

**K. Kuhn (AP 2.1)**

**T. Martin (AP 2.2)**

**R. Knieß (AP 2.2)**

**M. Drobe (AP 2.3)**

## **Abschlussbericht zum BMBF-Projekt**

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

**März 2016**

**Kennziffer 033R105B**

#### **Teilprojekt 2: Erkundung**

##### **Arbeitspaket 2.1**

Stoffliche Zusammensetzung der  
Halden/Haldenuntersuchung

##### **Arbeitspaket 2.2**

Erkundung der Internstrukturen der  
Bergwerkshalden

##### **Arbeitspaket 2.3**

Rohstoffwirtschaftliche Analyse





## **Inhaltsverzeichnis**

<b>Personal.....</b>	<b>II</b>
<b>Abbildungsverzeichnis.....</b>	<b>III</b>
<b>Tabellenverzeichnis.....</b>	<b>VI</b>
<b>Abkürzungen.....</b>	<b>VII</b>
<b>Zusammenfassung.....</b>	<b>1</b>
<b>1 Übersicht über Bergbau- und Hüttenhalden im Westharz .....</b>	<b>5</b>
1.1 Historie der Halden im Harz .....	5
1.2 Haldentypen im Harz .....	7
1.3 Übersichtsbeprobung von Bergbau- und Hüttenhalden im Westharz .....	8
<b>2 Untersuchungen an der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt.....</b>	<b>15</b>
2.1 Stoffliche Zusammensetzung der Halde .....	15
2.1.1 Historie der Grube Bergwerkswohlfahrt und der zugehörigen Pochsandhalde.....	15
2.1.2 Heutige Umfeldbedingungen der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt .....	19
2.1.3 Probenahme auf der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt .....	21
2.1.4 Geochemie der Aufbereitungsreststoffe.....	22
2.1.5 Mineralogische Zusammensetzung der Aufbereitungsrückstände.....	30
2.2 Geophysikalische Messungen auf der Pochsandhalde Silbernaal/Bergwerkswohlfahrt .....	39
2.2.1 ERT Messungen.....	40
2.2.2 Bodenradarmessungen .....	46
2.2.3 Messung der spektralen induzierten Polarisation.....	52
2.2.4 Labormessungen .....	55
<b>3 Untersuchungen an der Schlackenhalde am Kahnstein.....</b>	<b>57</b>
3.1 Stoffliche Zusammensetzung der Halde .....	57
3.1.1 Allgemeine Historie der Verhüttung von Rammelsberger Erz.....	57
3.1.2 Historie der Schlackenhalde am Kahnstein.....	59
3.1.3 Geochemie der Schlacken.....	62
3.1.4 Mineralogische Zusammensetzung der Schlacken.....	67
3.2 Geophysikalische Messungen auf der Schlackenhalde Kahnstein.....	80
3.2.1 ERT Messungen.....	81
3.2.2 GPR Messungen .....	83
3.2.3 SIP Messungen .....	84
3.2.4 Labormessungen.....	86
<b>4 SIP Labormessungen an synthetischem Probenmaterial .....</b>	<b>91</b>

<b>5</b>	<b>Beschreibung der angewandten Methoden.....</b>	<b>97</b>
5.1	Mineralogische Methoden.....	97
5.2	Geophysikalische Methoden .....	100
5.2.1	Elektrische Widerstandstomografie .....	100
5.2.2	Bodenradar.....	101
5.2.3	Spektral Induzierte Polarisation (SIP) .....	102
<b>6</b>	<b>Wirtschaftlichkeit der Aufbereitung der Bergbauhalden.....</b>	<b>103</b>
6.1	Die Flotationsaufbereitung des Haldenmaterials .....	104
6.1.1	Die konventionelle Laugung des Haldenmaterials.....	104
6.1.2	Rührlaugung des Haldenmaterials.....	105
6.2	Vorläufige Wirtschaftlichkeitsbetrachtung.....	107
6.3	Verwendung der Wertmetalle .....	112
6.4	Schlussfolgerung.....	113
<b>7</b>	<b>Anhang.....</b>	<b>115</b>
7.1	Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt .....	115
<b>8</b>	<b>Literatur .....</b>	<b>123</b>
8.1	Projekt - Veröffentlichungen.....	127



Abschlussbericht zum BMBF-Projekt

033R105B

Nutzung des Rohstoffpotentials von  
Bergbau- und Hüttenhalden unter  
Berücksichtigung der Nachhaltigkeit  
am Beispiel des Westharzes

(ROBEHA)

**Teilprojekt 2: Erkundung**

**Arbeitspaket 2.1**

Stoffliche Zusammensetzung der Halden/Haldenuntersuchung

**Arbeitspaket 2.2**

Erkundung der Internstrukturen der Bergwerkshalden

**Arbeitspaket 2.3**

Rohstoffwirtschaftliche Analyse

Autor/innen: Kerstin Kuhn, Tina Martin, Malte Drobe, Rudolf Knieß

Stand: März 2016

Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR)

Fachbereich B 2.1

Geophysikalische Erkundung und Technische Mineralogie

Wilhelmstr. 25 – 30

13593 Berlin

Fachbereich B 1.2

Geologie der mineralischen Rohstoffe

Stilleweg 2

30655 Hannover

**Personal:**

Kerstin **Kuhn**, B1.2

Tina **Martin**, B2.1

Malte **Drobe**, B1.2

Rudolf **Kniefß**, B2.1

Marc **Brockmann**, B2.3

Stephan **Costabel**, B2.1

Dominic **Göricke**, B1.2

Jeannet **Meima**, B1.2

Ursula **Noell**, B2.1

Dieter **Rammlmair**, B 1.2

Manfred **Ratz**, B2.1

Matthias **Sack**, B2.1

Ralf **Seibold**, B2.1

Claudia **Wießner**, B2.1

**Adresse:** Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR)

Fachbereiche B2.1 und B1.2

„Geophysikalische Erkundung – Technische Mineralogie“ und „Geologie der mineralischen Rohstoffe“

Wilhelmstraße 25-30

D-13593 Berlin

Tel.: (030) 36993-0

Fax: (030)36993-100

Email: [tina.martin@bgr.de](mailto:tina.martin@bgr.de), [kerstin.kuhn@bgr.de](mailto:kerstin.kuhn@bgr.de), [malte.drobe@bgr.de](mailto:malte.drobe@bgr.de)

Web: [www.bodengeophysik.de](http://www.bodengeophysik.de)

Stilleweg 2

D-30655 Hannover

Tel.: (0511) 643-0

Fax: (0511) 643-100

[www.bgr.bund.de](http://www.bgr.bund.de)

## **Abbildungsverzeichnis:**

- Abb. 1.1:** Schematische Karte zu den Mineral- und Erzlagerstätten des Harzes mit den untersuchten Regionen Rammelsberg (orange), Oberharz (türkis) und Mittelharz (gelb). Kartenquelle: Liessmann, 2010.
- Abb. 1.2:** Beispiele verschiedener Haldentypen. A: Grobbergehalde bei Oberschulenberg. B: Schlackenhalde am Kahnstein bei Langelsheim. C: Pochsandhalde bei Bad Grund. D: Flotationsrückstände im Absetzbecken II bei Bad Grund.
- Abb. 1.3:** Grob abgeschätzte Haldenmengen größerer und zugänglicher Halden aus dem Buntmetallerzbergbau im Westharz. Von über 300 existierenden Halden gingen als Berechnungsgrundlage nur 58 Halden ein. Diese weisen jeweils Volumina von über 10.000 m<sup>3</sup> auf und sind weitestgehend unbebaut. Achtung, im Bereich der Mittelharzer Gänge war die Datengrundlage schlecht, so dass hier Schlackenhalde und evtl. einige (Grob-)Bergehalde fehlen könnten. Aufbereitungshalden existieren nicht im Bereich der Mittelharzer Gänge.
- Abb. 1.4:** Durchschnittliche Buntmetall- und Ba-Konzentrationen der untersuchten Haldentypen. Von jeder Halde (Anzahl der Halden =n) ist der Mittelwert aller gemessenen Proben eingegangen. Die Längen der Whisker in den Box-Plots sind auf das 1,5-Fache des Interquartilsabstand beschränkt. Daten die außerhalb liegen werden als Punkt angezeigt.
- Abb. 1.5:** Durchschnittliche Spurenelementkonzentrationen der untersuchten Haldentypen. Von jeder Halde (Anzahl der Halden =n) ist der Mittelwert aller gemessenen Proben eingegangen. Die Längen der Whisker in den Box-Plots sind auf das 1,5-Fache des Interquartilsabstand beschränkt. Daten die außerhalb liegen werden als Punkt angezeigt.
- Abb. 2.1:** Primärerz der Grube Bergwerkswohlfahrt. Die Ag-, Sb- und Pb-reiche Vererzung (dunkelgrau) ist verwachsen mit unterschiedlichen Gangmineralen, wie Quarz (linkes Foto, weiße Phase), Baryt (rechtes Foto, weiße Phase), Siderit (hellbraun) und anderen Karbonaten, sowie Nebengestein.
- Abb. 2.2:** Tagesanlagen der Grube Bergwerkswohlfahrt als Lageplan (um 1930) und Foto (1905, Dr. Behme; beides aus Bartels, 1992). Auf dem Foto befinden sich der Medingschacht im Vordergrund und die Aufbereitungsanlagen im Hintergrund.
- Abb. 2.3:** Aufbereitungsschema des 1. Hilfe Gottesser Pochwerks (Grube Hilfe Gottes). Nach einem ähnlichen Prinzip lief die Aufbereitung in der um 1900 errichteten Aufbereitung der Grube Bergwerkswohlfahrt.
- Abb. 2.4:** Stand und Entwicklung des Grubengebäudes der Grube Bergwerkswohlfahrt im Jahre 1924 (Bartels, 1992). Dies entspricht ungefähr dem Stand des Abbaus zu der Zeit, als die Pochsandhalde betrieben wurde. Die grau markierten Bereiche wurden bereits abgebaut oder befanden sich zu dieser Zeit gerade im Abbau.

- Abb. 2.5:** Foto des nördlichen Teils der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt. Durch die steile Böschung und die fehlende Vegetation in einigen Haldenbereichen erfolgt ein Materialeintrag in die Innerste.
- Abb. 2.6:** Luftbild der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt mit dem Haldenumriss (Datenquellen: LGLN und Altlastenkataster des LK Goslar). Die oberflächlichen Ausbisse der Aufbereitungsrückstände sind als gelbe Flächen dargestellt, Schlacken sind als rote Fläche markiert. Die gelben Kreise und roten Rechtecke zeigen die Lokationen der Rammkernbohrungen bzw. kleinerer Schürfe. Die Lithologie ausgewählter Bohrkernkerne ist rechts dargestellt. Die Bohrkerndokumentation aller Bohrkernkerne ist im Anhang zu finden.
- Abb. 2.7:** Die Pochsandhalde enthält verschiedene Aufbereitungsrückstände von der Kies- bis zur Tonfraktion. Mit abnehmender Korngröße nehmen die durchschnittlichen Blei-, Antimon-, Silber- und Zinkgehalte zu. Die Konzentrationen sind als Anhaltspunkte zu verstehen, da in die Berechnung dieser Konzentrationen nur Teilproben einiger Bohrungen eingingen (K, R, Q, M, S, I, L).
- Abb. 2.8:** Vergleich der durchschnittlichen Elementkonzentrationen aus der RFA-Analytik (grün) und der LIBS-Analytik (blau) für die einzelnen Bohrkernmeter der Bohrungen K, R und Q. In den Kernen K5-6, R4-7, Q3-6 tritt (Grob-) Bergematerial allein oder gemischt mit Aufbereitungsreststoffen auf.
- Abb. 2.9:** 2D-Elementverteilungsbilder der Bohrkernmeter R0-1 und R2-3. Die Verteilungsbilder wurden mit dem LIBS Bohrkernscanner erzeugt.
- Abb. 2.10:** Mit dem LIBS Bohrkernscanner ermittelte durchschnittliche Konzentrationen (Mittelwerte aus jeweils 1,25 cm Abschnitten) in der Bohrung R.
- Abb. 2.11:** Durchschnittskonzentrationen der wichtigsten Wertstoffe in den Aufbereitungsrückständen der verschiedenen Bohrungen (sortiert nach Lage von Nordwest nach Südost). Die Konzentrationen wurden mit dem LIBS Bohrkernscanner gemessen. Es gingen nur die Bohrkernmeter jeder Bohrung ein, in denen ausschließlich Aufbereitungsreststoffe vorkamen. Die Bohrungen C und D fehlen, da keine Aufbereitungsreststoffe in diesen Bohrungen vorkamen, bzw. Ag und Sb nicht analysiert wurden.
- Abb. 2.12:** Durchschnittliche mineralogische Zusammensetzung der grob- bzw. feinkörnigen Aufbereitungsrückstände. Die wertmetallhaltigen Phasen sind orange und potenziell interessante Bau-, Füll- oder Zuschlagstoffe sind grau markiert.
- Abb. 2.13:** Galenit (Gn) der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt. Sauerstoff und Wässern ausgesetzte Bereiche des Galenits sind meist zu Cerussit (Cer) alteriert, geschützte Bereiche sind oft intakt.
- Abb. 2.14:** Spurenelementverhältnisse (basierend auf Mikrosondenanalysen) von Sb, Ag und Cu in Galeniten von Haldenerzen (schwarze Kreise) und Primärerzen (weiße Kreise) der Grube Bergwerkswohlfahrt.
- Abb. 2.15:** Spurenelementdiagramme von Galeniten (basierend auf Mikrosondenanalysen). Die Galenite stammen von der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt (schwarze Kreise) und von Primärerzen (weiße Kreise) der Grube Bergwerkswohlfahrt. wt-% = Gew.-%

- Abb. 2.16:** REM-Rückstreuelektronenbilder von Sb-Ag-reichen Entmischungsstrukturen (obere Bilder) und Cu-Sb-reichen Entmischungsstrukturen in Galeniten der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt (untere Bilder).
- Abb. 2.17:** Verschiedene Wertmetallphasen in der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt. Die Fotos wurden mit einem REM oder Auflichtmikroskop aufgenommen. A: Silberhaltiger Tetraëtrit (Tte). B: Bournonit (Bno). C: Sphalerit (Sp; z.T. randlich alteriert) in Verwachsung mit Fe-Oxihydroxiden. D: Chalkopyrit (Ccp) mit beginnender Verwitterung entlang von Rissen. E: Umwandlung von Ankerit (Ank) zu Fe-Oxihydroxiden. F: Vollständige Umwandlung ehemaliger Karbonatkristalle zu Fe-Oxihydroxid.
- Abb. 2.18:** Verteilung der Haupt und Spurenelemente in den Eisenoxihydroxiden der Pochsandhalde. Wt-% = Gew.-%
- Abb. 2.19:** Durchschnittliche Verteilung der Wertmetallphasen in den untersuchten Anschliffen der verschiedenen Aufbereitungsrückstände (vereinfachte Bezeichnung nach wichtigsten Korngrößenklassen). Der Typ des grauen, nichtoxidierten Feinsand-Schluff-(z.T. mit Ton)-Gemisches ist hier nicht aufgeführt (vgl. **Abbildung 2.7**). Achtung: die Konzentrationen sind als Flächen-% und nicht als Gewichts-% angegeben!
- Abb. 2.20:** Ansicht (Fischaugenoptik) der Pochsandhalde vom gegenüberliegenden Berg. Deutlich sind die unbewaldeten, steilen Pochsandhänge zu erkennen.
- Abb. 2.21:** Positionierungsmessgeräte zur genauen Aufnahme der Topographie und der Lage der Messpunkte.
- Abb. 2.22:** Lage der ERT Profile. Die grünen Punkte symbolisieren die auf den Profilen aufgenommenen GPS Messpunkte.
- Abb. 2.23:** Invertiertes ERT-Profil 6 mit den Ergebnissen der Rammkernsondierung.
- Abb. 2.24:** 3D-Auswertung von neun ERT-Hangprofilen.
- Abb. 2.25:** Schnitt durch den 3D-Modellkörper.
- Abb. 2.26:** Gemeinsame Darstellung aller 27 gemessenen und zweidimensional ausgewerteten ERT-Profile.
- Abb. 2.27:** Gitter für die Volumenabschätzung. Die schwarzen Punkte kennzeichnen die gemessenen Profile. Die Werte zwischen den Profilen wurden interpoliert.
- Abb. 2.28:** Bereiche der verwertbaren Pochsandreste (Teilvolumen mit spezifischen Widerständen höher als 300  $\Omega\text{m}$ )
- Abb. 2.29:** Lage der Bodenradarprofile. Die orangen Sterne kennzeichnen den Anfangspunkt.
- Abb. 2.30:** GPR Messungen in der Ebene mit 100 MHz Antenne (separate Sende- und Empfängerantenne) und GPS Empfänger sowie Markerrad.
- Abb. 2.31:** GPR Messungen am Hang mit geschirmter 200 MHz Antenne und GPS Empfänger.
- Abb. 2.32:** Radargramm von Profil 4, gemessen mit einer 200 MHz Antenne.

- Abb. 2.33:** Radargramm von Profil 23, gemessen mit einer 100 MHz Antenne.
- Abb. 2.34:** Radargramm längs von ERT Profil 23 (Plateau) mit mineralogischer Bohrung.
- Abb. 2.35:** Ausgewähltes Spektrum von SIP-Profil 6 für den Stromeinspeisedipol 6-7 und alle nachfolgenden Spannungsdipole. Links: Spezifischer Widerstand, rechts: Phasenverschiebung.
- Abb. 2.36:** Inversionsergebnisse für drei ausgewählte Frequenzen von SIP-Profil 6. Oben (a): spezifischer Widerstand für  $f = 0,07$  Hz. Darunter Phasenverschiebung für  $f = 0,07$  Hz,  $f = 1,25$  Hz,  $f = 10$  Hz.
- Abb. 2.37:** Resultate der SIP-Labormessungen an den im Feld entnommenen Proben.
- Abb. 3.1:** Historischer Lageplan der Frau Sophienhütte, der Pottaschenhütte und einer Treibhütte direkt südlich der Schlackenhalde am Kahnstein. Vermutlich handelte es sich bei dieser Treibhütte um die Hütte „in Kahnsten“ (Quelle: Zeichnungen von den „Communion Unterharzischen Werken“ (Ahrend, 1832).
- Abb. 3.2:** Luftbild der Schlackenhalde am Kahnstein aus dem Jahr 1945 (links) und Skizze der Kaliendlaugenversenkung um 1949 (Bericht Dr. Kolbe).
- Abb. 3.3:** A: Luftbild der Schlackenhalde am Kahnstein mit den markierten, sieben Probenahmepunkten KS1 bis KS9. Die roten Kreise repräsentieren die Großproben, die gelben Kreise die kleinen Proben. B: Schematische Karte der verschiedenen Eigentümer der Schlackenhalde (Stand 1999). Datenquellen: LGLN und LK Goslar
- Abb. 3.4:** Die Heterogenität der Schlacken zeigt sich bereits makroskopisch.
- Abb. 3.5:** Korrelationsplots ausgewählter Elemente. Gruppe 1 repräsentiert die Zn-, S-, Cu- und BaO-reicheren und Gruppe 2 die SiO<sub>2</sub>-, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-, TiO<sub>2</sub>-, K<sub>2</sub>O-, MgO-, CaO-reicheren Schlacken. Die Ergebnisse stammen von RFA-Analysen.
- Abb. 3.6:** Gewicht und ausgewählte Elementkonzentrationen in den einzelnen Siebfractionen der drei Großproben. Weitere Elementkurven befinden sich im Anhang. Die Korngrößen entsprechen den Mittelwerten der einzelnen Siebfractionen ca. 160 – 63 mm, 63 – 20 mm, 20 – 6,3 mm, 6,3 – 2,0 mm, 2,0 – 0,63 mm, 0,63 – 0,2 mm, 0,2 – 0,063 mm, 0,063 – 0 mm).
- Abb. 3.7:** Rückstreuелеktronenbilder (links) und MLA-Bilder mit der Phasenverteilung (rechts) in den Schlacken der drei Großproben KS5, KS8, KS9 (Korngrößenklasse 2 – 6 mm). Die Aufnahmen wurden mit REM+MLA an Anschliffen durchgeführt. Die Bildausschnitte sind ungefähr 2,5 x 2,5 cm groß.
- Abb. 3.8:** Mittels REM-EDXRF-Analysen grob abgeschätzte Zusammensetzung der verschiedenen Grundmasse-Typen. Die Konzentrationen wurden auf 100 % normiert, um die Vergleichbarkeit zu erhöhen. Die Balken (schwarz, grau, violett) repräsentieren Messungen in verschiedenen Schlackenbruchstücken und z.T. auch verschiedenen Proben.
- Abb. 3.9:** REM-Rückstreuелеktronenbilder der verschiedenen Grundmasse-Typen in den untersuchten Schlacken. Abkürzungen der Minerale sind im Text/im Abkürzungsverzeichnis erläutert.

- Abb. 3.10:** REM-Rückstreuelektronenbilder ausgewählter Minerale und Phasen in den untersuchten Schlacken. Abkürzungen der Minerale sind im Text/im Abkürzungsverzeichnis erläutert.
- Abb. 3.11:** REM-Rückstreuelektronenbilder ausgewählter Minerale und Phasen in den untersuchten Schlacken. Abkürzungen der Minerale sind im Text/im Abkürzungsverzeichnis erläutert.
- Abb. 3.12:** Schlackenhalde Kahnstein aus Vogelperspektive. Eingezeichnet sind vier ERT-Profile (orange) plus die aufgenommenen GPS-Positionen.
- Abb. 3.13:** Ansicht der Schlackenhalde Kahnstein.
- Abb. 3.14:** Positionierungsmessungen an der Schlackenhalde Kahnstein.
- Abb. 3.15:** Inversionsergebnis von ERT-Profil 3 der Schlackenhalde Kahnstein.
- Abb. 3.16:** Inversionsergebnisse aller gemessenen ERT-Profile auf der Schlackenhalde Kahnstein, dargestellt nach ihrer räumlichen Lage.
- Abb. 3.17:** Radargramm auf Profil P1 (GSSI SIR3000, 200 MHz)
- Abb. 3.18:** Inversion ERT von Profil P1 unter Berücksichtigung von Schichtgrenzen aus den Radarmessungen.
- Abb. 3.19:** Spezifischer Widerstand und Phase für SIP-Profil 3b bei einer Frequenz von  $f = 1,25$  Hz.
- Abb. 3.20:** Handprobe von der Schlackenhalde Kahnstein (SK1).
- Abb. 3.21:** Gebohrte Schlackenproben (SK-1 und SK-2).
- Abb. 3.22:** Lockermaterialproben von der Schlackenhalde Kahnstein.
- Abb. 3.23:** Spektren der Schlackenstücke der Schlackenhalde Kahnstein.
- Abb. 3.24:** Spektren der vier Schlacken-Lockermaterialproben der Schlackenhalde Kahnstein.
- Abb. 4.2:** Übersicht der verschiedenen Korngrößen und Mineralkonzentrationen (Bild: Hupfer, 2014).
- Abb. 4.1:** Neu entwickelte BGR-Messzelle für SIP Messungen an Lockermaterial.
- Abb. 4.3:** Arbeitsplatz der SIP Labormessung. Die Messungen fanden im (geschlossenen) Klimaschrank statt.
- Abb. 4.4:** BGR-Messzelle während der Messung.
- Abb. 4.5:** Spektren für die 6%-Pyrit-Messung für die drei verschiedenen Korngrößen.
- Abb. 4.6:** Vergleich der drei verwendeten Minerale Pyrit, Galenit und Sphalerit für eine 6%-Mineralkonzentration.
- Abb. 4.7:** Vergleich der Phasenwerte für die drei verschiedenen Pyrit-Korngrößen.
- Abb. 4.8:** Darstellung der Cole-Cole-Parameter  $m$  [-] und  $\tau$  [s] in Abhängigkeit von Mineralkonzentration und Korngröße.



- Abb. 4.9:** SIP Ergebnisse von V. Djotsa für Chalkopyrit mit verschiedenen Konzentrationsstufen. Der Chalkopyrit sowie die SIP-Messzellen wurden von der BGR innerhalb dieses Projektes zur Verfügung gestellt.
- Abb. 4.10:** SIP Ergebnisse von V. Djotsa für Pyrit (0,5%) der Korngröße 200 – 630  $\mu\text{m}$  in Abhängigkeit der Salinität des Sättigungsfluids. Der Pyrit sowie die SIP-Messzellen wurden von der BGR innerhalb dieses Projektes zur Verfügung gestellt.
- Abb. 5.1:** Schematische Darstellung des Messprinzips für die ERT Profilmessung.
- Abb. 5.2:** Schematische Darstellung des Messprinzips einer GPR Messung mit zwei separaten Antennen (getrennter Sender und Empfänger). Über die GPS Antenne und das Markerrad wird die genaue Position während der Messung bestimmt.
- Abb. 6.1:** Darstellung der Betriebskosten (InfoMine 2012) gegen die Projektgröße. Die Formel stellt die Potenzfunktion der vier Punkte dar, darunter ist das Bestimmtheitsmaß angegeben.
- Abb. 6.2:** Darstellung der Investitionskosten (InfoMine 2012) gegen die Projektgröße. Die Formel stellt die Potenzfunktion der vier Punkte dar, darunter ist das Bestimmtheitsmaß angegeben.
- Abb. 7.1:** Luftbild der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt mit dem Haldenumriss (Datenquellen: LGLN und Altlastenkataster des LK Goslar). Die oberflächlichen Ausbisse der Aufbereitungsrückstände sind als gelbe Flächen dargestellt, Schlacken sind als rote Fläche markiert. Die gelben Kreise und roten Rechtecke zeigen die Lokationen der Rammkernbohrungen bzw. kleinerer Schürfe.
- Abb. 7.2:** Bohrkerndokumentation aller Bohrkern in grober Sortierung von Nordwest nach Südost. Die Bohrung E fehlt, da sie abgebrochen und als Bohrung F wiederholt wurde.
- Abb. 7.3:** Gewicht und ausgewählte Elementkonzentrationen in den einzelnen Siebfraktionen der drei Großproben. Weitere Elementkurven befinden sich im Text. Die Korngrößen entsprechen den Mittelwerten der einzelnen Siebfraktionen ca. 160 – 63 mm, 63 – 20 mm, 20 – 6,3 mm, 6,3 – 2,0 mm, 2,0 – 0,63 mm, 0,63 – 0,2 mm, 0,2 – 0,063 mm, 0,063 – 0 mm). Die Analysen wurden mittels RFA LA-ICP-MS durchgeführt.



## **Tabellenverzeichnis:**

- Tab. 1.1:** Stichprobenartig ermittelte Metallkonzentrationen (Minimum-Maximum) größerer Halden oder -cluster für den oberflächennahen Bereich bis 1 m Tiefe (Kuhn et al., 2015). Alle Konzentrationen sind Anhaltspunkte und stellen bis auf die Angaben für zwei Halden keine Durchschnittsgehalte der Halden dar. Alle Haldenvolumina sind grobe Schätzwerte und stammen aus dem Altlastenkataster des LK Goslar, und Literaturquellen (CUTEC, 1994; Woltemate, 1988).
- Tab. 2.1:** Eigenschaften des PLSR-Kalibrierungsmodells für LIBS Bohrkernmessungen an Material der Halde Bergwerkswohlfahrt. (Nr: Anzahl der Validierungsproben, RMSEP: Messfehler als Root Mean Square Error of Prediction, LOD: Detektionsgrenze, R2: Korrelationskoeffizient)
- Tab. 2.2:** Durchschnittliche Elementkonzentrationen der Aufbereitungsrückstände der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt.
- Tab. 2.3:** Übersicht über die gemessenen ERT-Profile auf der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt/Silbernaal.
- Tab. 2.4:** Übersicht aller gemessenen GPR-Profile an der Pochsandhalde Silbernaal.
- Tab. 2.5:** Übersicht aller gemessenen SIP-Profile auf der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt/Silbernaal.
- Tab. 3.1:** Haupt- und Nebenelementkonzentrationen (in Gew.-%) der Schlackenproben von der Halde am Kahnstein. Die Großproben sind fett markiert. Die zur Gruppe 1 gehörenden Proben sind blau und die Proben der Gruppe 2 schwarz markiert.
- Tab. 3.2:** Neben- und Spurenelementkonzentrationen (in ppm) der Großproben der Schlackenhalde am Kahnstein.
- Tab. 3.3:** Umrechnung der gemessenen  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ -Konzentrationen in FeO-Konzentrationen, sowie Glühverlust (LOI) der Schlackenproben. Die Großproben sind fett markiert. Die zur Gruppe 1 gehörenden Proben sind blau und die Proben der Gruppe 2 schwarz markiert.
- Tab. 3.4:** Übersicht über alle gemessenen ERT-Profile auf der Schlackenhalde Kahnstein.
- Tab. 3.5:** Übersicht aller gemessenen GPR-Profile an der Schlackenhalde Kahnstein.
- Tab. 3.6:** Übersicht aller SIP-Profile auf der Schlackenhalde Kahnstein.
- Tab. 3.7:** Übersicht der entnommenen und im Labor gemessenen Proben der Schlackenhalde Kahnstein und in der Nähe befindlicher Schlackenhalde.
- Tab. 5.1:** Spezifikationen des LIBS Bohrkernscanners.
- Tab. 6.1:** Gehalte und Wert der unterschiedlichen Metalle in den beiden bearbeiteten Halden Bergwerkswohlfahrt und Kahnstein. Nicht für alle Metalle ist ein Wert berechnet worden, weil z.B. Kupfergehalte von 0,02 %, selbst wenn das Material vollständig in Lösung ginge, nicht wirtschaftlich gewonnen werden können.

- Tab. 6.2:** Berechnung des Nettobarwertes anhand der Kenngrößen der Halde Bergwerkswohlfahrt bei 80 % Ausbringen und einer 10 % igen Verzinsung. Es ergibt sich ein negativer Nettobarwert. Für die Kosten wurde eine Cyanid-Rührlaugung als beste Näherung angesetzt. Weitere zu erwartende Abschläge bei der Vermarktung des Materials und höhere Aufbereitungs- und Investitionskosten, aufgrund von besser angepassten Aufbereitungsmodellen konnten in diesem Projektstadium noch nicht berücksichtigt werden.
- Tab. 6.3:** Berechnung des Nettobarwertes anhand der Kenngrößen der Halde Bergwerkswohlfahrt bei 50 % Ausbringen und einer 10 % igen Verzinsung. Es ergibt sich ein deutlich negativer Nettobarwert. Für die Kosten wurde eine Cyanid-Rührlaugung als beste Näherung angesetzt. Weitere zu erwartende Abschläge bei der Vermarktung des Materials und höhere Aufbereitungs- und Investitionskosten, aufgrund von besser angepassten Aufbereitungsmodellen konnten in diesem Projektstadium noch nicht berücksichtigt werden.
- Tab. 6.4:** Berechnung des Nettobarwertes anhand der Kenngrößen der Halde Kahnstein bei 80 % Ausbringen und einer 10 % igen Verzinsung. Es ergibt sich ein deutlich positiver Nettobarwert. Für die Kosten wurde eine Cyanid-Rührlaugung als beste Näherung angesetzt. Weitere zu erwartende Abschläge bei der Vermarktung des Materials und höhere Aufbereitungs- und Investitionskosten, aufgrund von besser angepassten Aufbereitungsmodellen konnten in diesem Projektstadium noch nicht berücksichtigt werden.
- Tab. 6.5:** Berechnung des Nettobarwertes anhand der Kenngrößen der Halde Kahnstein bei 50 % Ausbringen und einer 10 % igen Verzinsung. Es ergibt sich ein deutlich positiver Nettobarwert. Für die Kosten wurde eine Cyanid-Rührlaugung als beste Näherung angesetzt. Weitere zu erwartende Abschläge bei der Vermarktung des Materials und höhere Aufbereitungs- und Investitionskosten, aufgrund von besser angepassten Aufbereitungsmodellen konnten in diesem Projektstadium noch nicht berücksichtigt werden.
- Tab. 7.1:** Korngrößenverteilung der verschiedenen Reststofftypen der Halde Bergwerkswohlfahrt (Korngrößen in  $\mu\text{m}$ , Verteilung in Gew.-%). Die Analysen erfolgten mit dem Camsizer und für die Korngrößenfraktionen  $< 63 \mu\text{m}$  mit dem Sedigraphen.
- Tab. 7.2:** Mittels Mikrosonde gemessene durchschnittliche chemische Zusammensetzung ausgewählter sulfidischer Mineralphasen (oben) sowie oxidischer Phasen (unten). Es sind Mittelwerte, Minima und Maxima der untersuchten Minerale dargestellt. Die Nachweisgrenzen stellen Mittelwerte der einzelnen NWG aller Phasen dar und können für manche Phasen geringfügig höher oder niedriger sein.  $\text{CO}_2$ -Gehalte wurden berechnet;  $n$  = Anzahl der untersuchten Minerale
- Tab. 7.3:** Mittels Mikrosonde gemessene durchschnittliche chemische Zusammensetzung ausgewählter oxidischer Mineralphasen (Silikate, Sulfate, Oxide, Hydroxide (oben) und sulfidischer sowie elementarer Phasen (unten). Die Zahlen repräsentieren Mittelwerte aus  $n$ - Mineralanalysen. Die Nachweisgrenzen stellen Mittelwerte der einzelnen NWG aller Phasen dar und können für manche Phasen geringfügig höher oder niedriger sein.

---

**Tab. 7.4:** *Mit LA-ICP-MS gemessene Elementgehalte ausgewählter oxidischer Mineralphasen (Silikate, Sulfate, Oxide, (oben) und sulfidischer Minerale (unten)). Es handelt sich um Einzelmessungen. Zum Vergleich wurde ein basaltischer Standard (BHV-2G) und ein sulfidischer Standard (Mass1) mitgemessen.*



## Abkürzungen

%	Prozent
Ak	Fe-Åkermanit
Anm	Andremeyerit
Ang	Anglesit
Ank	Ankerit
BAM	Bundesanstalt für Materialforschung
Brt	Baryt
Bn	Bornit
Bno	Bournonit
Cer	Cerussit
Ccp	Chalkopyrit
cm	Zentimeter
EDXRF	Energiedispersive Röntgenfluoreszenz
EM	Elektromagnetik
ERT	Elektrical Resistivity Tomography
Fa	Fayalit
Ghn	Gahnit
Gn	Galenit
GNSS	Globales Navigations Satelliten System
Gm	Grundmasse
GPR	Ground Penetrating Radar
[D]GPS	[Differential] Global Positioning System
Hc	Hercynit
Hmo	Hemimorphit
HT	Hochtechnologie
Hz	Hertz
Ida	Idait
kg	Kilogramm
kHz	Kilohertz
km	Kilometer
LA-ICP-MS	Laserablations-Massenspektrometrie mit induktiv gekoppelter Plasmaionenquelle
LGLN	Landesamt für Geoinformation und Landentwicklung Niedersachsen
Li	Lithargit bzw. Massicotit
LIAG	Leibniz-Institut für Angewandte Geophysik
LIBS	Laserinduzierte Plasmaspektroskopie
LK	Landkreis
Lna	Linarit
log	Logarithmus
LOI	Glühverlust (loss on ignition)

m	Meter
Mag	Magnetit
MHz	Megahertz
MLA	Mineral Liberation Analyses
mm	Millimeter
mrad	Milliradian
ms	Millisekunde
Ms	Muskovit
mV	Millivolt
$\mu\text{S}/\text{cm}$	Mikrosiemens pro Zentimeter
MW	Mittelwert
NN	Normalnull
NWG	Nachweisgrenze
Ow	Owensit
Pb-Jrs	Plumbojarosit
Qz	Quarz
$\Omega\text{m}$	Ohmmeter ( $\text{Ohm} \cdot \text{m}$ )
RDA	Röntgendiffraktometrie
REM	Rasterelektronenmikroskopie
RFA	Röntgenfluoreszenzanalytik
RMS	Root mean square
ppm	parts per million
$\rho$	spezifischer Widerstand
$\rho_a$	scheinbarer spezifischer Widerstand (Halbraumwiderstand)
PIXE	Partikel-induzierte Röntgenemission
PLSR	Partial Least Square Regressionsverfahren
s	Sekunde
SIP	Spektrale induzierte Polarisation
Smi	Smithsonit
Sp	Sphalerit
t	Tonne
Tte	Ag-Tetraedrit/Freibergit
Wlm	Willemit
Wus	Wüstit
2D	Zweidimensional
3D	Dreidimensional

## Zusammenfassung

Als Teil des BMBF Förderschwerpunktes r<sup>3</sup> Innovative Technologien für Ressourceneffizienz – Strategische Metalle und Minerale wurde das Verbundvorhaben ROBEHA: Nutzung des Rohstoffpotentials von Bergbau- und Hüttenhalden unter Berücksichtigung der Nachhaltigkeit am Beispiel des Westharzes unter der Kennziffer 033R105B durchgeführt. Im vorliegenden Bericht werden die Ergebnisse des Teilprojektes 2: Erkundung dargestellt. Dieses Teilprojekt gliedert sich in drei Arbeitspakete: AP2.1 Stoffliche Zusammensetzung der Halden/Haldenuntersuchung, AP2.2 Erkundung der Internstrukturen von Bergbauhalden und AP2.3 Rohstoffwirtschaftliche Analyse.

Ziel des Forschungsvorhaben ROBEHA war eine umfassende Bewertung von Bergbau- und Hüttenhalden im Westharz, für die einerseits aus rohstoffwirtschaftlicher Sicht und andererseits aus einer umweltbezogenen Betrachtung ein Haldenrückbau in Frage kommt. Der Harz wurde als Beispielraum für diese Vorhaben ausgewählt, weil über diesen Raum gute Datengrundlagen vorliegen und die verschiedenen Aspekte der Bewertung von Halden exemplarisch berücksichtigt werden können. Eine besondere Bedeutung erlangt das Forschungsvorhaben durch die mögliche Übertragbarkeit der Ergebnisse auf Haldenstandorte in anderen Ländern sowie mit anderen Rohstoffinhalten. Das ROBEHA Projekt war deshalb vor allem darauf ausgerichtet, die unterschiedlichen Aspekte des Haldenrückbaus aus rohstoffwirtschaftlicher und umweltbezogener Sicht zu einer Gesamtbewertung im Sinne der Nachhaltigkeit zusammenzuführen. Zentraler Baustein des Vorhabens war vor diesem Hintergrund die Entwicklung und der Aufbau eines multikriteriellen Bewertungskonzeptes. Im Rahmen des Forschungsvorhabens ROBEHA sollten für die Gewinnung dieser Daten umfangreich neue Techniken entwickelt und getestet werden. Abschließend sollten die für eine umfassende Bewertung von Halden geeigneten Methoden in einem Methodenhandbuch zusammengetragen werden.

Altdeponien und Hüttenhalden sind heterogene Lagerstätten sowohl bezüglich des Stoffgehaltes als auch bezüglich der Ablagerungsstruktur. Zeitliche Änderungen der Deponierungsmethoden, des abgebauten Gesteins und der angewandten Aufbereitungstechniken sind Ursachen dieser Heterogenität. Es ist also erforderlich mit geeigneten Methoden die Haldenstruktur zu erfassen, um zur Wiederverwendung geeignete Bereiche in Größe und Lage sowie bezüglich des Gehaltes an Reststoffen zu ermitteln. Im Rahmen des Projektes wurde daher an typischen Halden mit hohem Wiederaufbereitungspotential die Kombination geoelektrischer und IP-Messungen zur Lokalisierung von nutzbaren Bereichen in einem skalenübergreifenden Untersuchungsansatz in Kombination mit mineralogischen Analysen erprobt und optimiert. Abschließend wurde eine rohstoffwirtschaftliche Analyse durchgeführt, um die ökonomischen Kenndaten eines Haldenrückbaus abzuschätzen.

Im Arbeitspaket 2.1 „Stoffliche Zusammensetzung der Halden/Haldenuntersuchung“ stand die quantitative und qualitative Bestimmung der in den Halden befindlichen metallischen Wertstoffe im Vordergrund. Unter den zahlreichen Bergbau- und Hüttenhalden im Harz konnten Objekte mit erhöhtem Wertstoffpotential identifiziert werden. Die Wertstoffgehalte der Halden sind jedoch sehr variabel. So ist das Rohstoffpotential der Halden vom Haldentyp, Erztyp / Lagerstädtendistrikt und der zum Zeitpunkt der Schüttung gängigen Aufbereitungstechnik abhängig. In den Halden treten vorrangig Blei und Zink und untergeordnet Kupfer, jedoch auch Silber, Antimon und Hightech-relevante Metalle wie Gallium und Indium auf. Aufgrund einer Voranalyse mit Hilfe historischer

Daten, vorliegender Erkenntnisse der zuständigen Behörden und erster Übersichtsbeobachtungen und Analysen wurden zwei Halden für die Detailuntersuchung ausgewählt. Grundlage für die Auswahl war neben dem Wertstoffgehalt auch die Haldengröße und die Zugänglichkeit. Von der ausgewählten Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt, mit Resten der Aufbereitung (1903-1931), als auch von der mittelalterlichen Schlackenhalde am Kahnstein wurden Proben unterschiedlicher Größe und in verschiedenen Tiefen genommen und mit Hilfe verschieden-skaliger Methoden chemisch und mineralogisch untersucht. Die Orte der Probennahme wurden zum Teil aufgrund der geophysikalischen Voruntersuchungen bestimmt und im Gegenzug wurden geophysikalische Profile an Orten besonders interessanter Mineralgehalte gemessen, um die Korrelation beider Methoden zu untersuchen.

Die Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt bei Clausthal/Zellerfeld ist vom Korngrößenspektrum her heterogen aufgebaut. Feinkörnigere Bereiche zeigen meist höhere Metallgehalte. Anhand von Bohrungen wurden am LIBS Bohrkernscanner Metallgehalte orts aufgelöst ermittelt. Die Ergebnisse der Röntgenfluoreszenzanalytik zeigen eine gute Übereinstimmung. Anhand von mineralogischen Betrachtungen wurde gezeigt, dass Wertstoffe im Zuge der Verwitterung umverteilt werden. Hierdurch wird die Aufbereitung im Vergleich zu frischem Roherz erschwert.

Die Halde am Kahnstein beinhaltet Schlacken aus der Verhüttung des Rammelsberger Erzes. Die durchschnittlichen Metallgehalte sind hoch. Neben Zn, Pb, Cu wurden auch erhöhte Gehalte an wirtschaftlich interessanten Spurenmetallen wie Antimon, Cobalt, Zinn, Silber, Chrom sowie Indium und Gallium gemessen. Die Wertmetalle treten in verschiedenen Schlackenphasen, wie Silikaten, Sulfiden, Metalltröpfchen und Legierungen, Oxiden sowie in sekundären Verwitterungsphasen (Karbonate, Sulfate, Gele) auf. Nur eine Aufbereitung der gesamten Schlacke erscheint hier sinnvoll.

Im Arbeitspaket 2.2 Erkundung der Internstrukturen von Bergbauhalden wurden die für diese Erkundung geeigneten geophysikalischen Methoden erprobt und weiterentwickelt. Während geographische Lage, Zugänglichkeit, Geschichte, Reststofftyp und Abbaugeschichte durch historische Daten, Luftbilder und Fernerkundungsmethoden ermittelt werden können, ist die Internstruktur nur durch geophysikalische Methoden minimal invasiv und vergleichsweise (zu Bohrungen) kostengünstig erfassbar. Internstruktur bedeutet in diesem Zusammenhang: Mächtigkeit, innere Zonierung/Strukturierung (primär oder sekundär), Lösungserscheinungen und Abdichtung des Haldenuntergrundes.

An der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt/Silbernaal konnte mithilfe der ERT und GPR Messungen eine Abschätzung der eventuell zur Aufarbeitung zur Verfügung stehenden Pochsandreste vorgenommen werden. Diese liegen in einer Größenordnung zwischen 50 000 und 100 000 m<sup>3</sup>. Diese Mengenabschätzung unterliegt jedoch starken Unsicherheiten, wie in Kap. 2.2 ausgeführt.

An der Schlackenhalde Kahnstein konnte mithilfe von ERT, GPR und SIP gezeigt werden, dass sich die Schlackenreste in einigen Bereichen der Halde unter einer, zum Teil sehr dünnen, Deckschicht befinden. Mithilfe der Laborergebnisse konnte ansatzweise gezeigt werden, dass sich in den verbleibenden Resten z.T. noch metallhaltige Mineralphasen in nennenswerter Größenordnung befinden können.

Durch umfangreiche Labormessungen wurde der Grundstein dafür gelegt, Korrelationen der geophysikalischen Parameter mit den durch mineralogischen und chemischen Analysen bestimmten



---

Gehalten an potentiell wichtigen bzw. umweltgefährdenden Rohstoffen dazu zu nutzen, deren Mengen und Lage zu bestimmen.

Die Ergebnisse dieser beiden Arbeitspakete bildeten die Grundlage für die Abschätzung des ökonomischen Potentials der Haldenwiederaufarbeitung. Im Rahmen des Arbeitspaketes 2.3 wurden diese Daten zur rohstoffwirtschaftlichen Analyse des Haldenrückbaus genutzt.

Nach einer ersten Abschätzung der Wirtschaftlichkeit ist lediglich die Schlackenhalde Kahnstein wirtschaftlich wiederaufbereitbar und dies sowohl bei einem Ausbringen von 80 %, als auch bei einem Ausbringen von 50 %. Die Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt würde bei 80 % Ausbringen ein positives jährliches Betriebsergebnis erwirtschaften, aber die Investitionen nicht zurückzahlen können. Aufgrund des Erzwertes ist demnach die Wiederaufbereitung der Schlackenhalde Kahnstein der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt vorzuziehen.

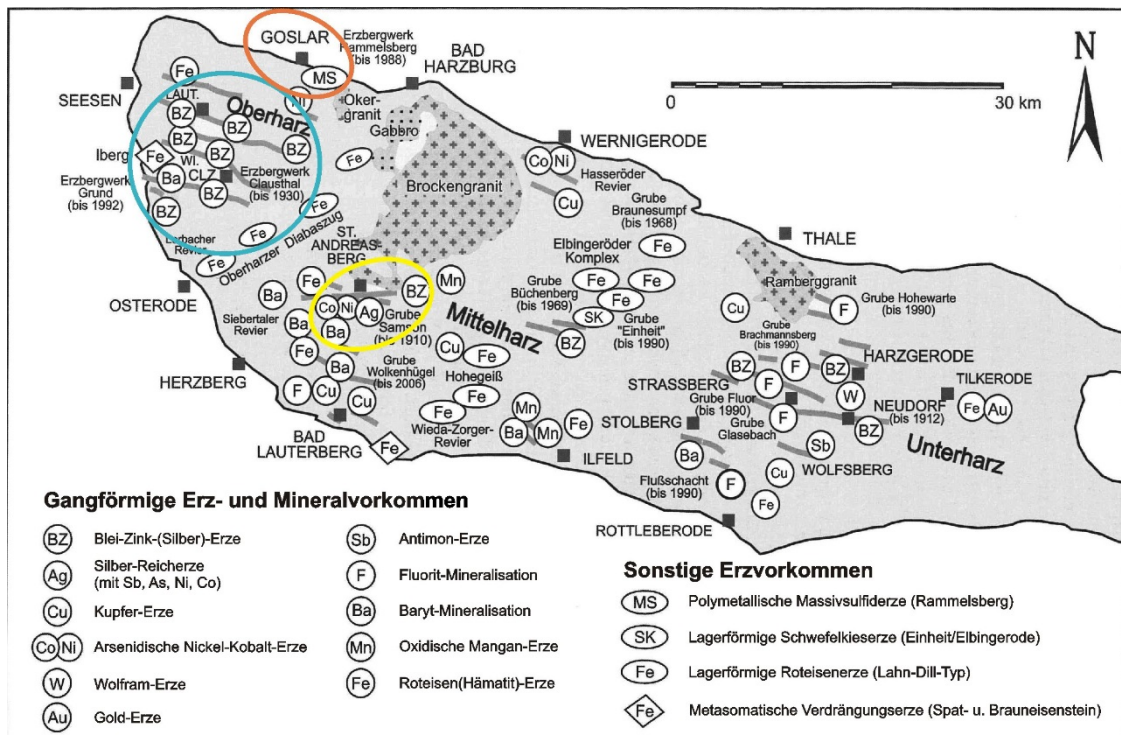


# 1 Übersicht über Bergbau- und Hüttenhalden im Westharz

## 1.1 Historie der Halden im Harz

Durch den Reichtum an Edel- und Buntmetallen, wie Silber, Blei, Zink und Kupfer, lokal auftretende Spurenmetallanreicherungen, sowie Eisenerz-, Fluss- und Schwespatmineralisationen kann der Harz eine über 1500-jährige Bergbaugeschichte vorweisen (Liessmann 2010; Klappauf, 1985).

Im Hinblick auf diese Rohstoffe kann man im Harz vier große Lagerstättendistrikte unterscheiden. Ein sehr berühmter Distrikt, bestehend aus nur einer großen Lagerstätte, ist der Rammelsberg. Hierbei handelt es sich um eine marin gebildete, sedimentgebundene Massivsulfidlagerstätte (SHMS), aus der ca. 27 Mio Tonnen Roherz gefördert wurden (Pb, Zn, Cu, Ag, Au, Sb, As, Cd, Bi, In; Stedingk, 2012; Kraume, 1955). Ein weiterer wichtiger Lagerstättendistrikt umfasst die Oberharzer Gänge, steil stehende und vorrangig WNW-OSO streichende Gänge mit teilweise hochgradig vererzten Bereichen (Liessmann, 2010). Die bekanntesten Lagerstätten in diesem Distrikt lagen in der Gegend von Clausthal-Zellerfeld, Bad Grund-Silbernaal und Lautenthal. Insgesamt wurde ca. 37.9 Mio. t Roherz abgebaut (Pb, Zn, Ag, Sb, Cu; Stedingk & Stoppel, 1993; Liessmann, 2010). Erzführende Gänge mit Pb-, Zn-, Ag-, oder Cu-Erzen, sowie lokale Anreicherungen von Ni-, Sb-, W-, Se oder Au-haltigen Erzen treten in den Lagerstättendistrikten Mittelharz und Unterharz auf (Liessmann, 2010). Die Mengen an abgebauten Erzen sind jedoch viel geringer, als die der anderen Distrikte. Das bekannteste Lagerstättenrevier des Mittelharzes liegt im Bereich Sankt Andreasberg und ist gekennzeichnet durch silberreiche Erze mit einem stärker polymetallischem Charakter (Pb, Cu, Ag; Liessmann, 2010). Der Unterharz wurde im Projekt ROBEHA nicht betrachtet.



**Abb. 1.1:** Schematische Karte zu den Mineral- und Erzlagerstätten des Harzes mit den untersuchten Regionen Rammelsberg (orange), Oberharz (türkis) und Mittelharz (gelb). Kartenquelle: Liessmann, 2010.

Das Ziel der Erzgewinnung für die Oberharzer Ganglagerstätten lag für lange Zeit beim Silber und nur untergeordnet beim Blei (Dennert, 1971). Die Lagerstätte Rammelsberg baute man lange Zeit auf Kupfer und nur untergeordnet auf Silber und Blei ab (Bartels, 2001). Gegen Ende des 15. Jhd. gewann die Bleiproduktion zusätzlich zum Silber an Bedeutung. Dies lag auch daran, dass die Silber-Reicherze zunehmend abgebaut waren und das Saigerverfahren entwickelt wurde, welches unter Einsatz von großen Bleimengen, die Abtrennung von Silber aus dem Kupfer ermöglichte. Zink konnte erst ab der Mitte des 19. Jahrhunderts nennenswert verwertet werden (Dennert, 1971; Bartels, 2001). Durch diese Verschiebungen der Zielmetalle wurden die anderen Erze oft auf Halde gelegt, wobei einige Halden im Laufe der Bergbaugeschichte wieder aufgearbeitet wurden.

Von den drei wichtigsten Lagerstättendistrikten Rammelsberg, Oberharz und Mittelharz sind über 350 Halden bekannt. Darin sind nicht die Halden aus dem Eisen-, Baryt- oder Fluorit-Bergbau enthalten. Auch könnten noch einige kleine, prähistorische Halden fehlen.

Entsprechend der vorhandenen Lagerstätten sind in den Halden vorrangig Pb, Zn, Cu, Sb und Ag zu erwarten. In den Halden vom Rammelsberg treten zusätzlich Indium, Gallium und Bismut auf. Auch die zinkblendereichen Halden der Ganglagerstätten können erhöhte Galliumkonzentrationen aufweisen. In einigen Halden des Mittelharzes wären außerdem erhöhte Konzentrationen von Ni, Co, W oder Se denkbar, solche Halden konnten jedoch aufgrund der zur Verfügung stehenden Kataster nicht lokalisiert werden. Außerdem liegt die Vermutung nahe, dass es sich aufgrund der geringen Fördermengen in diesen Gebieten um relativ kleine Halden handelt. Als mögliche Industriemineralien, die als Zuschlagstoffe oder Baumaterialien verwendet werden können, treten in den Halden des Westharzes Gangminerale, wie Quarz, Baryt, Karbonate, wie Siderit, Ankerit, Calcit und Fluorit auf.

## 1.2 Haldentypen im Harz

Je nach Prozess, während dessen die Reststoffe anfielen, unterscheiden wir im Harz verschiedene Haldentypen (**Abbildung 1.2**). Grobblockige Bergehalden enthalten Reststoffe des Bergbau- bzw. Abbauprozesses (Abraum).



**Abb. 1.2:** Beispiele verschiedener Haldentypen. A: Grobbergehalde bei Oberschulenberg. B: Schlackenhalde am Kahnstein bei Langelsheim. C: Pochsandhalde bei Bad Grund. D: Flotationsrückstände im Absetzbecken II bei Bad Grund.

Das untertage gewonnene und grob vorsortierte Roherz wurde anschließend in Aufbereitungsanlagen übertage aufbereitet, um das zu gewinnende Erz vom uninteressanten Nebengestein oder Gangmaterial abzutrennen und dadurch aufzukonzentrieren. Feinkörnige Reststoffe der Dichtentrennung, welche ungefähr bis 1940 im Einsatz war, wurden bis mindestens Mitte des 19. Jahrhunderts in den angrenzenden Flüssen entsorgt und erst danach in Aufbereitungshalden abgelagert. Diese werden im Harz je nach Zusammensetzung als Pochsand- oder Waschbergehalden bezeichnet. Mit Einführung der Flotation im Jahr 1923 in Bad Grund und in den dreißiger Jahren am Rammelsberg (Liessmann, 2010; Bartels, 1992) wurden die feinkörnigen Reste dieser neuen Aufbereitungsmethode in anderen, viel größeren Aufbereitungshalden, den Absetzbecken bzw. Spülhalden abgelagert.

Reststoffe, die aus der pyrometallurgischen Verarbeitung (Verhüttung) der gewonnenen Erzkonzentrate stammen, liegen in Form von Schlacken auf Schlackenhalden.

### 1.3 Übersichtsbeprobung von Bergbau- und Hüttenhalden im Westharz

Im Rahmen des Projektes wurden insgesamt 28 Halden aus verschiedenen Bergbaustadien und verschiedenen Buntmetall-Lagerstätten des Westharzes mit wenigen Proben übersichtsmäßig beprobt. Weitere Halden wurden begangen, konnten aber infolge einer Abdeckung, Bebauung oder Wasserbedeckung nicht beprobt werden.

Die geringe Probenanzahl von zwei oder mehr Proben, die meist aus einer Tiefe von 20 cm bis 50 cm genommen wurden, erlaubt in keinem Fall Aussagen zur durchschnittlichen Metallkonzentration der Halde. Sie sollten lediglich einen Anhaltspunkt liefern, ob und welche Metalle in der Halde vorkommen. So können Verwitterungsvorgänge zu Stoffumlagerungen führen und die natürliche Heterogenität einer Halde noch verstärken.

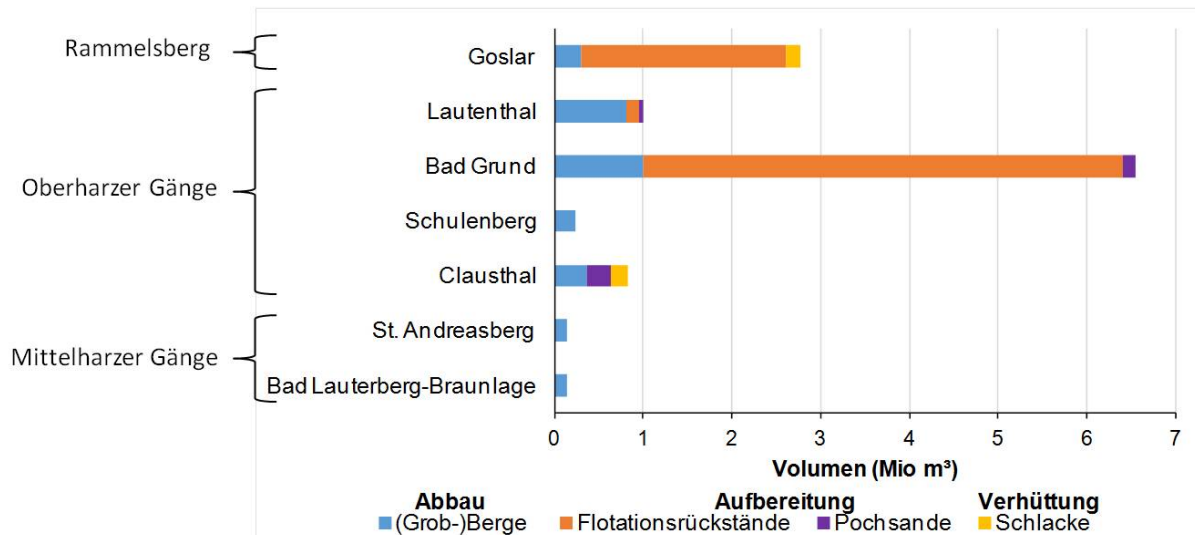
Aus den Übersichtsuntersuchungen lässt sich nichtsdestotrotz eine sehr unterschiedliche Metallverteilung in den Halden ableiten. Die Metallgehalte einer Halde hängen in erster Linie von der stofflichen Zusammensetzung der abgebauten Erze und vom Haldentyp ab. Ein weiterer wichtiger Aspekt ist das Alter der Halde. Dies hängt vor allem mit dem Aufbereitungsverfahren und dem Zielmetall zur damaligen Zeit zusammen, als das Haldenmaterial abgelagert wurde. Die Weiterentwicklung der Aufbereitungsverfahren führte ebenfalls zur Verringerung der Restkonzentrationen in den Aufbereitungsabfällen, aber auch zu einem größeren Materialdurchsatz. Ältere Halden weisen also zumeist höhere Konzentrationen auf als jüngere, dafür haben sie aber gewöhnlich kleinere Ausmaße. Das wirtschaftliche Potenzial ist jedoch insgesamt abhängig von der Tonnage, als Zusammenspiel von Metallkonzentration und Menge.

Von den zahlreichen Halden des Westharzes weisen die meisten Halden Volumina unter  $100.000 \text{ m}^3$  auf. Genaue Mengenangaben sind jedoch nur selten zu finden, da beispielsweise die Halden aus dem Altlastenkataster Goslar, auf das sich dieses Projekt im Wesentlichen stützte, gewöhnlich Größenklassen (z.B. von  $10.000$  bis  $100.000 \text{ m}^3$ ) zugeordnet werden.

Eine Tabelle der Halden aus dem Westharzer Buntmetallerzbergbau mit über  $10.000 \text{ m}^3$  Material ist im Anhang aufgelistet. Aufgrund der begrenzten Projektlaufzeit ist diese Tabelle vermutlich nicht vollständig und basiert vorrangig auf den Daten aus dem Altlastenkataster des Landkreises Goslar und eigenen Recherchen für andere Gebiete.

Auf Grundlage dieser Tabelle wurde eine grobe Abschätzung über die Haldenmengen im Westharz getroffen. Wenn nicht genauer bekannt, wurde dabei für das Volumen der Halde der Mittelwert der jeweiligen Größenklasse verwendet. In **Abbildung 1.3** sind die noch vorhandenen Mengen an Haldenmaterial für die verschiedenen Bergbauregionen des Westharzes abgeschätzt. Die Halden im Oberharz umfassen dabei das größte Haldenvolumen.





**Abb. 1.3:** Grob abgeschätzte Haldenmengen größerer und zugänglicher Halden aus dem Buntmetallerzbergbau im Westharz. Von über 300 existierenden Halden gingen als Berechnungsgrundlage nur 58 Halden ein. Diese weisen jeweils Volumina von über 10.000 m<sup>3</sup> auf und sind weitestgehend unbebaut. Achtung, im Bereich der Mittelharzer Gänge war die Datengrundlage schlecht, so dass hier Schlackenhalde und evtl. einige (Grob-)Bergehalde fehlen könnten. Aufbereitungshalde existieren nicht im Bereich der Mittelharzer Gänge.

Ein Vergleich der verschiedenen Haldentypen zeigt, dass die größten Reststoffmengen in den **Flotationshalde** (Spülhalde/Absetzbecken) auftreten. Die sechs existierenden Flotationshalde unterschiedlicher Größe beschränken sich auf die drei Standorte Rammelsberg, Bad Grund und Lautenthal, wobei in Lautenthal Rammelsberger Erze flотиert wurden. Flotationshalde weisen in der Regel geringere Metallkonzentrationen auf als ältere Aufbereitungsrückstände (**Abbildung 1.4** und **Abbildung 1.5**), werden aber durch ihre großen Volumina wirtschaftlich interessant. Diese Kombination ist vor allem interessant, wenn wertvolle Metalle, wie z.B. Edel- oder Hochtechnologiemetalle enthalten sind. Oder aber wenn, wie im Falle der Bollricher Absetzbecken, größere Mengen potentiell interessanter Industriemineralien wie z.B. Baryt (Schwerspat) vorkommen.

Entsprechend den Massivsulfiderzen der primären Lagerstätte, weisen auch die Halde der Rammelsberger Erzaufbereitung erhöhte Konzentrationen an HT-Rohstoffen wie Indium, Gallium und Antimon auf (**Tabelle 1.1**). Die zwei Absetzbecken am Bollrich, welche Flotationsabgänge des Erzbergwerkes beinhalten, enthalten nach Schätzungen basierend auf Bohrungen im Haldenkörper ca. 2,5 Mio. t Metallsulfide (Blei, Kupfer, Zink, Eisen) und 2 Mio. t Schwerspat (Woltemate, 1988). Aufgrund von Neutralisationsschlamm, welche zusätzlich im Absetzbecken II abgelagert wurden, treten in diesem Becken höhere Zinkkonzentrationen auf, als im Becken I (Woltemate, 1988; **Tabelle 1.1**). Messungen der Rammelsberger Zinkblende im Primärerz weisen In-Konzentrationen von bis zu 160 ppm auf (Kuhn et al., 2015) und lassen auch für die Flotationsabgänge erhöhte In- und Ga-Konzentrationen erwarten. Diese sind natürlich abhängig vom Zinkblendegehalt in den Flotationsrückständen. Die Analyse eines stichprobenartig ausgewählten Bohrkernmeters durch Woltemate (1988) ergab Galliumgehalte von 29 ppm, die für diesen Meter sogar höher lagen als die Indiumgehalte (7 ppm). Mögliche weitere Beiprodukte zu den Buntmetallen wären Silber, Bismut, Kobalt, Nickel, Antimon, Zinn, Selen und geringe Mengen an Gold (Woltemate, 1988).

**Tab. 1.1:** Stichprobenartig ermittelte Metallkonzentrationen (Minimum-Maximum) größerer Halden oder -cluster für den oberflächennahen Bereich bis 1 m Tiefe (Kuhn et al., 2015). Alle Konzentrationen sind Anhaltspunkte und stellen bis auf die Angaben für zwei Halden keine Durchschnittsgehalte der Halden dar. Alle Haldenvolumina sind grobe Schätzwerte und stammen aus dem Altlastenkataster des LK Goslar, und Literaturquellen (CUTEC, 1994; Woltemate, 1988).

	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Cu</b>	<b>Ag</b>	<b>Sb</b>	<b>In</b>	<b>Ga</b>	<b>Ge</b>
	(%)	(%)	(%)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)
<b>Halden aus der Aufbereitung - Flotation</b>								
Absetzbecken I und II am Bollrich (R; 2 Halden; ca. 3,4 Mio. m <sup>3</sup> )	ø I: 1,15* ø II: 1,05*	ø I: 1,6* ø II: 2,40*	ø I: 0,16* ø II: 0,15*	1 Kern: I: 30*	1 Kern: I: 170*	1 Kern: I: 7* <sup>a</sup>	1 Kern: I: 29*	
Absetzbecken II Bad Grund (O; n = 49 / 15; Becken I und II zusammen ca. 4 - 5 Mio. m <sup>3</sup> )	0,1 - 0,6	0,2 - 4,4	0,01 - 0,30	3 - 11	29 - 55	0,2 - 2	8 - 14	3 - 4
<b>Halden aus der Aufbereitung - Dichtentrennung</b>								
Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt (O; n = 211 / 99; ca. 50.000 m <sup>3</sup> )	ø 4,9	ø 0,1	ø 0,02	ø 118	ø 290	0 - 1	1 - 12	1 - 4
Pochsandhalde Ottiliaeschacht (O; n = 9 / 7, 1 Halde; ca. 100.000 m <sup>3</sup> )	0,4 - 1,3	1,3 - 3,0	0,03 - 0,12	7 - 15	40-88	4 - 7	12 - 16	3 - 5
<b>Grob-Bergehalden aus dem Erzabbau</b>								
Bergehalden Rammelsberg (R; n = 9 / 8; 2 Halden; ca. 300.000 m <sup>3</sup> )	0,3 - 8,1	0,06 - 0,47	0,05 - 0,36	5 - 191	25 - 880	3 - 32	22 - 27	2 - 7
Bergehalden Lautenthal (O; n = 8 / 6; mehrere Halden; ca. 500.000 m <sup>3</sup> )	0,1 - 0,8	1,4 - 6,7	0,02 - 0,03	4 - 8	24 - 60	1 - 5	20 - 25	3 - 5
Bergehalden Oberschulenberg (O; n = 6 / 6; mehrere Halden; ca. 300.000 m <sup>3</sup> )	0,7 - 3,6	1,1 - 2,8	0,03 - 0,35	6 - 29	68 - 242	4 - 37	22 - 35	3 - 4
<b>Schlackenalden aus der Verhüttung</b>								
Schlackenalden Langelsheim-Goslar (R; n = 15 / 8; 4 Halden; ca. 160.000 m <sup>3</sup> )	0,9 - 4,4	2,7 - 18,5	0,7 - 1,5	19 - 115	108- 459	23 - 64	15 - 25	2 - 4
Schlackenalden Bleihütte Clausthal (O; n = 6 / 4; 2 Halden; ca. 120.000 m <sup>3</sup> )	0,5 - 6,6	0,7 - 8,9	0,07 - 0,3	5 - 69	165 - 525	2 - 23	9 - 20	3 - 8

Verwendete Abkürzungen: n = x / x: Anzahl der Proben für RFA-Analysen (Pb, Zn, Cu) / Anzahl für (LA-)ICP-MS-Analysen (Ag, Sb, In, Ga, Ge);

\*: Daten aus Woltemate, 1988;

a: in anderen Bereichen werden höhere Konzentrationen vermutet;

ø: Durchschnittsgehalte der Halde – werden nur bei ausreichend großer Probenzahl angegeben;

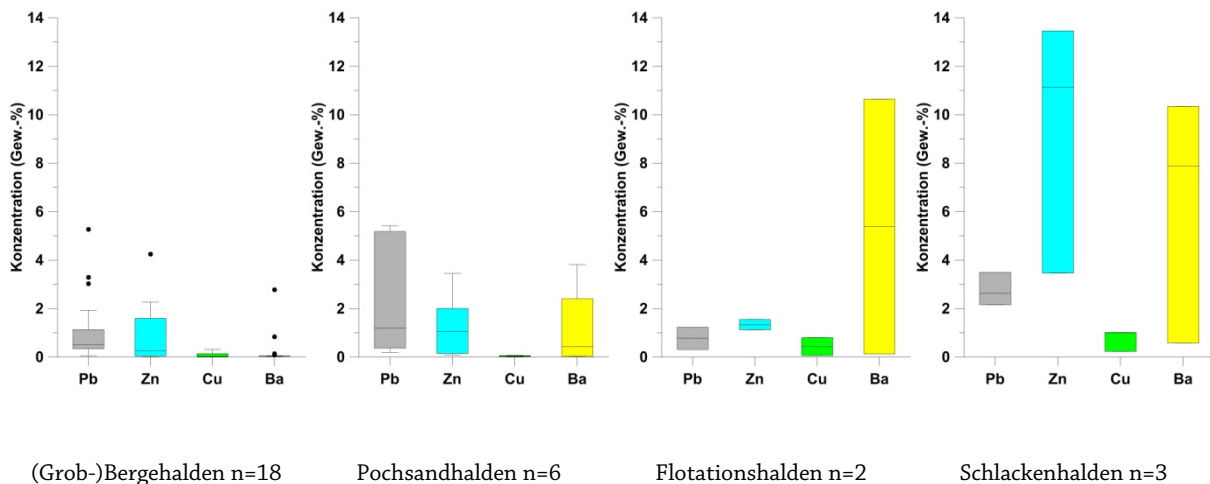
R: Rammelsberger Revier; O: Oberharzger Gangrevier



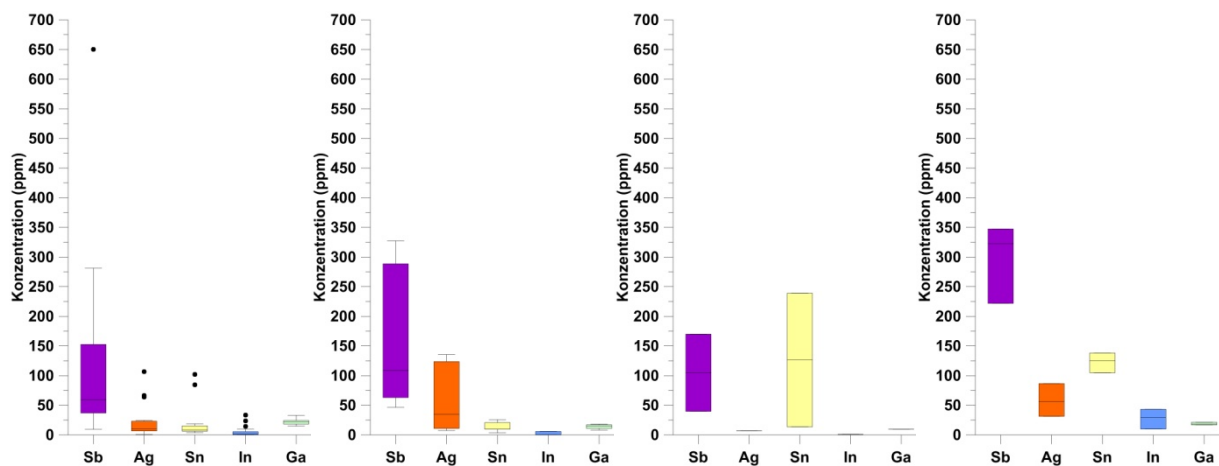
Aufgrund der Wasserbedeckung der Absetzbecken, war eine Probenahme im Rahmen des Projektes nicht möglich. Auch die Suche nach den im Rahmen der Dissertation von I. Woltemate (1988) gezogenen Bohrkernen blieb erfolglos, da sie vermutlich nach Auflösung der Preussag entsorgt wurden. So bleiben die Analysen des r<sup>4</sup>-Folgeprojektes REWITA abzuwarten, welches diese Teiche hinsichtlich der Spurenelementführung untersucht. Zusätzlich zum Material der Bollricher Teiche lagern noch ca. 30.000 m<sup>3</sup> Flotationsreste in der Nähe des Erzbergwerkes. Zusätzlich sollen in der Flotationshalde am Sparenberg in Lautenthal Flotationsrückstände vom Rammelsberg liegen (pers. Mitteilung K. Stedingk). Eine Probenahme beider Halden war aufgrund ihrer Abdeckung nicht möglich.

In Bad Grund gibt es zwei weitere große Absetzbecken mit Flotationsrückständen des Bergwerkes Grund, welche zusammen 4 – 5 Mio. m<sup>3</sup> Material beinhalten (**Tabelle 1.1**). Eine Beprobung des obersten Meters zeigte sehr variable Zinkgehalte zwischen 0,2 und 4,4 %. Die entnommenen Proben repräsentieren jedoch nur die jüngsten Rückstände. Größere Mischproben, die zwischen 1988 und 1992 aus dem Absetzbecken II entnommen wurden, weisen zumeist niedrige Metallgehalte auf mit ca. 0,2 – 1,8 % Pb+Zn auf. Außerdem waren ca. 1 – 2 % Schwerspat in den Mischproben enthalten (IGU, 1994). Hierbei ist zu berücksichtigen, dass durch die Ablagerung im Absetzbecken Fraktionierungen nach Mineral, Korngröße und -form stattfinden. Im Zusammenspiel mit späteren Verwitterungsprozessen werden dadurch teils beträchtliche An- bzw. Abreicherungen an Metallen in den verschiedenen Lagen der Halde erreicht. Belastbare Daten können somit nur durch eine systematische Beprobung und Wichtung aller Fraktionen gewonnen werden.

Der metallische Erzbergbau im Bereich der Mittelharzer Gänge kam bereits vor Einführung der Flotation weitestgehend zum Erliegen (Liessmann, 2010).



**Abb. 1.4:** Durchschnittliche Buntmetall- und Ba-Konzentrationen der untersuchten Haldentypen. Von jeder Halde (Anzahl der Halden =n) ist der Mittelwert aller gemessenen Proben eingegangen. Die Längen der Whisker in den Box-Plots sind auf das 1,5-Fache des Interquartilsabstand beschränkt. Daten die außerhalb liegen werden als Punkt angezeigt.



(Grob-)Bergehalden n=17

Pochsandhalden n=5

Flotationshalden n=2, für

Schlackenhalden n=3

Ag, In und Ga nur 1 Halde:

Absetzbecken Bad Grund

**Abb. 1.5:** Durchschnittliche Spurenelementkonzentrationen der untersuchten Haldentypen. Von jeder Halde (Anzahl der Halden = n) ist der Mittelwert aller gemessenen Proben eingegangen. Die Längen der Whisker in den Box-Plots sind auf das 1,5-Fache des Interquartilsabstand beschränkt. Daten die außerhalb liegen werden als Punkt angezeigt.

Neben den Spülhalden gibt es im Westharz noch sechs Halden mit älteren Ablagerungen aus der Dichtentrennung, sog. **Pochsandhalden**, von denen alle im Bereich der Oberharzer Gänge liegen. Die geringe Anzahl resultiert daraus, dass die Reststoffe bis Mitte des 19. Jhd. über die Flüsse entsorgt und erst danach aufgehaldet wurden (Hildesheimer Zeitung vom 03.05.1907; Niedersächsisches Bergarchiv). Größere Reste wurden außerdem als Baustoff genutzt. Eine noch 1994 existierende Waschbergehalde bei Bad Grund wurde ebenfalls zum größten Teil abgetragen. Die existierenden Pochsandhalden sind, je nach abgebautem Gangbereich, stärker an Zink oder aber an Blei, Silber und Antimon angereichert. Die Buntmetall- sowie Sb- und Ag-Konzentrationen können in diesen Halden relativ hoch sein, während die Ga-Konzentrationen eher niedrig waren.

Weil die Volumina der Pochsandhalden relativ klein sind, würde sich hier die Aufarbeitung mehrerer ähnlicher Objekte anbieten.

Die Metallkonzentrationen in den **(Grob-)Bergehalden** sind durch die Verdünnung mit Nebengestein oder Gangart oft gering, es gibt aber auch Ausnahmen (**Abbildung 1.4** und **Abbildung 1.5**). Zu den metallreicheren Halden gehören einige Halden aus Lautenthal mit Konzentrationen zwischen 1,4 – 6,7 % Zink und 20 - 25 ppm Gallium. Bleireiche Äquivalente mit 3 - 5 % Blei und erhöhten Zn-Gehalten treten in einigen Rammelsberger Halden und in Oberschulenberg auf. Auch bei den Spurenelementen sind diese Schwankungen zu erkennen. In den meisten Halden schwanken die Galliumgehalte um die 15 – 33 ppm und sind damit teilweise höher als in den Pochsandhalden. In zwei kupferreicheren Proben einer Bergehalde bei Oberschulenberg wurden außerdem erhöhte Indiumkonzentrationen bis 37 ppm gemessen (**Tabelle 1.1**). Dies zeigt, dass in

kupferreicheren Erzen der Oberharzer Gänge auch Indium angereichert sein kann. Jedoch beschränkt sich dies auf wenige Proben. Da viele Bergehalden des Harzer Gangbergbaus weit unter 100.000 m<sup>3</sup> Material enthalten, sind nur Haldencluster interessant, also Gebiete in denen mehrere Bergehalden auf engem Raum abgelagert wurden. Dies ist z.B. in Lautenthal, aber auch im Bereich von Oberschulenberg der Fall.

In den Grobbergehalden des Rammelsberger Bergbaus sind ebenfalls erhöhte Gehalte an Gallium und Indium zu finden. In neun Proben verschiedener Halden wurden Konzentrationen an Indium zwischen 3 – 32 ppm und an Gallium zwischen 22 – 27 ppm gemessen (**Tabelle 1.1**). Aber auch Sb, Ag, Sn und Bi sind erhöht. Der größte Teil dieser Halden gehört jedoch zum Weltkulturerbe Rammelsberg und ist nur eingeschränkt zugänglich.

**Schlackenalden** können sehr hohe Metallgehalte aufweisen. Die Einzelproben wiesen zwischen 1 - 19 % Zn, 0,5 – 5 % Pb, 12 – 54 % Fe und zwischen 0,07 und 1,5 % Cu auf (Durchschnittsgehalte in **Abbildung 1.4** und **Abbildung 1.5**). Die Aufbereitung von Schlacken ist jedoch relativ schwierig, da die Wertmetalle sowohl in Sulfiden, Silikaten und Oxiden als auch in Form von Metalltröpfchen vorkommen können und das Material sehr hart und teilweise sehr grob ist. Im Raum Langelsheim-Goslar gibt es vier größere Halden mit Schlacken aus der Verhüttung des Rammelsberger Erzes. Es wurde bereits viel von dem Material abgefahren.

Vor allem die älteren Halden des Rammelsberges weisen hohe Zinkgehalte auf, da die abgebauten Erze eng verwachsen waren, die Aufbereitung schwierig war und Zink erst in späterer Zeit gewonnen wurde. In 8 Proben von zwei dieser Halden wurden Konzentrationen zwischen 26 – 64 ppm Indium, 15 – 25 ppm Gallium und 2 – 4 ppm Germanium gemessen. Zusätzlich treten erhöhte Antimon- und Zinnkonzentrationen auf.

Im Clausthaler Gangrevier existieren im Gebiet der ehemaligen Bleihütte Clausthal zwei größere Schlackenalden, die teilweise als Bauschuttdeponie genutzt wurden. Beprobte Schlacken aus einer Bleihütte des Clausthaler Gangerzreviers zeigen Konzentrationen um die 400 ppm Sb und 18 ppm Ga. Im Vergleich zum Rammelsberg sind die Metallgehalte der untersuchten Schlacken meist niedriger.

Aufgrund der Voruntersuchungen zeigt sich, dass die Metallkonzentrationen innerhalb ein und desselben Haldentyps sehr variabel sind und jede potentiell interessante Halde genau untersucht werden muss. Da es sich bei den meisten Bergbauhalden um sehr heterogene Schuttkörper handelt deren Mächtigkeiten weitgehend unbekannt sind, ist für eine solche Erkundung eine detaillierte Beprobungsstrategie zu entwickeln. Mitunter sind geophysikalische Methoden zur Volumensabschätzung, eine große Probenanzahl bzw. eine an die Partikelgrößenverteilung angepasste Probengröße erforderlich.

Auf Grundlage der Ergebnisse der Übersichtsmessungen, im Zusammenspiel mit der Größe und Zugänglichkeit der Halden, wurden eine historische Pochsandhalde aus dem Erzrevier Bad Grund und eine Schlackenhalde aus dem Rammelsberger Revier für eine Ressourcenabschätzung ausgewählt.



## 2 Untersuchungen an der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt

### 2.1 Stoffliche Zusammensetzung der Halde

#### 2.1.1 Historie der Grube Bergwerkswohlfahrt und der zugehörigen Pochsandhalde

Die Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt wurde von ca. 1903 bis 1931 betrieben und gehörte zur Grube Bergwerkswohlfahrt (Betriebsbeginn 1822), welche Erze mit hohen Blei-, Antimon- und Silbergehalten gewann.

Der überdurchschnittliche Silbergehalt der Erze machte den Bergbau aber schon sehr viel früher attraktiv. Eine erste Blütezeit des Erzbergbaus im Bereich des Silbernaaler Gangzuges fand bereits im Mittelalter statt). Im Jahr 1570/71 wurde der Bergbau mit der Grube Silberner Nagel (= Silbernaal, 1570–1633) und Haus Braunschweig (1577–1733) wieder aufgenommen (Bartels, 1992; Liessmann, 2010).



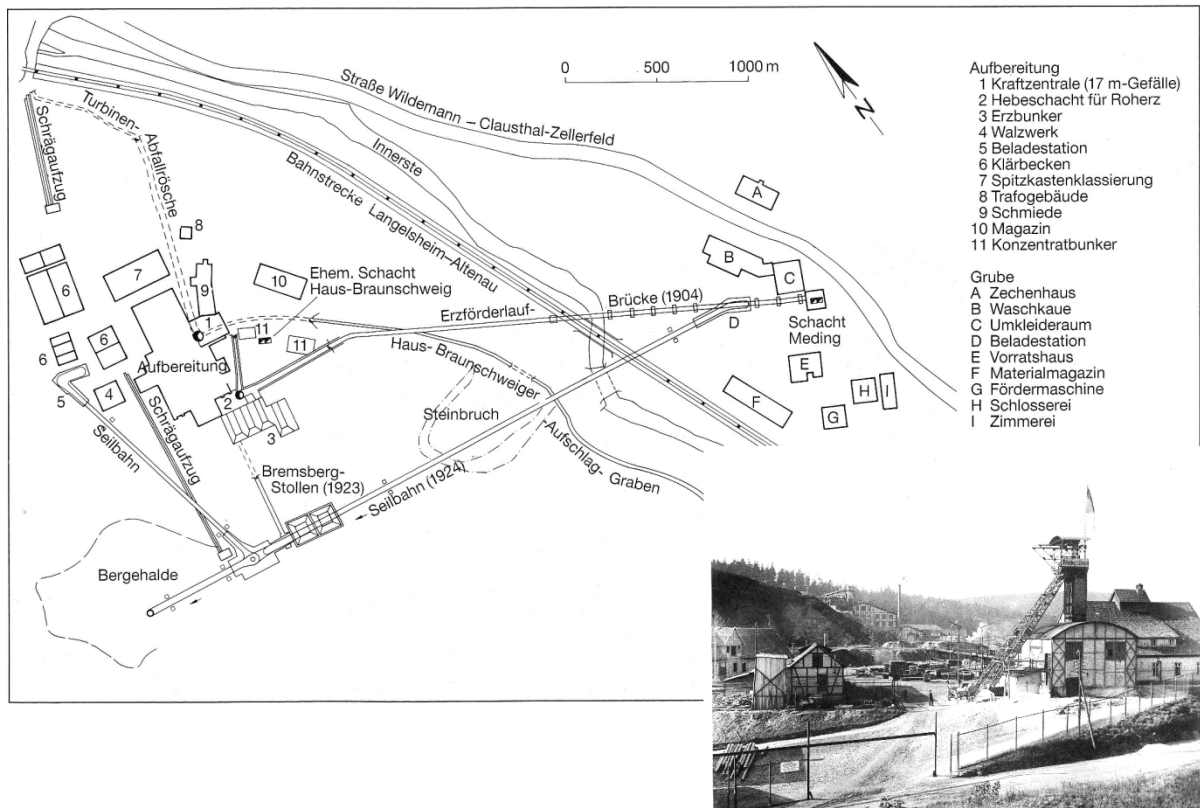
**Abb. 2.1:** Primärerz der Grube Bergwerkswohlfahrt. Die Ag-, Sb- und Pb-reiche Vererzung (dunkelgrau) ist verwachsen mit unterschiedlichen Gangmineralen, wie Quarz (linkes Foto, weiße Phase), Baryt (rechtes Foto, weiße Phase), Siderit (hellbraun) und anderen Karbonaten, sowie Nebengestein.

Ab 1590 schienen die Reicherzvorkommen an Silber zur Neige zu gehen und man stieg zunehmend auf die Gewinnung des silberhaltigen Bleiglanzes um. So war der Silberreichtum vor allem an die oberen Teufen gebunden und wohl auf gediegenes Silber und Fahlerze zurückzuführen (Bartels, 1992). 1733 musste die Grube „Haus Braunschweig“ v.a. wegen Wasserhaltungsproblemen schließen (Bartels, 1992).

23 Jahre nach dem Bau des ersten Wasserlösungsstollens (Tiefe Georg-Stollen) im Harz wurde 1822 die gewerkschaftliche Grube Bergwerkswohlfahrt im Silbernaaler Revier neu gegründet. Es wurde ein neues Pochwerk und eine Erzwäsche errichtet und Silber, Frischglätte, Kaufglätte, Blei und Baryt (Schwerspat) gewonnen (Bartels, 1992). In den Jahren 1929-1932 wurde der erste Förderschacht der Grube, der Medingschacht, abgeteuft (Liessmann, 2010). Mit dem Bau eines weiteren Entwässerungsstollens im Oberharz, dem Ernst-August-Stollen (1851-1864), und der Übernahme des gesamten Bergbaus durch den Staat bis 1865 begann der Umschwung von der frühindustriellen zur hochindustriellen Periode. Im Jahr 1867 wurden im Bereich der Berginspektion Silbernaal 19.720 Tonnen Erz gefördert, 11.125 Tonnen entfielen auf Bergwerkswohlfahrt, 8595 t auf Hilfe Gottes (Bartels, 1992). Die Grube Bergwerkswohlfahrt baute schwerpunktmäßig die westlich vom Haus Braunschweiger Schacht erschlossenen Erzmittel (des Bereichs der 8. bis 10. Strecke) ab.

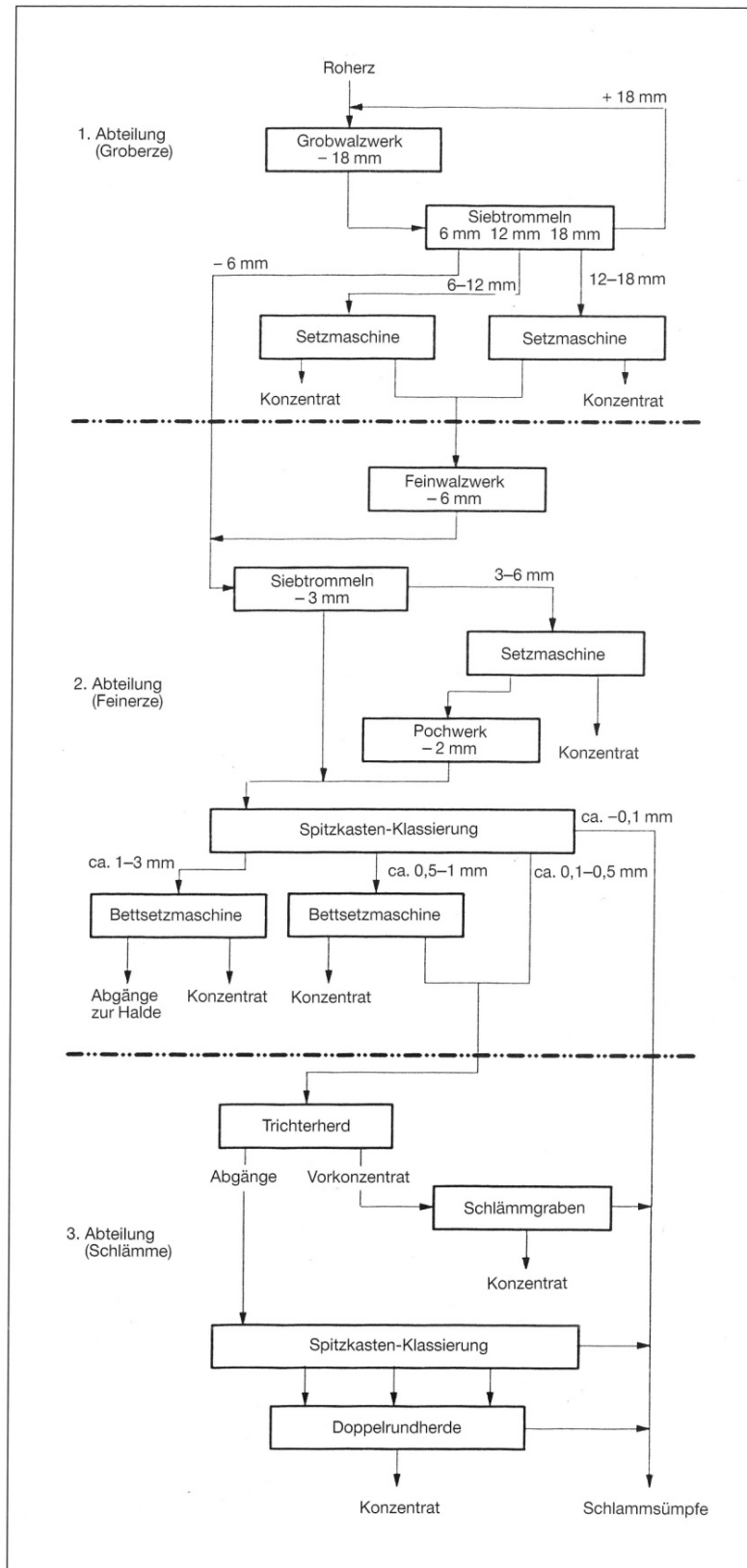
Auch die Aufbereitung der Erze veränderte sich im Laufe der Zeit und trug wesentlich zur Steigerung der Ausbeute bei. Bereits 1595 war die Pocharbeit in den Gruben gebräuchlich. Sie wurde mit einem primitiven Waschverfahren und erst später mit der Schlämmarbeit kombiniert. Unmittelbar bei der Grube Bergwerkswohlfahrt gab es eine Wäsche, die Pocharbeit erfolgte jedoch in einem Werk unterhalb von Clausthal an der Innersten. Im Jahr 1834 wurde am Medingschacht ein neues Pochwerk fertiggestellt und kurze Zeit später folgten ein zweites Scheidhaus und eine Schlammwäsche. Erze der Grube Bergwerkswohlfahrt wurden außerdem weiterhin in einem Innerste-Pochwerk an der Innersten unterhalb von Clausthal verarbeitet (Bartels, 1992).

Um 1902/1903 wurden Modernisierungen in der Grube durchgeführt und eine neue Erzaufbereitungsanlage gebaut, welche die alten Pochwerke ablöste (**Abbildung 2.2**, Bartels, 1992, Liessmann, 2010). Diese ähnelte der Aufbereitung, wie sie 1875 in der Nachbargrube Hilfe Gottes eingeführt wurde (Schema in **Abbildung 2.3**) und führte zwischen 1903 und 1914 zu einer erheblichen Kapazitätserweiterung auf ca. 25.000-30.000 t verarbeitetes Roherz pro Jahr (Bartels, 1992). Ab 1916 wurden teilweise 40.500 t Roherz gefördert (Bartels, 1992). Im Laufe der Zeit ersetzten dann Pendel- und Kugelmöhlen einige Pochwerksmaschinen.



**Abb. 2.2:** Tagesanlagen der Grube Bergwerkswohlfahrt als Lageplan (um 1930) und Foto (1905, Dr. Behme; beides aus Bartels, 1992). Auf dem Foto befinden sich der Medingschacht im Vordergrund und die Aufbereitungsanlagen im Hintergrund.

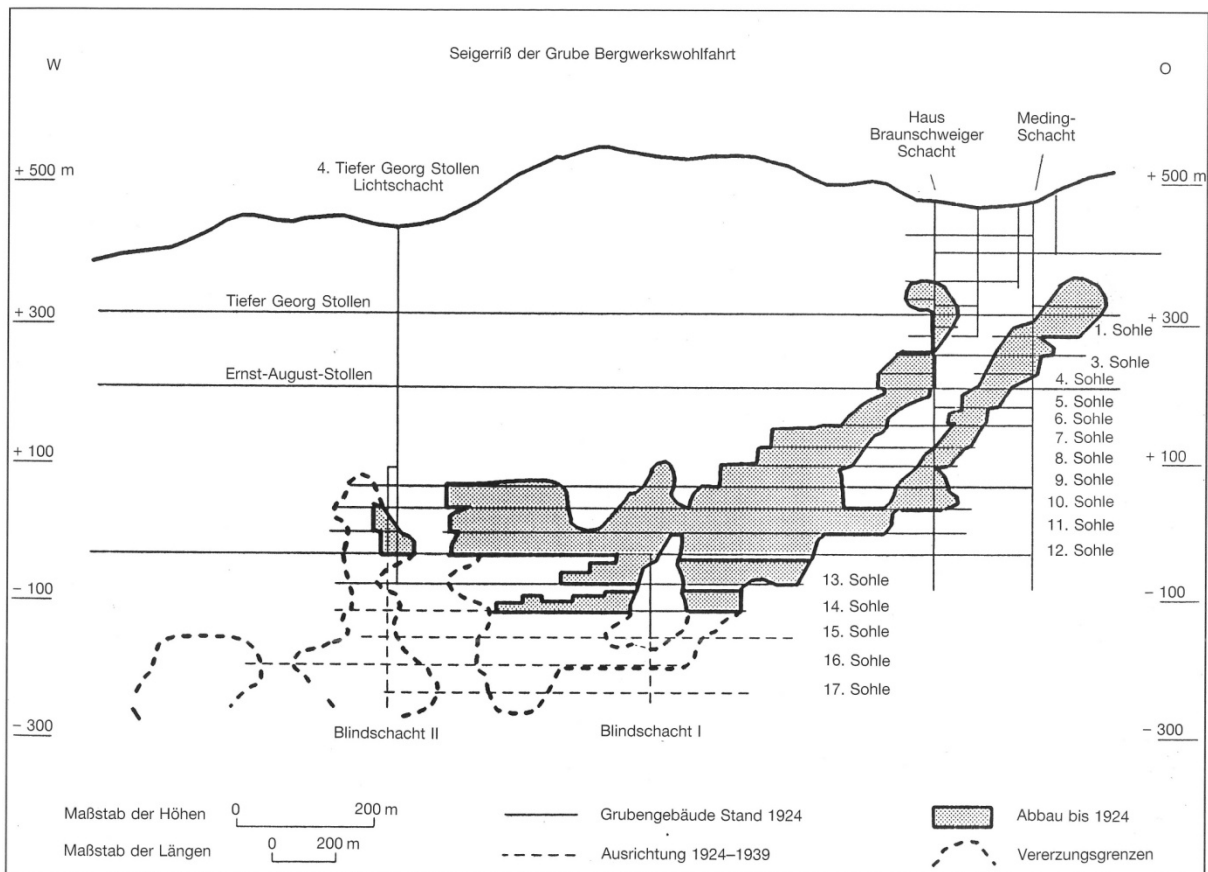




**Abb. 2.3:** Aufbereitungsschema des 1. Hilfe Gotteser Pochwerks (Grube Hilfe Gottes). Nach einem ähnlichen Prinzip lief die Aufbereitung in der um 1900 errichteten Aufbereitung der Grube Bergwerkswohlfahrt.

Die Reststoffe dieser modernisierten Aufbereitungsanlage liegen auf der untersuchten Pochsandhalde, die im selben Zeitraum (ca. 1903-1931) wie die Aufbereitungsanlage betrieben wurde (Bergarchiv Clausthal). Ob noch Pochsande aus älterer Aufbereitung ebenfalls auf der Halde liegen, konnte nicht in Erfahrung gebracht werden. Bis mindestens Mitte des 19. Jahrhunderts wurden die Reststoffe der Pochwerke jedoch über die anliegenden Flüsse entsorgt (Niedersächsisches Bergarchiv).

Im Jahr 1923 erfolgte der Zusammenschluss mit der Grube Hilfe Gottes (Betriebsbeginn 1831), beide waren seit bereits mehr als sechzig Jahre untertägig verbunden, zum Erzbergwerk Grund. Das Erzbergwerk Grund gehörte nun zur neugegründeten „Preußischen Bergwerks- und Hütten Aktiengesellschaft“ (PREUSSAG) und wurde genauso wie die anderen Bergwerks- und Hüttenbetriebe aus der Staatsverwaltung herausgelöst und nach privatwirtschaftlichen Grundsätzen geführt. Der Stand des Abbaus der ehemaligen Grube Bergwerkswohlfahrt im Jahr 1924 ist in **Abbildung 2.4** dargestellt.



**Abb. 2.4:** Stand und Entwicklung des Grubengebäudes der Grube Bergwerkswohlfahrt im Jahre 1924 (Bartels, 1992). Dies entspricht ungefähr dem Stand des Abbaus zu der Zeit, als die Pochsandhalde betrieben wurde. Die grau markierten Bereiche wurden bereits abgebaut oder befanden sich zu dieser Zeit gerade im Abbau.



Da die Abgänge der Herdwäsche noch 3 % Blei enthielten, wurden ab 1924 alle Feinschlämme der Bergwerkswohlfahrter Aufbereitung auf unter 0,1 mm Korngröße zerrieben und anschließend flotiert (Bartels, 1992). Die aufbereiteten Abgänge lieferten dadurch noch ein Bleikonzentrat mit 50 – 60 % Blei. Erze größerer Körnung wurden für das gesamte Erzbergwerk weiterhin durch traditionelle Verfahren abgetrennt. Aufgrund der stark sinkenden Bleipreise in der Weltwirtschaftskrise wurde 1931 die Aufbereitung Bergwerkswohlfahrt stillgelegt. Die dort gewonnenen Erze transportierte man untertägig zum Achenbachschacht, förderte sie zutage und bereitete sie in den neuen Flotationsanlagen von Hilfe Gottes auf (Bartels, 1992; Liessmann, 2010).

Im Grubenfeld Bergwerkswohlfahrt verlagerte sich der Abbau stetig in Richtung Westen, da sich hier die Erze in größeren Tiefen fortsetzen (**Abbildung 2.4**). Anfang der 50er Jahren waren die Erzvorräte der früheren Grube Bergwerkswohlfahrt weitestgehend abgebaut und der Medingschacht lag zu weit vom Abbau entfernt. Als Ersatz wurde der Wiemannsbuchtschacht im westlichen Teil des Grubenfeldes Bergwerkswohlfahrt abgeteuft. 1980 wurde die Erzgewinnung auch in diesem Teil des Grubenfeldes wegen schlechter Anbrüche und schwieriger Abbaubedingungen eingestellt (Bartels, 1992). Das Erzbergwerk Grund mit dem verbliebenen Grubenfeld Hilfe Gottes wurde 1992 stillgelegt.

Recherchen haben ergeben, dass die heutige Halde auch nach Einstellung der Ablagerung von Aufbereitungsrückständen in verschiedener Weise genutzt worden ist. Bekannt ist einerseits der Abtrag von Pochsanden und deren Verwertung als Betonzuschlagstoff und andererseits die Nutzung der Halde als Deponie für Bau- und mineralische Abfälle (Poggendorf et al., 2015). Ein genauer Ablageort des Fremdmaterials konnte nicht eindeutig ermittelt werden.

### **2.1.2 Heutige Umfeldbedingungen der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt**

Die untersuchte, keilförmige Pochsandhalde ist ca. 400 m lang und liegt unmittelbar neben einem Vorfluter (Innerste). Sie befindet sich heutzutage in Privatbesitz.

Aufgrund der steilen, teilweise unbewachsenen Böschungen treten Standsicherheitsprobleme und Erosionsprobleme sowie eine Grundwassergefährdung auf. So kommt es zu einem Materialeintrag in fester Form in die Innerste (pers. Mitteilung LK Goslar). Es besteht daher ein dringender Sanierungsbedarf.

Entsprechend der Nutzungsgeschichte handelt es sich um eine heterogen aufgebaute Halde. Der Untergrund der Halde besteht aus blockigem Nebengesteinsmaterial, das teilweise schwach vererzt bzw. mit Gangmaterial durchsetzt ist. Es handelt sich hier vermutlich um (Grob-)Bergeablagerungen.

Der überlagernde Pochsand ist ein lockeres Sand-Kies-Schluff-Gemisch, bestehend aus den Resten der Dichtentrennung. Hier sind Gangmaterial, Nebengestein und Erzfragmente verwachsen.

In einigen Bereichen der Halde sind die Pochsande von 1-2 m mächtigen, feinkörnigen Ablagerungen der Ton-Schlufffraktion überlagert. Die feinkörnigen Reststoffe sind den Pochsanden von der Zusammensetzung sehr ähnlich und weisen ebenfalls hohe Pb-Konzentrationen auf. Es scheint sich daher um ehemalige Aufbereitungsschlämme zu handeln, wie sie auch eingeschaltet in den Pochsanden vorkommen. Dort sind die feinkörnigen Lagen jedoch nicht so massiv, so dass auch eine spätere Ablagerung von Material einer anderen Halde nicht ausgeschlossen werden kann. In nur einem Kilometer Entfernung gibt es beispielsweise kleinere Absetzbecken, die sehr ähnliche, feinkörnige Aufbereitungsschlämme enthalten.



**Abb. 2.5:** Foto des nördlichen Teils der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt. Durch die steile Böschung und die fehlende Vegetation in einigen Haldenbereichen erfolgt ein Materialeintrag in die Innerste.

In den bewaldeten Bereichen der Halde wurde in kleinen Schürfen grobes Bergematerial (Abraum) gefunden. Es handelt sich um grobblockige bis kiesgroße Gesteinsbruchstücke gemischt mit feinem lehmigem Material. Vermutlich handelt es sich hier um die Reststoffe, die während der Nutzung als Bau- und Mineralabfalldeponie abgelagert wurden.

Im Rahmen des Projektes erfolgte die Erkundung dieser Halde unter Anwendung verschieden-skaliger Methoden. Neben der eigentlichen Charakterisierung des Haldenkörpers sollten die eingesetzten Methoden auch auf ihre Fähigkeit hin untersucht werden, für zukünftige Vorfelderkundungen Aufwand und Kosten für Probenahme und Analytik zu reduzieren.

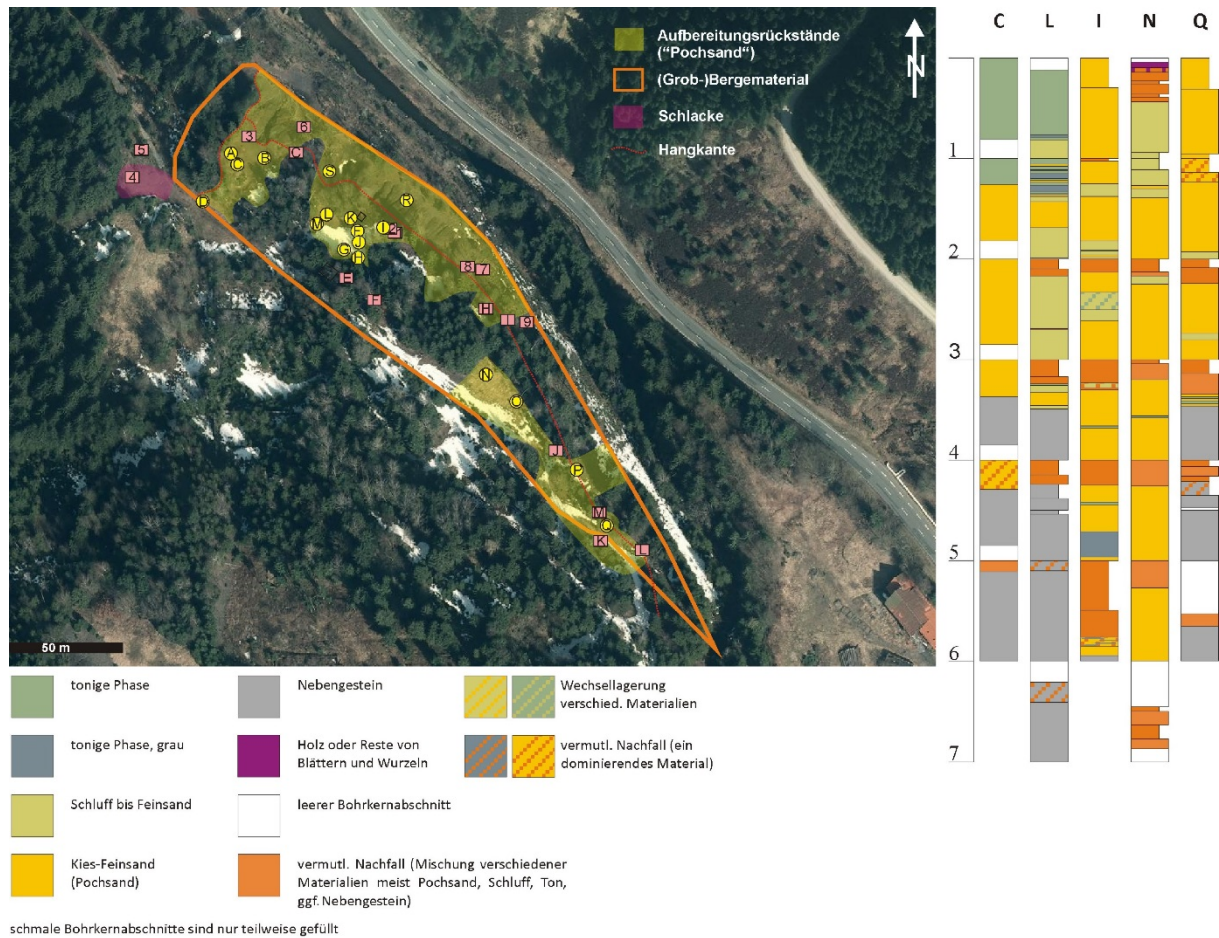
Begonnen wurde daher mit einer großräumigen geophysikalischen Erkundung als Grundlage für die Festlegung der Bohrpunkte und zur Berechnung der Materialmenge (vgl. Kapitel 2.2 Geophysik Pochsandhalde Silbernaal). Dadurch können die Bohrungen gezielt in verschiedene geophysikalische Anomalien der meist heterogenen Halden gesetzt werden. Insgesamt müssen die Bohrungen aber über die gesamte Halde verteilt sein. Ziel ist es die Anzahl der Bohrungen auf ein Minimum zu beschränken und die, durch die Bohrungen zusätzlich geschaffenen, Wegsamkeiten für Wasser zu minimieren.

Mit Hilfe eines LIBS-Bohrkernscanners (LIBS: Laserinduzierte Plasmaspektroskopie) wurden die aus dem Haldenmaterial gewonnenen Bohrkernbezüge bezüglich ihrer Elementverteilung untersucht und 2D-Elementverteilungsbilder erzeugt. Dies soll die Anzahl der Teilproben reduzieren und damit Zeit und Kosten für die Analytik sparen. Im Zusammenspiel mit chemischen Analysen (Röntgenfluoreszenzanalytik, RFA) an Teilproben aus den Bohrkernen können dadurch Anreicherungszone von Wertmetallen lokalisiert und eine Vorratsberechnung zum Inhalt der Metalle durchgeführt werden.

Kleinskalige mineralogische Analysen an Teilproben liefern zusätzliche Informationen über die Verteilung der Metalle in den verschiedenen Mineralen und den Verwitterungszustand dieser Phasen.

### 2.1.3 Probenahme auf der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt

Auf Grundlage der geophysikalischen Ergebnisse wurden 18 Rammkernbohrungen auf der Halde genommen (**Abbildung 2.6**). Die Anzahl der Bohrungen ist relativ hoch, diente aber zu Vergleichszwecken mit den geophysikalischen Ergebnissen. Für weitere Haldenerkundungen kann die Anzahl stark reduziert werden. Die Rammkernsonden enthielten Plastikliner, so dass die Kerne gewonnen werden konnten. Aufgrund des Gestängedurchmessers von knapp 5 cm konnten keine Bohrungen in den grobblockigen Haldenbereichen ohne Pochsandauflage durchgeführt werden. In diesen Bereichen wurden kleine Schürfe gegeben.



**Abb. 2.6:** Luftbild der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt mit dem Haldenumriss (Datenquellen: LGLN und Altlastenkataster des LK Goslar). Die oberflächlichen Ausbisse der Aufbereitungsrückstände sind als gelbe Flächen dargestellt, Schlacken sind als rote Fläche markiert. Die gelben Kreise und roten Rechtecke zeigen die Lokationen der Rammkernbohrungen bzw. kleinerer Schürfe. Die Lithologie ausgewählter Bohrkerne ist rechts dargestellt. Die Bohrkernokumentation aller Bohrkerne ist im Anhang zu finden.



#### 2.1.4 Geochemie der Aufbereitungsreststoffe

Die erbohrten Aufbereitungsrückstände können in verschiedenen Typen eingeteilt werden, die sich vorrangig durch verschiedene Korngrößenspektren unterscheiden (Bohrkernansprache in **Abbildung 2.6** und im Anhang). Neben dem klassischen Pochsand, der auf dieser Halde durch ein Kies- bis Schluff-Gemisch gekennzeichnet ist, treten auch feinkörnigere Aufbereitungsrückstände auf (**Abbildung 2.7**). So gibt es Lagen, die vorrangig aus Schluff bis Feinsand dominiertem Material, oder aber aus tonigem Material bestehen. Je nach Verwitterungszustand der Lagen können diese feinkörnigeren Rückstände eine graue oder durch Oxidation veränderte ocker bis rötlichbraune Färbung aufweisen.

Mit steigendem Feinanteil nehmen die durchschnittlichen Blei-, Antimon-, Silber- und Zinkgehalte zu. So steigen die durchschnittlichen Bleigehalte von etwa 4,4 % in den gröberen Pochsanden bis auf ungefähr 7 % in den tonigen Lagen (**Abbildung 2.7**). Auch Silber und Antimon weisen in den Tonen die höchsten Konzentrationen von durchschnittlich 420 ppm Sb und 180 ppm Ag auf.

Die Zinkgehalte und Kupfergehalte sind in dieser Halde insgesamt sehr gering, da in diesem Bereich des Silbernaaler Gangzuges vorrangig bleireiche Erze auftraten und abgebaut wurden.

Die höchsten Bariumgehalte treten im Feinsand bis Tonanteil auf, mit teilweise enorm hohen Konzentrationen. Die einzelnen Gruppen sind dabei durch eine sehr große, innere Variabilität gekennzeichnet. Ein stark schwankender Bariumanteil im Gangerz scheint eine mögliche Erklärung für diese Schwankungen. Dies passt zu der negativen Korrelation zwischen Ba und  $\text{SiO}_2$ . So ist die Kieselsäure vorrangig im Quarz gebunden, einem weiteren dominierenden Gangmineral.

Zur Abschätzung der durchschnittlichen Wertstoffkonzentrationen der gesamten Halde wurden die einzelnen Bohrkernmeter mit dem LIBS-Bohrkernscanner analysiert.



Kies-Feinsand z. T. Ton

Pb: 4,4 % (2-6,4 %)  
Sb: 280 ppm (190-360 ppm)  
Ag: 120 ppm (80-166 ppm)  
Ba: 1,8 %  
Zn: 0,06 %  
Cu: 0,02 %



Feinsand-Schluff z. T. Ton

Pb: 5 % (3-7 %)  
Sb: 300 ppm (230-460 ppm)  
Ag: 130 ppm (90-220 ppm)  
Ba: 4,5-7,5 % (2-27 %)  
Zn: 0,06 %  
Cu: 0,02-0,05 %



Feinsand-Schluff z. T. Ton grau

Pb: 5,8 % (5-6,7 %)  
Sb: 420 ppm (300-550 ppm)  
Ag: 180 ppm (130-250 ppm)  
Ba: 3,8 % (2,8-6,5 %)  
Zn: 0,2 %  
Cu: 0,03 %



Ton, grau-ocker-braun

Pb: 7 % (2-11 %)  
Sb: 420 ppm (150-630 ppm)  
Ag: 180 ppm (40-270 ppm)  
Ba: 5,2 % (2-9,6 %)  
Zn: 0,1 %  
Cu: 0,02 %

**Abb. 2.7:** Die Pochsandhalde enthält verschiedene Aufbereitungsrückstände von der Kies- bis zur Tonfraktion. Mit abnehmender Korngröße nehmen die durchschnittlichen Blei-, Antimon-, Silber- und Zinkgehalte zu. Die Konzentrationen sind als Anhaltspunkte zu verstehen, da in die Berechnung dieser Konzentrationen nur Teilproben einiger Bohrungen eingingen (K, R, Q, M, S, I, L).

### *Untersuchungen mit dem LIBS-Bohrkernscanner:*

Mit Hilfe eines LIBS-Bohrkernscanners (LIBS: Laserinduzierte Plasmaspektroskopie) wurden die aus dem Haldenmaterial gewonnenen Bohrkerne bezüglich ihrer Elementverteilung untersucht und 2D-Elementverteilungsbilder erzeugt (Bohrkernübersichtsanalytik). Im Zusammenspiel mit chemischen Analysen (Röntgenfluoreszenzanalytik, RFA) an Teilproben aus den Bohrkerne können dadurch Anreicherungszone von Wertmetallen lokalisiert und eine Vorratsberechnung des Metallgehalts durchgeführt werden.

LIBS ist ein Verfahren der Atomemissionsspektroskopie, das durch einen hoch-energetischen Laserpuls ein Plasma auf der Probenoberfläche erzeugt. Das resultierende LIBS Spektrum zeigt die charakteristischen Emissionslinien für (theoretisch) alle vorhandenen Elemente. Weil LIBS-Spektren relativ stark von chemischen/physikalischen Plasmavariationen (Matrixeffekte) betroffen sind, ist eine aufwändige Kalibrierung mittels multivariater Kalibrierungsansätze erforderlich.

Insgesamt wurden 83 Bohrkerne mit dem LIBS BohrkerneScanner vermessen. Auf jedem Bohrkerne wurden 20.000 (10 x 2000) LIBS-Einzelmessungen durchgeführt. Aus den Spektren wurden die spektralen Intensitäten charakteristischer Emissionslinien für Hauptelemente (Si, Al, Fe, Ca, Mg, Mn, S, K, Na, Ti) sowie Neben- und Spurenelemente (u.a. Pb, Zn, Cu, Ag, Sb, Ba, Sr, Zr) berechnet. Die Rohdaten wurden anschließend bewertet und normiert und mit Hilfe des Partial-Least-Square-Regressionsverfahrens (PLSR) aufwändig kalibriert (vgl. Kuhn et al. 2016); die dazu benötigte Vergleichsanalytik (RFA Analysen) umfasste 144 Referenzproben (92 Kalibrierungsproben, 52 Validierungsproben) aus verschiedenen relativ homogenen Kernabschnitten.

Die Eigenschaften des PLSR Modells (z.B. Konzentrationsbereiche, Messfehler, Detektionsgrenze) sind der **Tabelle 2.1** zu entnehmen.

Die mit dem LIBS-KerneScanner ermittelten Elementkonzentrationen stimmen relativ gut mit den RFA-Daten überein. In der **Abbildung 2.8** sind für ausgewählte Elemente beide Konzentrationen für drei komplette Bohrungen dargestellt.

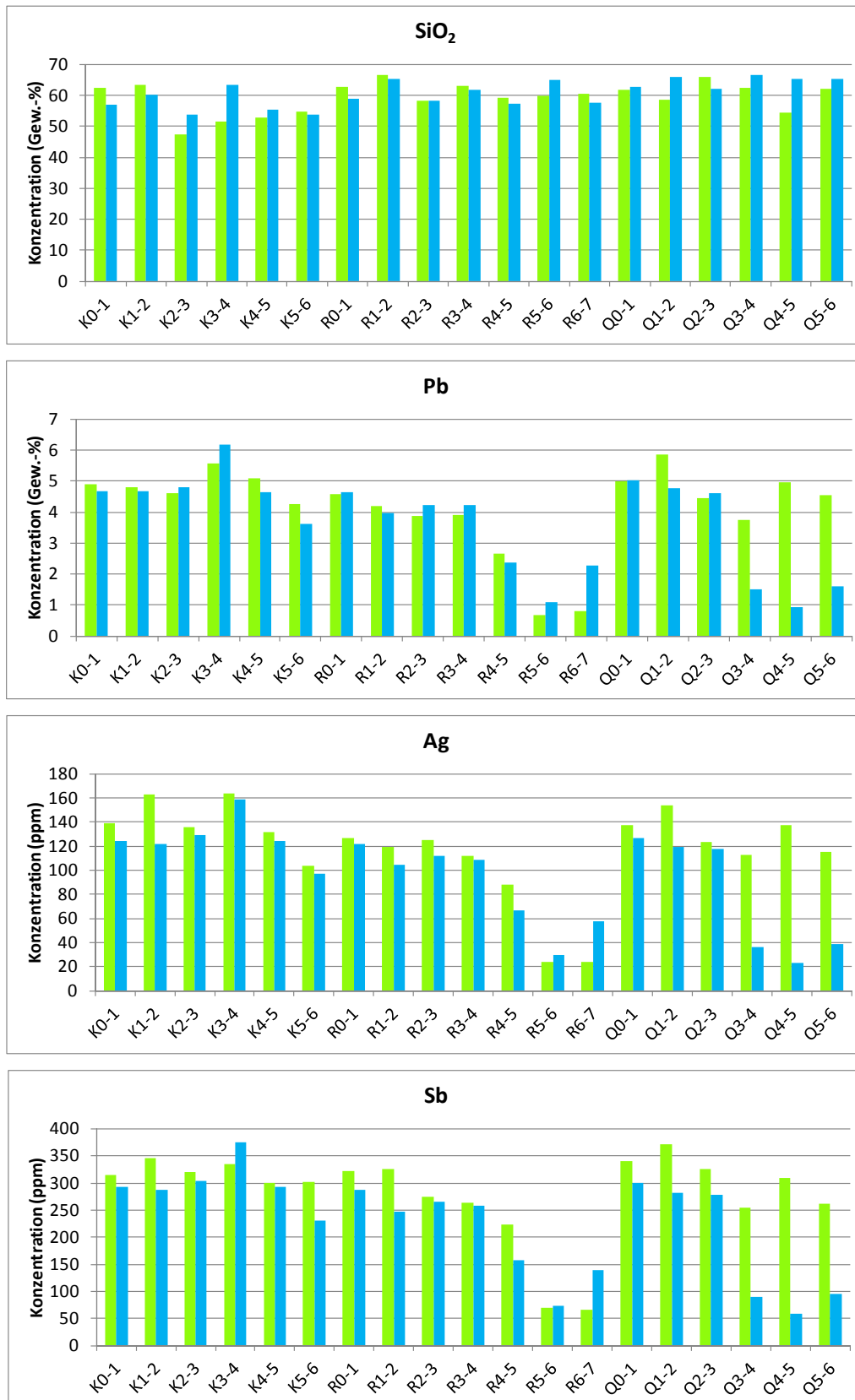
Die mit LIBS gemessenen Wertmetallkonzentrationen stimmen für die meisten Bohrkerne gut mit den RFA-Proben überein. Es gilt hier jedoch zu berücksichtigen, dass im 2D-Analyseverfahren LIBS an Einzelpunkten mit dem 3D-Verfahren RFA an einer homogenisierten Mischprobe verglichen wird. Unstimmigkeiten sind vor allem durch Inhomogenitäten in der Korn- und Korngrößenverteilung von Erzphasen oder im Lagenbau zu erwarten. Bei Ag und Sb scheinen die Konzentrationen für viele Bohrkerne etwas unterhalb der RFA-Daten zu liegen und repräsentieren daher eine eher konservative Schätzung.

**Tab. 2.1:** Eigenschaften des PLSR-Kalibrierungsmodells für LIBS Bohrkernmessungen an Material der Halde Bergwerkswohlfahrt. (Nr: Anzahl der Validierungsproben, RMSEP: Messfehler als Root Mean Square Error of Prediction, LOD: Detektionsgrenze, R2: Korrelationskoeffizient)

Komp.	Dim.	Konz.-bereich PLS Modell	Anzahl PLS Komp.	Modellvalidierung			
				Nr	RMSEP	LOD	R2
Ag	ppm	0-250	3	52	3,6E+01	1,2E+02	0,73
Pb	ppm	0-1,0E+5	3	52	1,4E+04	4,7E+04	0,74
Sb	ppm	0-550	3	52	8,3E+01	2,8E+02	0,71
Zn	ppm	0-2500	3	49	3,3E+02	1,0E+03	0,67
Cu	ppm	0-730	5	51	1,1E+02	3,8E+02	0,55
CaO	Gew.-%	0,1-2,4	3	48	5,2E-01	1,4E+00	0,37
MgO	Gew.-%	0,3-2,2	3	48	3,1E-01	8,2E-01	0,58
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Gew.-%	2,5-24,2	3	52	2,8E+00	9,1E+00	0,56
MnO	Gew.-%	0,4-4,0	3	52	5,1E-01	1,6E+00	0,68
SiO <sub>2</sub>	Gew.-%	11-72	4	52	8,0E+00	2,7E+01	0,52
SO <sub>3</sub>	Gew.-%	0-7,5	4	52	8,6E-01	2,2E+00	0,69
Ba	ppm	400-2,3E+5	4	52	2,7E+04	7,0E+04	0,67
Sr	ppm	100-7900	4	52	9,1E+02	2,4E+03	0,66
TiO <sub>2</sub>	Gew.-%	0-0,9	5	52	1,0E-01	2,8E-01	0,82
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Gew.-%	0,7-20	5	52	2,1E+00	6,1E+00	0,83
K <sub>2</sub> O	Gew.-%	0,1-5	5	52	4,6E-01	1,4E+00	0,77
Na <sub>2</sub> O	Gew.-%	0-2,3	5	52	2,2E-01	7,1E-01	0,41
Zr	ppm	8-200	5	52	2,4E+01	6,8E+01	0,83

Größere Abweichungen zwischen den RFA- und LIBS-Werten treten eher in den (Grob-) Bergbereichen auf (K5-6, R4-7, Q3-6). Die größten Abweichungen treten in der Bohrung Q für den 3. bis 6. Kernmeter auf. Hierbei handelt es sich um unterlagerndes (Grob-) Bergematerial, das stärker vererzt ist. Hier kommt der Nuggeteffekt besonders zum Tragen. Aber auch bei sehr bariumreichen (Grob-) Bergematerial (v.a. Barytklasten) werden die Pb-, Sb- und Ag-Konzentrationen überschätzt (z.B. R6-7 in **Abbildung 2.8** und **Abbildung 2.10**). Eine Verbesserung des PLSR-Modells ist sicherlich möglich, konnte aber bis zur Vorlage des Berichtes nicht realisiert werden. Im Rahmen einer Publikation in einer Fachzeitschrift ist jedoch geplant, das bestehende PLS Modell zu erweitern und dadurch weiter zu verbessern.

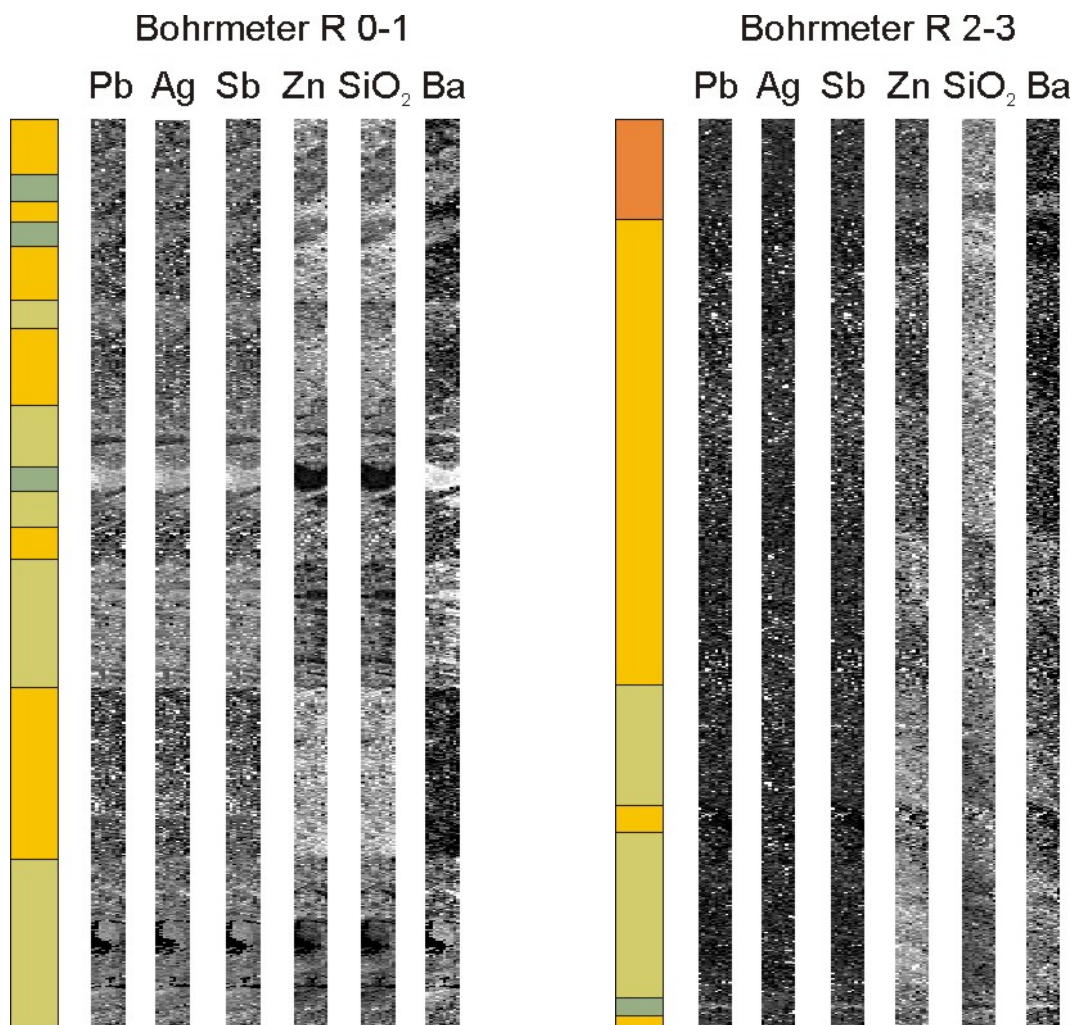




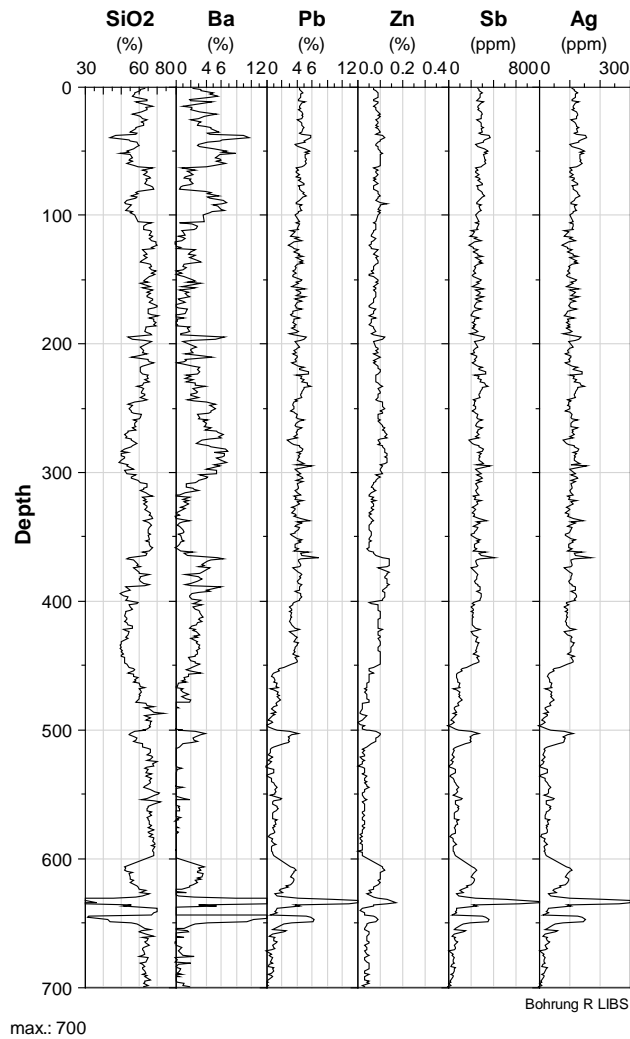
**Abb. 2.8:** Vergleich der durchschnittlichen Elementkonzentrationen aus der RFA-Analytik (grün) und der LIBS-Analytik (blau) für die einzelnen Bohrkernmeter der Bohrungen K, R und Q. In den Kernen K5-6, R4-7, Q3-6 tritt (Grob-) Bergematerial allein oder gemischt mit Aufbereitungsreststoffen auf.

Für die Berechnung der durchschnittlichen Wertstoffkonzentrationen der Aufbereitungsreststoffe spielt dies jedoch keine Rolle, da die unterlagernden Grobberge nicht einbezogen werden.

In den **Abbildungen 2.9** und **2.10** sind die Ergebnisse des LIBS-Bohrkernscanners beispielhaft für die Bohrung R dargestellt. So erhält man für jeden Bohrkernmeter 2D-Elementverteilungskarten, in der die Strukturen der Vererzung erkennbar sind. Die berechneten Konzentrationen aus ganzen Bohrkernabschnitten kann man in Form von 1D-Grafen darstellen (**Abbildung 2.10**: Mittelwerte aus jeweils 1,25 cm Abschnitten). Dazu werden gemittelte Spektren aus der entsprechenden Anzahl der Rohspektren berechnet und dann erst mithilfe des PLSR-Modells modelliert. Da das Kalibriermodell ebenfalls mit Mischspektren der Kalibrierproben aufgebaut wird, sind die modellierten Elementkonzentrationen dieser gemittelten Spektren verlässlicher. Je mehr Rohspektren gemittelt werden, desto weniger fallen Extremwerte, die in einzelnen Spektren vorkommen können, ins Gewicht.

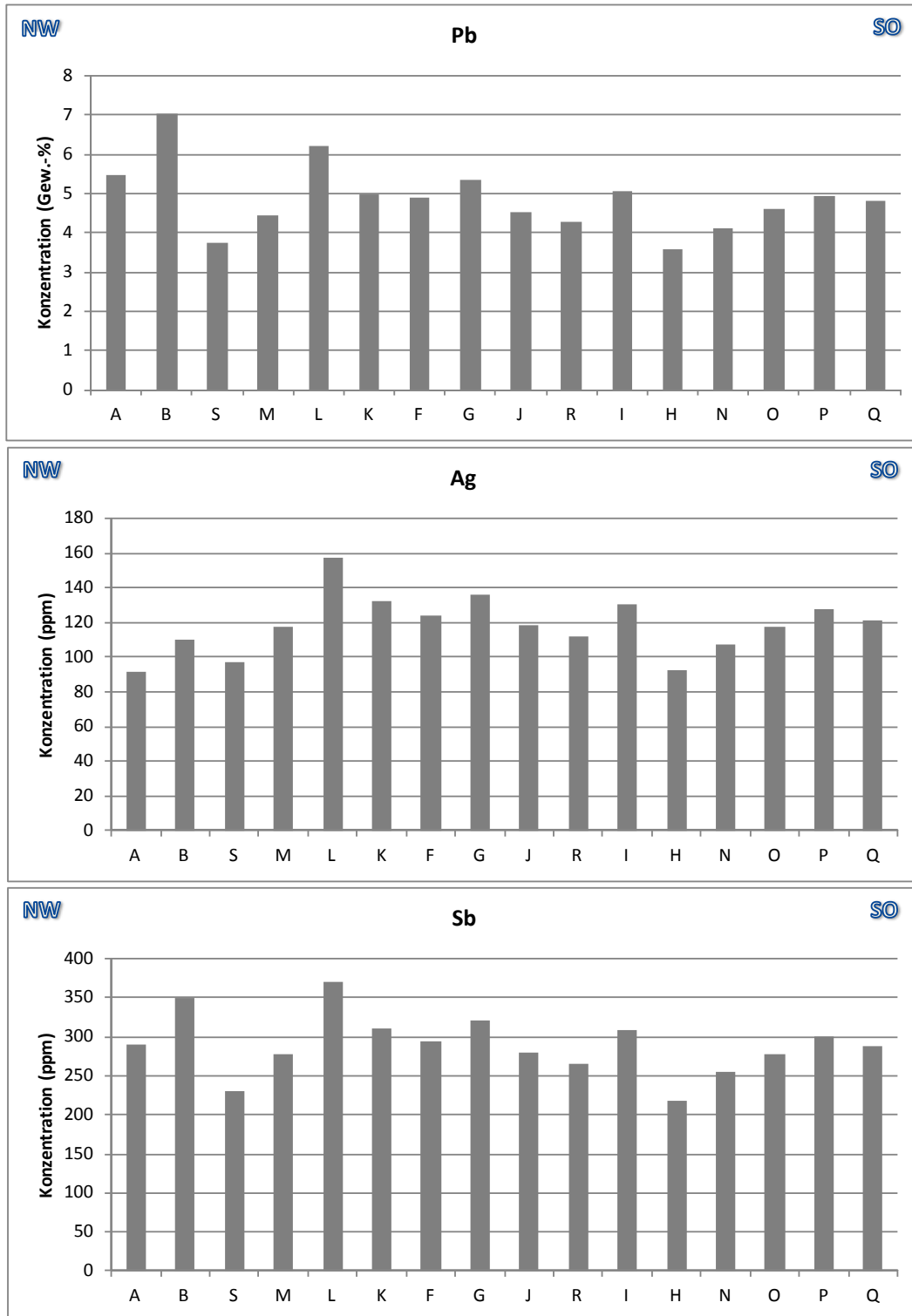


**Abb. 2.9:** 2D-Elementverteilungsbilder der Bohrkernmeter R0-1 und R2-3. Die Verteilungsbilder wurden mit dem LIBS Bohrkerntscanner erzeugt.



**Abb. 2.10:** Mit dem LIBS Bohrkernscanner ermittelte durchschnittliche Konzentrationen (Mittelwerte aus jeweils 1,25 cm Abschnitten) in der Bohrung R.

Für eine möglichst genaue Abschätzung der Wertstoffkonzentrationen für die gesamten Aufbereitungsreststoffe der Bohrungen, wurden die Spektren daher kernmeterweise gemittelt und kalibriert. Die Ergebnisse sind in der **Abbildung 2.11** dargestellt. Die Bleikonzentrationen schwanken in den verschiedenen Bohrungen zwischen 3,5 und 7 %, wobei die Bohrungen mit einem größeren Anteil an feinkörnigen Aufbereitungsrückständen auch die höheren Wertstoffgehalte aufweisen.



**Abb. 2.11:** Durchschnittskonzentrationen der wichtigsten Wertstoffe in den Aufbereitungsrückständen der verschiedenen Bohrungen (sortiert nach Lage von Nordwest nach Südost). Die Konzentrationen wurden mit dem LIBS Bohrkernscanner gemessen. Es gingen nur die Bohrkernmeter jeder Bohrung ein, in denen ausschließlich Aufbereitungsreststoffe vorkamen. Die Bohrungen C und D fehlen, da keine Aufbereitungsreststoffe in diesen Bohrungen vorkamen, bzw. Ag und Sb nicht analysiert wurden.

Die für die gesamte Pochsandhalde abgeschätzten Wertstoffgehalte sind in **Tabelle 2.2** dargestellt. Trotz der eher konservativen Schätzung, sind die Pb-, Sb- und Ag-Gehalte außerordentlich hoch für Aufbereitungshalden. Ähnliche Konzentrationen wurden in nur einer weiteren Aufbereitungshalde gefunden, die vermutlich ebenfalls Reststoffe der Grube Bergwerkswohlfahrt beinhaltet. Bei dieser, in der Nähe befindlichen Halde, handelt es sich um die kleineren Absetzbecken mit sehr feinkörnigen Reststoffen, welche bereits vorher im Text beschrieben wurden. Vermutlich handelt es sich hier um Absetzbecken zur Reinigung von Gruben- oder Aufbereitungswässern, bevor diese in die Innerste eingeleitet wurden. Alle anderen beprobten Aufbereitungshalden wiesen niedrigere Wertmetallkonzentrationen auf.

**Tab. 2.2:** Durchschnittliche Elementkonzentrationen der Aufbereitungsrückstände der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt.

<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MnO</b>	<b>MgO</b>	<b>CaO</b>	<b>K<sub>2</sub>O</b>	<b>Ba</b>	<b>S<sub>ges</sub></b>	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Cu</b>	<b>Ag</b>	<b>Sb</b>
%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	ppm	ppm
62,1	7,6	8,8	1,2	0,7	1,0	1,7	3,4	1,3	<b>4,9</b>	0,1	0,02	<b>118</b>	<b>290</b>

Die Wirtschaftlichkeit einer Rückgewinnung von Wertstoffen hängt jedoch neben den Wertstoffgehalten auch von der Materialmenge und dem Ausbringen ab. Entscheidend für das Ausbringen sind dabei die Verteilung der Wertmetalle in den verschiedenen Mineralen und der Verwitterungszustand dieser Phasen.

### 2.1.5 Mineralogische Zusammensetzung der Aufbereitungsrückstände

Kleinskalige mineralogische Analysen wurden an Teilproben mittels Mikroskopie, Rasterelektronenmikroskopie in Kombination mit einer automatischen Phasenbestimmung (REM+MLA) sowie mittels Röntgendiffraktometrie (RDA) durchgeführt.

Die Hauptmineralphasen wurden mittels RDA-Analytik an einigen Teilproben bestimmt. So bestehen die Aufbereitungsrückstände vorrangig aus Quarz und Muskovit. In geringeren Anteilen liegen weiterhin verschiedene Karbonate, wie Siderit, Ankerit und Calcit vor. Zwischen den einzelnen Karbonatphasen scheint es jedoch viele Mischkristalle zu geben. Mit dem Rasterelektronenmikroskop wurde auch eisenhaltiger Dolomit gefunden, der mit der RDA scheinbar nicht gut von den anderen Karbonaten zu trennen ist.

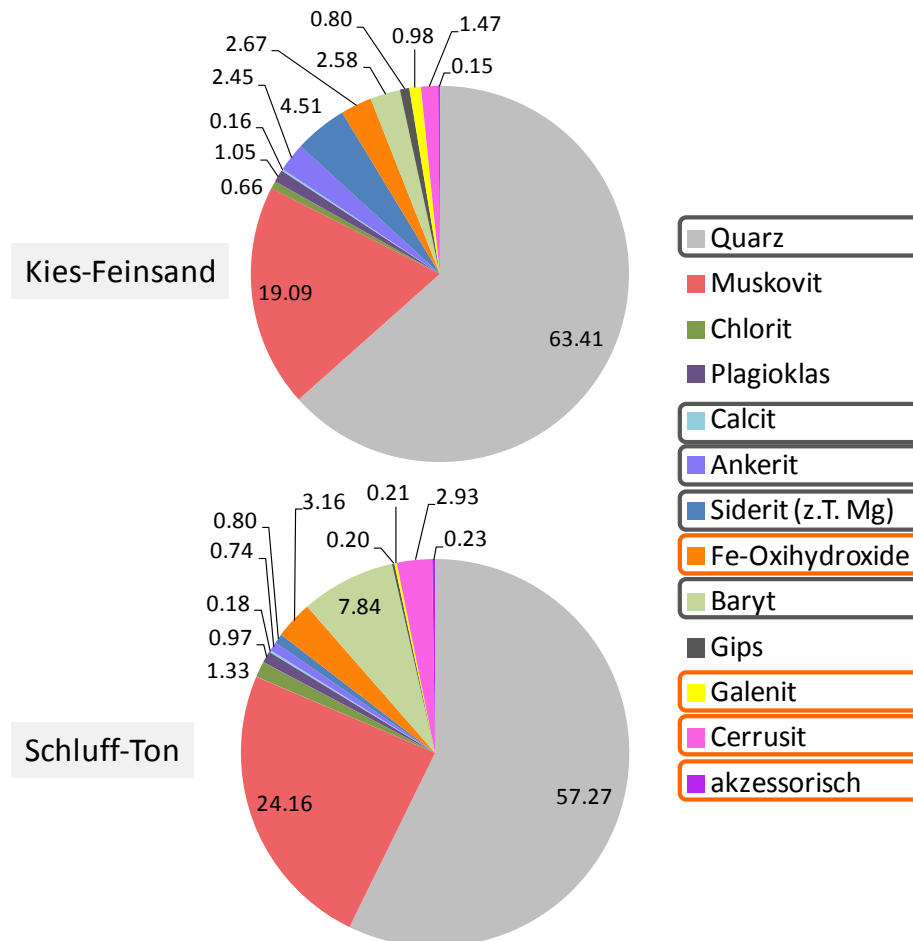
Die groben Aufbereitungsreststoffe (Kies-Feinsand, z.T. Schluff-Ton), die gewöhnlich als Pochsande bezeichnet werden, sind durch höhere Quarz- und Karbonatgehalte im Vergleich zu den feinkörnigen Reststoffen (Schluff-Ton) charakterisiert.

Im Gegensatz dazu weisen die feinkörnigen Reststoffe einen höheren Anteil an Muskovit, Chlorit und Baryt auf. Auch die Gehalte an Cerussit, einem Bleikarbonat (PbCO<sub>3</sub>, Cer), das bei der Verwitterung des Galenits entsteht, sind erhöht.

Untergeordnet kommen in dem Haldenmaterial auch einzelne Schlackenbruchstücke vor. Diese wurden möglicherweise von dem kleinen Schlackenplatz eingetragen, der sich neben der Pochsandhalde befindet (**Abbildung 2.6**). Oder es wurden in dem Pochwerk auch geringe Mengen an Schlacke aufbereitet, um z.B. die Metallkügelchen daraus zu gewinnen.

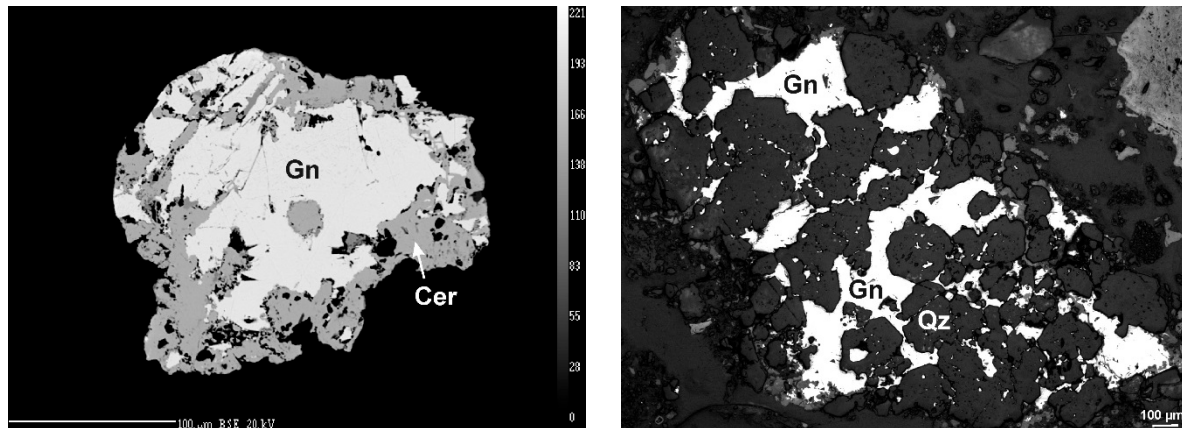
Als potenziell interessante Bau-, Füll- und Zuschlagstoffe kommen in den Halden Quarz, Baryt oder die Karbonate in Frage. Die Untersuchung der Eigenschaften und Aufbereitbarkeit dieser Phasen wird im Projekt ROBEHA von dem Projektpartner Dorfner Anzaplan durchgeführt.

Die wertmetallhaltigen Mineralphasen sind Galenit, Cerussit, Fe-Oxidhydroxide sowie andere, weniger häufige Mineralphasen (akzessorische Minerale in **Abbildung 2.12**), welche im Folgenden mit anderen Methoden näher charakterisiert wurden.



**Abb. 2.12:** Durchschnittliche mineralogische Zusammensetzung der grob- bzw. feinkörnigen Aufbereitungsrückstände. Die wertmetallhaltigen Phasen sind orange und potenziell interessante Bau-, Füll- oder Zuschlagstoffe sind grau markiert.

Untersuchungen mittels Auflicht- und Rasterelektronenmikroskopie ergaben, dass **Galenit** (PbS) eine Haupterzphase in den Ablagerungen ist (**Abbildung 2.13**). Obwohl vorrangig Galenit aus den Erzen gewonnen wurde, ist doch ein beachtlicher Teil, mit z.T. großen Korngrößen von mehreren hundert Mikrometern, in den Rückständen der Aufbereitung gelandet. Die meisten Erzphasen in den Rückständen sind noch mit Gangmaterial oder Nebengestein verwachsen und verhielten sich dadurch anders bei der Aufbereitung.



**Abb. 2.13:** Galenit (Gn) der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt. Sauerstoff und Wässern ausgesetzte Bereiche des Galenits sind meist zu Cerussit (Cer) alteriert, geschützte Bereiche sind oft intakt.

Untersuchungen mit der Mikrosonde bestätigten den Ag- und Sb-Reichtum der Galenite, die seit dem Auserzen der Silberreicherze Hauptziel des Abbaus waren. Der Silberträger Galenit wurde im Harz bereits im 16. Jahrhundert zur Silbergewinnung abgebaut.

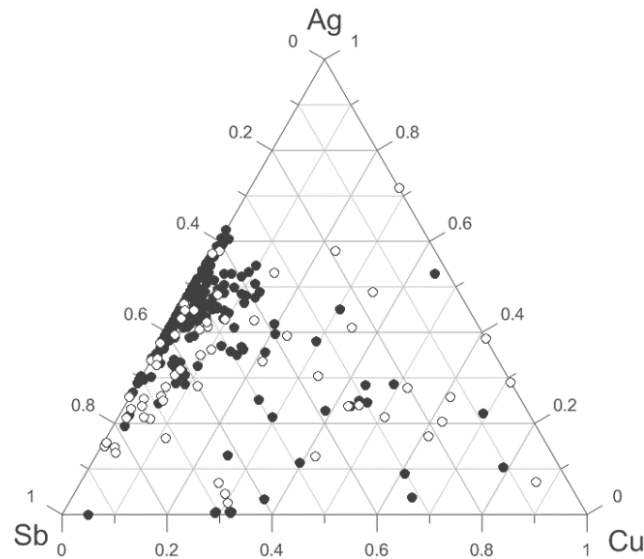
Silber und Antimon scheinen dabei im Galenit weniger im Gitter, als vielmehr in Einschlüssen zu sitzen. Mehrere Autoren konnten Einschlüsse im Galenit nachweisen, welche aufgrund ihrer Anordnung meist als Entmischungen bei niedrigen Temperaturen gedeutet werden (z.B. Gasparini & Lowell, 1985; Sharp & Buseck, 1993). Auch die REM-Untersuchungen an Galeniten der Pochsandhalde zeigen zahlreiche strukturell gebundene Einschlüsse, die auf Entmischungen hindeuten (**Abbildung 2.16**). Die Galenite der Pochsandhalde sind durch schwankende und teilweise sehr hohe Ag- und Sb-Gehalte gekennzeichnet. So zeigten Mikrosondenuntersuchungen Ag-Konzentrationen von unterhalb der Nachweisgrenze (NWG) bis 1,38 % (MW: 0,2 %) und Sb-Konzentrationen von <NWG bis 1,43 % (MW: 0,26 %; Ergebnisse und Nachweisgrenzen siehe Anhang). Es handelt sich dabei immer um Mischanalysen von Galenit mit unterschiedlich vielen Einschlüssen.

Pring & Williams (1994) schlussfolgerten, dass bei Abwesenheit von Bi oder Sb nur maximal 0,1 mol-% Ag in PbS substituiert werden könne. Van Hook (1960) publizierte einen Maximalwert von 0,4 mol-% Ag<sub>2</sub>S, der bei 700°C im Galenit gelöst werden könne. Mehrere Autoren kommen zu dem Schluss, dass höhere Ag-Konzentrationen nur durch eine gekoppelte Substitution in der Form:

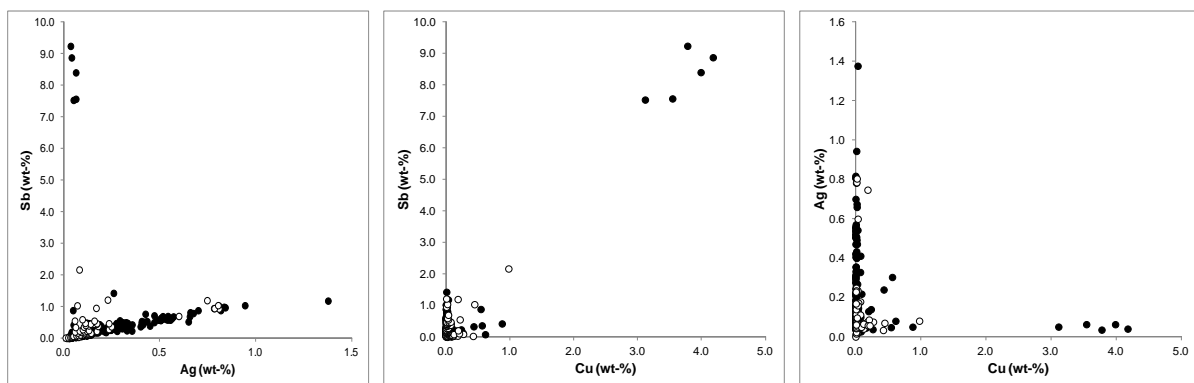




zu erreichen sind (z.B. Renock & Becker, 2011; George et al., 2015; Foord & Shawe, 1989; Foord et al., 1988). Dies deckt sich mit den Ergebnissen der Mikrosondenuntersuchungen, die sowohl an Ag- und Sb-reichen Galeniten der Pochsandhalde, aber auch an Galeniten der primären Lagerstätte Bergwerkswohlfahrt durchgeführt wurden. So traten bei erhöhten Ag-Konzentrationen immer auch erhöhte Sb-Konzentrationen auf. Die Konzentrationen beider Wertelemente weisen dabei meist ähnliche Größenordnungen auf (**Abbildung 2.14** und **Abbildung 2.15**). Dies spricht für die gekoppelte Substitution und wurde auch von anderen Autoren beschrieben (z.B. Sharp & Buseck, 1993).



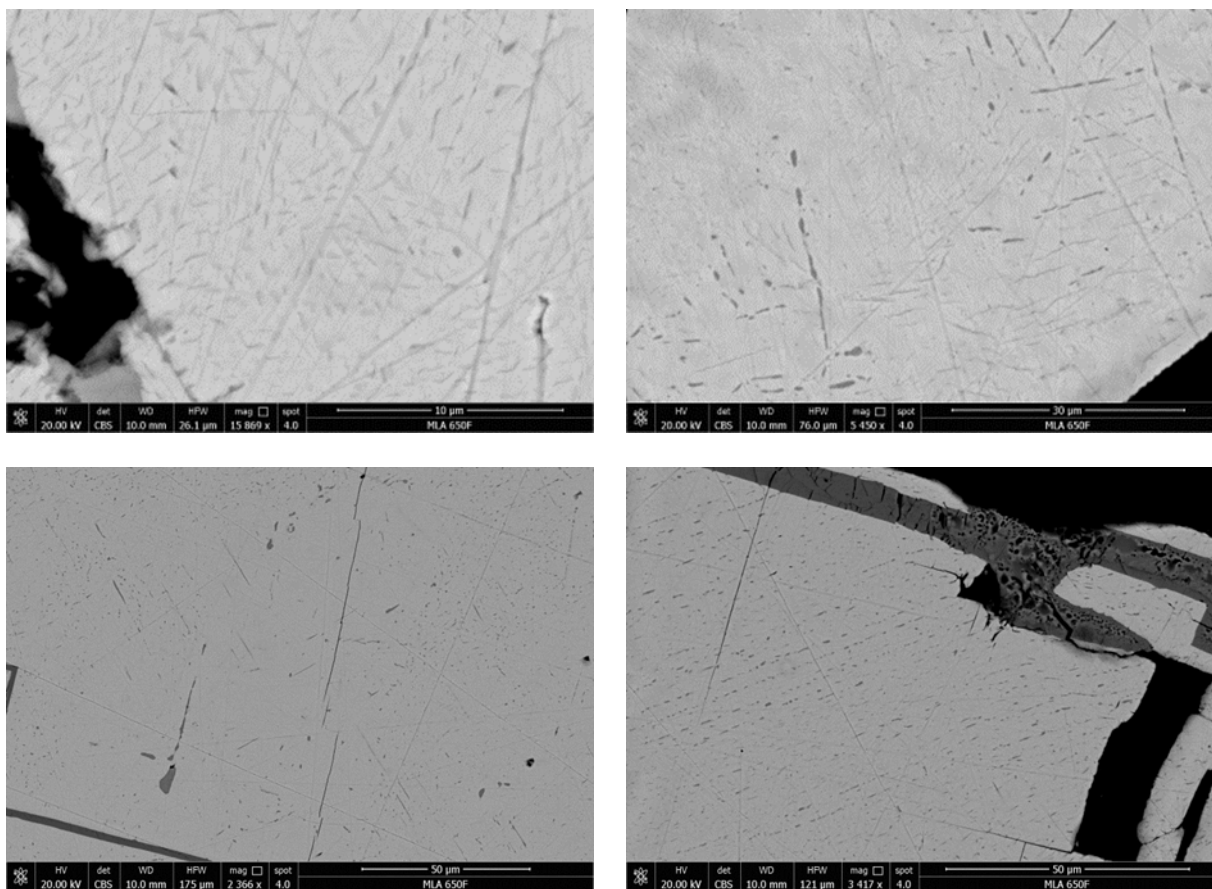
**Abb. 2.14:** Spurenelementverhältnisse (basierend auf Mikrosondenanalysen) von Sb, Ag und Cu in Galeniten von Haldenerzen (schwarze Kreise) und Primärerzen (weiße Kreise) der Grube Bergwerkswohlfahrt.



**Abb. 2.15:** Spurenelementdiagramme von Galeniten (basierend auf Mikrosondenanalysen). Die Galenite stammen von der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt (schwarze Kreise) und von Primärerzen (weiße Kreise) der Grube Bergwerkswohlfahrt. wt-% = Gew.-%

Desweiteren treten einige Galenite mit Entmischungen auf, die hohe Sb- und Cu- und geringe Ag-Konzentrationen aufweisen. Solche Galenite wurden bisher nur selten erwähnt (z.B. Foord & Shawe, 1989). Bei Versuchen größere Eischlüsse zu messen, wurden in den Galeniten der Halde zwischen 3,4 und 9,2 Gew.-% Sb und 1,6 - 4,2 Gew.-% Cu gemessen (Mischanalysen mit Galenit!, Ergebnisse im Anhang). Die Entmischungen scheinen strukturell stärker gebunden zu sein. Die Silbergehalte in diesen Galeniten schwankten zwischen 300 – 600 ppm und sind damit niedriger als in zahlreichen anderen Galeniten. In PIXE-Messungen von Reeson et al. (1990) wurden ebenfalls Cu-, Ag-, Sb-haltige Sulphosalze gefunden, Mineralnamen konnten aber nicht identifiziert werden.

Die unterschiedliche Spurenelementzusammensetzung der Galenite aus Bergwerkswohlfahrt stellen möglicherweise verschiedene Generationen da, wie sie auch von Foord & Shawe (1989) vermutet werden.



**Abb. 2.16:** REM-Rückstreuelektronenbilder von Sb-Ag-reichen Entmischungsstrukturen (obere Bilder) und Cu-Sb-reichen Entmischungsstrukturen in Galeniten der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt (untere Bilder).

Ein großer Teil des ursprünglich auf der Halde abgelagerten Galenits wurde durch den Kontakt mit Sauerstoff und Wasser randlich oder vollständig umgewandelt. Unmittelbar im Kontakt mit den Galeniten scheinen zuerst **Pb-Oxide** gebildet zu werden. Mikrosondenanalysen ergaben Zusammensetzungen ähnlich dem Plattnerit ( $\text{PbO}_2$ ), z.T. aber noch mit etwas höheren Pb-Gehalten. In wenigen Proben sind auch Ag und Sb enthalten (Ergebnisse Mikrosonde siehe Anhang). Im Laufe der Zeit scheinen diese Oxide dann instabil zu werden und es bildet sich an derselben Stelle, oder aber durch Ausfällen des gelösten Bleis, an anderer Stelle Cerussit. **Cerussit** ( $\text{PbCO}_3$ ) ist in größeren Mengen in der Halde zu finden. Insbesondere in den feinkörnigen Reststoffen ist nahezu jeglicher Galenit zu Cerussit umgewandelt. Im Cerussit wurde Silber in Spuren gefunden. Es gibt aber auch große Galenitkörner, die kaum Alteration aufweisen, da sie in Gangmineralen wie Quarz eingeschlossen sind (**Abbildung 2.13**) oder an einer vor Wässern abgeschirmten Stelle in der Halde lagen.

Neben dem Galenit kommen auch andere silber-, antimon- und bleihaltige Mineralphasen wie silberhaltige Fahlerze und Bournonit in den Aufbereitungsrückständen vor. Die in der Halde vorkommenden **silberreichen Tetraedrite** und **Freibergite** (**Abbildung 2.17 A**) gehören zu den Fahlerzen und liegen in einer Mischungsreihe mit folgenden Strukturformeln:  $(\text{Cu,Ag})_{10}(\text{Zn,Fe})_2\text{Sb}_4\text{S}_{13}$  und  $(\text{Ag,Cu})_{10}(\text{Zn,Fe})_2\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ . Von Freibergit spricht man erst ab einem Silbergehalt der Tetraedrite von ca. 20 Gew.-% (Riley, 1974). Während Antimon relativ konstante Gehalte von ca. 27 % aufweist, variieren die Verhältnisse der Elemente Cu, Fe, Ag und Zn auf der ersten Position der Formel stark untereinander (Mikrosondenenergebnisse siehe Anhang). So wurden in den untersuchten Tetraedriten zwischen 4,8 und 41,6 % Ag gemessen.

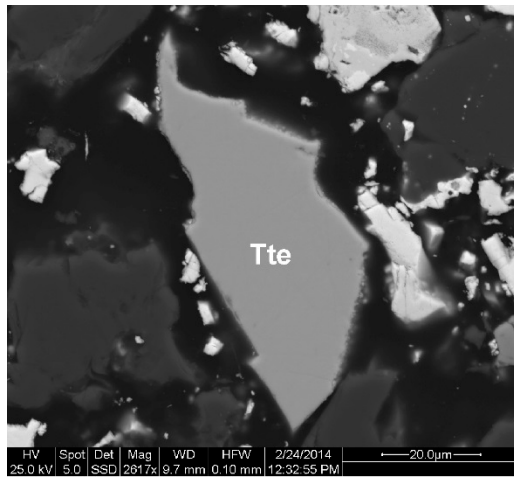
Als weitere Phase tritt **Bournonit** ( $\text{PbCuSbS}_3$ ) auf. Die Zusammensetzung der Bournonite liegt im Durchschnitt bei 43,0 % Pb, 24,9 % Sb und 12,5 % Cu (**Abbildung 2.17 B**, Mikrosondenenergebnisse siehe Anhang).

Sowohl der silberreiche Tetraedrit und Freibergit, als auch Bournonit können leichte oder gar keine Alterationserscheinungen aufweisen.

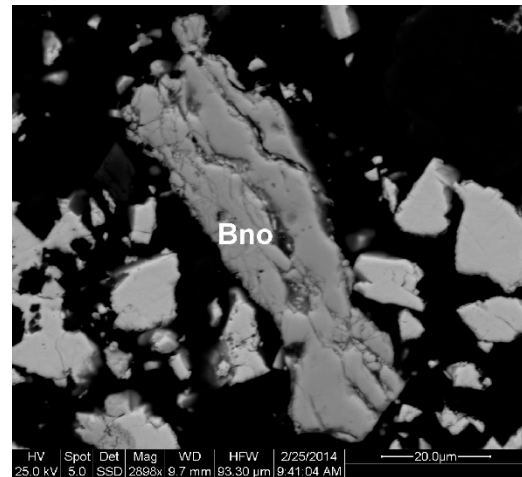
Akzessorisch können auch andere Ag-Sb-Sulfide wie **Stephanit** ( $\text{Ag}_5\text{SbS}_4$ ) auftreten. Das untersuchte Korn (10  $\mu\text{m}$ ) hatte eine dreieckige Form mit leicht fleckigem Erscheinungsbild. Stephanit wird primär in der Spätphase der hydrothermalen Abfolge gebildet und wurde auch in anderen silberreichen Ganglagerstätten wie Freiberg beschrieben.

In sehr geringen Mengen wurden auch sekundäre, silberreiche Phasen in Gängchen und Hohlräumen gefunden. Diese sind jedoch sehr klein und zerfielen meist während der Mikrosondenanalyse.

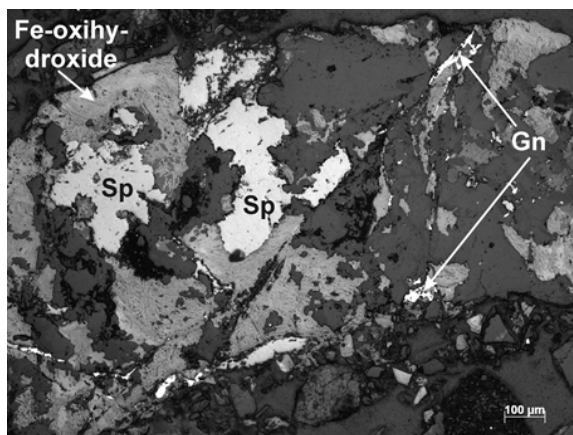
Weitere Sulfidminerale im Haldenmaterial sind Sphalerit, Chalcopyrit und Pyrit. Der **Sphalerit** ( $\text{ZnS}$ ), im deutschen oft auch als Zinkblende bezeichnet, ist relativ eisenarm (0,07 - 2,79 % Fe, MW = 0,61) und zeigt nur teilweise Alterationserscheinungen (**Abbildung 2.17 C**). Eine leichte Alteration scheint jedoch stattzufinden, da in geringen Mengen Smithsonit gefunden wurde. **Smithsonit** ( $\text{ZnCO}_3$ ) ist ein Zinkkarbonat, welches sekundär gebildet wird.



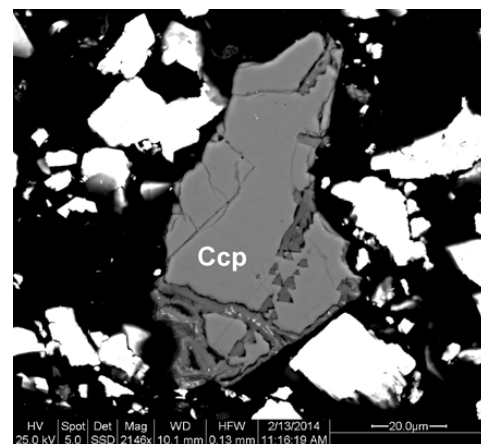
A



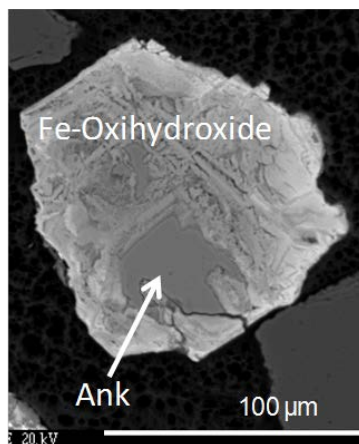
B



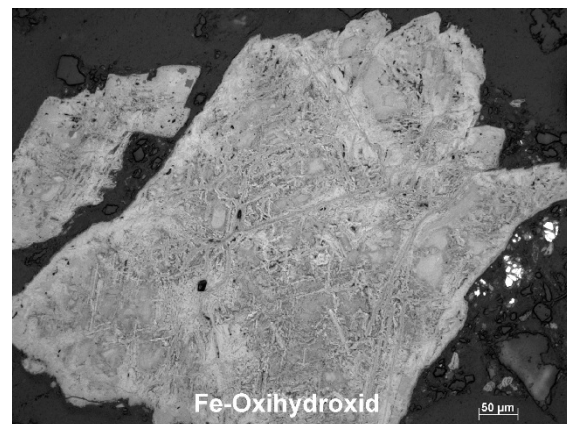
C



D



E



F

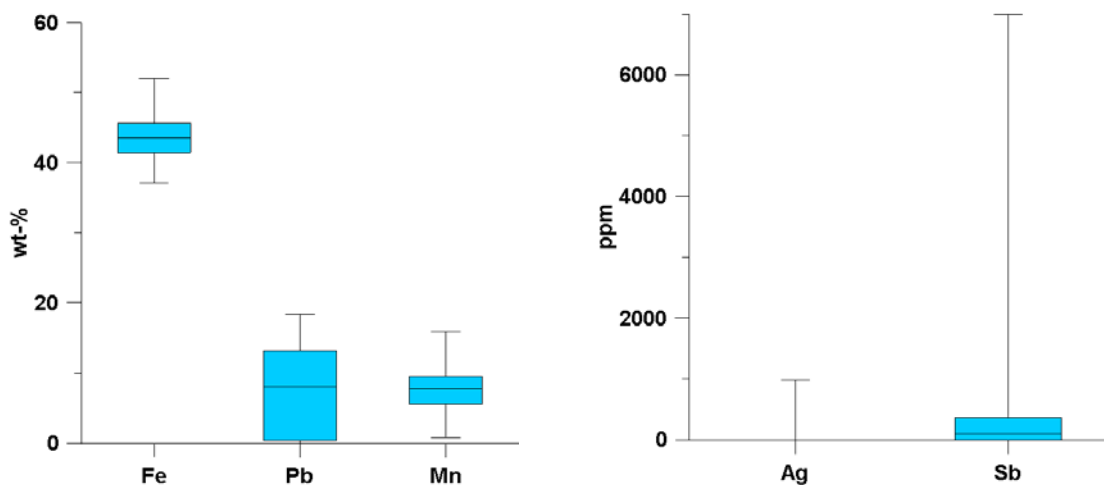
**Abb. 2.17:** Verschiedene Wertmetallphasen in der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt. Die Fotos wurden mit einem REM oder Auflichtmikroskop aufgenommen. A: Silberhaltiger Tetraerit (Tte). B: Bournonit (Bno). C: Sphalerit (Sp; z.T. randlich alteriert) in Verwachsung mit Fe-Oxihydroxiden. D: Chalkopyrit (Ccp) mit beginnender Verwitterung entlang von Rissen. E: Umwandlung von Ankerit (Ank) zu Fe-Oxihydroxiden. F: Vollständige Umwandlung ehemaliger Karbonatkristalle zu Fe-Oxihydroxid.



**Chalcopyrit** ( $\text{CuFeS}_2$ ) hingegen, weist in einigen Fällen eine Alteration entlang von Rissen auf (**Abbildung 2.17 D**). Gelegentlich kann Silber, Antimon oder Zink im Chalcopyrit eingebaut sein. Die Maximalwerte lagen hier bei 2,6 % Ag, 3,1 % Sb bzw. bei 0,3 % Zn. In geringen Mengen ist Co eingebaut (Mikrosondenergebnisse siehe Anhang).

Der vorkommende **Pyrit** ( $\text{FeS}_2$ ) tritt entweder in Form größerer Körner, oder in Form von Framboiden auf. Pyritframboide stellen vermutlich sekundäre Bildungen dar. In den Pyriten können Co und Ni gelegentlich in hohen Konzentrationen eingebaut sein (max. 6,8 % Co und 4,1 % Ni gemessen). Aber auch Pb, Sb, Cu, Zn und Ag werden teilweise in geringeren Mengen eingebaut (Mikrosondenergebnisse siehe Anhang). Insgesamt kommt in der Halde aber wenig Pyrit vor. Die geringen Konzentrationen und die hohe Pufferkapazität durch das im Haldenmaterial vorkommende Karbonat lassen vermuten, dass derzeit keine Sauerwasserbildung stattfindet.

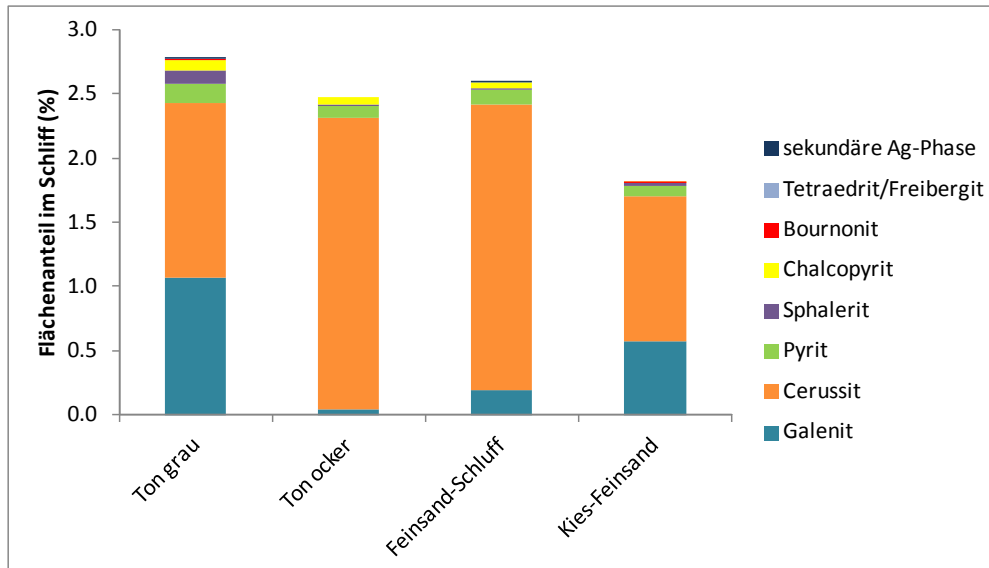
Die Verwitterung der Karbonate durch saure Lösungen (aus der Oxidation der Sulfide) ist auch im Haldenmaterial zu beobachten. So werden insbesondere die Fe-reichen Karbonate Ankerit und Siderit aufgelöst und in **Eisenoxihydroxide** umgewandelt (**Abbildung 2.17 E und F**). Mikrosondenuntersuchungen zeigen, dass in den gebildeten Eisenoxihydroxiden frei werdendes Pb und Sb (<NWG – 7000 ppm) aus den verwitterten Galeniten sowie Mn aus den ehemaligen Karbonaten adsorptiv gebunden wird. Silber konnte nur an wenigen Stellen in Konzentrationen von maximal 980 ppm nachgewiesen werden (**Abbildung 2.18**).



**Abb. 2.18:** Verteilung der Haupt und Spurenelemente in den Eisenoxihydroxiden der Pochsandhalde. Wt-% = Gew.-%

In der **Abbildung 2.19** ist die Verteilung der wertmetallhaltigen Phasen in den häufigsten Aufbereitungsrückständen der Pochsandhalde dargestellt. Es fehlen die Eisenoxihydroxide, die mit der automatischen Phasenanalyse-Software MLA momentan noch nicht verlässlich von den eisenreichen Karbonaten unterschieden werden können. Die Anteile der Eisenoxihydroxide sind jedoch höher, als die aufgeführten sulfidischen und karbonatischen Wertmetallphasen. Dies wurde auch durch die Ergebnisse der RDA bestätigt (**Abbildung 2.12**), in denen die Gehalte bei 2,67 bis 3,17 % lagen. Eigene Abschätzungen würden die Gehalte in einigen Proben sogar um die 5 – 8 %

ansetzen. Damit sind die Eisenoxihydroxide gemeinsam mit dem Cerussit die Hauptbleiträger in der Halde. In weniger verwitterten/oxidierten Reststoffen, wie den grauen Tonen und vermutlich auch den grauen Schluff-Feinsanden sowie in den groben Rückständen (Kies-Feinsand) kann der Galenit ebenfalls eine bedeutende Rolle spielen. Die primären Silber- und Antimonsulfide haben zwar hohe Wertelementkonzentrationen, spielen aber mengenmäßig eine untergeordnete Rolle.



**Abb. 2.19:** Durchschnittliche Verteilung der Wertmetallphasen in den untersuchten Anschliffen der verschiedenen Aufbereitungsrückstände (vereinfachte Bezeichnung nach wichtigsten Korngrößenklassen). Der Typ des grauen, nichtoxidierten Feinsand-Schluff-(z.T. mit Ton)-Gemisches ist hier nicht aufgeführt (vgl. **Abbildung 2.7**). Achtung: die Konzentrationen sind als Flächen-% und nicht als Gewichts-% angegeben!

Durch die beschriebenen Verwitterungsprozesse nach Ablage der Aufbereitungsrückstände fand eine Umverteilung der wichtigsten Wertmetalle Pb, Sb und Ag statt. Diese Verteilung auf verschiedene Mineralgruppen wie Sulfiden, Karbonaten und Oxihydroxiden erschwert die Aufbereitung im Vergleich zur Aufbereitung frischer Roherze. Aufbereitungstest am Haldenmaterial mit dem Fokus auf den Wertmetallen wurden vom Institut für Aufbereitung und Deponietechnik der TU Clausthal im Rahmen des ROBEHA-Projektes durchgeführt.

## 2.2 Geophysikalische Messungen auf der Pochsandhalde Silbernaal/Bergwerkswohlfahrt

Die Pochsandhalde (**Abbildung 2.20**) wurde geophysikalisch mit den Verfahren ERT, Bodenradar und SIP untersucht. Die drei einwöchigen Messeinsätze fanden in einem Zeitraum von ca. 1,5 Jahren statt. Zusätzlich zu den Feldmessungen wurden Proben entnommen und im Labor gemessen. Insgesamt wurden 27 ERT-Profile zwischen 25 m und 247,5 m Länge gemessen. Desweiteren wurden über 50 Bodenradarprofile und sechs SIP-Profile aufgenommen. Um die Topographie zu erfassen, wurde mit DGPS gearbeitet. Als System wurde das Novatel GNSS RTK System DL-V3 verwendet mit L1/L2 Receiver (**Abbildung 2.21**) und die Trimbel Total Station S6 DR300+. Damit konnte eine Positionierungsgenauigkeit von unter 2 cm erreicht werden.



**Abb. 2.20:** Ansicht (Fischaugenoptik) der Pochsandhalde vom gegenüberliegenden Berg. Deutlich sind die unbewaldeten, steilen Pochsandhänge zu erkennen.



**Abb. 2.21:** Positionierungsmessgeräte zur genauen Aufnahme der Topographie und der Lage der Messpunkte.



### 2.2.1 ERT Messungen

Für die ERT Messungen wurde die mehrkanalige Apparatur Geotom MK8E100 der Firma GeoLog genutzt. Auf einem Profil fand eine Vergleichsmessung mit der Apparatur Lippmann 4point light ([http://www.l-gm.de/de/de\\_resistivity.html](http://www.l-gm.de/de/de_resistivity.html)) statt. Insgesamt wurden 27 Profile unterschiedlichster Länge gemessen (**Tabelle 2.3**). Profil 4 wurden bei zwei Messeinsätzen zu unterschiedlichen Zeitpunkten gemessen, um den Einfluss der Jahreszeiten zu überprüfen. In einem Bereich der Halde wurde ein 3D-Datensatz aufgenommen bei dem der Abstand der Profile zueinander ca. 1,25 m betrug (Profile 6-14). Auf jedem Profil fanden Positionierungsmessungen mit oben genanntem System statt. In den bewaldeten Bereichen war die Positionierung schwierig. Es wurde zum Teil zwischen den Messpunkten interpoliert. In **Abbildung 2.22** ist die Lage der ERT-Profile anhand der Positionierungspunkte aus der Vogelperspektive zu sehen.

Die Messdaten wurden mit dem Inversionsprogramm BERT (Günther et al., 2006) ausgewertet. Die Topographie und die Lage der Elektroden werden dabei mit berücksichtigt. Das Auswerteprinzip ist die iterative Suche nach einem Untergrundmodell durch Minimierung der Differenzen zwischen Modellantwort und Messdaten unter Berücksichtigung der Datenfehler. Der RRMS (**r**elativ **r**oot **m**ean **s**quare) - Fehler gibt Auskunft darüber, wie gut die Modellantwort an die Daten angepasst werden konnte. Werte bis 3% sind dabei optimal, wenn der Messfehler der Daten 3% beträgt. Sind die Messfehler größer, treten zwangsläufig größere Anpassungsfehler auf.



**Abb. 2.22:** Lage der ERT Profile. Die grünen Punkte symbolisieren die auf den Profilen aufgenommenen GPS Messpunkte.

**Tab. 2.3:** Übersicht über die gemessenen ERT-Profile auf der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt/Silbernaal.

Profilname	Länge [m]	Elektroden	Elektrodenabstand [m]	Apparatur	Hang-/Flach-Profil	Lage	Auslage	Messfrequenz [Hz]	Bemerkungen	Datum	Auswertung/Iterationen	RRMS [%]	chi <sup>2</sup>
Profil 1	65	66	1	Geotom	Flach	Hangfuß, vorne, parallel zum Hang	Wenner	1,04	Profil 2 quert bei 24 m	22.04.2013	8	3,04599	0,996273
Profil 2	25	26	1	Geotom	Flach	Hangfuß, vorne, senkrecht zum Hang	Wenner	1,04	Profil 1 quert bei 15 m	22.04.2013	7	2,79303	0,847084
Profil 3	69	70	1	Geotom	Flach	oben, von Plateau 1 zu Plateau 2	Wenner	1,04	Bohrung A bei 2,50m	23.04.2013	5	4,1816	0,602405
Profil 4	99	100	1	Geotom	Flach	runter beim ersten Plateau	Wenner	?	Bohrung B bei 53,60 m	24.04.2013	10	4,998464	0,969401
Profil 5	247,5	100	2,5	Geotom	Flach	oben, entlang des Weges	Wenner	?		25.04.2013	9	7,71958	2,320558
Profil 4-Wdh	99	100	1	Geotom	Hang	erstes Plateau	Wenner	4,167	Bohrung B bei 53,60 m	19.08.2013	8	3,46092	0,800274
Profil 6	85	86	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167		21.08.2013	7	4,1326	1,01227
Profil 7	93	94	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167	seitlicher Abstand zum Profil 6:5m	21.08.2013	6	3,52387	0,741915
Profil 8	39	40	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167	seitlicher Abstand zum Profil 6:5m	21.08.2013	4	2,86675	0,602134
Profil 9	45	46	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167	seitlicher Abstand zum Profil 6:2,50m	21.08.2013	5	3,33903	0,675408
Profil 10	43	44	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167	seitlicher Abstand zum Profil 6:1,25m	21.08.2013	7	5,76817	1,70712
Profil 11	45	46	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167	seitlicher Abstand zum Profil 6:1,25m	21.08.2013	5	3,23997	0,630299
Profil 12	60	61	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167	liegt in starker Erosionstinne, seitlicher Abstand zu Profil 6:2,50 m	21.08.2013	6	2,58939	0,549172
Profil 13	69	70	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167	seitlicher Abstand zum Profil 6:3,75m	22.08.2013	6	2,89795	0,620503
Profil 14	60	61	1	Geotom	Hang	zweites Plateau	Wenner	4,167	seitlicher Abstand zum Profil 6:1,25m	22.08.2013	5	3,28933	0,71667
Profil 15	64	64	1	Geotom	Hang	bei hinterer Lichtung	Wenner	4,176 ?	mit Moosen bewachsener Hang, kreuzt Profil 17 bei 48 m	22.08.2013	7	3,13032	0,719659
Profil 16	49	50	1	Geotom	Hang	östlichste Ende der Halde	Wenner	4,176 ?	Ganz hinten, unbewachsen, kreuzt Profil 17 bei 31 m	22.08.2013	5	3,17731	0,639039
Profil 17	99	100	1	Geotom	Flach	auf hintere Lichtung	Wenner	4,176 ?	schneidet Profil 15 bei 30 m und Profil 16 bei 93 m	22.08.2013	6	3,41442	0,780186
Profil 18	39,5	40	0,5	Lippmann Light	Flach	auf hintere Lichtung	Wenner	4	mittiges Teilstück von Profile 17 (Bohrung N bei 5m, Bohrung O bei 24 m), quert Profil 24 bei 27,2 m, Profil 25 bei 15 m und Profil 26 bei 43,3 m	19.05.2014			
Profil 19	83	84	1	Geotom	Hang	Zwischenbereich	Wenner	1	Zwischen Profil 15 und Profil 8	20.05.2014	3	21,994	22,915
Profil 20	92	93	1	Geotom	Hang	Zwischenbereich	Wenner	4	Waldbereich, trocken	20.05.2014	5	6,46839	2,79072
Profil 21	81	82	1	Geotom	Hang	Zwischenbereich	Wenner	4		20.05.2014	6	5,50655	2,72485
Profil 23	96	97	1	Geotom	Hang	Plateau 2	Wenner	4	schräg zwischen Profil 6 und 10, genau entlang Radarprofil	21.05.2014	7	7,85914	6,95319
Profil 24	57	58	1	Geotom	Hang	quer zur hinteren Lichtung	W., Dipol-Dipol (18 Levels), S.	4	kreuzt Profil 18 bei 40,5 m	22.05.2014	4	2,70509	0,795037
Profil 25	62	63	1	Geotom	Hang	quer zur hinteren Lichtung	W. und S.	4	starker Waldbewuchs, kreuzt Profil 18 bei 47 m	22.05.2014	7	2,81019	0,847282
Profil 26	77	78	1	Geotom	Hang	quer zur hinteren Lichtung	W. und S.	4	kreuzt Profil 18 bei 37 m	22.05.2014	5	2,97715	0,933685
Profil 27	49	50	1	Geotom	Hang	ganz hinten	W. und S.	4	hinterste Ende der Halde	22.05.2014	8	120,091	222,567

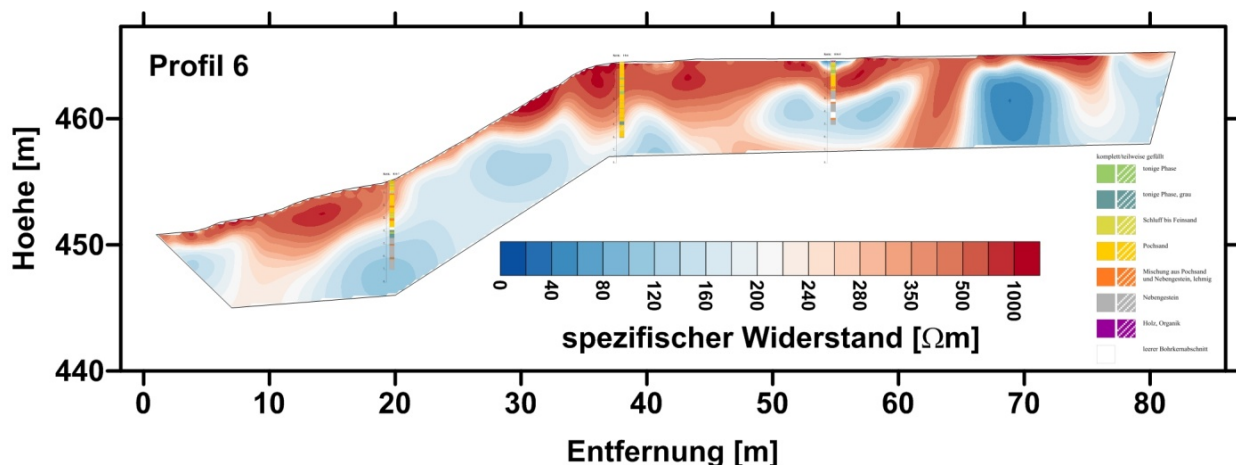
W. – Wenner, S. – Schlumberger

### Beispiel: Profil 6

Hangprofil 6 wurde während der zweiten Messkampagne im August 2013 aufgenommen. Es war 85 m lang, mit einem Elektrodenabstand von 1 m, und wurde mit einer Wenner-Alpha-Konfiguration gemessen. In **Abbildung 2.23** ist das Ergebnis der Inversion, das durch die Berechnung ermittelte Untergrundmodell, zusammen mit den Ergebnissen der Rammkernsondierungen zu sehen. Der Anpassungsfehler (RRMS) lag bei 4,1%.

In dem Ergebnis ist deutlich zu sehen, dass sich oberflächennah Zonen höherer spezifischer Widerstände befinden. Sowohl am Hangfuß als auch oben am Plateau erreichen diese Zone Tiefen bis 5 m. Am Hang existiert nur eine sehr dünne (max. 1 m) höherohmige Schicht. Mit zunehmender Tiefe sinken die spezifischen Widerstände. Werden die Werte des spezifischen Widerstands mit den Ergebnissen der Rammkernsondierungen verglichen, zeigt sich, dass die Pochsandreste mit den höherohmigen Werten (ab ca. 400  $\Omega\text{m}$ ) korrelieren, während die niederohmigen Werte auf das Basement (Grauwacke, Tonschiefer) hindeuten. Am Hang scheinen die Pochsandreste entweder nur in sehr geringmächtiger Schicht zu liegen (ggf. durch Abrutschungen) oder die spezifischen Widerstände sind aufgrund von Durchfeuchtungen verringert.

Alle weiteren Profile zeichnen ein ähnliches Bild von der Halde.

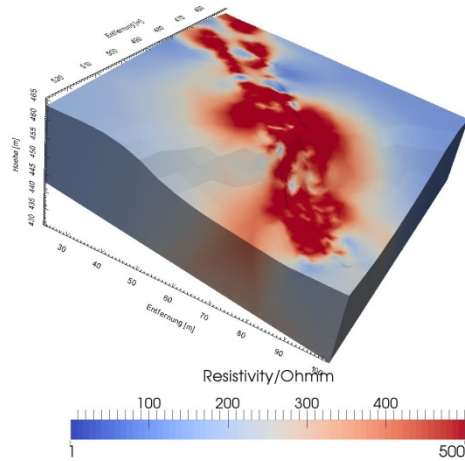


**Abb. 2.23:** Invertiertes ERT-Profil 6 mit den Ergebnissen der Rammkernsondierung.

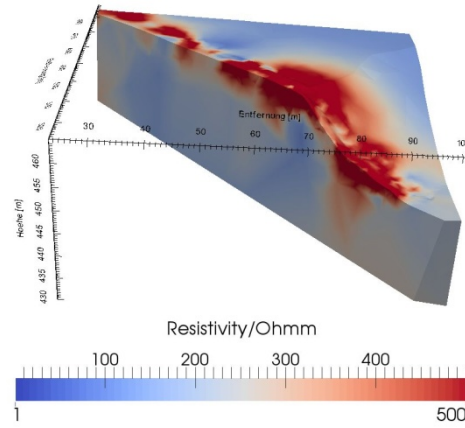
### 3D-Inversion (Profile 6-14)

Diejenigen neun Profile (6-14) mit einem horizontalen Abstand von nur ca. 1,25 m voneinander, wurden zusammen dreidimensional invertiert. Der Elektrodenabstand betrug für alle Profile 1 m, nur die Länge der Profile variierte zwischen 43 und 93 m (siehe **Tabelle 2.3**). Die verwendete Konfiguration war eine Wenner-Alpha-Auslage. In den **Abbildungen 2.24** und **2.25** sind die Ergebnisse dieser Auswertung zu sehen. Leider war der Anpassungsfehler für die Inversion mit 35% zu hoch, um gesicherte Aussagen zu treffen. Trotzdem ist deutlich an der Oberfläche die Ausbreitung der hochohmigen Pochsandreste zu sehen (**Abbildung 2.24**). Wird der exemplarische Tiefenschnitt (**Abbildung 2.25**) betrachtet, ist ähnlich zu den einzelnen Profilen ersichtlich, dass sich die Pochsandreste vorwiegend oberflächennah befinden und am Hang deutlich geringer mächtig sind.





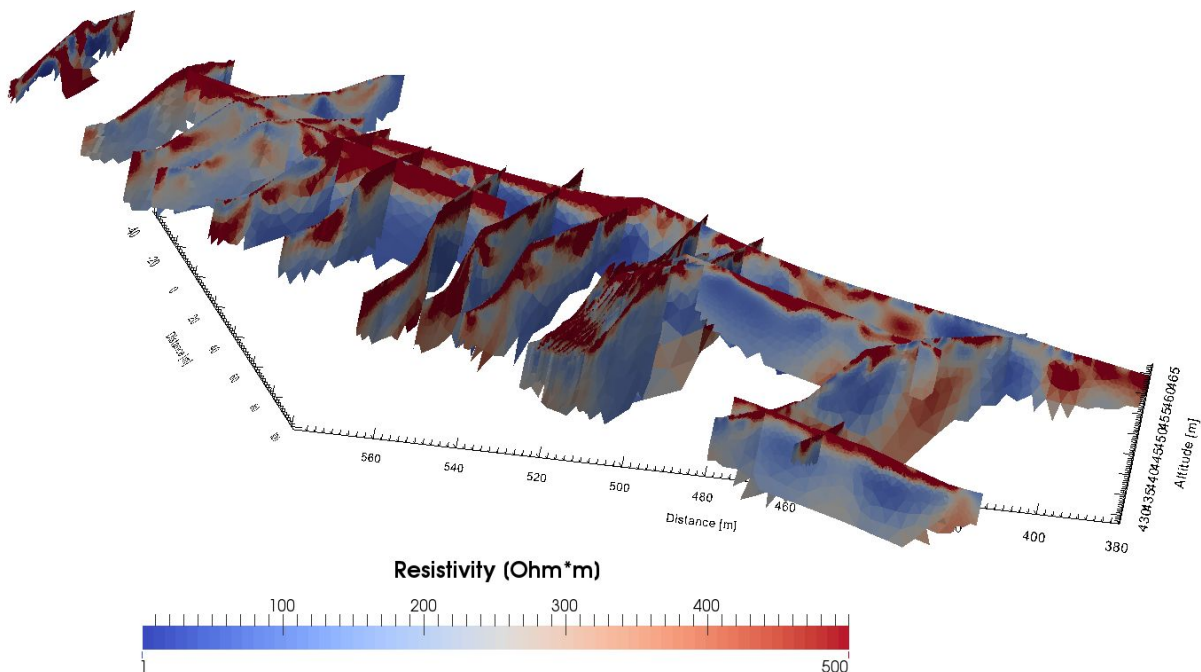
**Abb. 2.24:** 3D-Auswertung von neun ERT-Hangprofilen.



**Abb. 2.25:** Schnitt durch den 3D-Modellkörper.

### Alle Profile

In **Abbildung 2.26** sind alle 27 gemessenen und zweidimensional ausgewerteten Profile in einer Ansicht dargestellt. Sie umfassen im Wesentlichen die gesamten Ausmaße der Halde. Auf fast allen Profilen zeigt sich die hochohmige Pochsandschicht, die hier und da unterbrochen ist. Problematisch hinsichtlich der Interpretation bezüglich des Vorkommens von Pochsanden ist die „Mehrdeutigkeit“ des spezifischen Widerstands. So zeigen nicht nur die Pochsandreste spezifische Widerstände im Bereich von über 400  $\Omega\text{m}$ , sondern z.B. auch trockener Waldboden oder zerklüftetes Gestein. Gerade im hinteren Bereich der Halde ist eine alleinige Klassifizierung aufgrund des spezifischen Widerstands nicht möglich.

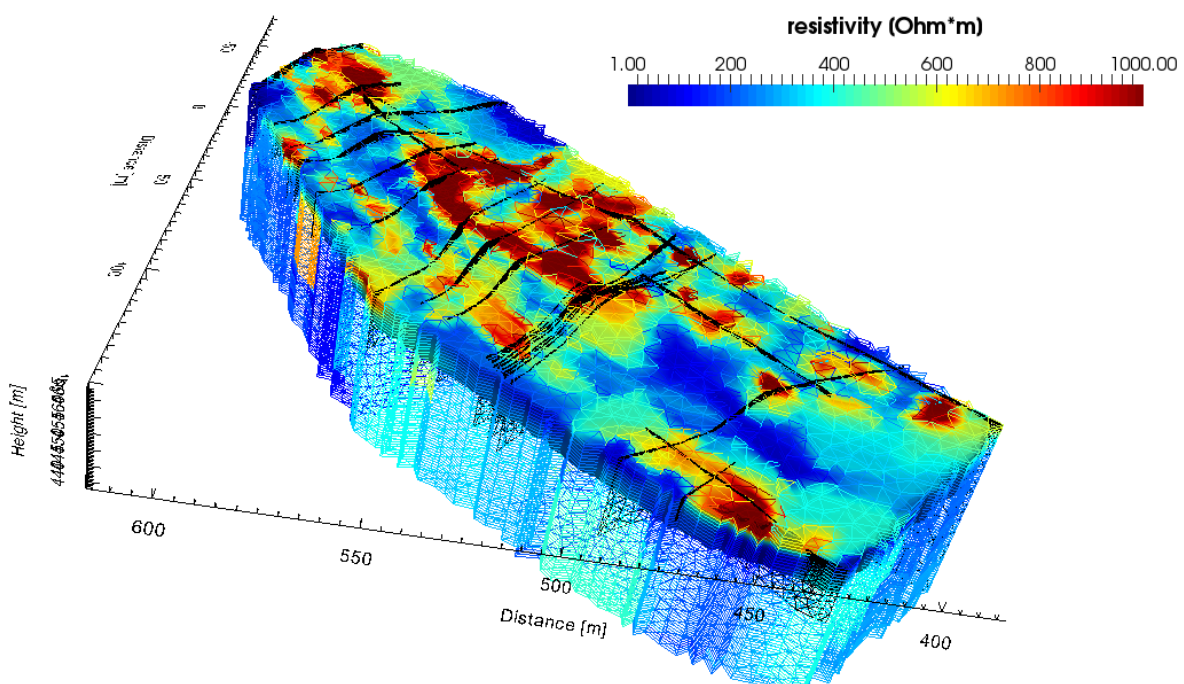


**Abb. 2.26:** Gemeinsame Darstellung aller 27 gemessenen und zweidimensional ausgewerteten ERT-Profile.

### Volumenabschätzung

Eines der Projektziele war eine Abschätzung des Volumens der verwertbaren Pochsandreste. Dafür eignet sich in der Regel eine dreidimensionale Auswertung wie obiges 3D-Modell (vgl. **Abbildung 2.24** und **Abbildung 2.25**). Allerdings ist aufgrund des hohen Anpassungsfehlers des 3D-Modells und vor allem aufgrund der zu großen Abstände der restlichen Profile zueinander eine solche dreidimensionale Auswertung nicht zielführend. Stattdessen wurden die einzelnen, zweidimensional invertierten Profile verwendet.

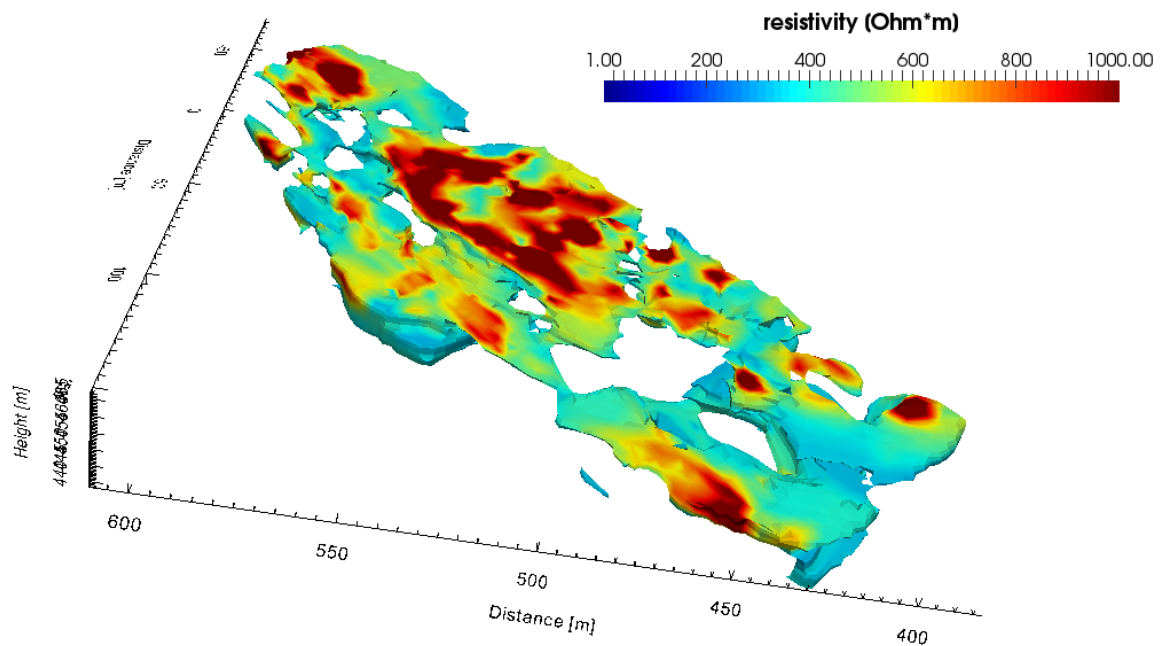
In den Bereich zwischen den Profilen wurde ein Gitter gelegt. Dabei wurde der von den Messpunkten gut überdeckte Bereich mit engeren Gitterzellen versehen, als schlechter überdeckte Bereiche, sowohl horizontal als auch in der Tiefe. Zwischen den Profilen wurden entlang der Gitterzellen die spezifischen Widerstandswerte interpoliert, wobei sich die Ausdehnung in horizontaler Ausrichtung erstreckte. In **Abbildung 2.27** ist das verwendete und interpolierte Gitter zu sehen. Die schwarzen Punkte kennzeichnen die Elektroden der Profile. Deutlich ist die nach unten zunehmende Größe der Gitterzellen zu erkennen.



**Abb. 2.27:** Gitter für die Volumenabschätzung. Die schwarzen Punkte kennzeichnen die gemessenen Profile. Die Werte zwischen den Profilen wurden interpoliert.

Um das Volumen der Pochsandreste zu ermitteln, wurden jetzt alle Gitterzellen mit Werten des spezifischen Widerstandes unter  $300 \Omega\text{m}$  entfernt. Dieser „Schwellenwert“ wurde mithilfe der mineralogischen Ergebnisse und geophysikalischen Labordaten festgelegt. Dabei wurde davon ausgegangen, dass Bereiche mit spezifischen Widerständen unter  $300 \Omega\text{m}$  keine Pochsandreste beinhalten, sondern dass sich dort natürliches Umgebungsmaterial befindet. In **Abbildung 2.28** ist der Teil der Halde zu sehen, der spezifische Widerstände höher als  $300 \Omega\text{m}$  zeigt. Von diesem Körper lässt sich jetzt ein Volumen ermitteln. Dieses beträgt nach Abzug der bewaldeten und sonstigen Bereiche zwischen  $50\,000$  und  $100\,000 \text{ m}^3$ . Dieser Wert ist allerdings nur eine Abschätzung, da er durch viele Faktoren beeinflusst wird, wie z.B.

- Mehrdeutigkeit des spezifischen Widerstands
- Auflösungsvermögen der geophysikalischen Messverfahren
- Unzugänglichkeit einiger Haldenbereiche und damit der Messbarkeit
- Unsicherheiten bei den Interpolationen
- Einfluss von Sättigung, Temperatur, ... auf den spezifischen Widerstand



**Abb. 2.28:** Bereiche der verwertbaren Pochsandreste (Teilvolumen mit spezifischen Widerständen höher als  $300 \Omega\text{m}$ )

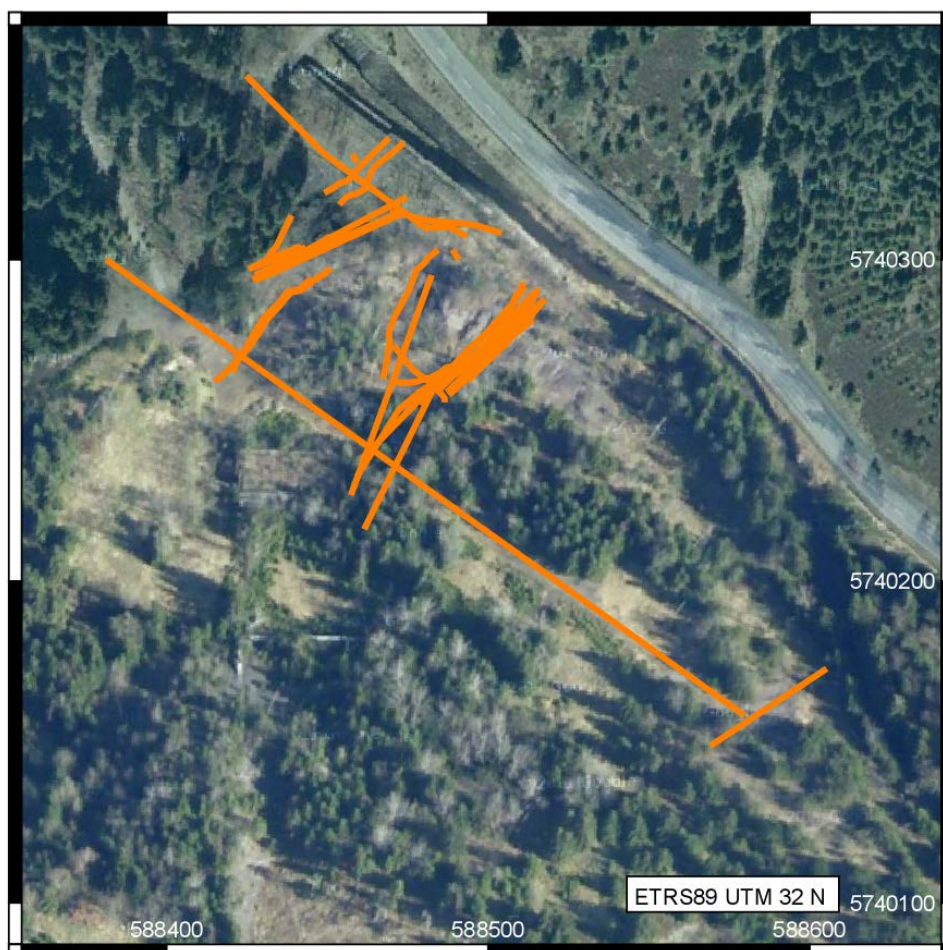
## 2.2.2 Bodenradarmessungen

Für die Bodenradarmessungen wurde die SIR3000 von GSSI mit einer 200 MHz bzw. 100 MHz Antenne verwendet. Es wurde je nach Anforderung mit freier Positionierung über ein GNSS Basis-Rover-System von Novatel (DL V3) oder mit Odometer gemessen. Vor allem in den bewaldeten Bereichen war eine freie Positionierung oft nicht möglich.

Die einzelnen Radargramme wurden mit dem Program Reflexw von Karl-Josef Sandmeier eingelese und prozessiert (<http://www.sandmeier-geo.de/reflexw.html>). Das Geschwindigkeitsmodell des Untergrundes für die elektromagnetischen Wellen wurde aus Bohrlochdaten abgeleitet. Daraus konnten die Tiefen der Reflektoren bestimmt werden.

Alle Radarmessungen wurden einem Standard Processing unterzogen, das aus Offsetkorrektur, 4-fach Stapelung, Backgroundremoval und Resampling auf 10 cm Scanabstand bestand. Die Aufzeichnungsdauer pro Scan wurde den jeweiligen Untergrundverhältnissen angepasst und so gewählt, dass alle nutzbaren Signale noch erfasst werden.

Für die Profile mit freier Prozessierung wurden im ersten Schritt die parallel aufgezeichneten GPS-Daten über die Zeit mit den Radardaten verschnitten. Die Scanpunkte zwischen den einzelnen GPS-Punkten wurden interpoliert, so dass am Ende jeder Scanpunkt eine gültige Koordinate besitzt.



**Abb. 2.29:** Lage der Bodenradarprofile. Die orangen Sterne kennzeichnen den Anfangspunkt.



Im Vorfeld mussten die einzelnen GPS-Daten-Streams auf die Empfangsqualität hin überprüft werden. Für das Verschneiden mit Radardaten waren lediglich Koordinaten aus einer Fixed-Solution mit einer Basisstation geeignet. Deshalb mussten einige Koordinaten manuell oder halbautomatisch korrigiert werden. Dazu wurden jeweils eigene Auswerteprogramme verwendet.



**Abb. 2.30:** GPR Messungen in der Ebene mit 100 MHz Antenne (separate Sende- und Empfängerantenne) und GPS Empfänger sowie Markerrad.



**Abb. 2.31:** GPR Messungen am Hang mit geschirmter 200 MHz Antenne und GPS Empfänger.

**Tab. 2.4:** Übersicht aller gemessenen GPR-Profile an der Pochsandhalde Silbernaal.

Profil	Einlesen /Topo	Positionierung	Lage	Plot roh/proz	Frequenz	Bemerkung
<b>Kampagne April 2013</b>						
FILE__001.DZT	x/-	GPS schlecht	Fuß	x/-	200 MHz	
FILE__002.DZT	x/-	GPS	Fuß	-/-	200 MHz	Test
FILE__003.DZT	x/-	GPS	Fuß	x/-	200 MHz	
FILE__004.DZT	x/-	GPS	Fuß	x/-	200 MHz	
FILE__005.DZT	x/-	GPS	Fuß	x/-	200 MHz	
FILE__006.DZT	x/x	GPS	Hang 2	x/x	200 MHz	
FILE__007.DZT	x/x	GPS	Plateau 2	x/x	200 MHz	
FILE__008.DZT	x/x	GPS	Plateau 2	x/x	200 MHz	
FILE__009.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__010.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__011.DZT	x/-	GPS schlecht	Plateau 1	x/-	200 MHz	
FILE__012.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__013.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__014.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__015.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__016.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__017.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__018.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
FILE__019.DZT	x/x	GPS	Plateau 1	x/x	200 MHz	
<b>Kampagne August 2013</b>						
AAA__001.DZT	x/-	Time	Fuß	x/-	200 MHz	Test
AAA__002.DZT	x/-	Time		x/-	200 MHz	Test
AAA__003.DZT	x/-	GPS (Anfang/Ende)	Hang 1	x/-	200 MHz	
AAA__004.DZT	x/-	GPS (Anfang/Ende)	Hang 1	x/-	200 MHz	
AAA__005.DZT	x/-	GPS (Anfang/Ende)	Hang 1	x/-	200 MHz	
AAA__006.DZT	x/x	GPS	Hang 1	x/x	200 MHz	
AAA__007.DZT	x/-	GPS	Hang 1	x/-	200 MHz	
BAA__001.DZT	x/x	GPS	Hang 2	x/x	200 MHz	
BAA__002.DZT	x/-	GPS schlecht	Hang 2	x/-	200 MHz	
BAA__003.DZT	x/-	GPS schlecht	Hang 2	x/-	200 MHz	
BAA__004.DZT	x/-	GPS schlecht	Hang 2	x/-	200 MHz	
BAA__005.DZT	x/-	GPS schlecht	Hang 2	x/-	200 MHz	
BAA__006.DZT	x/-	Time	Hang 2	x/-	200 MHz	Test
BAA__007.DZT	x/x	GPS	Hang 2	x/x	200 MHz	
BAA__008.DZT	x/-	GPS schlecht	Hang 2	x/-	200 MHz	
CAA__001.DZT	x/x	Marker	Hang 2	x/-	200 MHz	
CAA__002.DZT	x/x	Marker	Plateau 2	x/-	200 MHz	
CAA__003.DZT	x/-	Marker	Plateau 2	x/-	200 MHz	
CAA__004.DZT	x/-	Marker	Plateau 2	x/-	200 MHz	
CAA__005.DZT	x/x	Marker	Fahrweg	x/-	200 MHz	
CAA__006.DZT	x/-	Marker	Fahrweg zurück	x/-	200 MHz	
CAA__007.DZT	x/-	Marker	Plateau 2	x/-	200 MHz	
CAA__008.DZT	x/x	Marker	Plateau 2	x/-	200 MHz	
DAA__001.DZT	x/x	GPS	Hang 2	x/-	200 MHz	
DAA__002.DZT	x/x	GPS	Hang 2	x/-	200 MHz	
DAA__003.DZT	x/-	GPS	Hang 2	x/-	200 MHz	
DAA__004.DZT	x/-	GPS	Hang 2	x/-	200 MHz	
DAA__005.DZT	-/-	GPS	Hang 2	-/-	200 MHz	Fehlmessung
DAA__006.DZT	x/-	GPS	Hang 2	x/-	200 MHz	

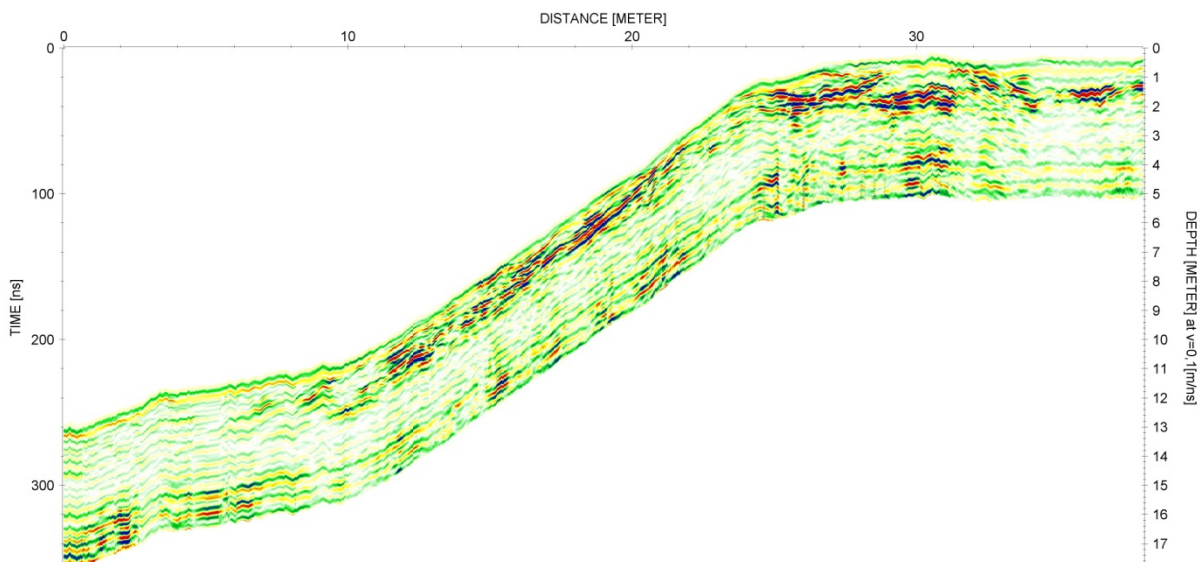
<b>Profil</b>	<b>Einlesen /Topo</b>	<b>Positionierung</b>	<b>Lage</b>	<b>Plot roh/proz</b>	<b>Frequenz</b>	<b>Bemerkung</b>
<b>Kampagne Mai 2014</b>						
File__001.DZT	x/-	GNSS	Plateau 2	x/-	100 MHz	
File__002.DZT	x/-	Marker	Plateau 2	x/-	100 MHz	
File__003.DZT	x/-	Marker	Plateau 2	x/-	100 MHz	
File__004.DZT	x/-	GNSS	Plateau 2	x/-	100 MHz	
File__005.DZT	x/-	GNSS	Plateau 2	x/-	100 MHz	
File__006.DZT	x/x	GNSS	Hang 2 (ERT 23)	x/x	100 MHz	zusammengesetzt
File__007.DZT	x/-	GNSS	Plateau 2	x/-	100 MHz	
File__008.DZT	x/-	GNSS schlecht	Plateau 2	x/-	100 MHz	
File__009.DZT	x/-	GNSS schlecht	Plateau 2	x/-	100 MHz	
File__010.DZT	x/x	Marker	ERT 18	x/x	100 MHz	
File__011.DZT	x/x	Marker	ERT 18	x/x	100 MHz	
File__012.DZT	x/-	Marker	ERT 5 (E->W)	x/-	100 MHz	
File__013.DZT	x/-	Marker	Querweg Motzr. (N->S)	x/-	100 MHz	
File__014.DZT	x/-	GNSS	Querweg Motzr. (S->N)	x/-	100 MHz	
File__015.DZT	x/-	GNSS	ERT 5 (W->E)	x/-	100 MHz	
File__016.DZT	x/-	GNSS	ERT 5 (E->W)	x/-	100 MHz	
File__017.DZT	x/-	GNSS	Querweg zu Plateau 1	x/-	100 MHz	
File__018.DZT	x/-	GNSS	Querweg zu Plateau 1	-/-	100 MHz	Fehlmessung
File__019.DZT	x/-	GNSS	Querweg zu Plateau 1	x/-	100 MHz	
File__020.DZT	x/x	Marker	ERT 18	x/x	200 MHz	
File__021.DZT	x/-	Marker	ERT 18	x/-	200 MHz	
File__022.DZT	x/-	GNSS	ERT 18	x/-	200 MHz	
File__023.DZT	x/-	GNSS	ERT 18	x/-	200 MHz	
File__024.DZT	x/-	Marker	ERT 5 (E->W)	x/-	200 MHz	
File__025.DZT	x/-	Marker	Querweg Motzr. (N->S)	x/-	200 MHz	
File__026.DZT	x/-	GNSS	Querweg Motzr. (S->N)	x/-	200 MHz	
File__027.DZT	x/-	GNSS	ERT 5 (W->E)	x/-	200 MHz	
BAA__001.DZT	x/-	GNSS (Anfang/Ende)	hinterer Hang W	x/-	200 MHz	
BAA__002.DZT	x/-	Marker	hinterer Hang W	x/-	200 MHz	
BAA__003.DZT	x/-	GNSS (Anfang/Ende)	hinterer Hang W	x/-	200 MHz	
BAA__004.DZT	x/-	GNSS (Anfang/Ende)	hinterer Hang W	x/-	200 MHz	Fehlmessung
BAA__005.DZT	x/-	Marker	hinterer Hang W	x/-	200 MHz	
CAA__001.DZT	x/-	Marker	ERT 25 (41-51)	x/-	200 MHz	
CAA__002.DZT	x/-	Marker	ERT 25 (63-43)	x/-	200 MHz	
CAA__003.DZT	x/-	Marker	ERT 24 (33-57)	x/-	200 MHz	
CAA__004.DZT	x/-	Marker	ERT 24 (57-11)	x/-	200 MHz	

### Beispielprofile

In **Abbildung 2.32** sind beispielhaft die Ergebnisse von Profil 4 für die 200 MHz Antenne dargestellt. Es ist ein typisches Radargramm, das in Hangrichtung aufgezeichnet wurde. In den oberen 2 m sind zahlreiche Schichtgrenzen zu erkennen. Ab ca. 3 m wird das Nutzsignal so schwach, dass hauptsächlich Geräte- und Antenneneffekte abgebildet werden und die dargestellten Reflektoren nicht als Untergrundinformation interpretiert werden dürfen.

Aus der Entstehungsgeschichte der Halde wissen wir, dass über mehrere Jahre hinweg nicht nur Pochsande, sondern unterschiedlichstes Haldenmaterial wie z.B. auch Bergematerial abgekippt wurde. Nach der Stilllegung des Bergbaus und der Halde rutschte sehr viel Pochsand Richtung Innerste ab. Diese Strukturen lassen sich in den Radargrammen wiederfinden. Im Hangbereich ist die nach unten stärker werdende Schichtung der Pochsande und im Plateaubereich zahlreiche Verfüllungen und Schüttungsgrenzen zu finden.

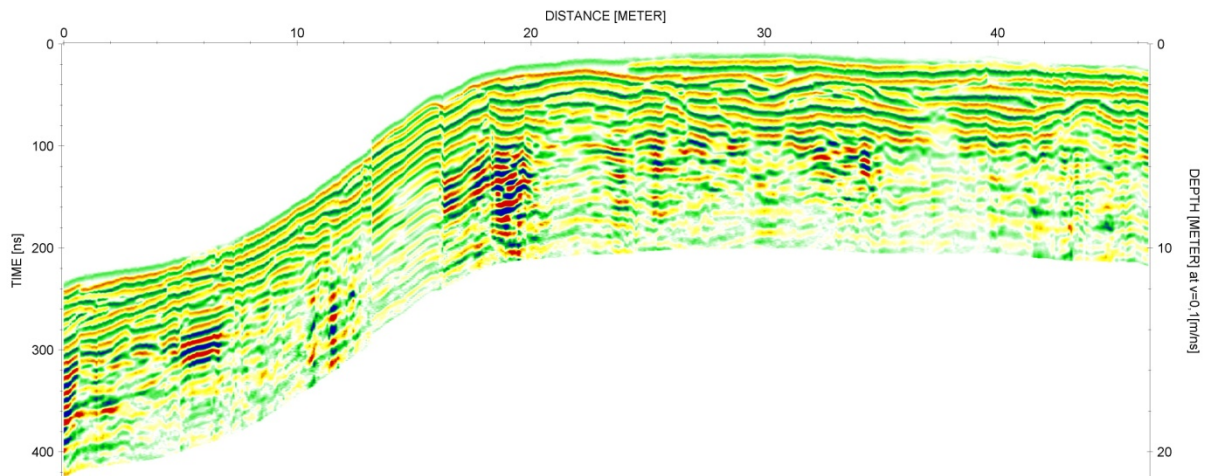
Eine klare Abgrenzung von Pochsanden zum Grundgebirge ist durch die starke Inhomogenität des Haldenmaterials nicht in allen Teilbereichen eindeutig erkennbar.



**Abb. 2.32:** Radargramm von Profil 4, gemessen mit einer 200 MHz Antenne.

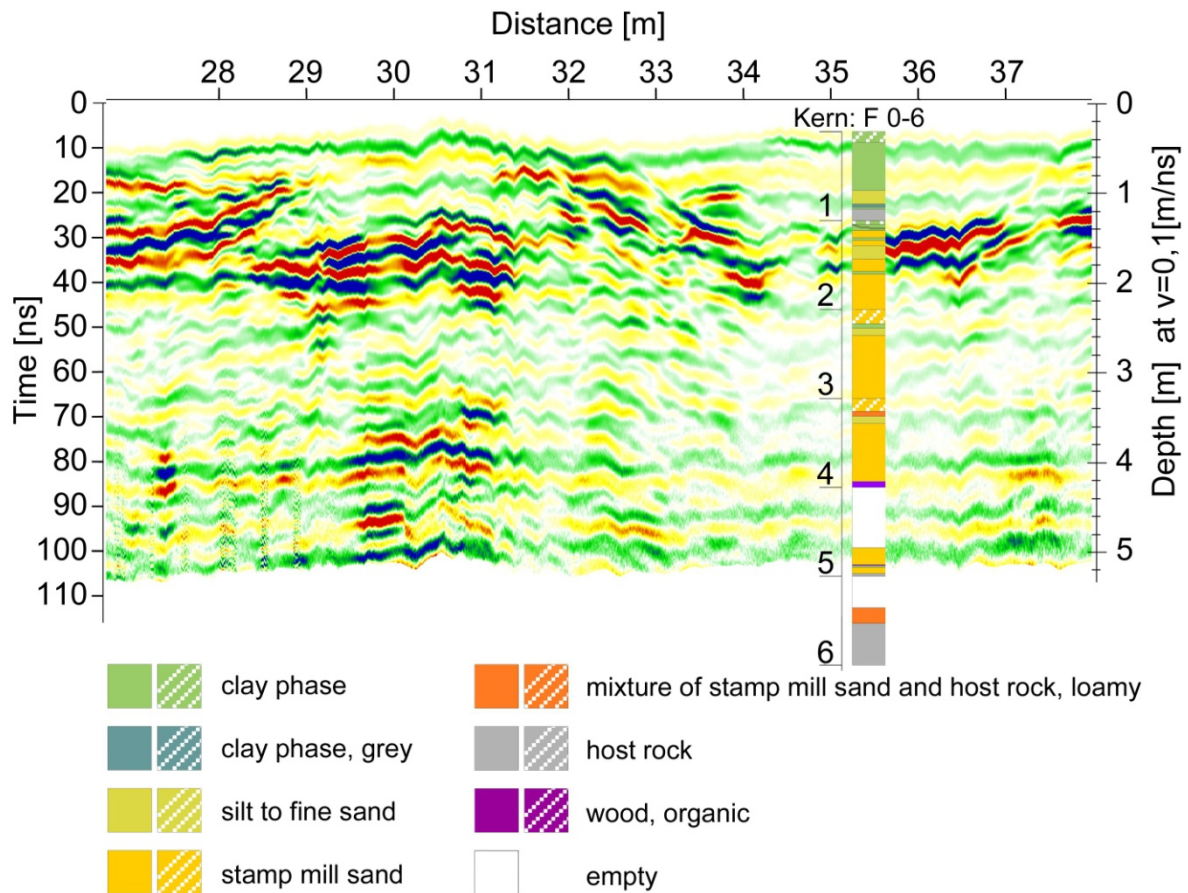
Die **Abbildung 2.33** zeigt ein Hangprofil (Profil 23) auf der Pochsandhalde mit einer 100 MHz Antenne. Diese erreicht im Gegensatz zur 200 MHz Version eine höhere Eindringtiefe (bis ca. 5 m). Allerdings ist die Auflösung durch die größere Wellenlänge (ca. 1 m) wesentlich geringer. Es können zwar nicht so viele Bodenschichtungen aufgelöst werden, aber größere Strukturen lassen sich in größere Tiefen weiterverfolgen. Da die 100 MHz Antennen wesentlich größere Abmessungen haben und dadurch schlechter zu handhaben sind, konnten sie nur sehr vereinzelt auf der Halde eingesetzt werden.





**Abb. 2.33:** Radargramm von Profil 23, gemessen mit einer 100 MHz Antenne.

Die **Abbildung 2.34** zeigt den Vergleich zwischen den im Radargramm gezeigten Reflektoren und den durch eine mineralogische Bohrung auf dem Profil gefundenen Sedimentmächtigkeiten. Dabei lassen sich die Wechselfolgen zwischen beispielsweise den Pochsanden und dem bindigen Oberboden gut mit Reflektoren im Radargramm korrelieren. Die Bohrung kann gleichzeitig als Referenzpunkt für die Ermittlung eines Geschwindigkeitsmodell der Radarwelle verwendet werden.



**Abb. 2.34:** Radargramm längs von ERT Profil 23 (Plateau) mit mineralogischer Bohrung.

### 2.2.3 Messung der spektralen induzierten Polarisation

Zusätzlich zu den ERT-Profilen wurden insgesamt sechs SIP-Profile zwischen 19 m und 60 m Länge in einer Dipol-Dipol-Anordnung aufgenommen (vgl. **Tabelle 2.5**). SIP-Profil 1 konnte aufgrund eines Messfehlers nicht weiter verwendet werden. Alle Profile lagen auf vorher gemessenen ERT-Profilen.

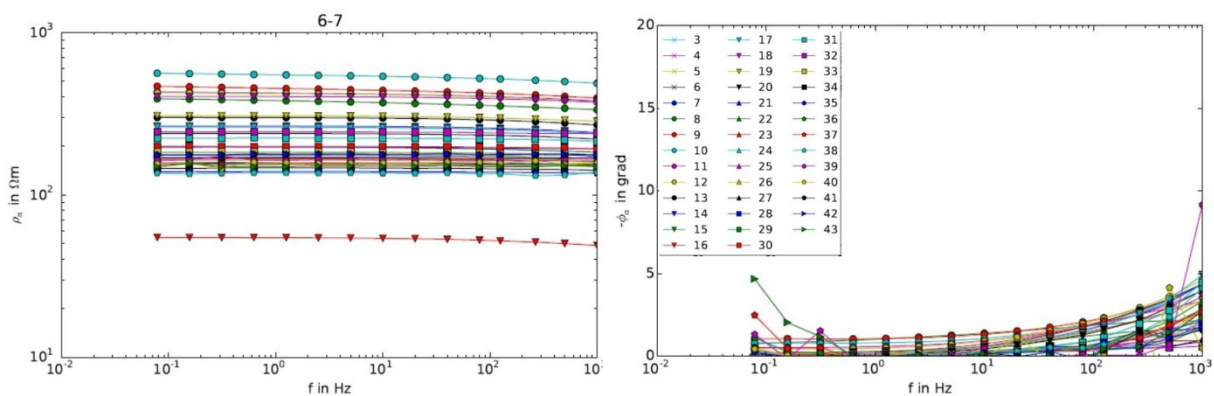
**Tab. 2.5:** Übersicht aller gemessenen SIP-Profile auf der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt/Silbernaal.

Profilname	Länge [m]	RU	Elektroden- abstand [m]	Readings	Apparatur	Hang-/Flach- profil	Lage	Auslage	Mess- frequenzen [Hz]	Bemerkungen	Datum
SIP-Profil 1	60	40	1,5	63	SIP 256C	Flach	Hangfuß, vorne parallel zum Hang	Dipol-Dipol	1000, 125, 10, 1.25, 0.156	liegt auf GE-Profil 1, fangen beide bei 0m an; RU 5011 mit 5012 vertauscht, RU 8 setzt aus	23.04.2013
SIP-Profil 3	19	19	1	24	SIP 256C	Flach	oben, von Plateau 1 zu Plateau 2	Dipol-Dipol	125 – 0.07	liegt auf GE-Profil 3 zwischen 1 m und 20 m	23.04.2013
SIP-Profil 4	40	40	1	63	SIP 256C	Hang	Plateau 2 runter	Dipol-Dipol	125, 10, 1.25, 0.156	liegt auf GE-Profil 4 (GE-60m=SIP-0m →GE-20m=SIP- 40m)	25.04.2013
SIP-Profil 6	44	44	1	71	SIP 256C	Hang	Plateau 2 runter	Dipol-Dipol	1000-0.07	liegt auf GE-Profil 6, Potentialmessung mit unpolarisierbaren Elektroden (AgAgCl- LIAG)	19.08.2013
SIP-Profil 18	20	20	1	29	SIP 256C	Flach	hintere Lichtung	Dipol-Dipol	1000, 125, 10, 1.25, 0.156	Testmessung, liegt auf GE-Profil 17, Bohrung <sup>0</sup> bei 19m	20.05.2014
SIP-Profil 22	44	44	1	71	SIP 256C	Hang	östlichste Ende der Halde	Dipol-Dipol	1000-0.156 (ohne 40 Hz da zu viele Störungen)	Liegt auf GE-Profile 16, Messung mit zwei Spießsen für getrennte Strom und Spannungsmessung	21.05.2014

In **Abbildungen 2.35** und **2.36** sind die Ergebnisse für SIP-Profil 6, aufgenommen im August 2013, zu sehen. Dieses Profil war 44 m lang mit einem Elektrodenabstand von 1 m. Für die Strom- und Spannungsmessungen wurden unterschiedliche Elektroden benutzt. Die Stromspeisung erfolgte über Stahlspießse, während die Potentiale mithilfe von unpolarisierbaren Ag<sub>2</sub>AgCl-Elektroden aufgezeichnet wurden. Als Auslage wurde die Dipol-Dipol-Konfiguration genutzt, damit es zu keinen Kopplungseffekten zwischen den Messkabeln kommt. Es wurde bei 14 Frequenzen zwischen 0,07 Hz und 1000 Hz gemessen, was eine Messzeit von ca. 7 h ergab (inklusive stacking etc.). Ausgewertet wurden alle Frequenzen einzeln mit dem Inversionsprogramm BERT. Der RRMS Fehler war sehr hoch, bei 32%, während  $\chi^2$  bei einem Wert unter 1 lag, das heißt die Daten wurden innerhalb der Fehlergrenzen von Modell angepasst.

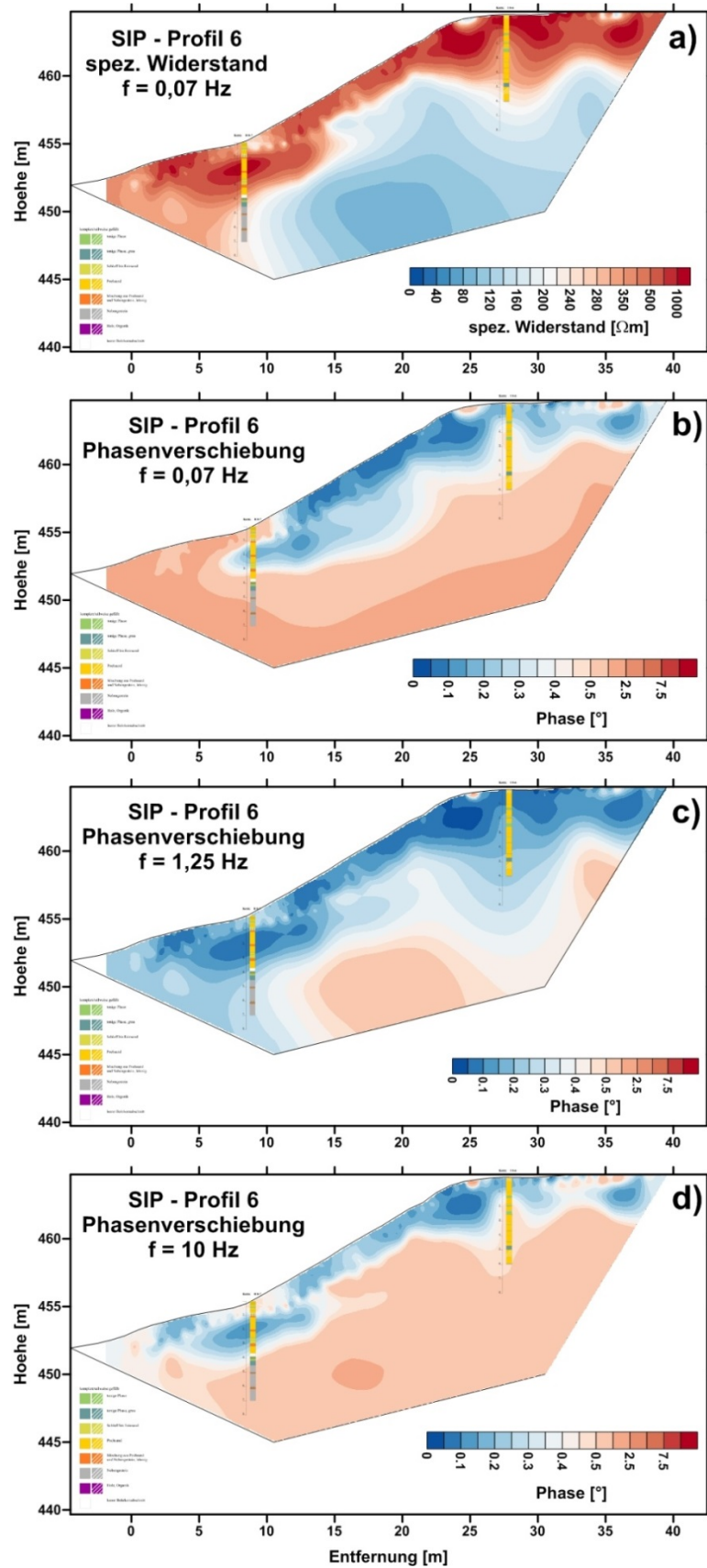


In **Abbildung 2.35** sind für einen Stromdipol (Elektrode 6 und 7) die nachfolgenden gemessenen Spektren zu sehen. Während die spezifischen Widerstände (links) über den gesamten Frequenzbereich konstant bleiben, ändert sich die Phasenverschiebung (rechts), wenn auch relativ geringfügig. Bei hohen Frequenzen ( $> 100$  Hz) ist ein leichter Anstieg der Phasenwerte zu beobachten. Dies kann zum Teil auf die elektromagnetischen Kopplungseffekte zurückzuführen sein. Je nach Messanordnung, Dipolweite (und damit Geometriefaktor) und Leitfähigkeit des Bodens ist dieser Einfluss, der den IP Effekt überlagern kann, größer oder kleiner. Hin zu den niedrigen Frequenzen ist vereinzelt ein Ansteigen der Phasenwerte zu sehen, welches aber auf fehlende Ankopplung der Elektrode mit dem Boden erklärt werden kann. Insgesamt zeigt sich, dass sich in den Spektren relativ wenig über den Frequenzbereich ändert. Die (Roh-)Phasen zeigen im Schnitt Werte bis  $1^\circ$ .



**Abb. 2.35:** Ausgewähltes Spektrum von SIP-Profil 6 für den Stromeinspeisedipol 6-7 und alle nachfolgenden Spannungsdipole. Links: Spezifischer Widerstand, rechts: Phasenverschiebung.

In **Abbildung 2.36** sind die Inversionsergebnisse von SIP-Profil 6 für die Frequenzen  $f = 0,07$  Hz (Widerstand und Phase),  $1,25$  Hz (nur Phase) und  $f = 10$  Hz (nur Phase) zu sehen. Wie auch aus den Spektren zu erwarten, ändert sich der spezifische Widerstand ( $a$  – hier dargestellt für  $f = 0,07$  Hz) nur geringfügig über die Frequenzen. Analog zu den ERT-Profilen zeichnen sich die oberflächennahen Pochsandreste durch höhere spezifische Widerstände aus. Im Bereich des Hanges ist diese Schicht nur maximal ca.  $2$  m mächtig. Darunter befindet sich vermutlich das Grundgestein mit niedrigeren spezifischen Widerständen oder aber durchfeuchtete Bereiche. Die Inversionsergebnisse der Phasenauswertung für  $f = 0,07$  Hz (b) zeigen für den Hangbereich sehr geringe Phasenwerte von max.  $0,5^\circ$ . Zum Hangfuß und in die Tiefe steigen die Werte auf bis zu  $3^\circ$  an. Die Phasenwerte für  $f = 1,25$  Hz (c) zeigen einen deutlich größeren Bereich niedriger Phasenwerte, welcher besser mit den Bohrkernergebnissen aus der Rammkernsondierung korreliert. So sind die Pochsandreste durch niedrige Phasenwerte (bis  $0,5^\circ$ ) gekennzeichnet. Zu höheren Frequenzen (d -  $f = 10$  Hz) steigen die Phasen wieder an, was vorwiegend auf oben beschriebene Kopplungseffekte zurückzuführen ist. Die erhofften zusätzlichen Informationen über Mineralgehalt und Korngrößen mithilfe des SIP Verfahrens konnten auf dieser Pochsandhalde nicht gewonnen werden. Gründe dafür können u.a. die zu geringen Korngrößen der Pochsandreste sein.

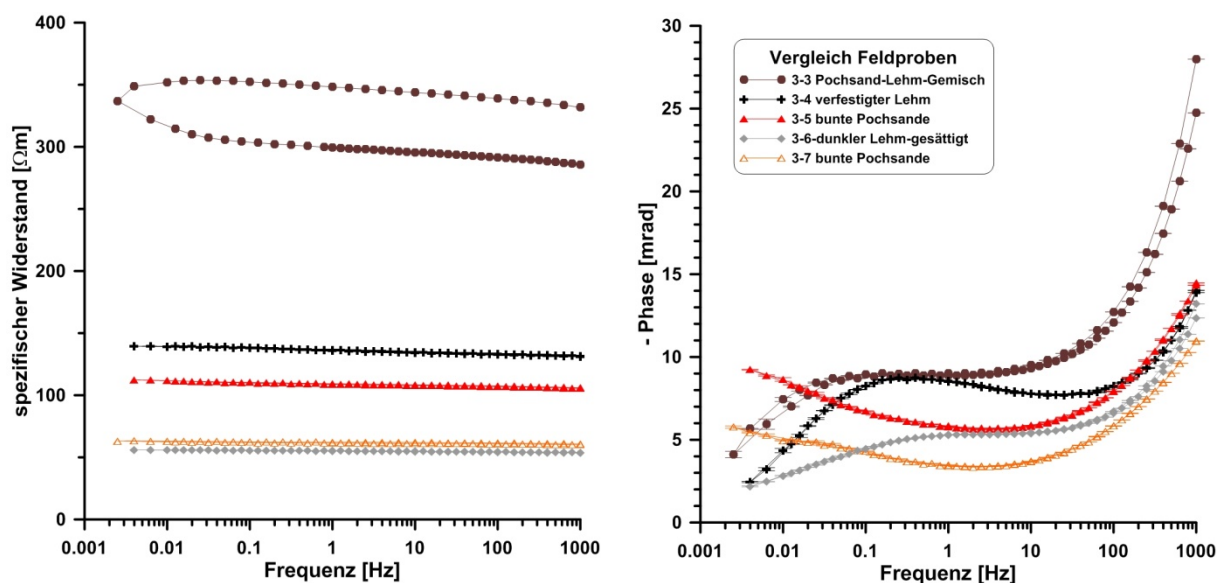


**Abb. 2.36:** Inversionsergebnisse für drei ausgewählte Frequenzen von SIP-Profil 6. Oben (a): spezifischer Widerstand für  $f = 0,07$  Hz. Darunter Phasenverschiebung für  $f = 0,07$  Hz,  $f = 1,25$  Hz,  $f = 10$  Hz.

## 2.2.4 Labormessungen

Während der Messeinsätze wurden zusätzliche Proben genommen und im SIP-Labor gemessen, um u.a. die im Feld gemessenen Daten zu kalibrieren. Es wurden zwei Pochsandproben (3-5 und 3-7), zwei Lehmproben (3-4 und 3-6) und einer Mischprobe (3-3) untersucht. Die Proben wurden in den obersten 50 cm Tiefe entnommen und unterschieden sich z.T. schon deutlich optisch und in ihrer Konsistenz. Die ersten cm bestanden aus verfestigtem dunklem Lehm, erst in ca. 30 cm Tiefe erschienen die grobkörnigeren Pochsandreste. Vermutlich wurde im Laufe der Jahre eine Abdeckschicht (zu mindestens auf dem Plateau und am Hangfuß, aber nicht am Hang selbst) auf die Pochsandreste aufgebracht. In **Abbildung 2.37** sind die Ergebnisse einiger Messungen zu sehen. Dabei zeigte die Mischprobe die höchsten spezifischen Widerstände (300 – 350  $\Omega\text{m}$ ) und die höchsten Phasenwerte (bis 10 mrad  $\sim 0,6^\circ$ ). Zu niedrigen Frequenzen gibt es einen deutlichen Abfall der Phasen (bis 4 mrad). Die Pochsandproben zeigen spezifische Widerstandswerte um 100  $\Omega\text{m}$  und im Phasenspektrum eine deutliches „Hängematten“-Verhalten, d.h. zu niedrigen und zu hohen Frequenzen nehmen die Werte wieder zu. Die Phasenspektren der Lehmproben zeigen im Gegensatz dazu ein z.T. eindeutiges Maximum bei einer bestimmten Frequenz (Probe 3-4: bei  $f \sim 0,2$  Hz).

Werden die Laborwerte mit den Feldmessungen verglichen fällt auf, dass die spezifischen Widerstandswerte für die Pochsande nicht übereinstimmen. Die Proben im Labor weisen viel niedrigere Werte auf (100  $\Omega\text{m}$ ) als die Felddaten ( $> 400 \Omega\text{m}$ ). Ursache dafür ist vermutlich der Feuchtegehalt der Probe. Im Labor mussten die Proben aufgesättigt werden, da sie nach Entnahme begannen auszutrocknen. Da die Phasenverschiebung nicht so sensibel auf mögliche Sättigungsunterschiede reagiert, können diese Werte besser verglichen werden. So entsprechen die im Labor gemessenen Werte für die Pochsande (5-10 mrad) den Felddaten (bis  $0,5^\circ \sim 8$  mrad) sehr gut. Ein Vergleich der Lehmproben mit den Felddaten ist nicht möglich, da die Auflösungsgenauigkeit im Feld maximal dem Elektrodenabstand (1 m) beträgt und damit die oberste Schicht (0,5 m) nicht bei den Messungen einzeln erfasst werden kann.



**Abb. 2.37:** Resultate der SIP-Labormessungen an den im Feld entnommenen Proben.



## 3 Untersuchungen an der Schlackenhalde am Kahnstein

### 3.1 Stoffliche Zusammensetzung der Halde

#### 3.1.1 Allgemeine Historie der Verhüttung von Rammelsberger Erz

Während der ersten Betriebsperiode des Rammelsberges bis 1527 gab es über hundert in Privatbesitz arbeitende Schmelz- und Treibhütten am Rammelsberg, die aber vermutlich nur saisonal betrieben wurden und den Holzvorräten folgten (Bartels et al., 2001; Kraschewski, 2001). Während der ersten Blütezeit des Rammelsberger Bergbaus im 14. Jahrhundert existierten nachweislich 38 kleine Hütten gleichzeitig (Mehner & Geibel, 2001). Damals wurde vorrangig Kupfer aus dem Rammelsberger Erz gewonnen. Ein festes Wegenetz gab es nicht, so dass der Transport der Erze zu den verschiedenen Wanderhütten in zweirädrigen Einspannerwagen erfolgte (Mehner & Geibel, 2001).

Die spätmittelalterlichen Krise des Montanwesens führte jedoch im 15. Jahrhundert zum Rückgang der Kupferproduktion und schließlich 1535 zur ihrer Einstellung für Jahrzehnte (Bornhardt, 1931 in Bartels et al., 2001). Mit der aufkommenden Saigerhüttentechnik entstand auf der anderen Seite eine gewaltige Nachfrage nach Blei, die, zusammen mit dem stetigen Bedarf am Münzmetall Silber, zu einem neuen Aufschwung im Hüttenwesen im gesamten Westharz führten (Bartels et al., 2001). Nach der Neubelebung des Bergbaus auf Basis der bleihaltigen Erze in den 1470er Jahren stieg die Silber- und Bleiproduktion sprunghaft an (Bartels et al., 2001).

Ab 1552 unterlag das Berg- und Hüttenwesen am Rammelsberg der landesherrschaftlichen Aufsicht und der Landesherr Herzog Heinrich der Jüngere übte das Vorkaufsrecht auf die Hüttenprodukte aus und bestimmte den Ankaufspreis. Die zu dieser Zeit noch existierenden 18 privaten Hütten gingen durch den Kostendruck an den Landesherrn über oder stellten den Betrieb ein (Bartels et al., 2001). Übrig blieben 1572 nur noch acht herzogliche Schmelz- und Treibhütten (Bartels et al., 2001). Mit dieser Konzentration gelang es dem Herzog vorhandene Defizite zu beseitigen und die Hütten wieder rentabel zu machen (Kraschewski, 2001).

Im 17. Jahrhundert verarbeiteten schließlich nur noch drei zum Unterharz-Revier gehörige Hütten Rammelsberger Erz. Die Silber-Bleihütten Herzog-Julius-Hütte bei Astfeld und die Frau-Sophien-Hütte bei Langelsheim verarbeiteten vorrangig Bleierze. Die ebenfalls als Silber-Bleihütte gebaute Frau-Marien-Saigerhütte bei Oker verarbeitete jedoch ab 1581 wieder Kupfererze zur Kupfer- und Silbergewinnung (Bartels et al., 2001; Mehner & Geibel, 2001; Kraschewski, 2001).

Ab 1841 wurde Mithilfe des neu entwickelten Bleikammerverfahrens Schwefelsäure aus den schwefelhaltigen Gasen der Verhüttung hergestellt. Man nutzte hierfür den Schwefelanteil der Kupfererze und erzeugte aus etwa 250 t Kupfer 1700 t Schwefelsäure (Mehner & Geibel, 2001).

Die aktive Zinkmetallurgie wurde erst 1908 mit dem Bau der Zinkoxydanlage Oker eingeführt. Dort wurden die zinkreichen Schachtofenschlacken zu verkaufsfähigem Zinkoxid für die Farbenherstellung und später für die Gummiindustrie aufbereitet (Mehner & Geibel, 2001). Die jahrhundertealten zinkreichen Schlackenhalde wurden in dieser Zeit teilweise mit verarbeitet (Mehner & Geibel, 2001). Später wurde in Harlingerode die damals größte deutsche Zinkhütte gebaut.

Die Verhüttung der Rammelsberger Erze war wegen der schwankenden und zumeist niedrigen Metallgehalte, der geringen Korngrößen, und der innigen Verwachsung der Erzminerale mit dem

Nebengesteinen (Melierteserze) sehr komplex und somit schwieriger, als bei den Oberharzer Gangerzen (Kraschewski, 2001b). Eine mechanische Trennung der Minerale wie Galenit (Bleiglanz), Chalkopyrit (Kupferkies), Pyrit (Schwefelkies), Sphalerit (Zinkblende) und Baryt (Schwerspat) war nicht möglich. Außerdem enthielt das Erz bis zu 20 % Zink, das bis zum 19. Jahrhundert nicht gewonnen werden konnte und deshalb verschlackt werden musste. Dadurch bildeten sich reiche, zähe Schlacken mit bis zu 20 % Zink (Mehner & Geibel, 2001).

Die Hüttenarbeit war in der frühen Neuzeit (16.-18. Jahrhundert) in die Arbeitsstufen: Rösten, Schmelzen, Treiben und Frischen gegliedert. Bei der Silber- und Bleigewinnung fand zuerst eine dreimalige Haufenröstung im Freien mit dem Ziel der Entschwefelung statt. Um den nicht verwertbaren Zinkanteil aus den Rammelsberger Erzen zu verringern, begann man in den neu angelegten Silber-Bleihütten zusätzlich damit, die abgerösteten Erze mit Wasser zu laugen und auf diese Weise Zinksulfat, weißes Vitriol, zu gewinnen (Mehner & Geibel, 2001). Anschließend wurde das Röstgut mit Holzkohle in kleinen Schachtöfen geschmolzen. Der Durchsatz belief sich pro Tag auf ca. drei Tonnen Erz und entsprach damit einer Produktion von 70 kg Blei. Die Silbergewinnung erfolgte anschließend durch Abtreiben des Werkbleis („Treiben“) in Herdöfen, so dass durch den Luftsauerstoff das Blei zu Bleiglätte oxidierte (Mehner & Geibel, 2001). Bleiglätte konnte z.B. an Glashütten verkauft werden oder durch „Fruschen“ zu metallischem Blei reduziert werden.

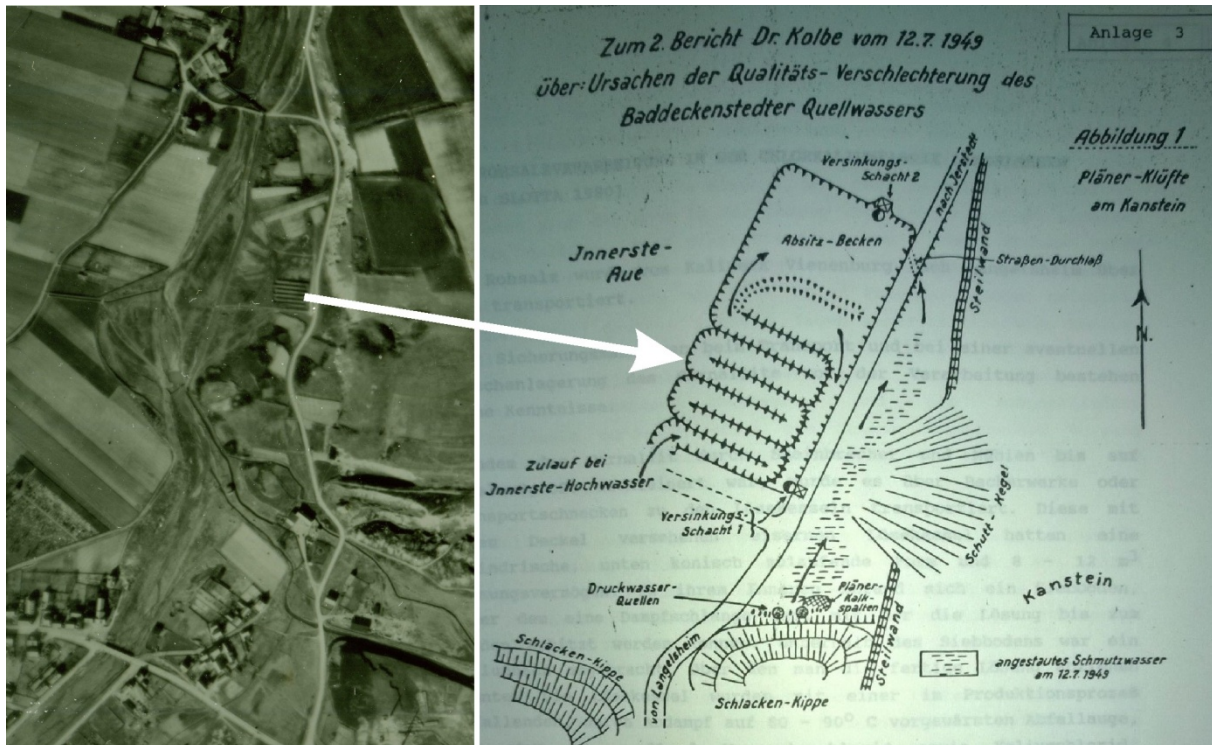
Die Kupfergewinnung erfolgte im 16. Jahrhundert mit dem Saigerverfahren, welches sehr aufwendig war und erst 1865 und 1926 auf andere Verfahren umgestellt wurde. Zuerst fand eine zweimalige und damit unvollständige Haufenröstung im Freien statt. Anschließend wurde das Röstgut in kleinen Schachtöfen zu Schwarzkupfer, Kupferstein (Kupfersulfid als Zwischenstufe zwischen Roherz und Schwarzkupfer) und Schlacke geschmolzen. Der entstandene Kupferstein wurde durch erneutes Rösten und anschließendes Schmelzen ebenfalls zu Schwarzkupfer und Schlacke umgewandelt. Durch das Schmelzen des Schwarzkupfers mit Blei und anschließendem „Saigern“ konnte das Silber vom Kupfer gelöst werden. Die Silbergewinnung erfolgte danach wie bei den Bleierzen. Aus den Saigerrückständen wurde durch oxidierendes Schmelzen in Garherden Garkupfer hergestellt, welches als Kupferprodukt verkauft werden konnte (Mehner & Geibel, 2001).

Zur Kupfergewinnung aus Rammelsberger Erz im Mittelalter gibt es nur wenige Informationen. Mit der Grabung am Huneberg bei Bad Harzburg konnten jedoch drei Öfen und diverse Schlacken aus dem 12. Jahrhundert geborgen werden, die Einblick in die Abläufe geben (Asmus, 2012). Sowohl Bachmann (2000) als auch Asmus (2012) gehen von drei Kreisläufen der Verhüttung aus (Rohschmelzen-Kupferkreislauf-Bleikreislauf). Den Ausgangspunkt stellt das Rohschmelzen dar, in dem Erze, Retourschlacke und Holzkohle als Ofencharge verwendet wurden. Hier fand eine Kupferanreicherung statt. Hinweise auf vorheriges Rösten konnten nicht gefunden werden (Asmus, 2012). Im Zentrum des Kupferkreislaufes stand ein zweiter Ofen, in dem die entstandenen Kupfer-Bleisteine (in verschiedenen Anreicherungsstufen) zusammen mit stark verunreinigtem Schwarzkupfer, kupferhaltiger Schlacke und je nach Bedarf Retourschlacke und Holzkohle erneut geschmolzen wurden (Asmus, 2012). Dieser Ofen wurde oxidierender gefahren als die anderen beiden Öfen und sein Hauptprodukt war Schwarzkupfer. Es sind aber auch eine Reihe von Nebenprodukten angefallen, die dann erneut in die drei verschiedenen Kreisläufe eingespeist wurden (Asmus, 2012). Im Zentrum des Bleikreislaufs stand ein dritter Ofen in dem Werkblei hergestellt wurde. Als Ofencharge dienten Nebenprodukte der beiden anderen Öfen und Holzkohle (Asmus, 2012). Werkblei musste andernorts





In jüngerer Zeit unterlag die Halde einer anderweitigen Nutzung. So befinden sich an der S-Seite der Halde, nahe dem Zusammenfluss von Grane und Innerste, inmitten der Halde Grabenanlagen mit Betonausbau (pers. Mitteilung L. Klappauf). Außerdem wurden auf dieser Halde bis mindestens 1949 Kaliendlaugen in einem kleinen Absatzbecken versenkt (**Abbildung 3.2**), was vermutlich zu einer Verschlechterung des Baddeckenstedter Quellwassers (Bericht 1949 von Dr. Kolbe) führte.

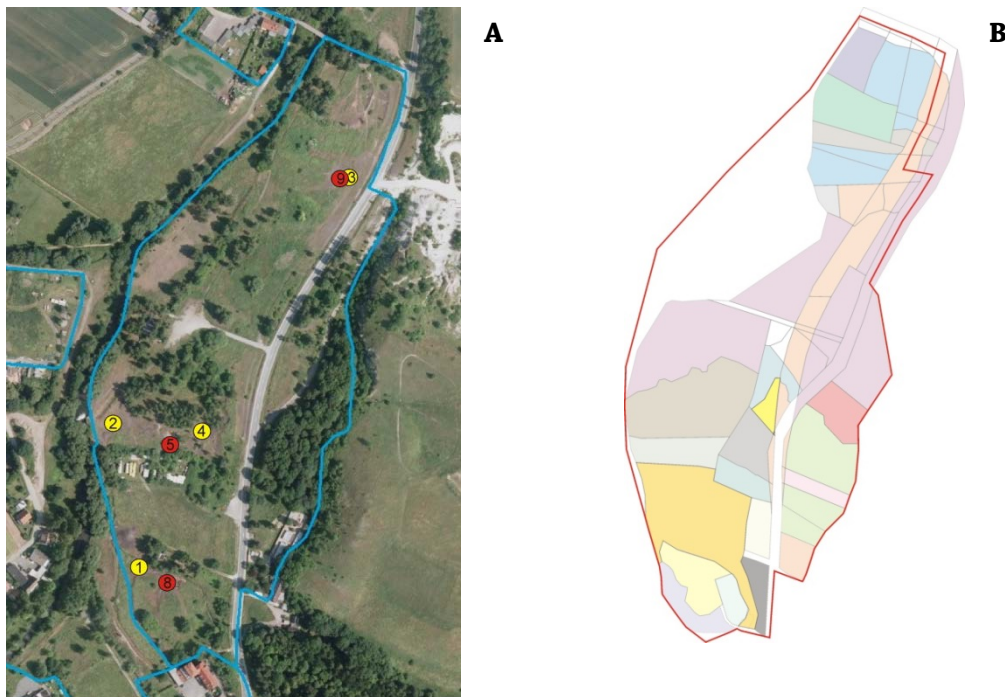


**Abb. 3.2:** Luftbild der Schlackenthalde am Kahnstein aus dem Jahr 1945 (links) und Skizze der Kaliendlaugenversenkung um 1949 (Bericht Dr. Kolbe).

### Heutige Umfeldbedingungen der Schlackenthalde am Kahnstein:

Die untersuchte Schlackenthalde liegt am Ortsrand von Langelsheim und ist zum großen Teil mit Gräsern und in einigen Bereichen mit Bäumen bewachsen (**Abbildung 3.3**). Sie befindet sich direkt neben der Innersten und unterliegt unterschiedlichen Nutzungsformen. So befinden sich kleine Gärten und Grundstücke darauf und es gibt einen Hundeübungsplatz. Die Halde weist in dem Bereich der Schlackenablagerungen (links von der Straße) eine Fläche von ca. 70800m<sup>2</sup> auf. Bei einer angenommenen, durchschnittlichen Mächtigkeit von 1,5 m für die gesamte Halde ergibt sich ein Volumen von ca. 106.200 m<sup>3</sup>. Die Zugänglichkeit dieser Halde ist schwieriger, als bei der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt, da es eine Vielzahl von Eigentümern (privat, Landkreis, Kommune; **Abbildung 3.3**) gibt, die erst ausfindig gemacht werden müssen und ihr Einverständnis für die Arbeiten auf der Halde geben müssen. Dies kann im Fall einer Wiedergewinnung des Materials ein großer Nachteil im Vergleich zu wenigen Eigentümern sein. Rücksprachen mit einigen Eigentümern ergaben, dass diese Grundstücke oft in der Familie weitervererbt wurden, sie die Flächen aber nicht nutzen können.

Im Rahmen des ROBEHA-Projektes wurden vier kleinere Proben aus ca. 30 cm Tiefe mit jeweils 1 kg Material und drei Großproben (aus 40 – 60 cm Tiefe) mit jeweils 20 – 40 kg Material genommen. Durch die sehr großen Korngrößenunterschiede der Schlacken mit bis zu 10 cm großen Klusten, sollten diese Großproben eine repräsentativere Zusammensetzung des Schlackenmaterials an diesem Ort widerspiegeln. So beeinflussen die größeren Klusten, aufgrund ihrer Masse, die chemische Zusammensetzung der gesamten Probe stark. Die Lokationen der sieben Proben sind in der **Abbildung 3.3** markiert.



**Abb. 3.3:** A: Luftbild der Schlackenhalde am Kahnstein mit den markierten, sieben Probenahmepunkten KS1 bis KS9. Die roten Kreise repräsentieren die Großproben, die gelben Kreise die kleinen Proben. B: Schematische Karte der verschiedenen Eigentümer der Schlackenhalde (Stand 1999).  
Datenquellen: LGLN und LK Goslar

Trotz der komplizierten Eigentümerstruktur wurde eine bestmögliche Verteilung der Probenahmepunkte angestrebt, jedoch im Nordteil der Halde aufgrund der zusätzlich schwierigeren Aufschlussverhältnisse nicht ganz erreicht. Die Proben wurden durch Trockensiebung auf drei Korngrößenfraktionen (kleine Proben: >63 mm, 63-6,3mm; <6,3 mm) bzw. acht Korngrößenfraktionen geteilt (Großproben: >63 mm, 63 – 20 mm, 20 – 6,3 mm, 6,3 – 2,0 mm, 2,0 – 0,63 mm, 0,63 – 0,2 mm, 0,2 – 0,063 mm, <0,063 mm). Die verschiedenen Siebfraktionen wurden gewaschen und bei 50°C getrocknet, um den anhaftenden Feinanteil zu entfernen, und anschließend gemahlen. Die Haupt- und Nebenelemente der Schlacken wurden mittels Röntgenfluoreszenzanalytik (RFA) an Schmelztabletten bestimmt. Die Spurenelementbestimmung erfolgte mittels Laserablations-Massenspektrometrie (LA-ICP-MS) an Pulverpresstabletten der drei Großproben. Die Gesamt-Schwefelgehalte wurden mit LECO bestimmt.





KS5



KS8



KS1



KS3



**Abb. 3.4:** Die Heterogenität der Schlacken zeigt sich bereits makroskopisch.

### 3.1.3 Geochemie der Schlacken

Metallhüttenschlacken sind erstarrte Silikatschmelzen, deren Chemismus sich aus den verarbeiteten Erzen, den notwendigen Zuschlägen und dem Gang des Hüttenverfahrens ergibt (Faber, 1954). Die entnommenen Schlackenproben weisen eine sehr variable Elementzusammensetzung auf (**Tabelle 3.1** und **Tabelle 3.2**).

**Tab. 3.1:** Haupt- und Nebenelementkonzentrationen (in Gew.-%) der Schlackenproben von der Halde am Kahnstein. Die Großproben sind fett markiert. Die zur Gruppe 1 gehörenden Proben sind blau und die Proben der Gruppe 2 schwarz markiert.

	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	BaO	S <sub>ges</sub>	Pb	Zn	Cu
	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
KS1	7,17	0,09	1,67	46,33	2,08	0,41	1,58	0,01	0,33	0,12	11,60	9,61	1,92	15,68	1,10
KS2	22,86	0,21	4,10	44,87	2,02	0,90	2,67	0,01	0,87	0,25	4,93	2,96	2,77	7,90	0,70
KS3	9,86	0,11	1,94	34,94	1,79	0,44	1,82	0,01	0,48	0,22	13,22	8,09	2,61	18,54	1,20
KS4	11,53	0,13	2,25	39,59	2,06	0,56	1,96	0,01	0,46	0,14	11,50	8,15	3,05	13,72	0,97
<b>KS5</b>	<b>22,48</b>	<b>0,18</b>	<b>3,40</b>	<b>42,09</b>	<b>1,76</b>	<b>0,70</b>	<b>2,61</b>	<b>0,04</b>	<b>0,89</b>	<b>0,22</b>	<b>4,29</b>	<b>6,20</b>	<b>3,29</b>	<b>8,36</b>	<b>0,77</b>
<b>KS8</b>	<b>27,56</b>	<b>0,21</b>	<b>4,43</b>	<b>41,43</b>	<b>1,15</b>	<b>0,89</b>	<b>1,88</b>	<b>0,03</b>	<b>0,99</b>	<b>0,40</b>	<b>1,51</b>	<b>2,22</b>	<b>1,82</b>	<b>12,36</b>	<b>0,94</b>
<b>KS9</b>	<b>12,98</b>	<b>0,14</b>	<b>2,46</b>	<b>29,92</b>	<b>1,79</b>	<b>0,61</b>	<b>2,43</b>	<b>0,02</b>	<b>0,68</b>	<b>0,30</b>	<b>14,45</b>	<b>9,07</b>	<b>2,95</b>	<b>17,68</b>	<b>1,39</b>

S<sub>ges</sub> wurde mit LECO und alle anderen Elemente wurden mit RFA analysiert

Daten repräsentieren gewichtete Mittelwerte der verschiedenen Korngrößenklassen <63 mm

**Tab. 3.2:** Neben- und Spurenelementkonzentrationen (in ppm) der Großproben der Schlackenhalde am Kahnstein.

	<b>Sb*</b>	<b>Sn*</b>	<b>Co</b>	<b>Ni</b>	<b>Cr</b>	<b>V*</b>	<b>Ag*</b>	<b>Au*</b>	<b>Bi*</b>	<b>In*</b>	<b>Ga*</b>	<b>Ge*</b>
	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
KS5	352	107	309	<20	19	38	35	0,03	15	23	15	3
KS8	158	104	586	<20	32	49	19	0,05	20	64	24	2
KS9	459	204	322	<20	64	32	115	0,10	3	43	25	3

\* mit LA-ICP-MS gemessen, alle anderen Elemente wurden mit RFA analysiert  
Daten repräsentieren gewichtete Mittelwerte der verschiedenen Korngrößenklassen <63 mm

Der Hauptbestandteil aller Schlacken der Halde am Kahnstein ist Eisen. So variieren die Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-Konzentration zwischen 30 und 46 %. In den Schlacken liegt Eisen vermutlich vorrangig in zweiwertiger nur untergeordnet in dreiwertiger Form vor. Mittels Röntgenfluoreszenzanalytik (RFA) können die Eisenspezies jedoch nicht differenziert werden. So wird infolge der Schmelztablettenherstellung für die RFA das zweiwertige zu dreiwertigem Eisen aufoxidiert und als solches gemessen.

**Tab. 3.3:** Umrechnung der gemessenen Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-Konzentrationen in FeO-Konzentrationen, sowie Glühverlust (LOI) der Schlackenproben. Die Großproben sind fett markiert. Die zur Gruppe 1 gehörenden Proben sind blau und die Proben der Gruppe 2 schwarz markiert.

	<b>FeO</b>	<b>LOI</b>
	%	%
KS1	41,68	-0,26
KS2	40,38	0,12
KS3	31,44	0,64
KS4	35,62	2,31
<b>KS5</b>	<b>37,87</b>	<b>2,82</b>
<b>KS8</b>	<b>37,28</b>	<b>-0,84</b>
<b>KS9</b>	<b>26,92</b>	<b>-2,50</b>

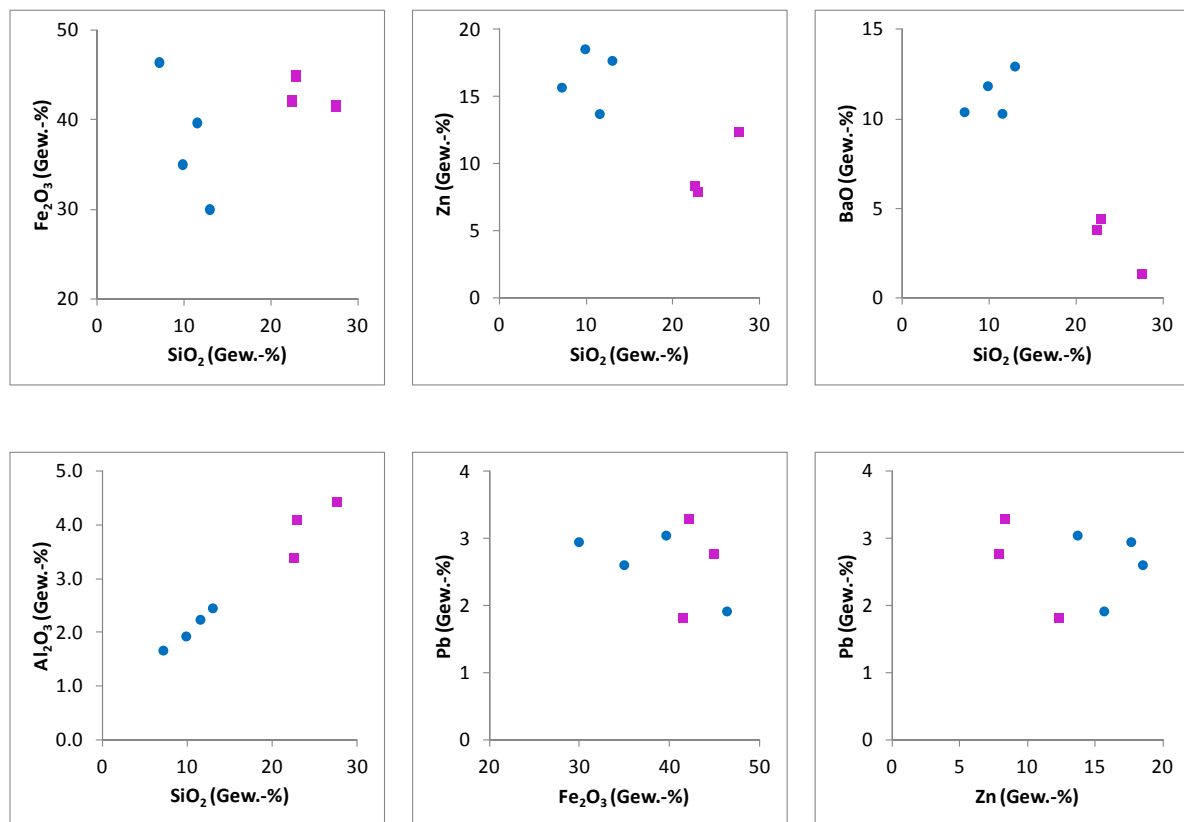
Die in **Tabelle 3.3** umgerechneten FeO-Gehalte sollen einen Anhaltspunkt über die ungefähre Größenordnung des zweiwertigen Eisens liefern, können jedoch fehlerhaft sein, falls sich größere Mengen dreiwertiges Eisen, z.B. infolge von Oxidationsprozessen bei der Verwitterung, in den Schlacken befindet. Die niedrigen bis negativen Glühverluste (LOI, **Tabelle 3.3**) sind ein Indiz für größere Mengen an zweiwertigem Eisen, da die Masse bei der Oxidation zu dreiwertigem Eisen erhöht wird.

Weitere Hauptbestandteile aber mit deutlichen geringeren Konzentrationen im Vergleich zum Eisen sind Kieselsäure, Zink und Barium. Insgesamt sind die Schlacken relativ kieselsäurearm, wobei die SiO<sub>2</sub>-Gehalte zwischen 7 und 28 % schwanken. Man kann eine Aufteilung des Konzentrationsbereiches in zwei Gruppen beobachten. So gibt es SiO<sub>2</sub>-arme Schlacken, mit maximal 13 % SiO<sub>2</sub> und SiO<sub>2</sub>-reichere, die über 22 % besitzen, die im Folgenden als **Gruppe 1** (KS1, KS3, KS4, KS9) und **Gruppe 2** (KS2, KS5, KS8) bezeichnet werden. Eine Korrelation mit Eisen ist nicht festzustellen (**Abbildung 3.5**). Dafür sind ebenfalls zwei Konzentrationsbereiche bei den anderen Hauptelementen



Barium und Zink festzustellen, da die  $\text{SiO}_2$ -armen Schlacken (Gruppe 1) allesamt Zn-Gehalte  $\geq 14\%$  und BaO-Gehalte  $\geq 12\%$  aufweisen. Die vier  $\text{SiO}_2$ -reichen Schlackenproben (Gruppe 2) zeigen  $\leq 12\%$  Zn und  $\leq 4\%$  BaO. Innerhalb der Gruppen besteht scheinbar keine lineare Korrelation zwischen den drei Elementen, jedoch liegen hier für verlässliche Aussagen zu wenige Proben vor.

Auch die in den Schlacken vorkommenden Nebenelemente S,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{K}_2\text{O}$  lassen sich den zwei Gruppen zuordnen (**Abbildung 3.5** und **Tabelle 3.1**). Die Gruppe 1 ist demnach charakterisiert durch höhere Zn-, S-, Cu- und BaO- Gehalte und niedrigere  $\text{SiO}_2$ -,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ -,  $\text{TiO}_2$ -,  $\text{K}_2\text{O}$ -, MgO-, CaO-Konzentrationen im Vergleich zur Gruppe 2. Diese Gruppeneinteilung ist jedoch eher als Trend zu verstehen, da die Konzentrationsbereiche für einige Elemente doch sehr nah beieinander liegen und weitere Proben möglicherweise Überlappungen zeigen würden. Die Signaturen der kieselsäurereicherer Proben der Gruppe 2 deuten auf einen größeren Anteil an Nebengesteinsmaterial im verhütteten Erz. So sind z.B. die positiven Korrelationen von  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{K}_2\text{O}$  auf ein gemeinsames Auftreten dieser Elemente in gesteinsbildenden Mineralen, wie z.B. Feldspäten, Glimmern und Tonmineralen zurückzuführen.



**Abb. 3.5:** Korrelationsplots ausgewählter Elemente. Gruppe 1 repräsentiert die Zn-, S-, Cu- und BaO-reicheren und Gruppe 2 die  $\text{SiO}_2$ -,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ -,  $\text{TiO}_2$ -,  $\text{K}_2\text{O}$ -, MgO-, CaO-reicheren Schlacken. Die Ergebnisse stammen von RFA-Analysen.

Zusätzlich zu  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  zeigen auch  $\text{Pb}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$  und  $\text{Na}_2\text{O}$  keine entsprechende Konzentrationsverteilung in den Gruppen und auch keine Korrelation untereinander (**Abbildung 3.5**).

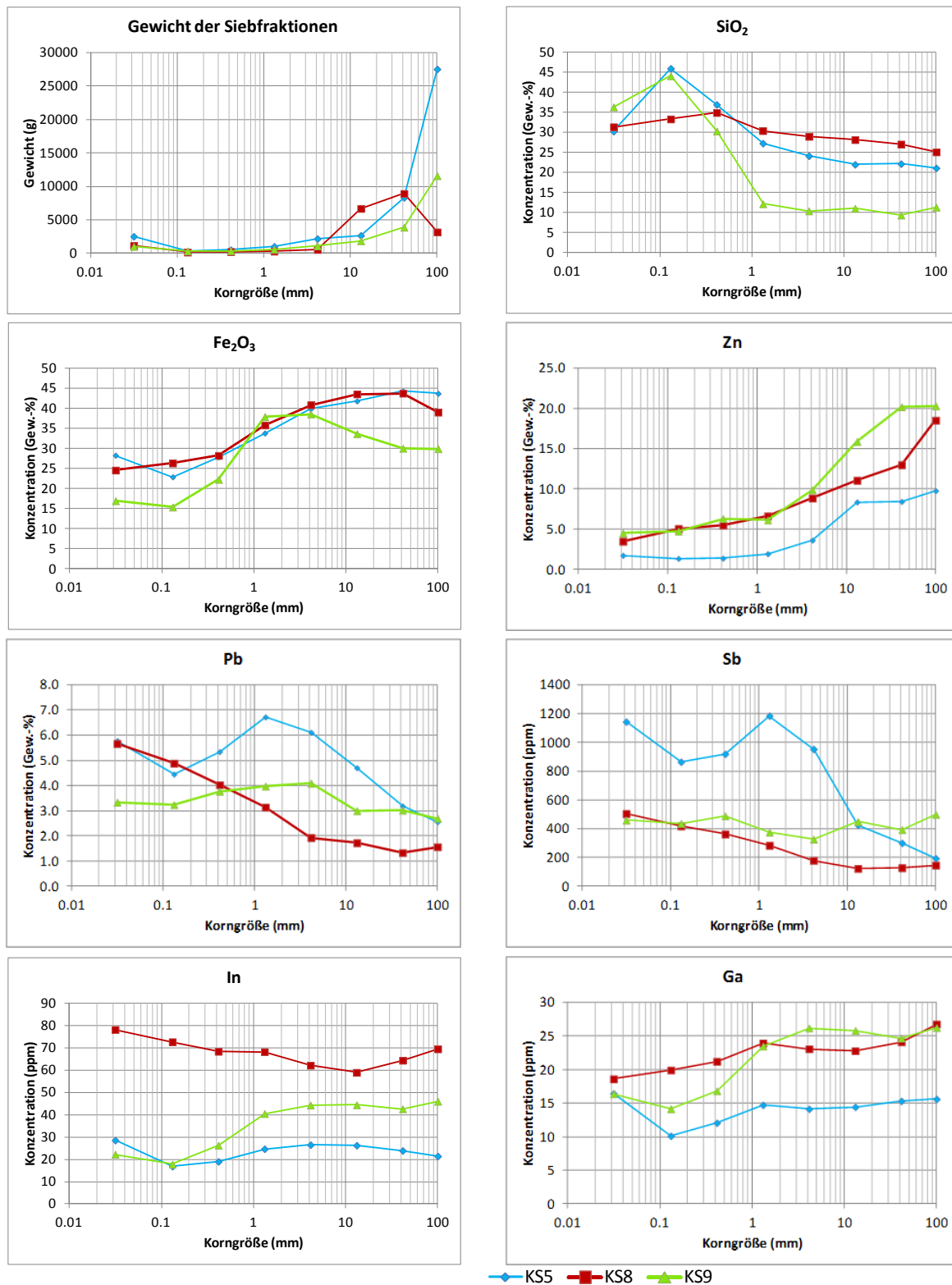
Eine eindeutige Aussage zu den Ursachen der zwei verschiedenen Schlackengruppen kann anhand der geringen Probenanzahl und der unbekanntem Ablagerungsgeschichte der Schlacken nicht getroffen werden. So können die Schlacken von verschiedenen, verhütteten Erztypen, von unterschiedlichen Prozessen, von verschiedenen Schmelzöfen oder gar Hütten oder aus verschiedenen Zeiten stammen. Wenn man sich jedoch die Verteilung der Proben auf der Halde ansieht, so erkennt man, dass die Proben der Ba- und Zn-reichen Schlackengruppe 2 in allen drei beprobten Haldenbereichen zu finden sind. Bei Eisen und Blei scheinen noch weitere Mechanismen oder weitere Quellen eine wichtige Rolle zu spielen, da deren Verteilung scheinbar anderen Regeln folgt.

Die Zuordnung der Spurenelemente zu den beiden Gruppen ist aufgrund der geringen Probenanzahl (3 Großproben) kaum möglich. Möglicherweise sind Zinn, Chrom und Silber in den Zink- und Barium-reicheren Schlacken etwas erhöht, aber dies müsste mit weiteren Proben erst belegt werden (**Tabelle 3.2**). An wirtschaftlich interessanten Metallen treten in den Schlacken Sb (max. 460 ppm), Co (max. 590 ppm), Sn (max. 200 ppm), Ag (max. 120 ppm), Cr (max. 60 ppm) sowie In und Ga auf. Die Indiumgehalte liegen mit 23 – 64 ppm höher als die Galliumgehalte (15 – 25 ppm). Im Vergleich zu anderen Harzer Haldentypen sind die In-Konzentrationen erhöht, während die Ga-Gehalte ähnlich den Gehalten anderer etwas zinkreicherer Halden im Harz sind. Wirtschaftlich interessant würden die Konzentrationen dieser Wertstoffe jedoch erst, wenn es gelänge die wertstoffreichen Phasen zu extrahieren oder selektiv zu laugen.

Im Hinblick auf die Aufbereitbarkeit der Schlacken ist es wichtig zu wissen, ob die verschiedenen Wertstoffe (Haupt und Spurenelemente) in verschiedenen Korngrößenbereichen angereichert sind. Dafür wurde die Verteilung der Elemente in den verschiedenen Korngrößenklassen untersucht.

Die Schlacken der Halde am Kahnstein bestehen vorrangig aus Bruchstücken mit einer Korngröße zwischen 6 und 150 mm (**Abbildung 3.6**). Von den kleineren Korngrößen zeigt das Korngrößenspektrum zwischen 0,6 und 0,063 mm den geringsten Anteil, während er in der feinsten Fraktion ( $<63 \mu\text{m} = 0,063 \text{ mm}$ ) wieder ansteigt. Daraus ergibt sich, dass die Zusammensetzung der großen Partikel die Zusammensetzung der Schlacken am meisten beeinflusst. Die geochemischen Untersuchungen der einzelnen Korngrößenfraktionen ergaben sehr unterschiedliche Elementsignaturen, die scheinbar durch eine Vielzahl von Faktoren beeinflusst werden.

Demnach zeigen  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  eine unterschiedlich starke Anreicherung in Richtung der kleineren Schlackenpartikeln (**Abbildung 3.6** und Anhang). Möglicherweise zerbrechen oder verwittern die mit diesen Elementen angereicherten Schlackenbereiche schneller. Weitere Ursachen für die Anreicherung dieser Elemente in der Feinstfraktion könnten auch in einer stärkeren Laugung der anderen Elemente, einer Mineralneubildung oder im Einschwemmen von Fremdmaterial durch Hochwasser der Innersten liegen.



**Abb. 3.6:** Gewicht und ausgewählte Elementkonzentrationen in den einzelnen Siebfractionen der drei Großproben. Weitere Elementkurven befinden sich im Anhang. Die Korngrößen entsprechen den Mittelwerten der einzelnen Siebfractionen ca. 160 – 63 mm, 63 – 20 mm, 20 – 6,3 mm, 6,3 – 2,0 mm, 2,0 – 0,63 mm, 0,63 – 0,2 mm, 0,2 – 0,063 mm, 0,063 – 0 mm).

Im Gegensatz dazu weisen  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$  und  $\text{Zn}$  für alle Proben eine deutliche Anreicherung in den großen Schlackenpartikeln auf. Dies ist vermutlich auf eine Laugung dieser Elemente im Feinkorn zurückzuführen. Eine Anreicherung in den großen Klasten ist für  $\text{BaO}$  nur für die KS9 ( $\text{BaO}$ -S-Zn-reiche Gruppe 1) und bei S für die Proben KS9 und KS5 deutlich ausgeprägt. Bei den anderen Proben sind leichte An- oder Abreicherungen von  $\text{BaO}$  und S zu sehen.  $\text{MgO}$ ,  $\text{MnO}$  und  $\text{P}_2\text{O}_5$  zeigen eine leichte Anreicherung in Richtung größerer Partikel oder aber schwanken mehr oder weniger auf einem Niveau.

In den Proben KS5 und KS8 zeigen Blei, Silber, Antimon und Bismut deutlich geringere Konzentrationen in den großen Korngrößen. Im Gegensatz dazu zeigt die Probe KS9 andere Muster in Richtung der großen Klasten, die von leichter Ab- oder Zunahme bis hin zu einer deutlichen Zunahme, wie beim Silber reichen. Auch  $\text{Cu}$  weist in der Probe KS8 eine deutliche Abnahme in den größeren Schlackenpartikeln auf. Bei den anderen beiden Proben KS5 und KS9 ist eher eine leichte Anreicherung in den großen Korngrößen zu erkennen.

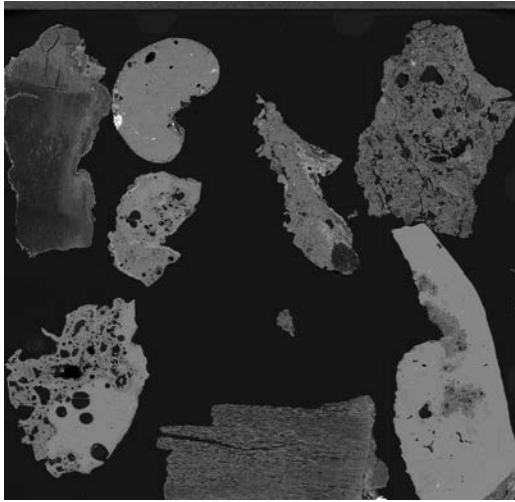
Genau wie  $\text{Ag}$ , so sind auch die anderen Spurenmetalle  $\text{Sn}$ ,  $\text{In}$  und  $\text{Ga}$  in der Probe KS9 (Gruppe 1) in den größeren Korngrößen etwas angereichert.  $\text{Co}$  ist in dieser Probe eher in den kleineren Partikeln höher konzentriert. Die beiden Proben der Gruppe 2 (KS5 und KS8) sind für  $\text{In}$  und  $\text{Sn}$  durch eine leichte Abnahme und für  $\text{Ga}$  und  $\text{Co}$  durch eine leichte Zunahme der Gehalte in den größeren Korngrößen charakterisiert.

Die teilweise völlig verschiedenen Verteilungsmuster der Wertstoffe in den verschiedenen Korngrößenklassen sowie die verschiedenen Verteilungen zwischen den unterschiedlichen Proben zeigen, dass es für diese Schlacken keinen Sinn macht nur bestimmte Kornklassen aufzubereiten. Vielmehr legt dies nahe, dass bestimmte Mineralphasen Träger besagter Elementen sind. Je nach Schlackentyp sind jedoch in Abhängigkeit der Bildungsbedingungen ggf. jeweils andere Träger zu erwarten.

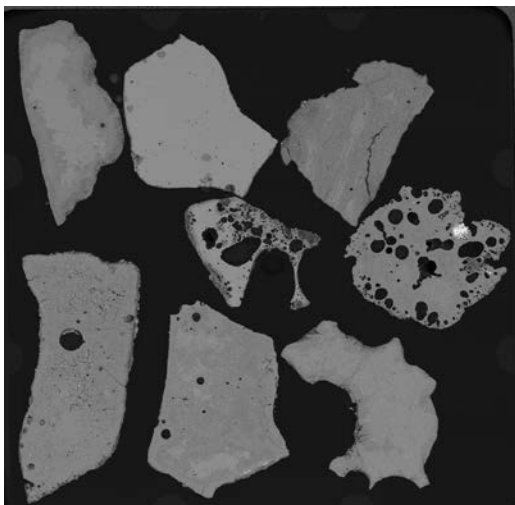
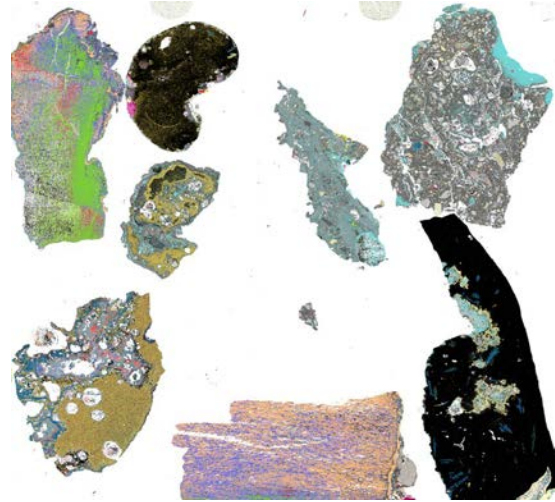
### **3.1.4 Mineralogische Zusammensetzung der Schlacken**

Die Bestandteile, die beim Schmelzvorgang entstehen nennt man Schlacke, metallurgische Steine, und Metall. Metallurgische Steine sind dabei Zwischenprodukte zwischen dem Roherz und dem gewünschten elementaren Metall. Da es nicht möglich ist das gesamte Zielmetall im Ofen abzutrennen, können Reste des Metalls und metallurgische Steine in den Schlacken gefunden werden.

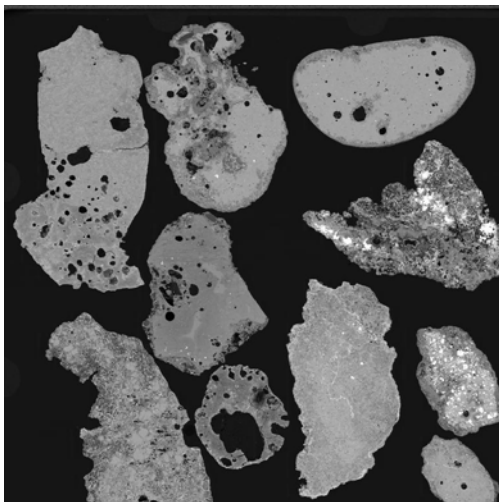
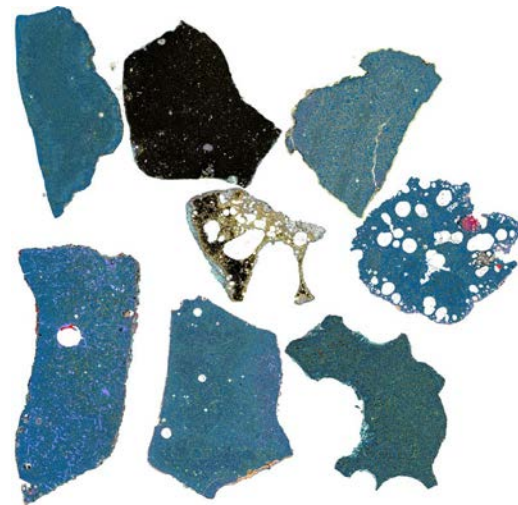
Die Schlacken sind im Allgemeinen eine sehr heterogene Mischung aus glasigen und kristallisierten Phasen. Die kristallisierten Phasen, auch Schlackenminerale genannt, ähneln oder gleichen in ihrem Chemismus und ihren physikalischen Eigenschaften oft den natürlichen Mineralen. Sie können aber auch Endglieder von isomorphen Mischungsreihen sein, von denen in der Natur nur Mischungsglieder bekannt sind (Faber, 1954). Die synthetischen Minerale der untersuchten Schlacken erhielten in dieser Studie bei ähnlichem Chemismus, wie deren natürliche Analoga den gleichen Namen. Ungeachtet dessen können trotz gleicher Namensgebung für die natürlichen und synthetischen Minerale die chemische Zusammensetzung und die physikalischen Konstanten der Schlackenminerale etwas verschieden gegenüber der natürlichen Analoge sein (Faber, 1954).



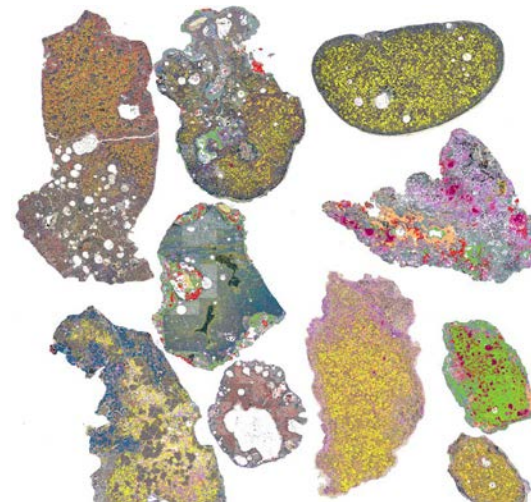
KS5



KS8



KS9



**Abb. 3.7:** Rückstreuелеktronenbilder (links) und MLA-Bilder mit der Phasenverteilung (rechts) in den Schlacken der drei Großproben KS5, KS8, KS9 (Korngrößenklasse 2 – 6 mm). Die Aufnahmen wurden mit REM+MLA an Anschliffen durchgeführt. Die Bildausschnitte sind ungefähr 2,5 x 2,5 cm groß.



Aus jeder der drei Großproben wurden unterschiedlich aussehende Körner (Korngrößenfraktion 2 - 6 mm) in Epoxidharz eingebettet und Anschliffe hergestellt. Diese wurde mittels Auflichtmikroskopie, Rasterelektronenmikroskopie (REM) in Kombination mit einer automatischen Phasenanalysensoftware (MLA) und mit Mikrosonde auf ihre Mineralzusammensetzung hin untersucht. Es wurden bewusst unterschiedlich aussehende Körner gewählt, um verschiedene Schlackentypen beschreiben zu können.

Wie in den Übersichtsdarstellungen (**Abbildung 3.7**) zu erkennen, sind die Schlackenbruchstücke mineralogisch sehr unterschiedlich zusammengesetzt. Selbst innerhalb eines Bruchstückes gibt es teilweise unterschiedliche Bereiche mit einer anderen mineralogischen Zusammensetzung. Bei einigen Bruchstücken ist ein verwitterter Saum zu erkennen, der im Rückstreuerelektronenbild (BSE-Bild) dunkler erscheint, also eine geringere Dichte aufweist (**Abbildung 3.7**). Auch mineralogisch und chemisch unterscheiden sich diese Bereiche vom Kern des Partikels (MLA-Bilder).

### **Grundmasse:**

Die Grundmassen der Schlackenbruchstücke bestehen vorrangig aus einer Mischung von Eisen, Kieselsäure, Barium und in etwas geringeren Mengen auch Zink, Calcium, Aluminium und Schwefel. Sehr untergeordnet kommen noch Magnesium, Kalium und Blei darin vor.

Die Verhältnisse der verschiedenen als Oxide vorliegenden Elemente schwanken sehr stark und es konnten verschiedene Typen von Grundmassen ausgehalten werden. Mithilfe von energiedispersiven Röntgenfluoreszenzanalysen (EDXRF) am REM wurde die Zusammensetzung dieser unterschiedlichen Grundmasse-Typen grob abgeschätzt (**Abbildung 3.8**). Die Ergebnisse liefern Anhaltspunkte zur Zusammensetzung, jedoch können genaue Angaben nur mithilfe anderer Methoden getroffen werden.

**Typ A:** Einige Schlackenbruchstücke weisen eine glasige Grundmasse auf, die eisen- und kieselsäurereich ist (ca. 22 - 28 % Fe, 15 % Si). Die Grundmasse ist auch relativ zinkreich (ca. 8 - 14 % Zn). Während in der Probe KS5 noch relativ viel Pb in der Grundmasse enthalten ist (ca. 6 % Pb), treten in der Probe KS9 erhöhte Ba-Konzentrationen statt Pb-Konzentrationen auf (ca. 11 % Ba). Als Beimengungen mit niedrigen Gehalten zwischen 1 - 5 % kommen noch Ca, Al, K, Mg, Mn und vermutlich Schwefel vor. Bei sehr großer Auflösung erkennt man, dass die homogen scheinende glasige Substanz eigentlich eine Spinifex-Struktur aufweist (**Abbildung 3.9 A und B**). Die helleren Lamellen sind eisenreicher als die dunkleren Bereiche dazwischen. Außerdem treten oft zahlreiche einige hundert nanometergroße bis ca. 30 Mikrometergroße Metalltröpfchen (v.a. Pb) oder deren Verwitterungsprodukte auf. Auftretende Einsprenglinge werden später noch ausführlich beschrieben werden.

**Typ B:** Diese Schlacken sind durch eine feinkristalline Grundmasse gekennzeichnet, die sehr Si- und Al-reich ist (ca. 18 % Si, 14 % Al). Es tritt etwas mehr Kalium (ca. 3 %) und sehr wenig Ca, verglichen mit der glasigen Grundmasse des Typs A, auf. Die Eisengehalte sind mit ca. 10 % für Schlacken relativ niedrig. In den untersuchten Proben treten ca. 5 % Zn, 6 % Pb, 2 % Cu und 2 % S auf. Als Besonderheit kamen in diesen Schlacken zahlreiche Quarzklasten (SiO<sub>2</sub>, Qz) vor, die vermutlich Reste nicht aufgeschmolzenen Materials darstellen. Dafür spricht auch das vereinzelte Auftreten von Muskovit

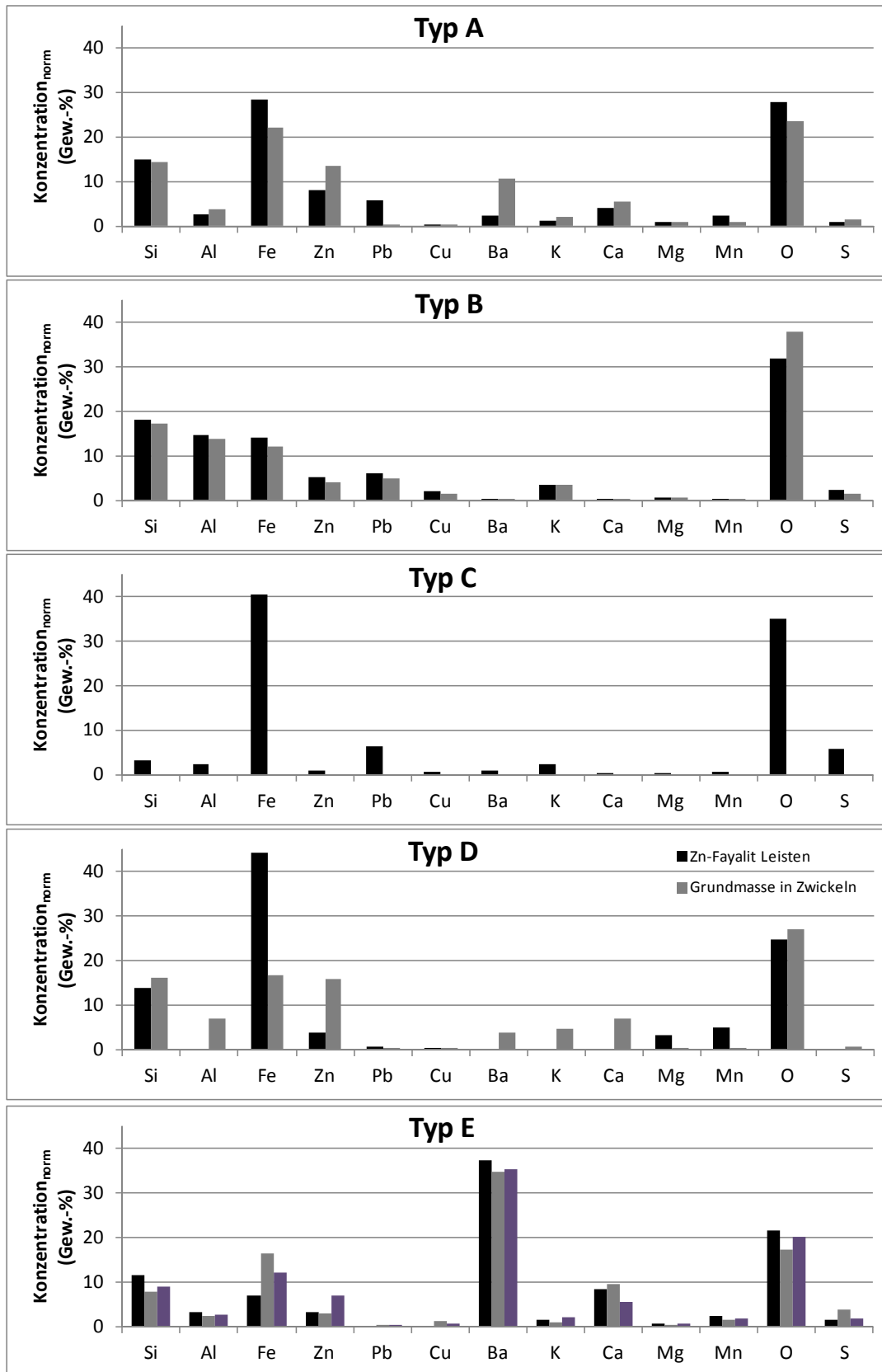
((KAl<sub>2</sub>(Si<sub>3</sub>Al)O<sub>10</sub>(OH,F)<sub>2</sub>), Ms) und Åkermanit (z.T. eisenreich; Ca<sub>2</sub>MgSi<sub>2</sub>O<sub>7</sub>; Ak) in diesen Schlacken (**Abbildung 3.9 C**).

**Typ C:** Einige Schlackenbruchstücke weisen eine mikrokristalline, sehr eisenreiche Grundmasse auf (ca. 40 % Fe). Schwefel ist im Vergleich zu den anderen Typen erhöht. Die Grundmasse ist sehr Si- und Al-arm (ca. 4 % Si, 2,3 % Al). Die Bleigehalte sind mit ungefähr 6 % ähnlich denen anderer Schlacken. Zink und Kupfer treten nur in Spuren auf. Auch in dieser Grundmasse treten zahlreiche Quarzklasten (von klein bis 400 µm groß) auf (**Abbildung 3.9 D**). Zusätzlich kommen viele Holzkohlereste, Baryt und Spinell vor.

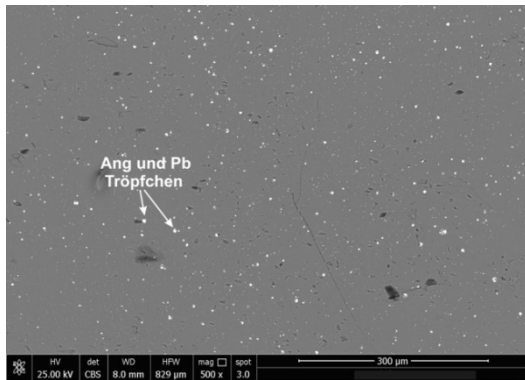
**Typ D:** Die Schlacken dieses Typs sind sehr Fe-reich und weisen zusätzlich hohe Zn- und Si-Gehalte auf. Sie beinhalten eigentlich zwei Phasen. Größtenteils bestehen sie aus leistenförmigen zinkhaltigen Fayaliten ((Zn,Fe)<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>; Fa). Eine glasige Grundmasse ist hier nur in den Zwickeln zwischen den Leisten zu finden (**Abbildung 3.9 E**). Im Säulendiagramm von Typ D (**Abbildung 3.8**) ist die Zusammensetzung des Zn-Fayalits und der Grundmasse aufgeführt. Während die früh kristallisierten Zn-Fayalite sehr eisenreich sind, ähnelt die nicht kristallisierte übriggebliebene Grundmasse etwas dem Typ A (ca. 17 % Fe, 16 % Zn, 16 % Si). Als Beimengungen kommen ca. 7 % Al, 7 % Ca, 5 % K und 4 % Ba vor. Zusätzlich zu den Zn-Fayaliten und der glasigen Grundmasse kommen viele xenomorphe Fe-reiche Zinksulfide (vermutl. Sphalerit; (Zn,Fe)S; Sp) vor. Wie man in der **Abbildung 3.9 E** erkennen kann, fehlen die Grundmasse und die Sphalerite in einigen Bereichen komplett. Vermutlich ist dies eine Folge der Verwitterung. In diesen Bereichen treten dafür Baryt (BaSO<sub>4</sub>; Brt) mit einer unterschiedlich hohen Anglesitkomponente (PbSO<sub>4</sub>) und Fe-Cu-Pb-Zn-Sulfate mit sehr schwankenden Metallkonzentrationen auf. Hierbei handelt es sich vermutlich um sekundäre Bildungen.

**Typ E:** Einige sehr bariumreiche Schlackenbruchstücke der Probe KS9 (Gruppe 1) zeigen ganz andere Grundmassen, die oft sehr verschiedene Texturen, aber einen relativ ähnlichen Chemismus aufweisen. Der Hauptbestandteil dieser Schlacken ist Barium mit ca. 35 %. Die Si- und Fe-Gehalte sind mit ca. 7 – 12 % Si und ca. 8 – 16 % Fe vergleichsweise niedrig. Dafür ist Kalzium mit ungefähr 5 bis 10 % relativ hoch für die untersuchten Schlacken. Zink und Aluminium liegen lediglich unter 7 % bzw. unter 3 %. Die Texturen der Grundmasse reichen von glasig, feinkristallin bis hin zu nadelig (**Abbildung 3.9 F – H**). In Hohlräumen und entlang von Rissen kann sekundär gebildeter Baryt auftreten. Damit einher geht eine Hydratisierung der Schlacke und Ausbildung Ba-armer Gelphasen. Auch die großräumige Vergesellschaftung von Sphalerit und kolloidomorphem Wüstit (FeO; Wus) ist außergewöhnlich und in den anderen Ba-armen Proben nicht zu finden (**Abbildung 3.9 G**). Genauso die nadelig auskristallisierte Grundmasse, die mit vielen abgerundeten Sphaleriten mit dunklem Reaktionssaum vergesellschaftet ist (**Abbildung 3.9 H**).

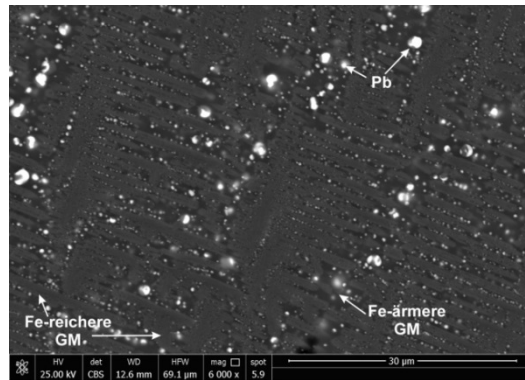
Weitere Typen von Grundmassen oder Mischungen aus genannten Typen sind möglich, konnten aber in den untersuchten Bruchstücken nicht nachgewiesen werden.



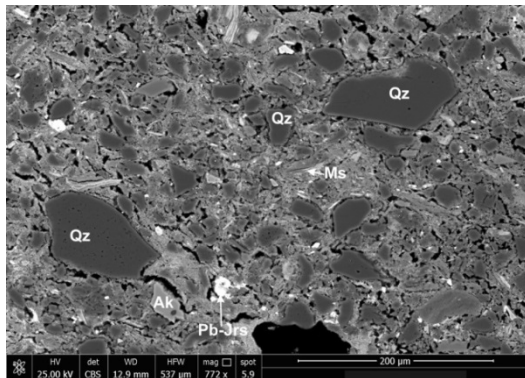
**Abb. 3.8:** Mittels REM-EDXRF-Analysen grob abgeschätzte Zusammensetzung der verschiedenen Grundmasse-Typen. Die Konzentrationen wurden auf 100 % normiert, um die Vergleichbarkeit zu erhöhen. Die Balken (schwarz, grau, violett) repräsentieren Messungen in verschiedenen Schlackenbruchstücken und z.T. auch verschiedenen Proben.



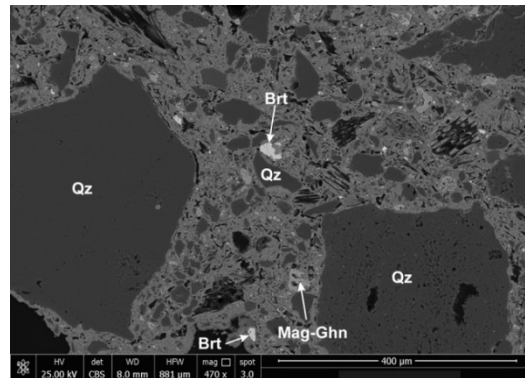
A: Typ A



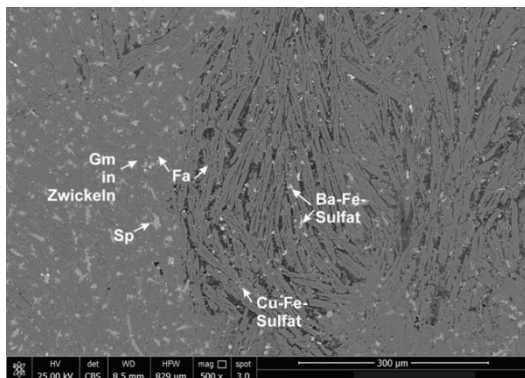
B: Typ A



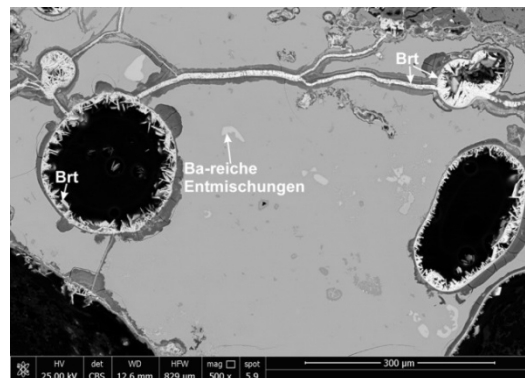
C: Typ B



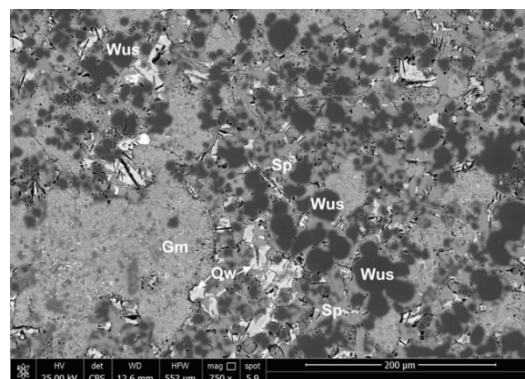
D: Typ C



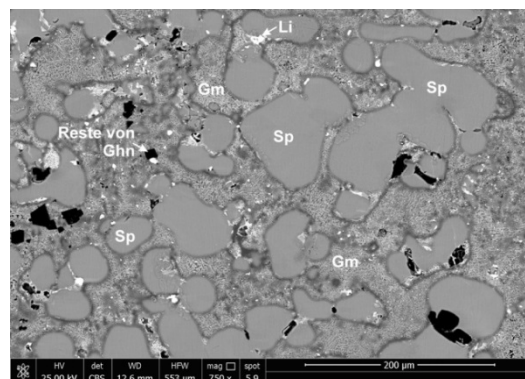
E: Typ D



F: Typ E



G: Typ E



H: Typ E

**Abb. 3.9:** REM-Rückstreuelektronenbilder der verschiedenen Grundmasse-Typen in den untersuchten Schlacken. Abkürzungen der Minerale sind im Text/im Abkürzungsverzeichnis erläutert.



### *Schlackenminerale:*

Das dominierende synthetische Mineral in den verschiedenen Schlacken ist ein Eisensilikat, dessen Zusammensetzung dem Fayalit ( $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ ) ähnelt. Doch im Vergleich zum natürlich vorkommenden Fayalit enthält es eine deutliche Willemitkomponente ( $\text{Zn}_2\text{SiO}_4$ ). Sie werden daher in dieser Studie als **Zn-Fayalite** ( $(\text{Zn,Fe})_2\text{SiO}_4$ ; Fa) bezeichnet. Mikrosondenuntersuchungen wiesen auch eine kleine Forsteritkomponente ( $\text{Mg}_2\text{SiO}_4$ ) nach, die sich in dem Auftreten von 0,5 bis 5,0 % MgO zeigt. Untergeordnet wurden auch zwischen 0,1 – 5,8 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 0 – 3,1 %  $\text{SO}_3$ , 1,0 – 5,7 % MnO und 0,5 - 5,9 % CaO gemessen (Mikrosondenanalysen siehe Anhang). Diese deuten auf zusätzliche Komponenten anderer Endglieder oder strukturähnlicher Minerale, wie Tephroite ( $\text{Mn}_2\text{SiO}_4$ ) Kirschsteinit ( $\text{CaFeSiO}_4$ ) oder Monticellit ( $\text{CaMgSiO}_4$ ) im Fayalit hin. Die Frage inwieweit Schwefel als Oxid wirklich eingebaut werden kann, oder aber als Sulfid in Nanoclustern eingebaut ist, bleibt offen.

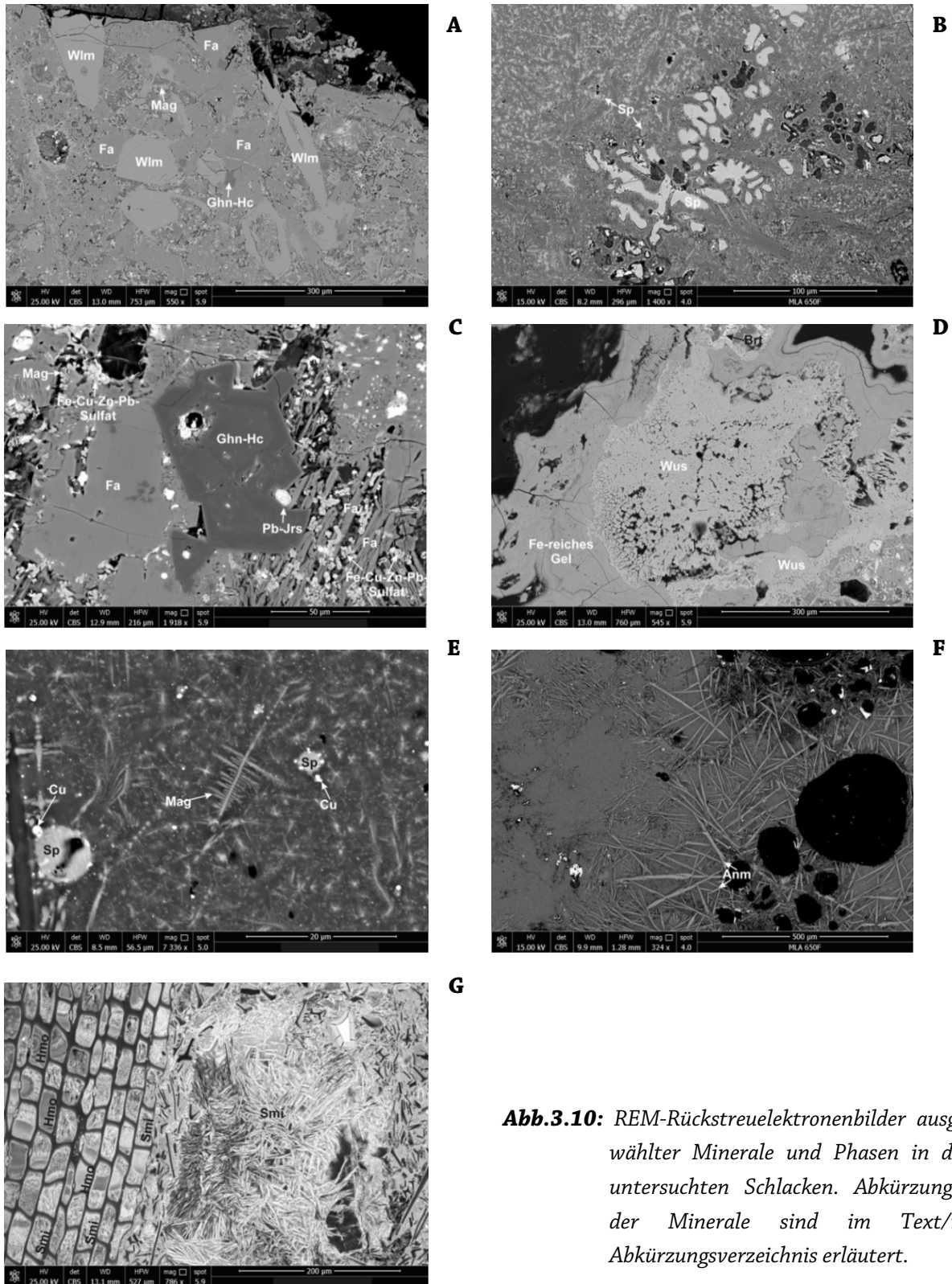
Das Auftreten von Fayaliten deutet auf eine unterkieselte Schlacke. Das Schmelzen erfolgte dabei unter reduzierenden Bedingungen. Um solche Bedingungen zu erreichen ist ein vorheriges Rösten notwendig. Dadurch werden die Sulfide in Oxide umgewandelt. Die Metalloxide werden anschließend in der reduzierenden Atmosphäre des Schmelzofens reduziert. Die vorher gebildeten Eisenoxide Wüstit und Magnetit reagieren dadurch mit Kieselsäure zu einer niedrig viskosen Schlacke mit der Hauptphase Fayalit (Asmus, 2012).

Die in den Schlacken vom Kahnstein auftretenden Zn-Fayalite kommen je nach Abkühlungszeit und anderen Parametern sowohl als sehr kleine Minerale, aber auch in Form von größeren massigen Kristallen bis hin zu großen Leisten vor (**Abbildung 3.9 E** und **Abbildung 3.10 A** und **C**). Je nach Schlacke schwankt der Anteil an Zn-Fayalit an der Matrix enorm.

Teilweise tritt **Willemit** ( $\text{Zn}_2\text{SiO}_4$ ; Wlm) auf, der eine hohe Fayalitkomponente enthalten kann. Zn-Fayalit und Fe-Willemit können dabei gemeinsam in der Grundmasse vorkommen (**Abbildung 3.10 A**). Neben Eisen und Zink als Hauptelemente, sind außerdem Cu und Co in erhöhten Konzentrationen eingebaut. Auch Indium und Gallium treten in Spuren auf (14 – 54 ppm In und 6 – 18 ppm Ga).

Neben den Zinksilikaten (Willemit und Zn-Fayalit) kommen in der Grundmasse auch sehr häufig Zinksulfide vor. Die Zusammensetzung entspricht dem Sphalerit/Wurtzit, beinhaltet aber zusätzlich Eisen und teilweise auch etwas Kupfer. In dieser Studie verwenden wir den Begriff **Sphalerit** ( $(\text{Zn,Fe})\text{S}$ ; Sp), wenngleich sich die Eigenschaften dieser synthetischen Zinksulfide etwas vom natürlichen Sphalerit unterscheiden können. Die mit der Mikrosonde untersuchten 34 Sphalerite enthielten zwischen 2,6 – 16,3 Gew-% Fe. Die meisten enthalten außerdem etwas Kupfer (0 – 1,92 % Cu) doch nur wenige weisen um die 1000 ppm Blei auf. Einer besitzt sogar 9 % Pb. Als Spurenelemente sind außerdem 200 – 7200 ppm Mn, 0 – 1700 ppm Ba und 340 – 2000 ppm Co, enthalten. Ni und Cd sind gelegentlich eingebaut (Anhang Mikrosonde). Untersuchungen mit LA-ICP-MS wiesen außerdem Indium (20 – 40 ppm, 4 Messungen) und Antimon (11 – 300 ppm) in den Sphaleriten nach (Anhang). Der beobachtete Sphalerit zeigt unterschiedliche Formen von massigen Mineralen, über kleine Tröpfchen bis hin zu Dendriten, die oft auch sehr klein sein können (**Abbildung 3.9 B, E, G, H** und **Abbildung 3.10 B**). Sowohl der Habitus, als auch die zahlreichen Spurenelemente zeigen, dass es sich bei diesem Sphalerit nicht mehr um Reste aus dem Erz handelt, sondern um neu gebildete Phasen.





**Abb.3.10:** REM-Rückstreuelektronenbilder ausgewählter Minerale und Phasen in den untersuchten Schlacken. Abkürzungen der Minerale sind im Text/im Abkürzungsverzeichnis erläutert.

Ebenfalls typisch für Schlacken ist das Auftreten von Spinellen. In den untersuchten Schlacken wurden in kleineren Mengen **Gahnit** ( $\text{ZnAl}_2\text{O}_4$ ; Ghn) und Mischkristalle von **Gahnit-Hercynit** (Ghn-Hc; Hercynit:  $\text{FeAl}_2\text{O}_4$ ) gefunden (**Abbildung 3.10 A** und **C**). Der mit LA-ICP-MS untersuchte Gahnit-Hercynit-Mischkristall zeigte einen hohen Galliumgehalt von 140 ppm. Auch Cu und Co kommen in hohen Konzentrationen vor (Anhang Mikrosonde und LA-ICP-MS). Indium war vorhanden, aber nur in geringer Konzentration (14 ppm, 1 Messung).

In wesentlich größeren Mengen tritt der Ferritspinell **Magnetit** ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ; Mag) auf, der, wie die anderen eisenhaltigen Phasen, ebenfalls Zink enthält. Die Substitution von Eisen durch Zink in den eisenhaltigen Phasen ist ein typisches Phänomen für die zinkreichen Schmelzen und wurde schon von anderen Autoren beschrieben (Asmus, 2012). Der Magnetit kommt oft in dendritischer Form, aber auch als massigere Körner vor (**Abbildung 3.10 A, C** und **E**).

In den Proben wurde außerdem das Eisenoxid **Wüstit** ( $\text{FeO}$ ; Wus) gefunden. Der Habitus reichte von hypidiomorphen Kristallen mit abgerundeten Ecken (**Abbildung 3.9 G**) über größere Massen, die randlich teilweise schon zu Fe-reichen Gelen verwittert sind (**Abbildung 3.10 D**), bis hin zu dendritischen Gebilden (**Abbildung 3.11 E**). Nebenbestandteile des Wüstit sind Zn, Pb, Cu und Ba (Anhang LA-ICP-MS). In Spuren kommen Co und Ag und in geringen Mengen Sb und Ga vor. Falls der Wüstit bereits durch die Oxidation im Röstprozess gebildet wurde, so kann nur ein sehr starker  $\text{SiO}_2$ -Mangel dazu führen, dass er während des Schmelzens nicht zu Fayalit umgewandelt wurde. In wenigen Körnern wurde in einer Reaktion mit Zn-reicher Schmelze fast ausschließlich Sphalerit neben der Grundmasse gebildet (**Abbildung 3.9 G**).

Bariumsilikate wie **Andremeyerit** ( $(\text{BaFe})(\text{Fe,Zn,Mn,Mg})^{2+}\text{Si}_2\text{O}_7$ ; Anm) können in einigen Bereichen in beachtlicher Anzahl, zumeist in Form von Nadeln auftreten (**Abbildung 3.10 F**, Mikrosondenergebnisse siehe Anhang). Andremeyerit wurde auch von Asmus (2012) von Rammelsberger Schlacken mit erhöhten Bleiwerten beschrieben. Als Spurenelemente treten im Andremeyerit Co und in geringeren Mengen Ni und Sb auf.

In wenigen Schlacken kommen auch Relikte von verhüttetem Roherz oder Zuschlagsstoffen, wie **Quarz** ( $\text{SiO}_2$ ; Qz), Albit ( $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ ) und akzessorisch Muskovit ( $\text{KAl}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH,F})_2$ ; Ms) vor (**Abbildung 3.9 C** und **D**). Akzessorisch treten außerdem xenomorpher **Åkermanit** ( $\text{Ca}_2\text{MgSi}_2\text{O}_7$ ; Ak; **Abbildung 3.9 C**) und idiomorpher **Celsian** ( $\text{BaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$ ) auf. Im Spurenelementbereich sind im Celsian Cu und Sb und untergeordnet Co eingebaut.

Zusätzlich zu den primären Schlackenphasen treten zahlreiche Verwitterungsprodukte auf.

Zum Einen sind in einigen Bereichen **Gele**, mit den typischen Schrumpfungsrissen zu finden (**Abbildung 3.9F**, **Abbildung 3.10 D** und **Abbildung 3.11 B**). Sie können entlang von Rissen auftreten, nehmen aber auch große Bereiche in einigen Schlackenpartikeln ein. Je nach verwitterter Substanz schwankt ihre Zusammensetzung. Meistens sind sie sehr eisenreich und enthalten variierende Mengen an  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{SO}_3$ , Pb, Zn und Cu (Durchschnittsgehalte siehe Anhang).

Weitere sekundäre Bildungen in den untersuchten Proben sind Sulfate, wie **Baryt** ( $\text{BaSO}_4$ ; Brt), **Anglesit** ( $\text{PbSO}_4$ ; Ang) und **Plumbojarosit** ( $\text{PbFe}_6^{3+}(\text{SO}_4)_4(\text{OH})_{12}$ ; Pb-Jrs), die in größeren Mengen vorkommen können (**Abbildung 3.9 A, F**, **Abbildung 3.10 C** und **Abbildung 3.11 B, C, D**). Zwischen Baryt und Anglesit scheint es eine gewisse Mischbarkeit zu geben. So wurden auch Baryte

mit stark erhöhten Pb-Gehalten und Anglesite mit erhöhten Ba-Gehalten beobachtet. Diese Phasen wurden bereits für historische Schlacken vom Huneberg beschrieben, wo ebenfalls Rammelsberger Erz verhüttet wurde (Asmus, 2012). Im Anglesit können größere Mengen an Cu, Sb, As und Ag eingebaut sein.

Desweiteren wurden Hydroxylführende Sulfate mit einer Zusammensetzung ähnlich dem **Beaverit** ( $\text{Pb}(\text{Fe}^{3+}_2\text{Cu})(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$ ) und ähnlich dem **Linarit** ( $\text{PbCu}(\text{SO}_4)(\text{OH})_2$ ; Lna, **Abbildung 3.11 D**) identifiziert (Zusammensetzung siehe Anhang). Die Zusammensetzung der beobachteten **Cu-Fe-Sulfate** konnte mit den verwendeten Methoden keinem natürlichen Mineral zugeordnet werden. An sekundär gebildeten Karbonaten treten **Smithsonit** ( $\text{ZnCO}_3$ ; Smi), und untergeordnet **Cerussit** ( $\text{PbCO}_3$ , Cer) auf.

Die verschiedenen Verwitterungsprodukte können als Hohlraum- und Rissfüllungen, aber auch direkt in der Schlackenmatrix gefunden werden. Vermutlich treten akzessorisch noch viele weitere sekundäre Bildungen mit teils beeindruckender Farbe und Habitus auf. Diese sind jedoch nicht Bestandteil dieser Untersuchungen. Beispiele dieser Phasen von anderen Schlackenhalden aus dem Harz sind in Schnorrer-Köhler, 1987 beschrieben.

Zusätzlich treten in den Schlacken Bruchstücke von **Holzkohle** auf, die als einzelne Klaster auftreten oder in der Schlacke eingeschlossen sein können. In der Holzkohle sind noch die früheren Zellstrukturen erkennbar, die z.T. mit Sekundärmineralen wie **Hemimorphit** ( $\text{Zn}_4\text{Si}_2\text{O}_7(\text{OH})_2(\text{H}_2\text{O})$ ; Hmo) oder Smithsonit gefüllt sind (**Abbildung 3.10 G**, Zusammensetzung siehe Anhang). In anderen Holzkohleresten bestehen die verkohlten Zellwände aus bleireichen Phasen. Sowohl Hemimorphit, als auch Smithsonit können Pb, Cu, Co, Ni beinhalten (Anhang Mikrosonde und LA-ICP-MS).

### **Metallurgische Steine und Metalle**

In den untersuchten Schlacken treten sowohl metallurgische Steine, also Zwischenprodukte zwischen Erz und Metall, als auch reine Metalle auf.

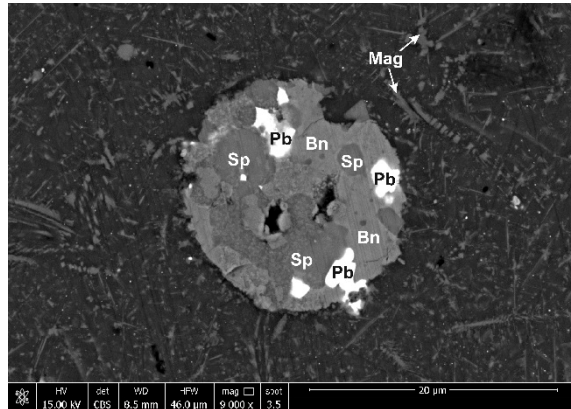
In den glasigen Grundmassen treten sehr häufig kleine bleireiche Tröpfchen (zwischen 1 und 10  $\mu\text{m}$ ) auf. Hierbei handelt es sich um elementares **Blei**, welches geringe Mengen an Cu, Fe, Zn und S führen kann (**Abbildung 3.9 A, B**). Einige dieser Tröpfchen sind zu Ba-Anglesit oder Pb-Baryt umgewandelt (**Abbildung 3.11 B**).

Reste von elementarem Blei wurden außerdem in großen metallurgischen Steinen gefunden (**Abbildung 3.11 C**). Mikrosondenanalysen ergaben, dass neben Blei auch noch Cu (z.B. 5 %), Silber, Antimon und Schwefel enthalten sind (Anhang Mikrosonde). Öfter als elementares Blei wurde in diesen großen Aggregaten jedoch Bleimonoxide **Lithargit** bzw. seine Hochtemperaturform ( $>489^\circ\text{C}$ ) **Massicotit** gefunden (**Abbildung 3.11 D**). Lithargit bzw. Massicot können sowohl primär bei der Schlackenbildung, als auch sekundär als Verwitterungsprodukt von bleihaltigen Phasen auftreten. Untergeordnet können S, Cu, Co und Ni vorkommen (Anhang Mikrosonde). Bei allen Bleiaggregaten ist eine meist starke randliche Verwitterung zu Anglesit (Ang) zu beobachten. Gelegentlich scheint auch Cerussit (Cer) als Alterationsprodukt aufzutreten.

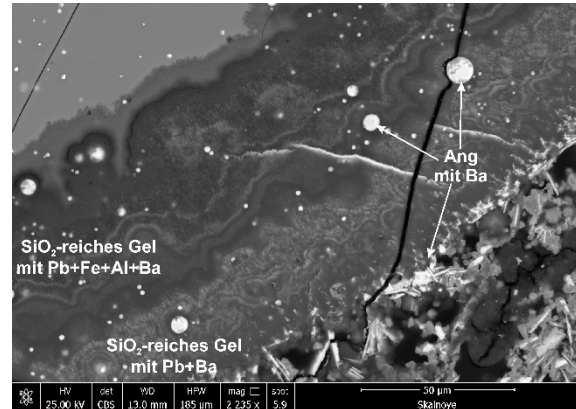
Metallisches Kupfer wurde nicht gefunden. Jedoch traten selten kleine, kreisrunde, kupferreiche Tröpfchen auf (**Abbildung 3.9 A**). Hier handelte es sich aber eher um **Kupferoxide**, da sie einen größeren Anteil an Sauerstoff aufwiesen.



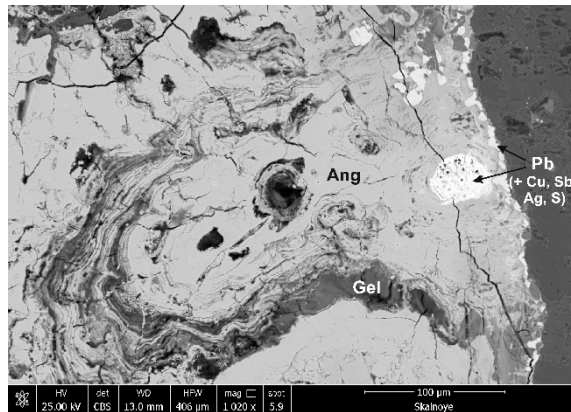
In anderen gemischten tröpfchenförmigen Gebilden traten neben metallischem Blei (mit wenigen Prozent Cu, Zn, Fe und S) auch Sphalerit und **Bornit** ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ; Bn) auf (**Abbildung 3.11 A**).



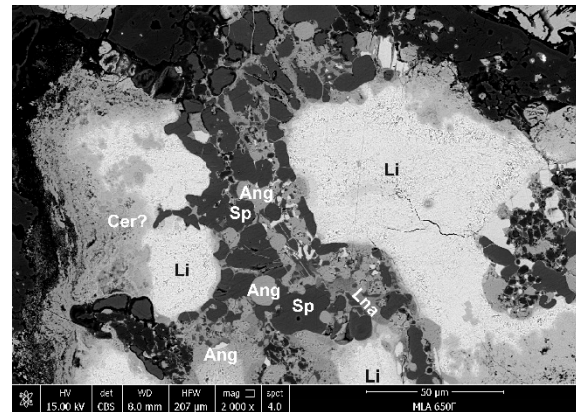
**A**



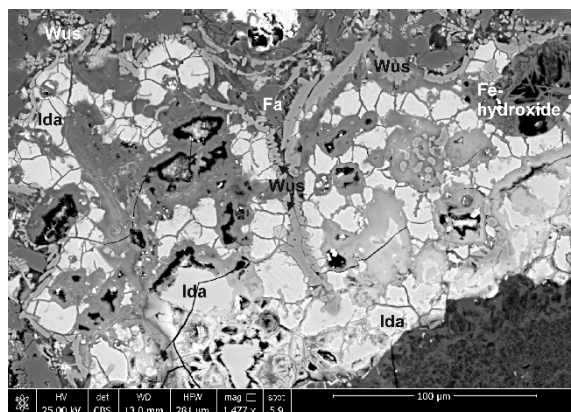
**B**



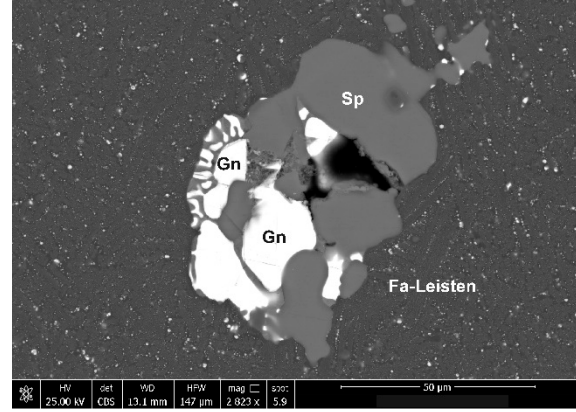
**C**



**D**



**E**



**F**

**Abb. 3.11:** REM-Rückstreuelektrobenbilder ausgewählter Minerale und Phasen in den untersuchten Schlacken. Abkürzungen der Minerale sind im Text/im Abkürzungsverzeichnis erläutert.

Weitere Cu-Fe-Sulfide mit einer Zusammensetzung ähnlich **Idait** ( $\text{Cu}_3\text{FeS}_4$ ; Sillitoe & Clark, 1969) kommen in Form größerer Körner vor (**Abbildung 3.11 E**). Idait ist ein Verwitterungsprodukt von Bornit, einem typisch auftretenden Mineral in Rohsteinen von Schlacken. Das frische Aussehen der Körner deutet jedoch nicht auf eine sekundäre Verwitterung auf der Halde hin. Arsen und Silber kommen in erhöhten Konzentrationen und Cd, Sb und Co in etwas geringeren Konzentrationen im Idait vor.

In einer Messung wurde auch eine Phase mit einer ähnlichen Zusammensetzung wie **Covellin** (CuS)-gemessen. Die Phase wies aber noch knapp 2 % Fe und 1,3 % Zn sowie Spuren von Pb, Ag, Sb, As, Co und Ni auf, und besaß Anzeichen einer Alteration.

Ein weiteres Kupfersulfid, das in den Schlacken nachgewiesen werden konnte, ist ein Ba-Cu-Fe-Sulfid mit einer Zusammensetzung ähnlich dem **Owensit** ( $(\text{Ba,Pb})_6(\text{Cu,Fe,Ni})_{25}\text{S}_{27}$ ; Ow; **Abbildung 3.9 G**). Die Ba- und S-Konzentrationen sind denen, von der IMA angegebenen Gehalten sehr ähnlich. Die gemessene Phase ist jedoch stärker an Eisen angereichert und an Blei und Kupfer abgereichert, als das in Cu-Ni-Pt-Lagerstätten vorkommende natürliche Mineral (Zusammensetzung siehe Anhang). Solch eine ähnliche Zusammensetzung von einem kaliumhaltigen Fe-Analogon von Owensit wurde bereits von Kolitsch et al. (2013) in Schlacken von Waitschach (Kärnten) beschrieben. Untergeordnet ist Zink und in Spuren Co, Ni und Sb enthalten.

Akzessorisch wurden in den Kahnsteiner Schlacken auch Bleisulfide gefunden, deren Zusammensetzung dem **Galenit** (PbS; Gn; **Abbildung 3.11 F**) entspricht. Lediglich die Neben- und Spurenmetallkonzentrationen erinnern daran, dass es sich hier nicht um natürlich gewachsenen Galenit handelt. In den 7 analysierten Mineralen wurden 1,4 – 3,9 % Zn, 0,75 – 1,69 % Fe, 0,37 – 0,65 % Cu, 0 – 400 ppm Co, 300 – 500 ppm Ni und 0 – 720 ppm Mn gemessen. Einige Galenite enthielten außerdem bis zu 400 ppm Ag, die aber durch die Nähe zur Nachweisgrenze nicht eindeutig bestimmt werden konnten. Die Summen der Mikrosondenanalysen sind mit 102 – 105 % unerklärlich hoch.

Die Verteilung der Wertstoffe in den Schlacken kann man folgendermaßen zusammenfassen:

Das in großen Mengen auftretende Zink ist im Sphalerit, in der Grundmasse, in verschiedenen zinkhaltigen Silikaten, wie Willemit oder Zn-Fayalit, im Zinkkarbonat Smithsonit, in Hemimorphit sowie in Spuren in anderen Phasen gebunden. Der Sphalerit tritt dabei im Gegensatz zu den anderen Sulfiden sowohl matrixbildend in der Schlacke, als auch in den metallurgischen Steinen auf. In den metallurgischen Steinen bildet er kleine xenomorphe Körner in reinen oder gemischten Tröpfchen (**Abbildung 3.10 E** und **Abbildung 3.11 A**), oder tritt als größere Körner auf (**Abbildung 3.11 D**). Auch in diesen Sphaleriten sind zusätzlich Fe und Spuren von Cu enthalten.

Blei tritt in verschiedenen Phasen in metallischen Tröpfchen, im sekundären Pb-Jarosit in der Schlacke oder in größeren, zum Großteil verwitterten, Blei- oder Bleioxidaggregaten auf.

Im Vergleich zu den verschiedenen Bleiphasen sind die Mengen an Kupfermineralen eher gering. Dies unterstützt die Vermutungen aus der Literatur, dass Kupfer das Zielmetall war und die Schlacken von einer oder verschiedenen Kupferhütten stammen. Kupfer tritt in der Halde vorrangig in den metallurgischen Steinen auf, die in die Schlacke eingebettet sind.



Die Spurenelemente Co, Ni, Sb, Ag, In, Ga wurden in mehreren silikatischen, oxidischen und sulfidischen Phasen nachgewiesen. Germanium konnte nirgends in Konzentrationen über 4 ppm nachgewiesen werden.

Um einen Großteil der Wertphasen aus den Schlacken gewinnen zu können, ist daher nur eine Aufbereitung der gesamten Schlacke sinnvoll. Aufgrund der Verteilung der Wertphasen in einer Vielzahl von Phasen und in allen Korngrößenbereichen, ist keine Voranreicherung bestimmter Phasen zielführend.

### 3.2 Geophysikalische Messungen auf der Schlackenhalde Kahnstein

Im Oktober 2014 fand ein Messeinsatz an der Schlackenhalde Kahnstein, in der Nähe von Langelsheim/Goslar, statt. Dabei kamen erneut die Verfahren ERT, GPR und SIP zum Einsatz. Insgesamt wurden 4 ERT-Profile (vgl. **Abbildung 3.12**), 2 SIP-Profile und 23 GPR-Profile gemessen. Um die Topographie zu erfassen, wurde mit DGPS gearbeitet. Als System wurde das oben beschriebene Gerät Novatel GNSS RTK System DL-V3 verwendet, mit L1/L2 Receiver (**Abbildung 3.14**).

**Abb. 3.12:** Schlackenhalde Kahnstein aus Vogelperspektive. Eingezeichnet sind vier ERT-Profile (orange)



plus die aufgenommenen GPS-Positionen.



**Abb. 3.13:** Ansicht der Schlackenhalde Kahnstein.



**Abb. 3.14:** Positionierungsmessungen an der Schlackenhalde Kahnstein.

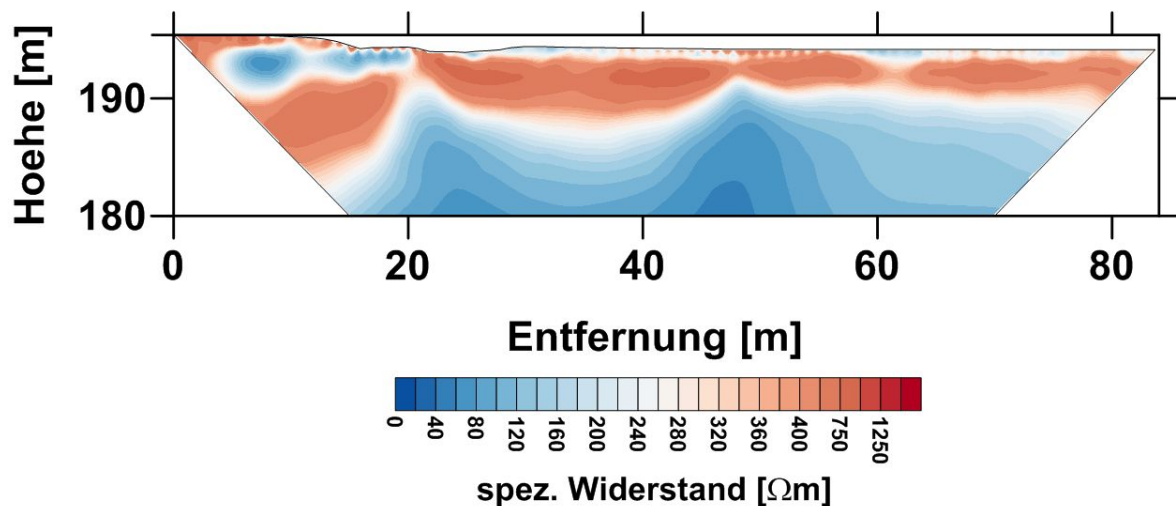
### 3.2.1 ERT Messungen

Die vier ERT-Profile wurden in verschiedenen Teilen der Halde gemessen. Sie waren zwischen 84 m und 149 m lang und wurden mit der Geotom –Apparatur aufgenommen. Neben der Wenner-alpha-Auslage wurde auf einigen Profilen zusätzlich die Schlumberger- und Dipol-Dipol-Konfiguration gemessen (vgl. **Tabelle 3.4**). Obwohl alle Profile nur geringe Höhenunterschiede aufwiesen, wurden die Höhen der Elektrodenpositionen erfasst und bei der Inversion berücksichtigt.

**Tab. 3.4:** Übersicht über alle gemessenen ERT-Profile auf der Schlackenhalde Kahnstein.

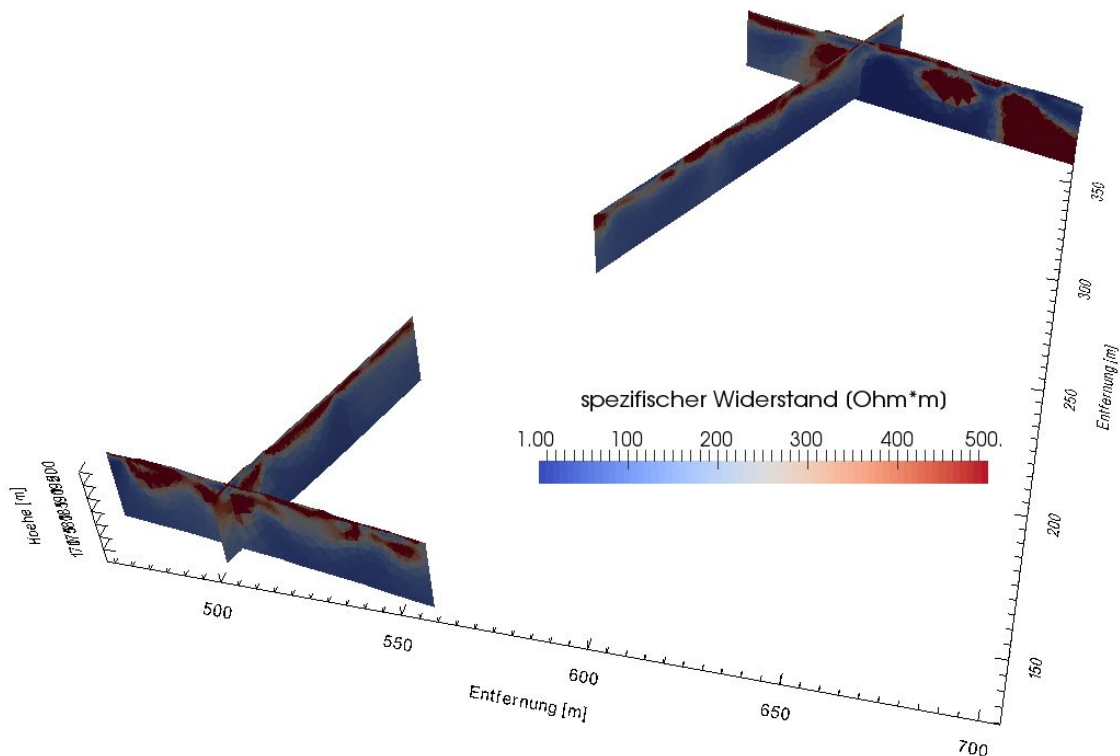
Profilname	Länge [m]	Elektroden	Elektrodenabstand [m]	Apparatur	Hang-/Flachprofil	Lage	Auslage	Messfrequenzen [Hz]	Bemerkungen	Datum	Auswertung/Iterationen	RRMS [%]	Chi²
GE-Profil 1	149	150	1	Geotom	Flach	nördliches Ende der Halde parallel zum Hang	Wenner	4	Roll along, bis Level 18, 1.Teil: 0-100m, 2.Teil: 50-150m, quert Profil 2 bei 128m	06.10.2014	6	1.9	0.4
GE-Profil 2	122	123	1	Geotom	Leichte Tomographie	nördliches Ende der Halde schräg senkrecht zum Hundeplatz	Wenner	4	Roll along, 1.Teil: 0-100m, 2.Teil: 50-123m, quert Profil 1 bei 44,6m	07.10.2014	9	16.2	30.36
GE-Profil 3	84	85	1	Geotom	Flach	südlich vom Hundeplatz – schräg weglaufend (quasi Verlängerung von Profil 1 nach Süden hin)	Wenner	4	quert Profil 4 bei 7m, Schlacken zum Teil aufliegend im Anfangsbereich des Profils	07.10.2014	5	2.3	0.6
GE-Profil 4	94	95	1	Geotom	Flach	südliches Ende der Halde senkrecht zum Hundeplatz	Wenner	4	quert Profil 3 bei 37m, Schlackenaufschluss im hinteren Teil des Profils	07.10.2013	9	4.1	1.9
GE-Profil 2	s.o.						Dipol-Dipol, Schlumberger	4?	neu aufgebaut und mit anderen Auslagen nochmal gemessen	09.10.2014			
GE-Profil 3	32	33	1	Geotom	Flach	wie SIP-profil 3b	Wenner, Dipol-Dipol, Schlumberger	4?	neu auf SIP-Profil 3b aufgebaut und gemessen	21.05.2014			

In **Abbildung 3.15** ist das Inversionsergebnis für Profil 3 gemessen mit der Wenner-alpha-Auslage zu sehen. Dieses Profil war 84 m lang, mit einem Elektrodenabstand von 1 m. Die Datenanpassung ist sehr gut (RRMS = 2,3 %). Deutlich ist dicht (ab 0,5 m Tiefe) unter der Oberfläche eine hochohmige Schicht zu sehen (> 400 Ωm), die eine Mächtigkeit bis 5 m aufweist. Diese Schicht reicht in bestimmten Bereichen bis an die Oberfläche, welches zum Teil mit den aufliegenden Schlackenresten korreliert. In größerer Tiefe sinken die spezifischen Widerstände deutlich ab.



**Abb. 3.15:** Inversionsergebnis von ERT-Profil 3 der Schlackenhalde Kahnstein.

In **Abbildung 3.16** sind die Inversionsergebnisse aller gemessenen ERT-Profile in ihrer exakten räumlichen Lage zu sehen. Analog zu Profil 3 (**Abbildung 3.15**) zeichnet sich auf allen Profilen eine mehrere Meter mächtige hochohmige Schicht ab. In größerer Tiefe sind niedrigere spezifische Widerstände zu sehen, welche den natürlichen Untergrund markieren.



**Abb. 3.16:** Inversionsergebnisse aller gemessenen ERT-Profile auf der Schlackenhalde Kahnstein, dargestellt nach ihrer räumlichen Lage.

### 3.2.2 GPR Messungen

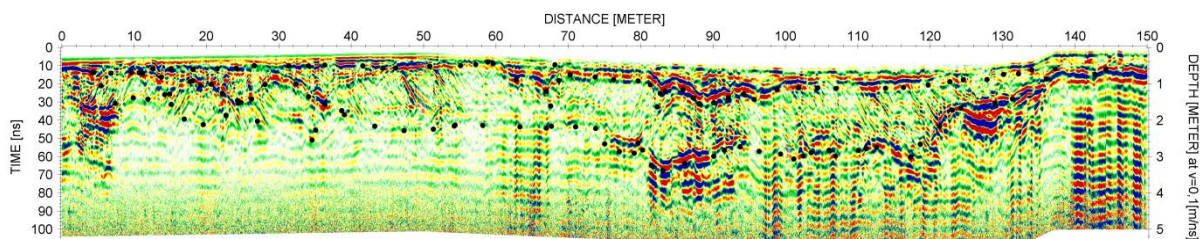
Auf der Schlackenhalde wurde ausschließlich die 200 MHz Antenne von GSSI verwendet. Die Profile wurden exakt längs der Elektrodenketten der Geoelektrikmessungen gelegt. Alle Profile wurden zweimal abgefahren.

Aus den Radargrammen wurden für ausgewählte Profile einzelne Reflexionshorizonte gepickt, um sie später in den Inversionsberechnungen der ERT zu berücksichtigen. Dadurch konnte ein besseres Modell des spezifischen Widerstands des Untergrunds gefunden werden, das auch die scharfen Abgrenzungen zwischen den einzelnen Schlackenlagen und dem Grundgebirge berücksichtigt.

**Tab. 3.5:** Übersicht aller gemessenen GPR-Profilen an der Schlackenhalde Kahnstein.

Profil	Einlesen /Topo	Positionierung	Lage	Plot roh/proz	Frequenz	Bemerkung
File.001	x/-	Marker	ERT 1 150->128	x/-	200 MHz	
File.002	x/-	Marker	ERT 1 128->100	x/-	200 MHz	
File.003	x/-	Marker	ERT 1 100->50	x/-	200 MHz	
File.004	x/x	Marker	ERT 1 50->0	x/x	200 MHz	zusammengesetzt aus 1-4
File.005	x/x	Marker	ERT 1 0->100	x/x	200 MHz	zusammengesetzt aus 5-6
File.006	x/-	Marker	ERT 1 100->150	x/-	200 MHz	
File.007	x/-	Marker	ERT 2 0->80	x/-	200 MHz	
File.008	x/-	Marker	ERT 2 80->122.30	x/-	200 MHz	
File.009	x/-	Marker	ERT 2 122->80	x/-	200 MHz	
File.010	x/-	Marker	ERT 2 90->0	x/-	200 MHz	
File.011	x/-	Marker	ERT 3 84->0	x/-	200 MHz	
File.012	x/-	Marker	ERT 3 0->84.30	x/-	200 MHz	
File.013	x/-	Marker	ERT 4 0->144.20	x/-	200 MHz	
File.014	x/-	Marker	ERT 4 144->0	x/-	200 MHz	
File.017-019	x/x	GNSS	ERT 2 0->122	x/x	200 MHz	
File.020-022	x/-	GNSS	ERT 2 122->0	x/-	200 MHz	
File.023-024	x/-	GNSS	ERT 1 150->0	x/-	200 MHz	
File.025-026	x/-	GNSS	ERT 1 0->150	x/x	200 MHz	
File.027	-/-	GNSS		-/-	200 MHz	Fehlmessung
File.028	x/x	GNSS	ERT 4 0->144	x/x	200 MHz	
File.029	x/x	GNSS	ERT 4 144->0	x/x	200 MHz	
File.030	x/x	GNSS	ERT 3 0->84	x/x	200 MHz	
File.031	x/-	GNSS	ERT 3 84->0	x/-	200 MHz	

#### Beispielprofil P1

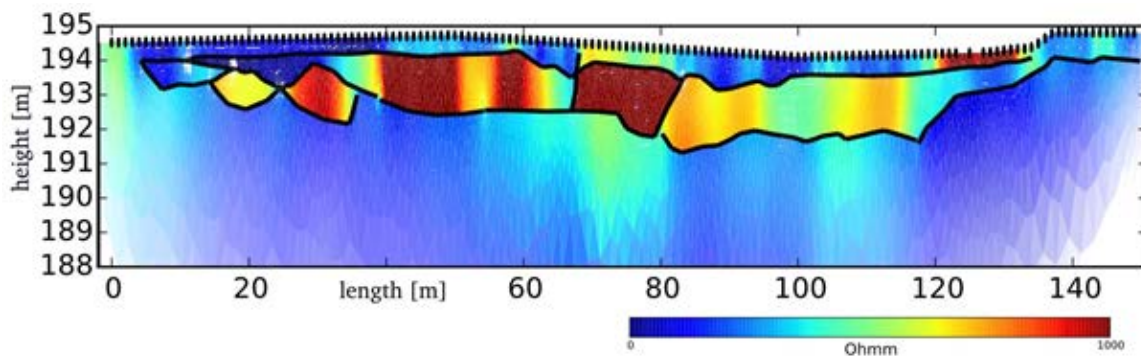


**Abb. 3.17:** Radargramm auf Profil P1 (GSSI SIR3000, 200 MHz)



Das in **Abbildung 3.17** zu sehende Radargramm zeigt Profil 1 von der Schlackenhalde Kahnstein. Die Halde kann als weitestgehend eben bezeichnet werden, trotzdem wurde die Topographie mit den Daten des mitgeführten GNSS-Systems korrigiert. Wie aus den Vorerkundungen zu erwarten war, sind die Mächtigkeiten der Schlacken sehr gering (ca. 2 m) und deshalb mit dem Radar gut zu erfassen. Die Schlacken wurden in verschiedenen Phasen auf die Halde aufgebracht. Sie können je nach Alter und Zusammensetzung starke Unterschiede in den Leitfähigkeiten aufweisen. Dadurch sind sehr starke Leitfähigkeitskontraste zwischen Grundgebirge und Schlacken einerseits, als auch zwischen den einzelnen Schlackenschichten andererseits zu erwarten. Um diesen Umstand bei der Inversion der Geoelektrik Daten Rechnung zu tragen, wurden einzelne Reflektoren aus dem Radargramm herangezogen, um verschiedene Regionen zu markieren, an deren Grenzen bei der Berechnung der Leitfähigkeiten starke Sprünge zugelassen werden. Ein Ergebnis dazu zeigt die **Abbildung 3.18**. Fehler bei der Tiefenangabe, der Anzahl der Reflektoren oder unterschiedliche Übergangswerte zwischen den Regionen können das Leitfähigkeitsmodell stark verändern. Deshalb ist es wichtig, möglichst viele Vorabinformationen, z.B. aus der Geschichte der Halde, einfließen zu lassen.

**Abb. 3.18:** Inversion ERT von Profil P1 unter Berücksichtigung von Schichtgrenzen aus den



Radarmessungen.

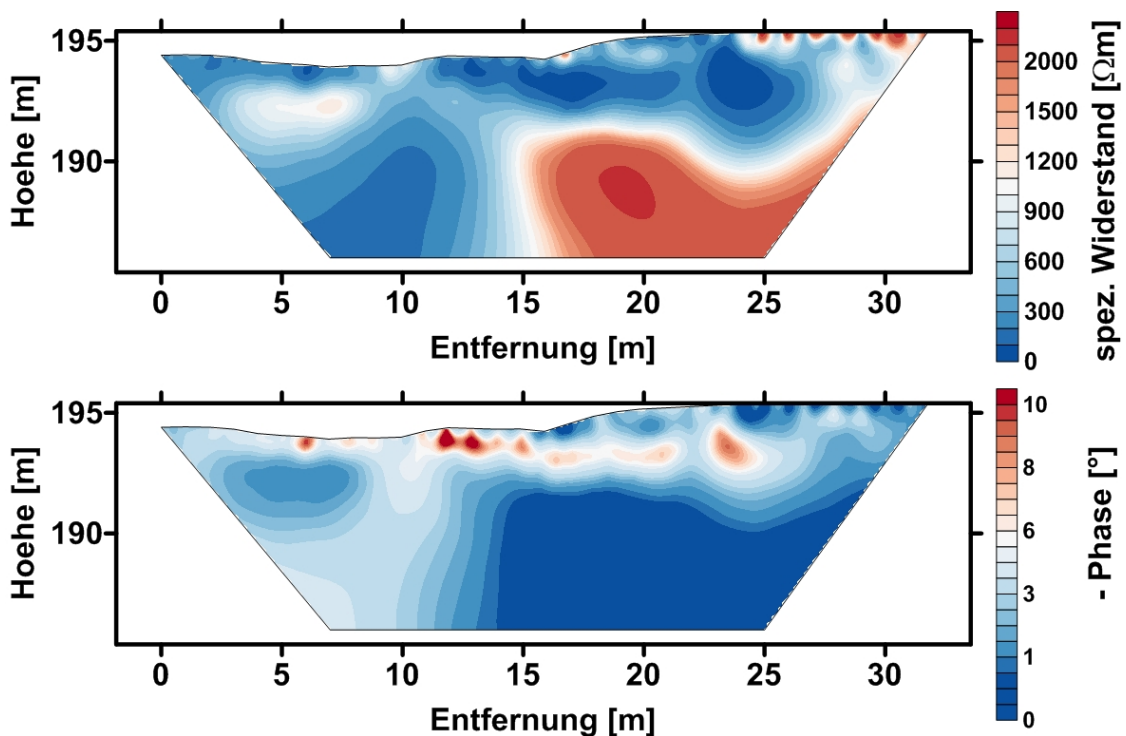
### 3.2.3 SIP Messungen

Auf der Schlackenhalde Kahnstein wurden zwei SIP-Profile zwischen 32 m und 65 m Länge aufgenommen (vgl. **Tabelle 3.6**). Der Frequenzbereich lag zwischen 0,16 Hz und 1000 Hz (bei 14 gemessenen Frequenzen). Die SIP Daten auf dieser Halde waren von einer exzellenten Qualität, was grundsätzlich auf die gute Ankopplung der Elektroden mit dem Boden zurückzuführen war. Da bei diesem Messeinsatz keine unpolarisierbaren Elektroden zur Verfügung standen, wurde mit separaten Stahlspießen für Strom- und Spannungsmessung gearbeitet.

**Tab. 3.6:** Übersicht aller SIP-Profile auf der Schlackenhalde Kahnstein.

Profilname	Länge [m]	RU	Elektroden- abstand [m]	Readings	Apparatur	Hang-/Flach- profil	Lage	Auslage	Mess- frequenzen [Hz]	Bemerkungen	Datum
SIP- Profil 3a	65*	64	1	88	SIP 256C	Flach	Südlich vom Hundeplatz- schräg weglaufend (quasi Verlängerung von Profil 1 nach Süden hin	Dipol- Dipol	1000- 0.3	2 Strang, Akkus machen schnell schlapp –nur bis Reading 19 gemessen, Fehler bei Kalibration – hinterher umrechnen!?	08.10.2014
SIP- Profil 3b	32	32	1	49	SIP 256C	Flach	Südlich vom Hundeplatz- schräg weglaufend (quasi Verlängerung von Profil 1 nach Süden hin	Dipol- Dipol	1000-0.3 (Ausnahme: erstes Reading: 80-0.3)	GE-0m-32m = SIP32-0m	08.10.2014

\*- (GE-1m-GE-65)



**Abb. 3.19:** Spezifischer Widerstand und Phase für SIP-Profil 3b bei einer Frequenz von  $f = 1,25$  Hz.

In **Abbildung 3.19** ist beispielhaft das Ergebnis für das SIP-Profil 3b bei der Frequenz  $f = 1,25$  Hz zu sehen. Dieses Profil verlief auf dem GE-Profil 3 und zeigt die ersten 32 m (seitenverkehrt zu **Abbildung 3.15**). Aufgrund der geringen Auslage des SIP-Profiles sind die erreichten Tiefen unterschiedlich. Ebenso ist die Farbskala an die jeweilige Methode angepasst. Deutlich ist eine signifikante hochohmige ( $> 1000 \Omega\text{m}$ ) Struktur in einer Tiefe unter 190 m (ca. 5 m unter Gelände) auf der rechten Seite zu sehen. Oberflächennah wechseln sich höherohmige und besser leitende Bereiche

ab. Ähnliches ist auch in der Phasenverschiebung (**Abbildung 3.19** unten) zu beobachten. Dabei korrelieren die Bereiche hoher Phasen ( $8-10^\circ$ ) mit den Gebieten niedrigerer spez. Widerstände ( $< 200 \Omega\text{m}$ ) und umgekehrt (hohe Widerstände  $\sim$  niedrige Phasen ( $0-1^\circ$ )). Bei einer Begehung im Feld und dem Abgleich mit den aufgenommenen Fotos zeigte sich, dass die oberflächennahen hohen Phasen in etwa mit den an der Oberfläche aufgeschlossenen Schlackenresten übereinstimmen.

Werden die SIP Daten auch bei den anderen Frequenzen angeschaut, ist auffällig, dass die Phasenwerte ein Maximum bei der niedrigsten gemessenen Frequenz ( $0,312 \text{ Hz}$ ) haben. Mit zunehmender Frequenz sinken die Phasenwerte bis zu einem Minimum bei ca.  $40 \text{ Hz}$ . Darüber hinaus steigen sie wieder an.

### 3.2.4 Labormessungen

Als Ergänzung zu den Feldmessungen wurden auch Proben für Laboruntersuchungen entnommen. In **Tabelle 3.7** ist eine Übersicht aller Proben zu sehen. Dabei wurden auch Proben von anderen Schlackenhalde im Westharz mit berücksichtigt.

Die Proben bestanden entweder aus Festgestein (Schlackenstücken, **Abbildung 3.20**) oder aus Lockermaterial (**Abbildung 3.22**) und wurden auch mineralogisch und chemisch untersucht. Um die Schlackenstücke geophysikalisch zu vermessen, wurden zylindrische Proben (Durchmesser:  $2 \text{ cm}$ , Länge zwischen  $3$  und  $6 \text{ cm}$ , **Abbildung 3.21**) herausgebohrt und mit Leitungswasser (Leitfähigkeit  $678 \mu\text{S/cm}$ ) aufgesättigt. In speziellen Messzellen (BAM) wurden dann mithilfe von Agar-Agar-Gel (Ankopplungsfluid) die Proben im Frequenzbereich zwischen  $1 \text{ mHz}$  und  $45 \text{ kHz}$  gemessen. Die Lockermaterialproben wurden ebenfalls aufgesättigt, allerdings mit destilliertem Wasser, und in den BGR-Messzellen im gleichen Frequenzbereich gemessen. Die Ergebnisse sind für die Schlackenstücke in **Abbildung 3.23** und für die Lockermaterialproben in **Abbildung 3.24** zu sehen.

**Tab. 3.7:** Übersicht der entnommenen und im Labor gemessenen Proben der Schlackenhalde Kahnstein und in der Nähe befindlicher Schlackenhalden.

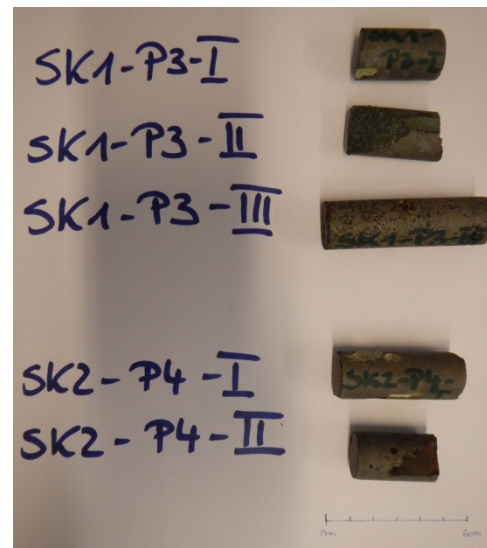
Halde	Lage	Bemerkung	Datum	Probenname	Sonstiges
Halde Bleihütte	CLZ, nahe Silberaal	1 Schlackenstück	23.05.2014	SB1 und SB2	mehrere Labormessungen, RFA, HG-Porosimetrie
Halde Ochsenhütte	Granetalsperre Goslar	1 Schlackenstück	23.05.2014	SO1 und SO2	mehrere Labormessungen, RFA, HG-Porosimetrie
Halde Kahnstein	Langelsheim/Goslar	3 Schlackestücke	09.10.2014	SK1 und SK2, aus dem dritten Stück konnten keine Proben gebohrt werden	Hg-Porosimetrie
Halde Kahnstein	Langelsheim/Goslar	3 Schlackestücke	Sep. 2014	KS5, KS6, KS8, KS9. Alle Proben wurden in 3 Mineralgrößen gemessen (Original, bis 1cm Größe, bis 0.5cm Größe)	Mineralogische Untersuchungen

In **Abbildung 3.23** sind die Schlackenstücke SK-1 (rot) und SK-2 (blau) dargestellt. Beide Proben zeigen interessanter Weise ein sehr gegensätzliches Verhalten. Während Probe SK-1 mit spezifischen Widerständen  $> 1000 \Omega\text{m}$  sehr hochohmig ist, sind die spezifischen Widerstände für SK-2 zum Teil extrem gering ( $0,3 \Omega\text{m}$ ! -  $40 \Omega\text{m}$ ). In der Phasenverteilung fällt ebenfalls ein deutlich unterschiedliches Verhalten auf. Grundsätzlich sind die Phasen bei beiden Proben hoch, allerdings erreicht Probe SK-2 Phasenwerte bis  $700 \text{ mrad}$  ( $> 40^\circ$ ) mit einem Maximum bei ca.  $0,1 \text{ Hz}$ /bzw.  $0,01 \text{ Hz}$ , währenddessen SK-1 eine eher konstant hohe Phasen mit Werten um  $70 \text{ mrad}$  zeigt, zu niedrigen Frequenzen hin bildet sich ein leichtes Maximum aus. Aufgrund der wesentlich höheren spezifischen Widerstände von SK-1 ist der Einfluss der elektromagnetischen Kopplungseffekte viel höher und zeigt sich deutlich in dem Anstieg bei hohen Frequenzen (ab ca.  $1000 \text{ Hz}$ ).

Allgemein lässt sich sagen, dass beide Schlackenstücke (gefunden auf verschiedenen SIP-Profilen (3 und 4)) sich deutlich voneinander unterscheiden und anscheinend von unterschiedlichen Verschlackungsprozessen herrühren.

Die Lockermaterialproben wurden ebenfalls von unterschiedlichen Lokationen auf der Schlackenhalde gesammelt. Die von Kerstin Kuhn (BGR) entnommen Proben befanden sich zum Teil bis  $50 \text{ cm}$  unter der Oberfläche. Deutlich sind bereits optische Unterschiede hinsichtlich Konsistenz und Farbe zu sehen (**Abbildung 3.22**). So zeigen auch die SIP-Ergebnisse in **Abbildung 3.24** deutliche Differenzen zwischen den vier Proben. Während Probe KS 6 die niedrigsten spezifischen Widerstände ( $30 \Omega\text{m}$ ) und beinahe keinen Phaseneffekt (wenige  $\text{mrad}$ ) zeigt, sind die spezifischen Widerstände bei Probe KS 8 mit Werten bis zu  $1100 \Omega\text{m}$  und Phasen bis  $240 \text{ mrad}$  am höchsten. Interessanterweise zeigen die beiden weiteren Proben (KS 5 und KS 9), deren spezifische Widerstände im mittleren Bereich liegen, ein bimodales Phasenverhalten. So existieren sowohl für KS 5 (ca.  $f \sim 0,01 \text{ Hz}$  und  $10 \text{ Hz}$ ) als auch für KS 9 (ca.  $f \sim 0,1 \text{ Hz}$  und  $1000 \text{ Hz}$ ) zwei Phasenmaxima.





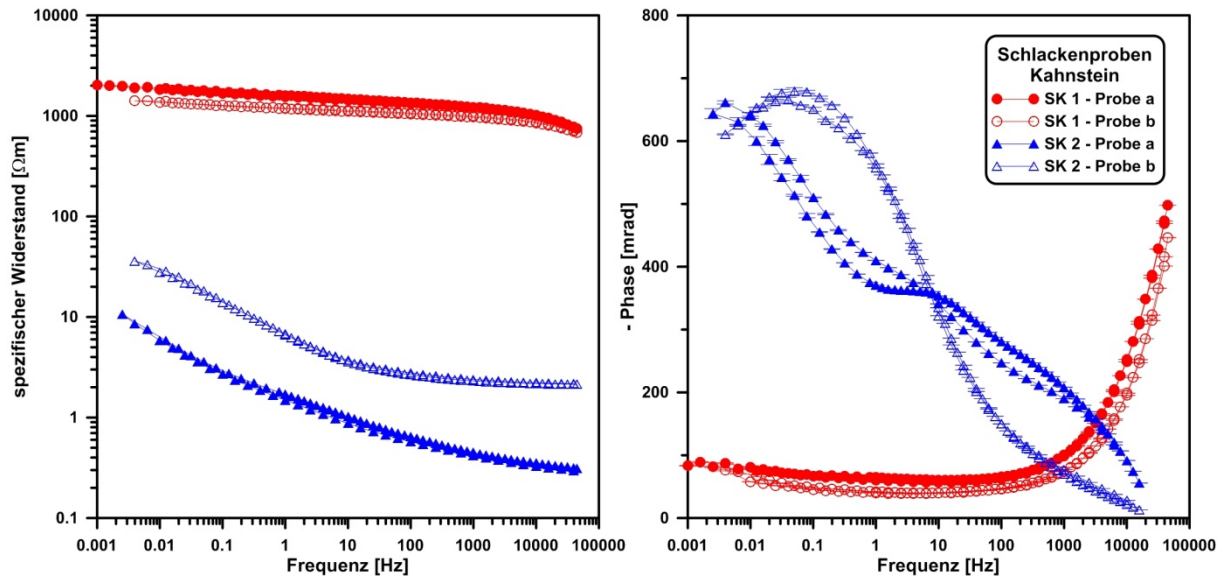
**Abb. 3.20:** Handprobe von der Schlackenhalde Kahnstein (SK1).

**Abb. 3.21:** Gebohrte Schlackenproben (SK-1 und SK-2).

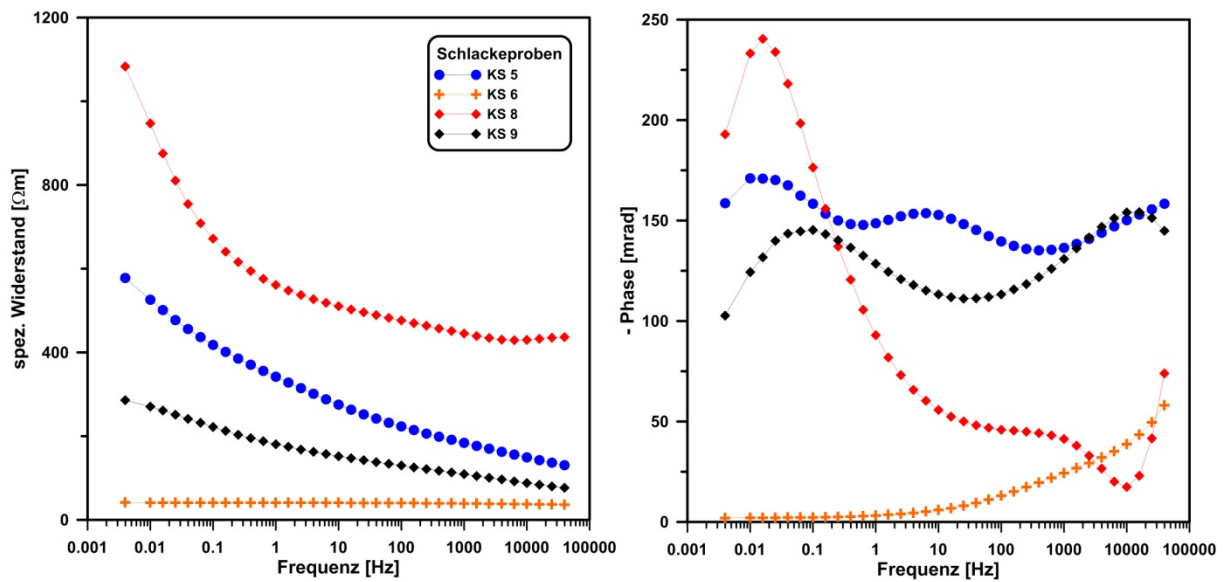


**Abb. 3.22:** Lockermaterialproben von der Schlackenhalde Kahnstein.





**Abb. 3.23:** Spektren der Schlackenstücke der Schlackenhalde Kahnstein.



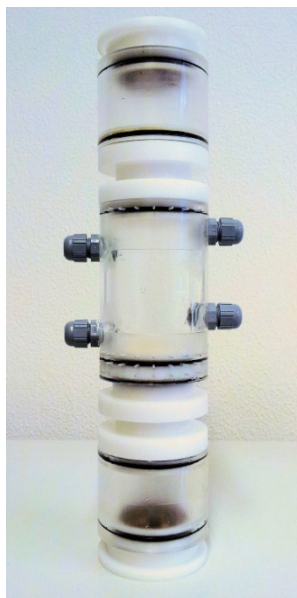
**Abb. 3.24:** Spektren der vier Schlacken-Lockermaterialproben der Schlackenhalde Kahnstein.



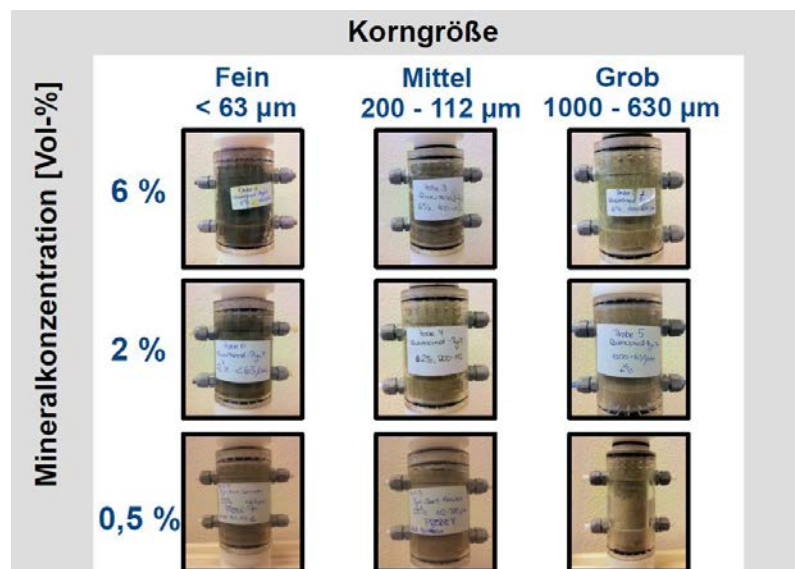
## 4 SIP Labormessungen an synthetischem Probenmaterial

Um aus den Feldmessungen Rückschlüsse auf Material und Mineralgehalt schließen zu können, wurden Laboruntersuchungen an verschiedenen synthetischen Mineral-Quarzsand-Gemischen durchgeführt. Dabei wurde sich auf die Minerale konzentriert, die am ehesten im untersuchten Messgebiet zu erwarten sind. Das waren Pyrit ( $\text{FeS}_2$ ), Galenit ( $\text{PbS}$ ) und Sphalerit ( $\text{ZnS}$ ). Diese Minerale variierten in der Korngröße (3 Stufen; fein:  $< 63 \mu\text{m}$ , mittel:  $112\text{-}200 \mu\text{m}$ , grob:  $630\text{-}1000 \mu\text{m}$ ) und wurden in unterschiedlichen Konzentrationen (0,5%, 2% und 6%) gemessen (**Abbildung 4.2**). Eine ausführliche Beschreibung dieser Messungen ist in der Masterarbeit von Sarah Hupfer (Hupfer, 2014) zu finden.

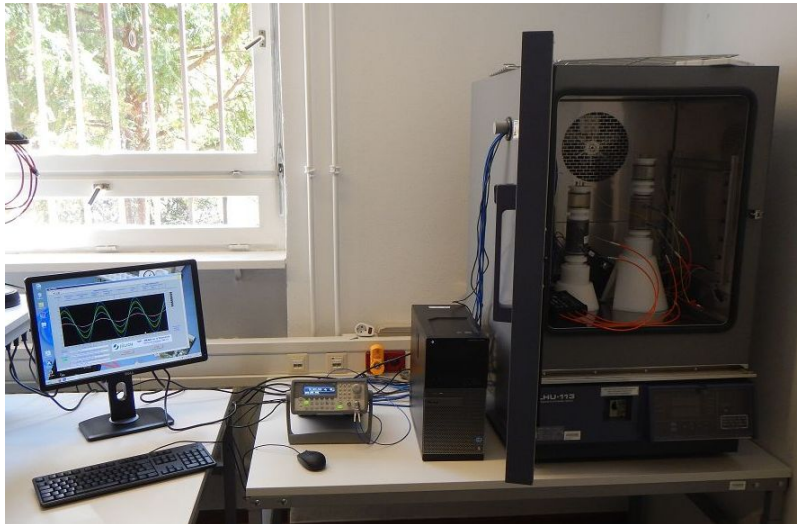
Um qualitativ hochwertige Phasenmessungen an Lockermaterial durchzuführen, war die Konstruktion einer geeigneten Messzelle erforderlich (**Abbildung 4.1** und **Abbildung 4.4**). Diese besteht aus einem Mittelstück, in das die Probe homogen eingefüllt wird, sowie zwei Kammern, die mit dem Ankopplungsfluid (i.d.R. Wasser mit einer definierten Leitfähigkeit) gefüllt sind und an deren äußersten Enden die Stromelektroden platziert sind. Die Messung der Spannungsdifferenz erfolgt elektrolytisch über die in den Tensiometerspitzen befindlichen Drähte, die seitlich in das Mittelstück eingeführt werden können. Der Geometriefaktor der Messzelle ist  $K = 0,0297 \text{ m}$  (bei einem Potentialelektrodenabstand von  $5 \text{ cm}$ ). Um den Einfluss der Inhomogenität abzuschätzen und zu berücksichtigen, ist eine Messung an zwei Seiten möglich. Um zu vermeiden, dass sich der spezifische Widerstand aufgrund der Temperatur ändert, wurden alle Messungen im Klimaschrank durchgeführt (**Abbildung 4.3**).



**Abb. 4.1:** Neu entwickelte BGR-Messzelle für SIP Messungen an Lockermaterial.



**Abb. 4.2:** Übersicht der verschiedenen Korngrößen und Mineralkonzentrationen (Bild: Hupfer, 2014).



**Abb. 4.3:** Arbeitsplatz der SIP Labormessung. Die Messungen fanden im (geschlossenen) Klimaschrank statt.



**Abb. 4.4:** BGR-Messzelle während der Messung.

Der Einbau der Proben in die Messzelle erfolgt nach strengen Vorgaben. Je nach Mineralkonzentration (0,5%, 2% und 6%) wurden die Minerale zunächst trocken mit dem jeweiligen Anteil Quarzsand mithilfe eines Riffleteilers nach DIN 197:2009-07 (Cross-Riffing-Verfahren) gemischt. Der Einbau in die Messzelle erfolgte dann portionsweise (16 „Portionen“). Nach jeder Portion wurde Leitungswasser (bzw. definiertes Fluid) bis zur Vollsättigung hinzugefügt. Die vollgesättigten Proben wurden anschließend mehrfach mit der SIP Laborapparatur ZEL-SIP04-V02 (Zimmermann et al., 2008) über den gesamten Frequenzbereich (1 mHz bis 45 kHz) gemessen. Dabei wurden von der höchsten Frequenz zur niedrigsten gemessen und wieder zurück (45 kHz → 1 mHz → 40 kHz).

Beispielhaft sind in **Abbildung 4.5** die Messergebnisse der 6% Pyrit Messung mit Variationen der Korngröße (fein, mittel, grob) abgebildet. Im spezifischen Widerstand ist zu erkennen, dass die „grobe“ Probe deutlich höhere spezifische Widerstandswerte ( $\sim 60\text{-}70 \Omega\text{m}$ ) aufweist als die anderen beiden Proben ( $\sim 25 \Omega\text{m}$ ). Im Phasenverhalten zeigt sich, dass mit abnehmender Korngröße sowohl die Phasen ansteigen, als auch die Frequenz des Phasenmaximums. Der gleiche Trend zeigte sich auch bei den anderen beiden untersuchten Mineralen Galenit und Sphalerit. Im Vergleich der drei Minerale zeigt sich jedoch eine deutliche Unterscheidung zwischen Sphalerit und Pyrit/Galenit. Deutlich ist in **Abbildung 4.6** für die 6% ige „grobe“ Mineralkonzentration zu sehen, wie sich die Größe der Phasen unterscheidet, die spezifischen Widerstände jedoch in derselben Größenordnung liegen (um  $62 \pm 2 \Omega\text{m}$ ). Während Galenit und Pyrit im Maximum Werte über 60 mrad aufweisen, erreicht der Sphalerit keine 5 mrad. Die Ursache dafür ist vermutlich die verschiedenen Ionenbindungen in den Mineralen.

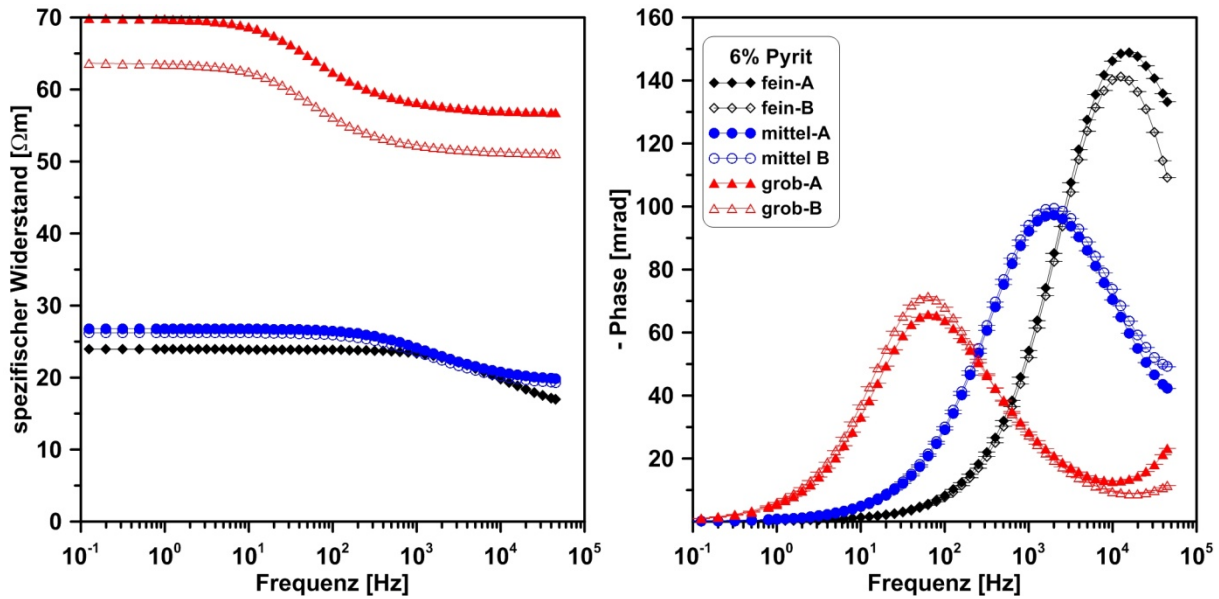


Abb. 4.5: Spektren für die 6%-Pyrit-Messung für die drei verschiedenen Korngrößen.

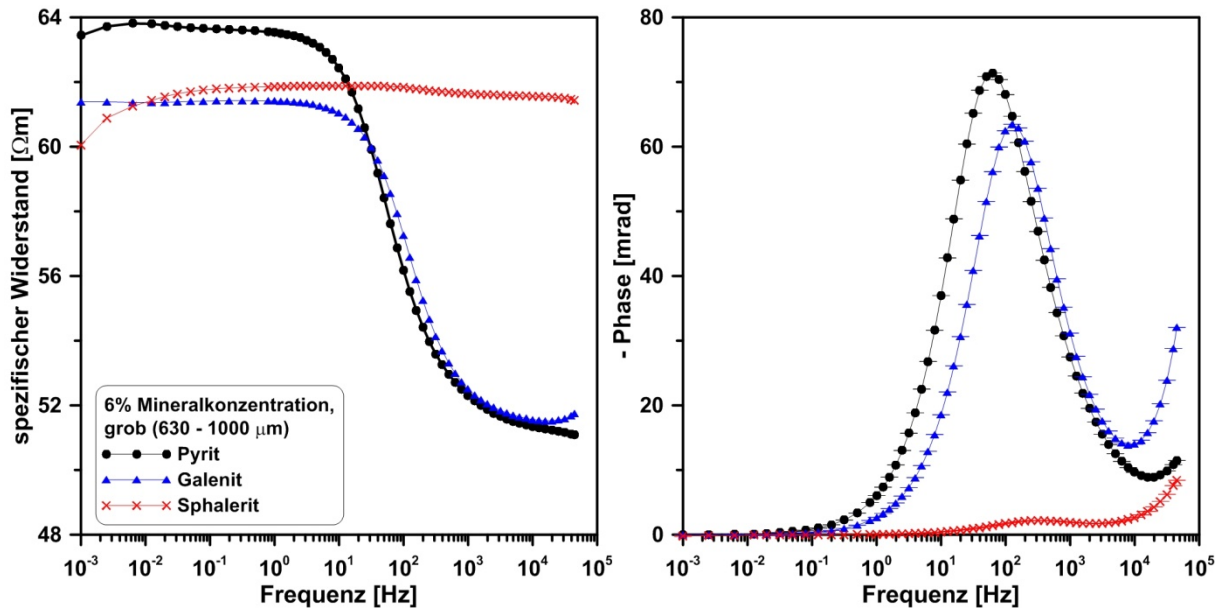
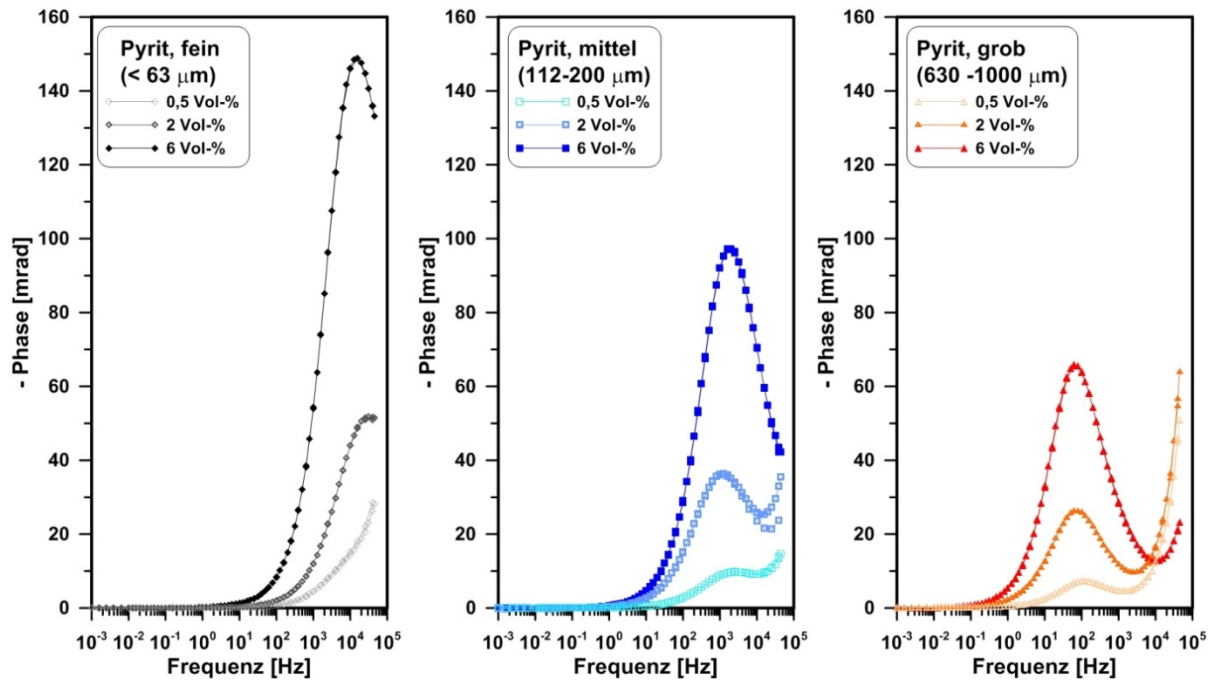


Abb. 4.6: Vergleich der drei verwendeten Minerale Pyrit, Galenit und Sphalerit für eine 6%-Mineralkonzentration.

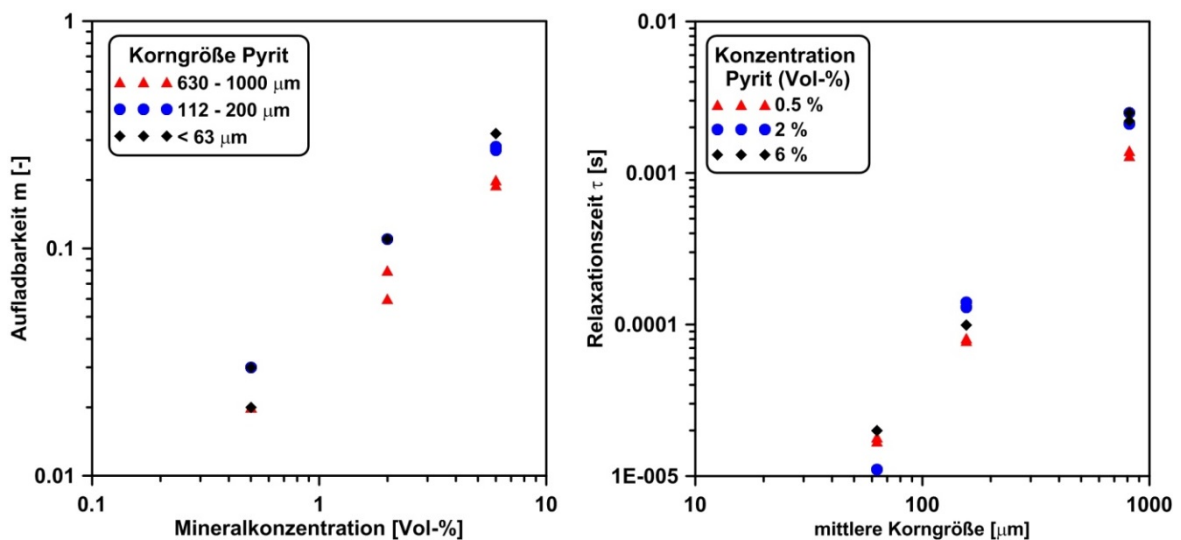
Der Einfluss der Mineralkonzentration ist beispielhaft für die Pyritproben in **Abbildung 4.7** zu sehen. Dabei wurden für alle drei Korngrößen nur die Phasen dargestellt. Für jede Korngröße ist eine deutliche Abnahme des Phaseneffektes mit abnehmender Mineralkonzentration zu sehen. Die Relation zwischen Konzentration und Phasenwert ist ungefähr linear, d.h. dass mit einer Verdopplung der Mineralkonzentration beinahe eine Verdopplung des Phasenwertes einhergeht (zu mindestens in den untersuchten Konzentrationen). In **Abbildung 4.7** fällt außerdem auf, dass für die Proben mit der niedrigsten Korngröße (schwarze Linie, links) das Phasenmaximum bei sehr hohen Frequenzen liegt und zum Teil (0,5%) nicht mehr auflösbar ist. Generell gilt jedoch, dass die Frequenz des Phasenmaximums abhängig ist von der Korngröße, jedoch nicht (oder nur sehr minimal) von der Mineralkonzentration.





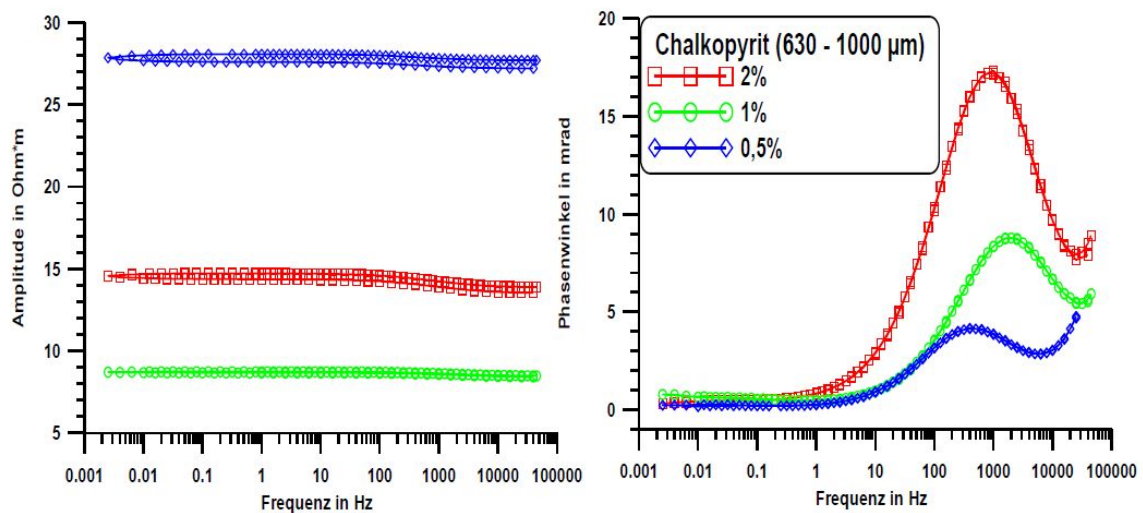
**Abb. 4.7:** Vergleich der Phasenwerte für die drei verschiedenen Pyrit-Korngrößen.

Alle gemessenen IP Spektren wurden anschließend mithilfe eines von Dr. T. Günther/LIAG geschriebenen Programmes an ein Cole-Cole-Modell angepasst. Die Modellparameter *Aufladbarkeit*  $m$  [-] und *Relaxationszeit*  $\tau$  [s] wurden dann in Beziehung zu Korngröße und Mineralkonzentration gesetzt (**Abbildung 4.8**). Dabei zeigte sich eine eindeutige Korrelation zwischen der Aufladbarkeit und der Mineralkonzentration sowie zwischen der Relaxationszeit und der Korngröße. Bei beiden gilt, dass mit zunehmender Konzentration/Korngröße die Aufladbarkeit bzw. die Relaxationszeit steigt. Diese Ergebnisse zeigen, dass es prinzipiell mithilfe des SIP Verfahrens möglich ist, durch spektrale Feldmessungen Informationen über Korngröße und Mineralkonzentration zu erhalten.

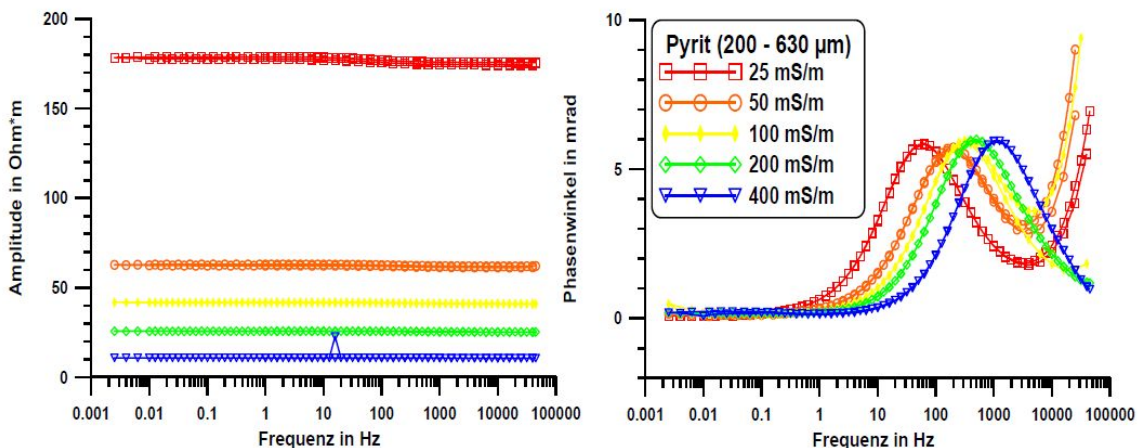


**Abb. 4.8:** Darstellung der Cole-Cole-Parameter  $m$  [-] und  $\tau$  [s] in Abhängigkeit von Mineralkonzentration und Korngröße.

Obige Daten wurden im Rahmen der Masterarbeit von Sarah Hupfer (Uni Potsdam) an der BGR im Rahmen des ROBEHA Projektes aufgenommen und ausgewertet. Parallel dazu fanden an der TU Clausthal (Victorien Djotsa Nguimeya Ngninjio) ebenfalls Untersuchungen an den von der BGR bereitgestellten SIP-Labor-Messzellen und Pyrit- und Chalkopyrit-Proben statt. Schwerpunkt dabei war der Einfluss der Salinität auf die Messungen sowie ein Vergleich zu den von Christoph Grissemann 1971 veröffentlichten Messungen an verfestigten Erz-Sand-Gemischen. Dabei konnten die BGR Ergebnisse zum einen bestätigt und zum anderen erweitert werden (um den Chalkopyrit sowie Zwischenkorngrößen (200-630  $\mu\text{m}$ ) bzw. Konzentrationsstufen (1%) – **Abbildung 4.9**).



**Abb. 4.9:** SIP Ergebnisse von V. Djotsa für Chalkopyrit mit verschiedenen Konzentrationsstufen. Der Chalkopyrit sowie die SIP-Messzellen wurden von der BGR innerhalb dieses Projektes zur Verfügung gestellt.



**Abb. 4.10:** SIP Ergebnisse von V. Djotsa für Pyrit (0,5%) der Korngröße 200 – 630  $\mu\text{m}$  in Abhängigkeit der Salinität des Sättigungsfluids. Der Pyrit sowie die SIP-Messzellen wurden von der BGR innerhalb dieses Projektes zur Verfügung gestellt.

Interessant ist der Einfluss der Salinität, wie für die Pyritproben (0,5%) in **Abbildung 4.10** zu sehen. Dabei variierte die Leitfähigkeit des Porenfluids bzw. Sättigungsfluids (NaCl-Lösung) zwischen 25 mS/m und 400 mS/m. Dabei zeigte sich eine deutliche Verschiebung des Phasenmaximums mit zunehmender Leitfähigkeit zu hohen Frequenzen hin. Die Höhe des Phaseneffektes bleibt hingegen konstant. D.h., dass es theoretisch mithilfe des gewählten Sättigungsfluides möglich ist, das Phasenmaximum in den SIP-messbaren Bereich (<45 kHz) zu schieben. Allerdings zeigen die Ergebnisse auch, dass Aussagen zur Korngröße nur unter Berücksichtigung des Sättigungsfluides möglich sind.

Zusätzlich zu den beiden aufgeführten Masterarbeiten wird momentan an der BGR eine weitere Masterarbeit (Laura Behling, FU Berlin) geschrieben. Diese beschäftigt sich mit dem Einfluss der Sättigung auf die SIP-Signale sowie den Effekten von Korngrößengemischen (Minerale verschiedener Korngrößen in einer Probe) in einer Mineral-Quarzsand-Probe. Erste Ergebnisse zeigen, dass mit zunehmender Entsättigung die spezifischen Widerstände stark ansteigen und die Phasenwerte abnehmen. Zusätzlich wird eine Verschiebung des Phasenmaximums zu kleineren Frequenzen hin beobachtet. Noch unklar ist zurzeit, ob diese Verschiebung auf die durch die zunehmende Entsättigung stattfindende Erhöhung der Leitfähigkeit des Porenfluids zurückzuführen ist. Hinsichtlich der zwei verschiedenen Korngrößen in einer Probe zeigt sich, dass Informationen von beiden Korngrößen aus den Messungen gewonnen werden können, sofern sich die Korngrößen deutlich voneinander unterscheiden.

## 5 Beschreibung der angewandten Methoden

### 5.1 Mineralogische Methoden

#### *Röntgenfluoreszenzanalytik (RFA):*

Die Bestimmung der Haupt- und Nebenelementkonzentrationen in den Haldenproben erfolgte mittels Röntgenfluoreszenzanalytik (RFA). Dafür wurden zwei wellenlängendispersive sequentielle Spektrometer (Philips PW1480 und PW2400) mit einer Cr und einer Rh-Röhre verwendet. Die Proben wurden getrocknet und mit einer Achat-Scheibenschwingmühle gemahlen. Anschließend wurden die Proben bis 1030 °C geglüht und der Glühverlust (LOI) bestimmt. Die Analysen erfolgten an Schmelztabletten, welche mithilfe von Lithium-Metaborat und einer Lithiumbromid-Lösung aus den geglühten Proben hergestellt wurden.

#### *Röntgendiffraktometrie (RDA):*

Die Diffraktogramme wurden mit einem PANalytical X'Pert PRO MPD  $\Theta$ - $\Theta$  Diffraktometer (Co-K $\alpha$  Strahlung erzeugt mit 40 kV und 40 mA) aufgenommen. Dieses verfügt über eine variable Divergenzblende (20 mm bestrahlte Länge), Primär- und Sekundärsollerblende, Sekundärmonochromator, Punktdetektor und einem Probenwechsler (Probendurchmesser 28 mm). Die Messungen erfolgten von 1° bis 75° 2 $\Theta$  mit einer Schrittweite von 0.03° 2 $\Theta$  und 15 s Messzeit pro Schritt. Die Proben wurden mit der Back-Loading Technik präpariert.

Für die Rietveld-Verfeinerungen wurde das Programm BGMN genutzt (Bergmann et al., 1998).

#### *Gesamtschwefelbestimmung mit LECO:*

Der Gehalt an Gesamtschwefel ( $S_{ges}$ ) wurde mit einem LECO CS 230 Kohlenstoff-Schwefel-Analysator nach Verbrennung der Proben in einem Hochfrequenzofen bei etwa 2000°C im Sauerstoffstrom bestimmt. Das entstandene Schwefeldioxid wird mittels Infrarot-Detektion analysiert.

Für die Gesamtschwefel-Bestimmung werden maximal 170 – 190 mg unbehandelte Proben eingesetzt. Liegt das Ergebnis außerhalb der Kalibration, wird die Probeneinwaage entsprechend verringert. An jedem Messtag wird das Gerät je nach gewünschter Analytik mit vier LECO-Schwefel-Standards kalibriert. Als Kontrollprobe wird in regelmäßigen Abständen eine bekannte natürliche Sedimentprobe (ca. jede 12. Messung) eingesetzt.

### *Laserinduzierte Plasmaspektroskopie (LIBS: Laser induced breakdown spectroscopy):*

Die Prinzipielle Funktionsweise des LIBS Bohrkernscanners wurde bereits im Text beschrieben. Der LIBS-Bohrkernscanner wurde von der Firma LTB Berlin gebaut und besitzt folgende Komponenten:

**Tab. 5.1:** Spezifikationen des LIBS Bohrkernscanners.

<u>Laser</u>	Nd:YAG Q-switched laser
Wellenlänge	1064 nm
Pulsbreite	11 ns
Energie	maximum of 55 mJ/Puls
Wiederholungsrate	20 Hz
Größe des Messflecks	200 µm
<u>Spektrometer</u>	Echelle Spektrometer
Spektrale Abdeckung	285-964 nm
Spektrale Auflösung	R=10.000, (Auflösung: 0,29-0,96 nm)
<u>Detektor</u>	CCD
Auflösung	1024 x 256 pixel

Weiterführende Informationen sind in der Publikation Kuhn et al., 2016 zu finden.

### *Laserablations-Massenspektrometrie mit induktiv gekoppelter Plasmaionenquelle (LA-ICP-MS -Laser ablation inductively coupled plasma mass spectrometry):*

Die LA-ICP-MS-Analysen wurden mit einer Element XR ICP-MS (ThermoFischer Scientific) gekoppelt mit einem 193 nm Laser-Ablationssystem (New Wave UP193-FX) durchgeführt.

Die Spurenelementanalysen der Haldenproben wurden an Presstabletten durchgeführt, die aus analysenfein gemahlten Probenpulvern ohne Wachs hergestellt wurden. Die Ergebnisse wurden gegen den Standard NIST 612 kalibriert. Als interner Standard jeder einzelnen Messung wurde der SiO<sub>2</sub>-Gehalt der jeweiligen Probe verwendet, welcher mittels RFA ermittelt wurde.

Ortsaufgelöste Untersuchungen an den einzelnen Schlackenmineralen wurden an Anschliffen durchgeführt. Für die Sulfide wurden alle Messungen gegen den Standard NIST 610 kalibriert, wobei die Summe der gemessenen Elemente (bis auf Na<sub>2</sub>S und S) aus der zugrundeliegenden stöchiometrischen Formel ermittelt wird (je nach Mineral 65 – 69 %). Wendet man dies bei dem Sulfidstandard „Mass1“ an, ergeben sich die in **Tabelle 7.5** dargestellten Gehalte.

Bei den Oxiden wurde die Summe der Hauptelemente auf 100 % normiert. Das so bestimmte Eisen diente dann als interner Standard für die Spurenelemente. Als Referenzmaterial wurde der Basaltstandard „BHVO-26“ verwendet, dessen Konzentrationen in **Tabelle 7.5** aufgeführt sind.



---

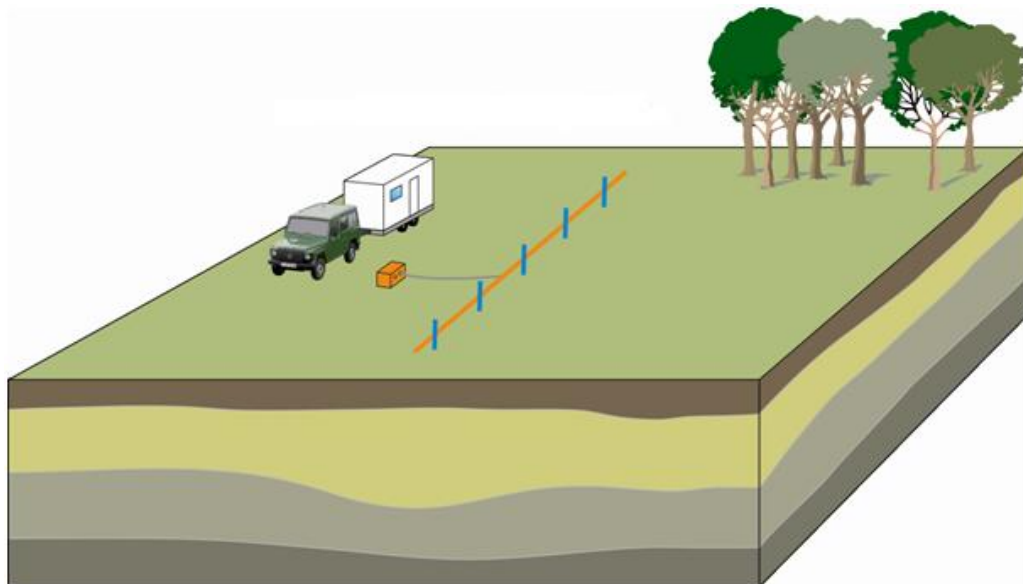
***Rasterelektronenmikroskopie gekoppelt mit automatisierter Mineralogie (REM+MLA):***

Als Rasterelektronenmikroskop wurde ein Quanta 650F der Firma FEI verwendet. Dieses ist mit einem Bruker-Detektor (energiedispersive Röntgenfluoreszenzanalytik, EDXRF) ausgestattet. In Kombination mit dem REM wurde für einige Proben eine automatische Phasenanalyse mit der Software MLA (Mineral Liberation Analysis) durchgeführt. Dafür wurde eine Standarddatenbank für dieses Projekt angelegt. Aufgrund dieser Datenbank konnten die mit dem EDXRF-Detektor gemessenen Elementspektren den jeweiligen Mineralen zugeordnet werden.

## 5.2 Geophysikalische Methoden

### 5.2.1 Elektrische Widerstandstomografie

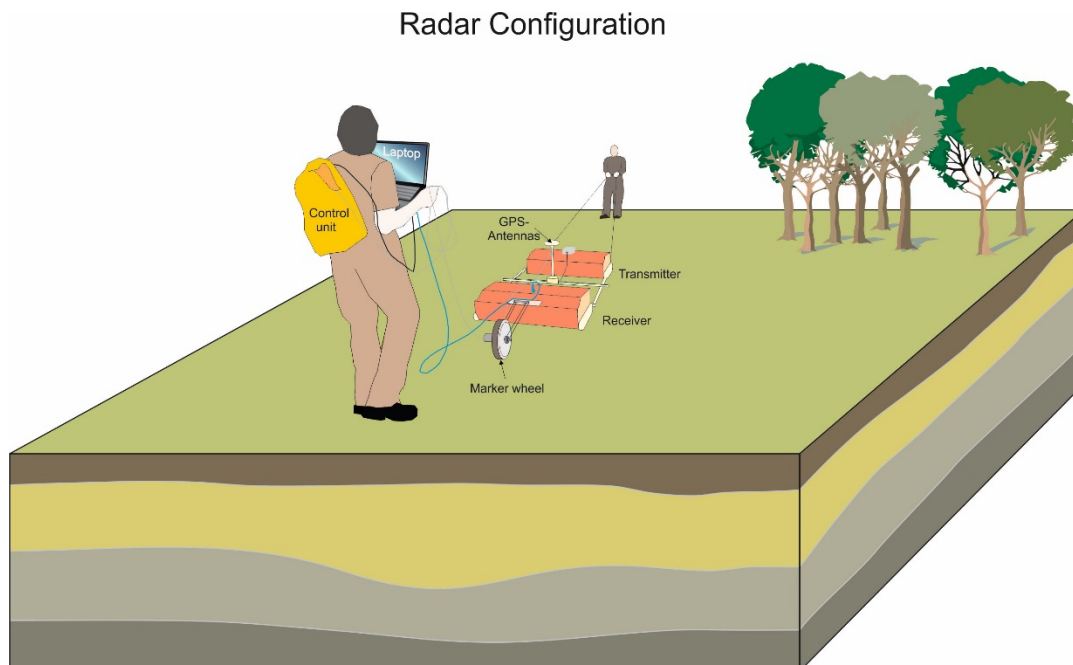
Als Elektrische Widerstandstomographie (ERT – Electrical Resistivity Tomography) werden elektrische Messungen mit Gleichstrom oder sehr niederfrequentem Wechselstrom (~2-8 Hz) entlang von Profilen oder auch auf Flächen bezeichnet. Für jede Einzelmessung werden vier Elektroden, die in die Erde gesteckt werden, genutzt, jeweils zwei zur Einspeisung des Stromes und zwei zur Messung der Spannung. Durch die Entfernung der Einspeise-Elektroden voneinander wird die Eindringtiefe des Stromsystems bestimmt, welches sich im Untergrund ausbildet. Durch die Wahl verschiedener Konfigurationen (z.B. Wenner oder Schlumberger, siehe z.B. Knödel et al., 2005) können die Sensitivitäten für bestimmte Untersuchungsbereiche erhöht werden. Aus dem resultierenden Verhältnis von gemessener Spannung zur eingespeisten Stromstärke unter Berücksichtigung des jeweiligen Konfigurationsfaktors ergibt sich ein scheinbarer spezifischer Widerstandswert für jede Messpunkt. Mithilfe von Inversionsalgorithmen lässt sich dann auf eine spezifische Widerstandsverteilung ( $\rho$ -Verteilung) im Untergrund schließen. Der große Vorteil der ERT Methode ist, dass die Erkundung mit geringem Aufwand auch in zwei oder drei Dimensionen erfolgen kann. Dazu werden zahlreiche Elektroden (in der Regel 100 bis 400 Stück) entlang einer Profillinie (für 2D Erkundung, siehe **Abbildung 5.1**) oder eines Rasters (für 3D Erkundung) in gleichem Abstand gesteckt. Die Ansteuerung von jeweils vier Elektroden für eine beliebige Vielzahl von Einzelmessungen wird über ein Computerprogramm gewährleistet. Auf beiden untersuchten Halden kam immer die Wenner-alpha-Konfiguration zum Einsatz, z.T. wurden zusätzlich auch die Dipol-Dipol- und Wenner-Schlumberger-Konfigurationen genutzt (vgl. Knödel et al., 2005).



**Abb. 5.1:** Schematische Darstellung des Messprinzips für die ERT Profilmessung.

## 5.2.2 Bodenradar

Das elektromagnetische Impulsverfahren Bodenradar (bzw. Georadar oder GPR – Ground Penetrating Radar) eignet sich hervorragend, um oberflächennahe Schichtgrenzen oder Hohlräume zu detektieren. Durch Anregung von kurzen, elektromagnetischen Impulsen breiten sich elektromagnetische Wellen im Untergrund aus, die nach Streuung an Objekten oder Reflexion an Schichtgrenzen wieder empfangen werden. Die Reflexion findet an Übergängen von Gesteinsschichten statt, die sich in ihren elektrischen Materialeigenschaften, wie z.B. in der Dielektrizitätszahl  $\epsilon$  oder der elektrischen Leitfähigkeit  $\sigma$  unterscheiden. Entscheidend für die Detektierbarkeit von Objekten und Schichtgrenzen ist der Kontrast der elektrischen Materialeigenschaften wie Dielektrizität oder Leitfähigkeit. Selten spielt auch die magnetische Permeabilität eine Rolle (ferromagnetische Stoffe). Durch Messungen der Laufzeit und der Amplitude der elektrischen Feldstärke  $E$  des Impulses an Punkten entlang einer Linie erhält man ein Radargramm. Die Eindringtiefe der Wellen richtet sich nach der verwendeten Antennenfrequenz und der Bodenbeschaffenheit. Dabei gilt, je höher die Frequenz (üblicherweise zwischen 50 MHz und 2 GHz) desto geringer ist die Eindringtiefe, da das Signal stärker gedämpft wird, aber desto besser auch die Auflösung. Je leitfähiger der Untergrund, desto geringer ist ebenfalls die Eindringtiefe, da sich die elektromagnetische Welle in diesem Fall dann zum großen Teil nur in der Schicht hoher Leitfähigkeit ausbreitet und nicht in den darunterliegenden, schlechter leitenden Schichten. Die Dämpfung und damit auch die maximale Eindringtiefe der Radarwelle hängen stark von der elektrischen Leitfähigkeit des Bodens ab. Bodenradarmessungen eignen sich am besten bei hochohmigem Untergrund (Festgestein, trockenen Sanden, etc.) (Knödel et al., 2005).



**Abb. 5.2:** Schematische Darstellung des Messprinzips einer GPR Messung mit zwei separaten Antennen (getrennter Sender und Empfänger). Über die GPS Antenne und das Markerrad wird die genaue Position während der Messung bestimmt.

Zur Messung werden Sende- und Empfangsantennen benötigt, die oft getrennt voneinander sind. Die meisten Antennen sind geschirmt, damit die äußeren Einflüsse minimiert werden. Je nach Aufgabenbereich variiert die Antennenfrequenz. Dabei wird oft von einer Antennenmittenfrequenz gesprochen, da die Antennen breitbandig (über einen größeren Frequenzbereich) abstrahlen. Durch „Überfahren“ eines Profils mit der Antenne erhält man eine sofortige Verteilung der Laufzeit und der Amplitude. Um diese Laufzeiten entsprechenden Tiefen zuzuordnen, muss eine Kalibration erfolgen oder die Ausbreitungsgeschwindigkeit des zu untersuchenden Materials (und damit die Dielektrizitätszahl) bekannt sein. Als Ergebnis erhält man ein Radargramm, in welchem die Reflexionen als Schichtgrenzen oder Hyperbeln zu sehen sind. Die Interpretation der Radargramme erfordert einige Erfahrung.

### 5.2.3 Spektral Induzierte Polarisation (SIP)

Eine Erweiterung der geoelektrischen Verfahren (siehe **Kapitel 5.2.1**) ist die Messung des komplexen elektrischen Widerstands im Spektralbereich als „Spektral Induzierte Polarisation (SIP)“. Durch Aufladungseffekte im Untergrund kommt es zu einer Verschiebung des Spannungssignals gegenüber dem angelegten Strom. Diese sind stark frequenzabhängig. Die gemessenen Parameter sind der spezifische Widerstand  $\rho$  und die Phasenverschiebung  $\phi$ . Der üblicherweise genutzte Frequenzbereich liegt zwischen 1 mHz und mehreren kHz. Dieses Verfahren eignet sich besonders gut zur Lokalisierung von gut polarisierbaren Materialien wie mineralische Stoffe (Erze), aber auch zur Detektion von Kontaminationen und bei hydrologischen Fragestellungen. Analog zur ERT wird zur Messung eine 4-Punkt-Anordnung benötigt. Die Messung kann im Labor mithilfe von eigens dafür konzipierten Messzellen geschehen oder im Gelände entlang eines Profils. Auch dreidimensionale Messungen sind möglich. Als Konfiguration wird überwiegend die Dipol-Dipol-Anordnung genutzt, da hierbei durch Digitalisierung des Signals direkt am Spannungsdipol unerwünschte Phasenverschiebungen aufgrund des Einflusses des stromführenden Kabels vermieden werden. Andere Konfigurationen sind aber ebenfalls möglich. An jedem Messpunkt werden dann der scheinbare spezifische Widerstand und die Phase bei jeder zu messenden Frequenz aufgezeichnet. Um diese Daten bestimmten Tiefenschichten zuzuordnen, wird durch eine Inversion ein Untergrundmodell bestimmt, welches die Daten bestmöglich erklärt. Das Ergebnis sind frequenzabhängige 2D-Tiefenschnitte beider Parameter, des spezifischen elektrischen Widerstands und der Phase bzw. des Real- und Imaginärteils des spezifischen Widerstandes. Neuerdings (Günther & Martin, 2016) ist auch eine spektrale Auswertung über den gesamten Frequenzbereich durch Anpassung aller einzelnen Spektren an jedem Messpunkt möglich. Damit können noch zusätzliche Informationen über die Aufladbarkeit  $m$  und die Relaxationszeit  $\tau$  gewonnen werden.

## 6 Wirtschaftlichkeit der Aufbereitung der Bergbauhalden

Im Rahmen des Robeha Projektes wurden zwei Bergbauhalden in größerer Detailtiefe untersucht, um erste Aussagen über eine mögliche wirtschaftliche Gewinnung der bergbaulichen Rückstände in den Halden treffen zu können. Bei den Halden handelt es sich um die Pochsandhalde „Bergwerkswohlfahrt“ und um die Schlackenhalde „Kahnstein“.

Die erste Überlegung bei der Einschätzung der Gewinnbarkeit von Wertstoffen aus Halden gilt der möglichen Betriebsgröße eines Projektes sowie der möglichen Lebensdauer.

Zur Auslegung der Bergwerkskapazität mit Aufbereitungsanlage kann für eine erste grobe Abschätzung eine empirische Formel angewendet werden. Diese wurde von dem Bergingenieur H.K. Taylor 1977 entwickelt. Diese Formel lautet:

Lebensdauer  $n$  (in Jahren)  $\approx 0,2 \cdot \sqrt[4]{\text{Erztonnage}}$ .

Diese empirische Formel wurde von Wellmer (1979, 1981), sowie McSpadden & Schaap (1984) überprüft und eine gute Übereinstimmung der tatsächlichen mit den prognostizierten Lebensdauern festgestellt. Dies traf zumindest in Industrieländern zu, in Entwicklungsländern liegt eine Verschiebung in Richtung kürzerer Lebensdauern vor, die hier nicht weiter diskutiert wird.

Anhand der Taylor Formel wird für die Pochsandhalde die „Lebensdauer“ wie folgt berechnet:

Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt

Volumen: 70.000 – 100.000 m<sup>3</sup>

Dichte: 1,8 t/m<sup>3</sup>

126.000 – 180.000 t Material.

Lebensdauer  $\approx 0,2 \cdot \sqrt[4]{126.000 - 180.000}$

Lebensdauer  $\approx 4$  Jahre.

Es würden also pro Jahr 33.000 – 45.000 t Material durchgesetzt, oder

pro Tag 95 – 125 t.

Aus der Betriebsgröße lassen sich, wenn die metallurgischen Prozesse bekannt sind, erste Erkenntnisse über Investitions- und Betriebskosten für das Haldenprojekt ziehen. Für die Pochsandhalde und die Schlackenhalde werden aufgrund der Mineralogie der Rückstände die Flotation oder die Laugung als geeignete Verfahren angesehen. Für die Schlackenhalde werden ebenfalls 100.000 m<sup>3</sup> Material mit einer Dichte von 1,8 t/m<sup>3</sup> angenommen, es ergibt sich also eine Betriebsgröße von 125 t/Tag. Mit dieser Größe wird in den Wirtschaftlichkeitsbetrachtungen und den Ermittlungen der Aufbereitungs- und Investitionskosten für beide Halden weiter gerechnet.



## 6.1 Die Flotationsaufbereitung des Haldenmaterials

Standardkostenmodelle (InfoMine 2012) gehen bei einer Aufbereitung mit Mahlung und Flotation bei einer Tageskapazität von 100 t Erz (Kostenmodelle für 125 t/Tag liegen nicht vor) von Betriebskosten im Bereich von 70 – 80 US\$/t Erz aus (je nachdem, wie viele Produkte flotiert werden sollen). Bei der Flotation von lediglich einem Produkt (Konzentrat) liegen danach die Arbeitskosten bei ca. 30 US\$/t, Ausrüstungsgegenstände und Material bei ca. 20 US\$/t, Verwaltung ca. 15 US\$/t und Sonstiges bei 5 US\$/t. Bei mehreren Produkten steigen die Kosten fast ausschließlich für Ausrüstungsgegenstände und Material, der Rest bleibt konstant.

Für die Aufarbeitung der Pochsande würde eine Mahlung wegfallen, bzw. nur zur Aktivierung des Materials erforderlich sein. Es würde ein wesentlich geringerer Energie- und Materialinput benötigt werden, als es bei der Mahlung von frischem Erz der Fall wäre. Daher würden in diesem speziellen Fall die Betriebskosten geringer ausfallen.

Die Anzahl der Arbeiter könnte um fast die Hälfte verringert werden, sodass eine Kostenersparnis allein in diesem Bereich von 10 – 15 US\$/t Erz erzielt werden könnte. Hinzu käme eine Verringerung des Verbrauchsmaterials, so dass auch hier mindestens 5 US\$/t Erz eingespart werden könnte. Die Gesamtkosten des Aufbereitungsbetriebs würden sich entsprechend auf ca. 50 – 70 US\$/t Erz reduzieren.

### 6.1.1 Die konventionelle Laugung des Haldenmaterials

Für die Laugung von Erztonnagen im Bereich von 125 t pro Tag gibt es keine Kostenmodelle mit Vergleichszahlen einer so geringen Kapazität.

Um an ungefähre Kostenabschätzungen zu gelangen, können Vergleiche mit kleinen Haufenlaugungsoperationen, die sich derzeit im Betrieb befinden, herangezogen werden.

Die staatliche chilenische Organisation ENAMI bereitet Erze des kleinen und mittleren Bergbaus in zentralen Anlagen auf. Im Jahr 2015 lag der Mindestgehalt von oxydischen Kupfererzen, die von ENAMI angenommen wurden, bei 1,4 %. Wenn dies als Grenzgehalt der Aufbereitungskosten für Haufenlaugungsprozesse angenommen wird, können die Kosten über das Ausbringen und den Kupferpreis berechnet werden. Nach Angaben von mehreren ENAMI Aufbereitungsanlagen lag das Ausbringen bei ca. 80 %. Der Kupferpreis lag zur Zeit der Befragung bei etwa 3 US\$/lb.

$1,4 \% \text{ Cu} * 80 \% \text{ Ausbringen} * 3 \text{ US}\$/\text{lb}$

$14 \text{ kg/t Cu} * 80 \% \text{ Ausbringen} * 3 \text{ US}\$/\text{lb}$  (1,4 % entsprechen 14 kg/t)

$31 \text{ lb Cu} * 80 \% \text{ Ausbringen} * 3 \text{ US}\$/\text{lb}$  (Umrechnung von kg auf lb)

$25 \text{ lb Cu} * 3 \text{ US}\$/\text{lb}$  (Durch das Ausbringen von 80 % verbleiben 25 lb Kupfer)

75 US\$/t Erz

In den ENAMI Anlagen werden allerdings nicht 45.000 t Material pro Jahr durchgesetzt, sondern mindestens 250.000 t. Außerdem wird in Chile lediglich Kupfer gelaugt und über SX-EW als Kathodenkupfer produziert. Die Laugungsprozesse für Blei-Silber (Hauptwertelemente in der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt) bzw. Zink (Hauptwertelement der Schlackenhalde Kahnstein) dürften deutlich komplexer sein, sodass die 75 US\$/t als absolutes Minimum angesehen werden

müssen. Ferner wird mit offener Laugung operiert, was in Deutschland schwierig zu verwirklichen sein dürfte.

Insbesondere die extrem hohen Zinkgehalte der Schlackenhalde Kahnstein könnten jedoch eine Wiederaufbereitung nicht nur aus Umweltgesichtspunkten, sondern auch rein wirtschaftlich rechtfertigen.

### 6.1.2 Rührlaugung des Haldenmaterials

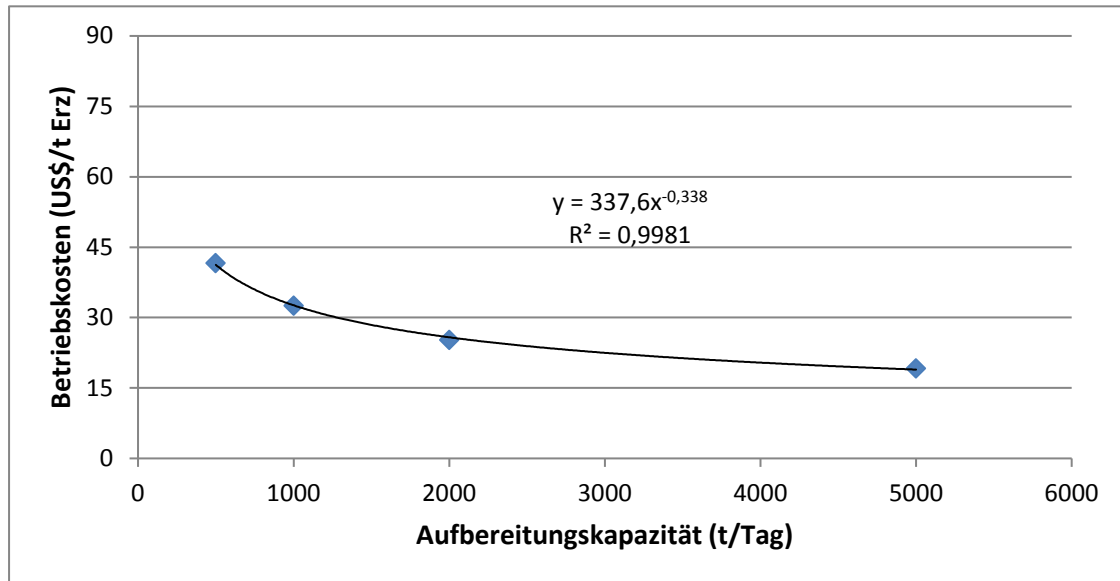
Da weder die Flotation, noch die Haufenlaugung den möglichen Betrieb einer Wiederaufbereitungsanlage der hier untersuchten Reststoffe hinreichend gut beschreiben, muss eine dritte Annäherung in Betracht gezogen werden. Im Projektbericht zur Aufbereitung (Gock) wird nach Trocknung und mechanischer Aktivierung eine offene Laugung mit anschließenden Fällungs- und Kristallisationsreaktionen, sowie Fest-Flüssig Trennungen als Aufbereitungsmethode für die Halden vorgeschlagen. Dies kann über gängige Kostenmodelle, aufgrund einer Vielzahl von Variablen (z.B. Säureverbrauch) nicht ausreichend gut widerspiegelt werden, weil die Datenlage von weltweit vergleichbaren Projekten nicht ausreichend ist. Daher wurde als Kostenmodell die Cyanid-Tanklaugung als Referenzverfahren ausgewählt. Diese Technik wird weltweit in einer Vielzahl von Projekten unterschiedlichster Größe angewendet. Daher liegen für diese Aufbereitungstechnik belastbare Kostenmodelle vor.

Bei der Cyanid-Tanklaugung von Golderz wird Material in Rührbehältern gelaugt. Dieser Prozess würde einer Laugungsaufbereitung mit erhöhten Säuregehalten in Deutschland wahrscheinlich am nächsten kommen.

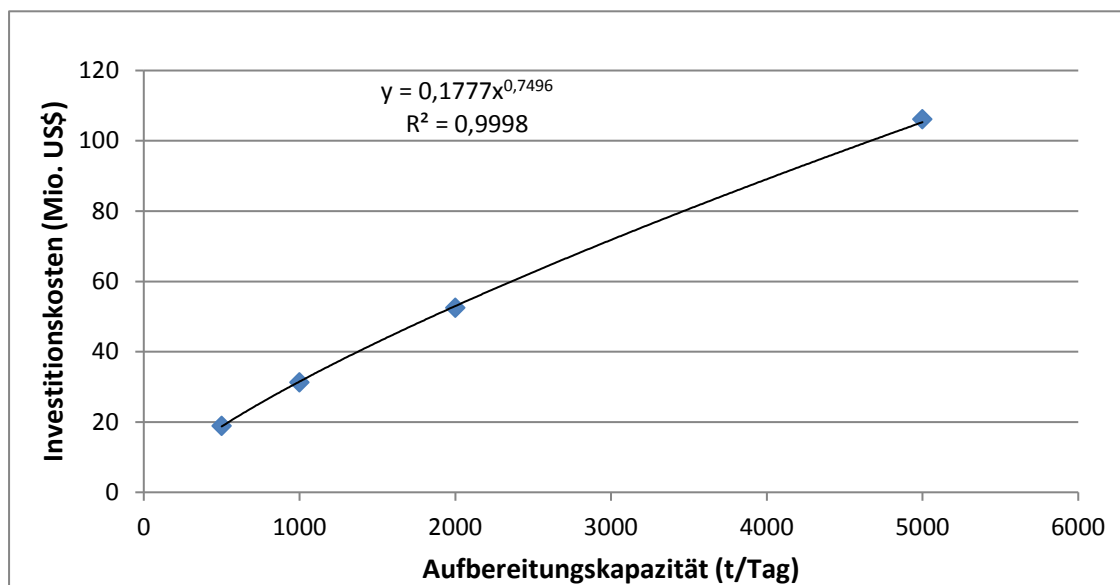
Die für diesen Prozess verfügbaren Kostenmodelle (InfoMine 2012) gehen von täglichen Aufbereitungskapazitäten von 500 t/d, 1000 t/d, 2000 t/d und 5000 t/d aus. Basierend auf den Aufbereitungskosten und Investitionskosten dieser vier Betriebsgrößen wurden die Daten für eine Betriebsgröße von 125 t/d extrapoliert und einer Plausibilitätsprüfung unterzogen.

Bei kleinen Anlagen dominieren fixe Kosten wie Planung, Bauüberwachung, Engineering, Skaleneffekte, usw.. Bei großen Anlagen treten die fixen Kosten gegenüber den Gesamtkosten zurück und die Skaleneffekte kommen stärker zum Tragen. Besonders bei Laugungsoperationen sind diese Skaleneffekte jedoch limitiert, da es maximale Größen für Laugungstanks und Rührer gibt.

Bei den Betriebskosten ist in **Abbildung 6.1** zu sehen, dass für Kapazitäten von über 2000 t/d die Betriebskosten nicht mehr stark fallen (InfoMine 2012). Im Gegensatz dazu steigen die Betriebskosten für kleinere Kapazitäten von unter 1000 t/d sehr stark an. Anhand einer Potenzfunktion, die aus den gegeben vier Betriebsgrößen über Excel bestimmt wurde, ergeben sich hiernach Aufbereitungskosten von ca. **66 US\$/t Erz** für eine Aufbereitungskapazität von 125 t/d.



**Abb. 6.1:** Darstellung der Betriebskosten (InfoMine 2012) gegen die Projektgröße. Die Formel stellt die Potenzfunktion der vier Punkte dar, darunter ist das Bestimmtheitsmaß angegeben.



**Abb. 6.2:** Darstellung der Investitionskosten (InfoMine 2012) gegen die Projektgröße. Die Formel stellt die Potenzfunktion der vier Punkte dar, darunter ist das Bestimmtheitsmaß angegeben.

Bei den Investitionskosten (InfoMine 2012) ist in **Abbildung 6.2** ein wesentlich stärkerer linearer Anteil zu beobachten. Der Grund wird in den maximalen Größen für Tanks und anderer Ausrüstungsgegenstände zu suchen sein. Die dadurch wesentlich stärkere modulare Bauweise lässt die Skaleneffekte nicht so stark zum Tragen kommen. Anhand einer Potenzfunktion, die über die bekannten vier Punkte von Excel bestimmt wurde, ergeben sich hiernach Investitionskosten von ca. **6,6 Mio. US\$** bei einer Aufbereitungskapazität von 125 t/d.

## 6.2 Vorläufige Wirtschaftlichkeitsbetrachtung

Anhand der Investitionskosten, Betriebskosten, der Lebensdauer, dem Erzwert und einem angenommenen Ausbringen lässt sich nun eine erste Abschätzung der Wirtschaftlichkeit ermitteln. Es werden zwei Szenarien untersucht: ein Szenarium mit einem Ausbringen der Aufbereitung von 50 % und das 2. Szenarium mit 80 %. Die Betrachtung der Kosten für eine finale Ablagerung findet im Rahmen dieser Berechnung nicht statt. Hier wird auf den Teilbericht zur Nachhaltigkeit verwiesen.

Bei der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt liegt der Erzwert (**Tabelle 6.1**) bei Berücksichtigung von Blei und Silber bei ca. 150 US\$/t. Diese beiden Metalle sind die einzigen Wert bringenden Metalle, wobei der reine Metallwert des Bleis etwas höher ist, als der des Silbers. Der Äquivalentgehalt des Bleis (inklusive dem Wert des Silbers) beträgt 8,4 %  $Pb_{eq}$ . Bei 80 % Ausbringen ergibt sich somit ein Wert von 120 US\$/t und bei einem 50 % igen Ausbringen ein Wert von 75 US\$/t. Abzüge für die Verhüttung bzw. Weiterverarbeitung des erzielten Endproduktes werden nicht mit in die Berechnung einbezogen, weil nicht geklärt ist, ob ein Zwischenprodukt (z.B. ein Salz) erzeugt werden wird, bei dem Abschläge auf den Metallinhalt zu erwarten wären, oder ein verkaufsfähiges Metall, bei dem keine weiteren Abzüge auf den Metallpreis erfolgen würden, produziert werden soll/kann.

**Tab. 6.1:** *Gehalte und Wert der unterschiedlichen Metalle in den beiden bearbeiteten Halden Bergwerkswohlfahrt und Kahnstein. Nicht für alle Metalle ist ein Wert berechnet worden, weil z.B. Kupfergehalte von 0,02 %, selbst wenn das Material vollständig in Lösung ginge, nicht wirtschaftlich gewonnen werden können.*

	Pb	Zn	Cu	Ba	Ag	Sb	In	Ga	Ge	Sn	Co	Bi	Wert
	(%)	(%)	(%)	(%)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	US\$
Pochsandhalde													
Bergwerkswohlfahrt	4,9	0,1	0,02	3,4	118	290							
Wert	87,6				59,6								147
Kahnstein	2,6	13,5	1,0	7,9	56	323	43	21	3	138	388	13	
Wert	46,5	260,8	53,4		28,3		18,1					11,3	418
Metallpreise	1.787	1.932	5.501		16	7.287	421.610					29.110	
Einheit	t	t	t		oz	t	t					t	

Diese Ergebnisse können mit Hilfe einer einfachen dynamischen Wirtschaftlichkeitsberechnung einer ersten wirtschaftlichen Analyse unterzogen werden. Hierbei werden die Investitionskosten den jährlichen Bruttobetriebsergebnissen gegenübergestellt. Für die Dynamisierung des Modells werden die jährlichen Betriebsergebnisse mit 10 % abgezinst. Das abgezinst und aufsummierte Gesamtergebnis wird nach Verminderung um die Anfangsinvestition Nettobarwert genannt und dient dem internen Vergleich von Projekten bei Investitionsentscheidungen. Die Ergebnisse sind in **Tabelle 6.2** für 80 % Ausbringen und in **Tabelle 6.3** für 50 % Ausbringen dargestellt. Hinzu kommen die Kosten für die finale Ablagerung des Materials, das höchstwahrscheinlich noch so hohe Metallreste enthalten wird, dass es unter Deponieklasse 1 fällt. Für diese Klasse fallen Kosten von 30 €/t an (33 US\$/t).

**Tab. 6.2:** Berechnung des Nettobarwertes anhand der Kenngrößen der Halde Bergwerkswohlfahrt bei 80 % Ausbringen und einer 10 % igen Verzinsung. Es ergibt sich ein negativer Nettobarwert. Für die Kosten wurde eine Cyanid-Rührlaugung als beste Näherung angesetzt. Weitere zu erwartende Abschläge bei der Vermarktung des Materials und höhere Aufbereitungs- und Investitionskosten, aufgrund von besser angepassten Aufbereitungsmodellen konnten in diesem Projektstadium noch nicht berücksichtigt werden.

Kennwerte	Wert	Einheit
Erztonnage	180.000	t
Taylor Lebensdauer in J.	4,1	a
Jährl. Produktion	43.902	t
Tagesdurchsatz (berechnet für 100 t)	125	t
Gehalt äquiv.	8,4	% Pb
Ausbringen	80	%
NSR <sup>1</sup>	100	%
Rohstoffpreis	1.787	US\$/t Pb
spez. Erz Erlös	120	US\$/t
Kosten Aufbereitung (für eine Aufbereitung Cyanid-Rührlaugung)	66	US\$/t
Investition Aufbereitung (für eine Cyanid-Rührlaugung)	6.600.000	US\$
Deponierungskosten nach DK1	33	US\$/t
spez. gesamt Betriebskosten	99	US\$/t
Gesamtinvestition	6.600.000	US\$
Jahresergebnis	925.744	US\$
Nettobarwert	-3.605.537	US\$

Die Jahresergebnisse bei 80 % Ausbringen der Halde Bergwerkswohlfahrt sind mit 0,9 Mio. US\$ im positiven Bereich (**Tabelle 6.2**). Durch die Investitionskosten, die kurze Lebensdauer und die Abzinsung ergibt sich jedoch ein negativer NPV<sup>2</sup> von -3,6 Mio. US\$. Wenn die finale Ablagerung von ca. 33 US\$/t nicht ins Gewicht fallen würde, ergäbe sich ein positiver NPV. Durch die Deponierung ist die Wirtschaftlichkeit aufgrund der vorliegenden Kenngrößen jedoch nicht gegeben. Bei einem Ausbringen von 50 % würde das Ergebnis auch ohne Deponierungskosten bereits negativ sein, mit Deponierungskosten liegt der NPV bei -10,0 Mio. US\$ (**Tabelle 6.3**). Es ergibt sich auch kein positiver Jahresüberschuss. Das Jahresergebnis würde bei -1,1 Mio. US\$ liegen, weil der spezifische Erlös mit 75 US\$/t bereits unter den Aufbereitungs- und ablagerungskosten liegen würde.

In Bezug auf die Aufbereitungskosten bleibt zu bedenken, dass hier Standardmodelle herangezogen und extrapoliert wurden. Die Gewinnung des Bleis und des Silbers beispielsweise ist mit weiteren Kosten verbunden, die hier nicht berücksichtigt wurden, weil sie in diesem Projektstadium sehr schwer und auch nur sehr ungenau zu ermitteln sind.

<sup>1</sup> NSR = Net Smelter Return

<sup>2</sup> NPV = Net Present Value = Nettobarwert



**Tab. 6.3:** Berechnung des Nettobarwertes anhand der Kenngrößen der Halde Bergwerkswohlfahrt bei 50 % Ausbringen und einer 10 % igen Verzinsung. Es ergibt sich ein deutlich negativer Nettobarwert. Für die Kosten wurde eine Cyanid-Rührlaugung als beste Näherung angesetzt. Weitere zu erwartende Abschläge bei der Vermarktung des Materials und höhere Aufbereitungs- und Investitionskosten, aufgrund von besser angepassten Aufbereitungsmodellen konnten in diesem Projektstadium noch nicht berücksichtigt werden.

<b>Kennwerte</b>	<b>Wert</b>	<b>Einheit</b>
Erztonnage	180.000	t
Taylor Lebensauer in J.	4,1	a
Jährl. Produktion	43.902	t
Tagesdurchsatz	125	t
Gehalt äquiv.	8,4	% Pb
Ausbringen	50	%
NSR	100	%
Rohstoffpreis	1.787	US\$/t Pb
spez. Erz Erlös	75	US\$/t
Kosten Aufbereitung (für eine Aufbereitung Cyanid-Rührlaugung)	66	US\$/t
Investition Aufbereitung (für eine Cyanid-Rührlaugung)	6.600.000	US\$
Deponierungskosten nach DK1	33	US\$/t
spez. gesamt Betriebskosten	99	US\$/t
Gesamtinvestition	6.600.000	US\$
Jahresergebnis	-1.051.288	US\$
Nettobarwert	-10.000.553	US\$

Bei der Schlackenhalde Kahnstein ergibt sich ein rechnerischer Erzwert (bei 100 % Ausbringen) von ca. 418 US\$/t. Hauptwertmetall ist Zink, gefolgt von Blei und Kupfer. Von geringerer wirtschaftlicher Bedeutung sind bei dieser Halde Silber, Indium und Kobalt, wobei besonders Indium eine hohe Bedeutung als Hochtechnologiemetall haben könnte. Da Zink das Hauptwertmetall ist, wird der Äquivalentgehalt (inklusive aller weiterer Wert bringender Metalle) auf Zink bezogen. Der Wert liegt bei sehr hohen 21,7 %. Für ein Ausbringen von 80 % ergibt sich ein Nettobarwert von 27 Mio. US\$ (**Tabelle 6.4**), fünfmal so hoch, wie die berechnete Investitionssumme. Allerdings gilt für diese polymetallische Schlacke noch wesentlich stärker, als für den Pochsand, dass es sehr viele Unwägbarkeiten bei Aufbereitungs- und Investitionskosten gibt. Es müssen hier mehrere Metalle voneinander getrennt werden und in möglichst reiner Form gewonnen werden, was sich in Investitions- und Aufbereitungskosten nieder schlagen wird.

Dennoch ist der hohe Metallinhalt beachtlich!

**Tab. 6.4:** Berechnung des Nettobarwertes anhand der Kenngrößen der Halde Kahnstein bei 80 % Ausbringen und einer 10 % igen Verzinsung. Es ergibt sich ein deutlich positiver Nettobarwert. Für die Kosten wurde eine Cyanid-Rührlaugung als beste Näherung angesetzt. Weitere zu erwartende Abschläge bei der Vermarktung des Materials und höhere Aufbereitungs- und Investitionskosten, aufgrund von besser angepassten Aufbereitungsmodellen konnten in diesem Projektstadium noch nicht berücksichtigt werden.

Kennwerte	Wert	Einheit
Erztonnage	180.000	t
Taylor Lebensauer in J.	4,1	a
Jährl. Produktion	43.902	t
Tagesdurchsatz	125	t
Gehalt äquiv.	21,7	% Zn
Ausbringen	80	%
NSR <sup>3</sup>	100	%
Rohstoffpreis	1.932	US\$/t Zn
spez. Erz Erlös	335	US\$/t
Kosten Aufbereitung (für eine Aufbereitung Cyanid-Rührlaugung)	66	US\$/t
Investition Aufbereitung (für eine Cyanid-Rührlaugung)	6.600.000	US\$
Deponierungskosten nach DK1	33	US\$/t
spez. gesamt Betriebskosten	99	US\$/t
Gesamtinvestition	6.600.000	US\$
Jahresergebnis	10.378.326	US\$
Nettobarwert	26.970.297	US\$

Auch bei einem Ausbringen von lediglich 50 % ergibt sich noch ein deutlich positiver Nettobarwert, der eine weitere Untersuchung dieser Halde als sehr interessant erscheinen lässt (**Tabelle 6.5**). Dies gilt auch unter Berücksichtigung der zu erwartenden Kosten für eine finale Deponierung.

<sup>3</sup> NSR = Net Smelter Return

**Tab. 6.5:** Berechnung des Nettobarwertes anhand der Kenngrößen der Halde Kahnstein bei 50 % Ausbringen und einer 10 % igen Verzinsung. Es ergibt sich ein deutlich positiver Nettobarwert. Für die Kosten wurde eine Cyanid-Rührlaugung als beste Näherung angesetzt. Weitere zu erwartende Abschläge bei der Vermarktung des Materials und höhere Aufbereitungs- und Investitionskosten, aufgrund von besser angepassten Aufbereitungsmodellen konnten in diesem Projektstadium noch nicht berücksichtigt werden.

<b>Kennwerte</b>	<b>Wert</b>	<b>Einheit</b>
Erztonnage	180.000	t
Taylor Lebensauer in J.	4,1	a
Jährl. Produktion	43.902	t
Tagesdurchsatz	125	t
Gehalt äquiv.	21,7	% Zn
Ausbringen	50	%
NSR	100	%
Rohstoffpreis	1.932	US\$/t Zn
spez. Erz Erlös	210	US\$/t
Kosten Aufbereitung (für eine Aufbereitung Cyanid-Rührlaugung)	66	US\$/t
Deponierungskosten nach DK1	33	US\$/t
Investition Aufbereitung (für eine Cyanid-Rührlaugung)	6.600.000	US\$
spez. gesamt Betriebskosten	99	US\$/t
Gesamtinvestition	6.600.000	US\$
Jahresergebnis	<b>4.856.576</b>	US\$
Nettobarwert	<b>9.109.343</b>	US\$

### 6.3 Verwendung der Wertmetalle

Als Wertmetalle werden die Elemente bezeichnet, die potenziell gewonnen werden können. Hierzu zählen bei der Halde Bergwerkswohlfahrt lediglich Blei und Silber. Die Gehalte der übrigen Elemente erscheinen zu gering, um sie wirtschaftlich zurück zu gewinnen. Die Zusammensetzung der Wertmetalle der Halde Kahnstein ist komplexer. Potenziell wirtschaftlich rückgewinnbar sind Zink, Blei, Kupfer, Silber, Indium und Kobalt.

Zink wird hauptsächlich in der Verzinkung (36 %), für Halbzeug und Gusslegierungen (27 %), Messing (25 %) und Zinkverbindungen (11 %) eingesetzt (Rohstoffwirtschaftliche Steckbriefe BGR, 2015).

Die Hauptverwendung für Blei liegt zu 80 % beim Einsatz in Batterien (BGR, 2011).

Kupfer wird hauptsächlich in der Elektroindustrie (z.B. Stromkabel), der Bauindustrie, dem Maschinenbau und dem Münzwesen eingesetzt (Rohstoffwirtschaftliche Steckbriefe BGR, 2012).

Silber findet zu 40 % industrielle Anwendung (unveröffentlichte Auftragsstudie BGR, 2011) im Bereich Batterien, Lager, Lote, Katalysatoren, Elektronik, in medizinischen Bereichen, Spiegeln und Beschichtungen, der Solarenergie und Wasseraufbereitung. Weitere Verwendung findet Silber in der Schmuckindustrie (19 %), als Anlagemetall (15 %), in der Münzprägung (8 %) und als Besteck, bzw. Tafelsilber (7 %).

Indium findet seine Hauptanwendung (Schwarz-Schampera, 2014) in Flachbildschirmen (56 %), Loten (10 %) und der Photovoltaik (8 %).

Kobalt wird hauptsächlich (Roberts & Gunn, 2014) für die Produktion von Batterien eingesetzt (30 %). Weitere Verwendung findet das Metall in Superlegierungen (19 %), Hartmetallen (13 %), Katalysatoren (9 %), Keramik und Pigmenten (9 %) und Magneten (7 %).

## 6.4 Schlussfolgerung

Nach Berechnung der vorläufigen Wirtschaftlichkeit ist lediglich die Schlackenhalde Kahnstein wirtschaftlich wiederaufbereitbar und dies sowohl bei einem Ausbringen von 80 %, als auch bei einem Ausbringen von 50 %. Die Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt würde bei 80 % Ausbringen ein positives jährliches Betriebsergebnis erwirtschaften, aber die Investitionen nicht zurückzahlen können. Aufgrund des Erzwertes ist demnach die Wiederaufbereitung der Schlackenhalde Kahnstein der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt vorzuziehen.

Da eine große Unsicherheit bezüglich der anzuwendenden Verfahren besteht, sollte aber gleichzeitig auch die Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt bezüglich Lösung und vor allem Rückgewinnung von Blei und Silber noch weiter untersucht werden. Beide Elemente kommen auch in der Schlackenhalde Kahnstein vor, sodass zu entwickelnde Lösungs- und Gewinnungsprozesse möglicherweise übertragbar sind. Auch eine gemeinsame Aufbereitung, zumindest im Bereich der Blei-Silber Lösung und Fällung, ist denkbar und sollte bei einer detaillierteren Untersuchung durchgespielt werden.

Bei der Betrachtung der Zahlen der wirtschaftlichen Betrachtung ist unbedingt zu beachten, dass diese mit einer relativ hohen Unsicherheit belegt sind, weil die Verfahren an dem Material der Halden noch nicht im Detail getestet wurden. Die vorliegende Betrachtung richtet sich an der Cyanidlaugung von Golderzen aus. Bei der Schlackenhalde Kahnstein gehen jedoch sechs Metalle in die Berechnung des Erzwertes ein. Ferner liegen die Wertelemente in verschiedenen Mineralphasen (Silikate, Oxide, Sulfide, Sulfate) vor. So können die Investitionskosten durch anzupassende Verfahren noch deutlich steigen. Gleiches gilt für die Aufbereitungskosten, weil z.B. nichts über den Säureverbrauch bekannt ist.

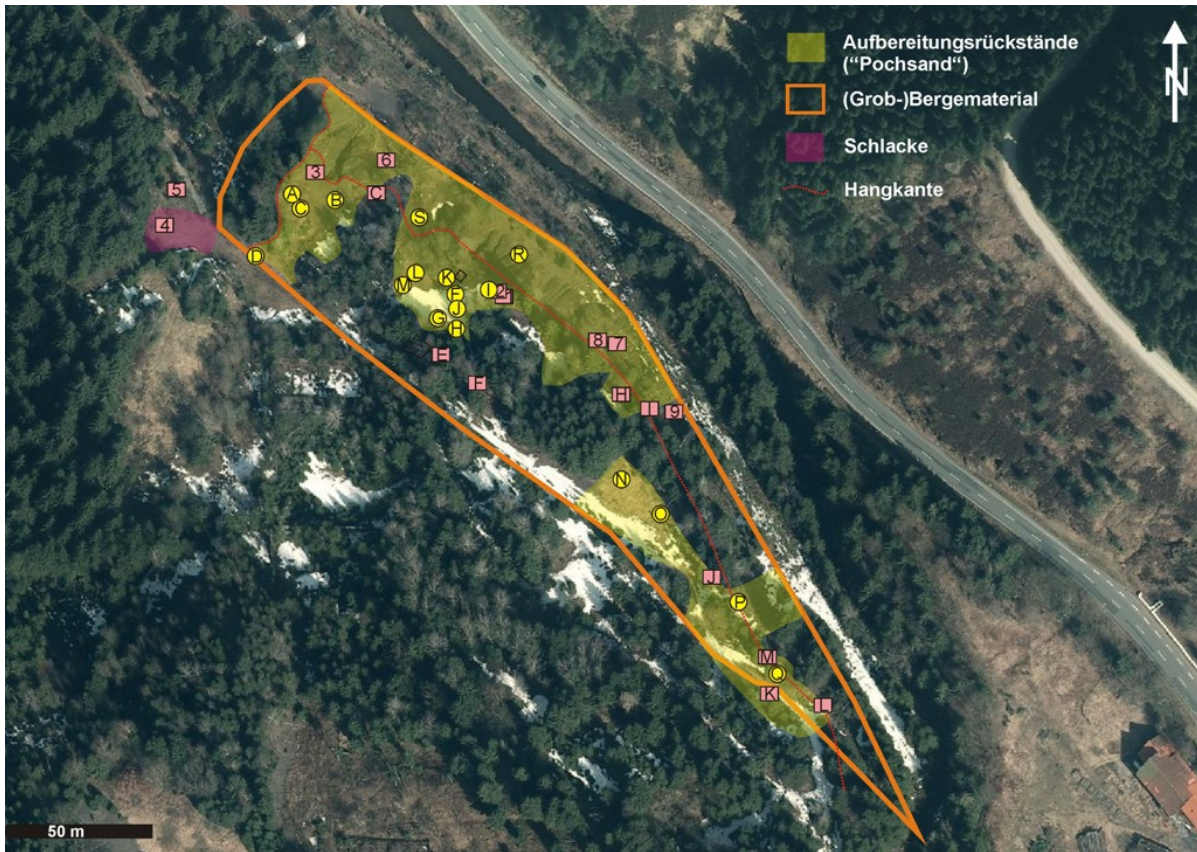
Aufgrund der hohen Metallgehalte von 8,4 %  $Pb_{eq}$  und 21,7 %  $Zn_{eq}$  sollten detailliertere Untersuchungen zu Lösungs- und Gewinnungsprozessen der beiden Halden durchgeführt werden, um die Möglichkeiten der wirtschaftlichen Rückgewinnung besser beleuchten zu können.



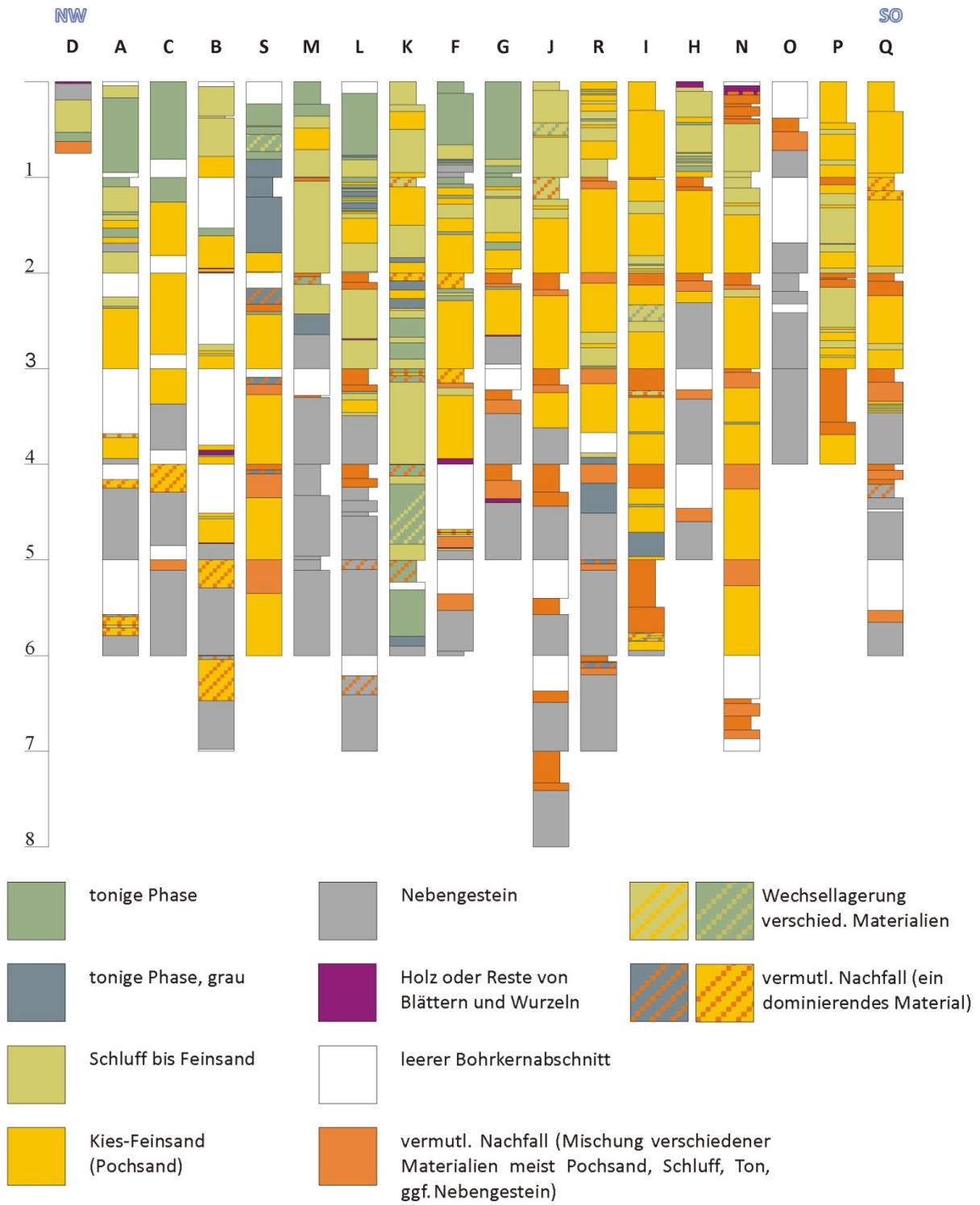


## 7 Anhang

### 7.1 Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt



**Abb. 7.1:** Luftbild der Pochsandhalde Bergwerkswohlfahrt mit dem Haldenumriss (Datenquellen: LGLN und Altlastenkataster des LK Goslar). Die oberflächlichen Ausbisse der Aufbereitungsrückstände sind als gelbe Flächen dargestellt, Schlacken sind als rote Fläche markiert. Die gelben Kreise und roten Rechtecke zeigen die Lokationen der Rammkernbohrungen bzw. kleinerer Schürfe.



**Abb. 7.2:** Bohrkernokumentation aller Bohrkern in grober Sortierung von Nordwest nach Südost. Die Bohrung E fehlt, da sie abgebrochen und als Bohrung F wiederholt wurde.

**Tab. 7.1:** Korngrößenverteilung der verschiedenen Reststofftypen der Halde Bergwerkswohlfahrt (Korngrößen in  $\mu\text{m}$ , Verteilung in Gew.-%). Die Analysen erfolgten mit dem Camsizer und für die Korngrößenfraktionen  $< 63 \mu\text{m}$  mit dem Sedigraphen.

	< 2	2-6,3	6,3-20	20-63	63-112	112-200	200-355	355-630	630-1120	1120-2000	> 2000
K0-1-42 Kies-Feinsand (Pochsand)	2,9	2,5	6,4	12,0	11,3	15,0	13,8	12,3	11,3	12,6	0,0
K0-1-95 Kies-Feinsand (Pochsand)	2,4	1,8	3,2	3,8	5,7	11,6	14,6	16,3	16,7	23,9	0,0
K1-2-10 Kies-Feinsand (Pochsand)	2,8	1,9	3,3	6,0	7,6	14,7	19,0	18,7	13,7	12,4	0,0
K1-2-90 Kies-Feinsand (Pochsand)	2,2	1,2	2,5	4,8	7,0	11,9	15,2	17,3	17,1	20,9	0,0
R0-1-82 Kies-Feinsand (Pochsand)	2,6	1,8	2,7	4,7	6,0	13,7	19,2	21,5	15,0	12,9	0,0
R1-2-94 Kies-Feinsand (Pochsand)	2,8	1,6	3,0	4,4	5,7	14,9	21,3	23,1	14,2	9,1	0,0
R3-4-16 Kies-Feinsand (Pochsand)	4,1	1,7	3,6	7,4	3,4	8,2	13,0	16,8	18,3	23,6	0,0
Q0-1-50 Kies-Feinsand (Pochsand)	3,7	2,6	3,8	4,6	4,6	9,8	15,3	19,4	18,0	18,3	0,0
Q2-3-26.5 Kies-Feinsand (Pochsand)	2,2	1,2	2,4	3,7	3,8	10,0	15,8	19,0	17,4	24,6	0,0
K0-1-27 Schluff-Feinsand	3,5	2,8	11,0	23,1	20,1	23,8	11,2	2,7	1,1	0,7	0,0
K0-1-50 Schluff-Feinsand	2,4	1,8	4,1	15,8	25,6	28,6	17,3	3,6	0,7	0,3	0,0
K0-1-82 Schluff-Feinsand	2,8	2,3	6,2	19,9	33,0	23,2	9,5	2,2	0,7	0,2	0,0
K1-2-50 Schluff-Feinsand	2,6	2,0	4,1	9,9	19,5	36,1	17,7	4,4	2,1	1,6	0,0
K1-2-84 Schluff-Feinsand	1,9	1,4	3,4	11,2	34,7	35,9	8,2	1,3	0,8	1,2	0,0
K2-3-9 Schluff-Feinsand	1,9	1,0	2,4	8,6	44,7	36,3	3,8	0,6	0,3	0,4	0,0
K2-3-26 Schluff-Feinsand	1,9	1,0	2,0	5,3	20,7	43,1	16,8	3,9	2,6	2,8	0,0
K2-3-40 Schluff-Feinsand	1,5	0,9	2,0	6,9	31,6	42,7	7,7	1,8	1,8	3,0	0,0
K2-3-48 Schluff-Feinsand	4,2	3,3	9,1	30,7	32,3	13,8	3,4	1,3	0,9	1,0	0,0
K4-5-83 Schluff-Feinsand	1,5	1,1	6,2	13,4	21,0	34,6	18,1	3,5	0,4	0,3	0,0
K5-6-31 Schluff-Feinsand	1,4	1,6	6,8	21,5	28,7	28,6	8,5	2,0	0,9	0,2	0,0
R0-1-63 Schluff-Feinsand	3,5	3,5	7,4	18,3	26,5	30,3	7,7	1,5	0,6	0,7	0,0
R2-3-79 Schluff-Feinsand	1,2	1,6	1,9	3,7	12,5	31,4	23,5	11,48	7,55	5,2	0,0
R4-5-4 Schluff-Feinsand	5,6	3,9	6,5	10,7	10,0	13,7	12,6	13,0	11,3	12,7	0,0
Q1-2-93.5 Schluff-Feinsand	3,8	2,7	9,9	25,6	21,1	16,9	8,8	4,3	3,7	3,4	0,0
R4-5-23.5 Schluff-Feinsand z.T. Ton, grau	5,8	7,7	20,6	19,9	13,9	18,1	9,1	3,0	1,1	0,9	0,0
F0-1-12 tonige Phase, ocker-braun	21,9	29,6	35,6	10,4	0,5	0,3	0,2	0,2	0,3	1,0	0,0
F0-1-40 tonige Phase, ocker-braun	21,5	31,4	36,7	7,5	0,8	0,9	0,6	0,2	0,2	0,3	0,0
S1-2-38 tonige Phase, grau	19,9	17,8	35,2	21,5	3,3	1,4	0,4	0,2	0,2	0,3	0,0

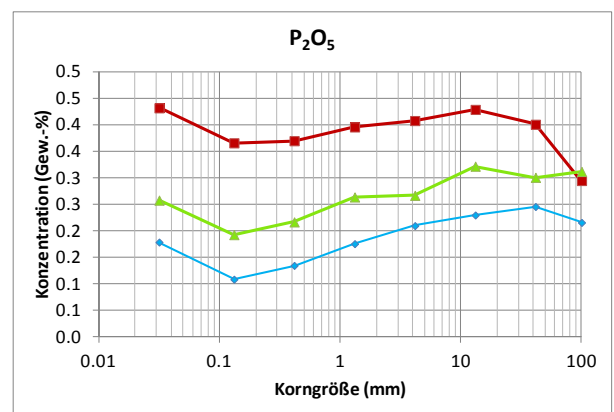
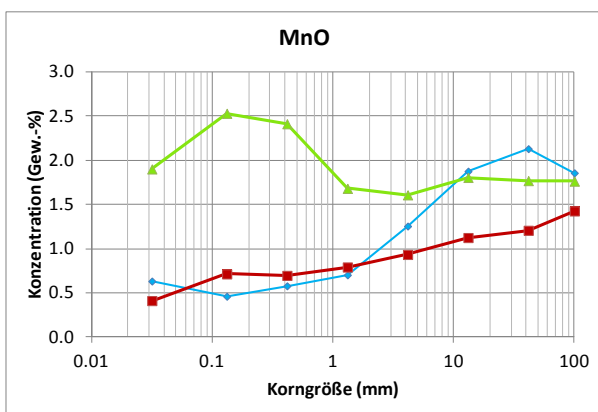
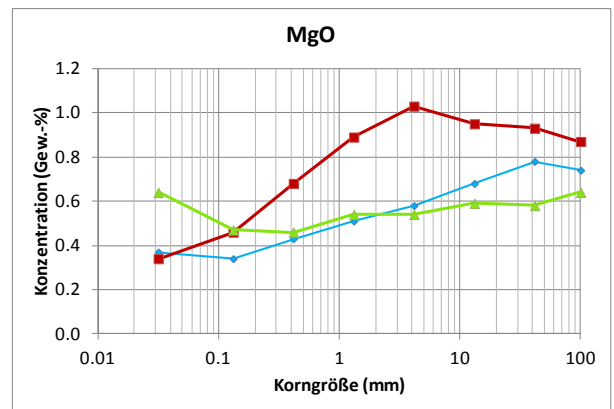
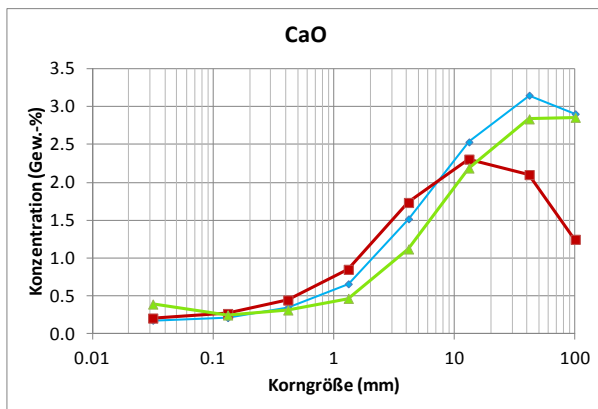
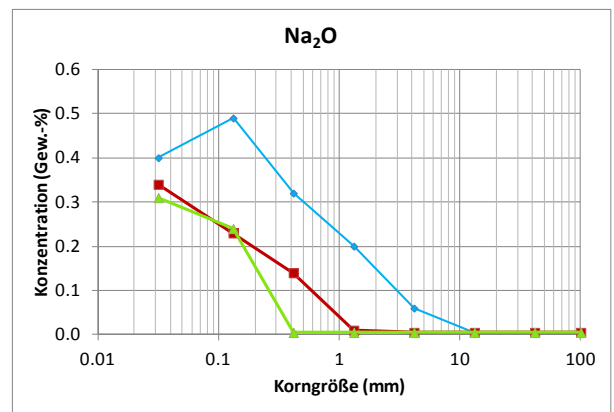
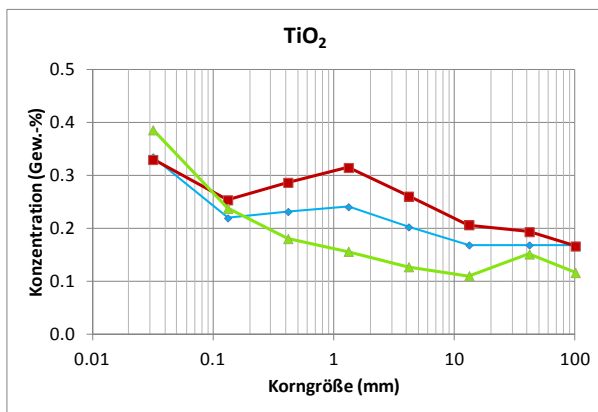
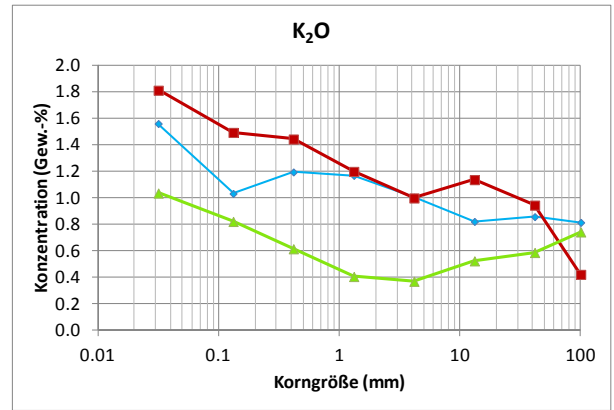
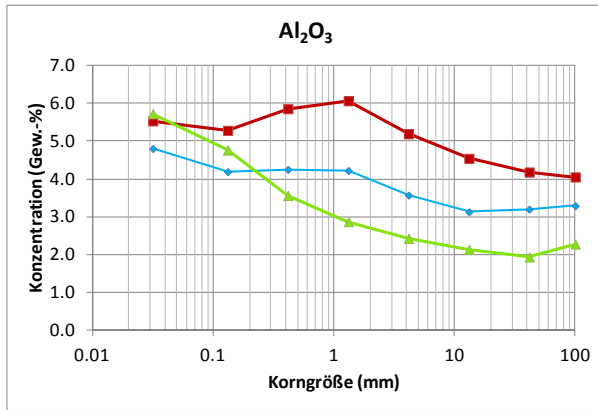


**Tab. 7.2:** Mittels Mikrosonde gemessene durchschnittliche chemische Zusammensetzung ausgewählter sulfidischer Mineralphasen (oben) sowie oxidischer Phasen (unten). Es sind Mittelwerte, Minima und Maxima der untersuchten Minerale dargestellt. Die Nachweisgrenzen stellen Mittelwerte der einzelnen NWG aller Phasen dar und können für manche Phasen geringfügig höher oder niedriger sein. CO<sub>2</sub>-Gehalte wurden berechnet; n = Anzahl der untersuchten Minerale

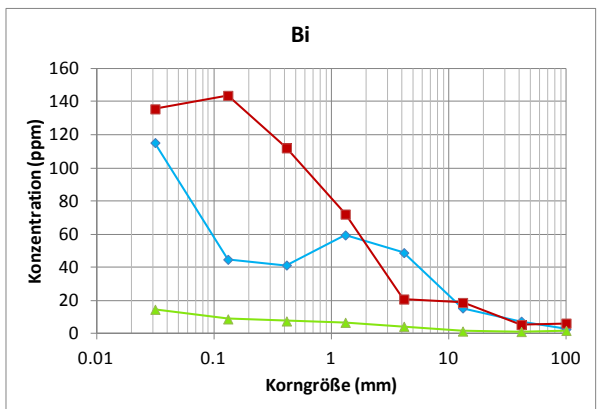
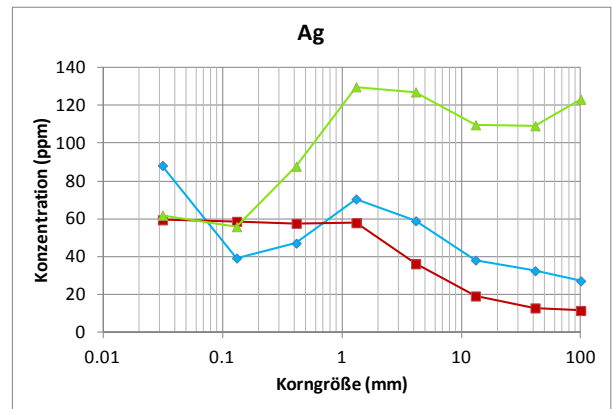
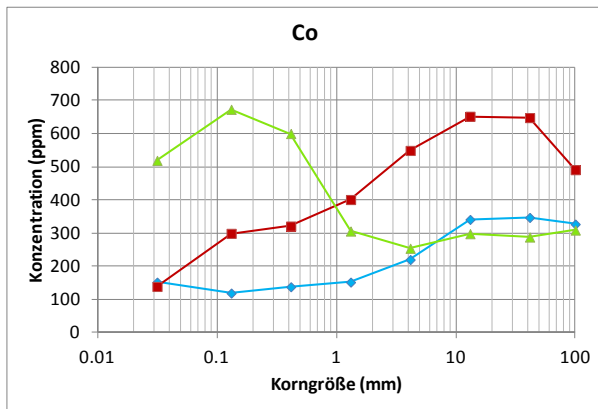
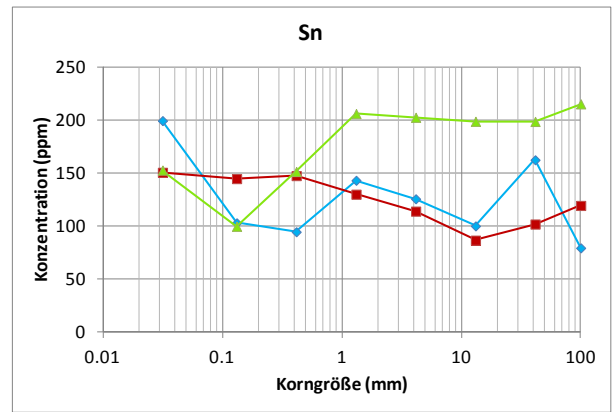
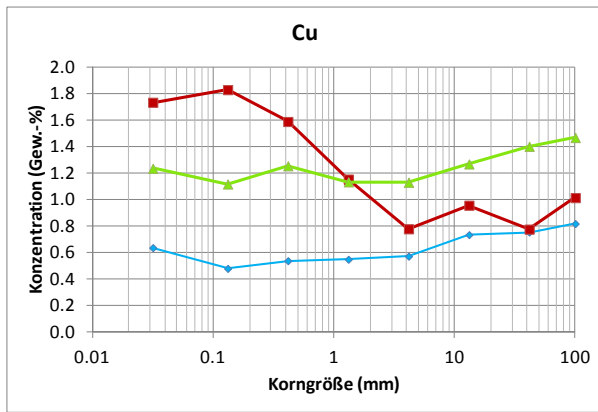
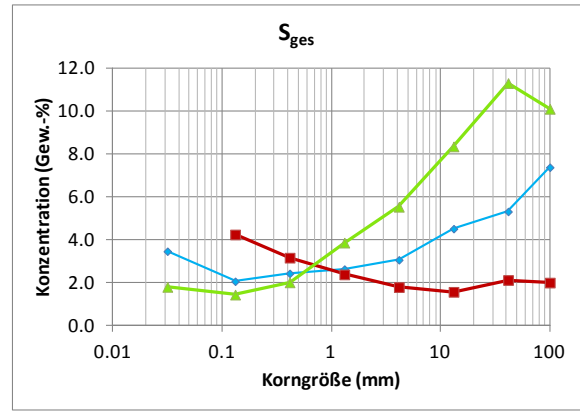
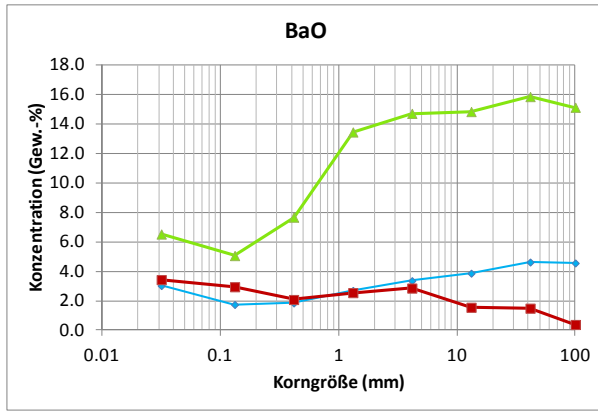
		Si	Fe	Mn	Ba	S	Pb	Zn	Cu	Sb	Ag	Co	Ni	Sn	Bi	Total
		%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%
Galentit (n=234)	MW	0,02	0,09	0,01	0,03	13,66	86,09	0,02	0,03	0,26	0,20	250	227	-91	6688	101,00
	MIN	nn	nn	nn	nn	11,65	81,45	nn	nn	nn	nn	69	57	-207	5091	95,01
	MAX	0,66	2,26	0,25	0,08	14,34	90,14	1,06	0,88	1,43	1,38	605	897	229	8125	105,50
Sb-Cu-reiche Einschlüsse in Galentit (n=7)	MW	nn	0,02	0,00	0,01	15,20	75,98	nn	3,37	7,50	0,05	224	245	103	5352	102,53
	MIN	nn	nn	nn	nn	13,89	73,79	nn	1,61	3,39	0,03	155	190	53	5228	98,55
	MAX	0,01	0,09	0,00	0,03	16,21	78,84	0,01	4,18	9,24	0,06	278	324	131	5585	105,99
(Ag-halt.) Tetraedrit / z.T., Freibergit (n=29)	MW	0,02	1,96	0,04	0,05	22,42	0,15	5,53	20,48	26,97	21,43	177	179	nn	nn	99,31
	MIN	nn	1,26	nn	0,03	19,48	0,06	2,12	6,19	24,43	4,80	47	15	nn	nn	90,65
	MAX	0,10	4,05	0,20	0,12	24,70	0,89	9,95	33,90	29,19	41,58	265	344	nn	nn	103,03
Bourbonit (n=26)	MW	0,02	0,16	0,02	0,05	19,59	42,99	0,01	12,46	24,96	0,01	193	292	781	3629	100,49
	MIN	nn	nn	nn	0,01	18,42	40,98	nn	10,35	19,93	nn	nn	89	699	3151	95,95
	MAX	0,07	1,23	0,17	0,13	19,92	47,64	0,03	13,39	25,92	0,04	327	1841	829	4416	103,87
Chalkopyrit (n=60)	MW	0,03	30,35	0,01	0,05	34,59	0,09	0,01	34,28	0,07	0,13	462	150	nn	nn	99,67
	MIN	nn	26,46	nn	0,04	32,41	0,01	nn	31,51	0,00	nn	356	41	nn	nn	96,86
	MAX	0,73	31,50	0,12	0,07	35,70	0,31	0,31	35,10	3,11	2,59	598	251	nn	nn	101,11
Stephanit (n=1)	MW	0,07	0,47	0,04	0,07	14,75	0,19	0,04	3,38	14,87	65,07	260	177	nn	nn	99,06
	MIN	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	99,16
	MAX	0,39	47,43	1,65	0,10	54,45	1,62	0,10	0,75	0,82	0,20	67600	41355	nn	nn	101,58
Sphalerit (n=72)	MW	0,02	0,61	0,03	0,02	32,29	0,11	64,43	0,18	0,16	0,04	122	108	nn	nn	98,29
	MIN	nn	0,07	nn	nn	30,12	nn	61,02	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	95,91
	MAX	0,13	2,79	0,16	0,05	33,42	0,45	66,09	0,84	0,85	0,24	232	237	nn	nn	100,45
Nachweisgrenze	MW	0,014	0,023	0,016	0,044	0,036	0,120	0,030	0,032	0,023	0,023	0,019	0,019	0,018	0,052	
		%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%
Pb-Oxide (n=13)	MW	0,30	0,06	0,15	0,00	0,00	0,12	0,81	99,46	1125	568	297	259	86	271	101,17
	MIN	0,00	0,00	0,06	0,00	0,00	0,00	0,10	94,60	0	0	185	0	0	0	96,70
	MAX	2,63	0,38	0,24	0,02	0,03	0,27	2,44	102,31	6127	2234	409	374	1123	3106	105,14
Cerusit (n=2)	MW	0,00	0,00	0,06	0,00	0,00	0,03	0,19	86,19	0	0	17,30	218	261	0	103,83
	MIN	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,03	0,11	84,42	0	0	16,90	152	232	0	101,63
	MAX	0,00	0,00	0,12	0,00	0,00	0,04	0,27	87,95	0	0	17,70	285	290	0	106,03
Fe-(Mn-Pb-Zn-) Oxihydroxide (n=90)	MW	1,88	0,10	63,26	9,64	0,78	0,39	0,40	8,63	9479	140	14	301	443	26	86,13
	MIN	0,30	0,00	53,15	0,98	0,06	0,11	0,00	0,00	0	0	0	0	0	0	70,31
	MAX	5,39	2,31	76,41	20,46	8,46	1,38	4,38	24,10	61876	1760	338	1495	8375	1049	100,06
Nachweisgrenze	MW	0,020	0,018	0,038	0,044	0,009	0,024	0,022	0,051	0,019	0,044	0,011	0,017	0,013	0,018	0,017



**Schlackenhalde am Kahnstein**



—◆— KS5    —■— KS8    —▲— KS9



◆ KS5    ■ KS8    ▲ KS9

**Abb. 7.3:** Gewicht und ausgewählte Elementkonzentrationen in den einzelnen Siebfractionen der drei Großproben. Weitere Elementkurven befinden sich im Text. Die Korngrößen entsprechen den Mittelwerten der einzelnen Siebfractionen ca. 160 – 63 mm, 63 – 20 mm, 20 – 6,3 mm, 6,3–2,0 mm, 2,0–0,63 mm, 0,63 – 0,2 mm, 0,2 – 0,063 mm, 0,063 – 0 mm). Die Analysen wurden mittels RFA LA-ICP-MS durchgeführt.

**Tab. 7.3:** Mittels Mikrosonde gemessene durchschnittliche chemische Zusammensetzung ausgewählter oxidischer Mineralphasen (Silikate, Sulfate, Oxide, Hydroxide (oben) und sulfidischer sowie elementarer Phasen (unten). Die Zahlen repräsentieren Mittelwerte aus n-Mineralanalysen. Die Nachweisgrenzen stellen Mittelwerte der einzelnen NWG aller Phasen dar und können für manche Phasen geringfügig höher oder niedriger sein.

	n	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	MgO	CaO	K <sub>2</sub> O	BaO	SO <sub>3</sub>	PbO	ZnO	CuO	CoO	NiO	Sb <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ag <sub>2</sub> O	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Total	
		%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%
Zn-Fayalite	21	29,03	1,35	50,22	1,53	1,81	1,12	nn	nn	0,64	0,31	12,14	0,21	1173	35	nn	nn	nn	98,48	
Gahnite-Hercynit	2	0,79	47,38	20,26	0,14	0,92	0,03	nn	nn	0,21	0,05	31,23	0,08	881	nn	nn	nn	nn	101,29	
Celsian	3	35,64	25,31	0,64	nn	0,03	0,05	0,57	35,29	nn	nn	0,41	0,02	50	nn	288	nn	nn	98,03	
Andemeyerit	6	30,11	1,98	17,93	0,85	1,60	0,94	0,62	30,11	0,08	0,05	13,96	0,03	542	148	124	nn	nn	98,34	
Litharge/Massicot	8	0,01	nn	nn	nn	nn	nn	nn	nn	0,54	97,73	1,14	0,13	198	164	nn	nn	nn	99,60	
Anglesit	15	0,57	nn	0,28	nn	nn	0,03	nn	0,18	21,07	72,65	0,45	1,00	64	43	2847	285	870	96,64	
Smithsonit	5	1,15	0,25	0,40	0,29	0,03	0,05	nn	nn	1,07	0,26	87,82	0,41	1840	458	nn	nn	nn	91,98	
Baryt	4	0,10	nn	0,87	0,03	nn	0,89	nn	61,37	33,72	1,45	0,27	0,10	nn	72	nn	nn	nn	98,80	
Baryt mit Pb	2	0,13	nn	nn	nn	nn	nn	nn	40,59	30,21	26,02	0,28	0,03	nn	nn	nn	nn	1848	97,44	
Hemimorphite	6	18,58	0,70	0,22	4,57	0,06	0,11	nn	nn	1,83	0,17	65,63	0,74	3374	629	315	nn	nn	93,05	
Beaverit ?	4	0,64	nn	23,51	0,01	nn	0,02	nn	0,06	18,18	33,49	9,19	0,36	655	nn	87	nn	445	85,58	
Linarit ?	1	nn	nn	0,10	nn	nn	nn	nn	nn	21,76	55,15	1,06	18,55	305	nn	nn	1170	nn	96,79	
Gel	13	5,28	0,23	65,23	0,02	nn	nn	0,16	0,03	6,51	1,14	1,08	0,77	1173	35	nn	nn	nn	80,51	
Nachweisgrenze		0,027	0,024	0,038	0,015	0,018	0,022	0,011	0,064	0,071	0,103	0,043	0,029	0,016	0,021	0,015	0,022	0,016		

	n	Si	Al	Fe	Mn	Mg	Ca	K	Ba	S	Pb	Zn	Cu	Co	Ni	Sb	Ag	Cd	As	Total
		%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%
Sphalerit	34	0,02	nn	9,61	0,26	nn	0,01	nn	0,05	32,29	0,29	55,94	0,36	989	42	nn	nn	59	nn	98,95
Galenit	7	nn	nn	1,09	0,04	nn	nn	nn	nn	13,50	86,12	2,87	0,54	293	369	nn	201	nn	nn	104,24
element, Blei	1	0,10	nn	0,05	nn	nn	nn	nn	nn	1,72	89,48	nn	5,34	305	nn	17041	4365	nn	458	98,90
Idait	6	0,10	nn	16,04	0,01	nn	nn	nn	nn	30,54	0,48	0,37	51,42	169	67	128	711	119	2479	99,34
Covellin	1	0,78	nn	1,95	0,02	nn	0,41	nn	nn	31,58	0,18	1,32	60,37	395	204	561	3019	nn	423	97,10
Fe-Owenit	1	0,15	0,05	35,32	0,37	nn	0,04	1,56	18,74	26,41	1,35	0,54	14,48	337	162	148	nn	nn	nn	99,06
Nachweisgrenze		0,013	0,012	0,027	0,018	0,011	0,012	0,010	0,041	0,037	0,109	0,050	361	186	185	195	249	247	145	

**Tab. 7.4:** Mit LA-ICP-MS gemessene Elementgehalte ausgewählter oxidischer Mineralphasen (Silikate, Sulfate, Oxide, (oben) und sulfidischer Minerale (unten)). Es handelt sich um Einzelmessungen. Zum Vergleich wurde ein basaltischer Standard (BHV-2G) und ein sulfidischer Standard (Mass1) mitgemessen.

	SiO <sub>2</sub> %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	MnO %	MgO %	CaO %	K <sub>2</sub> O %	BaO %	PbO %	ZnO %	CuO %	Co ppm	Ni ppm	Sb ppm	Ag ppm	Ga ppm	In ppm
Smithsonit	2,93	1,67	2,96	0,26	0,01	<0,08	0,17	0,02	0,46	91,25	0,42	2324	419	153	2	<7	<1
Smithsonit	2,70	0,89	1,08	0,25	0,01	<0,06	0,11	0,01	0,34	94,33	0,43	1059	279	70	2	<6	<2
Smithsonit	4,44	0,61	0,53	0,50	0,01	0,07	0,03	0,02	0,23	93,26	0,36	1685	309	86	2	<4	<1
Smithsonit	2,90	1,15	1,64	0,37	0,01	0,05	0,11	0,01	0,38	93,06	0,46	1266	294	85	2	<7	<3
Hemimorphit	12,31	3,81	0,87	2,76	0,26	0,46	0,03	0,03	0,82	77,68	1,24	2482	423	244	8	<26	<7
Hemimorphit	7,56	3,50	0,45	1,59	0,15	0,36	0,02	0,01	0,66	85,03	0,87	1881	<349	231	3	<19	<4
Wüstit	4,72	0,37	78,53	0,21	0,01	<0,13	0,08	1,88	1,14	8,05	4,97	148	<219	34	40	16	5
Wüstit	7,83	0,71	76,24	0,28	0,02	0,28	0,11	2,06	1,58	7,05	3,78	81	<330	29	389	11	<3
Wüstit	7,65	0,83	79,59	0,22	0,04	0,50	0,14	2,58	1,15	5,70	1,73	36	<243	38	19	23	8
Fe-Willemnit	26,17	1,47	23,68	0,82	1,34	0,05	0,02	0,01	0,51	44,89	1,00	485	<122	55	5	6	14
Fe-Willemnit	25,69	1,85	30,34	0,98	1,17	0,21	0,09	0,17	1,24	37,78	0,44	514	<94	29	2	11	35
Fe-Willemnit	26,57	3,72	28,50	0,96	1,23	0,38	0,09	0,30	0,95	36,72	0,54	491	<79	19	5	18	18
Zn-Fayalit	24,02	3,57	41,58	1,00	0,49	0,69	0,26	0,62	2,66	24,07	0,96	478	<71	42	6	23	52
Zn-Fayalit	27,45	2,39	48,06	2,00	1,11	0,64	0,05	0,03	0,39	17,19	0,62	900	<136	31	22	15	43
Zn-Fayalit	24,67	3,42	37,32	1,28	0,96	0,37	0,07	0,12	0,76	30,08	0,88	648	<84	31	3	14	32
Zn-Fayalit	25,67	2,44	48,29	1,93	1,28	0,54	0,03	0,07	1,31	17,58	0,80	840	<99	20	7	13	54
Gahnit-Hercynit	5,00	41,26	20,45	0,31	0,51	0,30	0,11	0,08	0,36	30,90	0,59	598	<165	40	7	140	14
Basalt <sub>gemessen</sub>	51,32	14,32	11,39	0,16	6,79	10,89	0,58	0,01	0,00	0,01	0,02	47	63	<6	1	22	<1
Basalt <sub>publiziert</sub>	49,80	13,50	12,00			11,40	0,51					45				22	
Sphalerit	12,23	45,68	0,48	0,00	7,90	0,24	0,12	0,12	376	300	27	4	22				
Sphalerit	14,79	48,85	0,60	0,00	2,08	0,32	0,17	478	207	77	5	27					
Sphalerit	19,92	43,81	0,73	0,01	1,65	0,33	0,29	628	278	158	9	40					
Sphalerit	9,08	56,17	0,66	0,26	0,06	0,58	0,16	235	11	11	8	23					
Sulfid-Std <sub>gemessen</sub>	14,22	24,33	0,03	0,00	0,01	0,00	11,30	70	58	53	58	59					
Sulfid-Std <sub>publiziert</sub>	15,60	21,00	0,03		0,01		13,40	60	60	50	64	50					

## 8 Literatur

- Ahrend, G.H. (1832):** Zeichnungen von den Communion Unterharzischen Werken. Kopiert von Bergschüler F. Schlick. Niedersächsisches Bergarchiv.
- Asmus, B. (2012):** Medieval Copper Smelting in the Harz Mountains, Germany. In: Bartels, C., Kaufhold, K.H., Slotta, R. (Hrsg.): Europäische Montanregion Harz. Deutsches Bergbaumuseum Bochum, Bd. **10**, 396 S.
- Bachmann, H.G. (2000):** Zur Metallerzeugung im Harz während des Früh- und Hochmittelalters. In: Segers-Glocke, C. (Hrsg.): Auf den Spuren einer frühen Industrielandschaft. Naturraum - Mensch - Umwelt im Harz, 129-139.
- Bartels, C., Fessner, M., Klappauf, L., Linke, F.A. (2001):** Metallhütten und Verhüttungsverfahren des Goslarer Montanwesens vom Mittelalter bis zur Schwelle der Industrialisierung nach Schriftquellen und archäologischen Befunden. In: Gerhard, H.J., Kaufhold, K.H., Westermann, E. (Hrsg.): Europäische Montanregion Harz. Deutsches Bergbaumuseum Bochum, Bd. **1**, 265-278.
- Bartels, C., (2001):** Die Geschichte des Bergbaus am Rammelsberg. In: Roseneck, R. (Hrsg.): Der Rammelsberg – Tausend Jahre Mensch-Natur-Technik. Band 1, Verlag Goslarsche Zeitung, Goslar, S. 44-83.
- Bartels, C. (1992):** Das Erzbergwerk Grund. Preussag AG Metall, Goslar, 149 S.
- Bergmann, J., Friedel, P., Kleeberg, R. (1998):** BGMN – a new fundamental parameters based Rietveld program for laboratory X-ray sources, its use in quantitative analysis and structure investigations. CPD Newsletter, Commission of Powder Diffraction, International Union of Crystallography, 20, 5-8.
- BGR (2011):** Identifizierung und Bewertung von Projekten der Bergbauindustrie in DEG-Investitionsländern. Unveröffentlicht.
- CUTEC (1994):** Schwermetallhaltige Halden des Harzes. Gutachten der Clausthaler Umwelttechnik-Institut GmbH im Auftrag für das Niedersächsische Umweltministerium: 118 S., Anlagen; Clausthal-Zellerfeld.
- DIN 19747 (2009):** Investigation of solids – Pre-treatment, preparation and processing of samples for chemical, biological and physical investigations, 2009, DIN-Deutsches Institut für Normung e.V.
- Denecke, D. (1978):** Erzgewinnung und Hüttenbetriebe des Mittelalters im Oberharz und Harzvorland: Archäologisches Korrespondenzblatt, Band 8, 77–86.
- Dennert, H. (1971):** Die Entwicklung des Oberharzer Silber-Blei-Zink-Erzbergbaus vom 16. bis zum Anfang des 20. Jahrhunderts. In: Buschendorf, F., Dennert, H. Hannak, W. Hüttenhain, H., Mohr, K. Sperling, H., Stoppel, D. (Hrsg.): Die Blei-Zink-Erzgänge des Oberharzes. Heft 118, Lieferung 1, Ch. 4, Hannover, S. 83-114.



- Foord, E.E., Shawe, D.R. (1989):** The Pb-Bi-Ag-Cu-(Hg) Chemistry of galena and some associated sulfosalts: A Review and some new data from Colorado and Pennsylvania. *Canadian Mineralogist*, 27, p. 363-382.
- Foord, E.E., Shawe, D.R., Conklin, N.M. (1988):** Coexisting Galena PbS<sub>ss</sub> and sulfosalts: evidence for multiple episodes of mineralization in the round mountain and Manhattan gold districts Nevada. *Canadian Mineralogist*, 26, p. 255-376.
- Gasparrini, C., Lowell, G. (1985):** Silver-bearing inclusions in “argentiferous” galena from the silvermine district in southeastern Missouri. *Canadian Mineralogist*, 23, p. 99-102.
- George, L., Cook, N.J., Ciobanu, C.L., Wade, B.P. (2015):** Trace and minor elements in galena: a reconnaissance LA-ICP-MS study. *American Mineralogist*, 100, p. 548-569.
- Günther, T., Martin, T. (2016):** Spectral two-dimensional inversion of frequency-domain induced polarisation data from a mining slag heap, *Journal of Applied Geophysics*, doi:10.1016/j.jappgeo.2016.01.008
- Günther, T., Rücker, C., Spitzer, K. (2006):** 3-d modeling and inversion of DC resistivity data incorporating topography - Part II: Inversion *Geophys. J. Int.*, 166, 506-517.
- Hupfer, S. (2014):** Systematische Untersuchungen zum komplexen elektrischen Widerstand an Mineral-Quarzsand-Mischungen, Masterarbeit, Universität Potsdam.
- IGU (1994):** Bericht Nr. 06/94: Erzbergwerk Grund. Institut für Gewässerschutz und Umgebungsüberwachung.
- InfoMine (2012):** Mining cost service: A subscription cost data update service. Hrsg.: Leinart, J. InfoMine USA Washington.
- Klappauf, L. (1985):** Die Grabungen 1983/84 im frühmittelalterlichen Herrnsitz zu Düna/Osterode. *Harz-Zeitschrift* 37: 61-64.
- Knödel, K., Krummel, H., Lange, G. (2005):** Handbuch zur Erkundung des Untergrundes von Deponien, Band 3 – Geophysik, 2005, Springer Verlag.
- Kraschewski, H.J. (2001):** Die Unterharzer Schmelzhütten in der Neuzeit. In: Roseneck, R. (Hrsg.): *Der Rammelsberg – Tausend Jahre Mensch-Natur-Technik*. Band 2, Verlag Goslarsche Zeitung, Goslar, S. 266-281.
- Kraschewski, H.J. (2001b):** Schmelzhütten und Schmelzverfahren im Unter- und Oberharz in der Frühneuzeit (16.-18. Jahrhundert). In: Gerhard, H.J., Kaufhold, K.H., Westermann, E. (Hrsg.): *Europäische Montanregion Harz*. Deutsches Bergbaumuseum Bochum, Bd. 1, 251-264.
- Kraume, E. 1955:** Die Erzlager des Rammelsberges bei Goslar. *Monographien der deutschen Blei-Zink-Erzlagerstätten* 4, Beihefte zum geologischen Jahrbuch, Heft 18, Hannover, 394 S.
- Kuhn, K., Graupner, T., Langer, A. (2015):** Hightech-Rohstoffe aus niedersächsischen und anderen deutschen Primär- und Sekundärquellen. *Akademie für Geowissenschaften und Geotechnologien, Veröffentlichungen*, 31, 45-54, ISBN: 978-3-510-96854-1.

- Kuhn, K., Meima, J.A., Rammlmair, D. Ohlendorf C. (2016):** Chemical mapping of mine waste drill cores with laser-induced breakdown spectroscopy (LIBS) and energy dispersive X-ray fluorescence (EDXRF) for mineral resource exploration. *Journal of Geochemical Exploration*, 161, 72-84.
- Liessmann, W. (2010):** Historischer Bergbau im Harz. Springer-Verlag Berlin, Heidelberg, 470 S.
- McSpadden, G., Schaap, W. (1984):** Technical note: Taylor's rule of mine life. *Proc Australas Inst Min Metall* 289(6):217-220.
- Mehner, W., Geibel, R. (2001):** Das Unterharzer Hüttenwesen. In: Roseneck, R. (Hrsg.): *Der Rammelsberg – Tausend Jahre Mensch-Natur-Technik. Band 2*, Verlag Goslarsche Zeitung, Goslar, S. 250-265.
- Poggendorf, C., Rüpke, A., Gock, E., Saheli, H., Kuhn, K., Martin, T. (2015):** Nutzung des Rohstoffpotentials von Bergbau- und Hüttenhalden am Beispiel des Westharzes. In: Thomé-Kozmiensky, K. J. (Hrsg.): *Mineralische Nebenprodukte und Abfälle 2 – Aschen, Schlacken, Stäube und Baurestmassen*. TK Verlag, Neuruppin 2015, ISBN 978-3-944310-21-3.
- Pring, A., Williams, T.B. (1994):** A HRTEM study of defects in silver-doped galena. *Mineralogical Magazine*, v. 58, p. 455-459.
- Reeson, K., Stanley, C.J., Jeynes, C., Grime, G., Watt, F. (1990):** PIXE analysis to determine the trace element concentrations in a series of galena (PbS) specimens from different localities. *Nuclear Instruments and Methods in Physics Research*, B45, 327-332.
- Renock, D., Becker, U. (2011):** A first principles study of coupled substitution in galena. *Ore Geology Reviews*, 42, p. 71-83.
- Roberts, S., Gunn, G. (2014):** Cobalt. In: *Critical Metals Handbook*. Hrsg.: Gunn G. John Wiley & Sons, Oxford 2014, pp 122-146.
- Rohstoffwirtschaftliche Steckbriefe BGR, Kupfer, (2012):**  
[http://www.bgr.bund.de/DE/Themen/Min\\_rohstoffe/Downloads/rohstoffsteckbrief\\_cu.pdf?\\_\\_blob=publicationFile&v=7](http://www.bgr.bund.de/DE/Themen/Min_rohstoffe/Downloads/rohstoffsteckbrief_cu.pdf?__blob=publicationFile&v=7)
- Rohstoffwirtschaftliche Steckbriefe BGR, Zink, (2015):**  
[http://www.bgr.bund.de/DE/Themen/Min\\_rohstoffe/Downloads/rohstoffsteckbrief\\_zn.pdf?\\_\\_blob=publicationFile&v=2](http://www.bgr.bund.de/DE/Themen/Min_rohstoffe/Downloads/rohstoffsteckbrief_zn.pdf?__blob=publicationFile&v=2)
- Schnorrer-Köhler, G. (1987):** Die Minerale in den Schlacken des Harzes. *Aufschluss* 38, S.157-168, 181-197, 231-246, 291-300 sowie im Sonderb. 4.
- Schwarz-Schampera, U. (2014):** Indium. In: *Critical Metals Handbook*. Hrsg.: Gunn G. John Wiley & Sons, Oxford 2014, pp 204-227.
- Sharp, T.G., Buseck, P.R. (1993):** the distribution of Ag and Sb in galena: inclusions versus solid solution. *American Mineralogist*, v. 78, 85-95.

- Sillitoe, R.H., Clark, A.H. (1969):** Copper and copper-iron sulfides as the initial products of supergene oxidation, Copiapó mining district, northern Chile. *The American Mineralogist*, 54, 1684-1710.
- Sperling, H., Stoppel, D. mit Beiträgen von: Dennert, H., Tiemann, K.C. (1981):** Die Blei-Zink-Erzgänge des Oberharzes - Gangkarte des Oberharzes mit Erläuterungen. *Geologisches Jahrbuch - Monographien der deutschen Blei-Zink-Erzlagerstätten*, Reihe D, Heft 46, 90 S.; Hannover.
- Stedingk, K. (2012):** Geologie und Erzlagerstätten im Oberharz. In: Stedingk, K., Kleeberg, K. (Hrsg.) *Erzbergbau und Oberharzer Wasserwirtschaft*. DGG, EDGG 247: 9-81; Hannover.
- Stedingk, K., Stoppel, D. (1993):** History of Mining Operations and Economic Importance of the Vein Deposits. In: Möller, Lüders (Hrsg): *Formation of hydrothermal vein deposits – A case study of the Pb-Zn, barite and fluorite deposits of the Harz Mountains*. Monograph series on Mineral Deposits, 30:1-3; Berlin/Stuttgart.
- Taylor, H. K. (1977):** Mine valuation and feasibility studies. In: *Mineral industry costs*. Northwest Mining Assoc, Spokane 1976, pp 1-17.
- Van Hook, U. J. (1960):** The ternary system  $\text{Ag}_2\text{S}-\text{Bi}_2\text{S}_3-\text{PbS}$ . *Econ. Geol.*, 55, 759-788.
- Wellmer, F. W. (1979):** Sind die Buntmetallagerstätten wirklich gewachsen? *Erzmetall* 32(1): 24-31.
- Wellmer, F. W. (1981):** Reserve/consumption ratios – how can they be interpreted? *Bull Can Inst Min Metall* 74(831): 59-62.
- Woltemate, I. (1988):** Beurteilung der geochemischen und sedimentpetrographischen Aussagefähigkeit von Bohrproben aus Flotationsabgängen in zwei Absetzbecken des Erzbergwerks Rammelsberg. Dissertation Universität Hannover, Hannover, 190 S.
- Zimmermann E., Kemna A., Berwix J., Glaas W., Münch H-M., Huisman, J.A. (2008):** A high-accuracy impedance spectrometer for measuring sediments with low polarizability, *Meas. Sci. Technol.* 19.

## 8.1 Projekt - Veröffentlichungen

### *Masterarbeiten:*

**Behling, L. (2016):** Der Effekt der Sättigung auf das SIP-Signal bei Mineral-Quarz-Sand-Gemischen, FU Berlin

**Hupfer, S. (2014):** Systematische Untersuchungen zum komplexen elektrischen Widerstand an Mineral-Quarzsand-Mischungen, Universität Potsdam

**Djotsa, V. (2014):** Induzierte Polarisation an Sand-Erz-Gemischen, TU Clausthal

### *Artikel/Buchbeiträge:*

**Günther, T., Martin, T. (2016):** Spectral two-dimensional inversion of frequency-domain induced polarisation data from a mining slag heap, Journal of Applied Geophysics, doi:10.1016/j.jappgeo.2016.01.008

**Hupfer, S., Martin, T., Weller, A., Günther, T., Kuhn, K., Djotsa, V. N. N., Noell, U. (2015):** Polarization effects of unconsolidated sulphide-sand-mixtures. Journal of Applied Geophysics, doi:10.1016/j.jappgeo.2015.12.003.

**Kuhn, K., Graupner, T., Langer, A. (2015):** Hightech-Rohstoffe aus niedersächsischen und anderen deutschen Primär- und Sekundärquellen. Akademie für Geowissenschaften und Geotechnologien, Veröffentlichungen, 31, 45-54, ISBN: 978-3-510-96854-1.

**Kuhn, K., Meima, J., Rammlmair, D., Martin, T., Knieß, R., Noell, U. (2014):** Erkundung des Rohstoffpotenzials einer historischen Harzer Bergbauhalde im Rahmen des r<sup>3</sup>-Projektes ROBEHA. In: Teipel, U., Reller A. (Hrsg.): 3.Symposium Rohstoffeffizienz und Rohstoffinnovationen. Fraunhofer Verlag, Nürnberg, 495 S, ISBN 978-3-8396-0668-1.

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

### *Tagungsbeiträge(Vorträge und Poster):*

#### *Referiert*

- Hupfer, S., Martin, T., Noell, U. (2014):** “Laboratory SIP-investigation on unconsolidated mineral-sand-mixtures”, Proceedings of the 3<sup>rd</sup> International Workshop on Induced Polarization, Ile d’Oleron/France, <http://ip.geosciences.mines-paristech.fr/>
- Knieß, R., Martin, T. (2015):** “Reconstruction of the inner structure of small scaled mining waste dumps by combining GPR and ERT data”, Geophysical Research Abstracts, Vol. 17, EGU2015-10020.
- Kuhn, K., Meima, J.A, Rammlmair, D., Martin, T., Knieß, R., Noell, U. (2014):** Metal exploration in historical ore processing residues in the Harz mountains, Germany, Vortrag und Extended Abstract in: Proceedings of the **21st General Meeting of the International Mineralogical Association** (01.-05.09.2014), South Africa
- Martin, T., Knieß, R., Noell, U., Hupfer, S., Kuhn, K., Günther, T. (2015):** Geophysical exploration of historical mine dumps for the estimation of valuable residuals, Geophysical Research Abstracts, Vol. 17, EGU2015-10020.

#### *Nicht referiert*

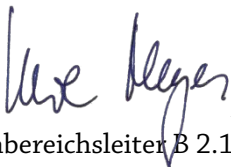
- Knieß, R., Martin, T. (2014):** Geoelektrische Inversion mit Schichtgrenzeninformationen aus Radarmessungen, Vortrag zum dem Workshop „Hochauflösende Geoelektrik“ Leipzig.
- Kuhn., K., Poggendorf, C., Meima, J.A., Martin, T., Knieß, R., Noell, U., Gock, E., Saheli, H., Rammlmair, D., (2015):** ROBEHA: Nutzung des Rohstoffpotenzials von Bergbau- und Hüttenhalden am Beispiel des Westharzes , Vortrag anlässlich des Hochschulvergabe-Treffens der BGR, Hannover.
- Kuhn., K. (2014):** Rohstoffpotential von Bergbauhalden im Harz – das Projekt ROBEHA. Geochemische und Mineralogische Erkundung der Halden. Vortragsreihe im BGR-Hauskolloquium Berlin/Hannover.
- Martin, T., Knieß, R., Noell, U., Hupfer, S., Kuhn, K., Günther, T. (2015):** Geophysikalische Erkundungen zur Rohstoffabschätzung stillgelegter Bergbauhalden im Westharz, Poster zur 75. Jahrestagung der Deutschen Geophysikalischen Gesellschaft, Hannover.
- Martin, T., Günther, T. (2015):** Spektrale Feldauswertung von SIP-Profilen auf stillgelegten Bergbauhalden, Vortrag zur 75. Jahrestagung der Deutschen Geophysikalischen Gesellschaft, Hannover.
- Martin, T. (2014):** Geoelectrical and (S)IP investigations on wood and mining dumps, Eingeladener Vortrag an der Universität Lind, Schweden.
- Martin, T., Knieß, R., Hupfer, S., Noell, U. (2014):** Geophysikalische Erkundungen stillgelegter Bergbauhalden – Projekt ROBEHA, Vortragsreihe im BGR-Hauskolloquium Berlin/Hannover.



- 
- Martin, T., Knieß, R., Noell, U., Hupfer, S., Kuhn, K. (2014):** Volumenabschätzung wiederverwertbarer Rohstoffe an stillgelegten Bergbauhalden mittels Geoelektrik und SIP, Vortrag zum dem Workshop „Hochauflösende Geoelektrik“ Leipzig.
- Martin, T. (2014):** Praktische Anwendungsbereiche des Spektral Induzierten Polarisationsverfahren (SIP), Eingeladener Vortrag zur LIAG Austauschsitzung, Hannover.
- Martin, T., Knieß, R., Noell, U., Kuhn, K., Günther, T. (2014):** Geophysikalische Erkundungen zur Rohstoffabschätzung stillgelegter Bergbauhalden, Vortrag zur 74. Jahrestagung der Deutschen Geophysikalischen Gesellschaft, Karlsruhe.
- Martin, T., Hupfer, S., Kuhn, K., Noell, U. (2014):** Laboruntersuchungen zur komplexen Leitfähigkeit an Metall-Quarzsand-Gemischen, Vortrag zur 74. Jahrestagung der Deutschen Geophysikalischen Gesellschaft, Karlsruhe.
- Martin, T., Noell, U., Kuhn, K., Knieß, R., Meima, J., Meyer, U., Rammlmair, D. (2013):** Untersuchung von Bergbauhalden des Westharzes im Hinblick auf Wertstoffpotential und Kontaminationsgefährdung: das BMBF Projekt ROBEHA, Vortrag zur 73. Jahrestagung der Deutschen Geophysikalischen Gesellschaft, Leipzig.



**BUNDESANSTALT FÜR GEOWISSENSCHAFTEN UND ROHSTOFFE**  
**BGR, BERLIN**



Fachbereichsleiter B 2.1

(Dr. U. Meyer)

Leiter des Fachbereichs  
„Geophysikalische Erkundung  
– Technische Mineralogie“



Fachbereichsleiterin B 1.2

(Dr. H. Wilken)

Leiterin des Fachbereichs  
„Geologie der mineralischen  
Rohstoffe“