgabegut der Stabmühle umfasste den Anteil >1,0mm der verschiedenen Fraktionen.

Für die Kreislaufzerkleinerung mittels Stabmühle wurde eine Umlaufende Last von 100% angestrebt. Die Mahlkammer besitzt einen Innendurchmesser von 0,154m und wurde bei einer kritischen Drehzahl von  $70\text{min}^{-1}$  angetrieben. Das Material wurde in 11 Zyklen mit 9 Stahlstäben als Mahlkörper bei einer Mahlkörpermasse von 7,884kg auf eine Korngröße von 100%  $<1\text{mm}$  zerkleinert. Die Zwischensiebung wie auch die Siebanalyse des Endproduktes erfolgte manuell.

Nr.	Aufgabe	Umdrehungen		Grobgut		Feingut		Umlaufende Last	Spez. Feingutbildung	Aufgabe für nächsten Zyklus	Umdrehungen für nächsten Zyklus
		$\Delta$	$\Sigma$	$\Delta$	$\Sigma$						
		[g]	[U]	[U]	[g]	[g]	[g]				
1	500,00	100	100	183,1	314,7	314,7			3,15	316,9	79
2	500,00	79	179	244,9	255,0	569,7	57,8		3,21	255,1	78
3	500,00	77	256	257,9	241,6	811,3	96,0		3,14	242,1	80
4	500,00	80	336	252,6	247,0	1058,3	106,6		3,10	247,4	81
5	500,00	81	417	261,3	238,1	1296,5	102,1		2,95	238,7	85
6	500,00	85	501	250,0	249,4	1545,8	109,4		2,95	250,0	85
7	500,00	85	586	252,1	247,3	1793,1	100,0		2,91	247,9	86
8	500,00	86	672	247,8	252,3	2045,4	101,7		2,94	252,3	85
9	500,00	85	757	242,1	257,5	2302,9	98,2		3,03	257,9	83
10	500,00	83	840	232,7	267,0	2570,0	93,9		3,24	267,3	77
11	472,00	85	925	145,0	326,9	2896,8	97,2		3,85	355,0	65
	500,00						40,8				

**Tabelle 3: Stabmühlenschlagung: Produktmassen und spez. Feingutbildung zur Einstellung der Umdrehungszahl einer Umlaufenden Last von 100%**

Für die Ermittlung der Feingutkurve wurden die Massen der Zerkleinerungszyklen (8 bis 10) vereinigt und bei den Maschenweiten 0,5 / 0,2 / 0,1 / 0,071 / 0,04 / 0,025mm nass klassiert. Die Siebprodukte wurden im Trockenschrank bei  $105^{\circ}\text{C}$  getrocknet.



**Abbildung 10: Darstellung der Korngrößenverteilungen des Aufgabeguts und Produkts der Stabmühle im GGS-Netz**

Der spezifische Energieeintrag für die Zerkleinerung wurde durch Formel 2 nach Steiner ermittelt.

$$\Delta e = c_p * g * D * M_K * \frac{U}{F} \quad \text{in} \left[ \frac{J}{g} \right] \quad \text{Formel 2}$$

$\Delta e$  ... spez. Energieverbrauch,  $g$  ... Erdgravitationskonstante,  $D$  ... Mühleninnendurchmesser,  $c_p$  ... Leistungszahl (= 1,1),  $M_K$  ... Mahlkörpermasse,  $U$  ... Umdrehungsanzahl,  $F$  ... spez. Feingutbildung

Für den spezifischen Energieeintrag wurden hierbei 1,06 kWh/t ermittelt.

Aus den ausgelesenen  $k_{80}$  – Werten des Aufgabeguts und Produkts der Stabmühle kann unter Verwendung von Formel 3 der Work Index nach Bond ermittelt werden.

$$W_i = \frac{\sqrt{\frac{100}{k_{80,P}}} - \sqrt{\frac{100}{k_{80,A}}}}{\Delta e} \quad \text{Formel 3}$$

$k_{80,P}$  ...  $k_{80}$  – Wert von Produkt,  $k_{80,A}$  ...  $k_{80}$  – Wert von Aufgabe,

$\Delta e$  ... spez. Energieverbrauch,  $W_i$  ... Bond Work Index

Für den Work Index nach Bond ergab sich ein Wert von 4,67kWh/t für die Stabmühlenerkleinerung.

### 4.1.3.KUGELMÜHLE

Für den nächsten Zerkleinerungsschritt der Kugelmühlennmahlung musste zunächst eine masseäquivalente Mischung aus den entsprechenden Kornklassen der verschiedenen Prozessströme erstellt werden. Die hierbei entnommene Masse betrug 4500g. Die Entnahmemasse wurde durch die Multiplikation des relativen Massenanteils eines Prozessstromes bezogen auf die Aufgabe ( $r_m$ ) mit dem Anteil der Korngrößenklasse einer Fraktion ( $f_k$ ) ermittelt.

$$m_{i,j} = m_{Aufgabe} * r_{m,j} * f_{k,i,j} \quad \text{Formel 4}$$

Die genaue Zusammensetzung für 4500g Aufgabegut kann der untenstehenden Tabelle entnommen werden.

m		4500,00 [g]			
Abschnitt	Vorabsiebung		BB	Stabmühle	
	<6,3	Schlamm			
$r_m$		100,00	18,57	34,03	[%]
$f_{k, 0,5}$		4,17	6,85	40,73	[%]
$f_{k, 0,2}$		5,79	6,30	22,25	[%]
$f_{k, 0,1}$		6,06	3,92	10,04	[%]
$f_{k, 0,071}$	5,42			3,60	[%]
$f_{k, 0,04}$	13,14	20,79	6,13	6,07	[%]
$f_{k, 0,025}$	2,22			4,94	[%]
$f_{k, 0}$		23,58	6,87	12,37	[%]
$m_{0,5/1,0}$	181,21	6,50	57,24	623,70	[g]
$m_{0,2/0,5}$	249,18	11,26	52,67	340,79	[g]
$m_{0,1/0,2}$	259,17	13,33	32,76	153,80	[g]
$m_{0,071/0,1}$	232,57			55,09	[g]
$m_{0,04/0,071}$	564,02	43,49	51,24	92,92	[g]
$m_{0,025/0,04}$	95,34			75,70	[g]
$m_{<0,025}$	1007,48	53,76	57,39	189,40	[g]

**Tabelle 4: Berechnungstabelle für die Aufgabegutzusammensetzung der Kugelmühlennmahlung**

Will man somit für ein Kugelmühlenaufgabegut (4500g) die hierfür notwendige Entnahmemenge der Korngrößenklasse 1,0 / 0,5mm des Backenbrecherprodukts ermitteln, so sieht man in dieser Tabelle, dass 18,57% der gesamten Probenmasse dem Backenbrecher zugeführt wurden. 6,85% des Materials des Backenbrecherprodukts entfielen auf die Korngrößenklasse 1,0 / 0,5mm. Setzt man diese Werte in Formel 3 ein, so erhält man als Entnahmemenge für die massenäquivalente Mischung 57,24g.

Die Zerkleinerung erfolgte auf einer Laborkugelmühle mit einem Lückenraumvolumen von 473cm<sup>3</sup>. Um die Aufgabemasse der Kugelmühle zu berechnen, wurde die gerüttelte Schüttdichte des Aufgabematerials bestimmt und mit dem Körperlückenraum multipliziert.

$$m_{\text{Aufgabe}} = \rho_{\text{Schütt,gerüttelt}} * V_{\text{Körperlückenraum}} \quad \text{Formel 5}$$

Die ermittelte gerüttelte Schüttdichte betrug 1,64g/cm<sup>3</sup>, sodass sich eine errechnete Aufgabemasse von 774g ergab.

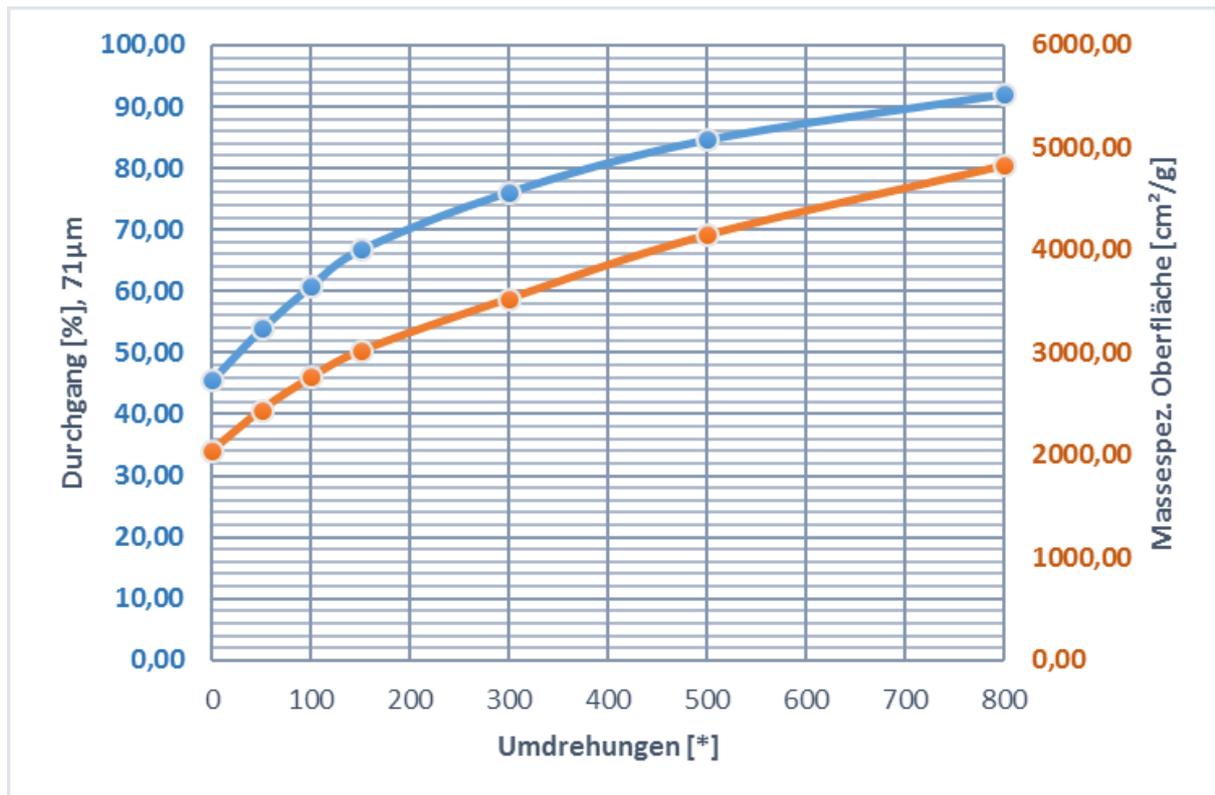
Als Mahlkörper wurden Cylpebs mit einem Durchmesser von 14mm und einer Mahlkörpermasse von 8,139kg eingesetzt. Um das Mahlverhalten in der Kugelmühle zu analysieren, wurde das beschickte Material bei einer sukzessiv höheren Gesamtumdrehungszahl gefahren. Zwischen den jeweiligen Mahlschritten wurden 20g der Probe für die weiterführenden Analysen entnommen. Die Probenahme erfolgte hierbei nach 50, 100, 150, 300, 500 und 800 Umdrehungen. Um die Feingutbildung in Abhängigkeit zur Umdrehungszahl zu setzen wurden 10g der Teilprobe am Luftstrahlsieb für 10min bei einem Trennschnitt von 0,071mm klassiert. Die ermittelten Durchgangswerte wurden anschließend in einem Diagramm den Umdrehungszahlen gegenübergestellt. Anschließend wurde der Wert des Trennschnitts bei 0,071mm des Kugelmühlenaufgabematerials interpoliert und im Diagramm abgebildet.

Des Weiteren wurde die Zunahme der spezifischen Oberfläche bei sukzessiver Anzahl an Umdrehungen anhand der entnommenen Proben mittels Blaine-Apparatur (Blaine-Gerät 374/68 – Messzellennummer 374) gemessen.

U	D [71µm]	A <sub>vol</sub>	A <sub>masse</sub>
[*]	[%]	[cm <sup>-1</sup> ]	[cm <sup>2</sup> /g]
0	45,56		2050,00
50	53,90	7801,44	2445,59
100	60,90	8706,64	2764,01
150	66,80	9485,20	3020,76
300	76,20	11091,67	3532,38
500	84,70	13037,51	4152,07
800	92,10	15170,20	4831,27

**Tabelle 5: Entwicklung des Durchganges bei 0,071mm und der spezifischen Oberfläche des Kugelmühlenmahlprodukts bei sukzessiven Energieeintrag**

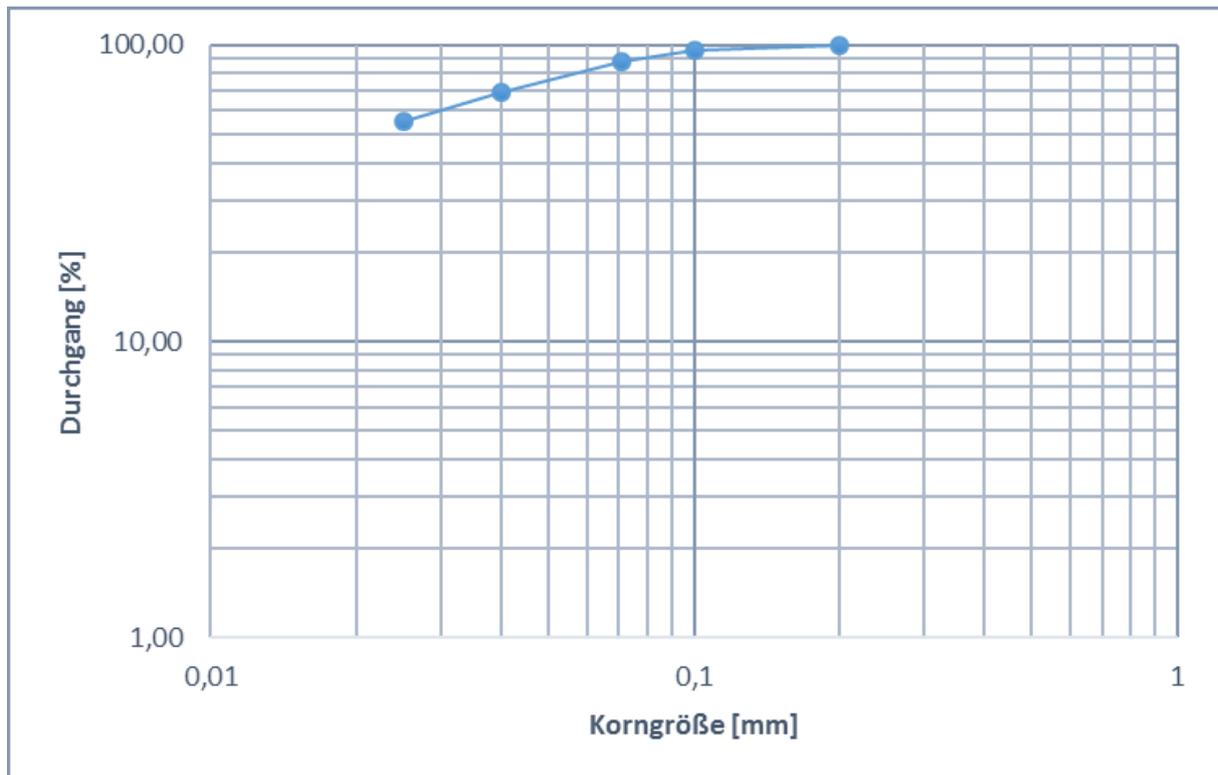
Wie aus dem untenstehenden Diagramm ersichtlich ist korrelieren die Ergebnisse der Klassierung bei 0,071mm sehr gut mit denen der massespezifischen Oberfläche.



**Abbildung 11: Darstellung der Entwicklung des Durchganges bei 0,071mm und der spezifischen Oberfläche des Kugelmühlenmahlprodukts bei sukzessiven Energieeintrag**

Die resultierende Oberfläche des Kugelmühlenprodukts nach 800 Umdrehungen ist zwar nicht sonderlich hoch, da die Messung aber mit einer Blaine-Apparatur durchgeführt wurde, wird hier die Oberfläche der Poren nicht mit eingebunden. Dies ist wichtig zu erwähnen, da bei einer etwaigen Cyanidlaugung die laugungswirksame Fläche durch Einbeziehung der Poren viel höher sein könnte.

Für die Erstellung einer Korngrößenverteilungskurve wurden vom Kugelmühlenprodukt bei 800 Umdrehungen 50g Probe entnommen und bei einer Maschenweite von 0,025mm abgeschlämmt. Das Grobgut wurde bei den Maschenweiten 0,2 / 0,1 / 0,071 / 0,04mm trocken klassiert. Die Ergebnisse dieser Klassierung sind im nachfolgenden Diagramm grafisch veranschaulicht.

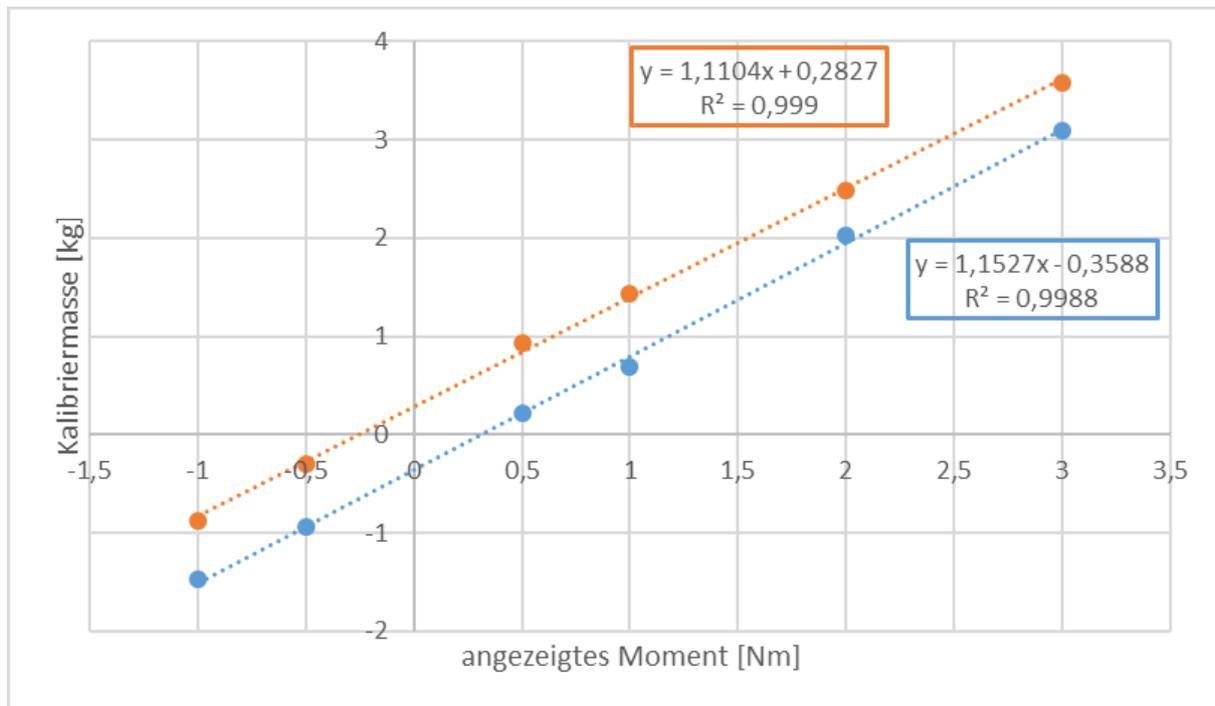


**Abbildung 12: Darstellung der Korngrößenverteilung des Kugelmühlenprodukts nach 800 Umdrehungen im GGS-Netz**

Eine Messung der Reindichte des Zerkleinerungsproduktes mittels Heliumgaspyknometer ergab  $3,14\text{g/cm}^3$ .

Für die Berechnung des spezifischen Energieeintrages wurde während allen Zerkleinerungsschritten das Drehmoment der Mühle aufgezeichnet.

Um die Genauigkeit der Messungen im Vorhinein zu überprüfen wurde die Drehmomentwelle mit verschiedenen Kalibriergewichten statisch belastet. Die gemessenen Drehmomente wurden in einem Diagramm den verwendeten Kalibriermassen gegenübergestellt und das Korrelationsmaß dergleichen bestimmt.



**Abbildung 13: Darstellung zur Kalibrierung der Drehmomentenmesswelle der Kugelmühle**

Für die Berechnung des Nettomoments des Zerkleinerungsprozesses, wurde vor und nach der Mahlung das Leerlaufmoment der Mühle gemessen, gemittelt und vom gemessenen Drehmoment während des Zerkleinerungsvorganges abgezogen. Das gemittelte Leerlaufmoment ergab 0,58Nm.

Der spezifische Energieeintrag wurde nach Formel 6 ermittelt.

$$E_m = \frac{2 * \pi * M_{Netto}}{m_{FG}} \quad \text{Formel 6}$$

Die Nettoleistungsaufnahme wurde nach Formel 7 berechnet.

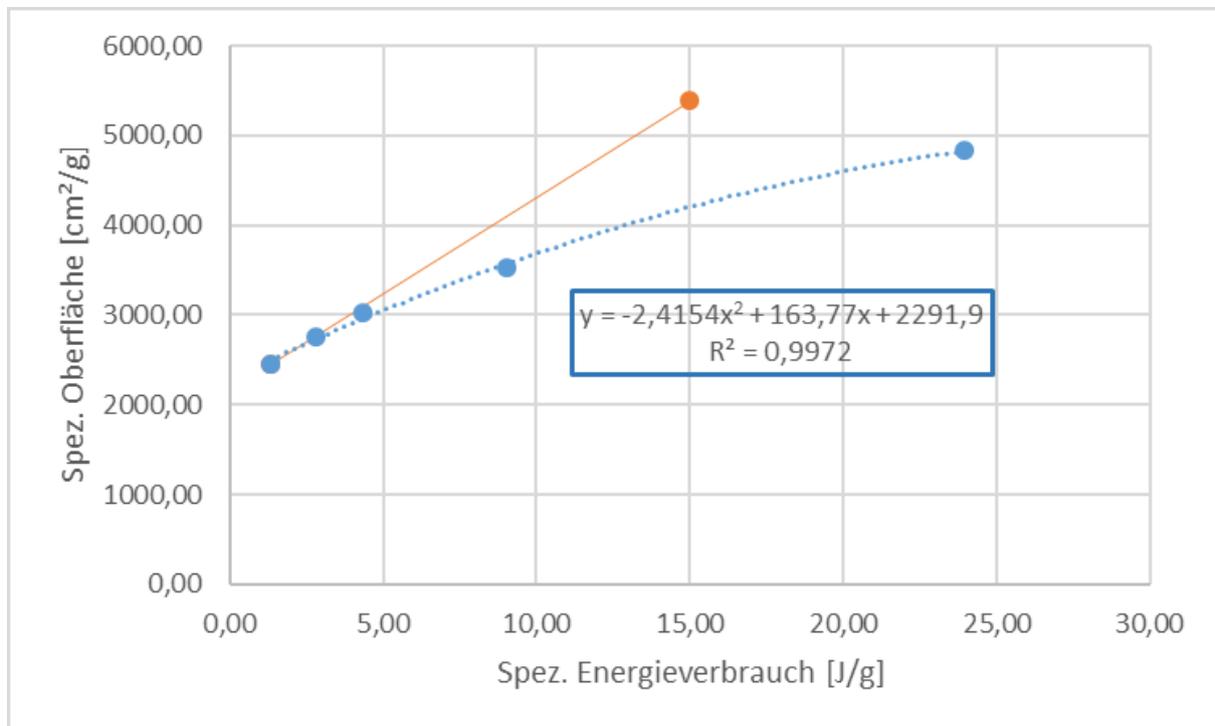
$$P_N = 2 * \pi * n * M_{Netto} \quad \text{Formel 7}$$

Für die Berechnung wurde die gemittelte Drehzahl für die Zerkleinerung verwendet, welche sich im Durchschnitt auf 1,10s<sup>-1</sup> belief.

Umdrehungen	P	Em	Am	R
[*]	[W]	[J/g]	[cm²/g]	[cm³/J]
50	22,27	1,3	2445,6	-
100	23,11	2,8	2764,0	214,8
150	23,26	4,4	3020,8	165,0
300	23,50	9,0	3532,4	109,5
800	23,38	23,9	4831,3	87,2

**Tabelle 6: Aufzeichnungen zur Kugelmühlengerkleinerung**

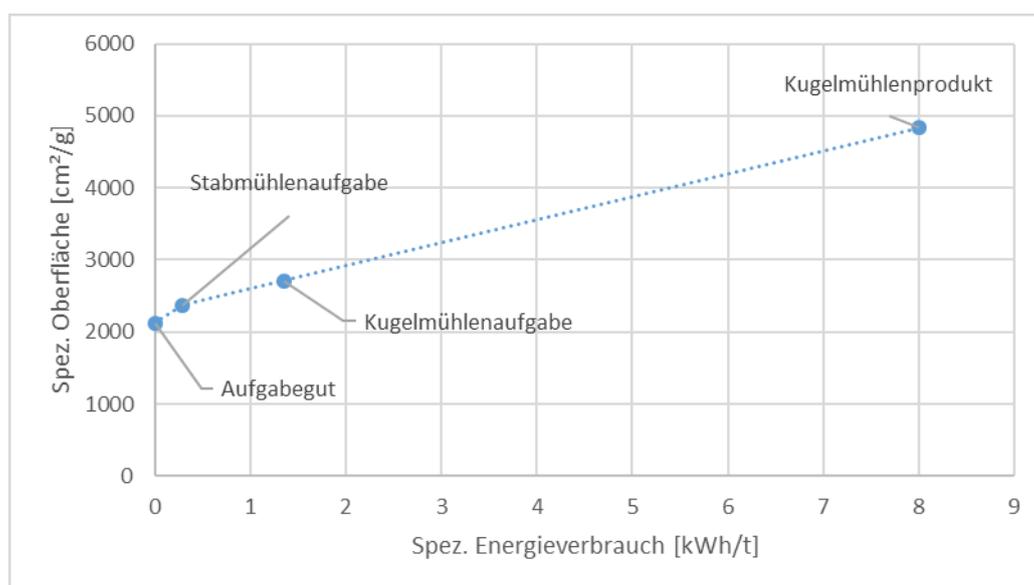
Um das Zerkleinerungsverhalten des Materials näher beschreiben zu können wurden die Werte des spezifischen Energieeintrags und der massespezifischen Oberfläche im Rittingerdiagramm gegenübergestellt.



**Abbildung 14: Rittingerdiagramm der Kugelmühlzerkleinerung**

Danach wurde eine polynomische Trendlinie zweiten Grades durch die Ergebnisse gezogen, welche mit einem Determinationskoeffizienten von 0,997 den Verlauf der technischen Zerkleinerung am besten beschreibt. Um den Rittingerkoeffizienten ( $R = \frac{\Delta a}{\Delta e}$ ) der Zerkleinerung zu ermitteln wurde eine Tangente an den anfänglichen Verlauf der Polynomfunktion gelegt. Diese beschreibt den theoretischen Verlauf der energieoptimierten Zerkleinerung. Die Steigung dieser Tangente definiert gleichzeitig den Rittingerkoeffizienten und ergibt einen Wert von 214,8cm²/J.

Der relativ hohe Rittingerkoeffizient kann auch durch das beobachtete Zerkleinerungsverhalten während der Durchführung der OZK sehr gut nachvollzogen werden.



**Abbildung 15: Zunahme der spez. Oberfläche des äthiopischen Golderzes bei zunehmenden Energieeintrag**

In der obenstehenden Abbildung ist die Zunahme der spezifischen Oberfläche bei zunehmenden Energieeintrag abgebildet. Wie bereits in Kapitel 4.1.1 (Brecher) beschrieben, wurde der spezifische Energieeintrag durch den Wert des Workindex der Stabmühle abgeschätzt. Des Weiteren ist zu erwähnen, dass der Energieeintrag des Brechers und der Stabmühle rein auf das Grobgut der jeweiligen Vorabsiebung bezogen ist. Im Falle der Kugelmühle ist der Energieeintrag auf das gesamte Aufgabegut bezogen. Hier ist auch noch anzumerken, dass der eingblendete Wert das Kugelmühlenprodukt nach 800 Umdrehungen (Durchlaufzerkleinerung) beschreibt.

Für die Ermittlung der Oberflächen der jeweiligen Produkte wurden stets die feinste Fraktion (<0,025mm) und die nächst gröbere (0,025 / 0,04, oder 0,025 / 0,1mm) mittels Blaine-Apparatur gemessen. Durch die äquivalente Korngröße und die spezifische Oberfläche der gröberen Fraktion konnte für die jeweiligen Proben ein Kornformfaktor zwischen 13 und 17 ermittelt werden. Nachfolgend wurden mit Hilfe des ermittelten Kornformfaktors die spezifischen Oberflächen der Aufgabegüter berechnet.

## 4.2. STAMMBAUM

Die Korngrößenverteilungen der jeweiligen Zerkleinerungsprodukte der OZK wurden wegen ihrer starken Affinität zur Agglomeration durch eine Nasssiebung ermittelt. Zur Vervollständigung des Stammbaumes und besseren Beurteilung der Massenflüsse wurden die Korngrößenverteilungen essentieller Summenpunkte interpoliert und in der nachfolgenden Abbildung angeführt. Zur Unterscheidung der messtechnisch ermittelten (grün) und interpolierten (aprikose) Korngrößenverteilungen wurden sie farblich hinterlegt.

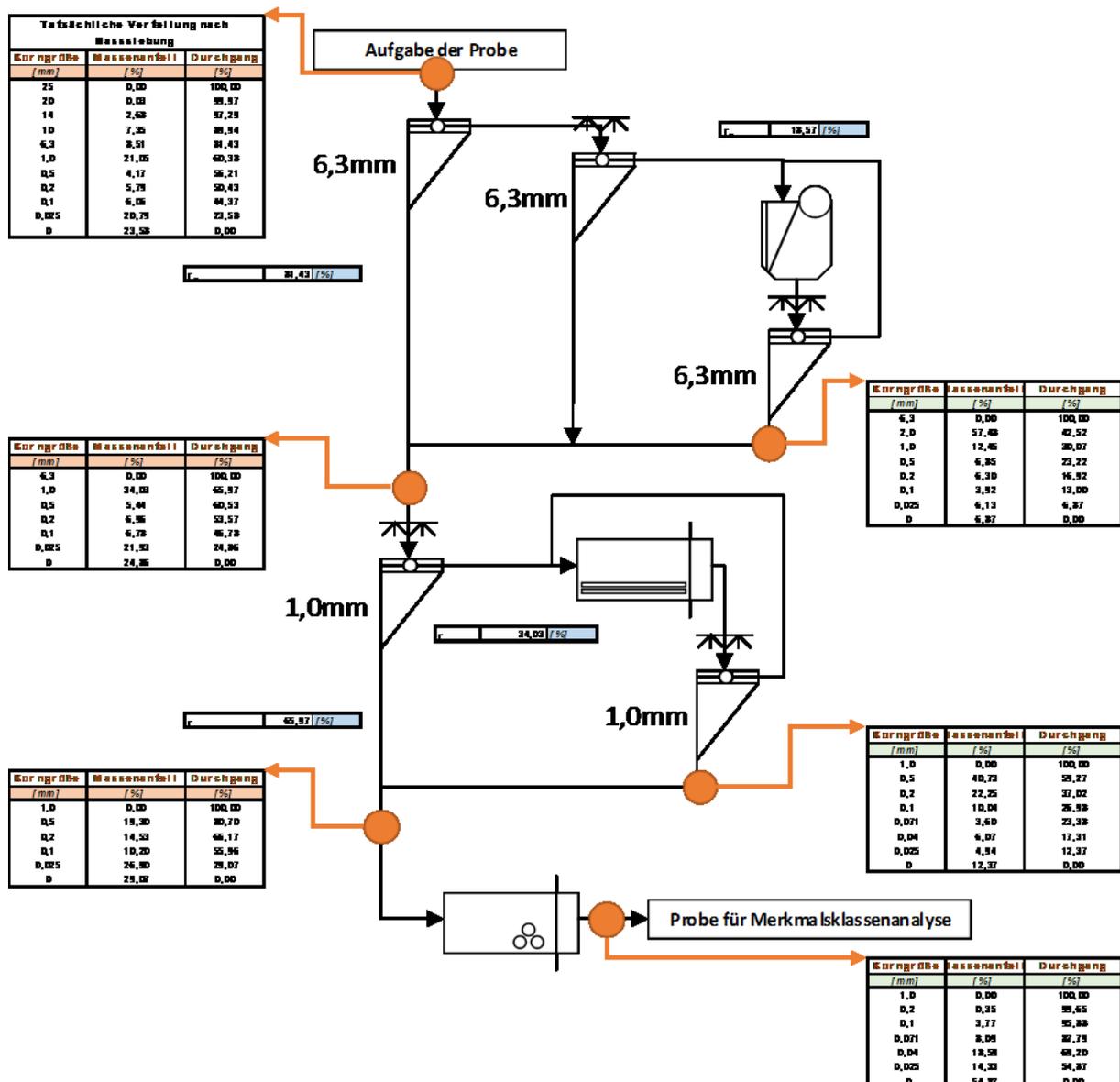


Abbildung 16: Stammbaum der optimierten Zerkleinerungskette mit Korngrößenverteilungen an den essenziellen Punkten

In der nachfolgenden Abbildung sind die im Stammbaum ausgewiesenen Korngrößenverteilungen im GGS-Netz dargestellt.

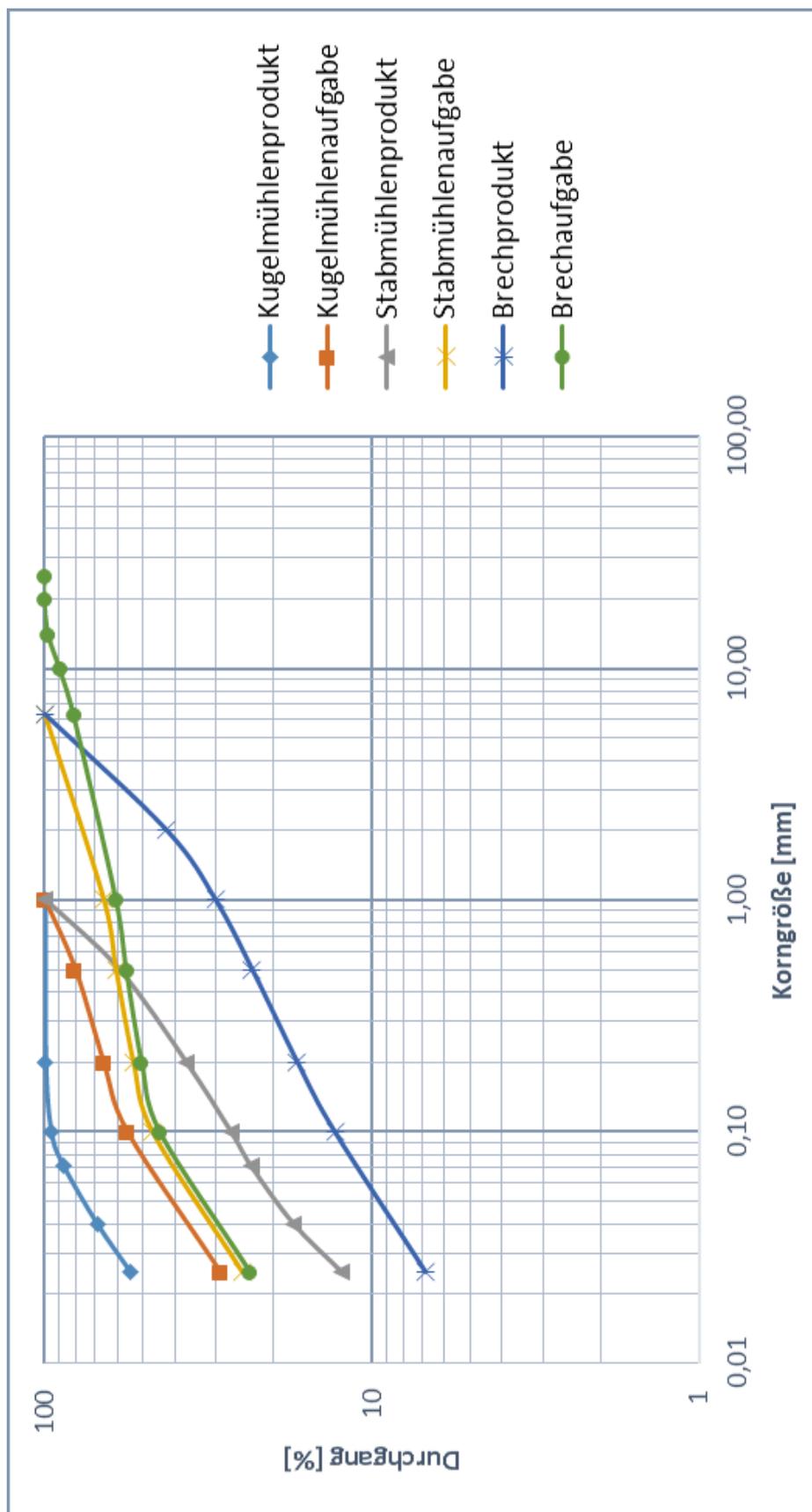
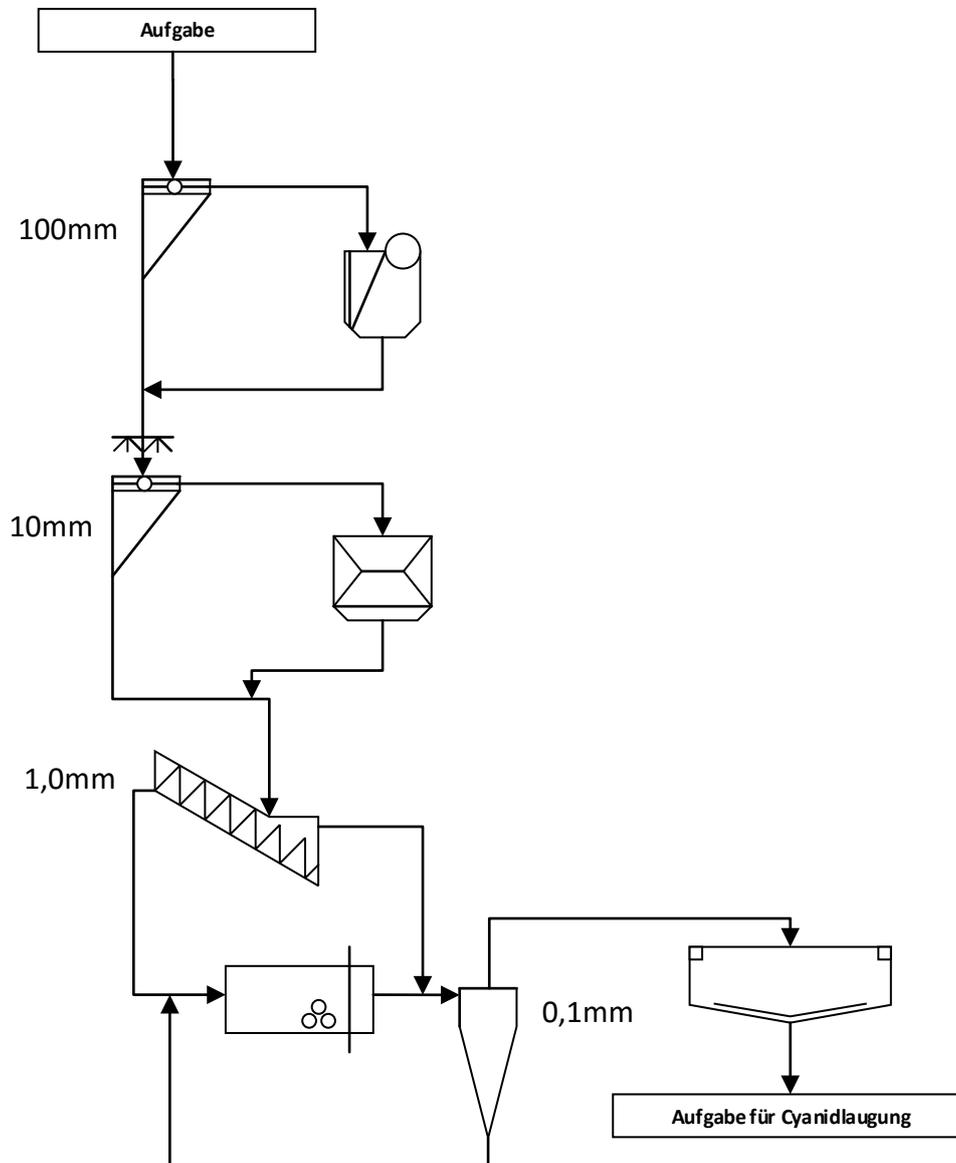


Abbildung 17: Darstellung der Korngrößenverteilungen der optimierten Zerkleinerungskette im GGS-Netz

### 4.3. DESIGN EINES ZERKLEINERUNGSSTAMMBAUMES

Aufgrund der gegebenen Daten und der ermittelten zerkleinerungsspezifischen Parameter wurde ein Zerkleinerungsstammbaum für das gegebene Erz vorgeschlagen. Dieser ist in der folgenden Abbildung gegeben.



**Abbildung 18: Zerkleinerungsstammbaum für eine industrielle Anlage für das gegebene Erz**

Wie in der obenstehenden Abbildung zu sehen ist, wird das Material zuerst in einer Vorabsiebung bei 100mm klassiert. Das Grobgut (>100mm) wird in einem Backenbrecher bei einer geschlossenen Maulweite von 14mm im Durchlauf gebrochen. Das Backenbrecherprodukt wird in einem nächsten Schritt mit dem Feingut der Vorabsiebung vereinigt und bei 10mm nass gesiebt. Das Grobgut dieser Nasssiebung wird in einem Flachkegelbrecher im Durchlauf gebrochen und gelangt

gemeinsam mit dem vorabgesiebten Feingut in einen Schraubenklassierer mit einer Trennschnittlage von 1,0mm. Das Grobgut des Schraubenklassierers wird einer Kugelmühle zur Zerkleinerung zugeführt. Das Feingut wird in einem Hydrozyklon gemeinsam mit dem Kugelmühlenprodukt bei 0,1mm klassiert. Das Grobgut des Hydrozyklons wird der Kugelmühle rückgeführt und das Feingut wird in einem Eindicker für die nachfolgende Laugung eingedickt. Im Kapitel 7 (Eindickerauslegung) finden sind hierbei Kalkulationen für die Dimensionierung eines Rundeindickers wieder.

Weiteres wurden mit Hilfe des ermittelten Energieeintrags der Kugelmühle nach 800 Umdrehungen (6,65kWh/t) zuzüglich des Stabmühlenenergieeintrags (1,06kWh/t) die Dimensionen einer Überlaufkugelmühle für den industriellen Einsatz durch Formel 8 nach Steiner abgeschätzt.

$$P_N = c_p * M_K * D * n * g \quad \text{Formel 8}$$

*P<sub>N</sub> ... Nettoleistung, g ... Erdgravitationskonstante, D ... Mühleninnendurchmesser, c<sub>p</sub> ... Leistungszahl (= 1,1), M<sub>K</sub> ... Mahlkörpermasse, n ... Drehzahl*

Bei der Berechnung wurden die folgenden Annahmen getroffen:

- Frischaufgabe: 35t/h
- Umlaufende Last: 100%
- Korrelationskoeffizient: 1,1
- Verhältnis Drehzahl/kritische Drehzahl: 0,7
- Mahlkörperfüllungsgrad: 0,4
- Mahlkörperlückenraum: 0,35
- Dichte der Mahlkörper: 7,5g/cm<sup>3</sup>
- Verhältnis Länge/Breite: 1,4

Aus den gegebenen Annahmen wurde für die Überlaufmühle ein Innendurchmesser von 3m bei einer Länge von 4,2m abgeschätzt.

## 4.4. MERKMALSKLASSENANALYSEN

### 4.4.1. SCHWIMM-SINKANALYSE & FRANTZ SCHEIDUNG

Um verschiedene mineralbezogene Anreicherungs-schritte evaluieren zu können, wurde ein Versuchsstammbaum mit Sortieraggregaten geplant und durchgeführt. Die Prozesskette ist im folgenden Stammbaum veranschaulicht.

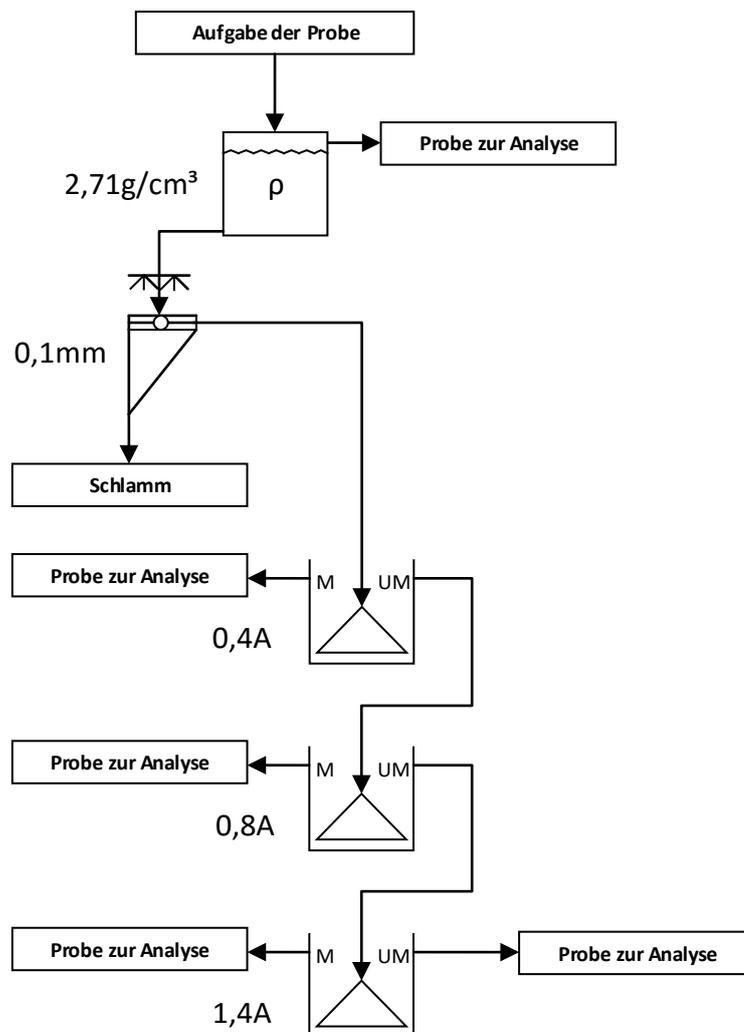


Abbildung 19: Stammbaum der durchgeführten Merkmalsklassenanalyse

Die Versuche wurden an den Korngrößenklassen  $0,1 / 0,2$  und  $0,2 / 0,5\text{mm}$  durchgeführt, welche zuvor, um die Gesamtaufgabemasse repräsentieren zu können, unter der Berücksichtigung aller Prozessströme zusammengesetzt worden sind. Für die Abtrennung des Quarzsandes erfolgte in einem ersten Schritt eine Dichtesortierung mittels Schwimm-Sink Analyse in einem Scheidetrichter. Dieser sogenannte Glaskonus kann im nächsten Bild gesehen werden.

Zur Vorbereitung wurde die Probe so lange gewaschen bis nur mehr eine leichte Rotfärbung des Spülwassers erkennbar war. Als Schwereflüssigkeit wurde Natriumpolywolframat mit einer Dichte von  $2,71\text{g/cm}^3$  verwendet. Die Reindichte der jeweiligen Produkte (Leicht- und Schwergut) wurde mittels Heliumgaspyknometer überprüft. Sie sind in der nächsten Tabelle angeführt.

Da sich ein Teil der Körner während der Schwimm-Sink Analyse leicht zersetzt haben, wurde die Probe als Vorbereitung zur nachfolgenden Magnetscheidung noch einmal abgeschlämmt. An dieser Stelle sei angemerkt, dass eine Dichtesortierung im industriellen Maßstab schwer zu realisieren sein könnte, da

- sich die Körner während des Versuches nachzerkleinert haben. Der prozentuelle Anteil an Schlamm der beiden Fraktionen liegt zwar nur zwischen 2,5 und 3%, der Großteil dieses Schlammes ist aber so fein dispergiert, dass eine Einflussnahme auf die Trennschärfe bei einem industriellen Maßstab maßgeblich beeinflusst werden könnte. Im Versuch wurde die Dichte der Schwereflüssigkeit nach der Schwimm-Sink Analyse noch einmal kontrolliert und betrug auch am Ende  $2,71\text{g/cm}^3$ .
- vermutet wird, dass bei den zu berücksichtigenden Korngrößen für die Dichtesortierung ( $>0,025\text{mm}$ ) die Porosität der Körner noch immer so hoch ist, dass die relative Dichte der kleinen Goldpartikel sich kaum auf die Rohdichte des Kornes auswirkt und somit ein Teil des Goldes im Leichtgut verloren gehen würde, sofern sich dieses auch an die hochporösen Mineralisationen anlagert. Aus diesen Grund wurde in den nachfolgenden mineralogischen Untersuchungen (Kapitel 5.1) das Hauptaugenmerk auf die feinere Korngrößenklasse  $0,1 / 0,2\text{mm}$  gelenkt.

<b>Schwimm-Sink Analyse</b>							
<b>Kornklasse</b>	<b><math>m_{\text{Leichtgut}}</math></b>	<b><math>m_{\text{Schwergut}}</math></b>	<b><math>m_{\text{Schlamm}}</math></b>	<b><math>\rho_{\text{Leichtgut}}</math></b>	<b><math>\rho_{\text{Schwergut}}</math></b>	<b><math>r_{m, \text{Leichtgut}}</math></b>	<b><math>r_{m, \text{Schwergut}}</math></b>
<b>[mm]</b>	<b>[g]</b>	<b>[g]</b>	<b>[g]</b>	<b>[g/cm<sup>3</sup>]</b>	<b>[g/cm<sup>3</sup>]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>
0,2/0,5	10,54	16,09	0,68	2,71	3,59	38,59	61,41
0,1/0,2	6,67	11,76	0,56	2,70	3,89	35,12	64,88

**Tabelle 7: Ergebnistabelle der Schwimm-Sink Analyse**

Wie in der obenstehenden Tabelle zu sehen ist, wurden zwischen 35 und 40% des Probematerials bei der Schwimm-Sink Analyse als Leichtgut abgetrennt. In der nachfolgenden Magnetscheidung wurde das Schwergut in vier Suszeptibilitätsklassen ( $<0,4$ ;  $0,4 / 0,8$ ;  $0,8 / 1,4$  und  $>1,4\text{A}$ ) eingeteilt. Für die Magnetscheidungsversuche

wurde der Frantz-Isodynamic Scheider des Lehrstuhls für Aufbereitung und Veredlung verwendet, welcher im nachfolgenden Bild zu sehen ist.



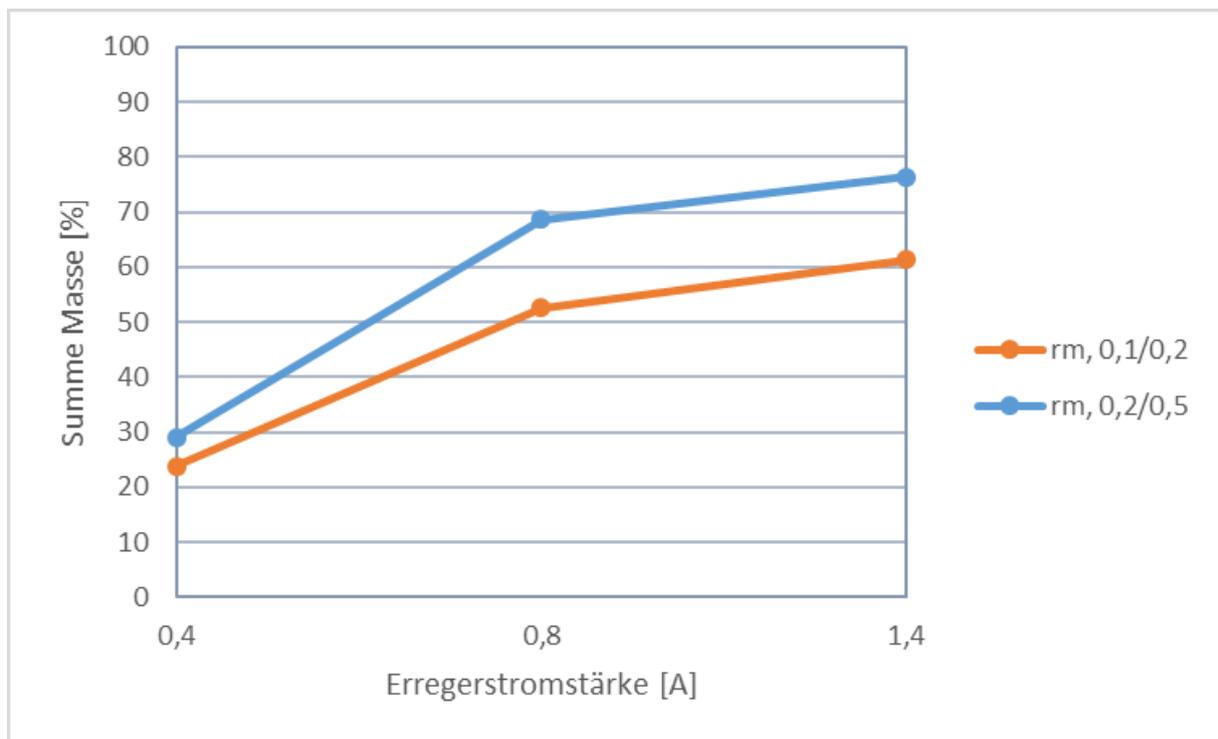
Abbildung 20: links: Scheidetrichter; rechts: Frantz-Isodynamic Scheider

Frantz-Scheider					Summenkurve	
<b>I</b>	<b>m<sub>0,1/0,2</sub></b>	<b>m<sub>0,2/0,5</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,1/0,2</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,2/0,5</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,1/0,2</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,2/0,5</sub></b>
<b>[A]</b>	<b>[g]</b>	<b>[g]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>
<0,4	2,79	4,64	23,83	29,09	23,83	29,09
0,4/0,8	3,36	6,30	28,69	39,50	52,52	68,59
0,8/1,4	1,04	1,23	8,88	7,71	61,40	76,30
>1,4	4,52	3,78	38,60	23,70	100,00	100,00
<b>Summe</b>	11,71	15,95	100,00	100,00		

Tabelle 8: Ergebnistabelle der Frantz-Isodynamic Scheidung

Betrachtet man die obenstehende Abbildung so fällt auf, dass zumindest in der besser aufgeschlossenen feineren Fraktion bei der Verwendung einer Stromstärke von 1,4A über 60% der Probe als Magnetprodukt abgetrennt werden können. Die Zunahme der Rottönung der abgetrennten Suszeptibilitätsklasse bei zunehmender Stromstärke am Magnetscheider legt die Vermutung einer fraktionellen Abtrennung verschiedener Minerale nahe, welche Auswirkungen dies auf den Goldgehalt der jeweiligen Fraktion hat, wurde in den mineralogischen Untersuchungen (Kapitel 5.1) analysiert.

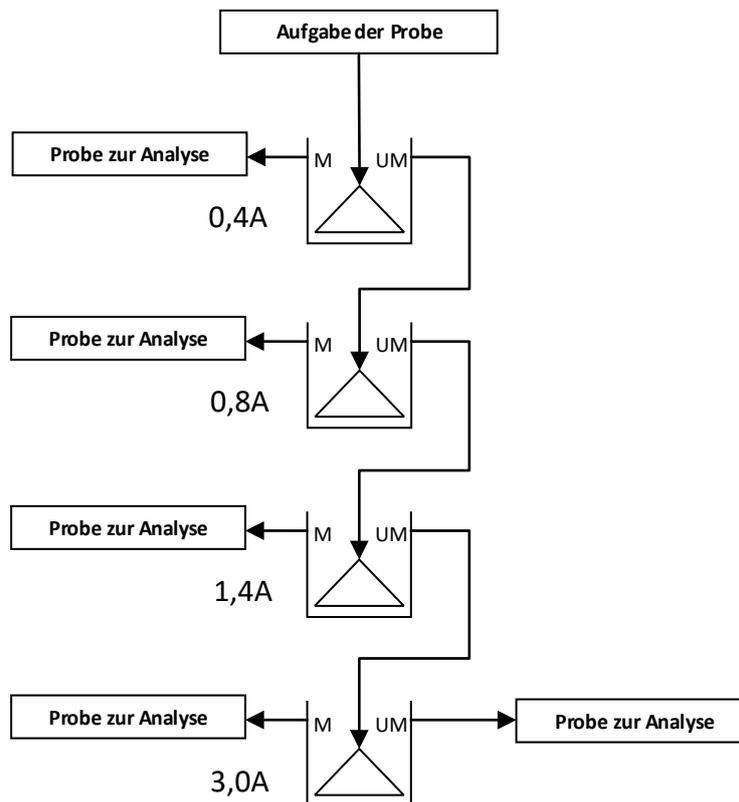
Dem nachfolgenden Diagramm, das die Summenkurve der Magnetscheidungsversuche veranschaulicht, ist in erster Linie zu entnehmen, dass sich bei höheren Aufschluss das Ausbringen an der schwach paramagnetischen, oder diamagnetischen Fraktion erhöht. Dies zeigt, dass zumindest die gröbere Fraktion noch sehr stark verwachsen ist und lässt auf einen noch unzureichenden Aufschluss schließen.



**Abbildung 21: Summenkurve der Frantz-Isodynamic Scheidung**

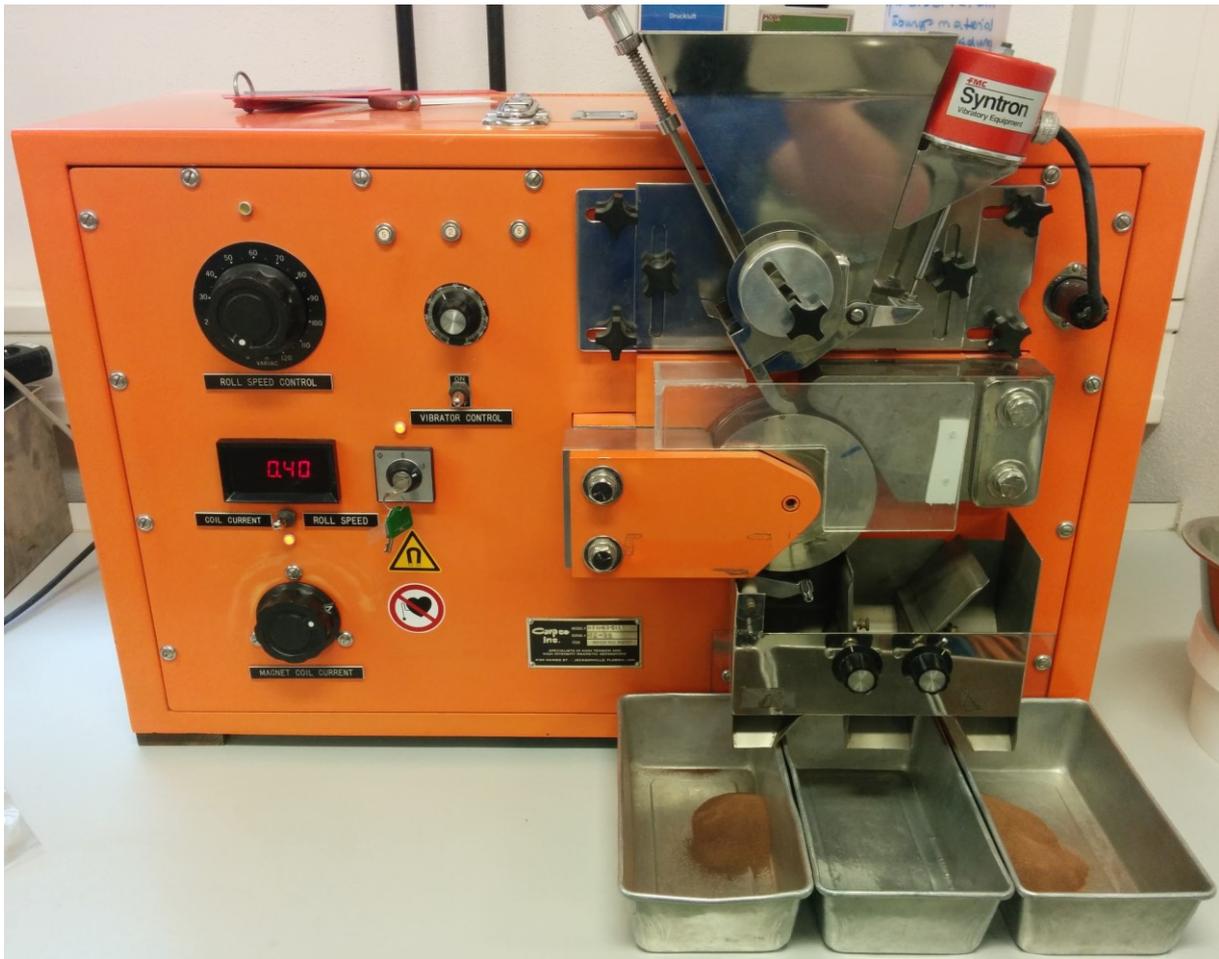
#### 4.4.2. CARPCO MAGNETSCHEIDUNG

Da bei der Schwimm-Sinkanalyse diverse Probleme beobachtet werden konnten, wie bereits im vorherigen Punkt beschrieben, wurde ein zweiter Anreicherungsversuch mittels Magnetscheidung durchgeführt. Die Analyse wurde anhand von jeweils 300g Masse der Kornfraktionen 0,1 / 0,2 und 0,2 / 1,0mm durchgeführt, welche zuvor, um die Gesamtaufgabemasse repräsentieren zu können, aus den einzelnen Teilströmen zusammengesetzt wurden. In dem durchgeführten Versuch wurde eine magnetische Fraktion bei einer sukzessiven erhöhten Erregerstromstärke vom Aufgabematerial im Durchlauf abgetrennt. Als Aufgabematerial der nächsten Stufe galt die unmagnetische Fraktion der Vorstufe. Es wurden insgesamt vier Magnetscheidungsstufen bei den Stromstärken 0,4 / 0,8 / 1,4 und 3,0A durchgeführt. Der Aufbereitungsstammbaum ist in der nächsten Abbildung zu sehen.



**Abbildung 22: Stammbaum Carpc-Trommelmagnetscheidung**

Der verwendete Magnetscheider war ein Magnettrommelscheider der Firma Carpc Inc. mit der Modellnummer MIH 13 111-5. Der verwendete Magnetscheider des Lehrstuhls für Aufbereitung und Veredlung ist im nächsten Bild dargestellt.



**Abbildung 23: Carpco-Trommelmagnetscheider MIH 13 111-5**

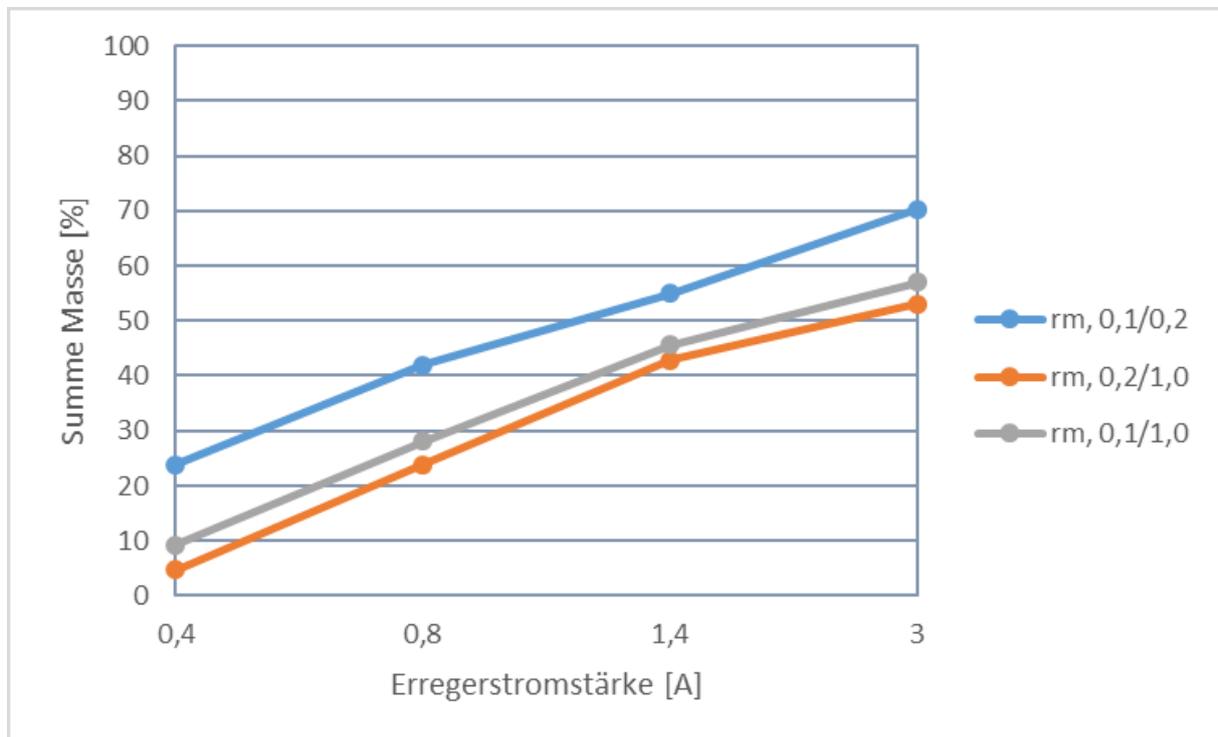
Bei der Durchführung der Versuche wurde am Gerät eine Trommelgeschwindigkeitseinstellung von 30 verwendet. Das Aufgabegut wurde in zwei Produkte sortiert (Berge und Konzentrat). Hierbei wurde die linke Splitterplatte in vertikale Stellung gebracht, während die rechte Splitterplatte keine Verwendung fand. In der nachfolgenden Tabelle sind die Masseverteilung der verschiedenen Suszeptibilitätsklassen ersichtlich.

Carpco-Trommelscheider					Summenkurve		
<b>I</b>	<b>m<sub>0,1/0,2</sub></b>	<b>m<sub>0,2/1,0</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,1/0,2</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,2/1,0</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,1/0,2</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,2/1,0</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,1/1,0</sub></b>
<b>[A]</b>	<b>[g]</b>	<b>[g]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>
<0,4	48,29	16,19	23,79	4,79	23,79	4,79	9,19
0,4/0,8	37,03	64,40	18,24	19,03	42,03	23,82	28,04
0,8/1,4	26,32	64,24	12,96	18,99	54,99	42,81	45,63
1,4/3,0	31,19	34,72	15,36	10,26	70,36	53,07	57,07
>3,0	60,18	158,78	29,64	46,93	100,00	100,00	100,00
<b>Summe</b>	<b>203,01</b>	<b>338,33</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>			

**Tabelle 9: Ergebnistabelle der Carpco-Trommelmagnetscheidung**

Um die Masseverteilung und Gehalte der jeweiligen Suszeptibilitätsklassen in einer zusammengefassten Korngrößenklasse 0,1 / 1,0mm zu ermitteln wurden die Massen-

und Inhaltsanteile fraktionell zusammengesetzt und gemäß der Gesetzesmäßigkeit Gehalt ist Inhalt durch Massenanteil ermittelt. Die dadurch ermittelte Summenkurve ist im nächsten Diagramm abgebildet.



**Abbildung 24: Summenkurve der Carpco-Trommelmagnetscheidung**

Die durch die Magnetscheidung angereicherten Fraktionen wurden nachfolgend im in Kapitel 6 in Betrieb genommenen Containerlabor dokimastisch auf ihren Goldgehalt analysiert. Die Analyseergebnisse hierbei und etwaige Schlüsse werden im Kapitel 6.4 (Praktische Durchführung und Diskussion der Ergebnisse) angeführt.

## 5. MINERALOGISCHE UNTERSUCHUNGEN

In den nach der optimierten Zerkleinerungskette aufgeschlossenen und durch mehrdimensionale Merkmalsklassenanalyse aufgefächerten Kornklassen wird der aufbereitungstechnisch relevante Mineralbestand ermittelt und versucht die Natur der Goldverbindungen und die Zuordnung zu erarbeiten.

Zum einen wurden die verschiedenen Produkte der Schwimm-Sink Analyse und Frantz-Scheidung chemisch und mineralogisch untersucht, zum anderen wurden aber auch das die Gesamtmasse repräsentierende Kugelmühlenprodukt und das Fein- und Grobgut der Stabmühlenvorabsiebung chemisch auf den jeweiligen Goldgehalt analysiert. Nachfolgend ist eine Auflistung der verschiedenen Proben mit den durchzuführenden Analysen angeführt.

Analysenplan								
Probenbezeichnung		Chemische Analysen		Mineralogische Untersuchungen				
		RFA	Au	Optisch	RDA	REM		
1	SP-KM800U		X	25g Dokimasie				
	Kornklassen zu SP-KM800U	>0,071 mm		25g Dokimasie				
		0,04/0,071 mm		25g Dokimasie				
		0,025/0,04 mm		25g Dokimasie				
		<0,025 mm		25g Dokimasie				
2	Stabmühlenvorabsiebung/-produkt	>1,0 mm		25g Dokimasie				
3		<1,0 mm		25g Dokimasie				
4	SSA & Frantz-Scheidungsproben 0,1/0,2mm	Leichtgut		0,5g Au-Analyse	0,2g Schliff	~1,0g	0,2g Schliff	
5		Schwergut	<0,4A		0,5g Au-Analyse	0,2g Schliff	~1,0g	0,2g Schliff
6			0,4/0,8A		0,5g Au-Analyse	0,2g Schliff	~1,0g	0,2g Schliff
7			0,8/1,4A		0,5g Au-Analyse	0,2g Schliff	~1,0g	0,2g Schliff
8			>1,4A		0,5g Au-Analyse	0,2g Schliff	~1,0g	0,2g Schliff
4	SSA & Frantz-Scheidungsproben 0,2/0,5mm	Leichtgut			0,2g Schliff			
5		Schwergut	<0,4A			0,2g Schliff		
6			0,4/0,8A			0,2g Schliff		
7			0,8/1,4A			0,2g Schliff		
8			>1,4A			0,2g Schliff		
9	Carpco 0,1/0,2mm	<0,4A		25g Dokimasie				
10		0,4/0,8A		25g Dokimasie				
11		0,8/1,4A		25g Dokimasie				
12		1,4/3,0A		25g Dokimasie				
13		>3,0A		25g Dokimasie				

**Tabelle 10: Plan der durchgeführten chemischen und mineralogischen Analysen**

Die dokimastischen Goldanalysen der Korngrößenklassen des Kugelmühlenprodukts und des Carpco-Trommelmagnetscheiders wurden im von der Firma CEMTEC zusammengestellten Containerlabor durchgeführt. Die Ergebnisse sind im Kapitel 6.4 (Praktische Durchführung und Diskussion der Ergebnisse) angeführt. Für die chemische Analyse musste die entnommene Probemenge auf 100% <0,063mm zerkleinert werden. Dies wurde mittels Mörser manuell durchgeführt. Die Entnahme der Probe vom Grobgut der Stabmühlenvorabsiebung (>1,0mm) erfolgte mittels Rotationsprobenteiler. Während die dokimastische Untersuchung des Kugelmühlenprodukts nach 800 Umdrehungen (KM800U), sowohl im Containerlabor als auch in externen Prüflaboratorien durchgeführt wurde, wurden die anderen

dokimastischen Untersuchungen ausschließlich im Containerlabor durchgeführt. Die Ergebnisse sind im Kapitel 6.4 (Praktische Durchführung und Diskussion der Ergebnisse) angeführt.

Die jeweiligen Probeentnahmestellen sind in den nachfolgenden Stammbäumen veranschaulicht. Um die im Analysenplan genannten Proben in den Stammbäumen wieder zu finden, wurden diese durchnummeriert.

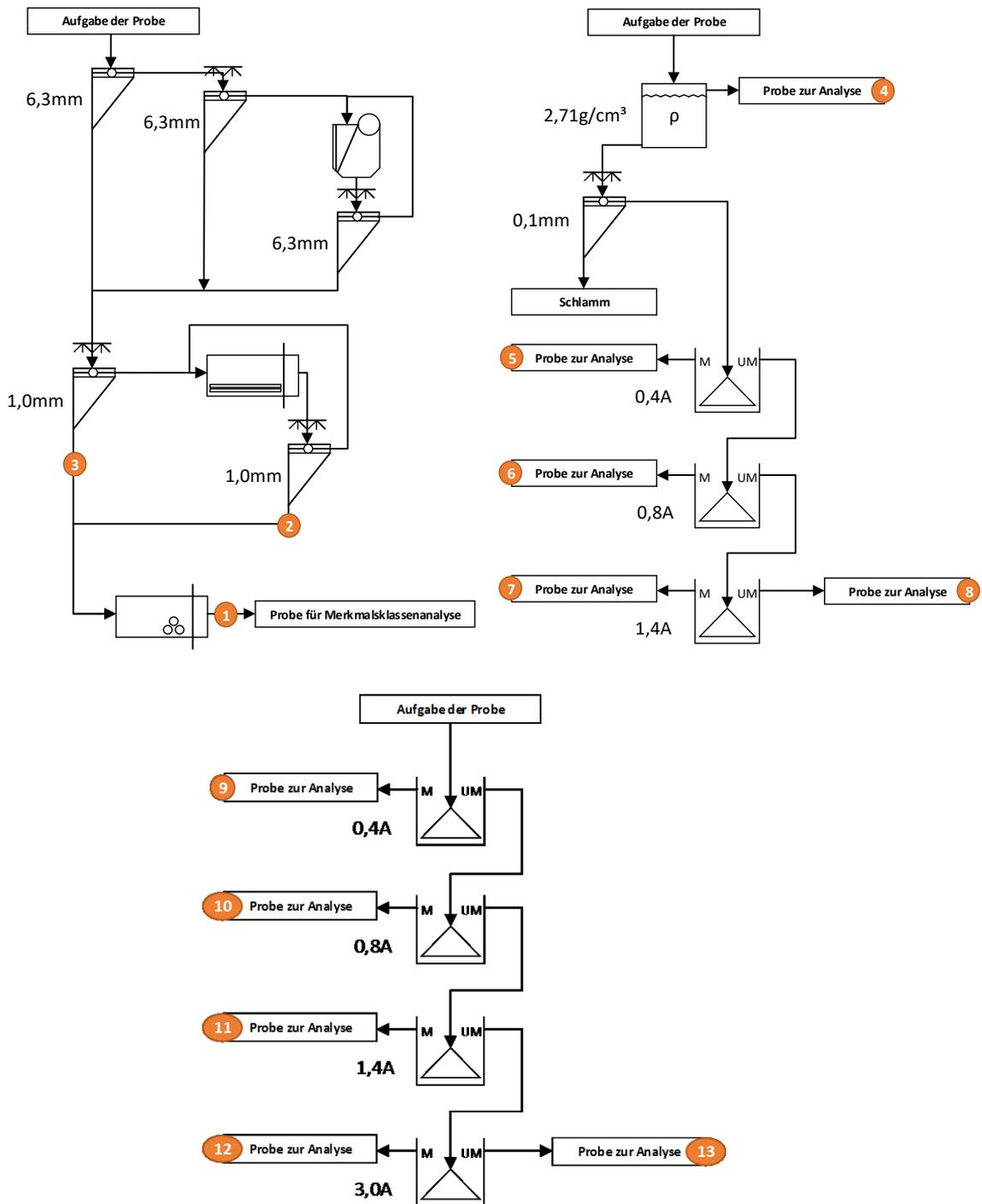


Abbildung 25: Kennzeichnung der Probeentnahmestellen für die Analyseproben

## 5.1. MERKMALSKLASSENANALYSEN

### 5.1.1.OPTISCH

Bei der Betrachtung der verschiedenen Korngrößenklassen im Anschliff unter dem Auflichtmikroskop (Weitfeld-Photomikroskop) der Firma Reichert-Jung mit der Bezeichnung Polyvar konnte gezeigt werden, dass die Kornfraktion 0,2 / 0,5mm noch immer einen erheblichen Porositätsanteil aufweist. Dies ist vor allem kritisch zu sehen bei der Beurteilung des erzielten Erfolges bei der Voranreicherung mittels Dichtesortierung, da die spezifische Dichte dieser Körner stark herabgesetzt wird. Bei der feineren Korngrößenklasse 0,1 / 0,2mm konnte diesbezüglich eine Verbesserung festgestellt werden. Deshalb wurde für die weitergehende Analyse im Rasterelektronenmikroskop und die chemische Analyse auf Gold auch nur mehr die feinere Fraktion herangezogen.

Des Weiteren konnten im Polarisationsmikroskop einzelne Goldpartikel im Leichtgut und im Schwergut der Suszeptibilitätsklasse, die bei einer Erregerstromstärke von 1,4A als unmagnetisches Produkt abgetrennt wurde, festgestellt werden. Diese Goldpartikel hatten stets eine Korngröße von unter 0,015mm und waren an die Minerale Quarz und Baryt angelagert. Da das Aufgabematerial der Merkmalsklassenanalyse zum Teil aus Zerkleinerungsprodukten der OZK bestand, kann über die vorherrschende Größe der Goldeinschlüsse keine eindeutige Aussage generiert werden. Es wird aufgrund der mikroskopischen Beobachtungen aber von sehr fein verteilten Goldeinschlüssen in der Größenordnung von unter 0,02mm ausgegangen. Auffällig ist auch, dass diese Goldpartikel stets an verschiedene Minerale gebunden waren und somit kein Freigold, im Sinne von frei vorliegendem Gold, festgestellt werden konnte. Eine bei anderen Lagerstätten oftmals angewandte Anreicherung mittels Dichtesortierung nach gegebenen Aufschluss ist somit bei dem untersuchten Erz nicht als sinnvoll zu erachten.

### 5.1.2.RDA

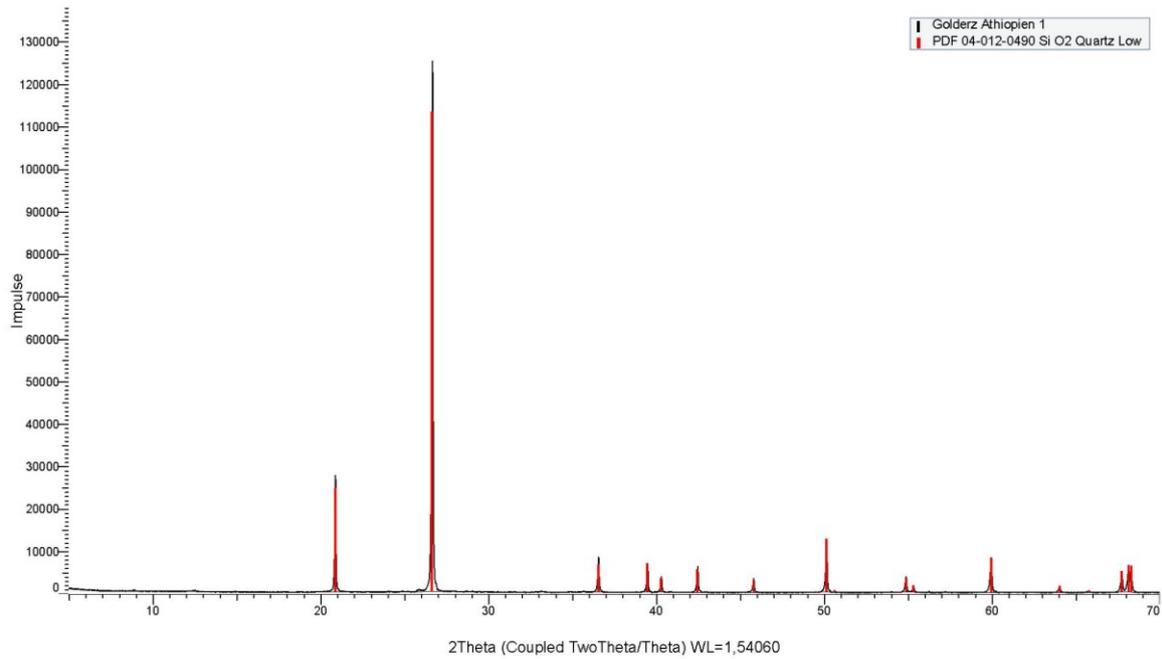
In den folgenden Abbildungen sind die Aufzeichnungen der Röntgendiffraktometrie ersichtlich, die an den folgenden vorbereiteten Proben

- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <2,7g/cm<sup>3</sup>**
- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider**
- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider**
- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider**
- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider**

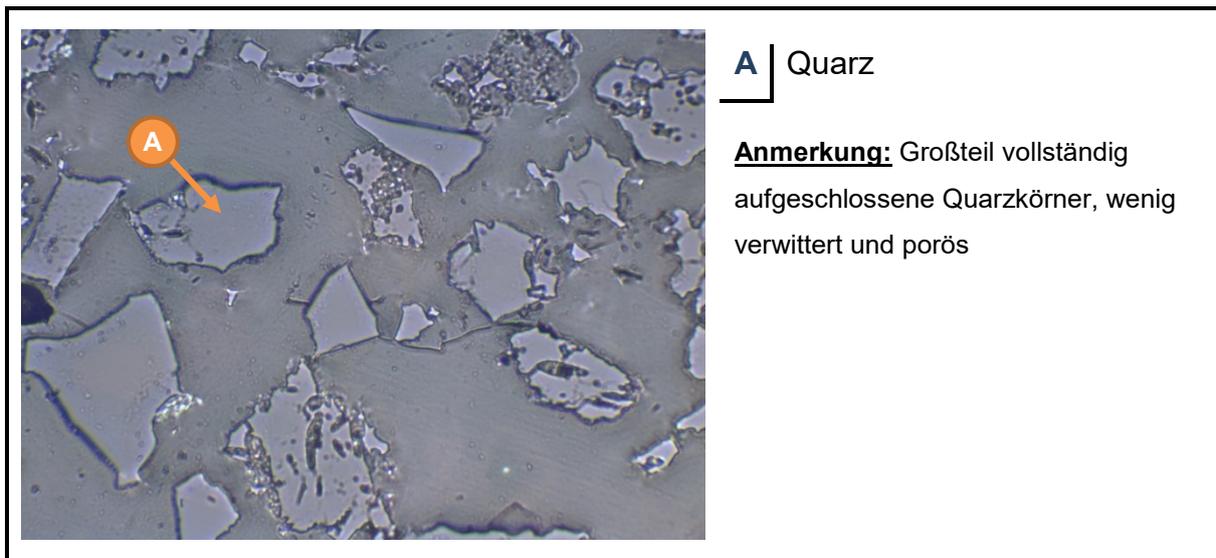
auf dem RDA des Lehrstuhls für Gesteinshüttenkunde an der Montanuniversität Leoben durchgeführt wurden. Es wurden hierbei die Produkte der Merkmalsklassenanalyse herangezogen, da in diesen, gewisse Minerale in den resultierenden Merkmalsklassen angereichert wurden und somit „Reinmineralpräparate“ für die RDA zur Verfügung gestellt werden konnten. Dies ermöglicht vor allem eine einfachere Auswertung der RDA-Resultate. Es muss hierbei angemerkt werden, dass die Resultate eine grobe Zusammenstellung der Mineralgemenge beschreiben, da Mineralisationen welche mit einem Massenanteil kleiner als 5% vorliegen, nicht berücksichtigt werden.

Die verwendete RDA war vom Typ D8 Advance der Firma Bruker. Zur Auswertung der Resultate wurde hierbei die firmeneigene Software DIFFRAC.EVA verwendet.

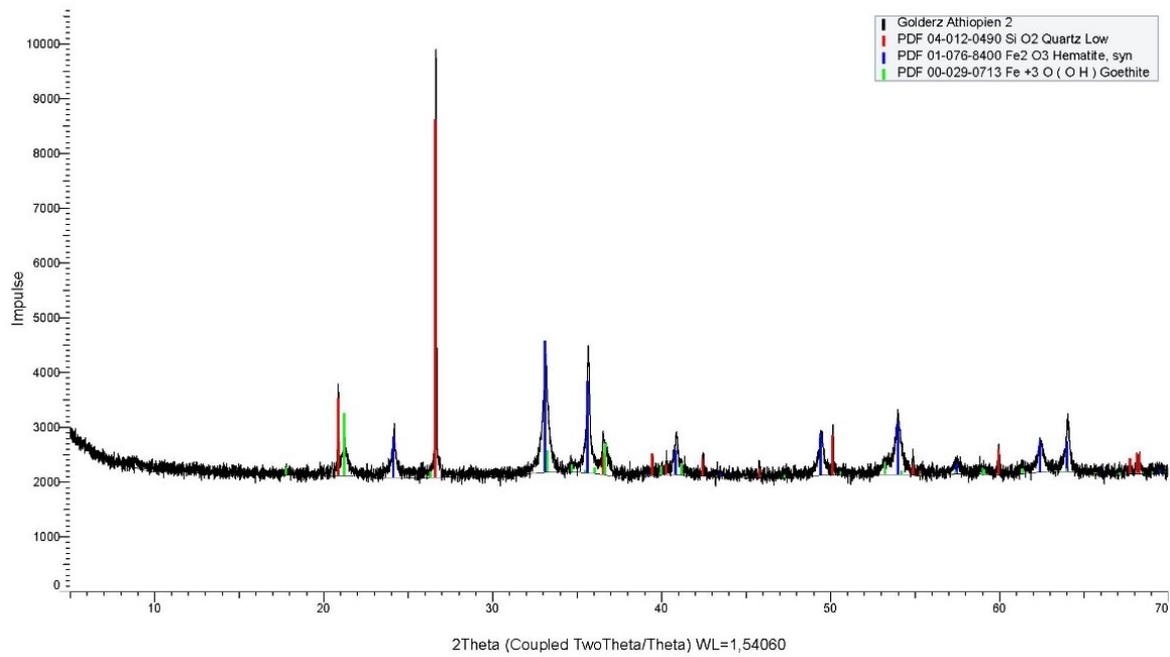
Um den Mineralbestand der jeweiligen Probe näher beschreiben zu können, wurden zudem Polarisationsbilder der Auflichtmikroskopie (Weitfeld-Photomikroskop der Firma Reichert-Jung mit der Bezeichnung Polyvar) unter den RDA-Analysenbild eingefügt.



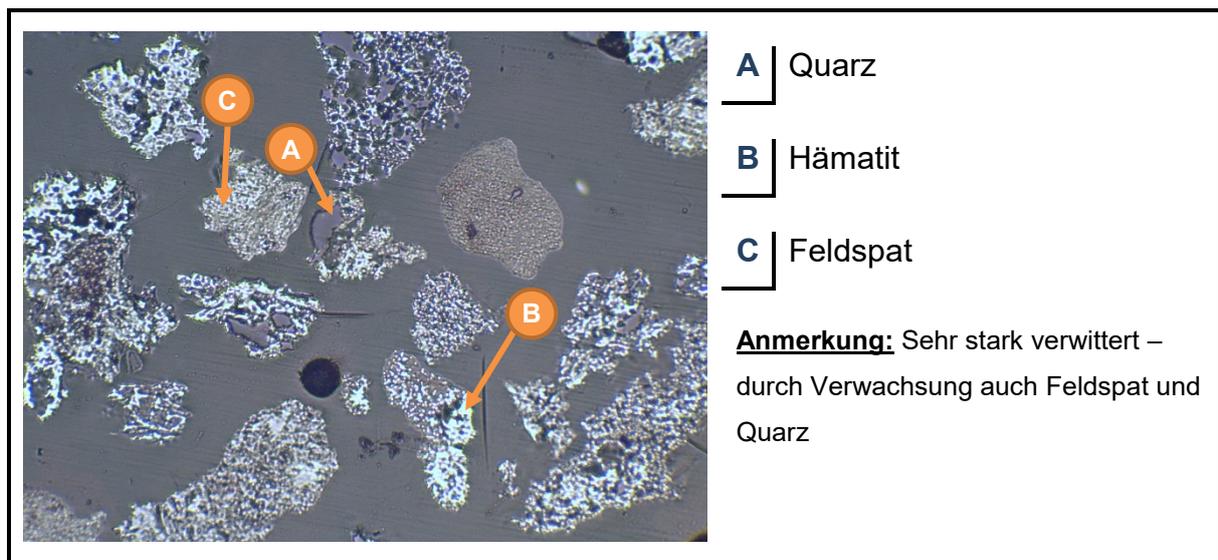
**Abbildung 26: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <math><2,7\text{g/cm}^3</math>**



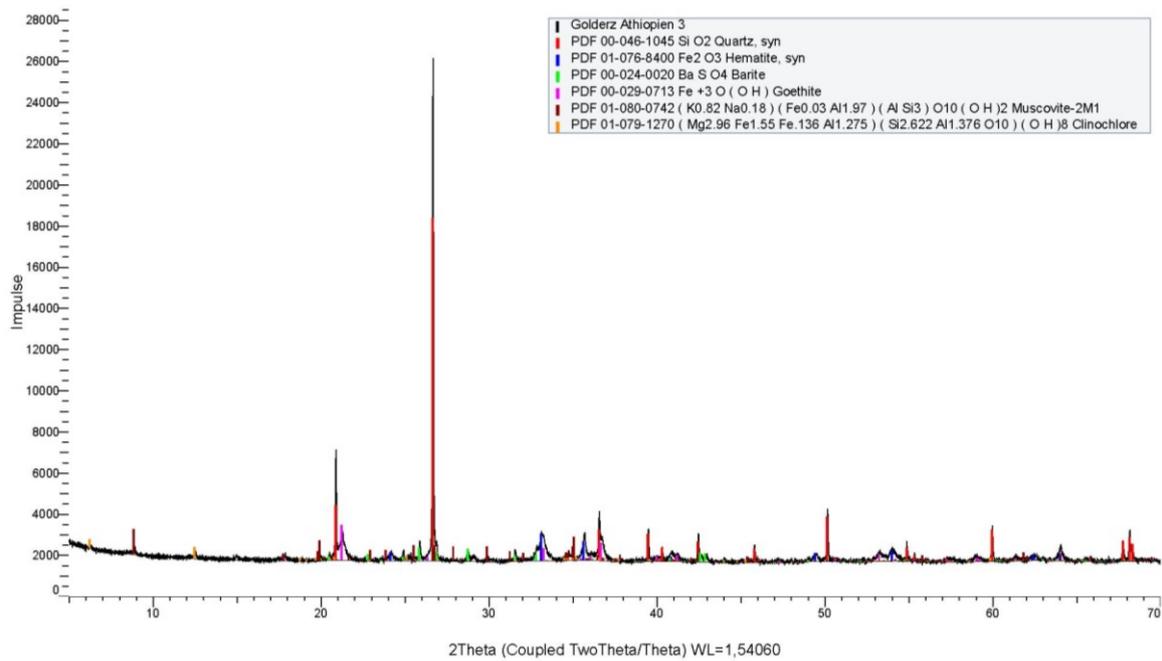
**Abbildung 27: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <math><2,7\text{g/cm}^3</math>**



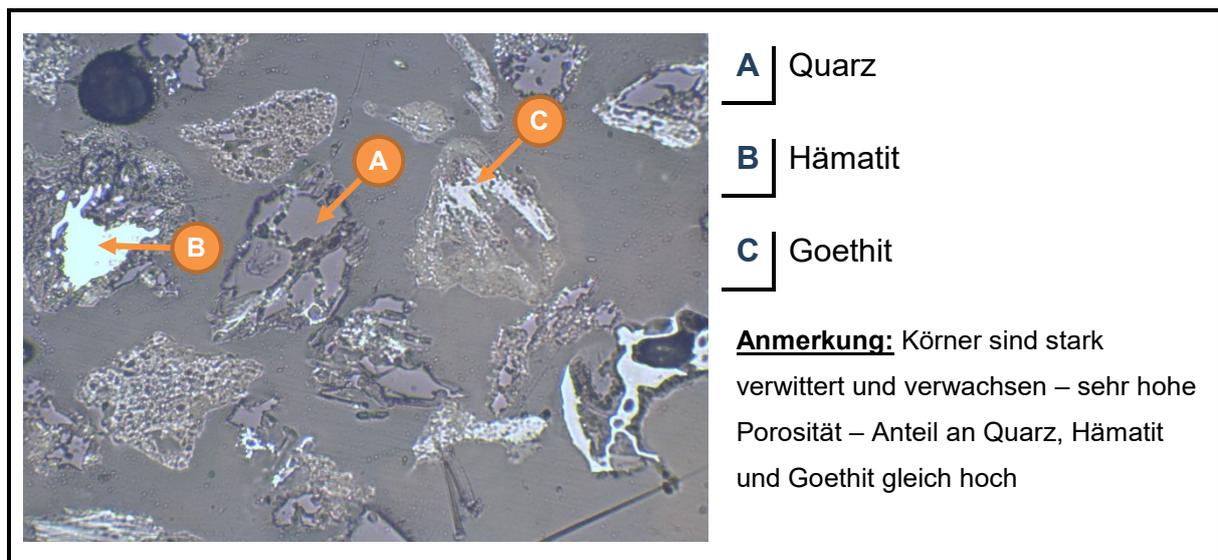
**Abbildung 28: RDA-Analysenbild – Kugelmühlengabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider**



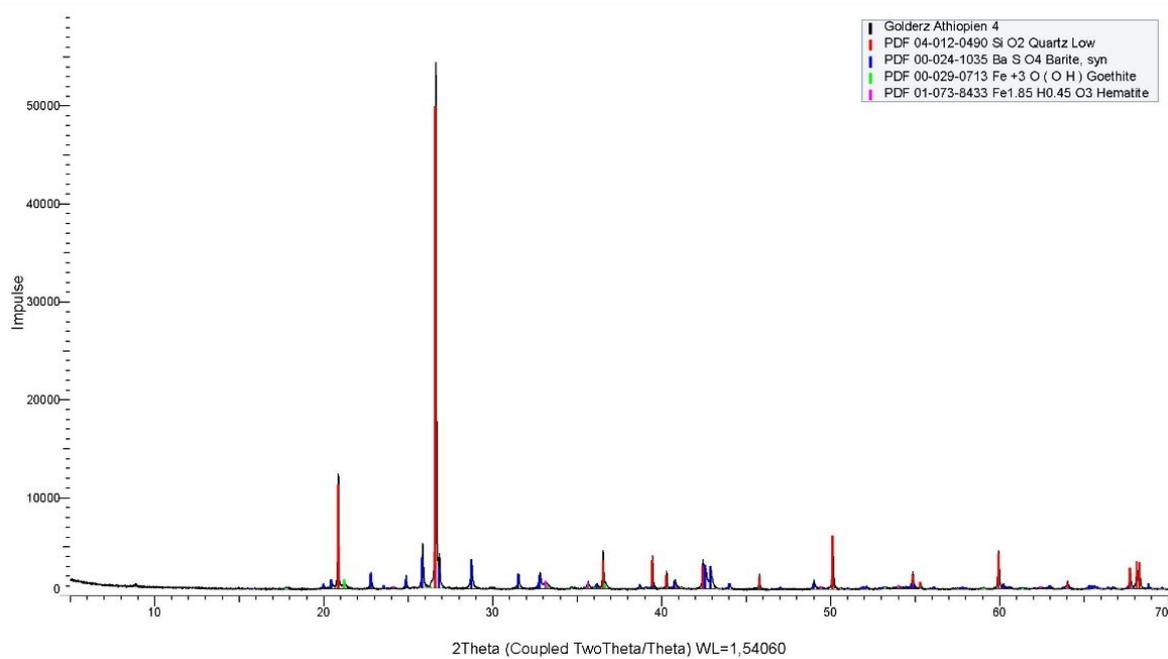
**Abbildung 29: Polarisatonsbild – Kugelmühlengabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider**



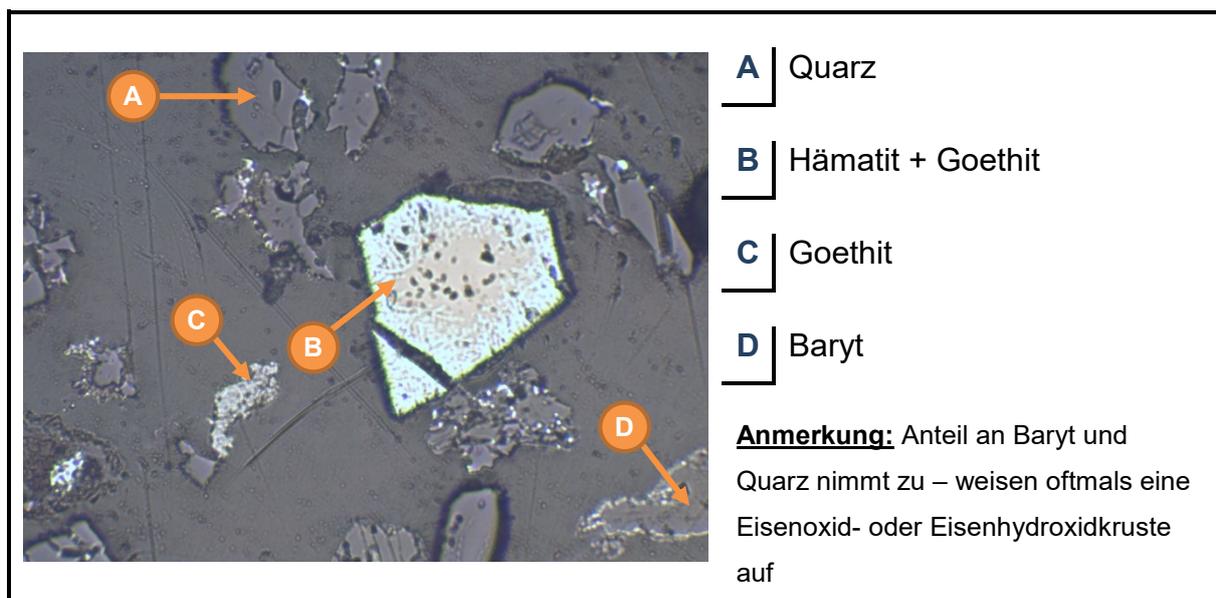
**Abbildung 30: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider**



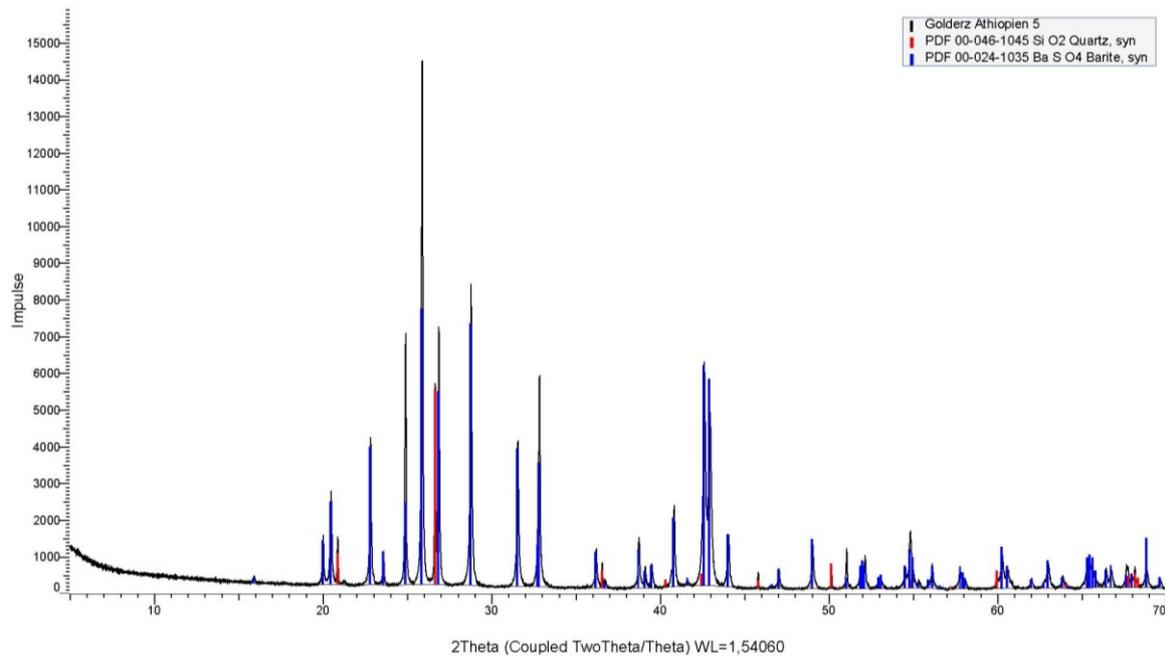
**Abbildung 31: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider**



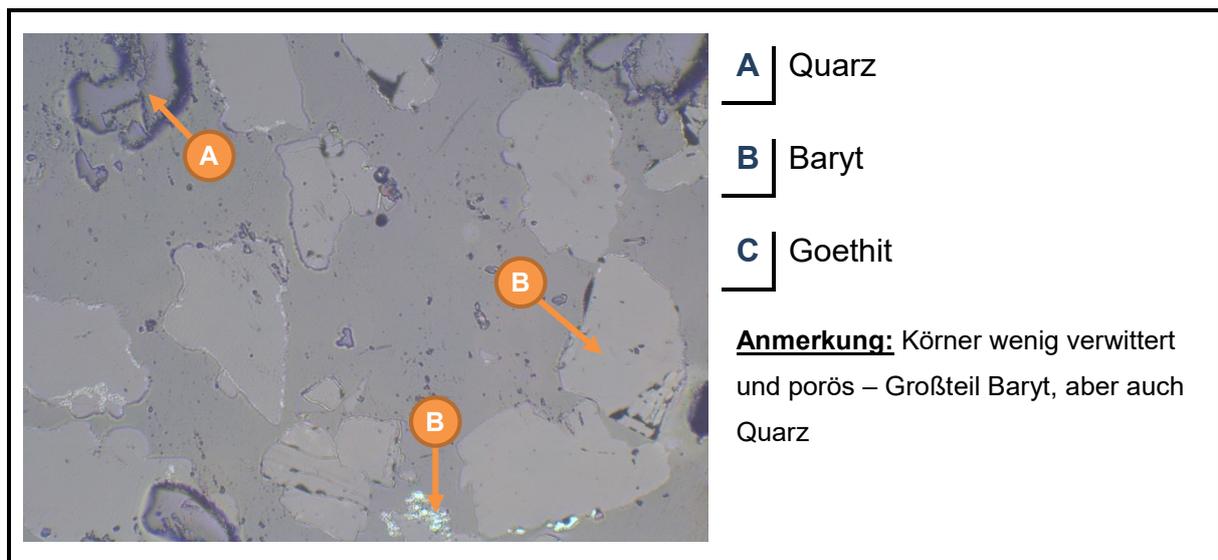
**Abbildung 32: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider**



**Abbildung 33: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider**



**Abbildung 34: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider**



**Abbildung 35: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider**

Wie aus den obenstehenden Abbildungen ersichtlich ist konnten in den verschiedenen Merkmalsklassen durch den Sortiervorgang verschiedene Minerale angereichert werden. Ist in der Leichtfraktion der Schwimm-Sink Analyse, fast ausschließlich Quarz vorhanden, so kann man schon am hohen Untergrund der zweiten Abbildung den hohen Eisenoxidanteil abschätzen, welcher typisch für diesen ist. Aufgrund der Peaks kann darauf geschlossen werden, dass es sich beim vorliegenden Eisenoxid zum Großteil um Hämatit handelt. Es konnten aber auch martitische Mineralphasen optisch

(Polarisationsmikroskop) in dieser Klasse festgestellt werden, die auch in diesen Peaks enthalten sind. Auch Quarz und Goethit finden sich in der Suszeptibilitätsklasse mit einer Erregerstromstärke von  $<0,4A$  wieder. Durch Beobachtungen im Polarisationsmikroskop konnte bewiesen werden, dass diese Anteile vor allem im verwachsenen Zustand vorliegen und deshalb in den Magnetprodukten ausgetragen werden. Die nächsten zwei Suszeptibilitätsklassen mit den Erregerstromstärken  $0,4 / 0,8$  und  $0,8 / 1,4A$  ähneln einander sehr stark, nur dass bei zweiterer der Austrag an Quarz und Baryt größer ist. In diesen Fraktionen reichern sich vor allem Goethit und die mit ihm verwachsenen Minerale an. Auch Muskovit und Clinochlor können in diesen Fraktionen beobachtet werden. Im unmagnetischen Produkt der letzten Magnetscheidungsstufe konnten Baryt und Quarz nachgewiesen werden.

### 5.1.3.REM

Die Untersuchungen am Rasterelektronenmikroskop wurden am Lehrstuhl für Gesteinshüttenkunde an der Montanuniversität Leoben unter Beaufsichtigung des Instrumentenverantwortlichen des Lehrstuhls an einem Anschliff der Korngrößenklasse 0,1 / 0,2mm durchgeführt. Die nachfolgenden Bilder sind Vergrößerungen der einzelnen Proben,

- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <2,7g/cm<sup>3</sup>**
- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider**
- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider**
- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider**
- **Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider**

anhand denen die einzelnen Minerale mittels Rasterelektronenmikroskop bestimmt wurden. Als Probenvorbereitung mussten die Anschliffe, um die Oberflächenleitfähigkeit zu garantieren und etwaig negativen Aufladungseffekten entgegen zu wirken, mit Kohlenstoff bedampft werden. Des Weiteren wurde noch ein Kupferblättchen am Rand des Anschliffes zur Unterstützung angebracht.

Das für die Untersuchungen verwendete REM war vom Typ Evo MA 15 der Firma Carl Zeiss und mit einem EDX Detektor (Dry Cool mit 30mm<sup>2</sup> Fenster) der Firma Oxford Instruments ausgestattet. Als Analyseprogramm wurde das Programm INCA verwendet.

Unter den einzelnen Bildern ist jeweils der Name des aufgrund der ermittelten Elementarzusammensetzung vermuteten Minerals, die chemische Struktur und der durch das im nächsten Abschnitt beschriebene Programm ermittelte Massenanteil der Minerale gegeben. Der Massenanteil ist stets auf die Hauptminerale bezogen, die da wären Quarz, Hämatit, Goethit, Baryt, Feldspat. Werden mehrere Minerale in der entsprechenden Zeile genannt, so werden sie ihren Masseanteil entsprechend geordnet (das Mengenmäßig am meisten vorkommende zuerst).

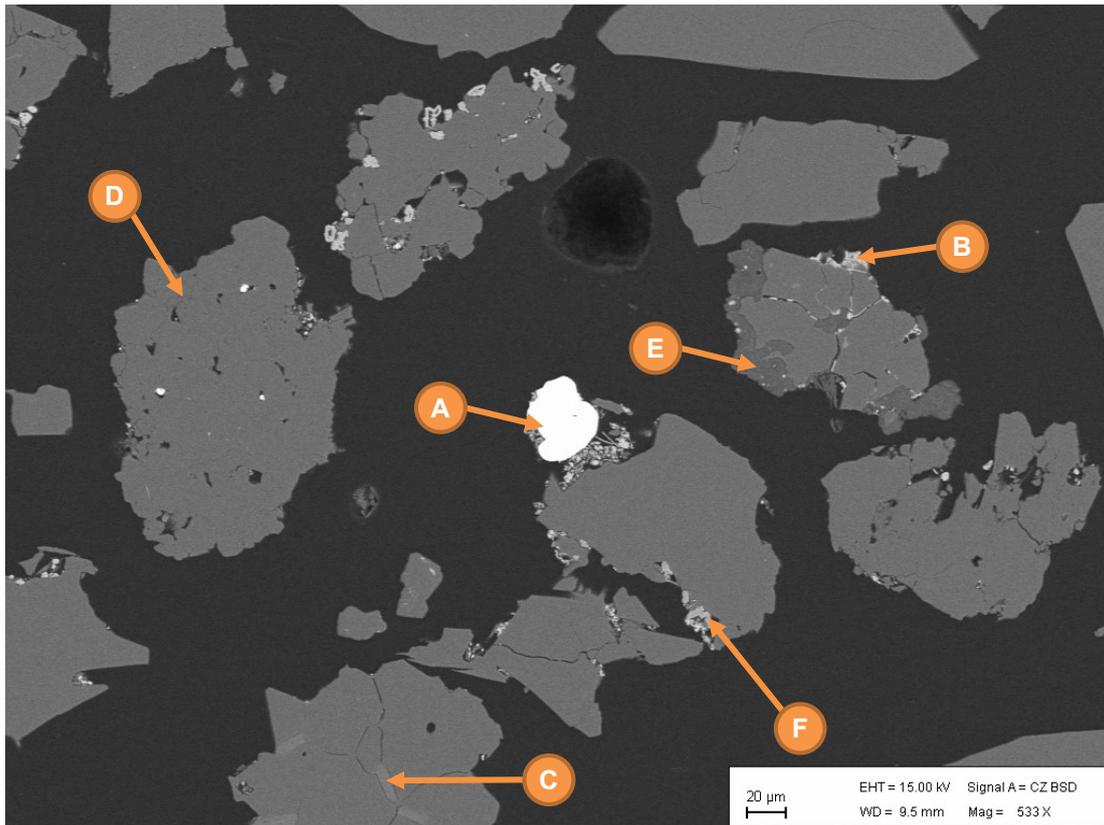


Abbildung 36: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <math><2,7\text{g/cm}^3</math>

<b>A</b>	<b>Baryt</b>	$\text{BaSO}_4$	<b>~0,5%</b>
<b>B</b>	<b>Hämatit</b>	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	<b>~1,0%</b>
<b>C</b>	<b>Goethit + Kalifeldspat</b>	$\text{FeOOH} + (\text{Ba,Ca,Na,K})(\text{Al,Si})_4\text{O}_8$	<b>&lt;0,1%</b>
<b>D</b>	<b>Quarz</b>	$\text{SiO}_2$	<b>~98,5%</b>
<b>E</b>	<b>Disthen</b>	$\text{Al}_2[\text{O} \text{SiO}_4]$	<b>&lt;0,1%</b>
<b>F</b>	<b>Rutil</b>	$\text{TiO}_2$	<b>&lt;0,1%</b>

**Anmerkungen:** Die Körner liegen annähernd zu 100% aufgeschlossen vor und sind wenig porös.

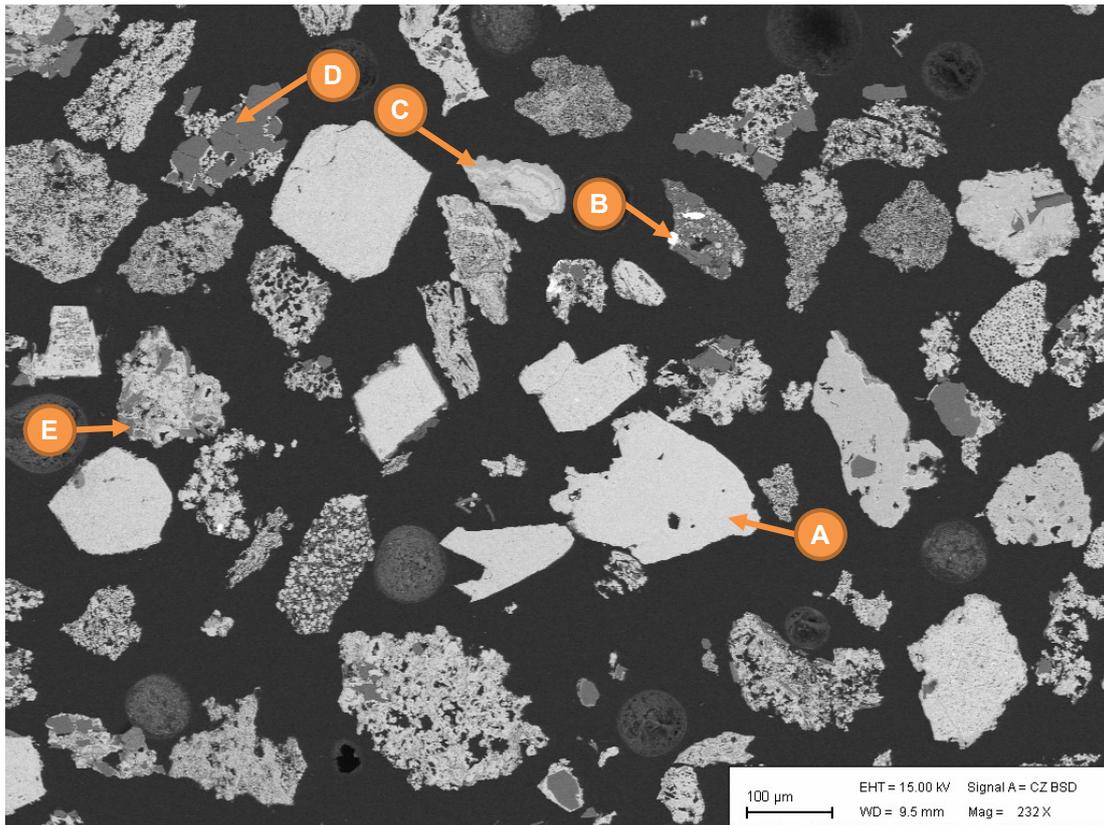


Abbildung 37: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider

<b>A</b>	<b>Hämatit, Magnetit</b>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	<b>~65,5%</b>
<b>B</b>	<b>Baryt</b>	BaSO <sub>4</sub>	<b>~1,0%</b>
<b>C</b>	<b>Goethit + Bauxit</b>	FeOOH, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>&lt;0,1%</b>
<b>D</b>	<b>Quarz</b>	SiO <sub>2</sub>	<b>~23,5%</b>
<b>E</b>	<b>Kalifeldspat</b>	(Ba,Ca,Na,K)(Al,Si) <sub>4</sub> O <sub>8</sub>	<b>10,0%</b>

**Anmerkungen:** Gerade die Feldspat und Quarzkörner sind oftmals von einer Eisenkruste überzogen. Die Eisenoxide weisen oftmals eine martitische Struktur auf und sind sehr porös.

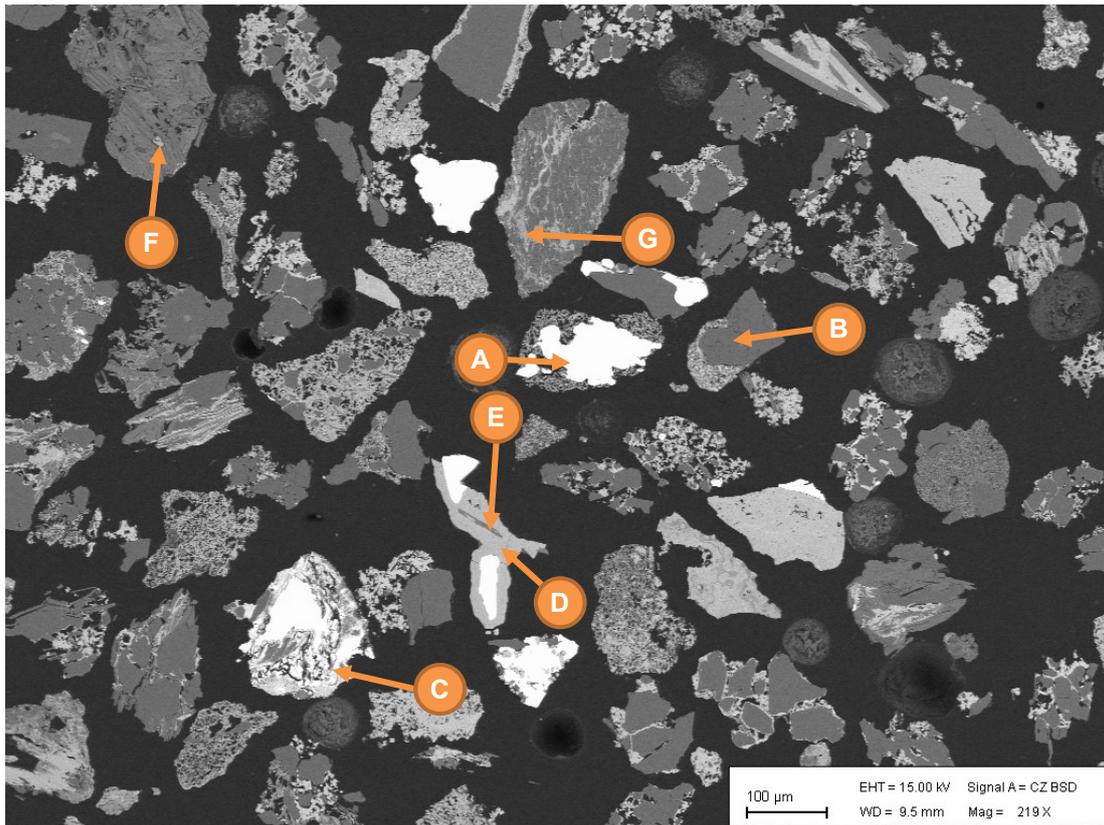


Abbildung 38: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider

<b>A</b>	<b>Baryt</b>	BaSO <sub>4</sub>	~5,5%
<b>B</b>	<b>Quarz</b>	SiO <sub>2</sub>	~34,5%
<b>C</b>	<b>Hämatit + Ferberit</b>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , mit Spuren von FeWO <sub>4</sub>	~28,0%
<b>D</b>	<b>Goethit + Cu-Vitriol</b>	FeOOH, CuSO <sub>4</sub>	<0,1%
<b>E</b>	<b>Kalifeldspat</b>	(Ba,Ca,Na,K)(Al,Si) <sub>4</sub> O <sub>8</sub>	<0,1%
<b>F</b>	<b>Ilmenit</b>	FeTiO <sub>3</sub>	<0,1%
<b>G</b>	<b>Goethit</b>	FeOOH	~32,0%

**Anmerkungen:** Die Körner sind sehr verwachsen. Quarz und Baryt weisen meist eine Eisenoxid-, oder Eisenhydroxidkruste auf. Porosität scheint leicht abzunehmen.

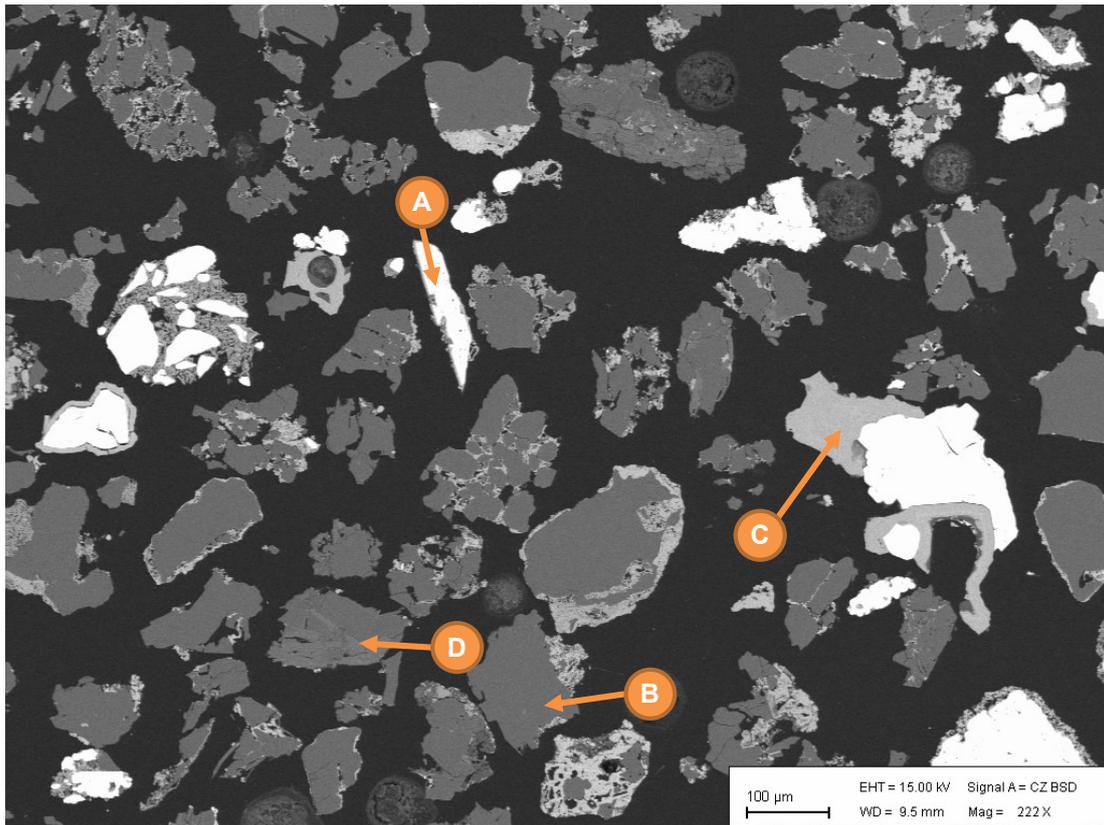


Abbildung 39: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider

<b>A</b>	<b>Baryt</b>	BaSO <sub>4</sub>	~23,5%
<b>B</b>	<b>Quarz</b>	SiO <sub>2</sub>	~63,5%
<b>C</b>	<b>Hämatit + Cu-Vitriol + Disthen</b>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , CuSO <sub>4</sub> , Al <sub>2</sub> [O SiO <sub>4</sub> ]	~3,0%
<b>D</b>	<b>Kalifeldspat + Biotit</b>	(Ba,Ca,Na,K)(Al,Si) <sub>4</sub> O <sub>8</sub> FeOOH, K(Mg,Fe,Mn) <sub>3</sub> [(OH,F) <sub>2</sub> (Al,Fe,Ti)Si <sub>3</sub> O <sub>10</sub> ]	~2,0%
<b>+</b>	<b>Goethit</b>	FeOOH	~8,0%

**Anmerkungen:** Körner sind nicht mehr so stark verwittert und weniger porös. Quarz und Baryt sind mit Eisenhydroxidkruste überzogen.

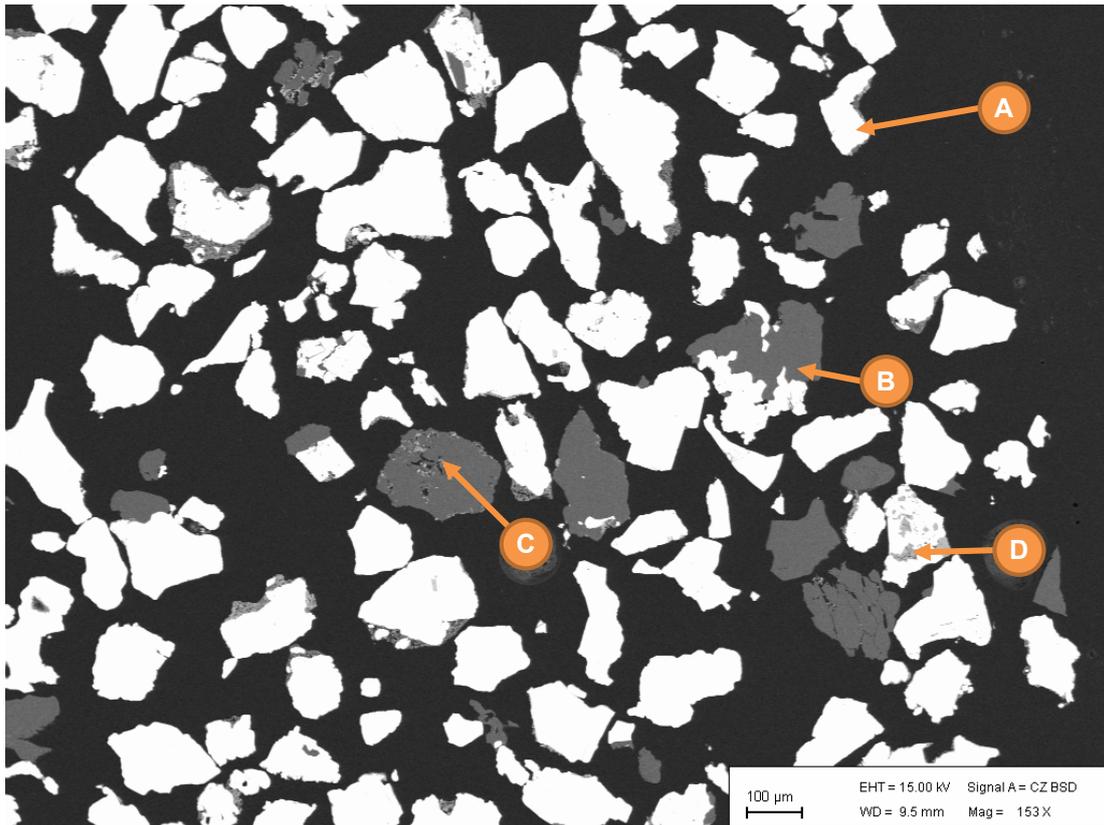
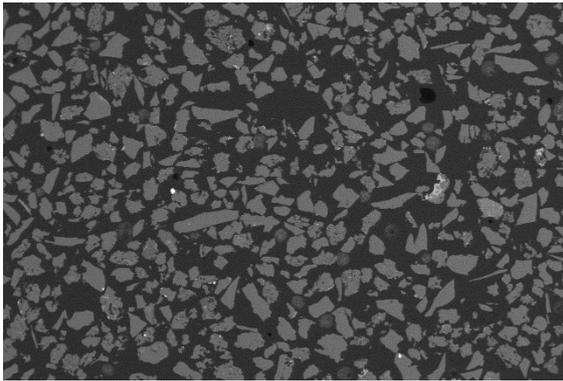


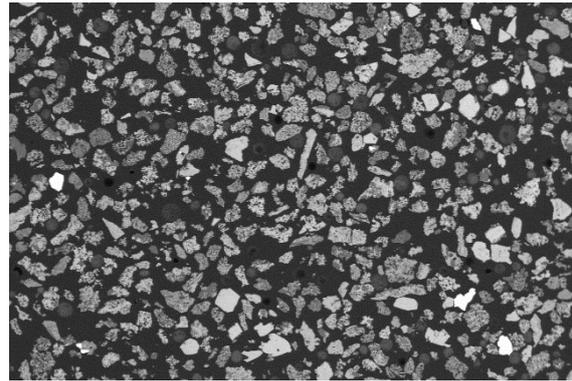
Abbildung 40: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikseider

<b>A</b>	<b>Baryt</b>	BaSO <sub>4</sub>	~86,0%
<b>B</b>	<b>Quarz</b>	SiO <sub>2</sub>	~12,0%
<b>C</b>	<b>Ilmenit</b>	FeTiO <sub>3</sub>	<0,1%
<b>D</b>	<b>Hämatit + Goethit + Ferberit</b>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , FeOOH, mit Spuren von FeWO <sub>4</sub>	<0,1%
<b>+</b>	<b>Kalifeldspat</b>	(Ba,Ca,Na,K)(Al,Si) <sub>4</sub> O <sub>8</sub>	~2,0%

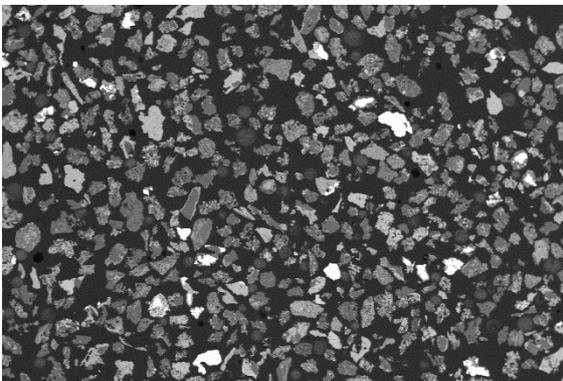
**Anmerkungen:** Die Körner sind weniger verwittert und verwachsen. Porosität ist gering.



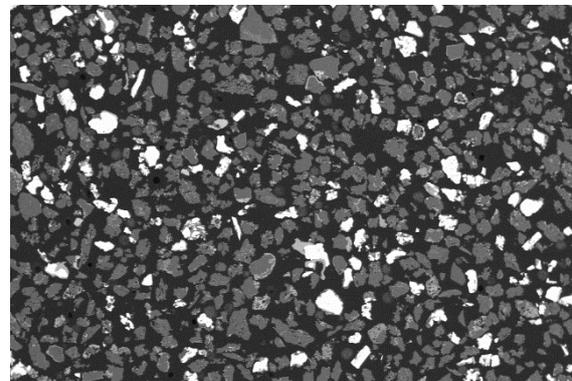
**Abbildung 41: BSE-Bild –  
Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 /  
0,2mm – Dichteklasse <2,7g/cm<sup>3</sup>**



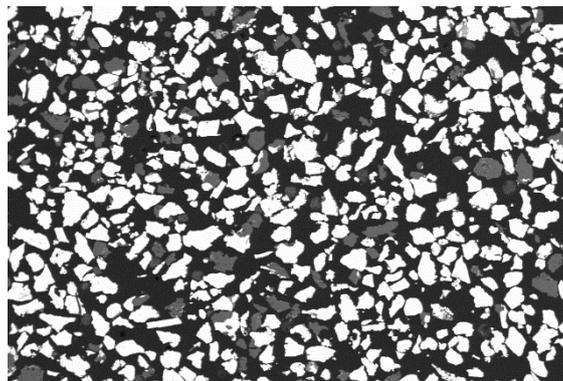
**Abbildung 42: BSE-Bild –  
Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 /  
0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE <0,4A  
Frantz Isodynamikscheider**



**Abbildung 43: BSE-Bild –  
Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 /  
0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,4 /  
0,8A Frantz Isodynamikscheider**



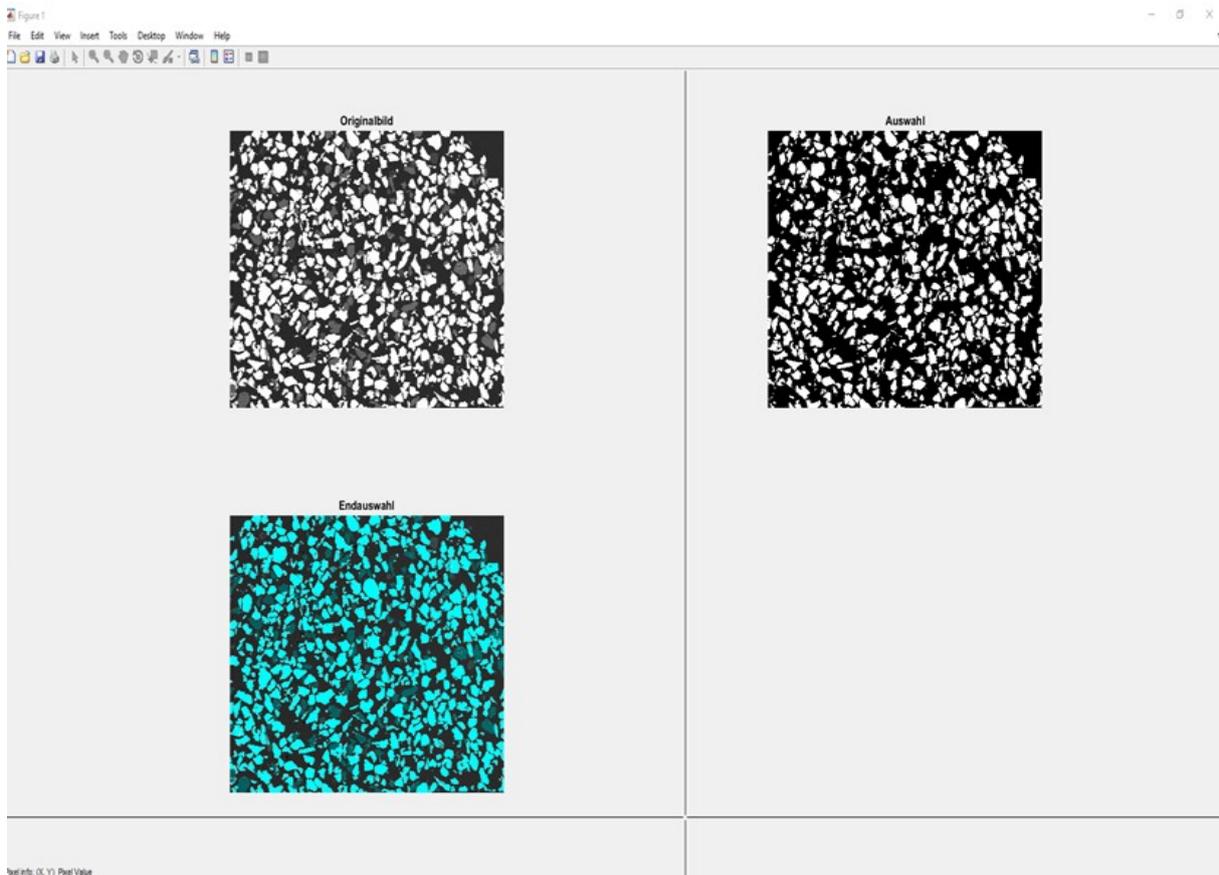
**Abbildung 44: BSE-Bild –  
Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 /  
0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm<sup>3</sup> – IE 0,8 /  
1,4A Frantz Isodynamikscheider**



**Abbildung 45: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse  
>2,7g/cm<sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider**

In den obenstehenden Abbildungen 34-38 sind Übersichtsdarstellungen (BSE-Bilder) der zuvor analysierten Merkmalsklassen gegeben, um die Gesamtverteilung der einzelnen Minerale in der Korngrößenklasse 0,1 / 0,2mm besser zu veranschaulichen.

Um die Verteilung der Mineralisationen in den verschiedenen Merkmalsklassen zu bestimmen wurden die obenstehenden Übersichtsdarstellungen optisch analysiert. Die Bildanalyse erfolgte mit der Software MATLAB der Firma MathWorks. Der für die Analyse geschriebene Programmcode kann im Anhang I (MATLAB – Programmcode) gesehen werden. Die folgende Abbildung zeigt die grafische Oberfläche des mittels MATLAB realisierten Analysenskripts.



**Abbildung 46: Programmoberfläche des MATLAB Analysenskripts für Mikroskopiebilder**

In der obenstehenden Abbildung sind drei Miniaturbilder der zu analysierenden Fraktion zu sehen. Das erste Bild zeigt das Originalbild des Rasterelektronenmikroskops, das zweite Bild ein Negativ der ausgewählten Mineralfraktion und das dritte Bild zeigt farblich welche Grautöne bereits in der Flächenermittlung berücksichtigt wurden. Da in den Mineralgemengen oftmals auch leichte Verunreinigungen auftreten können, die jeweiligen Mineralfraktionen aber dennoch zu einer ausgewählten Fraktion gezählt werden sollen, kann ein bestimmter Unschärfefaktor definiert werden.

Um von den ermittelten Flächenanteilen auf die Massenanteile umzurechnen wurden die Flächen mit den Dichten der jeweiligen Mineralisationen auf die Massenanteile umgerechnet, gemäß der folgenden Formel.

$$r_{m,i} = \frac{A_i * \rho_i}{\sum A_i * \rho_i} * 100 \quad \text{Formel 9}$$

Durch Berücksichtigung der Massenverteilung der einzelnen Merkmalsklassen kann des Weiteren die Verteilung der Mineralisationen im Aufgabematerial abgeschätzt werden. Die Verteilung des Aufgabeguts der Korngrößenklasse 0,1 / 0,2mm ist unten angeführt.

Minerale	Dichte	Aufgabematerial	Verbindungen	Verteilung
	[g/cm <sup>3</sup> ]	[%]		[%]
Quarz	2,65	51,14	SiO <sub>2</sub>	53,62
Feldspat	2,60	2,17	K <sub>2</sub> O, MgO, CaO, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,45
Baryt	4,50	24,33		BaSO <sub>4</sub>
Hämatit	5,26	15,96	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19,79
Goethit	4,28	6,41		100,00
Summe		100,00		

**Tabelle 11: Aufbereitungstechnischer Mineralbestand des Aufgabeguts der Korngrößenklasse 0,1 / 0,2mm – Mengenanteile abgeschätzt über Flächenbeurteilung**  
links: Minerale – rechts: Verbindungen

Vergleicht man die oben abgeschätzten Werte mit den im Kapitel 5.2 angeführten Resultat der RFA des Kugelmühlenprodukts vom Lehrstuhl für Analytische Chemie auf der Montanuniversität Leoben, so fällt auf, dass sich die Werte nur gering unterscheiden. Der Barytanteil ist aber mit 7,04% sehr viel geringer als der oben abgeschätzte Wert. Man muss bei diesen Beobachtungen aber stets sehr vorsichtig sein, da die oben angeführten Schätzungen anhand der Kornfraktion 0,1 / 0,2mm des Kugelmühlenaufgabeguts und die RFA Analysen anhand des gesamten Kugelmühlenprodukts durchgeführt wurden. Dies ist hervorzuheben, da schon bei den Arbeiten im Zuge der optimierten Zerkleinerungskette eine variierende Fraktionierung des Mineralbestandes der unterschiedlichen Körnungsklassen aufgrund des unterschiedlichen Zerkleinerungsverhaltens der Mineralfraktionen optisch beobachtet werden konnte.

### 5.1.4.NASSCHEMISCHE GOLDBESTIMMUNG

Die nasschemische Bestimmung des Goldgehalts wurde am Lehrstuhl für Analytische Chemie an der Montanuniversität Leoben durchgeführt. Für die Ermittlung des Goldgehalts wurden von den einzelnen Proben jeweils 0,3g in einer Säure (Königswasser) aufgelöst und durch Massenspektroskopie mittels ICP analysiert.

Die erhaltenen Analyseergebnisse sind in der untenstehenden Tabelle aufgelistet.

<b>Auswertung der Anreicherungsversuche</b>				
	$r_{m, 0,1/0,2}$	$g_{Au, 0,1/0,2}$	$E_{0,1/0,2}$	$r_{i, 0,1/0,2}$
	<i>[%]</i>	<i>[ppm]</i>	<i>[%ppm]</i>	<i>[%ppm]</i>
<b>LG</b>	35,12	1,50	52,69	4,58
<b>SG &lt;0,4A</b>	15,46	2,00	30,91	2,69
<b>SG 0,4/0,8A</b>	18,62	16,60	309,01	26,89
<b>SG 0,8/1,4A</b>	5,76	90,90	523,75	45,57
<b>SG &gt;1,4A</b>	25,04	9,30	232,89	20,26
	100,00	<b>11,49</b>	1149,25	100,00

**Tabelle 12: Auswertung der nasschemischen Goldbestimmung der Merkmalsklassenprodukte der Kornfraktion 0,1 / 0,2mm**

Da mittels dokimastischer Untersuchungen der Gesamtprobe ein durchschnittlicher Goldgehalt von rund 4ppm festgestellt wurde und eine Anreicherung des Goldes in der Fraktion 0,1 / 0,2mm auf 11,5ppm als sehr unwahrscheinlich angenommen wird, wird bei vorliegendem Ergebnis ein Probenahmefehler aufgrund der sehr geringen Analysenmengen (0,3g) vermutet. Deshalb wird diesem Ergebnis auch nicht allzu viel Aufmerksamkeit geschenkt.

## 5.2. ANALYSE DER GESAMTPROBE MITTELS RFA

Die Analyse der Zusammensetzung des Aufgabematerials wurde am Lehrstuhl für Analytische Chemie an der Montanuniversität Leoben und im Betriebslabor der Montanwerke in Brixlegg mittels RFA durchgeführt. Am Lehrstuhl für Analytische Chemie wurden hierbei 2g Masse des Kugelmühlenprodukts unter Erstellung einer Lithiumtetraboratperle verwendet. Als vorbereitende Tätigkeit wurde das Material vor der Messung bei 1000°C in einem Platintiegel gegläht. Im Betriebslabor der Montanwerke Brixlegg wurde die Messung anhand eines Presslings durchgeführt. Als Probemasse wurden hierbei 4g Masse eingewogen. Neben den gemessenen Konzentrationen der Hauptelemente wurden auch die Konzentrationen von Spurenelementen gemessen. In der folgenden Tabelle ist die Verteilung der aufbereitungsrelevanten Mineralfraktionen angegeben, genauere Werte können dem im Anhang beigelegten Analyseberichten im Kapitel 9 entnommen werden.

Verbindung	Anteil - Lehrstuhl für Analytische Chemie	Anteil - Betriebslabor Brixlegg
[*]	[%]	
SiO <sub>2</sub>	46,8	44,75
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	23,87	35,72
BaSO <sub>4</sub>	7,04	7,91
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,82	9,02
TiO <sub>2</sub>	0,43	0,61
K <sub>2</sub> O	0,39	0,8
CaO	0,22	0,29
MgO	0,2	0,46
Na <sub>2</sub> O	0,03	0,09
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,125	0,2
GLV	16,17	-

**Tabelle 13: Ermittelte RFA-Ergebnisse für das Kugelmühlenprodukt – links: Montanuniversität Leoben; rechts: Montanwerke Brixlegg**

Eines der angeführten Hauptelemente ist Barium welches, wie bereits zuvor beschrieben, hauptsächlich in der Form eines Sulfats (Baryt) vorkommt. Unter der Annahme, dass Barium in der vorliegenden Probe ausschließlich als Baryt vorliegt, wurde bei den in der Tabelle angeführten Ergebnissen mittels des Verhältnisses der molaren Massen von Barium (137,33g/mol) und Bariumsulfat (233,39g/mol) durch vorliegenden Bariumanteil (4,143% - Messwert des Lehrstuhls für Analytische Chemie) ein Bariumsulfatanteil von 7,04% (Ergebnis des Lehrstuhls für Analytisch Chemie) abgeschätzt. Der Anteil an Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> beinhaltet sowohl alle Eisenoxidminerale, als auch die Eisenhydroxide. Auch eine Zuordnung der Verbindungen Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, K<sub>2</sub>O, CaO und

$\text{Na}_2\text{O}$  gestaltet sich eher schwierig. Ist ein Teil des  $\text{Al}_2\text{O}_3$  als mit hoher Wahrscheinlichkeit als Bauxit vorhanden, so bildet es wie die anderen zuvor genannten Verbindungen mit  $\text{SiO}_2$  Schicht- und Gerüstsilikate. Der Rest des  $\text{SiO}_2$  Anteils liegt als Quarz vor.

Auffällig ist der hohe Glühverlust, der bei der durchgeführten Analyse des Lehrstuhls für Analytische Chemie beobachtet wurde. Ein Teil dieses Glühverlustes kann mit der Umwandlung der Eisenhydroxide (Goethit) in Eisenoxide (Hämatit) erklärt werden. Da der Anteil an organischen Bestandteilen auch als eher niedrig angesehen werden kann, ist über die Ursache dieses hohen Wertes nur zu Mutmaßen. Eine mögliche Erklärung könnte eventuell vorhandene Feuchtigkeit in der Probe liefern, die durch die Luft aufgenommen wurde.

## 5.3. ERGEBNISSE AUS DEN DOKIMASTISCHEN VORUNTERSUCHUNGEN

### 5.3.1. ANALYSENLABOR LABTIUM OY

Die im Analysenplan vermerkten dokimastischen Analysen wurden vom Analysenlabor Labtium Oy in Finnland im Zuge einer Tiegelprobe durchgeführt. Die verwendete Probenmenge lag bei 25g. Der Goldgehalt wurde spektroskopisch durch Zuhilfenahme eines ICP-OES-Analysengeräts (Inductively Coupled Plasma mittels Optischer Emissionsspektroskopie) ermittelt. Um einen mittleren Gehalt der Gesamtprobe und somit auch einen Standardwert für die nachfolgenden dokimastischen Untersuchungen im Kapitel 6 zu erhalten wurde das Erz insgesamt dreimal auf dessen Goldgehalt analysiert. Aus den Ergebnissen der drei Einzelanalysen (4,9 / 5,02 / 4,59ppm) ergab sich ein mittlerer Goldgehalt von 4,84ppm.

Wie aus dem Analysenplan ersichtlich ist, wurden auch die zwei Produktströme der Stabmühlenvorabsiebung auf ihren Goldgehalt analysiert. Dies wurde vor allem deswegen gemacht, um das Erz auf eine mögliche Anreicherung des Goldes in einer bestimmten Korngrößenklasse, beziehungsweise auf eine mögliche Anreicherung durch selektive Zerkleinerung, zu untersuchen. Das Resultat zeigte einen geringfügig höheren Goldgehalt im Grobgut der Stabmühlenvorabsiebung mit 6,2ppm im Vergleich zum Feingut mit 4,52ppm Gold. Da aber auch das Feingut der Vorabsiebung im Vergleich mit der Gesamtprobe nur einen unerheblich geringeren Goldgehalt aufweist, ist die Option einer Voranreicherung des Goldes in den verschiedenen Korngrößenklassen durch eine selektive Zerkleinerung an diesem Punkt der Prozesskette nicht durchführbar. Zur Erzielung eines hohen Goldausbringens müssen somit beide Prozessströme berücksichtigt werden. Die Beobachtung während der Durchführung der OZK, die besagt, dass die helleren Fraktionen (Quarz, Baryt) im Grobgut des jeweiligen Zerkleinerungsschrittes angereichert werden und der durch die Analyse ermittelte höhere Goldgehalt im Grobgut, lässt die Vermutung aufkommen, dass das Gold im Erz an die helleren Fraktionen angelagert ist. Diese Vermutung wurde auch durch Beobachtungen bei der mikroskopischen Analyse der Merkmalsklassen gestützt.

### 5.3.2. BETRIEBSLABOR MONTANWERKE BRIXLEGG

Des Weiteren wurde im Zuge eines zweitägigen dokimastischen Seminars bei der Firma Montanwerke Brixlegg die Vorgehensweise bei der Durchführung einer Scherbenprobe anhand der Gesamtprobe erarbeitet. Die Probeneinwaage war hierbei 20g. Das Verfahren, welches in oxidierender Atmosphäre in einem Muffelofen durchgeführt wird, benötigt im Vergleich zur Tiegelprobe weniger Zuschlagstoffe (ist einfacher), wird aber bei Erzen meist nicht eingesetzt, da dieses bei niedrigen Goldgehalten mit einer umso höheren Ungenauigkeit behaftet ist. Anhand der nach dem Kupellieren erhaltenen Edelmetallkörnern wurde mittels Massenspektrometrie (ICP-MS) ein mittlerer Goldgehalt des Erzes von 4,0g/t ermittelt.



**Abbildung 47: Versuche in Brixlegg links-oben: Scherbeneinwaage; rechts-oben: Muffelofen mit eingesetzten Scherben; links-unten: Bleikönig mit Schlacke; rechts-unten: Geblicktes Edelmetallkorn auf 500g Kupelle**

## 6. DOKIMASTIK

Obwohl heutzutage viele verschiedene Arten für die quantitative Bestimmung des Goldgehalts in einem Erz existieren, ist die alt bewährte, seit Jahrhunderten verwendete, Dokimastik noch eine der meist verwendeten Methoden. Wurde die Dokimastik anfänglich vor 2500 Jahren speziell im großtechnischen industriellen Maßstab verwendet, so hat sie sich erst viel später (etwa 50 n. Chr.) in Versuchen im Labormaßstab etabliert. Grundsätzlich existieren zwei verschiedene Verfahren, die sich vor allem in der Durchführung der Ofenkunst unterscheiden. Es sind dies die Ansiedeprobe, welche in erster Linie für hoch edelmetallhaltige Materialien verwendet wird und die Tuten & Tiegelprobe, bei welcher wegen der höheren Probeneinwaagemöglichkeit auch Materialien niedrigeren Goldgehalts, wie Erze, verwendet werden können. Zweckmäßig wurde für die Analysen des Golderzes letztere verwendet. Deswegen wird auf die Ansiedeprobe (Scherbenprobe) im weiteren Verlauf nicht mehr eingegangen.

Das Prinzip hinter der Tuten & Tiegelprobe besteht darin, die Gangart mittels Addition von Fließmitteln zu verschlacken und währenddessen das im Erz enthaltene Edelmetall mit Blei zu amalgamieren. Das edelmetallhaltige Amalgam, auch Bleikönig genannt, kann nach dem Abkühlen des Tiegels extrahiert werden. In einem weiteren Schritt, dem Abtreibprozess, wird vom Bleikönig das Blei durch Erhitzen unter Sauerstoffzufuhr bis zum sogenannten Blicken abgetrieben und dadurch ein Edelmetallkorn angereichert. Um den Goldgehalt der Probe bestimmen zu können, werden in einem letzten gravimetrischen Schritt, dem Scheideverfahren, mittels Zuhilfenahme von Säuren die unedleren Bestandteile des Edelmetallkorns aufgelöst und das Feingold abgeschieden. Dieses kann dann mit einer Feinwaage gewogen werden. Alternativ dazu kann dieser letzte Schritt des Scheidens auch durch eine Massenspektroskopie ersetzt werden, bei der das erhaltene Edelmetallkorn in Königswasser aufgelöst und die erhaltene Lösung mittels ICP, oder AAS analysiert wird.

## 6.1. PROBENVORBEREITUNG

### 6.1.1.ZERKLEINERUNG

Um ein möglichst akkurates Probierergebnis erzielen zu können, muss in einem ersten Schritt bei dokimastischen Untersuchungen der zureichende Aufschluss garantiert sein. Bei den durchgeführten Versuchen wurde ein P80-Wert von  $<0,071\text{mm}$  erzielt. Im Fall des in Betrieb gehenden Labors der Firma CEMTEC wurden für die Grobzerkleinerung ein Backenbrecher der Firma Retsch mit der Bezeichnung BB100 und für den Feinaufschluss eine Scheibenschwingmühle der Firma Retsch mit der Bezeichnung RS200 zur Verfügung gestellt.



**Abbildung 48: Retsch Scheibenschwingmühle RS200 und Backenbrecher BB100**  
(Quelle: Web. URL <http://www.retsch.de/de/produkte/>, 13.04.2016)

## 6.1.2.THEORIE DER ZUSCHLAGSTOFFE

Der folgende Abschnitt stellt eine Zusammenstellung der Inhalte aus dem Fachbuch (Edelmetall-Analyse - Probierkunde und naßanalytische Verfahren) (Chemikerausschuß der Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V., 1964) zur Wahl und Dosierung von Zuschlagstoffen dar.

Da die Arbeitstemperatur bei den in der Dokimasie verwendeten Tiegel- und Muffelöfen aufgrund der hitzebeständigen Konstruktionsteile und Ausmauerungen oftmals auf unter 1200°C begrenzt ist und somit die Schmelztemperatur diverser Mineralisationen nicht erreicht wird (Mineralisationen sind nicht selbstgängig), bedarf es geeigneter Zuschlagstoffe, sogenannten Fließmittel, um die auftretenden Gangmineralisationen zu verschlacken und das Edelmetallkorn anzureichern. Des Weiteren werden Reagenzien zugesetzt, um vorhandene Metallverbindungen zu zerlegen und das anfallende Rohmetall zu reinigen.

Bei den Flussmitteln kann wie folgt unterschieden werden zwischen:

1. **Verschlackenden** – sorgen für die Überführung der unter vorherrschenden Bedingungen unerschmelzbaren Bestandteile in eine dünnflüssige Schlacke. Saure Bestandteile erfordern oftmals den Zusatz basischer Flüsse und basische Bestandteile den Zusatz von sauren Flüssen.
2. **Reduzierenden** – werden zugegeben um Metallverbindungen zu zerlegen. Umfassen in diesem Sinn auch die präzipitierenden Flussmittel, wie Eisen, welches wegen seiner hohen Affinität zum Schwefel zugegeben wird, um andere Metalle niederzuschlagen.
3. **Oxydierenden** – geben Sauerstoff ab und führen Verunreinigungen in ihrer oxydischen Form in die Schlacke über.
4. **Sammelnden** – ihre Aufgabe liegt darin die zu bestimmenden Metalle, deren Gehalte oft zu niedrig sind, um sich selbstständig von der Schlacke abzusetzen, zu sammeln und abzutrennen.
5. **Luftabschließenden** – dienen der Versiegelung der Probe, um Verluste durch unkontrolliertes Aufschäumen der Probe zu verhindern und um die Probe vor der Reaktion mit der Ofenatmosphäre zu schützen.

Anschließend werden einige verwendete Reagenzien genannt, sowie deren Wirkung im Schmelzprozess zusammengefasst. Für weiterführende Informationen sei auf das

Buch (Chemikerausschuß der Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V., 1964) verwiesen.

### 6.1.2.1. VERSCHLACKENDE FLUSSMITTEL

Das Prinzip der Dokimasie beruht auf der Bildung von dünnflüssiger Schlacke und der Abtrennung eines Edelmetallkorns. Da die auftretenden Mineralphasen in der vorherrschenden Atmosphäre (bis zu 1200°C) oftmals nicht selbstgängig sind, bedarf es der Zugabe an verschlackenden Flüssen. Dies sind Zuschläge, die die Bildungs- und Schmelztemperaturen erniedrigen und somit die Bildung einer dünnflüssigen Schlacke begünstigt. Hierfür werden in erster Linie Alkalisalze (Natrium- und Kaliumsalze) und Bleioxide eingesetzt.

Im Folgenden sind noch die wichtigsten Verschlackungsreagenzien genannt. Hierbei wird in erster Linie zwischen sauren und basischen Zuschlägen unterschieden.

#### a. Saure Zuschläge:

1. **Siliziumdioxid (SiO<sub>2</sub>)** wird in feinkörniger und reiner Form zugegeben. Eingesetzt wird es meist dann, wenn die Gangart des Erzes stark basischer Natur ist (z.B. Eisenoxide und Calciumcarbonat), um diese zu verschlacken. Zudem kann der stark korrodierenden Eigenschaft der Metalloxide auf die schamotten Schmelzgefäße durch die Zugabe von Quarz entgegengewirkt werden. Auch überschüssig zugesetztes Bleioxid kann dadurch gebunden werden. Andererseits darf auch nicht zu viel Quarz zugegeben werden, da sonst die Schlacke, wegen der niedrigen Schmelztemperatur (1710°C) zu viskos wird und damit Ergebnisse verfälscht werden können.
2. **Gepulvertes Glas** wird gelegentlich statt der Zugabe von Quarz verwendet. Dies hat den Grund, dass Glas vor allem aus sauren Silikaten des Calciums, Natriums und Kaliums besteht und diese dem negativen Effekt des Siliziumdioxids bei zu hoher Zugabe entgegenwirken. Bei der Verwendung muss stets darauf geachtet werden, dass Glas oft verunreinigt ist. Somit sollte dem Einsatz immer ein Blindversuch vorangesetzt werden.

3. **Borax** ist eines der wirksamsten Flussmittel. Bereits bei 700°C verbindet es sich sowohl mit sauren als auch mit basischen Oxiden und bildet sehr leichtschmelzende und dünnflüssige Schlacken. Des Weiteren ist es auch ein wirksames Flussmittel für Tonerden. Bei der Verwendung muss darauf geachtet werden, dass kalziniertes, also entwässertes Borax (Boraxglas) verwendet wird, um ein unkontrolliertes Aufblähen beim Schmelzen (~350°C) zu verhindern. Die gebildeten Borate sind dickflüssiger als die Silikate und zeigen somit in Gegenwart saurer Gangart starke Unterkühlungseigenschaften. Deshalb darf stark siliziumdioxidhaltiger Gangart nicht mehr als 10-20% Boraxglas zugesetzt werden.
4. **Phosphorsalz** (wasserhaltiges Natriumammoniumhydrogenphosphat) wurde früher in starkem Maße statt Borax verwendet. Prinzipiell bildet es noch zähere Schlacken und bei Wasserabgabe bläht es noch stärker auf. Es darf niemals zusammen mit Borax eingesetzt werden, da es in Kombination hochschmelzende Verbindungen bildet.

#### **b. Basische Zuschläge:**

1. **Natriumcarbonat ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ )** wird oftmals wegen seiner günstigen chemischen Eigenschaften und wegen seines günstigen Preises verwendet. Es bildet gemeinsam mit Siliziumdioxid ab einer Temperatur von 1084°C Natriumsilikate. Durch seine lösende, schmelztemperatur- und viskositätserniedrigende Eigenschaft wirkt es sich gerade auf Siliziumdioxid, Silikate und Metalloxide stark auflösend aus. Ein zu hoher Zusatz muss auch vermieden werden, da sonst das Schmelzgefäß angegriffen wird. Bei vorhandenen Kalziumoxiden sollte wegen der Schmelztemperatur erniedrigenden Wirkung zumindest die vierfache Menge an Soda zugesetzt werden. Soda wird auch eingesetzt, um in der Probe vorhandenen Schwefel zu binden. Analog zum Borax empfiehlt es sich kalziniertes Natriumcarbonat zu verwenden, da das Dekahydrat nur einen wirksamen Anteil von etwa 37% aufweist.
2. **Natriumhydrogencarbonat ( $\text{NaHCO}_3$ )** wird manchmal wegen seiner fehlenden Hygroskopizität und Schwefelfreiheit verwendet. Da es sich

schon bei niedrigen Temperaturen umwandelt, neigt es zu Verstaubungsverlusten.

3. **Pottasche ( $K_2CO_3$ )** ist stark hygroskopisch, teuer und weniger wirksam als Soda. Wird ausschließlich dafür verwendet, um die vorteilhafteste Alkalizusammensetzung zu erreichen, bei der ein Schmelzpunktminimum erzielt wird.
4. **Bleiglätte ( $PbO$ )** wird ebenso als basisches Verschlackungsmittel verwendet. Es weist zudem oxidierende, entschwefelnde und sammelnde Eigenschaften auf. Bleioxid bildet besonders mit Siliziumdioxid bereits bei  $800^\circ C$  sehr dünnflüssige Schlacken, die unter anderem auch andere Schwermetalloxide lösen können. Auch mit anderen basischen und sauren Oxiden vermag Bleiglätte dünnflüssige und schmelzpunkterniedrigende Schlacken zu bilden. Zu hohe Zugabe sollte wiederum vermieden werden, da auch Bleiglätte und die gebildeten Bleisilikate eine relativ hohe Korrosionswirkung auf das Feuerfestgefäß aufweisen können. Diese korrosive Wirkung nimmt mit steigenden Siliziumdioxidgehalt ab und ist bei einem Mischungsverhältnis von 1  $PbO$  : 2  $SiO_2$  praktisch null.

#### 6.1.2.2. REDUZIERENDE UND NIEDERSCHLAGENDE ZUSCHLAGSTOFFE

Als Reduktionsmittel wird in der Dokimasie Kohlenstoff in verschiedener Form zugeführt. Anschließend seien einige gängig eingesetzte Formen genannt.

1. **Weinstein (Kaliumhydrogentartrat)** ist ein recht teures Reagenz, welches beim Einsatz in die reduzierenden Bestandteile Kohlenstoff und Kohlenstoffmonoxid zerfällt. Des Weiteren bildet sich nebenbei ein gewisser Anteil an Kaliumcarbonat, welches wiederum als basisches Verschlackungsmittel wirkt.
2. **Holzkohle** wird zumeist in gepulverter Form eingesetzt. Manchmal werden auch Kohlenwürfel auf die Probe aufgesetzt um die Probe zu versiegeln und eine reduzierende Ofenatmosphäre zu garantieren. Hierbei sollte eine hochwertige Kohle mit geringen Asche- und Schwefelgehalt verwendet werden.

Bei der Zugabe sollte wegen der erhöhenden Wirkung der Schlackenviskosität aufgepasst werden.

3. **Mehl** (oder auch Zucker und Stärke) geben unter Abschwellen ebenfalls Kohlenstoff der als Reduktionsmittel fungieren kann ab. Der Vorteil gegenüber Kohle hierbei kann vor allem in der Schwefel- und Aschefreiheit gesehen werden. Oftmals werden Fluss- und Reduktionsmittel in einer Mischung zugegeben. Die bekanntesten hierbei sind:

**Weißer Fluss**: 2-3 Gewichtsteile Pottasche mit 1 Gewichtsteil Mehl

**Grauer Fluss**: 2-3 Gewichtsteilen Weinstein mit 1 Gewichtsteil Salpeter. Dieses muss zuvor aber in einem Ofen umgesetzt werden.

Wegen seiner nicht ganz ungefährlichen, explosionsartigen Umsetzung wird Zweiterer eher selten eingesetzt.

4. **Cyanide** wirken entschlackend und entschwefelnd und werden wegen ihrer Gefährlichkeit nur in Spezialfällen eingesetzt.
5. **Eisen** kann in verschiedenen Formen zugesetzt werden (Draht, Späne, usw.). Eisen wird vor allem wegen seiner präzipitierenden Wirkung verwendet, um die edleren Metallsulfide, beziehungsweise Metalloxide zu zersetzen. Des Weiteren vermag es auch das Blei aus der silikatischen Schlacke zu verdrängen.
6. **Alkalicarbonate und Alkalihydroxide** (Natrium- und Kaliumcarbonat, bzw. –hydroxid) werden auch wegen ihrer entschwefelnden Wirkung eingesetzt.
7. **Bleiglätte (PbO)** ist in der Lage Edelmetall- und zahlreiche Schwermetallsulfide sowohl zu entschwefeln als auch zu oxydieren.

### 6.1.2.3. OXYDIERENDE REAGENZIEN

1. **Kaliumnitrat und Natriumnitrat ( $\text{KNO}_3$ ,  $\text{NaNO}_3$ )** sind die am häufigsten eingesetzten Oxydationsmittel. Sie weisen neben ihrer oxydierenden Wirkung auch eine verschlackende Wirkung auf bei der die Viskosität auch herabgesetzt wird. Zusammen mit Sulfiden bilden sie Alkalisulfate die in einer Deckschicht abgedondert werden. Da dies zu starken Schäumen führen kann, ist der Einsatz unter Vorsicht durchzuführen.

2. **Bleiglätte (PbO)** wird wegen seiner oxydierenden Wirkung eingesetzt.

#### 6.1.2.4. SAMMELNDE REAGENZIEN

Die sammelnde Eigenschaft beruht auf der Affinität einiger Metalle gegenüber Edelmetallen. Als am meisten bekannter und wohl auch geeignetster Sammler sei hierbei Blei genannt. Dieses wird sowohl in metallischer Form als auch in Bleiverbindungen zugesetzt und wird vor allem wegen seiner einfachen Trennbarkeit von der Schlacke verwendet. Im Anschluss seien verschiedene Formen der Bleizugabe genannt:

- a. **Metallisches Blei**, wird meistens bei Schmelzvorgängen unter oxydierender Atmosphäre verwendet. Dies bedeutet bei der Ansiedeprobe und beim Kupellieren.
  1. **Bleischwere**, wird vor allem beim Kupellieren für das Nachsetzen von Blei verwendet
  2. **Bleifolie**, wird für die Herstellung von Bleiskarnitzel verwendet
  3. **Kornblei**, lässt sich am besten mit dem Probematerial vermischen und wird deshalb bevorzugt bei der Scherbenprobe verwendet.
- b. **Bleiverbindungen**, werden zumeist bei Schmelzvorgängen in reduzierender Atmosphäre verwendet. Dies bedeutet vor allem bei der Tuten & Tiegelprobe
  1. **Bleiglätte (PbO)** wurde zuvor bereits beschrieben und ist die am häufigsten eingesetzte Bleiverbindung, da sie die preisgünstigste Option mit dem höchsten Bleigehalt darstellt.
  2. **Bleiweiß (Bleicarbonat)**
  3. **Bleizucker (Bleiacetat)**

Wichtig bei der Verwendung von Blei als Sammler ist, dass dieses frei von jeglichen Verunreinigungen – vor allem Verunreinigungen in Form der zu bestimmenden Elemente – zugegeben wird. Diesbezüglich sollte die Reinheit vom Blei jeder Sendung vor dem dokimastischen Einsatz überprüft werden.

Es sei auch noch angemerkt, dass auch die quantitativ zu ermittelnden Edelmetalle gewissermaßen als Sammler angesehen werden können, da diese sich gegenseitig sammeln.

### 6.1.2.5. ABDECKREAGENZNIEN

Diese werden zur Verhinderung der Verluste durch das Schäumen beim Erhitzen der Probe in Form einer 3-5mm dicken Schutzdecke eingebracht. Das hierbei am häufigsten verwendete Reagenz ist **Kochsalz (NaCl)**. Des Weiteren wird zur Sicherung der reduzierenden Atmosphäre oftmals ein Kohlestück auf der Schutzdecke platziert.

### 6.1.3.ZUSAMMENSETZUNG DER ZUSCHLAGSTOFFE

Als allererstes Indiz bei der Wahl der Zuschlagstoffe ist zu ermitteln, ob es sich bei der vorliegenden Probe um saures (Kieselsäure, oder Tonminerale), basisches (niedrige Oxidationsstufen des Eisens und Zinns), oder neutrales (basische und saure Bestandteile heben sich auf) Material handelt. Da bei der vorliegenden Erzprobe Quarz fast 50% des Materials ausmacht und auch durch die mineralogischen Untersuchungen nachgewiesen wurde, dass die höhere Oxidationsstufe des Eisenoxids in der Probe sicherlich überwiegt, wurde mit einer sauren Probe gerechnet. Im Zuge des Schmelzens wird das Eisen in seine niedrigere Oxidationsstufe überführt. Damit wirkt es in seiner Verbindung nicht mehr sauer, sondern basisch. Laut Angaben von (Rüdorff, 1973) bilden die erheblichen Anteile an Bariumsulfat bei 1000°C entweder mit Siliziumdioxid unter Freigabe von Schwefeltrioxid silikatische Schlacken, oder mit dreiwertigen Eisenoxiden Bariumferrat, welches sich in der Schlacke absetzt. Sollte  $\text{Al}_2\text{O}_3$  in größeren Mengen vorkommen, kann dies die Viskosität der Schlacke erheblich erhöhen und es muss diesen Effekt mit der Zugabe von höheren Mengen an Borax entgegengelenkt werden. Da sich der Anteil an Aluminiumoxid bei vorliegender Probe aber im Rahmen bewegt, wird nicht mit einer größeren Auswirkung auf die Schlackenviskosität gerechnet.

In der folgenden Tabelle ist die ungefähre Probenzusammensetzung, welche mittels RFA am Lehrstuhl für Analytische Chemie an der Montanuniversität Leoben ermittelt wurde, dargestellt.

Probenzusammensetzung - RFA-Analysenwerte		
Anteil	Verbindung	Zusammensetzung pro 25g
[%]	[*]	[g]
46,8	SiO <sub>2</sub>	11,7
23,87	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,9675
7,04	BaSO <sub>4</sub>	1,76
3,82	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,955
0,43	TiO <sub>2</sub>	0,1075
0,39	K <sub>2</sub> O	0,0975
0,22	CaO	0,055
0,2	MgO	0,05
0,03	Na <sub>2</sub> O	0,0075
0,125	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,03125
16,17	GLV	4,0425

Tabelle 14: Ermittelte Erzzusammensetzung mittels RFA

Die Anfangszusammensetzung der Zuschlagstoffe bei den dokimastischen Versuchen wurde analog zu den Ausführungen in (Chemikerausschuß der Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V., 1964) gestaltet und wurde im Zuge der dokimastischen Untersuchungen nur geringfügig verändert. Die anfänglich theoretisch ermittelte Zusammensetzung wird in der nachfolgenden Tabelle angeführt. Die Abänderungen dieser Zusammensetzung werden im Kapitel 6.4 (Praktische Durchführung und Diskussion der Ergebnisse) erläutert.

<b>Material</b>	<b>Einwaage [g]</b>
<b>Probe</b>	25
<b>Fluss</b>	25
<b>Bleioxid</b>	50
<b>Borax</b>	2,60
<b>Mehl</b>	2,75
<b>Natriumchlorid</b>	20

Tabelle 15: Theoretische Zusammensetzung der Tiegelzuschlagstoffe

Der hierbei verwendete Fluss besteht aus einer Mischung von 13 Gewichtsteilen  $K_2CO_3$  zu 10 Gewichtsteilen  $Na_2CO_3$ . Die zugesetzte Menge an Natriumchlorid als Deckschicht wurde abgeschätzt und darf auch von der angegebenen Menge abweichen (beeinflusst den chemischen Prozess nicht). Auf die Natriumchloriddecke wurde zudem ein Holzkohlenwürfel aufgesetzt, um die reduzierende Ofenatmosphäre zu bewerkstelligen.

Es wurde in der quantitativen Vorauslegung der Zuschlagstoffe die folgenden theoretischen Aspekte berücksichtigt:

- Es sollte die gleiche Gewichtsmenge an schlackenbildenden Alkalikarbonaten und Bleiglätte, wie Probe vorhanden sein.
- Des Weiteren muss genauso viel Bleiglätte als sammelndes Reagenz zugesetzt werden. Das bedeutet insgesamt die doppelte Gewichtsmenge an Bleiglätte, wie Probe.
- Die Dosis an Borax sollte ungefähr 22% des auftretenden Siliziumdioxids, beziehungsweise der Metalloxide ausmachen.
- Als Reduktionsmittel wurde Mehl verwendet, welchen durch praktische Versuche eine Reduktionskraft von 10–12g Pb/g Mehl nachgesagt wird. Bei Hämatit liegt dieser Wert bei 9–10.

## 6.2. DURCHFÜHRUNG DER THERMISCHEN ARBEITEN

Die Durchführung der thermischen Arbeiten lässt sich prinzipiell in zwei Abschnitte untergliedern. Es sind dies das verbleiende Schmelzen, bei der ein edelmetallhaltiger Bleiregulus von der mittels Zugabe von Zuschlagstoffen verschlackten Gangart abgetrennt wird und das nachfolgende Kupellieren (auch Abtreiben genannt), bei dem das Blei durch Oxydation verflüchtigt (Kupellenzug) wird und ein angereichertes Edelmetallkorn zurückbleibt.

Wie bereits in der Einleitung beschrieben gibt es beim verbleienden Schmelzen zwei verschiedene Verfahren. Diese unterscheiden sich in erster Linie durch die vorherrschende Ofenatmosphäre. Herrscht bei der Ansiedeprobe eine oxydierende Atmosphäre, so wird die Tuten & Tiegelprobe in erster Linie in reduzierender Atmosphäre durchgeführt. Die Ansiedeprobe wird in einem flachen, kugelkalottenförmigen Gefäß (auch Scherben genannt) durchgeführt. Da die Einwaage hierbei auf etwa 5g begrenzt ist, wird diese eher für Proben mit einem höheren Edelmetallgehalt (Gekrätze, angereicherte Erze, usw.) verwendet. Bei der Tuten & Tiegelprobe kommen becherartige Gefäße zum Einsatz, die je nachdem mit Standfuß (Tuten), oder ohne (Tiegel) ausgeführt werden können. Bei der Verwendung dieser Gefäße kann eine höhere Einwaage erzielt werden. Dadurch ist die Tuten & Tiegelprobe auch für Proben mit niedrigeren Edelmetallgehalt geeignet.

### 6.2.1. VERBLEIENDES SCHMELZEN

Da die zu untersuchenden Roherze einen Goldgehalt von 1-5ppm aufweisen und deshalb, um einen repräsentativen Wert erzielen zu können, mit höheren Probeeinwaagen vorgelegt werden muss, ist für die Untersuchungen die Tuten & Tiegelprobe gewählt worden. Die verwendeten Gefäße hierbei waren Tonschmelztiegel der Firma China National Gold Group Corporation mit den Abmessungen (Höhe: 180mm; oberer Außendurchmesser: 120mm; unterer Außendurchmesser 70mm; Wandstärke: 20mm). Diese wurden mit 25,00g Einwaage der zu analysierenden Probe beschickt. Danach wurden die im Kapitel 6.1.3 (Zusammensetzung der Zuschlagstoffe) ermittelnden Massen an Zuschlagstoffen zugesetzt und mit der Probe vermischt. Zum Abschluss wurde noch eine 2-3mm dicke Schicht an Kochsalz aufgetragen, um einen Probenverlust durch Aufschäumen vorzubeugen.

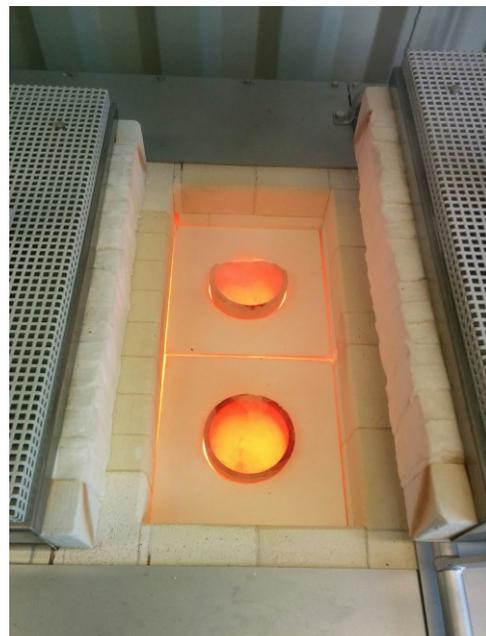
Der Tiegel wurde mittels Tiegelzange in den auf  $>1100^{\circ}\text{C}$  (Dunkelrotglut) vorgeheizten Tiegelofen gesetzt. Der im von der Firma CEMTEC zusammengestellten Containerlabor eingesetzte Schmelzofen trug die Bezeichnung SCF4 Smelting Furnace und wurde von der Firma Carbolite-Gero hergestellt. Nachfolgend ist ein Bild des eingesetzten Schmelzofens zu sehen, in dem vier der zuvor erwähnten Tiegel eingesetzt werden können.



**Abbildung 49: SCF4 Smelting Furnace - Firma Carbolite-Gero**

Innerhalb von 15min wurde die Dunkelrotglut der eingesetzten Probe erreicht. Danach wurde die Probe noch 15-25min bis ungefähr  $1100-1200^{\circ}\text{C}$  (dunkle bis helle Gelbglut) erhitzt. Nachdem die Schlacke dünnflüssig geworden war und sich beruhigt hatte, konnte der Tiegel aus den Ofen genommen werden. Der Tiegel wurde anschließend noch ein paarmal geschwenkt und leicht aufgestoßen um etwaige Bleikügelchen in der Schlacke noch mit der Hauptmenge des Bleiregulus zu vermengen. Danach wurde der

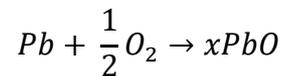
Tiegel abgekühlt und zerschlagen. Der erhaltene Bleiregulus wurde anschließend noch mit einem Hammer und einer Kornbürste von etwaigen Schlackenresten gereinigt. Die Scherben des zertrümmerten Tiegels wurden auf rückbleibende Bleikügelchen kontrolliert. Alternativ zum Zerschlagen des Tiegels kann der Bleiregulus nach der Entnahme aus dem Tiegelofen auch in eine Gießform abgegossen werden. Diese Methode ist aber mit großer Vorsicht durchzuführen, da bei mehrmaligen Probieren ein möglicher Bleiverlust durch die oftmals sehr raue Tiegelwandung festgestellt werden musste. Diese Fehlerquelle kann durch das Adaptieren der Abkühlmethode gemieden werden.



**Abbildung 50: links-oben: Tiegel, rechts-oben: eingesetzte glühende Tiegel, links-unten: Gießform mit Bleikönig, rechts-unten: gereinigte Bleikönige**

## 6.2.2.KUPELLIEREN

Hinter dem Prinzip des nachfolgenden Kupellierens steckt die Oxydation und Abtreibung aller unedlen Bestandteile des Edelmetallamalgams. Vor allem das Blei sollte nach der folgenden Oxydationsgleichung in eine möglichst dünnflüssige Masse überführt werden.



**Formel 10**

Wichtig hierbei ist die Dünnpflüssigkeit des Bleioxids und damit die Einstellung einer hinreichenden Ofentemperatur (>950°C), um eine anderwärts mögliche Unterbindung der Sauerstoffzufuhr (Einfrieren der Probe) für die Oxydation zu verhindern. Der Großteil des generierten Bleioxyds (~98,5%) wird von der porösen Kupelle aufgenommen. Hierbei muss beachtet werden, dass der verwendete Bleiregulus die Kupellenmasse, beziehungsweise das Bleiaufsaugvermögen nicht übersteigen darf, da sonst die Bleioxydmenge nicht zur Gänze von der Kupelle aufgenommen werden kann und somit ein beachtlicher Anteil verdampft, welches wiederum zu hohen Silberverlusten durch Konvektionsströme führen kann. Bei der Durchführung im Labor der Firma CEMTEC wurde ein Kupellationsofen der Firma Carbolite-Gero, mit der Bezeichnung CF15 verwendet. Im nachfolgenden Bild wird der eingesetzte Ofen gezeigt.



**Abbildung 51: CF15 Cupellation Furnace – Firma Carbolite-Gero**

Die verwendeten Magnesiakupellen von der Firma China National Gold Group Corporation mit der Bezeichnung 7A hatten die Abmessungen (Höhe: 30mm; oberer Außendurchmesser: 40mm; unterer Außendurchmesser: 30mm; Saum: 10mm; Durchmesser der Einwaagemulde: 32mm; Tiefe der Einwaagemulde: 12mm) und ein Aufsaugvermögen von mindestens 41,7g Blei.

Da der Goldgehalt bei dem vorliegenden äthiopischen Golderz bei ungefähr 5ppm liegt und auch der Silbergehalt sehr niedrig ist, wurde anfänglich vermutet, dass das Edelmetallkorn beim Blicken nicht mit freiem Auge sichtbar sein würde. Deshalb wurden zwei verschiedene Verfahrensweisen der Kupellation ausgearbeitet, die bei zu geringen Edelmetallgehalten angewandt werden können, und die jeweiligen Ergebnisse verglichen.

Beim ersten Verfahren wurde dem Bleiregulus in geringen Mengen (~2mg) Feinsilber zugesetzt. Dieses wurde mit einem Hammer in einem ersten Schritt in den Regulus eingeschlagen. Danach wurden die Kupellen im Kupellationsofen erhitzt und mit einer Backenkluft der Bleiregulus in die vorgewärmte Kupelle eingesetzt. Dieser wurde

zunächst niedergeschmolzen und bildete in den ersten Minuten eine dunkle Schicht auf der konvexen Oberfläche (Antreiben). Danach verflüchtigte sich die dunkle Schicht und es folgte der Treibvorgang. Hier wurden zuerst Tropfen von Bleioxyd an der Oberfläche beobachtet, die dann an der Seite vom porösen Kupellenmaterial aufgenommen wurden. Nach einiger Zeit konnte an der Seite der Kupelle ein dunkler Streifen an Bleioxyd beobachtet werden, an dem sich zusätzlich in schuppiger Form nicht aufgenommenes Bleioxyd (Federglätte) anlagerte. Während des Treibvorgangs konnte ein aufsteigender Bleioxyddampf beobachtet werden. Gegen Ende des Treibvorganges verschwanden die Glätteaugen. Diesen folgten dünne regenbogenfarbige Bleioxydhäutchen an der Oberfläche der Schmelze. Die Bleioxydhäutchen verschwanden danach schlagartig unter Aufglühen des zurückbleibenden Edelmetallkorns, dem sogenannten Blicken. Danach wurde die Kupelle sofort herausgenommen. Hierbei musste auf das Spratzen von noch nicht vollständig abgekühlten Körnern geachtet werden.

Das Korn wurde anschließend auf seine Reinheit untersucht. Die folgenden Aspekte wurden hierbei beachtet:

- Ist die Oberfläche des Edelmetallkorns rau, oder gelblich, so deutet dies auf Rückstände von Blei, oder Kupfer hin.
- Ist die Aufsitzfläche des Edelmetallkorns rau, oder besitzt dieses gar Wurzeln, kann auch auf einen hohen Bleirückhalt geschlossen werden.
- Ist das Korn breitgelaufen, oder hat dieses eine schwärzlich – graue Farbtönung, so deutet dies auf einen höheren Kupferrückhalt hin.

Beim zweiten Verfahren wurde dem Bleiregulus zuvor kein Feinsilber zugesetzt. Stattdessen wurde der Bleiregulus unvollständig abgetrieben. Das heißt, die Kupelle wurde nicht bis zum Blicken im Kupellationsofen gelassen, sondern schon zuvor beim Erreichen einer bestimmten Größe des Bleiregulus ( $d \approx 4\text{mm}$ ) aus dem Ofen genommen. Hierbei muss darauf geachtet werden, dass das rückbleibende Edelmetallamalgam keine „Wurzeln schlägt“, was bedeutet, dass ein Teil des Blei-Edelmetallamalgams in seiner reduzierten Form in die Kupellenmasse eingedrungen ist und bei der Entnahme des Korns in der Kupellenmasse zurückbleibt. Sollte dies der Fall sein, muss der Versuch wiederholt werden.

Zur Bestimmung der Silbertreibverluste wurde zudem ein Silberkorn in einer zweiten Kupelle eingewogen und Kornblei zugesetzt. Diese wurde dann bis zum Blicken im Ofen belassen und danach abermals die Masse des rückbleibenden Silberkorns gewogen. Der Quotient aus der Masse der Einwaage und der Auswaage ergibt den Silbertreibverlustfaktor, der bei dem nachfolgenden Ergebnis der Scheidung berücksichtigt werden muss.

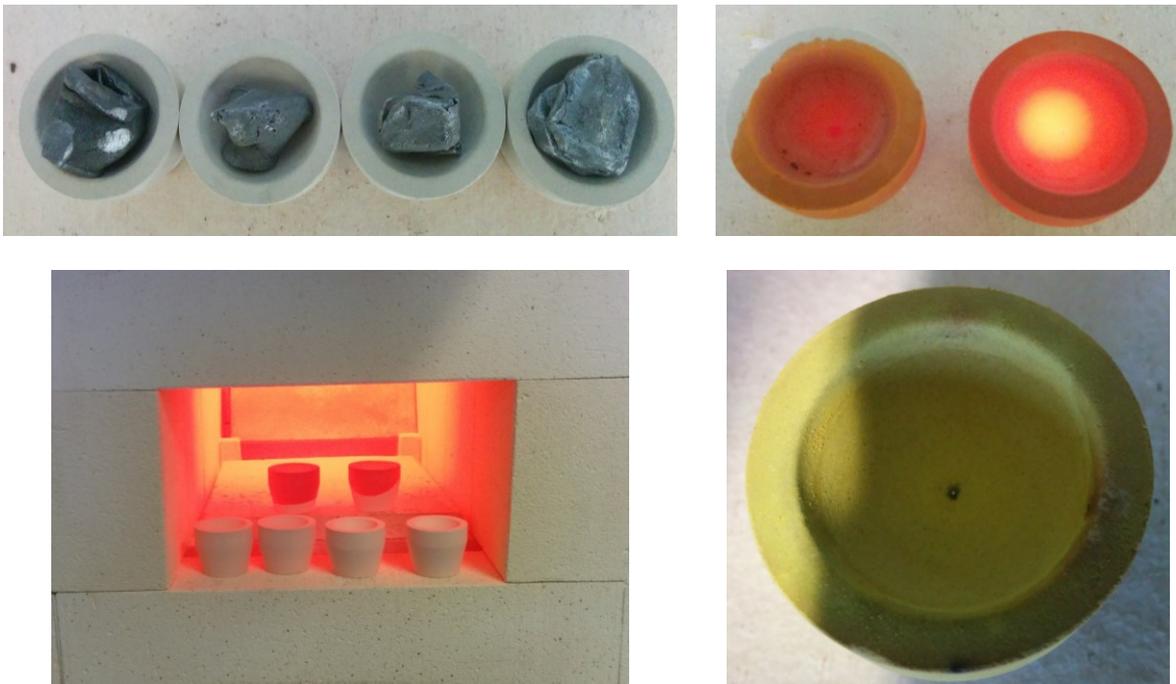
Die Unterschiede zwischen den zwei Verfahren sind unten gegenübergestellt:

### SILBERZUGABE

### UNVOLLSTÄNDIGES ABTREIBEN

Silber muss zugegeben werden.	Mögliche Verluste durch Wurzelschlagen.
Silbergehalt der Probe kann nicht, oder nur sehr ungenau bestimmt werden, da zusätzlich Feinsilber zugesetzt wurde.	Gold kann nicht durch gesondert zugesetztes Silber gesammelt werden und liegt in der Kupelle womöglich fein verteilt vor.

Die bevorzugte Vorgehensweise bei dem vorliegenden Erz und diverse Beobachtungen zu den oben angeführten theoretischen Aspekten wurden im Kapitel 6.4 (Praktische Durchführung und Diskussion der Ergebnisse) dokumentiert.



**Abbildung 52:** links-oben: zu Würfel geschlagene Bleikönige, rechts-oben: glühende Kupellen, links-unten: Kupellen in Kupellationsofen, rechts-unten: abgetriebene Kupelle

## 6.3. QUANTITATIVE ANALYSEN

Für die quantitative Analyse der verschiedenen Edelmetallfraktionen können zwei verschiedene Verfahren herangezogen werden. Während das herkömmliche Scheideverfahren auf der Bestimmung nach gravimetrischen Prinzip basiert, wird heutzutage oftmals die Atomabsorptionsspektrometrie für die Bestimmung herangezogen. Des Weiteren empfiehlt sich gerade bei sehr geringen Goldgehalten die Benutzung des zweiten Verfahrens, da die feindispersierten Goldkörner beim herkömmlichen Scheideverfahren oftmals durch unvorsichtiges Hantieren beim Dekantieren verloren gehen.

### 6.3.1. GRAVIMETRIE - SCHEIDEVERFAHREN

Unter dem Scheideverfahren versteht man in der Dokimasie die Verfahren zur Trennung von Gold und Silber durch den Einsatz von Säuren.

#### 6.3.1.1. KORNVORBEREITUNG

Nach dem Abtreiben des Bleis muss das Edelmetallkorn von etwaigen Rückständen an der Kornoberfläche befreit werden. Dies wird am besten mit einer Kornbürste erledigt. Danach muss das Korn auf der Goldwaage gewogen werden.

Das Prinzip der Teilung durch die Quart besagt, dass das Verhältnis zwischen Gold und Silber im Korn mindestens auf 1:3 eingestellt werden muss bevor mit dem Scheideprozess begonnen werden kann. Dies wird dadurch begründet, dass bei zu geringen Silbergehalt nach dem Scheiden noch ein gehöriger Teil an Silberatomen in der Gitterstruktur des Goldrückstandes eingeschlossen sein kann. Um also einen möglichst reinen Rückstand zu generieren, muss in einem nächsten Schritt dem Edelmetallkorn Silber zugeführt werden. Es muss aber darauf geachtet werden, dass das Verhältnis von Silber zu Gold nicht zu stark ansteigt, da bei vorhanden sein von zu hohen Werten an Silber das Gold in winzigen Partikeln (Staubgold) zurückbleibt und diese unter Umständen beim Dekantieren der Säure, beziehungsweise des Waschwassers verloren gehen. In (Chemikerausschuß der Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V., 1964) wird ein Silber zu Gold Verhältnis von 8 – 10 : 1 als optimal angesehen.

Ist der erforderliche Silberanteil zu gering, erfolgt eine Präparation des Edelmetallkorns für die anschließende Scheidung durch abermaliges Amalgamieren des

Edelmetallkorns mit Blei unter Zugabe des vorher abgeschätzten Feinsilberzusatzes. Der Prozess wird in einer vorgewärmten Kupelle durchgeführt. In einem ersten Schritt wird eine angemessene Menge an Bleischweren (~4-10g) geschmolzen und danach das in einem Bleiskarnitzel verpackte Edelmetallkorn mitsamt dem zuvor abgewogenen Feinsilberanteil (zulässige Wägegenauigkeit  $\pm 2\%$ ) zugesetzt. Vom resultierenden Bleiregulus wird sodann das Blei wieder abgetrieben.

Das saubere Edelmetallkorn wird sodann auf einen glatten Stahlamboss mit einem ebenso glatten Hammer ausgeplättet und dann mit einer Pinzette zu einem Röllchen zusammengerollt. Hierbei sei angemerkt, dass das Edelmetallkorn ab der Gewinnung nicht mehr mit den bloßen Händen angefasst werden darf und stets mit Pinzetten hantiert werden sollte.

### 6.3.1.2. SCHEIDEPROZESS

Bei der Durchführung wird das Edelmetallkorn in ein Scheidegefäß gegeben und in einer ersten Lösungsstufe mit 10ml einer verdünnten Salpetersäure ( $\rho=1,2\text{g/cm}^3$ ) unter einen Abzug auf einer Heizplatte bis zum Abklingen der rotbraunen Stickoxyddämpfe gelaugt.

Danach wird die Lösung in ein Becherglas dekantiert und der Vorgang mit 10ml einer verdünnten Salpetersäure mit höherer Dichte ( $\rho=1,3\text{g/cm}^3$ ) zweimal wiederholt.

Im nächsten Schritt wird der Rückstand dreimal mit destilliertem Wasser unter kurzem Aufkochen gewaschen und dekantiert. Das zurückbleibende Wasser wird mittels Erhitzen des Gefäßes verdampft und der Rückstand unter Erhitzung auf  $800^\circ\text{C}$  zu einem Einzelkorn zusammengeschmolzen. Dieses kann dann nach einer Reinheitsüberprüfung mittels Lupe gewogen werden. Sollten etwaige dunkle Flecken am Korn ersichtlich sein, so deutet dies auf unzureichendes Waschen der Probe hin. Es sollte auch das Waschwasser des dritten Waschvorgangs auf Silbernitratfreiheit durch Hinzufügen von verdünnter Salzsäure überprüft werden.

### 6.3.2.ATOMABSORPTIONSSPEKTROMETRIE

Das vom Abtreibeprozess erhaltene Edelmetallkorn, oder Edelmetall-Bleiamalgam, wird unter einem Abzug in einem Messbecher mit 1ml Salpetersäure ( $\rho=1,3\text{g/cm}^3$ ) versehen. Das Gefäß wird für etwa 10min bis zum Abklingen der Reaktion auf einer Heizplatte bei  $250^\circ\text{C}$  gekocht. In einem nächsten Schritt werden 3ml Salzsäure zugegeben. Die Mischung ergibt das sogenannte Königswasser, das auch im Stande ist Gold zu lösen. Die Säuren werden getrennt aufgegeben, da bei Zusatz von vorgemischtem Königswasser, das enthaltene Silber im Edelmetallkorn unter Umsetzung mit Salzsäure eine passivierende Schicht ( $\text{AgCl}$ ) bilden kann und die Reaktion somit einfrieren würde. Nach der Zugabe der Salpetersäure entstehen braune Dämpfe über der Lösung, sogenannte nitrose Gase. Im nachfolgenden Bild sind die reagierenden Lösungen zu sehen.



**Abbildung 53: Lösungsvorgang der Edelmetallkörner unter dem Abzug**

Die Verweilzeit beim Lösen richtet sich nach der Größe des Kornes. Grundsätzlich sollte die Lösung aber bis zum Abklingen der Lösungsreaktion ( $\sim 1\text{min}$  bei gegebenen Erz) stehengelassen werden. Die Messbecher wurden danach von der Heizplatte genommen und auf einen eventuellen Rückstand des Edelmetallkorns kontrolliert. Danach wurde der Inhalt des Messbechers unter Zuhilfenahme eines Trichters in einen 100ml Maßkolben bis zur Markierung mit destilliertem Wasser aufgefüllt.

Nach der Kalibrierung des AAS (Atomabsorptionsspektrometer) mittels vordefinierter Standards wurden die hergestellten Maßlösungen analysiert. Die

Atomabsorptionsspektrometrie wurde mittels Flammen-AAS der Firma ThermoFisher Scientific von der Bauart iCE 3000 Series durchgeführt, welches im nächsten Bild zu sehen ist.



**Abbildung 54: iCE 3000 Series - ThermoFisher Scientific**

Die berechneten Werte wurden in mg/l angegeben und konnten mit dem Füllvolumen des Erlenmeyerkolbens und der Probeneinwaage gemäß der folgenden Formel auf den Gehalt der Erzprobe umgerechnet werden.

$$g_{\text{Element}} = \frac{X_{\text{gemessen}} * V_{\text{Erlenmeyerkolben}}}{m_{\text{Einwaage}}}$$

**Formel 11**

## 6.4. PRAKTISCHE DURCHFÜHRUNG UND DISKUSSION DER ERGEBNISSE

Im Zuge der Diplomarbeit wurden zahlreiche Versuche mit einer repräsentativen Teilmenge der Probe aus dem äthiopischen Golderz im von der Firma CEMTEC zusammengestellten Containerlabor gefahren. Die Vorgehensweise hierbei war wie folgt. Die Probe wurde mit den Zuschlagstoffen eingewogen und vermischt. Für die spätere Bestimmung des Gold- und Silbergehalts wurde die zugesetzte Menge an Probe und Bleioxid exakt bestimmt. Um Verluste durch das Aufschäumen der Probe im Tiegelofen zu verhindern, wurde eine 3-5mm dicke Salzdecke auf die Mixtur aufgetragen. Eine Variation der folgenden Schmelzdauer im Tiegelofen ergab, dass bei 30minütigen Schmelzen des Materials die Reaktion noch nicht vollständig abgeklungen ist und die Schmelze dadurch beim Herausnehmen des Tiegels noch sehr unruhig ist. Deshalb wurde der Tiegel in den nachfolgenden Versuchen stets einem 40minütigen Schmelzvorgang unterzogen. Nach dem verbleienden Schmelzen folgte die Separation des Regulus von der Schlacke. Hierbei wurden die zwei verschiedenen Verfahrensweisen, die bereits im Kapitel 6.2.1 (Verbleiendes Schmelzen) beschrieben wurden, durchgeführt und die erhaltenen Ergebnisse untereinander verglichen.

### Gewinnung des Regulus aus abgekühlten Tiegel

### Ausgießen des Regulus

Tiegel wird zerstört	Tiegel kann wieder verwendet werden
Reinigung des Regulus aufwendiger	Reinigung des Regulus einfacher
	Möglicher Verlust von metallischen Blei an Tiegelfwandung

Wie in der obenstehenden Tabelle zu sehen ist, konnten die Tiegel beim Ausgießen des Regulus wiederverwendet werden. Es ist aber anzumerken, dass vor der Wiederverwendung eines Tiegels die an der Wandung anhaftende Schlacke entfernt werden sollte, um ein Verschmutzen des Tiegelofens bei erneutem Erhitzen zu verhindern. Des Weiteren sei angemerkt, dass dieser zumindest nach dreimaliger Verwendung gewechselt werden sollte, da sonst das Risiko eines Tiegelbruchs durch die fortlaufende thermische Beanspruchung zu groß ist. Das Risiko des Verlustes beim Ausgießen des Bleiregulus ist vor allem bei ungeübten Hantieren essentiell. Das

Gewinnen des Regulus durch das Ausgießen in eine Gießform sollte somit geübten Personal vorbehalten sein.

Beim darauffolgenden Verfahrensschritt des Kupellierens wurden unter anderen auch die im Kapitel 6.2.2 (Kupellieren) beschriebenen unterschiedlichen Verfahrensweisen durchgeführt und miteinander verglichen. Der schwerwiegende Nachteil eines potentiellen Goldverlusts bei unvollständigen Abtreiben des Bleis konnte nicht beobachtet werden. Da aber in der verwendeten Bleiglätte 0,0005% Silbergehalt festgestellt wurde und das Edelmetallkorn mit freiem Auge sichtbar war, wurde der Bleiregulus bei den durchgeführten Versuchen stets bis zum Blicken abgetrieben. Die Dauer des Abtreibvorganges bis zum Blicken schwankte zwischen 30 und 60 Minuten und ist sehr stark von der Masse des eingesetzten Regulus abhängig.

Die Entnahme des Edelmetallkorns aus der Kupelle erfolgte mittels Feinpinzette. Das Edelmetallkorn wurde danach in Königswasser gelöst und die erhaltene Lösung in einem 100ml Maßkolben bis zur Markierung verdünnt. Die Zugabe der Säuren erfolgte sequenziell, um ein Passivieren des Silbers, oder Bleis beim unvollständigen Abtreiben, zu verhindern. Zuerst wurde 1ml Salpetersäure zugegeben und mitsamt dem Edelmetallkorn auf einer Heizplatte bei 250°C gekocht. Je nach Größe des Korns kann die Zugabe einer größeren Menge an Salpetersäure, oder das Erhöhen der Laugungszeitspanne erforderlich sein. Danach erfolgte die Zugabe der dreifachen Menge an Salzsäure. Nach der Zugabe der Salzsäure löste sich das Edelmetallkorn augenblicklich auf und die Lösung konnte mit destilliertem Wasser in einem Maßkolben auf 100ml verdünnt werden. Der Gold- und Silbergehalt dieser Lösung wurde mittels Atomabsorptionsspektrometrie ermittelt.

Als mittlerer Goldgehalt des äthiopischen Golderzes wurde bei den dokimastischen Versuchen ein Wert von 5,2ppm anhand des Kugelmühlenproduktes nach 800 Umdrehungen ermittelt. Einige Ergebnisse der Versuche können dem Anhang (Kapitel 9 – IV.i) entnommen werden. Dieser Wert zeigt eine sehr gute Übereinstimmung mit den ermittelten Ergebnissen vom finnischen Prüflabor Labtium Oy, welche im Kapitel 5.3.1 (Analysenlabor Labtium Oy) zu finden sind.

Das Messen des Silbergehalts gestaltete sich um einiges schwieriger, da bei verwendeter Analysebleiglätte ein Silbergehalt von etwa 0,0005% vorhanden war. Deshalb wurde in einem ersten Schritt der Silbergehalte der Bleiglätte ermittelt und dieser von den gemessenen Silbergehalten der Proben abgezogen. Dieser Silberwert

musste dann noch mittels Silberkonvektionsfaktors korrigiert werden, um die Konvektionsverluste des Silbers zu berücksichtigen, welche beim Kupellieren entstehen und durch eine Silberblindprobe zuvor einmalig zu ermitteln sind.

Bei den Berechnungen ergab sich ein Silberkorrekturfaktor von 1,44 und damit ein durchschnittlicher Silbergehalt des Erzes von 2,64ppm. Es ist anzumerken, dass dieser Silbergehalt bei den durchgeführten Analysen sehr schwankte und der genaue Silbergehalt der einzelnen Proben deswegen von den hier ermittelten leicht abweichen könnte. Der Grund hierfür wird in der fraktionellen Reduktion der Bleiglätte vermutet. So könnte der Teil der Bleiglätte, der nicht zu metallischen Blei reduziert wird, das enthaltene Silber an die Schlacke verlieren. Da das Hauptaugenmerk dieser Arbeit auf die Ermittlung der Goldgehalte der einzelnen Proben gelegt wurde, sind für die Bewertungen der Anreicherungsversuche nur die Goldgehalte herangezogen worden.

Da die dokimastische Bestimmung des Goldgehalts in ihrem späteren industriellen Umfang auch für die Analyse der Berge eingesetzt werden sollte, wurden auch Versuche anhand eines niedrig-goldhaltigen Materials mit ähnlicher Mineralzusammensetzung gefahren. Das hierbei erzielte Ergebnis von 0,35ppm war im Vergleich mit dem ermittelten Ergebnis vom finnischen Prüflabor Labtium Oy, das bei 0,30ppm lag, sehr akkurat und zufriedenstellend.

Wie bereits im Kapitel 6.1.3 (Zusammensetzung der Zuschlagstoffe) besprochen, wurde die anfänglich theoretisch errechnete Zusammensetzung der Tiegelzuschlagstoffe abgeändert. Die Änderung umfasst eigentlich nur den quantitativen Zuschlag an Bleiglätte. Dieser wurde von 50 auf 30g herabgesetzt, um einerseits Chemikalien zu sparen, andererseits aber auch den nachfolgenden Abtreibprozess zu beschleunigen. Da Bleioxid neben seiner schlackenbildenden und reduzierenden Wirkung auch als Edelmetallsammler fungiert, wurde das Goldausbringen bei Addition unterschiedlicher Mengen an Bleiglätte zu identer Probe bestimmt, um eine mögliche Beeinflussung der Reduzierung des Bleiglättezuschlags auf das Ergebnis ausschließen zu können. Die zugesetzten Mengen an Bleiglätte umfassten 30, 35, 40, 45 und 50g. Die restlichen Zuschlagstoffe bei diesem Versuch wurden analog zu den Ausführungen im Kapitel 6.1.3 (Zusammensetzung der Zuschlagstoffe) zugesetzt. Es wurden jeweils mindestens zwei Versuche für jede Einwaage gefahren. Die gemittelten Goldgehalte aus den durchgeführten Untersuchungen sind unten angeführt.

<b>Bleiglätte in g</b>	<b>30</b>	<b>35</b>	<b>40</b>	<b>45</b>	<b>50</b>
<b>Goldgehalt in ppm</b>	5,33	5,27	5,19	5,21	4,86

In der obenstehenden Tabelle konnte hierbei festgestellt werden, dass auch bei einer reduzierten Einwaage von 30g Bleiglätte das Ergebnis der dokimastischen Untersuchungen nicht merkbar beeinflusst wurde. In den weitergehenden Untersuchungen wurde die Bleioxidmenge deshalb auf 30g herabgesetzt. Der nächsten Tabelle kann die empfohlene Zusammensetzung der Tiegelzuschlagstoffe entnommen werden.

<i><b>Material</b></i>	<i><b>Einwaage [g]</b></i>
<i><b>Probe</b></i>	25
<i><b>Fluss</b></i>	25
<i><b>Bleioxid</b></i>	30
<i><b>Borax</b></i>	3
<i><b>Mehl</b></i>	3
<i><b>Natriumchlorid</b></i>	20

**Tabelle 16: Verwendete Zusammensetzung der Tiegelzuschlagstoffe für das äthiopische Golderz**

Eine weitere Reduktion der eingewogenen Bleiglättemenge ist wahrscheinlich möglich, dennoch wurde dies nicht weiter untersucht. Der Grund hierfür ist, dass bei verminderter Bleioxideinwaage auch die Größe des Bleikönigs abnimmt und für die spätere Reinigung des Bleiregulus eine gewisse Mindestgröße von Vorteil ist. Des Weiteren kann der Fehler aufgrund fein verteilter metallischer Bleirückhalte in der Schlacke bei größeren Reguli klein gehalten werden.

Die im Kapitel 4.4 (Merkmalsklassenanalysen) durchgeführten und im Analysenplan des Kapitels 5 (Mineralogi) angemerkten Untersuchungen des Goldgehalts der Magnetscheidungsversuche mittels Carpco-Trommelmagnetscheider wurden analog zu den Analysen des Goldgehalts des Kugelmühlenproduktes durchgeführt.

Die Analyse erfolgte anhand der fünf verschiedenen Produkte der beiden Korngrößenklassen 0,1 / 0,2mm und 0,2 / 1,0mm. Die Analysenergebnisse sind in der nächsten Abbildung gegeben.

<b>I</b>	<b>r<sub>m, 0,1/0,2</sub></b>	<b>r<sub>m, 0,2/1,0</sub></b>	<b>g<sub>Au, 0,1/0,2</sub></b>	<b>g<sub>Au, 0,2/1,0</sub></b>	<b>r<sub>i, 0,1/0,2</sub></b>	<b>r<sub>i, 0,2/1,0</sub></b>
<b>[A]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>	<b>[ppm]</b>	<b>[ppm]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>
<0,4	26,59	5,11	3,19	2,46	11,47	2,46
0,4/0,8	70,94	13,63	7,53	2,67	20,80	10,64
0,8/1,4	104,89	20,15	6,25	5,90	12,28	23,42
1,4/3,0	116,19	22,32	9,17	10,60	21,33	22,73
>3,0	202,02	38,80	7,60	4,16	34,12	40,75
	520,62	100,00	<b>6,60</b>	<b>4,78</b>	100,00	100,00

**Tabelle 17: Dokimastische Analysenergebnisse der Carpco-Trommelmagnetscheidungsprodukte für die Korngrößenklassen 0,1 / 0,2 und 0,2 / 1,0mm des Stabmühlenprodukts des äthiopischen Golderzes**

Auffällig hierbei ist die Ähnlichkeit des Trends der Ergebnisse der Trommelmagnetscheidung, sowie die der in (Kapitel 5.1.4) beschriebenen durch eine nasschemische Bestimmung (ICP) ausgewerteten Ergebnisse der Frantz-Isodynamicscheidung. Wie in der obenstehenden Tabelle ersichtlich ist, reichert sich das Gold leicht in der Suszeptibilitätsklasse 1,4 / 3,0A an. Die Goldgehalte der anderen Klassen sind aber noch immer so hoch, dass die Abscheidung eines Teilstromes nur zu einer Reduktion des Inhaltsausbringens aber zu keinerlei ökonomischen Vorteil führen würde. Dies wurde durch die folgende Tabelle, welche die Ergebnisse der zwei Versuchsreihen noch einmal in einer zusammengesetzten Korngrößenklasse 0,1 / 1,0mm veranschaulicht.

<b>I</b>	<b>r<sub>m, 0,1/1,0</sub></b>	<b>g<sub>Au, 0,1/1,0</sub></b>	<b>r<sub>i, 0,1/1,0</sub></b>	<b>Mineralisation</b>
<b>[A]</b>	<b>[%]</b>	<b>[ppm]</b>	<b>[%]</b>	<b>[*]</b>
<0,4	9,19	2,89	5,11	Eisenoxide
0,4/0,8	18,85	3,76	13,63	
0,8/1,4	17,59	5,96	20,15	Eisenoxydverwachsungen, Eisenhydroxide, Quarz, Baryt
1,4/3,0	11,44	10,15	22,32	
>3,0	42,93	4,71	38,80	Baryt, Quarz
	100,00	<b>5,21</b>	100,00	

**Tabelle 18: Dokimastische Analysenergebnisse der Carpco-Trommelmagnetscheidungsprodukte für die Korngrößenklasse 0,1 / 1,0mm des Stabmühlenprodukts des äthiopischen Golderzes**

Mit Hilfe der obenstehenden Tabelle kann noch einmal dargestellt werden, dass eine technische Voranreicherung mittels Magnetscheidung zu keinem brauchbaren

Resultat führt. So kann in der Suszeptibilitätsklasse 1,4 / 3,0A zwar eine angereicherte Fraktion mit 10,15ppm Goldgehalt erzielt werden, da das erreichte Massenausbringen aber nur bei 11,44% liegt, ist hierbei nur ein Inhaltsausbringen von 22,32% möglich.

Die durchgeführten Ergebnisse führten dennoch zu der Erkenntnis, dass die Behauptung, welche im Kapitel 3 (Geologie) getroffen wurde, dass das Gold als Freigold vorliegt ohne jeglicher Assoziation zur Gangart, zumindest bei der vorliegenden Sammelprobe nicht zutrifft. Eine Anreicherung des diamagnetischen Goldes im Speziellen in der Suszeptibilitätsklasse 1,4 / 3,0A wäre ohne Anlagerung an Fraktionen der Gangart nicht logisch begründbar.

Auch die einzelnen Korngrößenklassen des Kugelmühlenproduktes nach 800 Umdrehungen wurden auf ihren Goldgehalt untersucht. Die erhaltenen Ergebnisse sind in der folgenden Tabelle abgebildet.

<b>Kugelmühlenprodukt</b>				
<b>Korngröße</b>	<b>r<sub>m</sub></b>	<b>g<sub>Au</sub></b>	<b>E</b>	<b>r<sub>i</sub></b>
<b>[mm]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%%]</b>	<b>[%]</b>
>0,071	12,21	7,78	94,96	19,00
0,04/0,071	18,59	3,93	73,07	14,62
0,025/0,04	14,33	2,90	41,56	8,32
<0,025	54,87	5,29	290,17	58,06
	100,00	<b>5,00</b>	499,76	100,00

**Tabelle 19: Fraktionelle Goldverteilung der Korngrößenklassen des Kugelmühlenproduktes des äthiopischen Golderzes**

Die obenstehende Tabelle zeigt, dass weder eine Vorabscheidung der Grobfraktion, noch die Entschlammung des Kugelmühlenproduktes zu einem unter ökonomischen Gesichtspunkten betrachteten Vorteil führt. So kann zwar eine leichte Anreicherung des Goldes in der Grobfraktion (>0,071mm) vom berechneten mittleren Goldgehalt der Gesamtaufgabe von 5ppm auf 7,78ppm beobachtet werden, das Inhaltsausbringen der gleichen beträgt aber nur 19,00%. Auch die Feinstfraktion (<0,025mm) weist mit 5,29ppm einen hohen Goldgehalt auf und muss somit berücksichtigt werden.

Es ist noch anzumerken, dass auch die Goldverteilung über die Korngrößenklassen, das Statement, dass das vorliegende Gold nicht als Freigold vorliegt, bekräftigt, da sich gerade in der Grobfraktion die weniger porösen silikatischen Bestandteile anreichern.

Für die Katalogisierung der einzelnen Analysenergebnisse wurde mittels des Programms Access der Firma Microsoft ein Datenbankprogramm verfasst, welches das Datenmanagement während der Versuche vereinfachen sollte. Die grafische Gestaltung der Benutzeroberfläche kann in der nächsten Abbildung ersehen werden.

**Abbildung 55: Probandatenbank für die dokimastischen Analysenergebnisse im Programm Microsoft Access**

**Zusammengefasst sei noch einmal angemerkt:**

Im Rahmen der Diplomarbeit wurden an einer von der Firma CEMTEC zusammengestellten Oberflächenprobe einer äthiopischen Verwitterungslagerstätte im Zuge einer aufbereitungstechnischen Rohgutanalytik in einem ersten Schritt durch eine optimierte Zerkleinerungskette, zerkleinerungsspezifische Parameter bestimmt, sowie auch eine repräsentative Probe geschaffen, an der eine weiterführende Merkmalsklassenanalyse durchgeführt wurde.

Folgende Grundaussagen konnten im Zuge der OZK getroffen werden:

- Das Aufgabegut weist einen sehr hohen Feingutanteil von 44% <0,1mm auf.

- Das Aufgabegut ist stark porös – bei 50% des Materials liegt die Porosität bei 40%
- Das Aufgabegut besitzt einen sehr geringen Zerkleinerungswiderstand mit einem  $W_I$  von 4,67kWh/t. Der spezifische Energieeintrag, um das Material von 100% <6,3mm auf 100% <0,1mm zu zerkleinern liegt bei 7,71kWh/t.

Weiterführend wurde der aufbereitungsrelevante Mineralbestand der Probe, sowie auch die elementare Zusammensetzung der Minerale und deren Verteilung in den verschiedenen Merkmalsklassen untersucht. Die Ergebnisse dieser Untersuchungen sind im Laufe dieses Kapitels näher erläutert worden.

Prinzipiell besteht die Ausgangsprobe zu 50% aus Quarz, 35% Eisenoxiden und Eisenhydroxiden, 8% Baryt und 9%  $Al_2O_3$ , welches als Bauxit und in Schicht- und Gerüstsilikaten vorkommt.

Die Analysen der Reinmineralpräparate, welche mittels Magnetscheidung angereichert wurden, zeigten, dass in den Klassen mit höheren Quarz-, bzw. Barytgehalt der Goldgehalt höher lag, als bei den eisenreicheren Fraktionen. Trotzdem lagert sich das Gold vermindert auch an den eisenreichen Fraktionen an und somit muss die Laugung des gesamten Erzes in Erwägung gezogen werden. Auch bei der Fraktionierung nach Korngrößen ergab sich ein etwas erhöhter Goldgehalt der Grobfraction. Dennoch können auch hier die anderen Korngrößenklassen aus einem ökonomischen Gesichtspunkt nicht vernachlässigt werden.

Die theoretischen und praktischen Aspekte der Dokimasie wurde im Zuge einer umfangreichen Literaturstudie und eines fachkundigen Seminars in Brixlegg erlernt. Durch die Ergebnisse der mineralogischen Voruntersuchungen konnte mithilfe der Literatur ein Rezept für die reduzierenden Dokimasie erarbeitet werden. Diese Rezeptur wurde durch eigenerstellte und extern quantifizierte (Labtium OY) Goldstandards überprüft und optimiert.

Des Weiteren wurde ein Verfahrensschema für die dokimastischen Untersuchungen im industriellen Maßstab kreiert und das von der Firma CEMTEC zusammengestellte Containerlabor mit den für die Dokimasie benötigten Utensilien auf seine Einsatztauglichkeit geprüft. Die Überprüfung ergab, dass das Containerlabor funktionsfähig und auch für den Feldeinsatz geeignet ist.

## 7. EINDICKER AUSLEGUNG

Eine weitere Aufgabe im Zuge dieser Diplomarbeit bestand darin einen Rundeindicker für eine Aufbereitungsanlage im industriellen Maßstab auszulegen. Dieser sollte das in einer Kugelmühle nass-aufbereitete Material für die spätere Cyanidlaugung vorbereiten.

### 7.1. SEDIMENTATIONSVERSUCH

Für die Analyse des Sedimentationsverhaltens des äthiopischen Golderzes wurden hierbei Sedimentationsversuche am Lehrstuhl für Aufbereitung und Veredlung durchgeführt. Die Analysen wurden anhand des Kugelmühlenprodukts nach 800 Umdrehungen durchgeführt, welches bereits im Kapitel 4.1.3 (Kugelmühle) beschrieben wurde. Die Versuche wurden in einem unter DIN EN ISO 4788:2005 zertifizierten Messzylinder mit 250ml Füllvolumen der Firma Duran Group durchgeführt. Als

Um den Sedimentationsverlauf bei unterschiedlichen Aufgabekonzentrationen zu analysieren und somit später Aussagen über den jeweiligen Massefluss generieren zu können, wurden die Sedimentationsversuche anhand von sieben verschiedenen Volumenkonzentrationen der Aufgabe durchgeführt. Die gewählten Volumenkonzentrationen waren 5, 7, 10, 12, 15, 20 und 25vol.%.

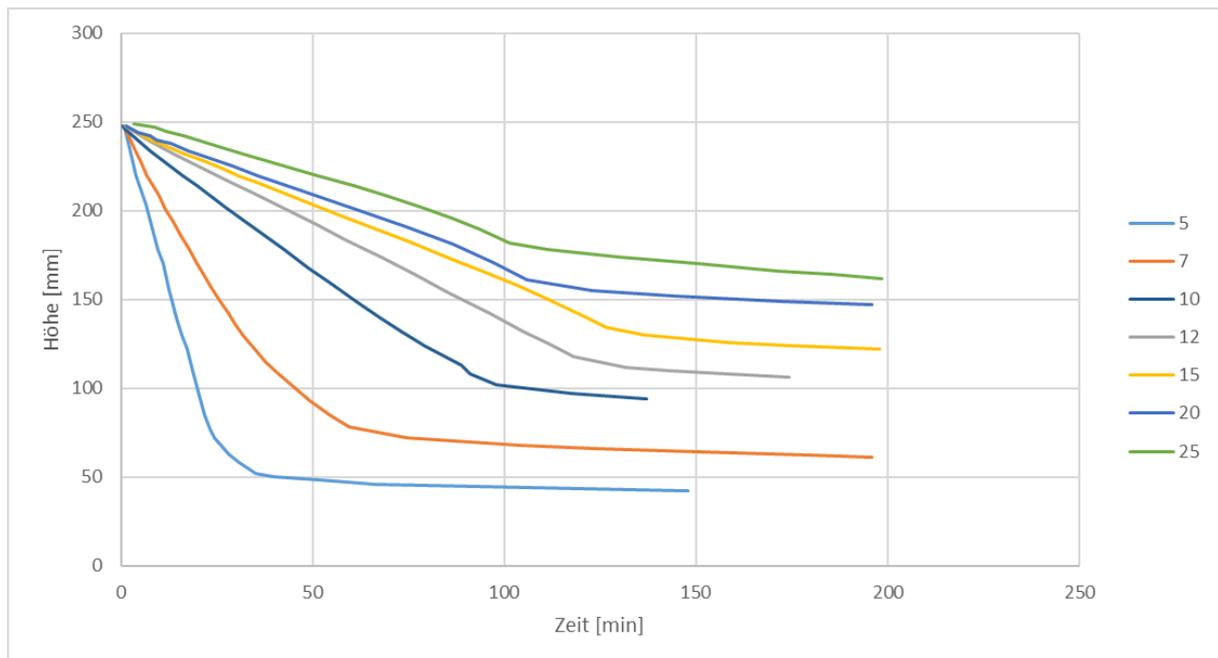
Bei der Durchführung des Versuchs wurden die jeweiligen Volumenkonzentrationen gemäß der folgenden Formel in die Aufgabemassen auf den verwendeten 250ml Messzylinder umgerechnet.

$$m = \frac{\varphi_i * V_{\text{Messkolben}}}{\rho_{\text{Golderz}}} \quad \text{Formel 12}$$

Die berechnete Masse für 5vol.% wurde in einem Messzylinder mit Leitungswasser bis zur 250ml Messmarke aufgefüllt. Hierbei sei angemerkt, dass für die Sedimentationsversuche Leitungswasser der Stadt Leoben verwendet wurde. Eine etwaige Beeinflussung der Ergebnisse durch die vorhandenen Verunreinigungen im Leitungswasser wurde versuchstechnisch nicht untersucht, da hierbei von Auswirkungen in einem unerheblichen Rahmen ausgegangen wird.

Der Inhalt des Messzylinders wurde in einem nächsten Schritt gut durchmischt, um eine möglichst homogene Suspension zu erstellen. Der Zylinder wurde dann auf einer

ruhigen Arbeitsfläche abgestellt. Nach einigen Sekunden konnte die Ausbildung einer Klärschicht im Messzylinder beobachtet werden. Diese Klärschicht senkte sich mit einer von der Volumenkonzentration abhängigen Klärgeschwindigkeit ab. Um die Klärgeschwindigkeit ermitteln zu können wurde während des Versuches in bestimmten Zeitintervallen die Höhe der Klärschicht im Messzylinder abgelesen. Die abgelesenen Werte wurden im nachfolgenden Sedimentationsgraphen, in dem die Höhen den benötigten Absenkzeiten gegenübergestellt sind, dargestellt.



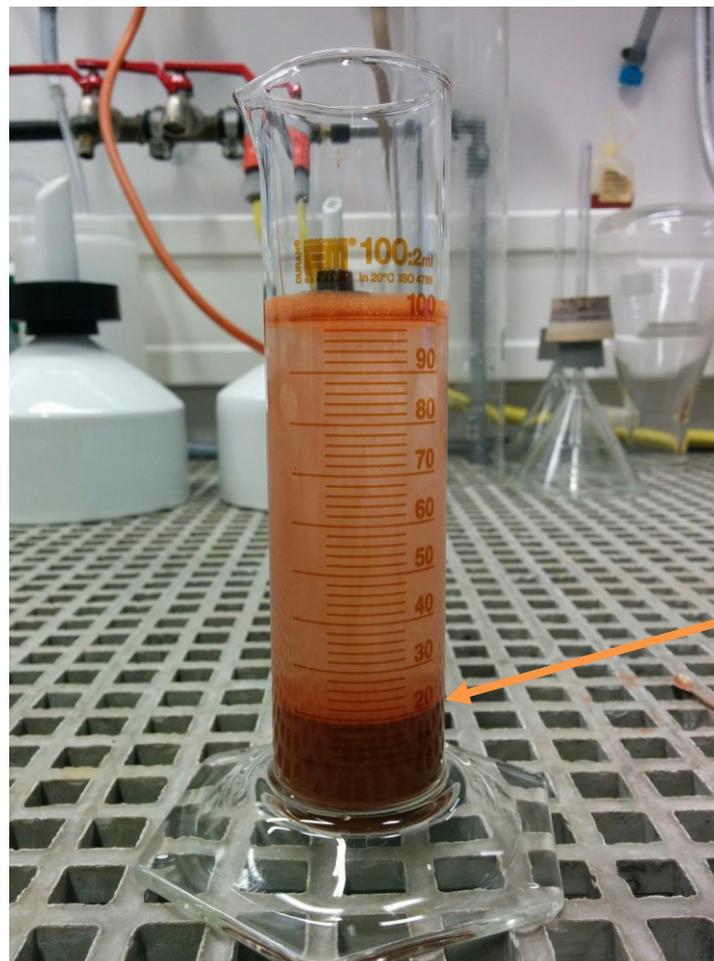
**Abbildung 56: Sedimentationsverlauf der jeweiligen Volumenkonzentrationen**

Die in der Legende angeführten Werte zeigen die Volumenkonzentration des jeweiligen Versuches.

Wie in der obenstehenden Abbildung bereits zu sehen ist, kann die Sedimentation grundlegend in zwei Abschnitte unterteilt werden. Es ist dies die Zeit, in der sich die Körner in einer weitestgehend freien Bewegung absetzen und der darauffolgende Abschnitt, in dem sich das abgesetzte Material kompaktiert. Dieser Kompaktionsabschnitt kann beispielsweise in der obenstehenden Abbildung anhand des flacheren Verlaufs der Linie mit einer Konzentration von 25vol.% nach 100min beobachtet werden. Die Steigungen des ersten Abschnitts der Sedimentationsverläufe geben gleichzeitig die Werte der einzelnen Sedimentationsgeschwindigkeiten für die weiterführende Auslegung des Eindickers an.

Bei der Durchführung der Versuche wurde mit der geringsten Volumenkonzentration (5vol.%) der Suspension gestartet. Nach dem Absenken der Klärschicht wurden mit

einer Spritze ungefähr 25ml des Klärwassers aus dem Messzylinder entfernt und die Differenz der Aufgabemasse zum Versuch mit der nächsthöheren Volumenkonzentration hinzugefügt. Der Messzylinder wurde dann wieder bis zur 250ml Messmarke mit Wasser aufgefüllt und durchmischt. Das nachfolgende Bild zeigt einen Sedimentationsversuch in einem 100ml Messzylinder. Es ist auch die Klärfläche eingezeichnet.



**Abbildung 57: Sedimentationsversuch im 100ml Messzylinder**

Wie im obenstehenden Bild ersichtlich ist, ist das Klarwasser getrübt, was den Rückschluss zulässt, dass sich noch ein gewisser Anteil an Feinstkorn im Klarwasser befindet. Dieses wurde in den Versuchen zur Auslegung des Eindickers nicht berücksichtigt. Es sei aber angemerkt, dass im industriellen Maßstab ein Flockungsmittel in geringer Dosis zugesetzt werden sollte, um auch diese Verunreinigungen nieder zu schlagen. Die Art und Dosierung eines etwaig zugesetzten Flockungsmittels wurden im Zuge dieser Arbeit nicht analysiert.

## 7.2. AUSLEGUNG EINES EINDICKERS

Für die weitergehende Auslegung eines Rundeindickers wurde analog zu den Ausführungen in (E.G.Kelly, 1995) eine Sedimentationsstromkurve berechnet, bei der die Konzentrationen den jeweiligen Massenflüssen gegenübergestellt werden.

Um den Massenfluss zu erhalten wurde, wie unten angeführt, die Konzentration mit der für die jeweilige Konzentration ermittelten Klärgeschwindigkeit multipliziert.

$$\psi = c * v \quad \text{Formel 13}$$

Auch die Volumenkonzentration des Wassers wurde gemäß der folgenden Formel ermittelt.

$$\varepsilon = 1 - \frac{c}{\rho_{Golderz}} \quad \text{Formel 14}$$

Die Sedimentationsstromkurve kann durch eine logarithmische Funktion am besten angenähert werden. Dies wird durch die nachfolgende Formel beschrieben.

$$v_h = v_{max} * \varepsilon^n \quad \text{Formel 15}$$

In der obenstehenden Formel steht  $v_h$  für die ermittelte Klärgeschwindigkeit und  $v_{max}$  für die maximale Fallgeschwindigkeit eines Durchschnittskorns unter der Annahme, dass keine Korn-Korn Beeinflussungen auftreten. Durch das Umformen der Gleichung kann ein  $n$  ermittelt werden, mit dem man wiederum einen ungefähren Sedimentationsstromverlauf für sehr geringe (nicht nachweisbare) Volumenkonzentrationen abschätzen kann.

In der nachstehenden Tabelle sind die ermittelten Kennwerte für die Sedimentationsstromkurve gegeben. Während die ermittelten Werte im Diagramm farblos hinterlegt sind, sind die durch einen festgelegten Wert  $n$  rückgerechneten Werte ockerfarben hinterlegt. Für  $n$  wurde die Zahl 3,74 angenommen, da diese den letzten berechneten Wert darstellt. Als maximale Klärgeschwindigkeit wurde für die Berechnung ein Wert von 0,009m/s angenommen.

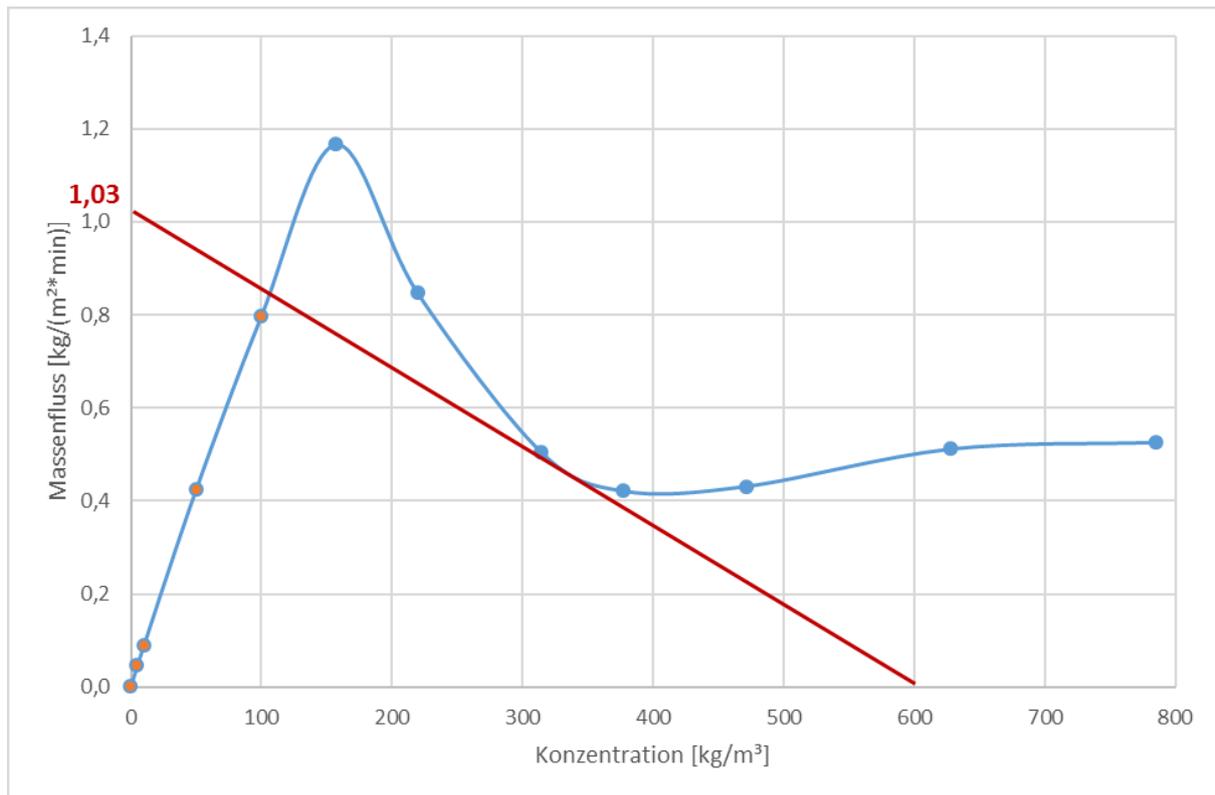
<b>Sedimentationsstromkurve</b>				
<b>Klärgeschwindigkeit</b>	<b>Konzentration</b>	<b>Massenfluss</b>	<b><math>\epsilon</math></b>	<b><math>n</math></b>
<b>[m/min]</b>	<b>[kg/m<sup>3</sup>]</b>	<b>[kg/(m<sup>2</sup>*min)]</b>	<b>[*]</b>	<b>[*]</b>
0,0090	0,00	0,0000	1,0000	3,7366
0,0089	5,00	0,0447	0,9984	3,7366
0,0089	10,00	0,0889	0,9968	3,7366
0,0085	50,00	0,4238	0,9841	3,7366
0,0080	100,00	0,7975	0,9682	3,7366
0,0074	157,01	1,1666	0,9500	3,7366
0,0039	219,81	0,8468	0,9300	11,6914
0,0016	314,01	0,5060	0,9000	16,3260
0,0011	376,82	0,4214	0,8800	16,3126
0,0009	471,02	0,4310	0,8500	14,0653
0,0008	628,03	0,5115	0,8000	10,7661
0,0007	785,03	0,5259	0,7500	9,0296

**Tabelle 20: Berechnete Werte der Sedimentationsstromkurve des Kugelmöhlenprodukts nach 800 Umdrehungen**

Für die Auslegung eines Eindickers müssen verschiedene Betriebsparameter gegeben sein. In der folgenden Auflistung sind die benötigten Betriebsparameter vorgegeben:

- Aufgabekonzentration: 100kg/m<sup>3</sup>
- Konzentration des eingedickten Produktstroms: 600kg/m<sup>3</sup>
- Aufgabevolumenstrom: 3m<sup>3</sup>/min

Aus den in der obenstehenden Tabelle ausgelesenen Werten wurde die Sedimentationsstromkurve generiert, die in der nächsten Abbildung zu sehen ist.



**Abbildung 58: Sedimentationsstromkurve des Kugelmühlenprodukts nach 800 Umdrehungen**

In der obenstehenden Abbildung wurden die berechneten Punkte orange hinterlegt.

Wie aus der obenstehenden Abbildung bereits zu entnehmen ist, wurde der maximale Massenfluss für die vorgegebene Konzentration des eingedickten Produktstroms aus dem Diagramm abgelesen. Dieser kann laut (E.G.Kelly, 1995) grafisch ermittelt werden indem eine Tangente der Kurve durch den vorgegebenen Wert der Konzentration des Produktstroms ( $600\text{kg/m}^3$ ) gezogen wird. Der Massefluss ist an der Stelle abzulesen, an der diese Gerade die y-Achse schneidet. Der ermittelte Wert lag bei  $1,03\text{kg}/(\text{m}^2\cdot\text{min})$ .

Mit dem ermittelten maximalen Massefluss und die gegebenen anderen Betriebsparameter kann dann mit der folgenden Formel die erforderliche Mindestklärfläche und somit die Mindestgröße des Eindickers berechnet werden.

$$A_{min} = \frac{\dot{V} * c_{Aufgabe}}{\psi_{max}} \quad \text{Formel 16}$$

Für die Mindestklärfläche ergab sich hierbei ein Wert von  $291,26\text{m}^2$ . Dadurch kann auch ein Mindestdurchmesser des Eindickers von  $19,26\text{m}$  ermittelt werden.

Als tatsächlicher Durchmesser wurde ein aufgerundeter Wert von  $20\text{m}$  festgelegt.

## 8. VERZEICHNISSE

### 8.1. LITERATURVERZEICHNIS

- Böckmann, & Friedrich. (1893). *Chemisch-technische Untersuchungsmethoden der Gross-Industrie, der Versuchsstationen und Handelslaboratorien*. Saaralben: Springer-Verlag Berlin Heidelberg GmbH.
- Chemikerausschuß der Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V. (1949). *Analyse der Metalle - Schiedsverfahren*. Heidelberg: Springer-Verlag Berlin Heidelberg GmbH.
- Chemikerausschuß der Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V. (1964). *Edelmetall-Analyse - Probierkunde und naßanalytische Verfahren*. Springer-Verlag Berlin Heidelberg GmbH.
- E.G.Kelly, J. (1995). *Introduction to mineral processing*. Australia: John Wiley & Sons.
- Ezana Mining Development PLC. (2008). *Geological and Geochemical Report of Rahwa*. Mekelle.
- G.Lunge. (1900). *Chemisch-technische Untersuchungsmethoden*. Zürich: Springer-Verlag Heidelberg GmbH.
- Rüdorff, H. (1973). *Anorganische Chemie*. Braunschweig: Springer Fachmedien Wiesbaden GmbH.
- S.Abraham, B.Konka\*, & S.Gebreselassie. (2015). *Geology of volcanogenic massive sulfide deposit near Meli, northwestern Tigray, northern Ethiopia*. Mekelle.
- W.Fresenius, & G.Jander. (1967). *Handbuch der analytischen Chemie - Dritter Teil - Quantitative Analyse*. New York: Springer-Verlag Berlin Heidelberg GmbH.

## 8.2. ABBILDUNGSVERZEICHNIS

Abbildung 1: Detaillierte geologische Karte von Meli (Ezana Mining Development PLC, 2008) .....	5
Abbildung 2: Eingangspröbe des äthiopischen Golderzes .....	7
Abbildung 3: Darstellung der Korngrößenverteilung der Eingangspröbe im GGS-Netz - trockene Siebung .....	8
Abbildung 4: Gegenüberstellung Trocken- und Nasssiebung der Korngrößenklasse 10 / 6,3mm .....	8
Abbildung 5: Darstellung der Korngrößenverteilung des Kornanteils >6,3mm nach Waschsiebung und Siebanalyse des Haftkorns im GGS-Netz .....	9
Abbildung 6: Darstellung der Korngrößenverteilung der Eingangspröbe im GGS-Netz .....	10
Abbildung 7: Stammbaum der optimierten Zerkleinerungskette für die Laboruntersuchungen .....	13
Abbildung 8: Darstellung der Korngrößenverteilung des Brechprodukts im GGS-Netz .....	14
Abbildung 9: Darstellung der Korngrößenverteilung des vorabgesiebten Feingutes im GGS-Netz .....	15
Abbildung 10: Darstellung der Korngrößenverteilungen des Aufgabeguts und Produkts der Stabmühle im GGS-Netz .....	17
Abbildung 11: Darstellung der Entwicklung des Durchganges bei 0,071mm und der spezifischen Oberfläche des Kugelmühlennahlprodukts bei sukzessiven Energieeintrag .....	20
Abbildung 12: Darstellung der Korngrößenverteilung des Kugelmühlenprodukts nach 800 Umdrehungen im GGS-Netz .....	21
Abbildung 13: Darstellung zur Kalibrierung der Drehmomentenmesswelle der Kugelmühle .....	22
Abbildung 14: Rittingerdiagramm der Kugelmühlengerkleinerung .....	23
Abbildung 15: Zunahme der spez. Oberfläche des äthiopischen Golderzes bei zunehmenden Energieeintrag .....	24
Abbildung 16: Stammbaum der optimierten Zerkleinerungskette mit Korngrößenverteilungen an den essenziellen Punkten .....	25
Abbildung 17: Darstellung der Korngrößenverteilungen der optimierten Zerkleinerungskette im GGS-Netz .....	26
Abbildung 18: Zerkleinerungsstammbaum für eine industrielle Anlage für das gegebene Erz .....	27
Abbildung 19: Stammbaum der durchgeführten Merkmalsklassenanalyse .....	29
Abbildung 20: links: Scheidetrichter; rechts: Frantz-Isodynamic Scheider .....	31
Abbildung 21: Summenkurve der Frantz-Isodynamic Scheidung .....	32
Abbildung 22: Stammbaum Carpc-Trommelmagnetscheidung .....	33
Abbildung 23: Carpc-Trommelmagnetscheider MIH 13 111-5 .....	34
Abbildung 24: Summenkurve der Carpc-Trommelmagnetscheidung .....	35
Abbildung 25: Kennzeichnung der Probeentnahmestellen für die Analyseproben .....	37
Abbildung 26: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <2,7g/cm <sup>3</sup> .....	40
Abbildung 27: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <2,7g/cm <sup>3</sup> .....	40
Abbildung 28: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider .....	41
Abbildung 29: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider .....	41
Abbildung 30: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider .....	42
Abbildung 31: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider .....	42
Abbildung 32: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider .....	43

Abbildung 33: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider .....	43
Abbildung 34: RDA-Analysenbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider .....	44
Abbildung 35: Polarisationsbild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider .....	44
Abbildung 36: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <2,7g/cm <sup>3</sup> .....	47
Abbildung 37: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider.....	48
Abbildung 38: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider.....	49
Abbildung 39: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider.....	50
Abbildung 40: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider.....	51
Abbildung 41: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse <2,7g/cm <sup>3</sup> .....	52
Abbildung 42: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE <0,4A Frantz Isodynamikscheider.....	52
Abbildung 43: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE 0,4 / 0,8A Frantz Isodynamikscheider.....	52
Abbildung 44: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE 0,8 / 1,4A Frantz Isodynamikscheider.....	52
Abbildung 45: BSE-Bild – Kugelmühlenaufgabegut Kornklasse 0,1 / 0,2mm – Dichteklasse >2,7g/cm <sup>3</sup> – IE >1,4A Frantz Isodynamikscheider.....	52
Abbildung 46: Programmoberfläche des MATLAB Analysenskripts für Mikroskopiebilder .....	53
Abbildung 47: Versuche in Brixlegg links-oben: Scherbeneinwaage; rechts-oben: Muffelofen mit eingesetzten Scherben; links-unten: Bleikönig mit Schlacke; rechts-unten: Geblicktes Edelmetallkorn auf 500g Kupelle.....	59
Abbildung 48: Retsch Scheibenschwingmühle RS200 und Backenbrecher BB100 (Quelle: Web. URL < <a href="http://www.retsch.de/de/produkte/">http://www.retsch.de/de/produkte/</a> >, 13.04.2016) .....	61
Abbildung 49: SCF4 Smelting Furnace - Firma Carbolite-Gero .....	72
Abbildung 50: links-oben: Tiegel, rechts-oben: eingesetzte glühende Tiegel, links-unten: Gießform mit Bleikönig, rechts-unten: gereinigte Bleikönige .....	73
Abbildung 51: CF15 Cupellation Furnace – Firma Carbolite-Gero .....	75
Abbildung 52: links-oben: zu Würfel geschlagene Bleikönige, rechts-oben: glühende Kupellen, links-unten: Kupellen in Kupellationsofen, rechts-unten: abgetriebene Kupelle.....	77
Abbildung 53: Lösungsvorgang der Edelmetallkörner unter dem Abzug .....	80
Abbildung 54: iCE 3000 Series - ThermoFisher Scientific .....	81
Abbildung 55: Probandatenbank für die dokimastischen Analysenergebnisse im Programm Microsoft Access .....	88
Abbildung 56: Sedimentationsverlauf der jeweiligen Volumenkonzentrationen.....	91
Abbildung 57: Sedimentationsversuch im 100ml Messzylinder .....	92
Abbildung 58: Sedimentationsstromkurve des Kugelmühlenprodukts nach 800 Umdrehungen .....	95

### 8.3. TABELLENVERZEICHNIS

Tabelle 1: Rohdichten der verschiedenen Farbklassen der Korngrößenklassen 14 / 10; 10 / 6,3 und 6,3 / 2,0mm.....	11
--	----

Tabelle 2: Porositätswerte der verschiedenen Farbklassen der Korngrößenklasse 14 / 10mm.....	12
Tabelle 3: Stabmühlenmahlung: Produktmassen und spez. Feingutbildung zur Einstellung der Umdrehungszahl einer Umlaufenden Last von 100% .....	16
Tabelle 4: Berechnungstabelle für die Aufgabegutzusammensetzung der Kugelmühlenmahlung.....	18
Tabelle 5: Entwicklung des Durchganges bei 0,071mm und der spezifischen Oberfläche des Kugelmühlenmahlprodukts bei sukzessiven Energieeintrag.....	19
Tabelle 6: Aufzeichnungen zur Kugelmühlenzerkleinerung .....	22
Tabelle 7: Ergebnistabelle der Schwimm-Sink Analyse.....	30
Tabelle 8: Ergebnistabelle der Frantz-Isodynamic Scheidung.....	31
Tabelle 9: Ergebnistabelle der Carpco-Trommelmagnetscheidung .....	34
Tabelle 10: Plan der durchgeführten chemischen und mineralogischen Analysen .....	36
Tabelle 11: Aufbereitungstechnischer Mineralbestand des Aufgabeguts der Korngrößenklasse 0,1 / 0,2mm – Mengenanteile abgeschätzt über Flächenbeurteilung links: Minerale – rechts: Verbindungen .....	54
Tabelle 12: Auswertung der nasschemischen Goldbestimmung der Merkmalsklassenprodukte der Kornfraktion 0,1 / 0,2mm .....	55
Tabelle 13: Ermittelte RFA-Ergebnisse für das Kugelmühlenprodukt – links: Montanuniversität Leoben; rechts: Montanwerke Brixlegg .....	56
Tabelle 14: Ermittelte Erzzusammensetzung mittels RFA .....	69
Tabelle 15: Theoretische Zusammensetzung der Tiegelzuschlagstoffe .....	69
Tabelle 16: Verwendete Zusammensetzung der Tiegelzuschlagstoffe für das äthiopische Golderz ...	85
Tabelle 17: Dokimastische Analysenergebnisse der Carpco-Trommelmagnetscheidungsprodukte für die Korngrößenklassen 0,1 / 0,2 und 0,2 / 1,0mm des Stabmühlenprodukts des äthiopischen Golderzes .....	86
Tabelle 18: Dokimastische Analysenergebnisse der Carpco-Trommelmagnetscheidungsprodukte für die Korngrößenklasse 0,1 / 1,0mm des Stabmühlenprodukts des äthiopischen Golderzes.....	86
Tabelle 19: Fraktionelle Goldverteilung der Korngrößenklassen des Kugelmühlenprodukts des äthiopischen Golderzes .....	87
Tabelle 20: Berechnete Werte der Sedimentationsstromkurve des Kugelmühlenprodukts nach 800 Umdrehungen.....	94

## 8.4. FORMELVERZEICHNIS

Formel 1: Formel zur Berechnung der Porosität .....	11
Formel 2: Formel zur Berechnung des Mühlenenergieeintrags .....	17
Formel 3: Formel zur Berechnung des Workindex.....	17
Formel 4: Formel zur Berechnung der Aufgabemassenzusammensetzung .....	18
Formel 5: Formel zur Berechnung der Mühlenaufgabemasse.....	19
Formel 6: Formel zur Berechnung des spezifischen Energieeintrags.....	22
Formel 7: Formel zur Berechnung der Mühlenleistung .....	22
Formel 8: Formel zur Abschätzung der Mühlendimensionen.....	28
Formel 9: Formel zur Berechnung der einzelnen Massenanteile.....	54
Formel 10: Chemische Reaktion zur Bildung von Bleiglätte .....	74
Formel 11: Formel zur Berechnung eines Elementgehalts des Erzes .....	81
Formel 12: Formel zur Berechnung der Massenaufgabe.....	90
Formel 13: Formel zur Berechnung des Massenfluss.....	93
Formel 14: Formel zur Berechnung der Volumenkonzentration des Wassers .....	93
Formel 15: Formel zur Ermittlung der Klärgeschwindigkeit.....	93
Formel 16: Formel zur Ermittlung der minimalen Klärfläche .....	95

## 9. ANHANG

### I. MATLAB – PROGRAMMCODE

```

%initialize_image
C = imread('5.tif');
Im = im2double(C);
[r,c,p] = size(Im);

%clean_image
imClean = imfill(Im,'holes');
imClean = imfill(imClean);
imSel = imClean;
subplot(2,2,1);
imshow(imClean);
title('Originalbild');

for i=1:10
    %selection
    impixelinfo(gcf);

    %analyze_pixel
    [x,y] = ginput(1);
    g = squeeze(imClean(floor(y),floor(x),1));
    disp(['Farbe: ' num2str(g) ' Breite: ' num2str(y) ' Höhe: '
num2str(x)]);

    %accuracy_factor
    factor = 0.08;

    %BW_image_selection
    subplot(2,2,2);
    imBW = im2bw(imClean,g-factor);
    imBW(imClean(:,:,1)>g+factor) = 0;
    imshow(imBW);
    title('Auswahl');

    %area_calculation
    [L,num] = bwlabel(imBW);
    D = regionprops(L,'area');
    area = 0;
    for i=1:num
        area = area+D(i).Area;
    end
    imArea = c*r;
    perArea = round(area/imArea*100,1);
    disp(['Flächenanzahl: ' num2str(num) ' Gesamtfläche: ' num2str(area) '
Anteil: ' num2str(perArea)]);

    %selection_plot
    imSel(imBW==1) = 0;
    subplot(2,2,3);
    imshow(imSel);
    title('Endauswahl');
end

```

## II. RFA – ANALYSEBERICHT



MU-Leoben Lehrstuhl für Aufbereitung und Veredlung

Dr. Andreas Böhm

im Hause

Leoben, 08.04.2016

**Auftrags-Nr:** 1996

**Prüfbericht-LAB** 1996

**Proben - Nr:** 8585

**Erhalten am:** 09.03.2016

**Probenidentifikation:** Golderz Äthiopien Urprobe - L1(78)

**Beschreibung der Probe:** ca. 2 g rostbraunes Pulver

**Aufgabenstellung:** Bestimmung der Hauptelementzusammensetzung

**Probennahme:** Vom Auftraggeber übernommen

**Probenvorbereitung und Messung**

*Ergebnisse: Angaben in Massenprozent bzw. mg/kg*

**Gerät:**

RFA WDRFA Axios Panalytical

**Untersuchungen:**

**Details:**

Glühverlust

1000°C Platin

Lithiumtetraboratperle

1 + 8

Haupt- und Spurenelemente

RFA

**Programm:**

GeoWSU

Konzentration der Hauptelemente		Konzentration der Spurenelemente	
Na <sub>2</sub> O	0,03 g/100g	Sc	13 mg/kg
MgO	0,2 g/100g	V	257 mg/kg
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,82 g/100g	Cr	16 mg/kg
SiO <sub>2</sub>	46,8 g/100g	Co	<10 mg/kg
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,125 g/100g	Ni	<10 mg/kg
SO <sub>3</sub>	2,22 g/100g	Cu	1096 mg/kg
K <sub>2</sub> O	0,39 g/100g	Zn	178 mg/kg
CaO	0,22 g/100g	Ga	14 mg/kg
TiO <sub>2</sub>	0,43 g/100g	Rb	<10 mg/kg
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<0,01 g/100g	Sr	396 mg/kg
MnO	<0,01 g/100g	Y	<10 mg/kg
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	23,87 g/100g	Zr	52 mg/kg
GLV	16,17 g/100g	Nb	<10 mg/kg
Summe	94,3 g/100g	Ba	41431 mg/kg
		La	<10 mg/kg
		Ce	<30 mg/kg
		Pb	1078 mg/kg
		Th	<30 mg/kg

**Bemerkungen:**

Die Ergebnisse beziehen sich ausschließlich auf die übergebene Probe.

**Lehrstuhl Allgemeine und Analytische Chemie**  
**Department Allgemeine, Analytische und Physikalische Chemie**  
**Montanuniversität Leoben**

Franz-Josef-Straße 18, A-8700 Leoben,  
 Tel.: +43 3842 402-1201, Fax-DW: 1202,

SEITE 1 VON 6

14-3-2016 14:08:20

Seite 1

PANalytical

## Quantifizierung von Probe Golderz

R.M.S.: 0.011  
 Result status:  
 Summe vor Normalisierung: 92.4 %  
 Normalisiert auf: 100.0 %  
 Probentyp: Pressed powder  
 Einwaage (g): 4.000  
 Weight after pressing (g): 5.000  
 Korrektur angewendet für Medium: No  
 Korrektur anwenden für Film: No  
 Verw. Komponenten-Liste: Oxides  
 Ergebnis Datenbank: omnia 27  
 Ergebnis Datenbank in: c:\panalytical\superqluser\data

Analyte	Calibration status	Compound formula	Concentration	Unit	Calculation method	Status
Na	kalibriert	Na2O	0.090	%	Berechne	BgC,DC LoR
Mg	kalibriert	MgO	0.461	%	Berechne	BgC,DC
Al	kalibriert	Al2O3	9.022	%	Berechne	BgC,DC
Si	kalibriert	SiO2	44.745	%	Berechne	BgC,DC
P	kalibriert	P2O5	0.203	%	Berechne	BgC,DC LoR
S	kalibriert	SO3	2.100	%	Berechne	BgC,DC LoR
K	kalibriert	K2O	0.804	%	Berechne	BgC,DC
Ca	kalibriert	CaO	0.285	%	Berechne	BgC,DC
Ti	kalibriert	TiO2	0.608	%	Berechne	BgC,DC,LoR
Cr	kalibriert	Cr2O3	0.010	%	Berechne	BgC,DC
Mn	kalibriert	MnO	0.024	%	Berechne	BgC,DC
Fe	kalibriert	Fe2O3	35.724	%	Berechne	BgC,DC
Cu	kalibriert	CuO	0.215	%	Berechne	BgC,DC
Zn	kalibriert	ZnO	0.029	%	Berechne	BgC,DC
As	kalibriert	As2O3	0.185	%	Berechne	BgC,DC
Se	kalibriert	SeO2	0.002	%	Berechne	BgC,DC
Sr	kalibriert	SrO	0.046	%	Berechne	BgC,DC
Zr	kalibriert	ZrO2	0.014	%	Berechne	BgC,DC LoR
Mo	kalibriert	MoO3	0.009	%	Berechne	BgC,DC
Sb	kalibriert	Sb2O3	0.018	%	Berechne	BgC,DC
Ba	kalibriert	BaO	5.199	%	Berechne	BgC,DC
Pb	kalibriert	PbO	0.188	%	Berechne	BgC,DC
Bi	kalibriert	Bi2O3	0.006	%	Berechne	BgC,DC
Cl	kalibriert	Cl	0.015	%	Berechne	BgC,DC



**METHOD DESCRIPTIONS AND COMMENTS**

Order ID 124421  
Date of issue 01.04.2016 10:57:45

THE RESULTS ARE VALID ONLY FOR THE SAMPLES TESTED  
THE REPORT MAY ONLY BE QUOTED IN FULL

THE RESULTS HAVE BEEN PRODUCED DURING: 27.03.2016 - 01.04.2016.

ONLY RESULTS WITH A + MARK IN FRONT OF THE METHOD CODE  
ARE COVERED BY THE SCOPE OF ACCREDITATION

- 704 Lead fire assay preconcentration, 25g subsample  
Sample L4 subsample was only 5 grams, because of high carbon content
- 901 Reception fee for a batch of samples
- 903 Disposal fee of laboratory waste
- + 704P Determination of Au, Pd, Pt with ICP-OES-technique

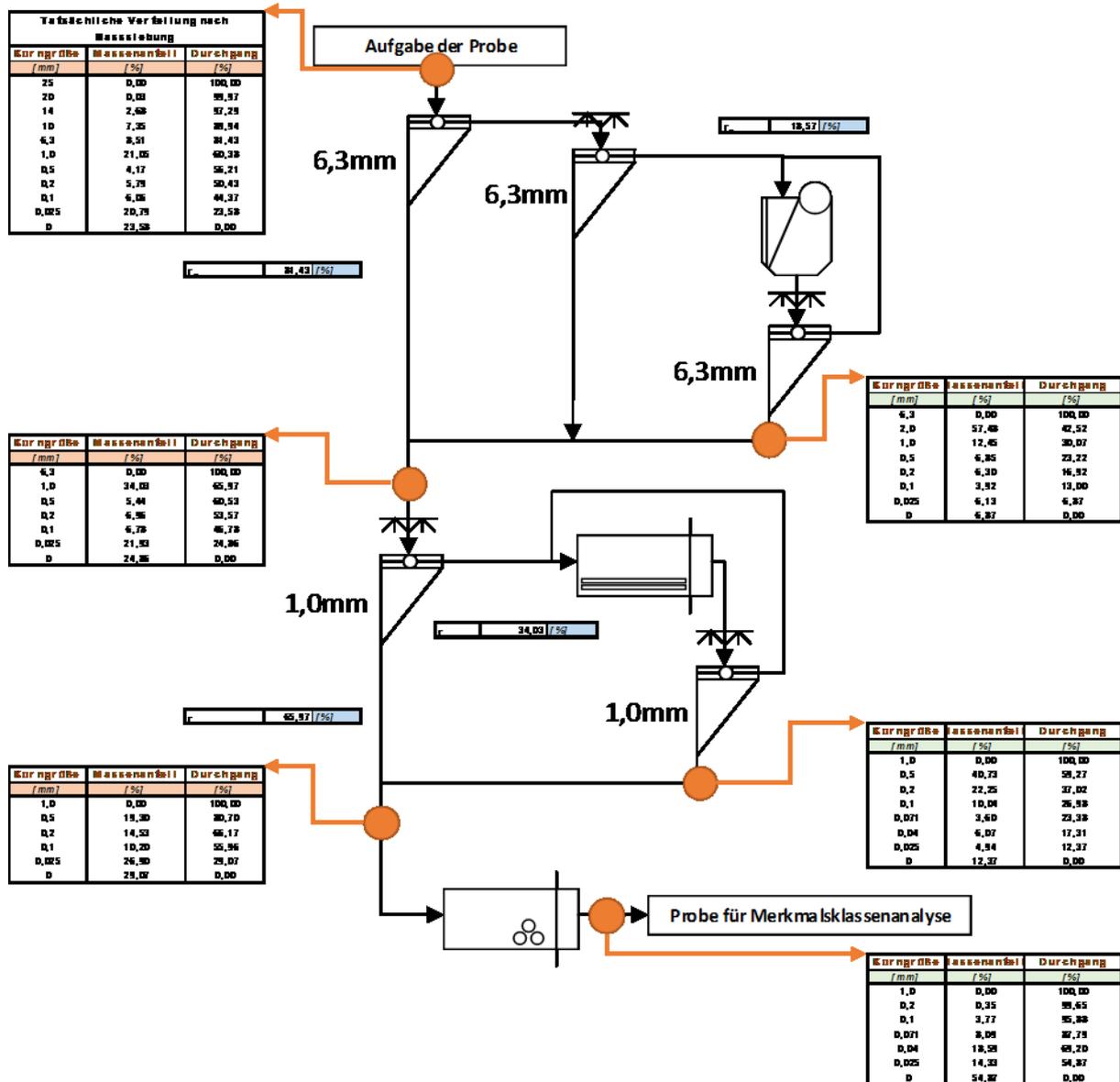
**RESULTS**

Laboratory Sample ID	Customer Sample ID	Au µg/kg + 704P
L16019270	L1	4900
L16019271	L2	374
L16019272	L3	375
L16019273	L4	209000
L16019274	L5	303
L16019275	L6	4520
L16019276	L7	5630
L16019276U	L7	6770
L16019277	L8	5020
L16019278	L9	4590
L16019279	L10	2600
L16019280	L11	3600
L16019281	L12	864
L16019282	L13	574

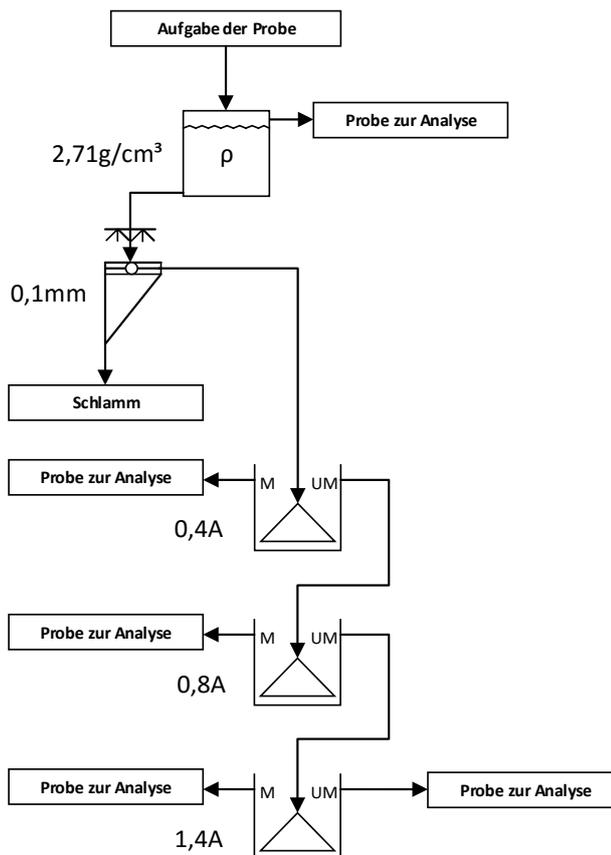
## IV. BERECHNUNGEN

### A. STAMMBÄUME

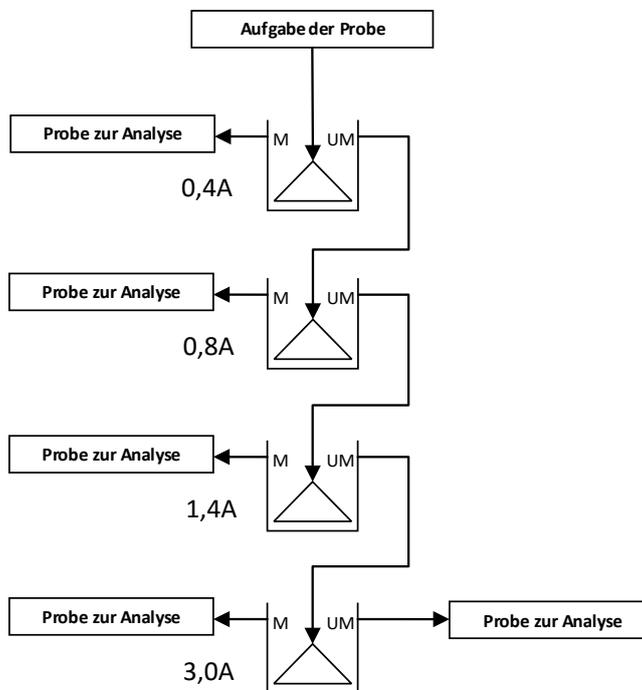
#### Optimierte Zerkleinerungskette:



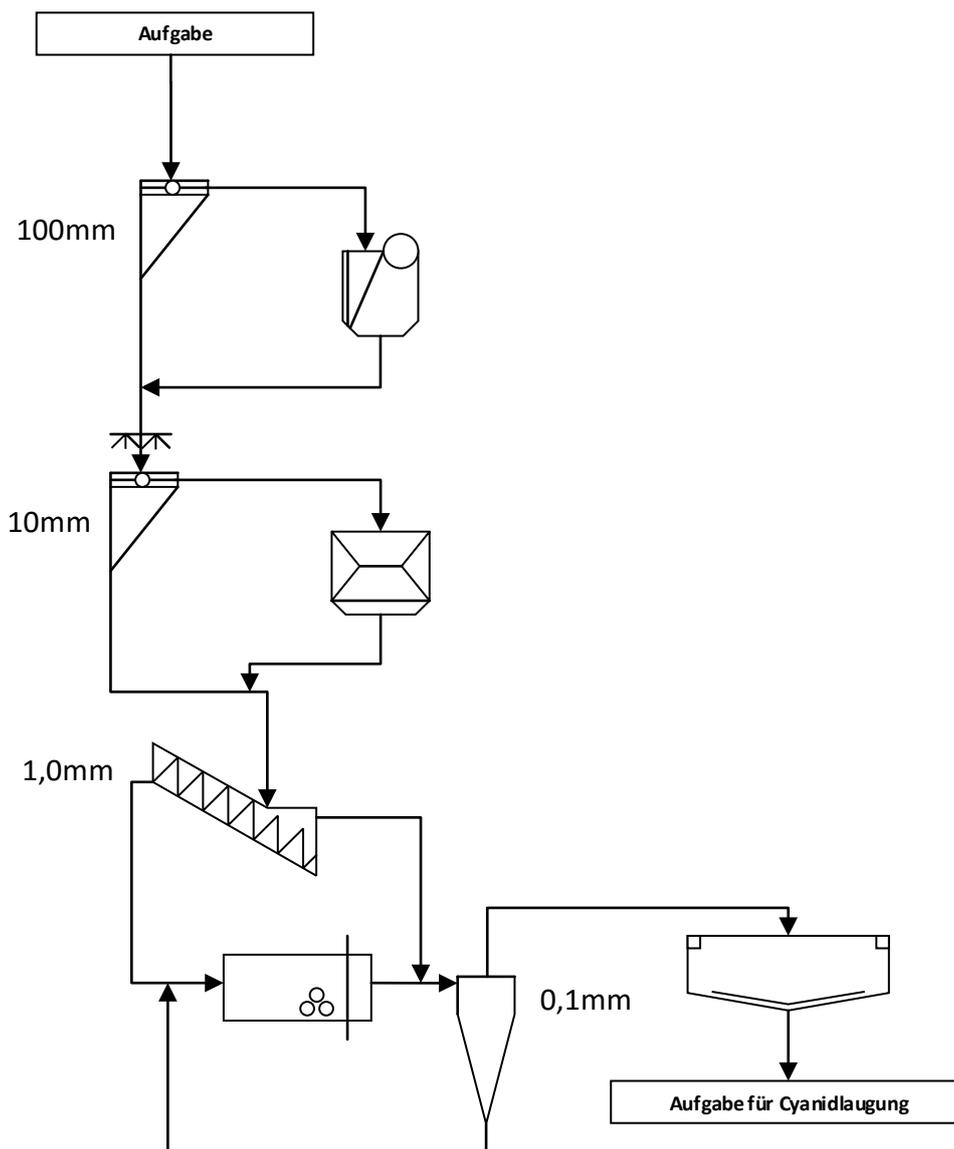
**Schwimm-Sink Analyse & Frantzseidung:**



**Magnettrommelscheidung:**

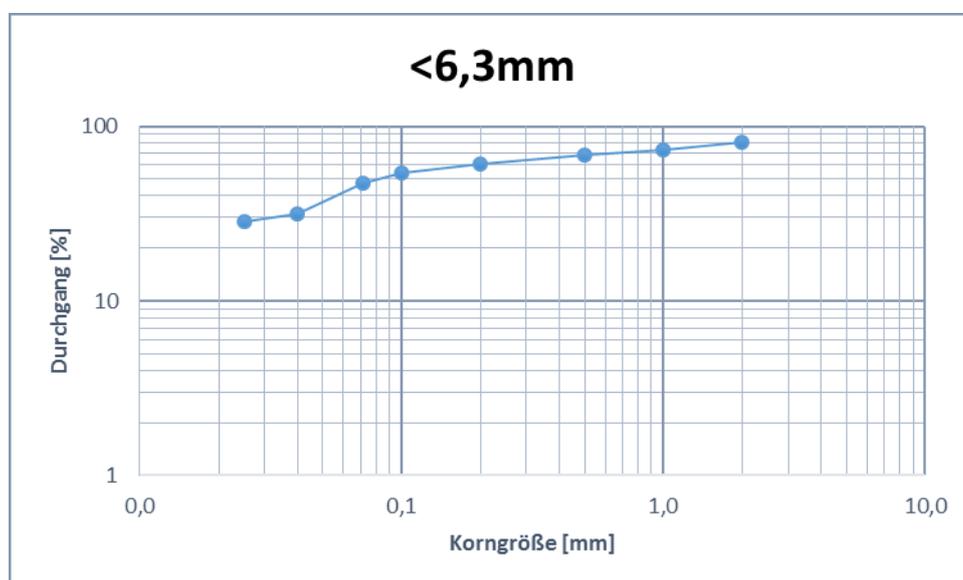


**Zerkleinerungsstammbaum für eine industrielle Anlage:**



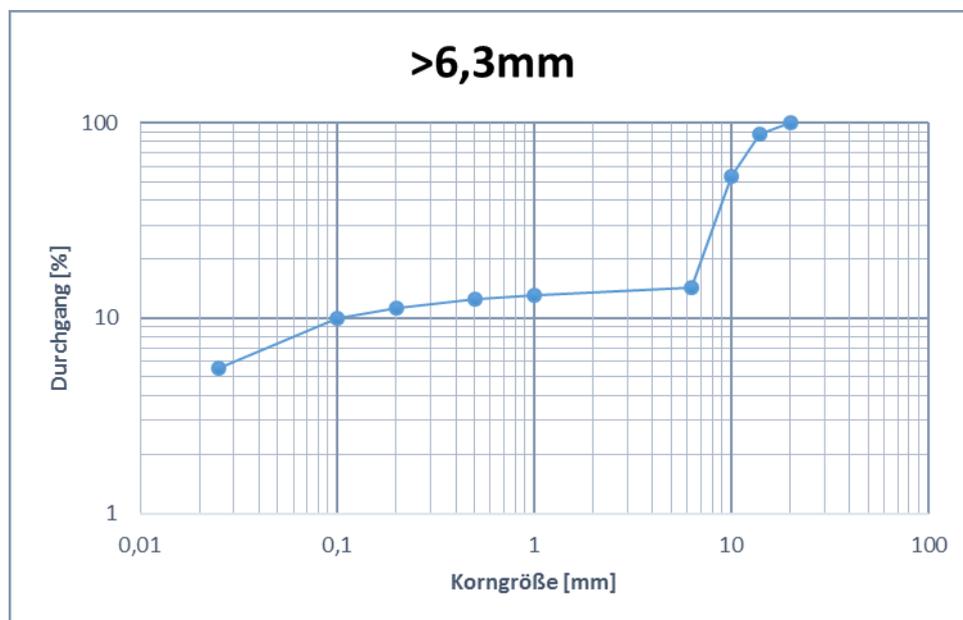
## B. KORNGRÖßENVERTEILUNG AUFGABEGUT

<b>Korngrößenverteilung &lt;6,3 mm</b>				
<b>Korngröße</b>	<b>Rückstand</b>	<b>Rückstand kum.</b>	<b>Massenanteil</b>	<b>Durchgang</b>
<b>[mm]</b>	<b>[g]</b>	<b>[g]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>
2,0	1302,50	1302,50	18,60	81,40
1,0	557,44	1859,94	7,96	73,44
0,5	359,91	2219,85	5,14	68,30
0,2	494,90	2714,75	7,07	61,23
0,1	514,74	3229,49	7,35	53,88
0,071	461,92	3691,41	6,60	47,28
0,04	1120,23	4811,64	16,00	31,28
0,025	189,36	5001,00	2,70	28,58
0	2001,00	7002,00	28,58	0,00



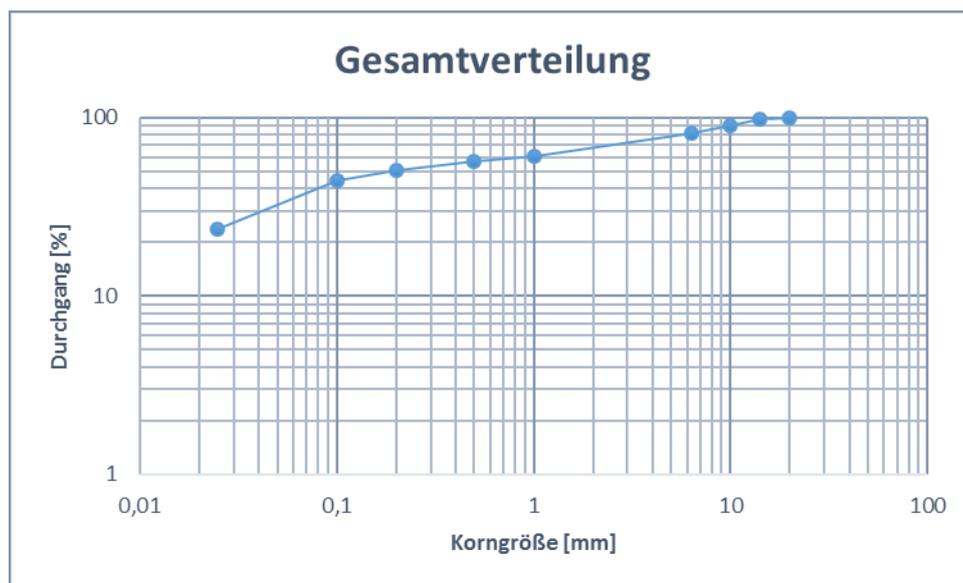
<b>Korngrößenverteilung &gt;6,3 mm nicht entschlämmt</b>				
<b>Korngröße</b>	<b>Rückstand</b>	<b>Rückstand kum.</b>	<b>Massenanteil</b>	<b>Durchgang</b>
<b>[mm]</b>	<b>[g]</b>	<b>[g]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>
20	11,76	11,76	0,03	99,97
14	1047,50	1059,26	2,79	97,18
10	3004,50	4063,76	8,00	89,18
6,3	4137,50	8201,26	11,02	78,16
0	29346,00	37547,26	78,16	0,00

<b>Korngrößenverteilung &gt;6,3 mm entschlämmt</b>				
<b>Korngröße</b>	<b>Rückstand</b>	<b>Rückstand kum.</b>	<b>Massenanteil</b>	<b>Durchgang</b>
<b>[mm]</b>	<b>[g]</b>	<b>[g]</b>	<b>[%]</b>	<b>[%]</b>
20	11,13	11,13	0,14	99,86
14	980,50	991,63	12,36	87,50
10	2692,50	3684,13	33,95	53,55
6,3	3116,00	6800,13	39,29	14,26
1,0	86,16	6886,29	1,09	13,17
0,5	52,93	6939,22	0,67	12,50
0,2	91,63	7030,85	1,16	11,35
0,1	108,47	7139,32	1,37	9,98
0,025	353,90	7493,22	4,46	5,52
0	437,47	7930,69	5,52	0,00



Teilmenge entnommen <6,3 mm		
m	7162,50	[g]
TM	24,41	[%]

Korngrößenverteilung gesamt					
Korngröße	<6,3 mm	>6,3 mm	Summe	Massenanteil	Durchgang
[mm]	[g]	[g]	[g]	[%]	[%]
20	0,00	2,72	2,72	0,03	99,97
14	0,00	239,31	239,31	2,68	97,29
10	0,00	657,16	657,16	7,35	89,94
6,3	0,00	760,52	760,52	8,51	81,43
1,0	1859,94	21,03	1880,97	21,05	60,38
0,5	359,91	12,92	372,83	4,17	56,21
0,2	494,90	22,36	517,26	5,79	50,43
0,1	514,74	26,47	541,21	6,06	44,37
0,025	1771,51	86,38	1857,89	20,79	23,58
0	2001,00	106,77	2107,77	23,58	0,00
<b>Summe</b>	7002,00	1935,65	8937,65		



## C. ERMITTELTE DICHTEN

## Aufgabe - 14/10 mm

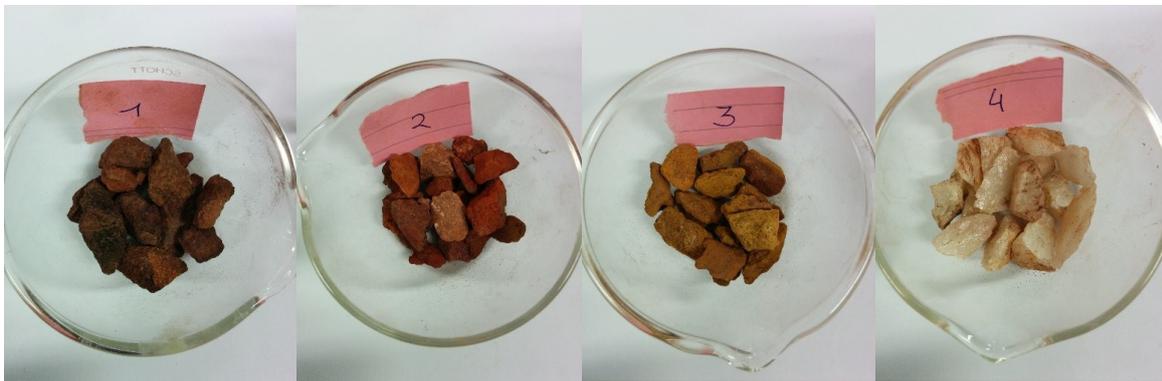
Reindichte						
Nummer	Masse	Volumen	Mittelwert Volumen	Standard Abweichung	Temperatur	Mittlere Dichte
[*]	[g]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[°C]	[g/cm <sup>3</sup> ]
1	24,00	7,1015 7,1210 7,1166	7,1130	0,0102	26,7	<b>3,37</b>
2	13,13	4,6945 4,7011 4,7027	4,6994	0,0043	26,8	<b>2,79</b>
3	21,31	5,7121 5,7181 5,7190	5,7164	0,0038	26,8	<b>3,73</b>
4	30,10	11,3997 11,4047 11,4076	11,4040	0,0040	26,7	<b>2,64</b>



Rohdichte					
Nummer	Masse	Volumen	Standard Abweichung	Dichte	Porosität
[*]	[g]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[%]
1	8,37	4,4414	0,0048	1,8845	<b>44,15</b>
2	3,98	2,4665	0,0112	1,6136	<b>42,25</b>
3	6,08	3,0806	0,0084	1,9736	<b>47,06</b>
4	8,93	3,5267	0,0095	2,5321	<b>4,07</b>

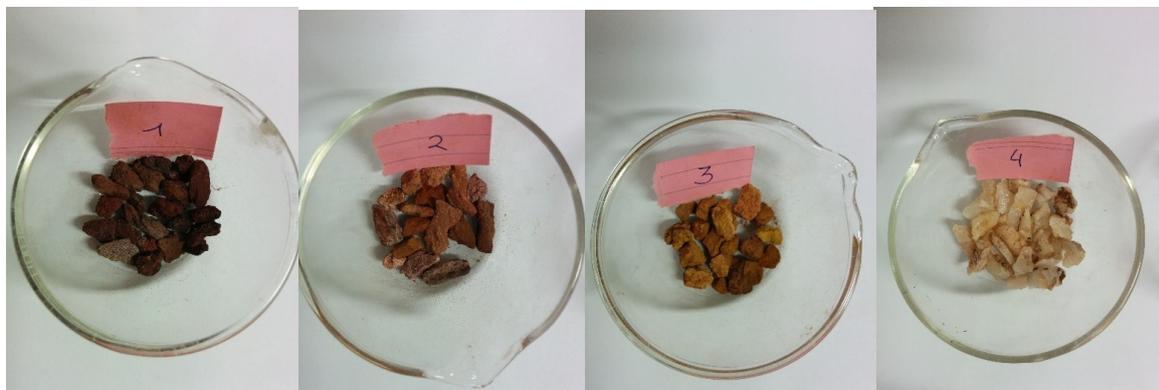
## Aufgabe - 10/6,3 mm

Reindichte						
Nummer	Masse	Volumen	Mittelwert Volumen	Standard Abweichung	Temperatur	Mittlere Dichte
[*]	[g]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[°C]	[g/cm <sup>3</sup> ]
1	13,41	3,5327 3,5323 3,5342	3,5331	0,0010	26,4	<b>3,80</b>
2	7,91	2,4182 2,4275 2,4258	2,4238	0,0050	26,4	<b>3,26</b>
3	11,01	2,7754 2,7774 2,7804	2,7777	0,0025	26,5	<b>3,96</b>
4	14,21	5,3923 5,3944 5,3913	5,3927	0,0016	26,5	<b>2,64</b>



## Aufgabe - 6,3/2,0 mm

Reindichte						
Nummer	Masse	Volumen	Mittelwert Volumen	Standard Abweichung	Temperatur	Mittlere Dichte
[*]	[g]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[°C]	[g/cm <sup>3</sup> ]
1	4,46	1,3128 1,3137 1,3189	1,3151	0,0033	26,2	<b>3,39</b>
2	3,96	1,3301 1,3315 1,3300	1,3305	0,0008	26,1	<b>2,98</b>
3	4,03	1,0951 1,0992 1,0994	1,0979	0,0024	26,4	<b>3,67</b>
4	6,51	2,4590 2,4597 2,4589	2,4592	0,0004	26,0	<b>2,65</b>



## Stabmühlenaufgabe

Reindichte						
Bezeichnung	Masse	Volumen	Mittelwert Volumen	Standard Abweichung	Temperatur	Mittlere Dichte
[*]	[g]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[cm <sup>3</sup> ]	[°C]	[g/cm <sup>3</sup> ]
<6,3 2,0/6,5	7,61	2,3025 2,3054 2,3053	2,3044	0,0016	26,8	<b>3,30</b>
<6,3 1,0/2,0	8,05	2,4859 2,4843 2,4832	2,4845	0,0014	26,8	<b>3,24</b>
<6,3 0,5/1,0	9,49	2,3735 2,3778 2,3801	2,3771	0,0034	27,6	<b>3,99</b>
<6,3 0,2/0,5	9,39	2,7534 2,7556 2,7564	2,7551	0,0016	27,6	<b>3,41</b>
<6,3 0,1/0,2	8,92	2,6207 2,6216 2,6240	2,6221	0,0017	27,5	<b>3,40</b>
<6,3 0,071/0,1	8,16	2,6210 2,6209 2,6226	2,6215	0,0010	27,4	<b>3,11</b>
<6,3 0,04/0,071	8,22	2,8333 2,8388 2,8394	2,8372	0,0034	27,4	<b>2,90</b>
<6,3 0,025/0,04	6,95	2,3844 2,3855 2,3881	2,3860	0,0019	27,7	<b>2,91</b>
<6,3 <0,025	5,33	1,7008 1,7097 1,7107	1,7071	0,0055	27,6	<b>3,12</b>
Brechprodukt 2,0/6,3	8,52	2,7613 2,7620 2,7628	2,7620	0,0008	26,7	<b>3,08</b>
Brechprodukt 1,0/2,0	8,48	2,6830 2,6815 2,6825	2,6823	0,0008	26,7	<b>3,16</b>
Brechprodukt 0,5/1,0	5,80	1,8249 1,8259 1,8298	1,8269	0,0026	27,3	<b>3,17</b>
Brechprodukt 0,2/0,5	5,53	1,6793 1,6801 1,6829	1,6808	0,0019	27,3	<b>3,29</b>
Brechprodukt 0,1/0,2	5,91	1,7700 1,7721 1,7717	1,7713	0,0011	27,2	<b>3,34</b>
Brechprodukt 0,025/0,1	7,63	2,4087 2,4125 2,4123	2,4112	0,0021	27,2	<b>3,16</b>
Brechprodukt <0,025	4,78	1,4363 1,4367 1,4355	1,4362	0,0006	27,3	<b>3,33</b>

## Stabmühlenprodukt

Reindichte						
Stabmühlenprodukt 0,5/1,0	7,12	2,3227 2,3244 2,3250	2,3240	0,0012	27,5	<b>3,06</b>
Stabmühlenprodukt 0,2/0,5	5,90	1,8796 1,8834 1,8839	1,8823	0,0024	27,5	<b>3,13</b>
Stabmühlenprodukt 0,1/0,2	6,40	2,0002 2,0022 2,0023	2,0016	0,0012	27,5	<b>3,20</b>
Stabmühlenprodukt 0,071/0,1	5,57	1,7558 1,7597 1,7592	1,7582	0,0021	27,5	<b>3,17</b>
Stabmühlenprodukt 0,04/0,071	5,63	1,8237 1,8261 1,8283	1,8260	0,0023	27,4	<b>3,08</b>
Stabmühlenprodukt 0,025/0,04	5,64	1,8389 1,8400 1,8407	1,8399	0,0009	27,6	<b>3,07</b>
Stabmühlenprodukt <0,025	4,21	1,2109 1,2125 1,2155	1,2130	0,0023	27,4	<b>3,47</b>

## Schwimm-Sink Analyse

Reindichte						
SG 0,2/0,5	6,30	1,7606 1,7577 1,7519	1,7567	0,0044	27,6	<b>3,59</b>
LG 0,2/0,5	5,15	1,8989 1,9028 1,9050	1,9022	0,0031	27,6	<b>2,71</b>
SG 0,1/0,2	6,03	1,5502 1,5511 1,5529	1,5514	0,0014	27,6	<b>3,89</b>
LG 0,1/0,2	4,79	1,7732 1,7741 1,7740	1,7738	0,0005	27,6	<b>2,70</b>

## Kugelmühlenmahlprodukt

Reindichte						
Kugelmühlenprodukt 50U	4,42	1,3829 1,3861 1,3907	1,3866	0,0039	26,1	<b>3,19</b>
Kugelmühlenprodukt 100U	4,13	1,3077 1,3109 1,3130	1,3105	0,0027	26,1	<b>3,15</b>
Kugelmühlenprodukt 800U	5,21	1,6553 1,6595 1,6627	1,6592	0,0037	26,9	<b>3,14</b>

Schüttdichte Brechaufgabe							
Nummer	Masse	Volumen lose	Volumen gerüttelt	Dichte lose	Dichte gerüttelt	Mittlere Dichte lose	Mittlere Dichte gerüttelt
[*]	[g]	[ml]	[cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]
1	692,31	700	540	0,99	1,28		
2	774,93	760	590	1,02	1,31	1,01	1,30
3	822,07	800	630	1,03	1,30		

Schüttdichte Brechprodukt							
Nummer	Masse	Volumen lose	Volumen gerüttelt	Dichte lose	Dichte gerüttelt	Mittlere Dichte lose	Mittlere Dichte gerüttelt
[*]	[g]	[ml]	[cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]
1	683,19	480	400	1,42	1,71		
2	865,14	605	480	1,43	1,80	1,41	1,75
3	790,91	580	455	1,36	1,74		

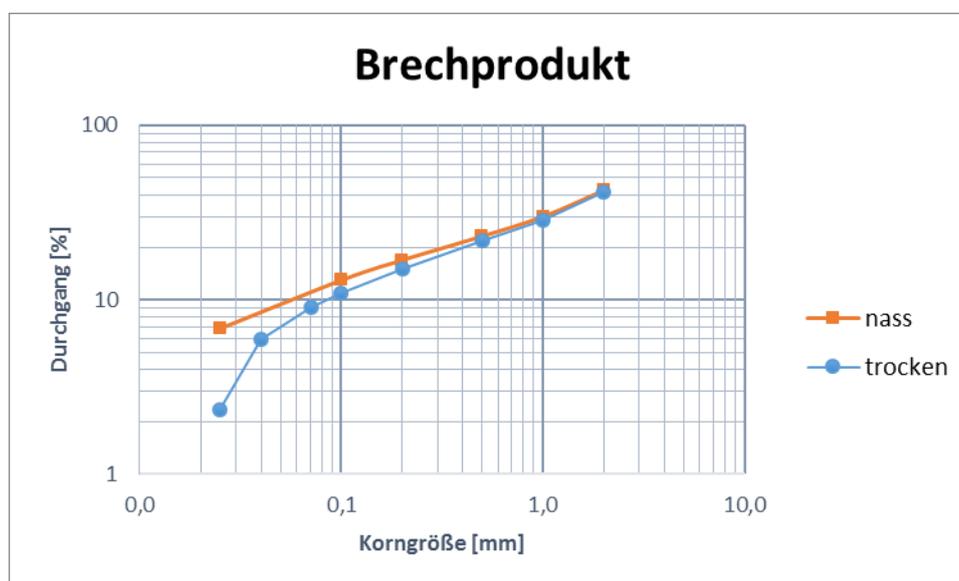
Schüttdichte Stabmühlenaufgabe							
Nummer	Masse	Volumen lose	Volumen gerüttelt	Dichte lose	Dichte gerüttelt	Mittlere Dichte lose	Mittlere Dichte gerüttelt
[*]	[g]	[ml]	[cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]
1	507,07	450	370	1,13	1,37		
2	606,60	520	430	1,17	1,41	1,16	1,39
3	626,58	530	450	1,18	1,39		

Schüttdichte Kugelmühlenaufgabe - Gesamtmaterial							
Nummer	Masse	Volumen lose	Volumen gerüttelt	Dichte lose	Dichte gerüttelt	Mittlere Dichte lose	Mittlere Dichte gerüttelt
[*]	[g]	[ml]	[cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]
1	513,00	400	320	1,28	1,60		
2	688,00	500	420	1,38	1,64	1,35	1,64
3	750,50	545	450	1,38	1,67		

## D. BRECHER

Korngrößenverteilung Brechprodukt - trocken				
Korngröße	Rückstand	Rückstand kum.	Massenanteil	Durchgang
[mm]	[g]	[g]	[%]	[%]
2,0	931,96	931,96	58,34	41,66
1,0	206,48	1138,44	12,93	28,73
0,5	111,54	1249,98	6,98	21,75
0,2	106,57	1356,55	6,67	15,08
0,1	65,61	1422,16	4,11	10,97
0,071	30,37	1452,53	1,90	9,07
0,04	49,46	1501,99	3,10	5,98
0,025	57,80	1559,79	3,62	2,36
0	37,65	1597,44	2,36	0,00

Korngrößenverteilung Brechprodukt - nass				
Korngröße	Rückstand	Rückstand kum.	Massenanteil	Durchgang
[mm]	[g]	[g]	[%]	[%]
2,0	951,00	951,00	57,48	42,52
1,0	205,94	1156,94	12,45	30,07
0,5	113,32	1270,26	6,85	23,22
0,2	104,27	1374,53	6,30	16,92
0,1	64,87	1439,40	3,92	13,00
0,025	101,44	1540,84	6,13	6,87
0	113,63	1654,47	6,87	0,00



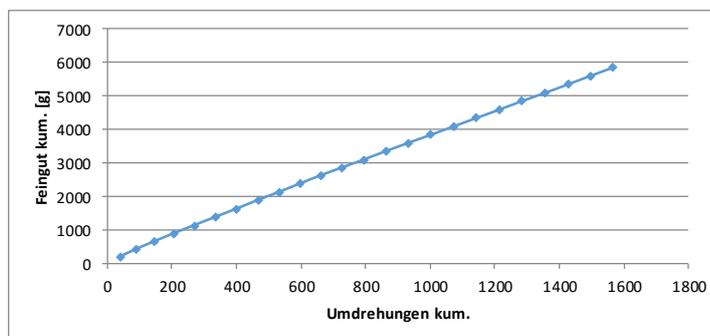
$k_{80,A}$	13000,00	[mm]
$k_{80,P}$	4500,00	[mm]
$\Delta e$	0,29	[kWh/t]

## E. STABMÜHLE

Stabmühlen-OZK	
Prüfsieb	1000 [ $\mu\text{m}$ ]
Aufgabemasse	500 [g]
Feingut unter Prüfsieb	0,00 [%]
Mühlentyp	Stabmühle [°]
Konstante	0,500 [°]

Nr.	Aufgabe	Umdrehungen		Grobgut	Feingut		Umlaufende Last	Spez. Feingutbildung	Aufgabe für nächsten Zyklus	Umdrehungen für nächsten Zyklus
		$\Delta$	$\Sigma$		$\Delta$	$\Sigma$				
		[g]	[U]		[U]	[g]				
1	500,00	100	100	183,1	314,7	314,7		3,15	316,9	79
2	500,00	79	179	244,9	255,0	569,7	57,8	3,21	255,1	78
3	500,00	77	256	257,9	241,6	811,3	96,0	3,14	242,1	80
4	500,00	80	336	252,6	247,0	1058,3	106,6	3,10	247,4	81
5	500,00	81	417	261,3	238,1	1296,5	102,1	2,95	238,7	85
6	500,00	85	501	250,0	249,4	1545,8	109,4	2,95	250,0	85
7	500,00	85	586	252,1	247,3	1793,1	100,0	2,91	247,9	86
8	500,00	86	672	247,8	252,3	2045,4	101,7	2,94	252,3	85
9	500,00	85	757	242,1	257,5	2302,9	98,2	3,03	257,9	83
10	500,00	83	840	232,7	267,0	2570,0	93,9	3,24	267,3	77
11	472,00	85	925	145,0	326,9	2896,8	97,2	3,85	355,0	65
	500,00						40,8			

$c_p$	1,1	[°]
g	9,81	[m/s <sup>2</sup> ]
D	0,154	[m]
$M_K$	7,0455	[kg]
U	840	[U]
F	2570,0	[g]
$\Delta e$	3,83	[J/g]
	1,06	[kWh/t]



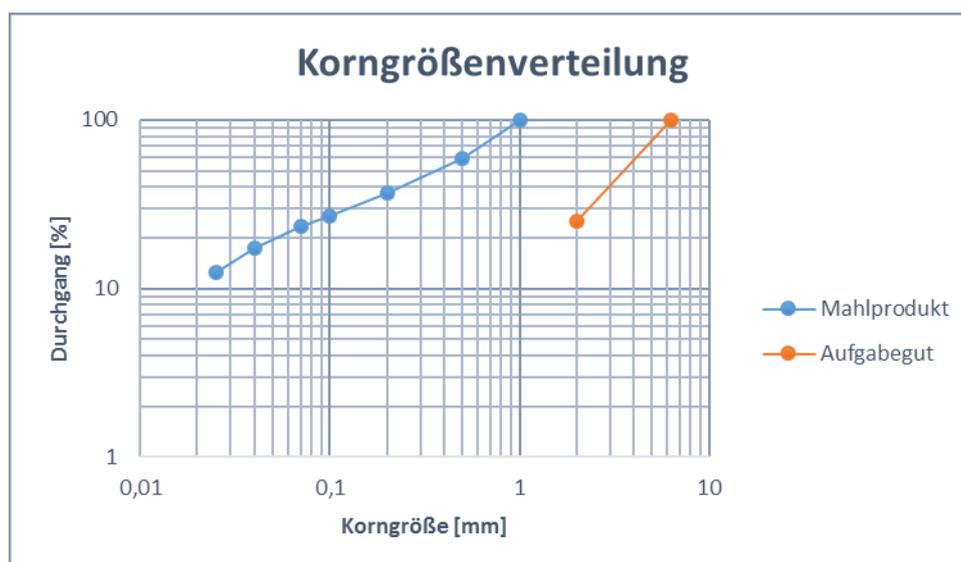
Korngrößenverteilung Aufgabegut entschlämmt				
Korngröße	Rückstand	Rückstand kum.	Durchgang	Dichte
[mm]	[g]	[g]	[%]	[g/cm <sup>3</sup> ]
2	1302,50	1302,5	29,97	3,30
1	557,44	1859,94	0,00	3,24

Korngrößenverteilung Brechprodukt entschlämmt				
Korngröße	Rückstand	Rückstand kum.	Durchgang	Dichte
[mm]	[g]	[g]	[%]	[g/cm <sup>3</sup> ]
2	951,00	951	17,80	3,08
1	205,94	1156,94	0,00	3,16

Korngrößenverteilung Brechprodukt			
Korngröße	Rückstand	Rückstand kum.	Durchgang
[mm]	[g]	[g]	[%]
1	21,03	21,03	0,00

Aufgabegut Stabmühle						
Korngröße	Aufgabegut	Brechprodukt	Summe	Massenproz. Aufgabe	Durchgang	Dichte
[mm]	[g]	[g]	[g]	[%]	[%]	[g/cm <sup>3</sup> ]
2	1302,50	951,00	2253,50	57,80	25,30	3,21
1	557,44	205,94	3016,88	73,02	0,00	3,22
<b>Summe</b>	1859,94	1156,94	3016,88			

Korngrößenverteilung Mahlprodukt				
Korngröße	Rückstand	Rückstand kum.	Massenanteil	Durchgang
[mm]	[g]	[g]	[%]	[%]
1				100,00
0,5	315,54	315,54	40,73	59,27
0,2	172,41	487,95	22,25	37,02
0,1	77,81	565,76	10,04	26,98
0,071	27,87	593,63	3,60	23,38
0,04	47,01	640,64	6,07	17,31
0,025	38,30	678,94	4,94	12,37
0	95,82	774,76	12,37	0,00

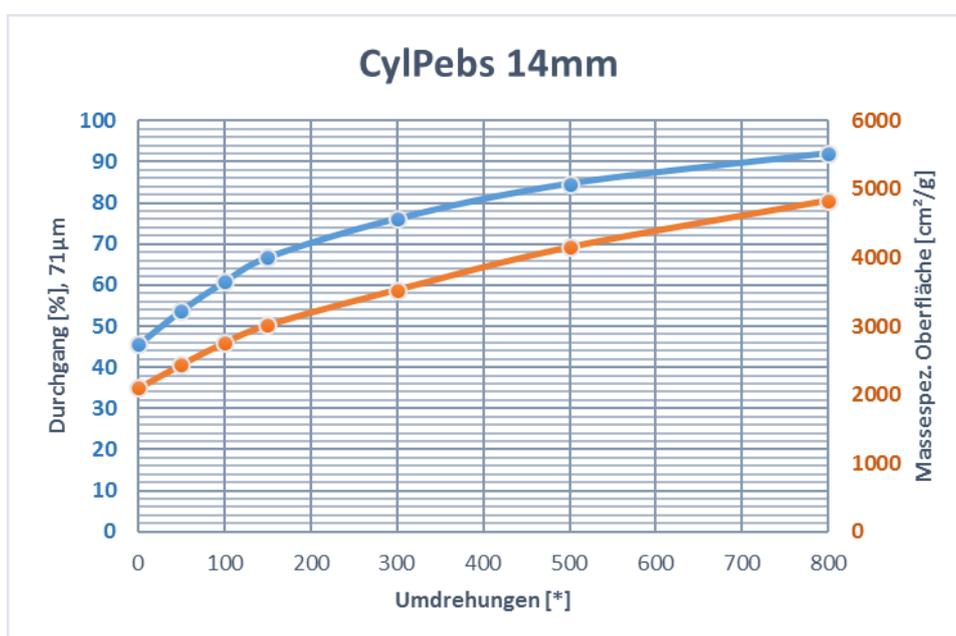


<b>k<sub>80,A</sub></b>	5100,00	[mm]
<b>k<sub>80,P</sub></b>	740,00	[mm]
<b>W<sub>i</sub></b>	4,67	[kWh/t]

## F. KUGELMÜHLE

$m_{\text{Aufgabe}}$	773,99 [g]
$m_{\text{Mahlkörper}}$	8139,00 [g]

U	R [71 $\mu\text{m}$ ]	R [71 $\mu\text{m}$ ]	D [71 $\mu\text{m}$ ]
[*]	[g]	[%]	[%]
0			45,56
50	4,61	46,10	53,90
100	3,91	39,10	60,90
150	3,32	33,20	66,80
300	2,38	23,80	76,20
500	1,53	15,30	84,70
800	0,79	7,90	92,10

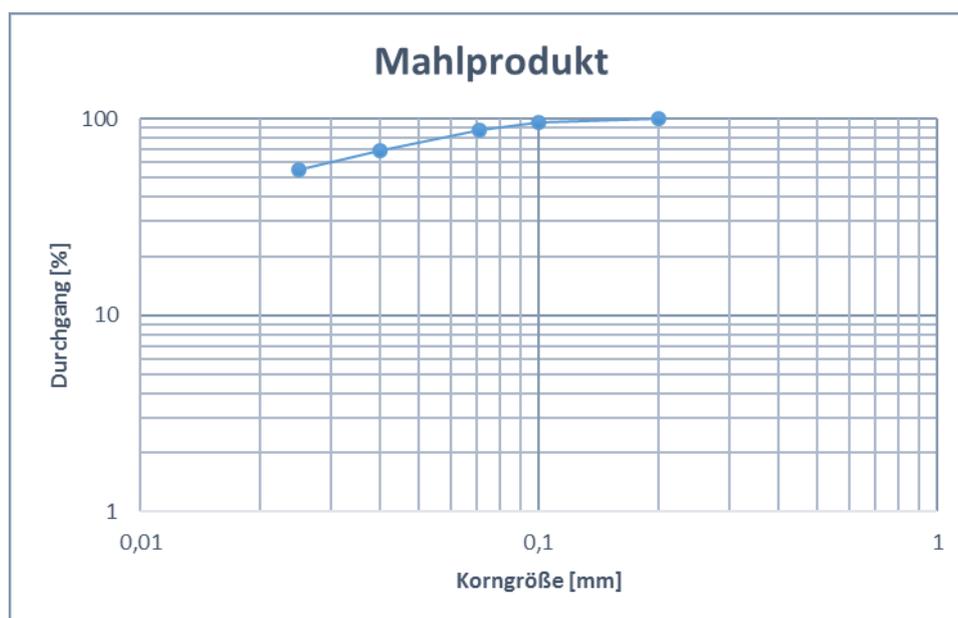


U	D [71 $\mu\text{m}$ ]	$A_{\text{vol}}$	$A_{\text{masse}}$
[*]	[%]	[cm <sup>-1</sup> ]	[cm <sup>2</sup> /g]
0	45,56		
50	53,90	7801,44	2445,59
100	60,90	8706,64	2764,01
150	66,80	9485,20	3020,76
300	76,20	11091,67	3532,38
500	84,70	13037,51	4152,07
800	92,10	15170,20	4831,27

Spez. Oberfläche (BLAINE-Gerät 374/68 und Meßzelle Nr. 374.)							
		50	100	150	300	500	800
Umdrehungen							
Eingabe	Kömerdichte	3,19	3,15	3,14	3,14	3,14	3,14
	Schüttgutmasse	2,82	2,56	2,55	2,55	2,55	2,55
Messwerte	Abstand zwischen den Endflächen von Verdichtungskolben und Meßzelle	7,69	7,69	7,69	7,69	7,69	7,69
	Falldauer der U-Rohr Flüssigkeit zwischen den Meßmarken 70/15mm über der Nullmarke	61,12	48,53	57	78,54	107,78	146,01
		60,98	49,29	58,15	78,86	108,48	146,8
		60,81	48,84	57,91	78,51	108,92	146,75
	Mittelwert	60,97	48,89	57,69	78,64	108,39	146,52
	Lufttemperatur	25,7	25,7	25,7	25,7	25,7	25,7
	Viskosität der Luft	18,36	18,36	18,36	18,36	18,36	18,36
Rechenwerte	Gesamtwiderstand	1,006E+09	8,066E+08	9,518E+08	1,297E+09	1,788E+09	2,417E+09
	Durchflußwiderstand der Probe	9,949E+08	7,956E+08	9,408E+08	1,286E+09	1,777E+09	2,406E+09
	Querschnittsfläche des Schüttgutkörpers	1,242	1,242	1,242	1,242	1,242	1,242
	Höhe des Schüttgutkörpers	1,310	1,310	1,310	1,310	1,310	1,310
	Spez. Durchflußwiderstand	9,433E+08	7,543E+08	8,919E+08	1,220E+09	1,685E+09	2,282E+09
	Kömerolumenbruch	0,543	0,500	0,499	0,499	0,499	0,499
	KOZENY-Koeffizient	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000
	<b>Volumenspezifische Oberfläche</b>	<b>7801,436</b>	<b>8706,641</b>	<b>9485,201</b>	<b>11091,665</b>	<b>13037,509</b>	<b>15170,197</b>
	<b>Massespezifische Oberfläche</b>	<b>2445,591</b>	<b>2764,013</b>	<b>3020,765</b>	<b>3532,377</b>	<b>4152,073</b>	<b>4831,273</b>

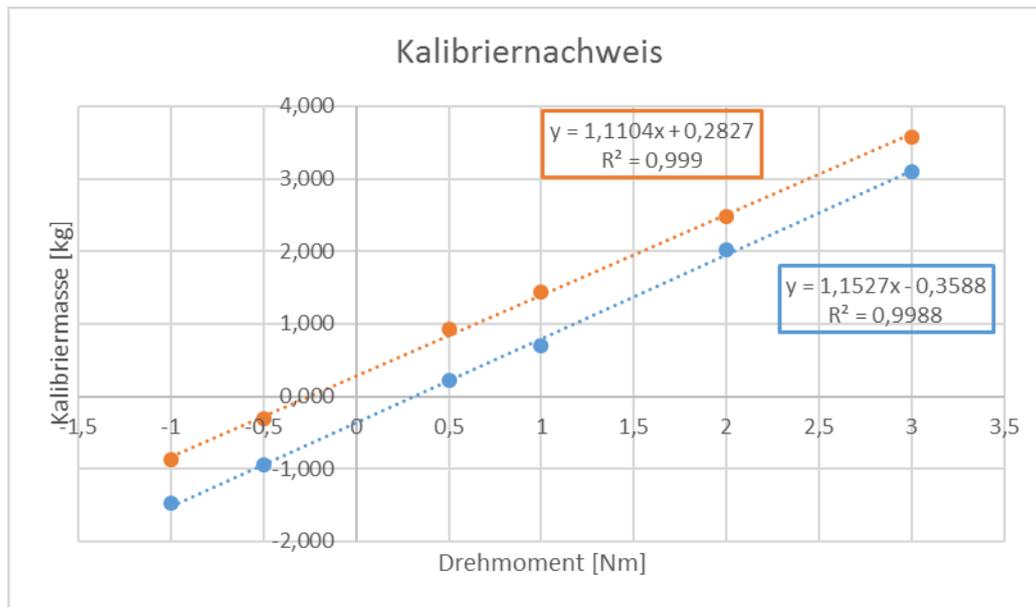
<b>m<sub>Aufgabe</sub></b>	51,00 [g]
----------------------------	-----------

<b>Korngrößenverteilung Mahlprodukt</b>				
<b>Korngröße</b>	<b>Rückstand</b>	<b>Rückstand kum.</b>	<b>Massenanteil</b>	<b>Durchgang</b>
[mm]	[g]	[g]	[%]	[%]
0,2	0,18	0,18	0,35	99,65
0,1	1,92	2,10	3,77	95,88
0,071	4,12	6,22	8,09	87,79
0,04	9,47	15,69	18,59	69,20
0,025	7,30	22,99	14,33	54,87
0	27,95	50,94	54,87	0,00



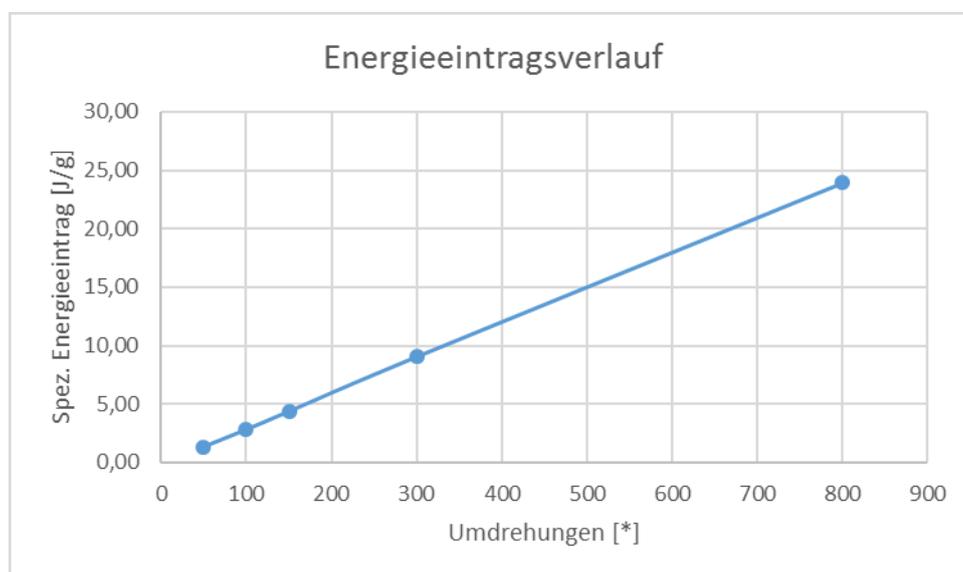
### Energieauswertung

		<b>Kalibrierwerte</b>							
<b>Masse</b>	<b>Richtung</b>	<b>links</b>			<b>Δlinks</b>	<b>rechts</b>			<b>Δrechts</b>
[g]	[°]	[°]	[°]	[°]	[°]	[°]	[°]	[°]	[°]
0,5		0,241	0,220	0,215	0,225	0,897	0,984	0,900	0,927
1	rechts	0,154	0,962	0,950	0,689	1,426	1,433	1,438	1,432
2		1,960	2,050	2,060	2,023	2,440	2,510	2,510	2,487
3		3,080	3,100	3,098	3,093	3,584	3,577	3,570	3,577
-0,5	links	-0,945	-0,941	-0,948	-0,945	-0,308	-0,301	-0,296	-0,302
-1		-1,460	-1,484	-1,480	-1,475	-0,890	-0,870	-0,860	-0,873

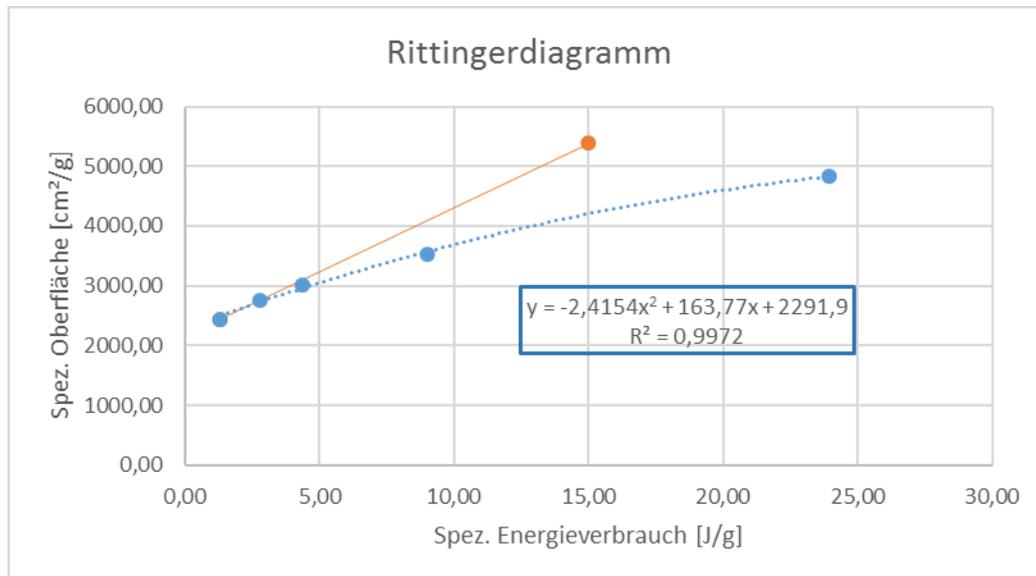


<b>M<sub>Leerlauf</sub></b>	0,58 Nm
-----------------------------	---------

Umdrehungen	m <sub>Aufgabe</sub>	M <sub>beladen</sub>	M <sub>netto</sub>	n	P	E	E <sub>m</sub>	A <sub>m</sub>	R
[°]	[g]	[Nm]	[Nm]	[s <sup>-1</sup> ]	[W]	[J]	[J/g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /J]
50	773,99	3,81	3,24	1,10	22,27	1016,90	<b>1,31</b>	2445,59	-
100	753,99	3,93	3,36	1,10	23,11	2108,57	<b>2,80</b>	2764,01	<b>214,76</b>
150	733,99	3,97	3,39	1,09	23,26	3194,91	<b>4,35</b>	3020,76	164,98
300	713,99	4,00	3,42	1,09	23,50	6444,47	<b>9,03</b>	3532,38	109,48
800	713,99	3,98	3,40	1,10	23,38	17084,73	<b>23,93</b>	4831,27	87,16



Rittingergerade	
$E_m$	$A_m$
[J/g]	[cm <sup>2</sup> /g]
1,31	2445,59
15,00	5384,76



$E_m$	7,71 [kWh/t]
$\dot{M}_{\text{Frischaufgabe}}$	35,00 [t/h]
UL	100,00 [%]
$\dot{M}_{\text{Gesamt}}$	70,00 [t/h]
$c_p$	1,10 [°]
n	0,70 [°]
$\phi_{KF}$	0,40 [°]
$\epsilon_{KF}$	0,35 [°]
$\rho_{\text{Stahlkugeln}}$	7,50 [g/cm <sup>3</sup> ]
$\gamma'_K$	4,88 [g/cm <sup>3</sup> ]
$P_N$	539,48 [kW]
L/D	1,40 [°]
D	<b>3,0 [m]</b>
L	<b>4,2 [m]</b>

## G. OBERFLÄCHENBERECHNUNG

		<b>Spez. Oberfläche (BLAINE-Gerät 374/68 und Meißelle Nr. 374.)</b>												
Umdrehungen		<6,3mm	0,025/0,04mm	<6,3mm	<0,025mm	BP	0,025/0,1mm	BBP	<0,025mm	SMP	0,025/0,04mm	SMP	<0,025mm	[g/cm <sup>2</sup> ]
Eingabe	Körnerdichte	2,91	2,5	3,12	2,65	3,16	2,57	3,33	2,71	3,07	2,82	3,47	2,82	[g/cm <sup>2</sup> ]
	Schüttgutmasse	7,98	7,69	7,86	7,86	7,86	7,86	7,8	7,8	7,94	7,84	7,84	7,84	[cm]
	Abstand zwischen den Endflächen von	12,2	510,72	3,62	134,37	3,62	134,37	132,7	132,7	6,24	170,37	170,37	170,37	[s]
	Fauldauer der U-Rohr Flüssigkeit zwischen den	12,29	513,5	3,59	132,7	3,59	132,7	133,12	133,12	6,14	170,78	170,78	170,78	[s]
	Meißmarken 70/15mm über der Nullmarke	12,18	501,86	3,78	133,12	3,78	133,12	133,40	133,40	6,62	170,7	170,7	170,7	[s]
	Mittelwert	12,22	508,69	3,66	133,40	3,66	133,40	23,5	23,5	23,5	23,5	23,5	23,5	[°C]
	Lufttemperatur	23,5	23,5	23,5	23,5	23,5	23,5	18,26	18,26	18,26	18,26	18,26	18,26	[µPas]
	Viskosität der Luft	18,26	18,26	18,26	18,26	18,26	18,26	2,214E+09	2,214E+09	1,051E+08	2,831E+09	2,831E+09	2,831E+09	[cm <sup>-3</sup> ]
	Gesamtwiderstand	2,029E+08	8,442E+09	6,071E+07	4,971E+07	4,971E+07	4,971E+07	2,203E+09	2,203E+09	9,411E+07	2,820E+09	2,820E+09	2,820E+09	[cm <sup>2</sup> ]
	Durchflußwiderstand der Probe	1,919E+08	8,431E+09	1,242	1,242	1,242	1,242	1,242	1,242	1,242	1,242	1,242	1,242	[cm <sup>2</sup> ]
	Querschnittsfläche des Schüttgulkörpers	1,600	1,310	1,480	1,480	1,480	1,480	1,420	1,420	1,560	1,460	1,460	1,460	[cm <sup>2</sup> ]
	Höhe des Schüttgulkörpers	1,489E+08	7,993E+09	4,172E+07	1,927E+09	1,927E+09	1,927E+09	0,461	0,461	0,420	0,448	0,448	0,448	[cm <sup>-2</sup> ]
	Spez. Durchflußwiderstand	0,432	0,522	0,442	0,442	0,442	0,442	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	[°]
	Körnervolumenbruch	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	16813,349	16813,349	4065,124	20036,429	20036,429	20036,429	[cm <sup>-1</sup> ]
	KOZENY-Koeffizient	5399,451	25309,200	2718,004	25309,200	2718,004	2718,004	5049,054	5049,054	1324,144	5774,187	5774,187	5774,187	[cm <sup>2</sup> /g]
	<b>Volumenspezifische Oberfläche</b>	<b>1855,482</b>	<b>8111,923</b>	<b>860,128</b>	<b>8111,923</b>	<b>860,128</b>	<b>860,128</b>							
	<b>Massespezifische Oberfläche</b>													

<b>&lt;6,3mm</b>								
Korngröße	Massenanteil	Durchgang	n	k <sub>äqu</sub>	a <sub>v</sub>	f	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>
[mm]	[%]	[%]	[°]	[mm]	[cm <sup>-1</sup> ]	[°]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]
25,0	0,00	100,00						
20,0	0,03	99,97	0,001	22,31	7,61	16,98	2,42	0,00
14,0	2,68	97,29	0,076	16,66	10,19	16,98	3,25	0,09
10,0	7,35	89,94	0,234	11,80	14,39	16,98	4,58	0,34
6,3	8,51	81,43	0,215	7,90	21,50	16,98	6,85	0,58
2	15,15	66,28	0,179	3,43	49,53	16,98	15,77	2,39
1,0	6,48	59,80	0,148	1,39	121,75	16,98	38,77	2,51
0,5	4,19	55,61	0,105	0,70	243,93	16,98	77,68	3,25
0,2	5,76	49,86	0,119	0,31	551,32	16,98	175,58	10,11
0,1	5,99	43,87	0,185	0,14	1215,76	16,98	387,19	23,18
0,071	5,37	38,50	0,381	0,08	2017,29	16,98	642,45	34,51
0,04	13,03	25,47	0,720	0,05	3166,79	16,98	1008,53	131,39
0,025	2,20	23,27	0,192	0,03	5399,45	16,98	1719,57	37,87
0	23,27	0,00			25309,20		8060,25	1875,68
							<b>a<sub>m</sub></b>	<b>2121,47</b>

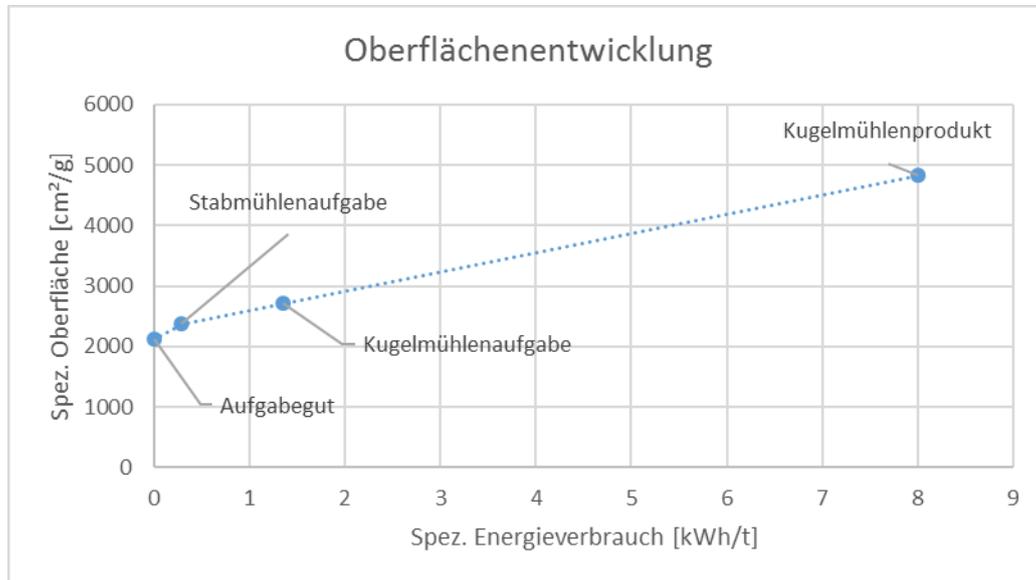
<b>BBP</b>								
Korngröße	Massenanteil	Durchgang	n	k <sub>äqu</sub>	a <sub>v</sub>	f	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>
[mm]	[%]	[%]	[°]	[mm]	[cm <sup>-1</sup> ]	[°]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]
6,3	0,00	100,00						
2,0	57,48	42,52	0,745	3,65	37,04	13,50	11,80	6,78
1,0	12,45	30,07	0,500	1,41	95,49	13,50	29,84	3,71
0,5	6,85	23,22	0,373	0,70	191,95	13,50	59,99	4,11
0,2	6,30	16,92	0,346	0,31	431,67	13,50	134,90	8,50
0,1	3,92	13,00	0,380	0,14	959,48	13,50	299,84	11,76
0,025	6,13	6,87	0,460	0,05	2718,00	13,50	849,38	52,08
0	6,87	0,00			16813,35		5254,17	360,86
							<b>a<sub>m</sub></b>	<b>447,80</b>

Korngröße	<6,3mm		BBP		SMA	
	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>
[mm]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]
6,3						
2,0	15,77	2,39	11,80	6,78	17,96	3,65
1,0	38,77	2,51	29,84	3,71	44,32	3,20
0,5	77,68	3,25	59,99	4,11	88,82	4,01
0,2	175,58	10,11	134,90	8,50	200,63	11,68
0,1	387,19	23,18	299,84	11,76	442,87	25,36
0,025	3370,55	203,77	849,38	52,08	3528,28	213,44
0	10788,36	2044,93	5254,17	360,86	11764,06	2111,95
					<b>a<sub>m</sub></b>	<b>2373,30</b>

<b>SMP</b>								
Korngröße	Massenanteil	Durchgang	n	k <sub>äqu</sub>	a <sub>v</sub>	f	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>
[mm]	[%]	[%]	[°]	[mm]	[cm <sup>-1</sup> ]	[°]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]
1	0,00	100,00						
0,5	40,73	59,27	0,755	0,7143	180,67	12,91	57,54	23,43
0,2	22,25	37,02	0,514	0,3165	407,74	12,91	129,85	28,90
0,1	10,04	26,98	0,457	0,1412	914,18	12,91	291,14	29,24
0,071	3,60	23,38	0,418	0,0842	1532,90	12,91	488,18	17,56
0,04	6,07	17,31	0,524	0,0533	2420,21	12,91	770,77	46,77
0,025	4,94	12,37	0,715	0,0317	4065,12	12,91	1294,63	64,00
0	12,37	0,00			20036,43		6381,03	789,19
							<b>a<sub>m</sub></b>	<b>999,09</b>

Korngröße	<1,0mm		SMP		KMA	
	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>	a <sub>m</sub>	a <sub>m</sub> *r <sub>m</sub>
[mm]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]	[cm <sup>2</sup> /g]
1,0						
0,5	88,82	4,01	57,54	29,24	99,51	13,96
0,2	200,63	11,68	129,85	17,56	224,74	17,66
0,1	442,87	25,36	291,14	46,77	496,93	41,28
0,025	3528,28	213,44	2553,58	128,33	4002,48	257,11
0	11764,06	2111,95	6381,03	789,19	12949,01	2380,51
					<b>a<sub>m</sub></b>	<b>2710,52</b>

<b>U</b>	<b><math>\Delta e</math></b>	<b><math>a_m</math></b>
<b>[*]</b>	<b>[kWh/t]</b>	<b>[cm<sup>2</sup>/g]</b>
Aufgabegut	0,00	2121,47
Stabmühlenaufgabe	0,29	2373,30
Kugelmühlenaufgabe	1,35	2710,52
Kugelmühlenprodukt	8,00	4831,27

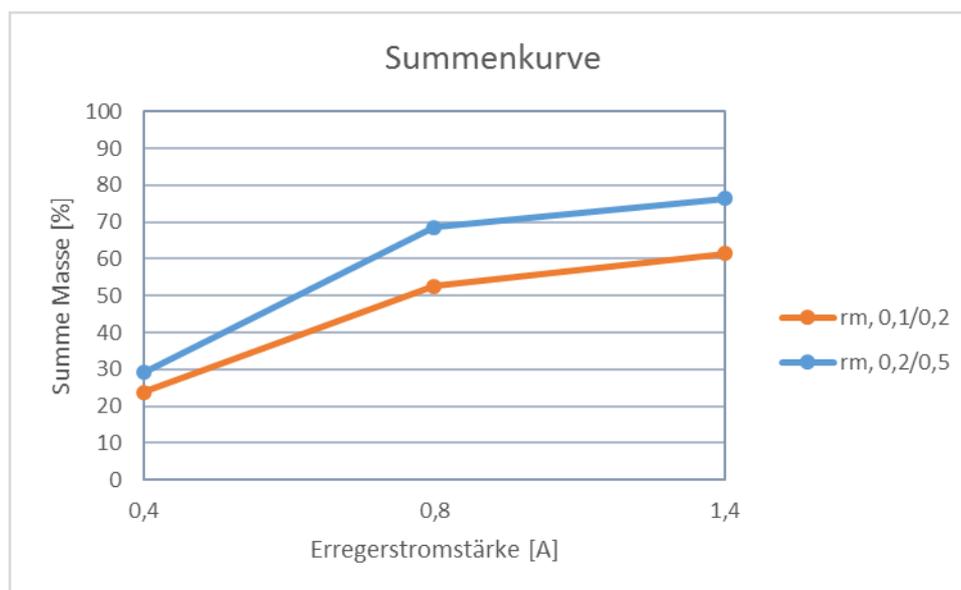


## H. ANREICHERUNGSVERSUCHE

Ausgangsmasse		
Kornklasse	m <sub>eigewogen</sub>	m <sub>gewaschen</sub>
[mm]	[g]	[g]
0,2/0,5	29,06	27,70
0,1/0,2	20,40	19,42

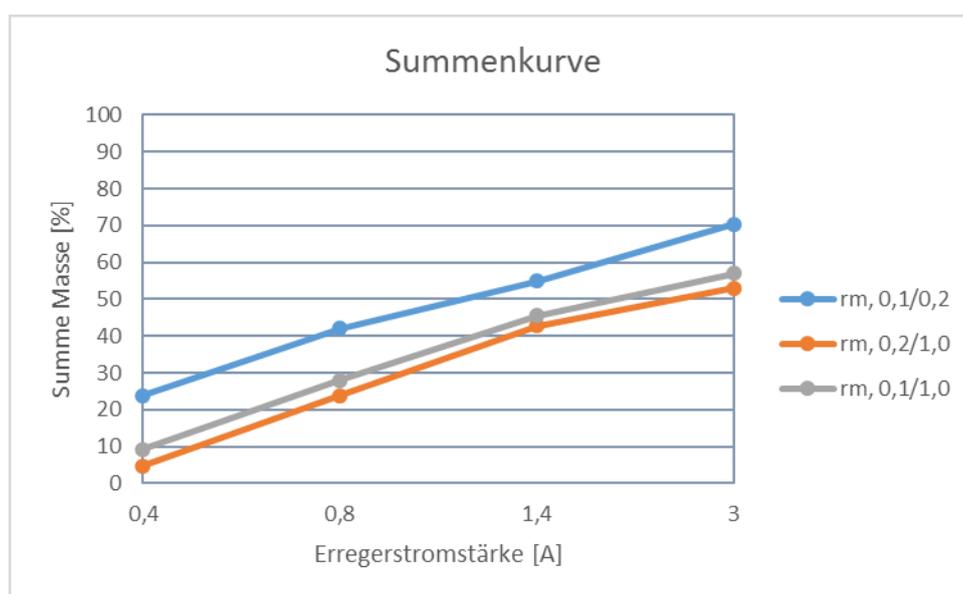
Schwimm-Sink Analyse							
Kornklasse	m <sub>Leichtgut</sub>	m <sub>Schwergut</sub>	m <sub>Schlamm</sub>	ρ <sub>Leichtgut</sub>	ρ <sub>Schwergut</sub>	r <sub>m, Leichtgut</sub>	r <sub>m, Schwergut</sub>
[mm]	[g]	[g]	[g]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[g/cm <sup>3</sup> ]	[%]	[%]
0,2/0,5	10,54	16,09	0,68	2,71	3,59	38,59	61,41
0,1/0,2	6,67	11,76	0,56	2,70	3,89	35,12	64,88

Frantz-Scheider					Summenkurve	
l	m <sub>0,1/0,2</sub>	m <sub>0,2/0,5</sub>	r <sub>m, 0,1/0,2</sub>	r <sub>m, 0,2/0,5</sub>	r <sub>m, 0,1/0,2</sub>	r <sub>m, 0,2/0,5</sub>
[A]	[g]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
<0,4	2,79	4,64	23,83	29,09	23,83	29,09
0,4/0,8	3,36	6,30	28,69	39,50	52,52	68,59
0,8/1,4	1,04	1,23	8,88	7,71	61,40	76,30
>1,4	4,52	3,78	38,60	23,70	100,00	100,00
<b>Summe</b>	<b>11,71</b>	<b>15,95</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>		



Auswertung der Anreicherungsversuche				
	r <sub>m, 0,1/0,2</sub>	g <sub>Au, 0,1/0,2</sub>	E <sub>0,1/0,2</sub>	r <sub>i, 0,1/0,2</sub>
	[%]	[ppm]	[%ppm]	[%ppm]
LG	35,12	1,50	52,69	4,58
SG <0,4A	15,46	2,00	30,91	2,69
SG 0,4/0,8A	18,62	16,60	309,01	26,89
SG 0,8/1,4A	5,76	90,90	523,75	45,57
SG >1,4A	25,04	9,30	232,89	20,26
	100,00	<b>11,49</b>	1149,25	100,00

Carpco-Trommelscheider					Summenkurve		
I	m <sub>0,1/0,2</sub>	m <sub>0,2/1,0</sub>	r <sub>m, 0,1/0,2</sub>	r <sub>m, 0,2/1,0</sub>	r <sub>m, 0,1/0,2</sub>	r <sub>m, 0,2/1,0</sub>	r <sub>m, 0,1/1,0</sub>
[A]	[g]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
<0,4	48,29	16,19	23,79	4,79	23,79	4,79	9,19
0,4/0,8	37,03	64,40	18,24	19,03	42,03	23,82	28,04
0,8/1,4	26,32	64,24	12,96	18,99	54,99	42,81	45,63
1,4/3,0	31,19	34,72	15,36	10,26	70,36	53,07	57,07
>3,0	60,18	158,78	29,64	46,93	100,00	100,00	100,00
<b>Summe</b>	<b>203,01</b>	<b>338,33</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>			



I	r <sub>m, 0,1/0,2</sub>	r <sub>m, 0,2/1,0</sub>	g <sub>Au, 0,1/0,2</sub>	g <sub>Au, 0,2/1,0</sub>	E <sub>0,1/0,2</sub>	E <sub>0,2/1,0</sub>	r <sub>i, 0,1/0,2</sub>	r <sub>i, 0,2/1,0</sub>
[A]	[%]	[%]	[ppm]	[ppm]	[%ppm]	[%ppm]	[%]	[%]
<0,4	23,79	4,79	3,19	2,46	75,77	11,76	11,47	2,46
0,4/0,8	18,24	19,03	7,53	2,67	137,34	50,91	20,80	10,64
0,8/1,4	12,96	18,99	6,25	5,90	81,08	112,06	12,28	23,42
1,4/3,0	15,36	10,26	9,17	10,60	140,85	108,75	21,33	22,73
>3,0	29,64	46,93	7,60	4,16	225,31	195,01	34,12	40,75
	100,00	100,00	<b>6,60</b>	<b>4,78</b>	660,34	478,49	100,00	100,00

I					Summe			Summe		
	r <sub>m, 0,1/1,0</sub>	g <sub>Au, 0,1/1,0</sub>	E <sub>0,1/1,0</sub>	r <sub>i, 0,1/1,0</sub>	r <sub>m, 0,1/1,0</sub>	r <sub>i, 0,1/1,0</sub>	g <sub>Au, 0,1/1,0</sub>	r <sub>m, 0,1/1,0</sub>	r <sub>i, 0,1/1,0</sub>	g <sub>Au, 0,1/1,0</sub>
[A]	[%]	[ppm]	[%ppm]	[%]	[%]	[%ppm]	[ppm]	[%]	[%ppm]	[ppm]
<0,4	9,19	2,89	26,59	5,11	9,19	26,59	2,89	100,00	520,62	5,21
0,4/0,8	18,85	3,76	70,94	13,63	28,04	97,52	3,48	90,81	494,04	5,44
0,8/1,4	17,59	5,96	104,89	20,15	45,63	202,41	4,44	71,96	423,10	5,88
1,4/3,0	11,44	10,15	116,19	22,32	57,07	318,60	5,58	54,37	318,21	5,85
>3,0	42,93	4,71	202,02	38,80	100,00	520,62	5,21	42,93	202,02	4,71
	100,00	<b>5,21</b>	520,62	100,00						

I	r <sub>m, 0,1/0,2</sub>	r <sub>m, 0,2/1,0</sub>	g <sub>Au, 0,1/0,2</sub>	g <sub>Au, 0,2/1,0</sub>	r <sub>i, 0,1/0,2</sub>	r <sub>i, 0,2/1,0</sub>
[A]	[%]	[%]	[ppm]	[ppm]	[%]	[%]
<0,4	26,59	5,11	3,19	2,46	11,47	2,46
0,4/0,8	70,94	13,63	7,53	2,67	20,80	10,64
0,8/1,4	104,89	20,15	6,25	5,90	12,28	23,42
1,4/3,0	116,19	22,32	9,17	10,60	21,33	22,73
>3,0	202,02	38,80	7,60	4,16	34,12	40,75
	520,62	100,00	<b>6,60</b>	<b>4,78</b>	100,00	100,00

I	$r_{m, 0,1/1,0}$	$g_{Au, 0,1/1,0}$	$r_{i, 0,1/1,0}$	Mineralisation
[A]	[%]	[ppm]	[%]	[*]
<0,4	9,19	2,89	5,11	Eisenoxide
0,4/0,8	18,85	3,76	13,63	
0,8/1,4	17,59	5,96	20,15	Eisenoxydverwachsungen, Eisenhydroxide, Quarz, Baryt
1,4/3,0	11,44	10,15	22,32	
>3,0	42,93	4,71	38,80	Baryt, Quarz
	100,00	5,21	100,00	

Quantitative Bestimmung der Mineralisationen					
Minerale	Dichte	Leichtgut		Schwergut - Erregerstromstärke <0,4A	
	[g/cm <sup>3</sup> ]	[Fl.-%]	[%]	[Fl.-%]	[%]
Quarz	2,65	33,40	98,33	12,10	23,34
Feldspat	2,60		0,00	5,40	10,22
Baryt	4,50	0,10	0,50	0,30	0,98
Hämatit	5,26	0,20	1,17	17,10	65,46
Goethit	4,28		0,00		0,00
<b>Summe</b>		90,01	100,00	137,40	100,00
$r_m$			35,12		15,46

Schwergut - Erregerstromstärke 0,4/0,8A		Schwergut - Erregerstromstärke 0,8/1,4A		Schwergut - Erregerstromstärke >1,4A		Aufgabematerial
[Fl.-%]	[%]	[Fl.-%]	[%]	[Fl.-%]	[%]	[%]
13,50	34,25	24,50	63,40	7,70	11,86	51,14
	0,00	0,90	2,29	1,20	1,81	2,17
1,30	5,60	5,30	23,29	33,00	86,32	24,33
5,60	28,20	0,60	3,08		0,00	15,96
7,80	31,96	1,90	7,94		0,00	6,41
104,47	100,00	102,40	100,00	172,03	100,00	100,00
18,61		5,76		25,04		

Minerale	Dichte	Aufgabematerial	Verbindungen	Verteilung
	[g/cm <sup>3</sup> ]	[%]		[%]
Quarz	2,65	51,14	SiO <sub>2</sub>	53,62
Feldspat	2,60	2,17	K <sub>2</sub> O, MgO, CaO, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,45
Baryt	4,50	24,33	BaSO <sub>4</sub>	25,14
Hämatit	5,26	15,96	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19,79
Goethit	4,28	6,41		100,00
<b>Summe</b>		100,00		

## I. DOKIMASTIK

Einwaage	25,00 [g]
----------	-----------

Probenzusammensetzung - RFA-Analysenwerte		
Anteil	Verbindung	Zusammensetzung pro 25g
[%]	[*]	[g]
46,8	SiO <sub>2</sub>	11,7
23,87	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,9675
7,04	BaSO <sub>4</sub>	1,76
3,82	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,955
0,43	TiO <sub>2</sub>	0,1075
0,39	K <sub>2</sub> O	0,0975
0,22	CaO	0,055
0,2	MgO	0,05
0,03	Na <sub>2</sub> O	0,0075
0,125	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,03125
16,17	GLV	4,0425

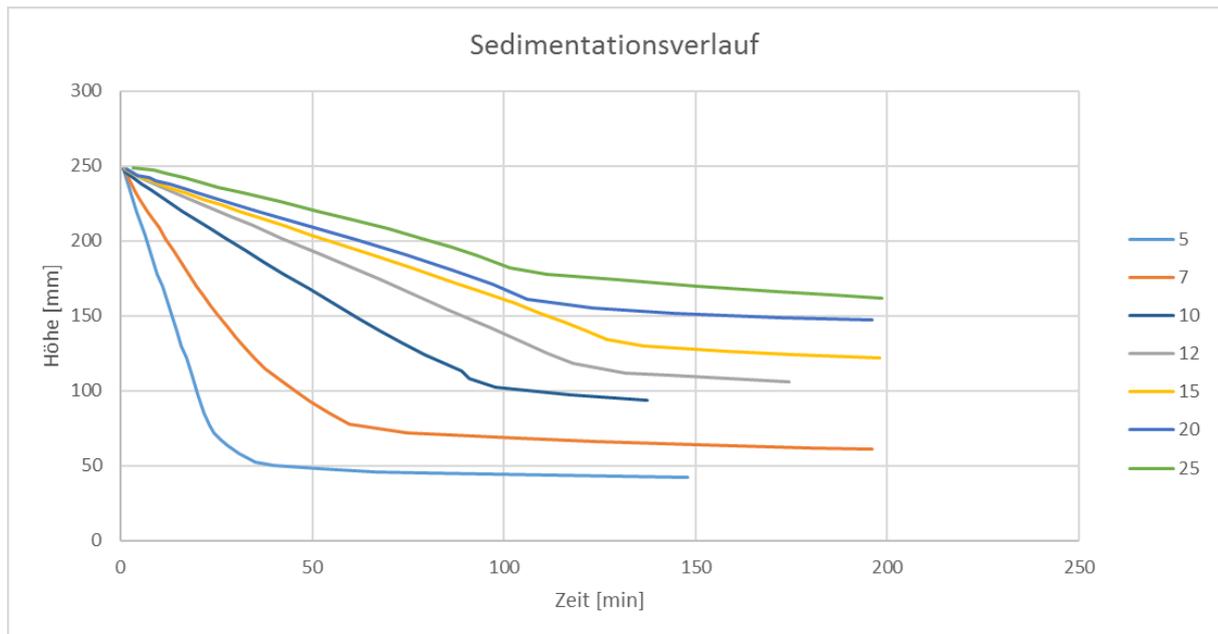
Tiegelauflabemasse	
Material	Einwaage
[*]	[g]
Probe	25,00
Fluss	25,00
Bleioxid	50,00
Borax	2,60
Mehl	2,75
Natriumchloriddecke	20,00

Kugelmöhlenprodukt				
Korngröße	r <sub>m</sub>	g <sub>Au</sub>	E	r <sub>i</sub>
[mm]	[%]	[%]	[%%]	[%]
>0,071	12,21	7,78	94,96	19,00
0,04/0,071	18,59	3,93	73,07	14,62
0,025/0,04	14,33	2,90	41,56	8,32
<0,025	54,87	5,29	290,17	58,06
	100,00	5,00	499,76	100,00

ID	SAMPLE_DESC	GOLD_VALUE	SILVER_VALUE	MEASURING_VOLUME	SAMPLE_WEIGHT	GOLD_CONTENT	SILVER_CONTENT
[#]	[#]	[A]	[A]	[ml]	[g]	[ppm]	[ppm]
4	PbO40 - Aufschluss in 250ml Gefäß - 1	0,4212	0	250	25	4,21	0,00
5	PbO40 - Aufschluss in 250ml Gefäß - 2	0,8662	0	250	25	8,66	0,00
6	PbO40 - Aufschluss in 250ml Gefäß - 3	0,5978	0	250	25	5,98	0,00
7	PbO40 - Aufschluss in 250ml Gefäß - 4	0,4209	0	250	25	4,21	0,00
8	PbO40 - Aufschluss in 250ml Gefäß - 5	0,4597	0	250	25	4,60	0,00
9	PbO40 - Aufschluss in 250ml Gefäß - 6	0,4266	0	250	25	4,27	0,00
10	Laugungsrückstand 1	0,0847	0,6696	100	25	0,34	2,68
11	Laugungsrückstand 2	0,0895	0,6404	100	25	0,36	2,56
12	PbO40 + FS - ohne Probe 1	0	0,1777	100	25	0,00	0,71
13	PbO40 + FS - ohne Probe 2	0	0,3867	100	25	0,00	1,55
14	PbO40 ohne Probe 1	0	0,3572	100	25	0,00	1,43
15	PbO40 ohne Probe 2	0	0,3104	100	25	0,00	1,24
16	KM800U >0,071mm	1,9442	0,3853	100	25	7,78	1,54
17	KM800U 0,04/0,071mm	0,9826	0,6765	100	25	3,93	2,71
18	KM800U 0,025/0,04mm	0,7251	0,6555	100	25	2,90	2,62
19	KM800U <0,025mm	1,3221	0,5403	100	25	5,29	2,16
20	Carpco 0,1/0,2mm <0,4A	0,7963	0,4525	100	25	3,19	1,81
21	Carpco 0,1/0,2mm 0,4/0,8A	1,8824	0,3436	100	25	7,53	1,37
22	Carpco 0,1/0,2mm 0,8/1,4A	1,5634	0,4531	100	25	6,25	1,81
23	Carpco 0,1/0,2mm 1,4/3,0A	2,2919	0,284	100	25	9,17	1,14
24	Carpco 0,1/0,2mm >3,0A	1,9001	0,3699	100	25	7,60	1,48
25	PbO35 1	1,4139	1,0336	100	25	5,66	4,13
26	PbO35 2	1,2221	1,074	100	25	4,89	4,30
27	PbO40 1	1,3101	0,8459	100	25	5,24	3,38
28	PbO40 2	1,2792	0,8523	100	25	5,12	3,41
29	PbO45 1	1,3194	1,5401	100	25	5,28	6,16
30	PbO45 2	1,2837	0,6406	100	25	5,13	2,56
31	PbO50 1	1,2852	0,4116	100	25	5,14	1,65
32	PbO50 2	1,1438	0,574	100	25	4,58	2,30
33	PbO30 gegossen	1,3331	0,8577	100	25	5,33	3,43
34	PbO40 doppelt	1,1395	0,9173	100	25	4,56	3,67
35	PbO40 gegossen 1	1,5674	1,1991	100	25	6,27	4,80
36	PbO40 gegossen 2	1,2664	0,4044	100	25	5,07	1,62
37	PbO40 ohne Probe 3	0	0,291	100	25	0,00	1,16
38	PbO40 ohne Probe 4	0	0,301	100	25	0,00	1,20
39	Analyse PbO40 gegossen 1	1,3121	0,2987	100	25	5,25	1,19
40	Analyse PbO40 gegossen 2	1,3016	0,3575	100	25	5,21	1,43
41	Analyse PbO40 1	1,3636	0,3601	100	25	5,45	1,44
42	Analyse PbO40 2	1,2948	0,3139	100	25	5,18	1,26
43	Venezuela A 1	1,0929	1,2004	100	25	4,37	4,80
44	Venezuela A 2	1,1925	1,3225	100	25	4,77	5,29
45	Venezuela B 1	1,8298	1,105	100	25	7,32	4,42
46	Venezuela B 2	1,6154	0,8536	100	25	6,46	3,41
47	PbO40 ohne Probe 5	0	1,0488	100	25	0,00	4,20
48	PbO40 ohne Probe 6	0	1,1968	100	25	0,00	4,79
49	PbO40 gegossen 3	1,3547	1,4066	100	25	5,42	5,63
50	PbO40 gegossen 4	1,2687	1,7996	100	25	5,07	7,20
51	PbO40 gegossen 5	1,1875	1,5425	100	25	4,75	6,17
52	Carpco 0,2/1,0mm <0,4A	0,3071	0,6568	100	12,5	2,46	5,25
53	Carpco 0,2/1,0mm 0,4/0,8A	0,6687	1,0013	100	25	2,67	4,01
54	Carpco 0,2/1,0mm 0,8/1,4A	1,4755	1,5219	100	25	5,90	6,09
55	Carpco 0,2/1,0mm 1,4/3,0A	2,6494	1,0888	100	25	10,60	4,36
56	Carpco 0,2/1,0mm >3,0A	1,0388	1,1374	100	25	4,16	4,55
57	PbO40 + FS - ohne Probe 3	0	1,9047	100	25	0,00	7,62

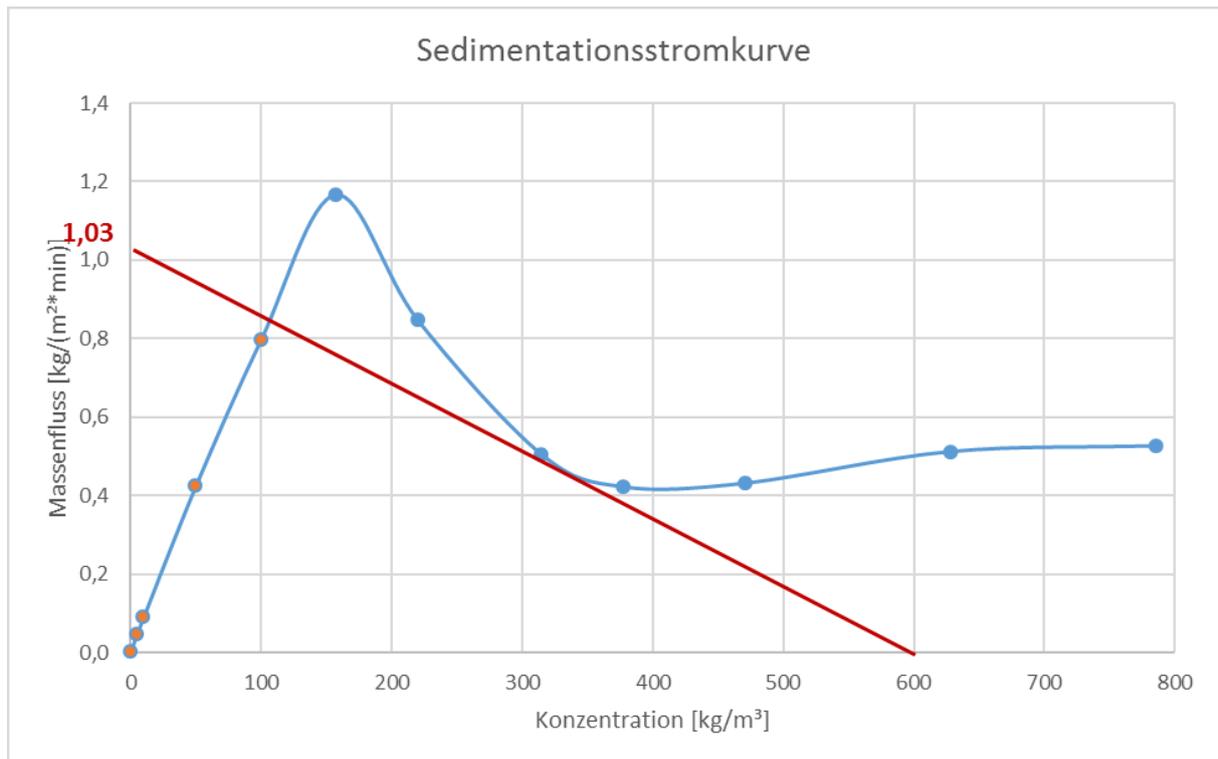
	$\Delta E_{Au}$	$\Delta E_{Ag}$
	[ppm]	[ppm]
PbO40 ohne Probe	0,00	4,49
PbO40 + FS - ohne Probe	0,00	7,62
PbO30	5,33	
PbO35	5,27	
PbO40	5,19	2,64
PbO45	5,21	
PbO50	4,86	
$f_{Ag}$	1,44	





<b>Sedimentationsstromkurve</b>				
<b>Klärgeschwindigkeit</b>	<b>Konzentration</b>	<b>Massenfluss</b>	<b><math>\epsilon</math></b>	<b><math>n</math></b>
<b>[m/min]</b>	<b>[kg/m<sup>3</sup>]</b>	<b>[kg/(m<sup>2</sup>*min)]</b>	<b>[*]</b>	<b>[*]</b>
0,0090	0,00	0,0000	1,0000	3,7366
0,0089	5,00	0,0447	0,9984	3,7366
0,0089	10,00	0,0889	0,9968	3,7366
0,0085	50,00	0,4238	0,9841	3,7366
0,0080	100,00	0,7975	0,9682	3,7366
0,0074	157,01	1,1666	0,9500	3,7366
0,0039	219,81	0,8468	0,9300	11,6914
0,0016	314,01	0,5060	0,9000	16,3260
0,0011	376,82	0,4214	0,8800	16,3126
0,0009	471,02	0,4310	0,8500	14,0653
0,0008	628,03	0,5115	0,8000	10,7661
0,0007	785,03	0,5259	0,7500	9,0296

<b><math>v_{\max}</math></b>	0,0090 [m/s]
------------------------------	--------------



<b>Aufgabekonzentration</b>	100,00	[kg/m³]
<b>Underflowkonzentration</b>	600,00	[kg/m³]
<b>Volumenstrom</b>	3,00	[m³/min]
<b>Massenfluss</b>	1,03	[kg/(m²*min)]
<b>Eindickerfläche</b>	291,26	[m²]
<b>min. Eindickerdurchmesser</b>	19,26	[m]
<b>gew. Eindickerdurchmesser</b>	<b>20</b>	[m]