



Freiberg On-line
Geoscience Vol. 8



Sorption von Metallen und Halbmetallen an Sedimenten im bergbaulich beeinflussten Feuchtgebiet Lengenfeld / Vogtland

Manja Seidel



Institut für Geologie, Technische Universität Bergakademie Freiberg

Inhaltsverzeichnis

ABBILDUNGSVERZEICHNIS	V
TABELLENVERZEICHNIS	VII
1 EINLEITUNG	1
2 GRUNDLAGEN	3
2.1 Sorption	3
2.2 Geochemie von Uran und Arsen	6
2.2.1 Uran	6
2.2.2 Arsen.....	9
2.3 Historische Entwicklung des Bergbaus und der Uranerzaufbereitung im Untersuchungsgebiet	11
2.4 Überblick zu Uranerzaufbereitungstechnologie.....	13
2.4.1 Nassmechanische Aufbereitung	13
2.4.2 Chemisch- hydrometallurgische Aufbereitung.....	13
2.5 Beschaffenheit der Tailings	15
3 ÜBERBLICK ÜBER DAS ARBEITSGEBIET	18
3.1 Geographische Lage	18
3.2 Regionale Geologie	19
3.3 Geologie des Arbeitsgebietes	21
3.4 Morphologie/ Böden	21
3.5 Hydrogeologie/ Hydrologie	22
3.6 Projektrelevante Verdachtsflächen.....	24
4 METHODIK DER PROBENNAHME UND ANALYTIK.....	27
4.1 Probennahme und vor Ort-Untersuchungen	27
4.1.1 Durchführung der Ersten Probennahme	28

4.1.2	Durchführung der Zweiten Probennahme	29
4.2	Probenaufbereitung und Analytik	30
4.2.1	Sedimente der ersten Probennahme	30
4.2.1.1	Organischer Kohlenstoff.....	30
4.2.1.2	Arsenbestimmung mittels Graphitrohr- AAS.....	30
4.2.1.3	Gamma- Spektrometrie	32
4.2.2	Sedimente der zweiten Probennahme.....	33
4.2.2.1	Bestimmung der Metall(oid)- Gesamtkonzentrationen.....	33
4.2.2.2	Bestimmung der Metall(oid)- Bindungsformen	34
4.2.2.3	Gamma-Messung.....	36
4.2.2.4	Korngrößenanalyse.....	36
4.2.2.5	Statistische Untersuchungen.....	37
5	ERGEBNISSE	40
5.1	Ergebnisse der ersten Probennahme	40
5.1.1	Organischer Kohlenstoff.....	40
5.1.2	Arsen.....	41
5.1.3	Gamma-Messung.....	44
5.1.4	Statistische Untersuchungen und Zusammenfassung der Ergebnisse	45
5.2	Ergebnisse der zweiten Probennahme.....	48
5.2.1	Metall(oid)- Gesamtkonzentrationen.....	48
5.2.1.1	Die Actinoide Uran und Thorium.....	48
5.2.1.2	Arsen.....	51
5.2.1.3	Blei	52
5.2.1.4	Eisen und Mangan	54
5.2.1.5	Lithium, Rubidium und Cäsium	56
5.2.1.6	Beryllium, Strontium und Barium.....	56
5.2.1.7	Gallium, Indium und Thallium.....	57
5.2.1.8	Germanium und Zinn	57
5.2.1.9	Bismut und Antimon	57
5.2.1.10	Chrom, Molybdän, Wolfram und Niob	59
5.2.1.11	Kobalt, Nickel, Kupfer und Zink.....	60
5.2.1.12	Cadmium	62
5.2.1.13	Lanthanide	62
5.2.1.14	Natürliche Geochemische Verhältnisse.....	62
5.2.1.15	Statistische Untersuchungen der Metall(oid)-Gesamtkonzentrationen.....	63
5.2.1.16	Zusammenfassung der Metall(oid)-Gesamtkonzentrationen.....	72
5.2.2	Metall(oid)-Bindungsformen.....	74
5.2.2.1	Die Actinoide Uran und Thorium.....	75
5.2.2.2	Arsen.....	77
5.2.2.3	Blei	78

5.2.2.4	Kupfer.....	78
5.2.2.5	Molybdän.....	80
5.2.2.6	Antimon und Bismut	81
5.2.2.7	Zink.....	82
5.2.2.8	Mangan	83
5.2.2.9	Kobalt und Nickel.....	84
5.2.2.10	Zinn.....	85
5.2.2.11	Statistische Untersuchungen der Metall(oid)-Bindungsformen	86
5.2.2.12	Zusammenfassung der Metall(oid)-Bindungsformen.....	88
5.2.2.13	Metall(oid)-Konzentrationen von Wasserproben	89
5.2.2.14	Schlussfolgerungen für die Sorption der untersuchten Metall(oid)e.....	90
5.2.3	Gamma- Messung.....	90
5.2.4	Korngrößenanalyse.....	92
6	FEHLERBETRACHTUNG.....	94
6.1	Fehlerquellen der Feststoff- AAS.....	95
6.2	Fehlerquellen der Metall(oid)-Konzentrationsbestimmung.....	96
6.3	Fehlerquellen der Gamma-Aktivitätsmessung	97
6.4	Fehlerquellen der Korngrößenbestimmung.....	97
7	ZUSAMMENFASSUNG	98
8	LITERATURVERZEICHNIS	101

Abbildungsverzeichnis

Abb. 1	Übersicht zu den Arten der Sorption	3
Abb. 2	Schema des Kationenaustausch (SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998)	4
Abb. 3	Schematische Darstellung der Oberflächenkomplexierung am Beispiel von Tonmineralen (SIGG & STUMM In: SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998)....	4
Abb. 4	Ph-abhängige Sorption von Schwermetallen an Eisenoxiden am Beispiel von Goethit und Hämatit (McKENZIE In: SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998).....	5
Abb. 5	Prozentuale Verteilung der Uranylkomplexe in Abhängigkeit vom pH-Wert (TRIPATHI 1979 in: IVANOVICH & HARMON 1992).	7
Abb. 6	Prädominanzdiagramme für Uranspezies in natürlichen Wässern (LANGMUIR 1997).....	7
Abb. 7	Prädominanzdiagramm für Arsen (EVANGELOU 1998 nach FERGUSON & GAVIS 1972).....	10
Abb. 8	Überblick zum technologischen Ablauf der Uranerz-Aufbereitung in Lengenfeld (WISMUT 1992 In :SCHALL 1995)	15
Abb. 9	Hauptkontaminationspfade von Uranium Tailings (nach National Research Council In: DIEHL (1995a))	17
Abb. 10	Geographische Lage des Untersuchungsgebietes sowie ein Überblick zum erzbergisch/ vogtländischen Uranbergbau-Revier (GATZWEILER (1993) In: GRUNDMANN (2000)).....	18
Abb. 11	Geologische Übersicht (LfUG 1995, verändert)	20
Abb. 12	Darstellung des oberirdischen Einzugsgebietes, berechnet mit TNT mips (nach MANNIGEL 2002)	23
Abb. 13	Übersicht über die örtliche Gammadosisleistung (in nGy/h * 10) im Untersuchungsgebiet und die gewählten Beprobungsflächen (nach Wismut 1992, Sp. C & E 1991: Anlage 8.2 Verdachtsfläche Lengenfeld (9), verändert).....	26
Abb. 14	Übersicht der Probennahmepunkte.....	27
Abb. 15	Optimiertes Ofenprogramm und dessen Eignung für die Realprobe am Beispiel der Probe 7C (Tailing)	31
Abb. 16	Überblick zur prozentualen Verteilung des TOC-Gehaltes.....	40
Abb. 17	Überblick zur prozentualen Verteilung der Arsen-Konzentration	41
Abb. 18	Zusammenhang der Gesamt- γ -Aktivität und der aus Uran-238 resultierenden γ - Aktivität im Scatterplot	46
Abb. 19	Zusammenhang zwischen der Arsenkonzentration und dem TOC-Gehalt bzw. der Gesamt- γ -Aktivität im Scatterplot.....	46
Abb. 20	Zusammenhang dem TOC-Gehalt und der Gesamt- γ -Aktivität im Scatterplot	47
Abb. 21	Überblick zur regionalen Verteilung der U-238- und As-75-Konzentration	48
Abb. 22	Überblick zur Tiefen-Verteilung von Uran und Arsen in Zusammenhang mit der Mangankonzentration	51
Abb. 23	Vergleich des Isotopenverhältnisses Pb-206/Pb-207 mit der Uran-238- Gesamtkonzentration als regionale Übersicht über das Beprobungsgebiet.....	53

Abb. 24	Veränderung der Bleiisotopenverhältnissen Pb-208/Pb-207 und Pb-206/Pb-207	53
Abb. 25	Zusammenhang von Arsen, Antimon und Bismut im Untersuchungsgebiet	58
Abb. 26	Zusammenhang von Uran, Chromium, Molybdän und Wolfram im Untersuchungsgebiet	59
Abb. 27	Zusammenhang der Mangan-, Kobalt- und Nickelkonzentration an den untersuchten Boden-Proben	61
Abb. 28	Zusammenhang der Eisen-, Kobalt- und Nickelkonzentration an den untersuchten Boden-Proben	61
Abb. 29	Die Verhältnisse von Molybdän zu Wolfram und Thorium zu Uran der untersuchten Proben im Vergleich zu mittleren geochemischen Verhältnissen nach VINOGRADOV (1962).	63
Abb. 30	Ergebnis der Diskriminanzanalyse nach dem Schema (a) mittels WARD-Methode unter Einsatz aller Elemente	68
Abb. 31	Ergebnis der Diskriminanzanalyse nach dem Schema (a) mittels WARD-Methode für Uran und Blei	69
Abb. 32	Dendogramm und Gruppierung nach dem Schema (b) (Average-Linkage-Verfahren) 70	
Abb. 33	Urangesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform.....	76
Abb. 34	Prozentuale Verteilung der Bindungsformen von Uran und Arsen am Beispiel der Bohrung B5 (Lenkteich)	77
Abb. 35	Arsengesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform	77
Abb. 36	Bleigesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform	78
Abb. 37	Kupfer-Gesamt-konzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen	79
Abb. 38	Kupfer-Gesamt-konzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen [%]	79
Abb. 39	Molybdän-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen	80
Abb. 40	Molybdän-Gesamt-konzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen [%]	81
Abb. 41	Antimon-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen	82
Abb. 42	Bismut-Gesamt-konzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen.....	82
Abb. 43	Zink-Gesamt-konzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen.....	83
Abb. 44	Mangan-Gesamt-konzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen	84
Abb. 45	Kobalt-Gesamt-konzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen	84
Abb. 46	Nickel-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen	85
Abb. 47	Zinn-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach Bindungsformen	86
Abb. 48	Vergleich der Gamma- Aktivität mit den Uran- und Arsenkonzentrationen am Beispiel der Bohrung B5	91
Abb. 49	Graphische Darstellung der Gesamtboden- Kornverteilung des Bohrprofils B5	93

Tabellenverzeichnis

Tab. 1	Natürliche Uranisotope und deren Halbwertszeiten	6
Tab. 2	Zusammenstellung von Richtwerten für Uran und Arsen in Boden bzw. Reststoffen	9
Tab. 3	Übersicht zur Methodik der ersten Probennahme	28
Tab. 4	Überblick über die geographische Lage der abgeteuften Bohrungen	29
Tab. 5	Ofenprogramm der Graphitrohr-Feststoff-AAS für Arsen	31
Tab. 6	Parameter der Gamma-Spektrometrie	32
Tab. 7	Schema der sequentiellen Extraktion	35
Tab. 8	Prozentuale Verteilung des TOC-Gehaltes.....	40
Tab. 9	Prozentuale Verteilung der Arsen-Konzentration	41
Tab. 10	Rangkorrelation der Arsen- und TOC-Gehalte sowie der Gamma-Aktivität nach SPEARMAN	45
Tab. 11	Angaben zur Verbreitung von Uran-Tailings im Arbeitsgebiet (nach WISMUT 1992, verändert).....	49
Tab. 12	Ergebnis der Clusteranalyse im R- Modus und Unterteilung der Variablen in 3 Kategorien	65
Tab. 13	Ergebnisse der Faktorenanalyse (unter Verwendung der Gesamtkonzentrationen)..	66
Tab. 14	Ergebnis der Clusteranalyse im Q- Modus und Unterteilung der Proben in 3 Kategorien	66
Tab. 15	Ergebnis des Kruskal-Wallis-Test mit den Signifikanzniveaus der 2-, 3- und 4- Cluster-Lösung	67
Tab. 16	Gruppierung nach Schema (b), speziell für bergbaulich relevante Metall(oid)e	69
Tab. 17	Ergebnis der Faktorenanalyse der Cluster nach Klassifizierungsschema (a)	71
Tab. 18	Tab: Faktorenanalyse der Clusterung nach Schema (b), speziell für Uranbergbau- relevante Elemente	72
Tab. 19	Empfehlungs-/ Richtwerte nach LAGA (1994).....	72
Tab. 20	Konzentrationen ausgewählter Elemente in Böden (FIEDLER & RÖSLER 1993)	72
Tab. 21	Ergebnisse der Faktorenanalyse für die einzelnen Fraktionen	87
Tab. 22	Zusammenstellung verschiedener Analysenergebnisse am Beispiel des Bohrprofils B5	92
Tab. 23	Zusammensetzung des Feinbodens < 63 mm am Bohrprofil B5 [in M.%].....	93

Abkürzungsverzeichnis

AAS	Atom-Absorptions-Spektrometrie
Abb.	Abbildung
BfS	Bundesamt für Strahlenschutz
BSG	Bestimmungsgrenze
C&E	Consulting und Engineering GmbH
DDR	Deutsche Demokratische Republik
DGM	Digitales Geländemodell
DIN	Deutsche Industrienorm
DVWK	Deutscher Verband für Wasserwirtschaft und Kulturbau
EW	Einwaage
γ -Aktivität	Gamma-Aktivität
GIS	Geographisches Informationssystem
GOK	Geländeoberkante
GPS	Geographisches Positionierungs System (engl.: global positioning system)
GVV	Gesellschaft zur Verwahrung und Verwertung von stillgelegten Bergwerksbetrieben mbH
IAA	Industrielle Absetzanlage
ICP-MS	Inductively coupled plasma –mass spectrometry
LAGA	Länderarbeitsgemeinschaft “Abfall“
LfUG	Sächsisches Landesamt für Umwelt und Geologie
MTM	“Modified Tessier method”
m u GOK	Meter unter Geländeoberkante
MWM	“Modified microwave method”
NWG	Nachweisgrenze
ppm	parts per million
r	Korrelationskoeffizient
RKS	Rammkernsondierung
RSD	Relative Standardabweichung
SAG	Sowjetische Aktiengesellschaft
SD	Standardabweichung
SDAG	Sowjetisch-Deutsche Aktiengesellschaft
SEE	Seltene Erden Elemente
sig	Signifikanzniveau
SKK	Strahlenschutzkommission
SMUL	Staatsministerium für Umwelt und Landwirtschaft
StUFA	Staatliches Umweltfachamt
TC	Total Carbon
TIC	Total Inorganic Carbon
TOC	Total Organic Carbon
z-score	standardisierte Variable

1 Einleitung

Die ehemalige DDR galt bis 1989 mit einer Gesamtfördermenge von mehr als 220.000 t Uran als der größte europäische Uranproduzent (KARLSCH & SCHRÖTER 1996), auf dem Weltmarkt nahm sie nach den USA zusammen mit Canada Platz 2 ein. Zu Beginn des Uranbergbaus erfolgte die Aufbereitung zumeist in der Nähe der Förderstätten. Erst Anfang der sechziger Jahre wurde die Uranerzaufbereitung zentral nach Crossen und Seelingstädt verlegt. Infolge dieser Umstrukturierungen und der Konzentration auf die großen Standorte und Lagerstätten wurden zahlreiche alte Bergwerke und Absetzanlagen in Sachsen und Thüringen ohne große Sanierungsarbeiten geschlossen. Viele dieser kleineren Anlagen weisen starke Mängel hinsichtlich Sicherheit und Dichtigkeit auf, da es im Betriebszeitraum diesbezüglich keine Umweltauflagen gab. Hinzu kommt, dass diese Anlagen aus dem Grundstücksbestand der Wismut ausgegliedert wurde und somit zum Zeitpunkt der Wiedervereinigung Deutschlands nicht als primäre Wismut-Altlast angesehen wurde. Die IAA Lengenfeld, ca. 15 km südwestlich von Zwickau gelegen, ist eine davon. Zu Beginn des Aufbereitungsbetriebes in Lengenfeld wurden die Uranerze ausschließlich radiometrisch aufbereitet. Die Rückstände wurden entlang des Plohnbachtals aufgehaldet und stellen damit eine Gefahr für die Schutzgüter Boden, Wasser und Luft infolge eines möglichen Schadstoffaustrages dar. Erst in den 50er Jahren wurde in einer Flusssenke ohne weitere Schutzmaßnahmen oder Basisabdichtung die industrielle Absetzanlage angelegt. Die Dämme wurden aus Haldenmaterial geschüttet, später erst mit Hilfe von Granitbruchstücken stabilisiert. Damit gibt die Aufbereitungsanlage Lengenfeld ein für viele kleinere Anlagen dieser Region typisches Bild wider: Aufgrund der fehlenden Schutzvorkehrungen und der damit unkontrollierten Sickerpfade besitzen diese Absetzbecken durch die Anreicherungen an Radionukliden und Schwermetallen ein großes Schadstoffpotential.

Im Jahr 1954 brach infolge eines Hochwasserereignisses der südliche Hauptdamm der Absetzanlage. Dabei wurden etwa 50.000 m³ Tailings (WISMUT 1992) mit hohem Radionuklid- und Metall(oid)gehalten über eine Strecke von mehr als 2 km bis zum Lenkteich, einem ehemaligen Stauteich, verfrachtet und damit chemischen Austausch- und Transportprozessen ausgesetzt.

Die vorliegende Arbeit soll zum Einen Einblick in die räumliche Verbreitung von Uranerzaufbereitungsrückständen und Kontaminationen infolge des Aufbereitungsbetriebes gestatten; besondere Berücksichtigung fanden dabei die aus dem Dammbbruch der IAA von 1954 resultierenden verfrachteten Tailings. Zum Anderen sollen mit Hilfe geochemischer Untersuchungen Vorstellungen zur Art des sekundären Transportes, der Schadstoffmobilisierungen und Rückhaltung gegeben sowie mögliche Selbstreinigungsprozesse innerhalb des Feuchtgebietes infolge von Sorption der Schadstoffe an Sedimenten ausgehalten werden. Letztendlich sollen Aussagen zum Schadstoffpotential getroffen werden. Das ehemalige Betriebsgelände, die Absetzanlage an

sich sowie die Haldenkörper (Nord- und Südhalde) wurden in dieser Arbeit nicht untersucht.

Im einzelnen umfasste die Arbeit folgende Schritte:

- Auswertung vorhandenen Datenmaterials
- Screening, um einen groben Überblick zur Schadstoffverteilung zu erhalten
- Abteufen von 6 Bohrungen an ausgewählten Standorten
- Gammastrahlenspektrometrische Untersuchungen der Proben
- Geochemische Analysen von Bodenproben, Sediment und Tailingsmaterial
- Untersuchung der Bindungsformen ausgewählter Metalle und Halbmetalle mittels sequentieller Extraktion
- Statistische Interpretation der geochemischen Parameter

2 Grundlagen

2.1 Sorption

Der Schwerpunkt dieser Arbeit liegt in der Untersuchung der Bindungsformen von Metallen und Halbmetallen. Mit Hilfe eines sequentiellen Extraktions- Schemas (siehe Kapitel 4.2.2.2) wurde der Versuch unternommen, die verschieden starken Bindungsformen zu quantifizieren und Schlussfolgerungen bezüglich des Schadstoffpotentials zu ziehen. Die Metall(oid)e können dabei an Mineralpartikeln sorbiert oder aber residual im Kristallgitter der Gesteinsmatrix fixiert sein. Da die Art der Metall(oid)bindung deren Bindungsstärke beeinflusst und von großer Relevanz für die Abschätzung des Gefahrenpotentials ist, sollen im Folgenden Grundlagen der Sorption angesprochen werden.

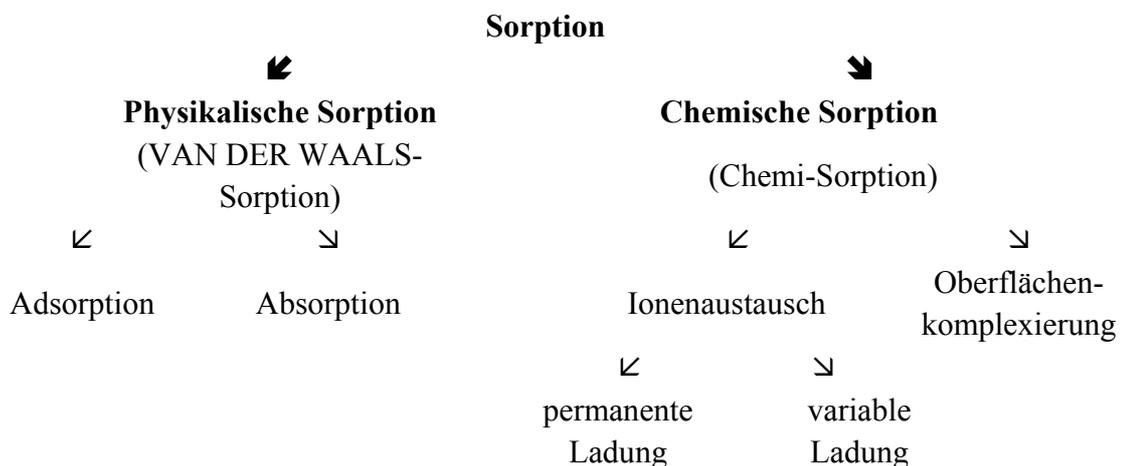


Abb. 1 Übersicht zu den Arten der Sorption

Neben der physikalischen (unspezifischen) Sorption), die ADAM et. al. (2000) als eine Bindung von organischen und anorganischen Stoffen an der Oberfläche (Adsorption) oder im Inneren fester Körper (Absorption) durch die Wirkung von VAN DER WAALS- oder Dispersionskräften definieren, wird von Chemisorption (spezifische Sorption) gesprochen, wozu Ionenaustauschprozesse und Oberflächenkomplexierungen gezählt werden. Unter dem Begriff der Sorption werden die spezifische und unspezifische Sorption zusammengefasst.

Unter Ionenaustausch werden Bindungen verstanden, bei denen Moleküle infolge freier Valenzen an der Oberfläche von Feststoffkörpern chemisch fixiert werden. Die Sorptionsfähigkeit ist von der spezifischen Oberfläche abhängig, damit neigen insbesondere aufweitbare Tonminerale, Huminstoffe und Eisenoxide zur chemischen Sorption.

Beim Ionenaustausch kann zwischen permanenter Ladung, hervorgerufen durch den isomorphen Ersatz höherwertiger durch niederwertigere Kationen in Schichtsilikaten, und der variablen Ladung unterschieden werden. Die variable Ladung ist neben dem pH-Wert von der Ionenstärke der umgebenden Lösung abhängig. Dabei werden von den funktionellen Hydroxylgruppen (OH-) (wie zum Beispiel -SiOH, -AlOH, -AlOH₂, -FeOH, -FeOH₂ und -COH) unter steigendem pH-Wert Protonen abgespalten und damit eine negative Ladung erzeugt, welche durch Kationen abgesättigt wird.

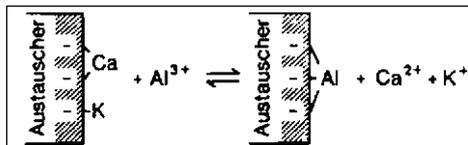


Abb. 2 Schema des Kationenaustausch (SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998)

Sinkt der pH-Wert, werden Protonen aufgenommen und damit eine positive Oberflächenladung hervorgerufen.

Huminstoffe besitzen aufgrund der Dissoziation von Protonen ausschließlich negative variable Ladungen. Für die Pedosphäre ist insbesondere die Sorption der Bodennährstoffe Calcium, Magnesium, Kalium, Natrium und Aluminium von Bedeutung. Höherwertige Kationen wie Al³⁺ werden dabei geringwertigen Kationen wie K⁺ stark bevorzugt. Als Ursache vermuten SCHEFFER & SCHACHTSCHABEL (1998) ein zusätzliches Eingehen von koordinativen (kovalenten) Bindungen mit benachbarten Hydroxylgruppen und somit die Bildung von metallorganischen (außersphärischen) Komplexen. Als Beispiel ist besonders die Zurückhaltung von Aluminium-Ionen und Schwermetallen durch Huminstoffe zu nennen.

Die Sorption an Eisen- und Manganoxiden sowie Allophanen (wasserreiche, sekundäre Aluminiumsilikate) erfolgt über eine Oberflächenkomplexierung. Diese kann in die schwächere außersphärische Komplexierung, welche von Alkali- und Erdalkali-Kationen sowie Allophan bevorzugt wird und die stärkere innersphärische Komplexierung unterschieden werden (siehe Abb. 3). Die außersphärische Komplexierung beruht auf der elektrostatischen Bindung hydratisierter Ionen. Bei der innersphärischen (spezifischen) Sorption findet ein Ligandenaustausch statt und das Ion wird fest in den Komplex eingebaut.

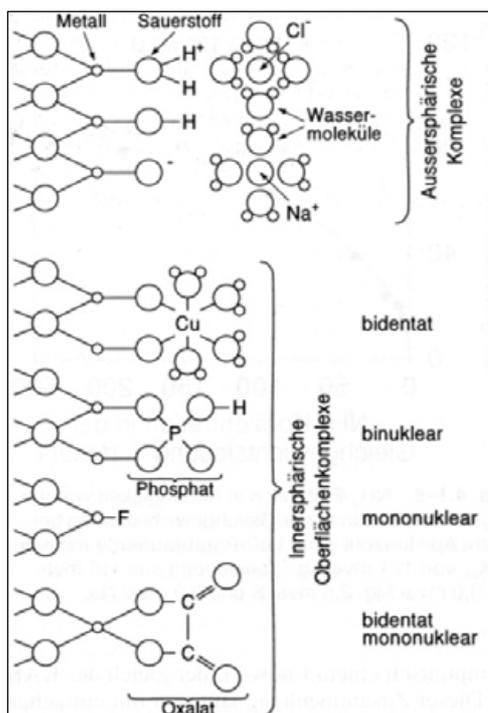


Abb. 3 Schematische Darstellung der Oberflächenkomplexierung am Beispiel von Tonmineralen (SIGG & STUMM In: SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998)

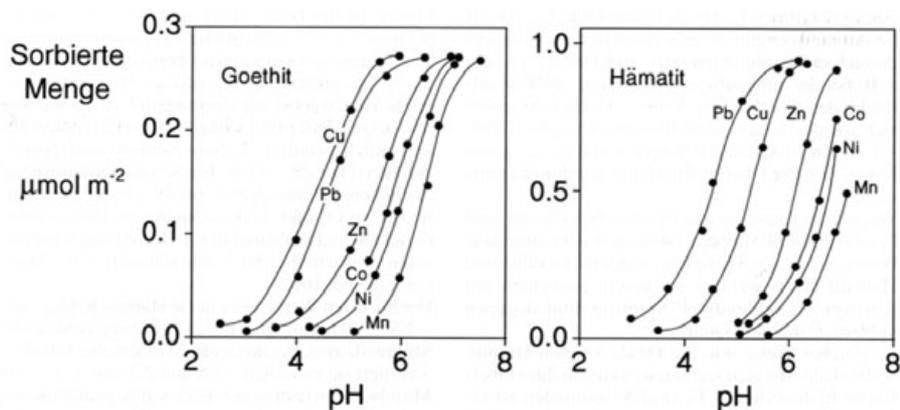


Abb. 4 Ph-abhängige Sorption von Schwermetallen an Eisenoxiden am Beispiel von Goethit und Hämatit (McKENZIE In: SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998)

Durch das Rückhaltevermögen von beispielsweise Arsenat-, Molybdat-, Selenat- und Chromationen kommt dieser Art der Sorption eine große Bedeutung zu. Die Abb. 4 zeigt die Zunahme der kationischen Schwermetalle mit steigendem pH-Wert, analog dazu sinkt die Anionensorption unter diesen Bedingungen. Auch Huminstoffe, sofern sie Eisen- oder Aluminiumhydroxidgruppen an ihrer Oberfläche gebunden haben, sowie die Al-OH-Gruppen von Tonmineralen können an der spezifischen Sorption beteiligt sein.

Das Ausmaß der Sorption kann auf verschiedenen Wegen quantitativ beschrieben werden:

Das **Sorptionsgleichgewicht (SG)** wird durch die Sorptionskinetik und die Fließgeschwindigkeit des Wassers bestimmt. Das SG stellt sich eher bei geringen Fließgeschwindigkeiten ein; je höher diese sind, desto größer ist die Transportweite bzw. geringer die Elution eines Stoffes. Der Faktor der Retardation eines bestimmten Stoffes kann aus Säulenversuchen ermittelt werden.

Die **Sorptions-(Desorptions-)Kinetik** wird durch die Diffusionsrate der beteiligten Moleküle bestimmt. Diese Prozessgeschwindigkeit ist im Allgemeinen sehr gering und bei der Desorption niedriger als die Kinetik der Sorption.

Sorptionsisotherme beschreiben die in einem definierten System bei gleichbleibender Temperatur und für definierte Stoffe bestehenden quantitativen Sorptionswirkungen. In der Regel hängt dabei die sorbierte Stoffmenge von der im Wasser gelösten Menge (Konzentration) des selbigen Stoffes sowie dem Verteilungskoeffizienten (Adsorptionskoeffizient) K_d , einer stoffspezifischen Konstanten, welche die Sorptionsfähigkeit beschreibt, ab. Der **Sorptionskoeffizient K_d** ergibt sich aus Schüttelversuchen, indem die Stoffmenge, die aus der Lösung durch den zu untersuchenden Stoff sorbiert wurde, ermittelt wird.

Die drei gebräuchlichen Isothermen sind:

- FREUNDLICH-Isotherme
- LANGMUIR-Isotherme
- HENRY-Isotherme

Dabei handelt es sich bei allen drei K_d -Konzepten um empirische Konstanten, welche keinerlei Wechselwirkungen mit Protonen oder anderen Spezies berücksichtigen können und damit kaum auf natürliche Prozesse übertragbar sind. Für den Arbeitsbereich der Lithos- bzw. Pedosphäre, insbesondere das untersuchte Feuchtgebiet als hochkomplexes System, sind diese Art Ansätze daher nicht empfehlenswert. In dieser Arbeit wurde daher nicht die Sorptionskapazität (K_d) des Sediments bzw. Bodens selbst sondern vielmehr die Art der Festlegung sowie der jeweilige prozentuale Anteil an der Gesamtsorption bestimmt.

2.2 Geochemie von Uran und Arsen

Im Rahmen dieser Arbeit wurden eine Vielzahl von Metall(oid)en bestimmt. Im Hinblick auf die regionalen Gegebenheiten wurde besonderes Augenmerk auf Uran und Arsen als Hauptkontaminanten gelegt. Im Folgenden soll ein kurzer Überblick zum Chemismus dieser beiden Elemente gegeben werden.

2.2.1 Uran

Das Actinoid Uran besitzt die Ordnungszahl 92 und hat eine Dichte von $18,97 \text{ g/cm}^3$. Uran ist ein silbrig bis dunkelgraues sehr unedles Metall, das durch Luftsauerstoff schnell oxidiert wird. In seinen physikalisch-mineralogischen Eigenschaften ähnelt es mit Ausnahme der Härte, welche wesentlich geringer ist, den Elementen Chrom, Molybdän und Wolfram.

Von Uran sind drei natürlich vorkommende Isotope bekannt (siehe Tab. 1), die alle α -Strahler sind. Uran-238 ist mit einer Häufigkeit von 99,27 % (u.a. MERKEL & SPERLING 1998) das am häufigsten vertretene Uranisotop und besitzt zudem mit $4,5 * 10^9$ Jahren die höchste Halbwertszeit. Zusammen mit Uran-235 bildet es Mutter-Nuklide für zwei eigene Zerfallsreihen. Uran-234 ist ein Tochternuklid von Uran-238 und wird durch den Zerfall über Thorium-234 und Protactinium -234 gebildet.

Tab. 1 Natürliche Uranisotope und deren Halbwertszeiten

Uran-Isotop	Anteil in Massen-%	Halbwertszeit
^{234}U	0,0055	$2,5 * 10^5 \text{ a}$
^{235}U	0,72	$7,0 * 10^8 \text{ a}$
^{238}U	99,27	$4,5 * 10^9 \text{ a}$

Aus Uran entstehen ständig Tochternuklide, von denen das Edelgas Radon extrem mobil ist. Andere Tochternuklide wie Thorium, Radium, Polonium und Blei neigen dazu, wenig mobil zu sein.

Uran tritt in den Wertigkeitsstufen II, III, IV, V und VI auf, in der Natur überwiegen allerdings die vier- und sechswertigen Verbindungen.

In primär gebildeten Mineralen liegt Uran überwiegend als U(IV) vor (z.B. Uraninit UO_2). Unter reduzierenden Eh-Bedingungen sind diese Verbindungen sehr stabil und damit nahezu unlöslich. In der Pedo- und Hydrosphäre tritt Uran im oxidierenden Milieu vorwiegend in sechswertiger Form auf (Uranyl), welches in Abhängigkeit von den Eh- und pH-Verhältnissen stabile Komplexe mit z.B. Phosphat-, Carbonat-, Sulfat- und Fluorid-Ionen (IVANOVICH & HARMON 1992) bildet (siehe Abb. 5) und damit sehr gut löslich ist.

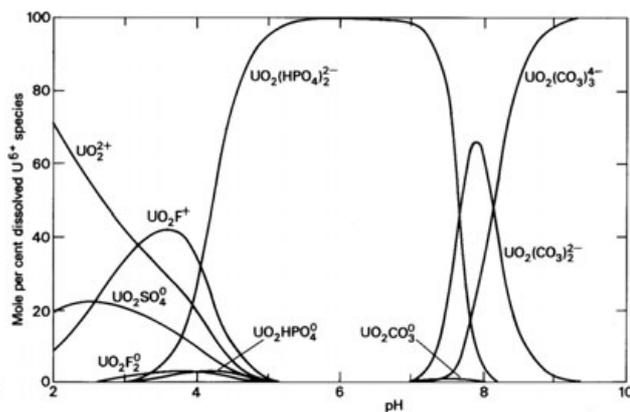


Abb. 5 Prozentuale Verteilung der Uranylkomplexe in Abhängigkeit vom pH-Wert bei 25 °C und $\Sigma U = 10^{-8}$ mol/l. $\Sigma F = 0,03$ ppm, $\Sigma Cl = 10$ ppm, $\Sigma SO_4 = 100$ ppm, $\Sigma PO_4 = 0,1$ ppm, $\Sigma SiO_2 = 30$ ppm (TRIPATHI 1979 in: IVANOVICH & HARMON 1992).

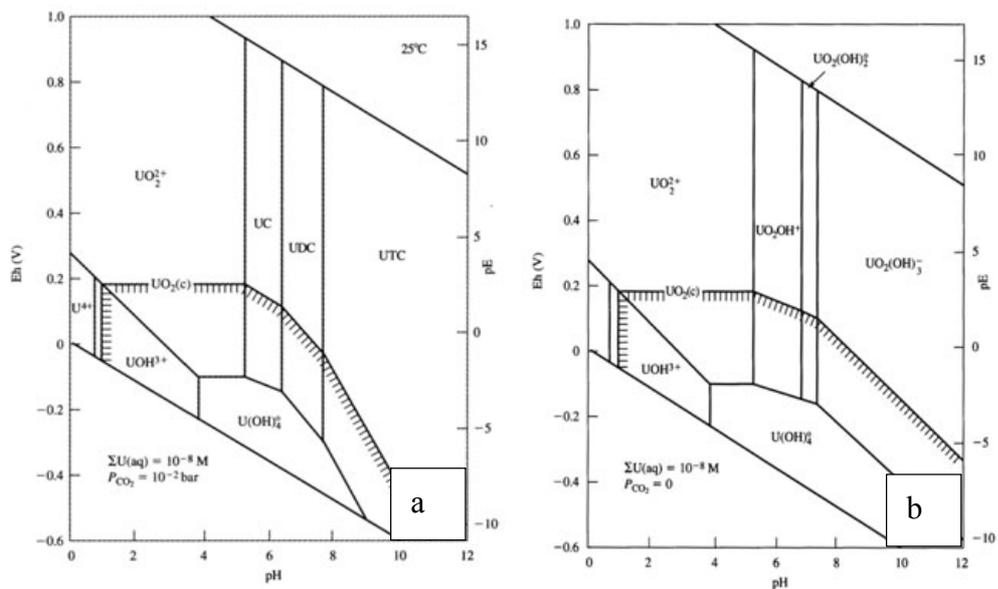


Abb. 6 Prädominanzdiagramme für Uranspezies in natürlichen Wässern bei 25 °C, 1 bar $\Sigma U = 10^{-8}$ mol/l. (a) System U-O₂-H₂O; (b) System U-O₂-CO₂-H₂O bei $P_{CO_2} = 10^{-2}$ bar, UC = $[UO_2CO_3]^0$, UDC = $[UO_2(CO_3)_3]^{2-}$, UTC = $[UO_2(CO_3)_3]^{4-}$ aus LANGMUIR (1997).

Die Abb. 6 zeigt die Eh – pH- abhängige Speziesverteilung von Uran bei einer Gesamtkonzentration von 10^{-8} mol/l mit und ohne Kontakt von Kohlenstoffdioxid. Das Stabilitätsfeld der festen Mineralphase des Uraninit ist dabei durch eine Schraffierung abgegrenzt. Während in natürlichen oxidierenden oberirdischen Gewässern (Abb. 6a) Hydroxylkomplexe überwiegen, bilden sich unter Zutritt von Kohlendioxid (Abb. 6b) bei einem CO_2 -Partialdruck von 10^{-2} bar und pH-Werten von > 5 vorrangig Uranyl-Carbonat-Komplexe. Diese Komplexe sind neutral oder negativ geladen und verhindern damit eine Fixierung an Sedimenten über einen Kationenaustausch. Bei höheren Sulfat- oder Phosphat-Konzentrationen konkurrieren die Sulfat- und Phosphatkomplexe mit Hydroxo- und Carbonat-Komplexen. Aus der Erhöhung der Löslichkeit und der geringen Sorptionsfähigkeit der carbonatischen Komplexe resultiert schließlich eine erhöhte Uranmobilität für den oxidierenden Bereich (LANGMUIR 1997).

Sechswertiges Uran wird aufgrund der negativen Ladung in großem Maße an organischer Substanz gebunden. Daneben kann im pH-Bereich von 4 bis 8 eine Sorption durch Braunkohle, Tonminerale, Zeolithe, Calcit und Apatit erfolgen. Ein großer Anteil ist auch an Phosphaten gebunden. Findet nach der Sorption keine Reduktion zu U(IV) statt, ist bei einer pH-Änderung eine Remobilisierung jederzeit möglich. Nach MILLER et. al. (1984) und LANGMUIR (1997) kann U(VI) durch H_2S reduziert werden. MERKEL & SPERLING 1998 widersprechen dem, da das Redoxpotential des Schwefelwasserstoffs (H_2S) viel zu gering ist. In situ- kann die Reduzierung durch nullwertige Eisenkomplexe und mikrobieller Katalyse bewirkt werden.

Als mittleren Gehalt normaler Böden geben FIEDLER & RÖSLER (1993) für Uran 1 mg/kg an. Der mittlere geochemische Durchschnittsgehalt liegt bei 2,5 – 3,2 ppm für die Lithosphäre bzw. Schiefer und Tonschiefer (nach VINOGRADOV 1962). Dabei können große regionale Unterschiede bestehen. Tab. 2 zeigt eine Zusammenstellung von Richtwerten für Uran und Arsen in Boden bzw. Reststoffen.

Für Grundwasser sind in MEINRATH (1997) Konzentrationen zwischen 10^{-10} und 10^{-6} mol/l (0,2 – 200 $\mu\text{g/l}$) aufgeführt. Speziell für Grund- und Grubenwässer des Erzgebirges führt MARTIN (1996) Gehalte von 0,01 – 115 $\mu\text{g/l}$ an. Für Sickerwässer in Uran-Tailings sind in DIEHL (1995) Uran-Konzentrationen zwischen 1 – 15 mg/l angegeben. Die durchschnittlichen Urangehalte für deutsche Flüsse 1 – 3 $\mu\text{g/l}$, bei einem Medianwert von 1 $\mu\text{g/l}$ (MERKEL & DUDEL 1998).

Tab. 2 Zusammenstellung von Richtwerten für Uran und Arsen in Boden bzw. Reststoffen (* BW2/BW3)

	Geltungsbereich	U in [mg/kg]	As in [mg/kg]
KLOKE-Liste (1980) EIKMANN & KLOKE (1993)	Multifunktionale Nutzung	5	20
	Nutzung als Industriestandort	20/100*	50/200*
SKK (1992)	Multifunktionale Nutzung	16	-
	Nutzung als Industriestandort	80	-
	Verwahrung und Nutzung von Bergbauhalden	bis 1000Bq /kg TM	-
LAGA (1994)	Multifunktionale Nutzung Deponiewürdig		20 150

2.2.2 Arsen

Das Halbmetall Arsen ist der 5. Hauptgruppe des Periodensystems zugeordnet, hat die Ordnungszahl 33 und eine Dichte von 5,72 g/cm³. Arsen tritt in metallischer (grau), metastabiler (gelb) und amorpher (schwarz) Form auf. Allein metallenes Arsen besitzt eine elektrische Leitfähigkeit.

Das einzig stabile Isotop ist As-75, daneben existieren eine Reihe kurzlebige künstliche Radionuklide, die allerdings im Bereich umwelt- und hydrogeologischer Fragen keine Relevanz haben.

Arsen tritt in +5- und +3-wertiger Form auf. Arsenate weisen eine enge kristallchemische Beziehung zu Phosphaten und Vanadaten auf und ersetzt diese (besonders Phosphat) oftmals (GOLDSCHMIDT 1958).

Arsen kommt in anorganischen und organischen Verbindungen in der Natur vor. Unter reduzierenden Bedingungen können aus As(V)-Verbindungen As(III)-Verbindungen bzw. flüchtiger Arsenwasserstoff entstehen. Unter Anwesenheit von Mikroorganismen (z.B. Bakterien und Pilze) können, meist unter anaeroben, leicht sauren Bedingungen, Mono-, Di-, Tri- oder Tetramethyl-Arsen-Verbindungen entstehen. Ebenfalls bekannt sind die korrespondierenden, flüchtigen, organischen Arsenverbindungen Monomethylarsin, Dimethylarsin und Trimethylarsin.

In der Lithosphäre überwiegen Arsenide (z.B. Domeykit (Cu₃As), Löllingit (FeAs₂) und Nickelin (NiAs)) und Sulfide (z.B. Realgar (AsS) oder Arsenopyrit (FeAsS), und Auripigment (As₂S₃)), welche unter reduzierenden Verhältnissen stabiler sind.

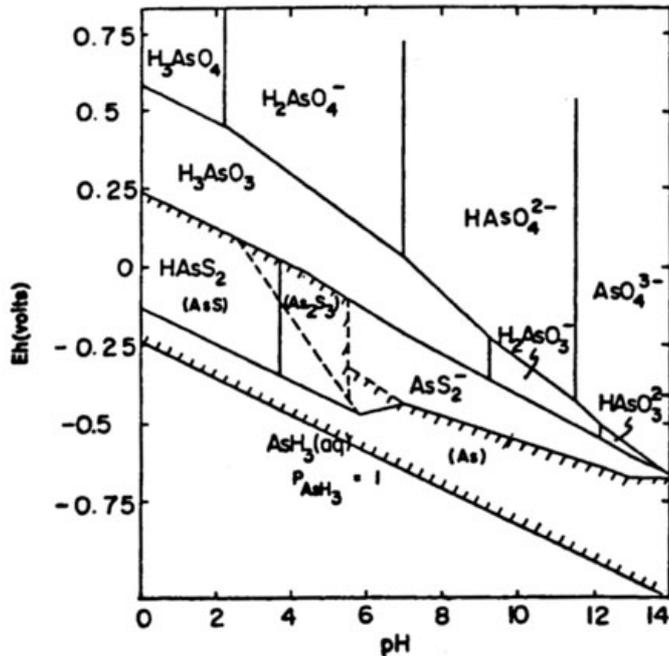


Abb. 7 Prädominanzdiagramm für Arsen bei 25 °C und 1 atm bei $\Sigma\text{As} = 10^{-5}$ mol/l und $\Sigma\text{S} = 10^{-3}$ mol/l. Die festen Mineralphasen ($L < 10^{-5,3}$ mol/l) sind durch eine Schraffur begrenzt (EVANGELOU 1998 nach FERGUSON & GAVIS 1972)

Abb. 7 zeigt das Vorkommen anorganischer As(V)-Verbindungen (H_3AsO_4 , H_2AsO_4^- , HAsO_4^{2-} , AsO_4^{3-}) sowie As(III)-Verbindungen (H_3AsO_3 , H_2AsO_3^- , HAsO_3^{2-}) und As-Sulfiden in Abhängigkeit von pH- und Eh-Wert in aquatischen Systemen.

Unter oxidierenden Bedingungen kontrollieren Eisen und Eisenoxide die Löslichkeit von Arsen. Zum Beispiel reagiert Fe^{3+} unter einem geringen pH-Wert < 2 und stark oxidierenden Bedingungen mit H_3AsO_4 zu unlöslichem Scorodit ($\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) (EVANGELOU 1998). Alle Arsen(V)-Komplexe weisen eine negative Ladung auf und werden damit über Anionenaustausch gut von Eisen-, Mangan-, und Aluminiumoxiden und -hydroxiden sowie Tonmineralen und organischer Substanz sorbiert und sind unter diesen Redox-Verhältnissen stabil und schwer löslich.

Unter weniger oxidierenden und reduzierenden Eh-Verhältnissen können ehemals stabile Arsen(V)-Verbindungen (z.B. Eisen(III)-Arsenate) zu den mobileren Formen AsO_3^{3-} oder AsO_2^- umgewandelt werden (EVANGELOU 1998). Arsen(III)-Verbindungen zeigen im Allgemeinen ein sehr geringes Sorptionspotential zu Oxiden und Tonmineralen. Ursache ist die Bildung des nullwertigen Komplexes $[\text{H}_3\text{AsO}_3]^0$ in einem breiten pH-Bereich von 0 bis 9 (siehe Abb. 7). Dieser erschwert eine Sorption über Kationenaustausch.

Die Arsenreduktion kann auf anorganischem oder mikrobakteriellem Weg erfolgen. Die dabei gebildeten As(III)-Verbindungen (Methyl-Arsenite und Methyl-Arsine) wirken stark toxisch. Die Toxizität erfolgt akut über orale Aufnahme sowie chronisch neurotoxisch und kanzerogen (MATSCHULLAT 1999). Die Aufnahme kann dabei inhalativ oder oral erfolgen.

FIEDLER & RÖSLER 1993 geben eine Spanne von 0,1 – 2000 mg/kg Arsen in Böden an, auf Halden oder in Sedimenten von Absetzbecken können jedoch weitaus höhere Konzentrationen auftreten. So geben z.B. MATSCHULLAT et. al. (1999a) für Schlämme

einer Hydrothermalgold-Aufbereitungen Arsenkonzentrationen bis zu 21.000 mg/kg an. Normale, unbelastete Böden weisen Konzentrationen zwischen 2 und 20 mg/kg auf, während Konzentrationen von 70 - > 300 mg/kg als stark erhöht zu bewerten sind. Einige zusätzliche Richtwerte sind in Kapitel 2.2.1, Tab. 2 dargestellt.

Für Fließgewässer gibt MERIAN (1984) einen globalen Hintergrundwert von 1,7 µg/l an. Die natürlichen Arsengehalte für Grundwasser schwanken i.d.R. zwischen 0,01 – 800 µg/kg (BOYLE & JONASSON 1973), können aber durchaus in wesentlich niedrigeren Konzentrationsbereichen von < 0,001 µg/kg liegen oder aber weitaus höher liegen. Grubenwässern können extrem hohe Arsenkonzentrationen aufweisen. Speziell für den Rothsönberger Stollen des Freibergischen Bergbaureviers führen MERKEL et. al. (1997) Arsen-Gehalte von > 1000 µg/l an.

2.3 Historische Entwicklung des Bergbaus und der Uranerzaufbereitung im Untersuchungsgebiet

Das Untersuchungsgebiet Lengenfeld/ Vogtland ist in großem Maße durch die Handlungen der Wismut ab Mitte des 20. Jahrhunderts geprägt. Infolge des Fehlens wirtschaftlich relevanter Mineralvorkommen haben bergbauliche Tätigkeiten im Vorfeld der Wismut nur in sehr geringem Maße stattgefunden. Bekannt sind lediglich der Abbau kleiner Zinnlagerstätten in der Nähe der Ortschaften Waldkirchen und Eich, der Kupferanreicherungen bei Lengenfeld sowie die Nutzung des im Plohner Pegmatit vertretenen Quarzes für keramische Zwecke. Während des Ersten und Zweiten Weltkrieges wurden zusätzlich Wolframitlagerstätten erkundet und wirtschaftlich genutzt. Das größte in dieser Gegend bekannte Wolfram- Vorkommen befindet sich bei Pechtelsgrün, der Abbau erfolgte in den Jahren 1937-1960.

Im Jahre 1946 begann die SAG (ab Januar 1954 SDAG, Sowjetische (Deutsche) Aktien Gesellschaft) Wismut am Südrand der heutigen Altlasten- Verdachtsfläche Lengenfeld die Erkundung auf Uranlagerstätten. Diese sowie weitere systematische Uranerz-Explorationen in den 60er Jahren blieben allerdings ohne den erhofften Erfolg, so konzentrierte die Wismut die Uranerzförderung schließlich auf größere Lagerstätten (z.B. Zobes im Vogtland, siehe Kapitel 3.1, Abb. 10). Begünstigt durch die bereits vorhandene Aufbereitungsanlage, welche ehemals der Verarbeitung von Wolframerzen diente, wurde der Standort Lengenfeld stattdessen zur Ansiedlung einer der ersten Uranerz-Aufbereitungsbetriebe Europas ausgewählt. Verarbeitet wurden hauptsächlich erzgebirgische und vogtländische Gangerze mit einem natürlichen Urangehalt von ca. 0,03 – 0,5 %. Etwa um 1957/ 1958 kamen verstärkt Thüringer Erze aus dem Raum Ronneburg, mit Urangehalten von etwa U = 0,03 – 0,15 % zum Einsatz. (SCHALL 1995) Der Anteil der erzgebirgischen und vogtländischen Uranerze an der Gesamtaufbereitung belief sich in etwa auf 65 – 70 % (C&E 1995). Dabei fanden in erster Linie nassmechanische Verfahren Anwendung. Die grobkörnigeren bis feinsandigen

Rückstände wurden teils im Betriebsgelände, teils im Plohachtal (Südhalde) aufgehaldet. Die feineren Schlämme wurde anfangs ebenfalls in der Südhalde deponiert. Anfang der 50er Jahre wurde schließlich in einem nördlichen Seitental des Plohnbachs die Industrielle Absetzanlage (IAA) Lengenfeld angelegt und die Schlämme in diese eingespült.

Die Aufbereitung thüringischer Erze, deren Anteil ca. 30 – 35 % betrug (SCHALL 1995), erfolgte ausschließlich über hydrometallurgische Verfahren (saure und alkalische Laugung). Es handelte sich dabei in erster Linie um Kalke, später kamen silikatische Alaun- und Kieselschiefer hinzu. Die Tailings, feine, schluffig bis feinsandige Schlämme, wurden zum Teil in der nördlich der Bahnlinie angelegten Nordhalde aufgeschüttet sowie in der IAA deponiert. Die Abb. 8 gibt einen Überblick zu der Verfahrensweise und Aufbereitungstechnologie.

Nach den Angaben der SDAG Wismut wurden in der Anlage Lengenfeld, welche von 1947 bis zum Jahre 1961 in Betrieb war, insgesamt rund 3 Mrd. t Armerze verarbeitet. Das Volumen der Aufbereitungsrückstände wird unter Berücksichtigung von Dichte und Ausbringung auf etwa 1.5 Mio. m³ geschätzt, etwa 890.000 m³ Tailings wurden in der Industriellen Absetzanlage (IAA) deponiert (WISMUT 1992).

Als erster Uranerzaufbereitungsbetrieb der Wismut muss die Anlage als Pionier der Aufbereitungstechnologie angesehen werden, wobei vielerlei Methoden getestet und angewandt wurden (WISMUT 1992). Dies gibt sich unter anderem sehr stark in der Vielfalt der Aufbereitungsrückstände, der Form der Aufschüttungen, Verfüllungen, unkontrollierten Verfrachtungen aber auch in der Anlage der Absetzanlage wider. Durch einen Havarievorfall im Jahr 1954, bei dem ein Hochwasserereignis zum Bruch des Hauptdammes führte, wurden etwa 50.000 m³ Tailings (WISMUT 1992) bis zum > 2 km entfernten Lenkteich verfrachtet. Das Fehlen einer Basisabdichtung und das im Laufe des Betriebes zerstörte Drainagesystem führten zu unkontrollierten Sickerwasseraustritten sowie einer flächenhaften Verbreitung der Kontaminanten. Der hauptsächlich aus (grob-)sandigen Aufbereitungsrückständen errichtete Damm wurde vorerst lediglich mit Granitbruchstücken „gestopft“. Bis 1959 wurde schließlich ein umlaufender Damm angelegt, der Hauptdamm verstärkt und das Drainagesystem neu verlegt. Mit der Einstellung des Aufbereitungsbetriebes im Jahr 1961 endete auch die Einspülung der Uranerz- Tailings.

Die Nachnutzung einiger Anlagen sowie eines Teiles des Betriebsgeländes übernahm ab 1968 bis zum Jahr 1991 der Fluss- und Schwerspatbetrieb Lengenfeld, welche seine Rückstände ebenfalls in die IAA einspülte. Daher werden die Tailings der Uranerzaufbereitung heute von einer ca. 8 m mächtigen Schicht der Fluss- und Schwerspatrückstände bedeckt, welche als positiven Nebeneffekt die radioaktiven Strahlung abschirmen.

Kontaminationen erfolgten zudem über eine Ausblasung von radioaktiv belasteten Feinpartikeln (Stäube) der Deponieoberfläche, besonders die Ortschaft Pechtelsgrün war aufgrund seiner Lage in nordöstlicher Windrichtung der IAA stark von den Folgen dieser

Winderosion betroffen. Eine Besprühung der Oberfläche der IAA im Jahr 1993 konnte dieses Problem beheben.

2.4 Überblick zu Uranerzaufbereitungstechnologie

Im folgenden wird zum allgemeinen Verständnis des Schadstoffpotentials und des Charakters der Rückstände ein kurzer Einblick in die Methodik der Uranerzaufbereitung gegeben werden. Die Angaben zu diesem Punkt stammen aus SCHALL (1995) und WISMUT (1992).

2.4.1 Nassmechanische Aufbereitung

Die Aufbereitung der vogtländischen und erzgebirgischen Uranerze, bei welchen es sich in der Regel um Pechblende handelte, erfolgte vorwiegend auf nasschemischem Weg mittels radiometrischen, gravimetrischen und Herdanreicherungsprozessen. Zuvor erfolgte die radiometrische Klaubung, wobei das „Klaubeerz“ vom tauben Material getrennt wurde. Die erzarmen Rückstände wurden im Betriebsgelände aufgeschüttet (Grobberge) und später oftmals zu Straßenbau- und Verfüllungszwecken abgetragen. Der Einsatz ist heute nicht vollständig nachvollziehbar. Für das Endprodukt (Uraninit) gibt Schall (1995) einen durchschnittlichen UO_2 - Gehalt von 25 - 40 % auf. (In dieser Quelle ist kein Bezug zur Prozentangabe gegeben, sehr wahrscheinlich handelt es sich jedoch um Massen-Prozent.) Zur Optimierung der Uranausbeute wurden die feinen Erzschlämme nach einer Entwässerung in Eindickern teilweise einer sodaalkalischen Laugung unterzogen (siehe Abb. 8).

Aufgrund unterschiedlich kombinierter Anreicherungs-Verfahren können Chemismus und Uran- Restgehalt der Rückstände sehr verschieden sein und damit auch das von ihnen ausgehende Schadstoffpotential.

2.4.2 Chemisch- hydrometallurgische Aufbereitung

In der Aufbereitung thüringischer Uranerze fanden ausschließlich chemisch-hydrometallurgische Anreicherungsverfahren (chemische Laugung) Verwendung. In der Aufbereitungsanlage Lengenfeld kamen aufgrund der unterschiedlichen Lithologie der Uranerze sowohl saure als auch sodaalkalische Verfahren zum Einsatz (WISMUT 1992). Das Endprodukt des Aufbereitungsprozesses mit einem durchschnittlichen Urangehalt von etwa 65 - 70 % (SCHALL 1995), wird üblicherweise als yellow cake (chemisch: Ammoniumdiuranat $[(\text{NH}_4)_2\text{U}_2\text{O}_7]$) bezeichnet.

Auch die Rückstände der chemischen Aufbereitung sind in ihrem Uran- Restgehalt und Chemismus infolge unterschiedlich angewandter Verfahren sehr verschieden und damit auch die Auswirkungen auf die Kompartimente Boden, Wasser und Luft.

Die Erze wurden nach einer Vorzerkleinerung und der Bearbeitung über Backenbrecher auf 0,1 mm gemahlen und in sogenannten Eindickern entwässert. Mittels sodaalkalischen oder sauren Lösungsmitteln wurde nun das Uran aus dem Gestein gelaugt und die angereicherte Trübe gefiltert. Die Eluate beider Laugungsprozesse wurden nachfolgend unter Zugabe von Schwefelsäure auf einen pH-Wert von 2-2,4 gebracht. In dieser Uranyl-sulfatlösung lagen neben Uran auch andere Elemente, vorwiegend Schwermetalle und Arsen, in mobiler Phase vor. Daher musste das Uran unter Zugabe eines Fällungsmittels (25%ige Ammoniaklösung) und an Ionenaustauschharzen abgeschieden werden. Nach anschließender Hydrolyse, Auswaschung der Chloride und Trocknung in der sogenannten Endzeche, erhielt man schließlich das Endprodukt (WISMUT 1992).

Saure Laugung

Der Prozess der sauren Laugung kam an den Ronneburger Erzen mit silikatischer Matrix und damit erst gegen Ende der 50er Jahre zum Einsatz. Pro t Erz erforderte der Vorgang 80-160 kg Schwefelsäure und ca. 1 kg Natriumchlorat. Zur Anregung der chemischen Reaktion wurde die Trübe mit Heißdampf auf etwa 70 °C erwärmt und über einen Zeitraum von 8-10 Stunden kontinuierlich mit Sauerstoff versetzt. Nach anschließender Neutralisierung mittels Kalkmilch wurde die nun flüssige Uranphase $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_3]$ an einem Ionenaustauscherharz abgeschieden. Anschließend wurde das Uran unter Verwendung von ca. 1M Kochsalzlösung vom Harz eluiert und ausgefällt (SCHALL 1995).

Sodaalkalische Laugung

Der sodaalkalische Laugungsprozess fand bei Kalken des Ronneburger Reviers sowie Uranerzen mit mehr als 5 % basischen Bestandteilen Verwendung.

Zunächst wurden die Sulfide (hauptsächlich Pyrit) entfernt und anschließend etwa 25-50 kg Natriumcarbonat („Soda“) pro t Erz zugegeben. In Ergänzung einer Drucklaugung konnte der Laugungsanteil unter atmosphärischen Bedingungen auf mehr als 90 % gebracht werden. Das in gelöster Phase vorherrschende Uranylcarbonat wurde nun wiederum an einem Ionenaustauscher sorbiert und im weiteren Verlauf eluiert.

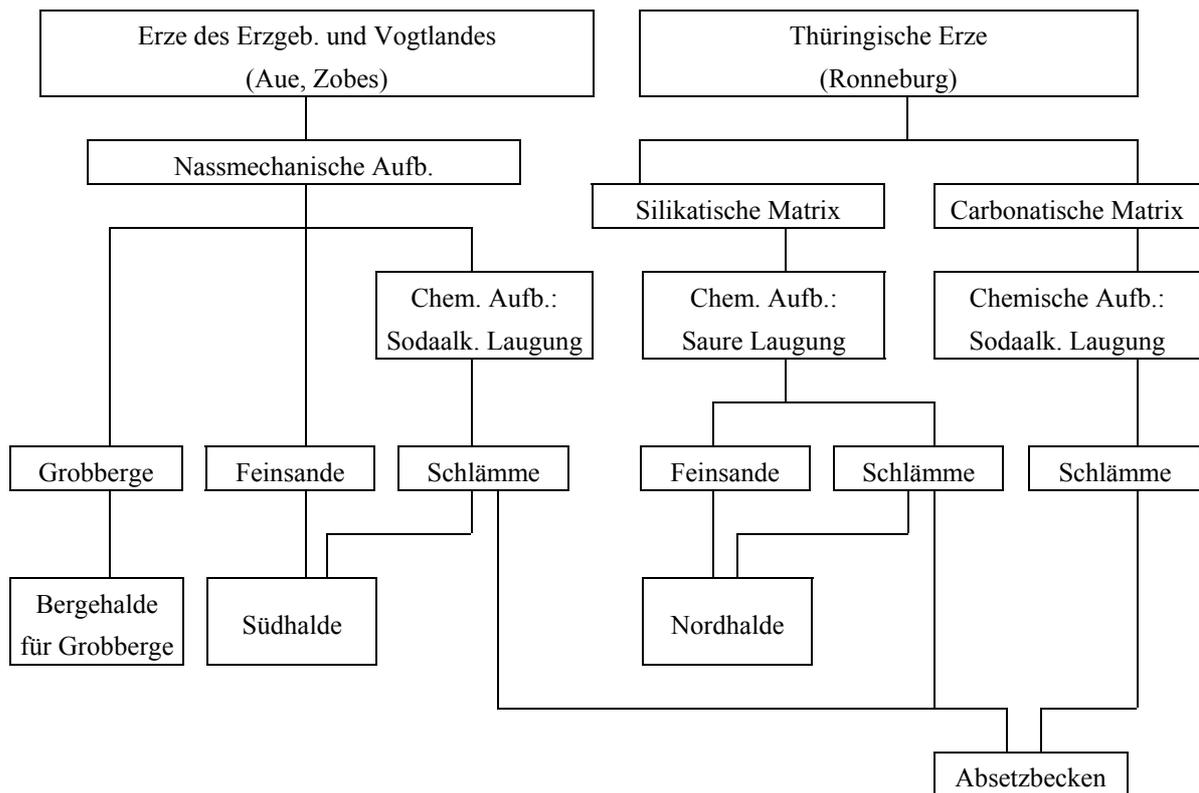


Abb. 8 Überblick zum technologischen Ablauf der Uranerz-Aufbereitung in Lengenfeld (WISMUT 1992 In :SCHALL 1995)

2.5 Beschaffenheit der Tailings

Die feinsandig- schluffigen Rückstände der Uranerzaufbereitung stellen eine Gefahr für die Umwelt dar. Da im Laugungsprozess überwiegend nur das Uran entzogen wurde, enthalten die Tailings noch alle weiteren radioaktiven und nicht- radioaktiven Bestandteile des Ausgangserzes, so z.B. Arsen, Thorium, Radium, Barium, Kupfer, Molybdän, Blei, Selen, Zink (DIEHL 1992). Diese liegen infolge des Aufbereitungsprozesses in einer wesentlich leichter verfügbaren Form in den Porenzwischenräumen der feinkörnigen Schlamm-Matrix vor.

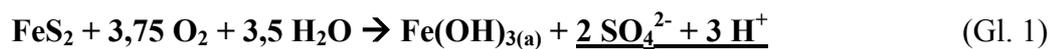
Die Tailings enthalten im Durchschnitt noch 85 % der Ausgangsaktivität, unter anderem hervorgerufen durch die im Substrat verbleibenden langlebigen Nuklide Thorium-230 und Radium-226. Zudem enthalten die Rückstände noch ca. 5 - 10 % Uran (DIEHL 1992). Das gasförmige Nuklid Radon wird fortwährend gebildet und stellt damit eine Gefahr dar, besonders im Fall unzureichender, undichter oder nicht vorhandener Abdeckung und damit freier Austrittswege.

Tailings befinden sich in einem geochemischen Ungleichgewicht. Im Folgenden sollen einige relevante Prozesse aufgeführt werden, die in Tailingkörpern ablaufen können.

Nach DIEHL (1992) können Tailings große Mengen von aus dem Laugungsprozess der Aufbereitung stammenden Salzen (z.B. Chloride) enthalten, welche die Mobilität und den Transport von Schadstoffen bestimmen sowie Veränderungen der hydrodynamischen Parameter in den Tailingkörpern nach sich ziehen können. Umgesetzt werden diese Vorgänge durch die Löslichkeit der Salze und ihre ausgeprägte Hygroskopizität. Das daraus resultierende osmotische Potential zwischen den unterschiedlich konzentrierten Porenwässern bewirkt einen kapillaren Aufstieg der schadstoffhaltigen Porenwasserströme. An der Oberfläche der Tailings werden die Kontaminanten adsorptiv gebunden und sind damit sehr leicht remobilisierbar.

Besonders infolge von Sulfatresten der Aufbereitung kann ein extremes Milieu mit pH-Werten < 2 erzeugt und mobilisierten Schadstoffen somit der Transportweg über den Wasserpfad (Sickerwässer) ermöglicht werden (DIEHL 1992).

Die Anwesenheit von Pyrit kann bei Zutritt von Niederschlägen und Sauerstoff zur Bildung von Schwefelsäure führen. Dieser Vorgang wird durch folgende stark vereinfachte Gleichung beschrieben (SINGER & STUMM 1970):



Die daraus resultierende pH-Wert- Erniedrigung kann eine Auslaugung von Schwermetallen sowie noch enthaltener Radionuklide zur Folge haben kann.

Das osmotische Potential führt zu einer Vernässung der Tailings und Austrocknung salzarmer Horizonte. Weiterführende Interpretationen von DIEHL (1992) wie tiefe Trockenrisse und ein ansteigender Druck sowie eine daraus resultierende Stabilitätsgefährdung des Tailingkörpers sind theoretisch möglich. Durch Ionentransport und Adsorption der Schadstoffe an die Erdoberfläche könnten diese der Erosion ausgesetzt werden und wären damit leicht transportierbar. Vor Ort konnten diese Effekte allerdings nicht gemessen und bestätigt werden.

DIEHL 1992 beschreibt weiterhin die theoretische Möglichkeit einer Kohlendioxid-Freisetzung, wodurch der Austritt von Radon beschleunigt werden könnte. Dieser Gas-Schleppeffekt konnte bisher allerdings nicht nachgewiesen werden.

Die Abb. 9 gibt eine Übersicht zu den Transportmöglichkeiten und Kontaminationspfaden von Uran aus Tailings zum Menschen.

Major environmental transport pathways from uranium mill tailings to man

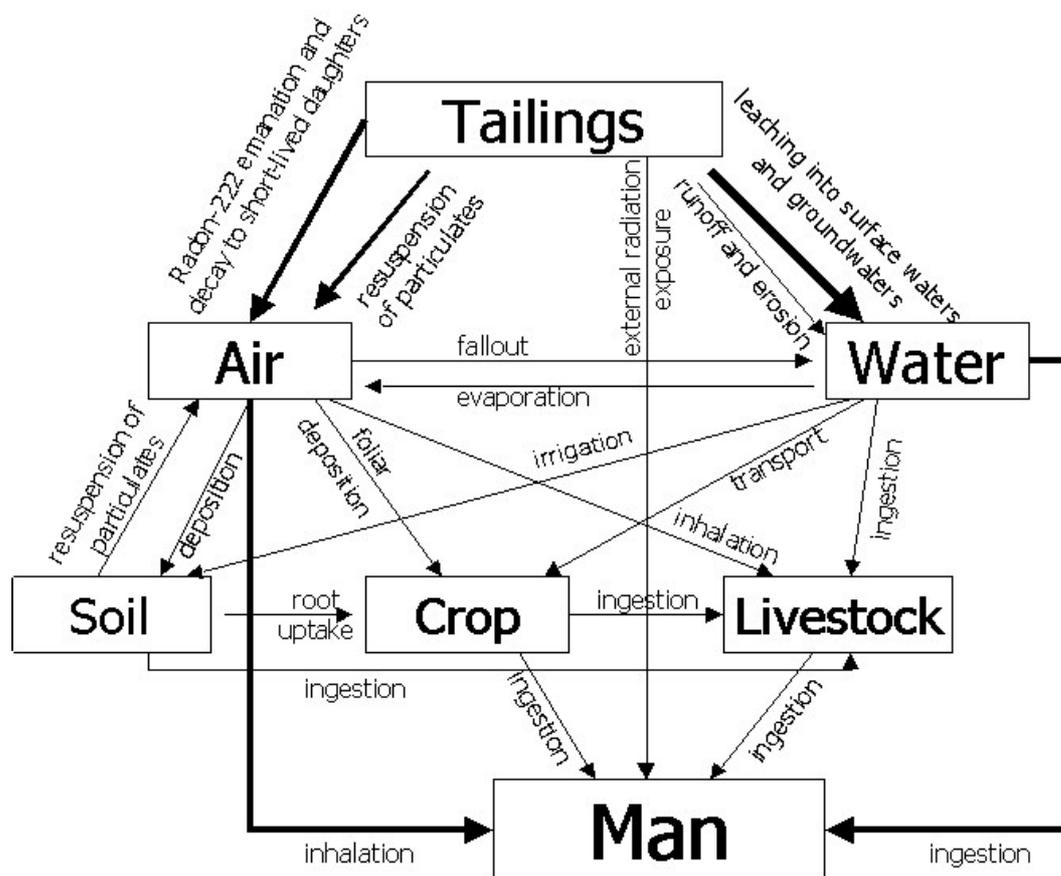


Abb. 9 Hauptkontaminationspfade von Uranium Tailings (nach National Research Council In: DIEHL (1995a))

3 Überblick über das Arbeitsgebiet

3.1 Geographische Lage

Das Untersuchungsgebiet befindet sich im vogtländischen Erzgebirgsvorland im Süden des Bundeslandes Sachsen, ca. 15 km südwestlich von Zwickau, eingegrenzt von den Kleinstädten Reichenbach im Nordwesten und Auerbach im Südosten, in unmittelbarer Nähe der Ortschaft Pechtelsgrün im Nordosten und der Stadt Lengenfeld im Westen und Südwesten. Das insgesamt etwa 9 km² große Untersuchungsgebiet ist etwa 6 km von der Autobahn (A 72) entfernt und findet über die B 196 und die L 321 sowie die Eisenbahnlinie Zwickau-Auerbach, welche das Arbeitsgebiet durchquert, eine gute Anbindung an die Infrastruktur.



Abb. 10 Geographische Lage des Untersuchungsgebietes sowie ein Überblick zum erzgebirgisch/vogtländischen Uranbergbau-Revier (GATZWEILER (1993) In: GRUNDMANN (2000))

Im unmittelbaren Untersuchungsgebiet befindet sich das ehemalige Absetzbecken, welches am nordöstlichen Stadtrand von Lengenfeld in der Nähe der Ortschaft Pechtelsgrün gelegen ist. Untersuchungsobjekte waren neben Versumpfungsstellen am südlichen Dammfuß der IAA ein größeres Riedgebiet, welches sich südwestlich der Absetzanlage entlang des Plohnbaches befindet sowie der ehemalige Stausee „Lenkteich“ (siehe Abb. 10). Das ehemalige Betriebsgelände des Aufbereitungsbetriebes selbst sowie die Absetzanlage und die Nord- und Südhalde wurden im Rahmen dieser Arbeit nicht beprobt und untersucht.

3.2 Regionale Geologie

Das Untersuchungsgebiet befindet sich im nördlichen Randbereich der SW – NE streichenden Erzgebirgs-Fichtelgebirgs-Antiklinalzone, welches dem variszisch angelegten Saxothuringikum angehört. Die Untereinheit der Erzgebirgs-Antiklinalzone selbst umfaßt die Erzgebirgs-Zentralzone, die Erzgebirgs-Nordrandzone und die Südvogtländisch-Westerzgebirgische-Querzone (siehe Abb. 11). Nordwestlich grenzt das Vogtländische Synklinorium an, welches zur geologischen Großstruktur des Oberfränkisch-Vogtländisch-Mittelsächsischen Synklinoriums gerechnet wird. Die Grenze wird im Allgemeinen mit dem Ende der eindeutigen Metamorphose (Phyllitstockwerk) festgelegt, im Nordosten gilt die äußere Glimmerschiefergrenze. Hier trennt gleichzeitig die Mittelsächsische Störung den Komplex von der Elbe-Zone. Im Westen liegt die Münchberger Gneismasse, nordöstlich grenzt das Erzgebirgische Becken an.

Das Erzgebirge stellt eine Pultscholle dar, welche im Süden am Erzgebirgsabbruch um mindestens 1000 m ü. NN gehoben wurde und nach Norden hin auf etwa 200 – 300 m abflacht. Damit ergibt sich ein gleichmäßiger Übergang zum nördlich angrenzenden Erzgebirgischen Synklinorium.

Das Antiklinorium ist vornehmlich durch metamorphe präkambrische und altpaläozoische Gesteine geprägt, in welche während und nach der variszischen Orogenese granitische Magmen eindringen. Die vorzugsweise in der Flöhazone anzutreffenden Rotgneise belegen zudem eine prävariszische Granitoid-Intrusionsperiode, welche wahrscheinlich vom Ende des Proterozoikums bis ins Ordovizium erfolgte (WALTER 1995). Zu den ältesten und am stärksten metamorphisierten Komplexen zählt die 2000 – 3000 m mächtige monotone Freiburger-Gneis-Formation, welche teilweise anatektische Biotit-Orthoklas-Plagioklas-Gneise aufweist. Die proterozoischen Abfolgen sind lediglich im Osterzgebirgischen Antiklinalbereich angeschnitten und weisen eine mesozonal metamorphe Überprägung auf. In den westlichen Abschnitten der Antiklinalzone, so auch im Untersuchungsgebiet, ist das präkambrische Kristallin von kambrischen und ordovizischen Glimmerschiefern und Phylliten umgeben, deren epizonaler Metamorphosegrad nach außen hin abnimmt. Im vogtländischen Synklinorium sind hauptsächlich nicht metamorphe Schichten des Ordoviziums bis Unterkarbons anzutreffen. Das Gebiet ist durch eine Schiefergebirgstektonik mit einer engen, südvergenten Falten- und Schuppenstruktur gekennzeichnet. Der Abschluß der ab ca. 590 – 540 Mio. Jahre anhaltenden tektonischen und metamorphen Überprägung erfolgte spätestens im Mitteldevon vor 380 Mio. Jahren (WALTER 1995). Jüngere Deformationsereignisse wie auch die Sudetische Faltung wirkten sich nicht auf die erzgebirgische Kristallinzone aus, betrafen jedoch das Vogtländisch-Mittelsächsische-Synklinorium im Norden sowie das Fichtelgebirgs-Antiklinorium im Westen.

Die für die Krustenbildung wichtigen postkinematischen Granit-Intrusionen werden in einen älteren Intrusivkomplex (Gebirgsgranit) und einen jüngeren Komplex (Erzgebirgsgranit) untergliedert. Die Gebirgsgranite intrudierten nach der spätkinematisch

postsudetischen Hauptfaltung vor etwa 330 bis 320 Mio. Jahren (Grenze Visé/ Namur). Zu ihnen zählen die im näheren Arbeitsgebiet befindlichen Massive von Kirchberg und Bergen, die überwiegend aus porphyrischen Biotit-Monzograniten bestehen. Die jüngeren postkinematisch (post-asturisch, 305 bis 295 Mio. Jahren, Grenze Westfal/ Stefan) intrudierten Erzgebirgsgranite bestehen aus leukokraten Monzograniten und Syenograniten mit autometamorpher Alteration und lokal begrenzter Greisenentwicklung. Häufig sind Zinn-Wolfram-Molybdän-Vererzungen sowie Gangerze von z.B. Silber, Nickel, Kobalt, Bismut, Blei, Zink und Uran zu finden, welche das Erzgebirge berühmt gemacht und Anlaß zum über 800 Jahre währenden Bergbau gegeben haben (WAGENBRETH & STEINER 1990). Die einzelnen Intrusivkomplexe können wie das Eibenstock-Nejdek-Massiv miteinander verbunden sein.

Auf dem variszischen Grundgebirge ist nur sehr vereinzelt permokarbonisches bis tertiäres Deckgebirge erhalten, da die Zone ab dieser Zeit stetig Abtragungsgebiet war. Lediglich im Osterzgebirge sind fluviatil-limnische und darauf folgende marine Ablagerungen der Oberkreide erhalten. Zum Teil bildeten basaltische Decken des Tertiärvulkanismus einen Erosionsschutz für ältere Flußsedimente. In den Bach- und Flusstälern sind geringmächtige Ablagerungen des Holozän zu finden, welche in Abhängigkeit vom geologischen Untergrund durch grusige Feldspat-Quarz-Sande oder Tone (z.B. Gneisverwitterung) bzw. Schotter gekennzeichnet sind.

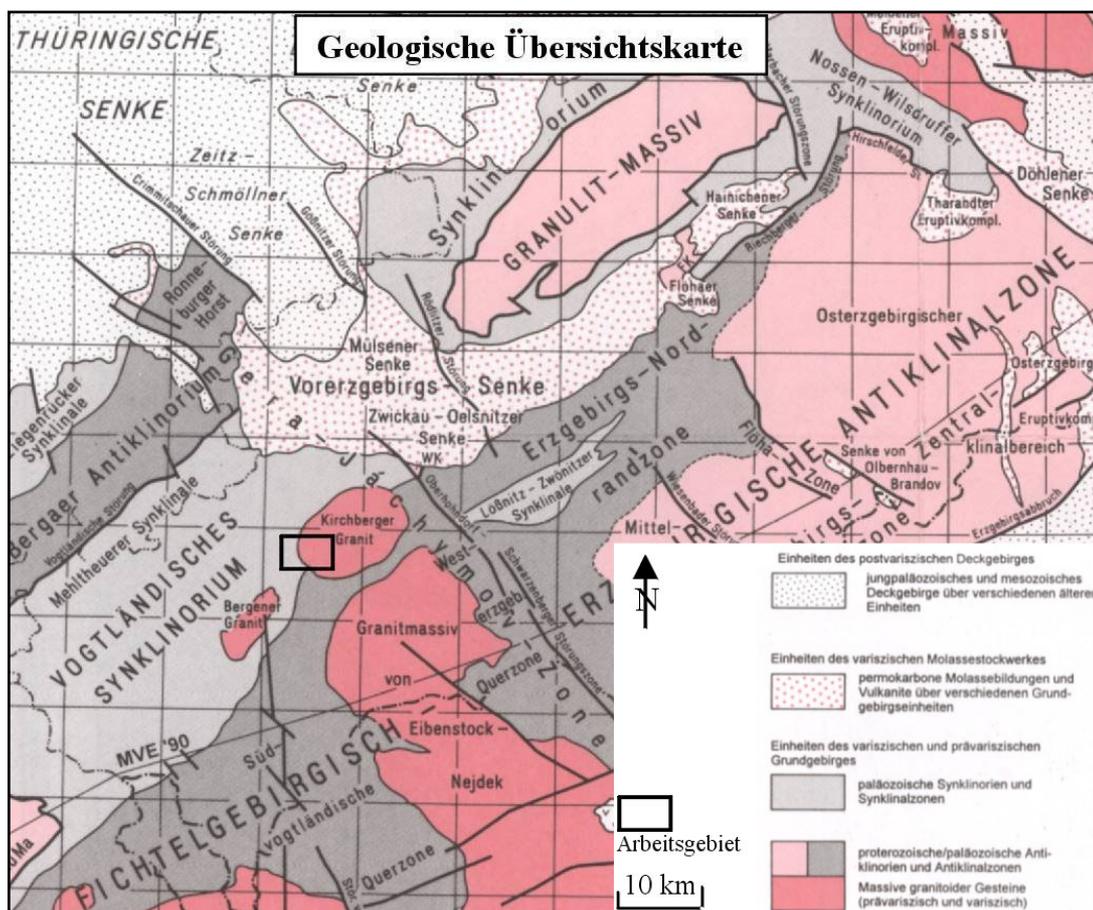


Abb. 11 Geologische Übersicht (LfUG 1995, verändert)

3.3 Geologie des Arbeitsgebietes

Die Geologie des Arbeitsgebietes wird durch den Kirchberger Granit (der Westteil des Massivs) und seinen Kontakthof im Osten und kontaktmetamorph überprägte ordovizische - devonische Serien im Westen bestimmt (LfUG 1995). Der Westteil des kristallinen Massivs besteht aus mittel- bis grobkörnigen porphyrischen Granitvarietäten, welche in kleinere Pegmatitkörper eingelagert sind. Der Granit weist Anreicherungen von Wolfram und Blei auf sowie Urangelhalte von etwa 7,5 bis weit über 10 ppm. Die Urankonzentrationen können auf geringer Entfernung großen Schwankungen unterworfen sein, besonders im Bereich von Störungen treten oftmals Anreicherungen auf. Insgesamt betrachtet sind die im Arbeitsgebiet auftretenden Urankonzentrationen als nicht abbauwürdig eingestuft, weshalb kein Abbau erfolgte (siehe Kapitel 2.3. Beispielsweise wiesen die in Lengenfeld aufbereiteten Armerze Uran-Konzentrationen zwischen 300 bis 5000 mg/kg auf.

Die Kontaktzone des Kirchberger Granitmassivs ist durch ein steiles Einfallen der Trennflächen charakterisiert, welche an der Oberfläche als eine N-S bis NW-SE – streichende Linie von Kleinstörungen in Erscheinung treten. An diesen Störungszonen ist eine tiefgründige Zersetzung bis hin zu Granitgrus festzustellen, während der Granit an anderer Stelle als Härtling die Morphologie prägt.

Mit einem ca. 1,5 bis 2 km breiten Kontakthof umschließen Phyllite, Knoten- und Fruchtschiefer sowie Hornfelse das Massiv. Westlich schließen sich ordovizische Phyllite und Tonschiefer der Phycoden Formation an, welche im hangenden Bereich von Quarzitstreifen durchsetzt werden. Ihre Verwitterungskruste ist in der Regel geringmächtig aber mit zum Teil starker Klüftung. Die Schiefer und kontaktmetamorphen Gesteine weisen deutlich geringere, gleichbleibende Uran-Gehalte von ca. 3,5 – 5 ppm auf.

Deckgebirge ist im Untersuchungsgebiet nicht vorhanden, lediglich in den Flusstälern sind lokal geringmächtiges Quartär und Auensedimente abgelagert. Pleistozäne Gehängelehme und –schutte der Weichselkaltzeit von > 2 m Mächtigkeit sind nur linsenförmig im Gebiet verteilt.

3.4 Morphologie/ Böden

Das Landschaftsbild des Untersuchungsgebietes ist durch eine flachwellige, leicht nach Norden einfallende vorpliozäne bis pliozäne Verebnungsfläche bestimmt und wird morphologisch dem vogtländischen Erzgebirgsvorland zugeordnet. Im Gegensatz zu den tief eingeschnittenen Flusstälern, welche für das Vogtland typisch sind (FREYER 1995), formt der Plohnbach ein flaches Relief. Die Landschaftsformen sind deutlich durch den geologischen Bau geprägt. So herrschen im NW und W infolge des weichen,

verwitterungsanfälligen Untergrundes monotone Geländeformen vor. Im NE dagegen, im Gebiet des Kirchberger Granitmassivs und seines Kontakthofes, erstrecken sich SW – NE (erzgebirgisch) streichende Höhenrücken aus härterem, verwitterungsresistenterem Gestein wie z.B. Grauwacke und Konglomerat.

In der Region des Vogtlandes und der westlichen Erzgebirgsregion südlich von Chemnitz und Zwickau und damit im Untersuchungsgebiet überwiegen Hanglehm-Podsol-Braunerde- Bodengesellschaften, welche sich als Fließerden über Tonschiefer, Phylliten, Glimmerschiefer und Grauwacken ausgebildet haben (LfUG 1994). In Abhängigkeit vom geologischen Untergrund treten im Bereich der kristallinen Intrusionskörper, zu denen die drei großen Plutone des Kirchberger-, Eibenstocker- und Bergaer Granits zählen, hauptsächlich Hangsandlehm-Braunerde-Podsol-Gesellschaften über Graniten sowie Quarzporphyre und Quarzschiefer auf. Besonders im nördlichen Grenzbereich des vogtländisch- erzgebirgischen Reviers treten Hanglehm-Braunerde/ oder –Ranker-Bodengesellschaften auf, im südlichen Teil, um den Eibenstocker Granit dagegen, treten vermehrt Moore in Erscheinung. Typisch für die Region sind lokal streng begrenzte anthropogene Böden infolge bergbaulicher Beanspruchung und daraus resultierenden Halden, Kippen, Tagebau und Restlöcher.

3.5 Hydrogeologie/ Hydrologie

Das Untersuchungsgebiet liegt auf der Luv-Seite des westlichen Erzgebirges und damit niederschlagsbegünstigt. Besonders im Sommer treten häufige Vb-Wetterlagen mit starken, lokal begrenzten Niederschlägen auf.

Für die Region „Lengsfeld“ selbst liegen keine hydrologischen Daten vor, so dass meteorologische Messwerte der etwa 5 km entfernten Messstation „Rodewisch“ genutzt wurden. Der mittlere jährliche Niederschlag beträgt ca. 813,5 mm, die Verdunstung liegt im Mittel bei 62 % der Niederschlagsmenge (ca. 504,4 mm). Der mittlere oberirdische Abfluss ist mit ca. 240 mm angegeben (SCHALL 1995 nach HGN 1992).

Das Niederschlagswasser versickert auf der IAA und anderen Freiflächen oder sammelt sich in den südlich der Absetzanlage befindlichen Riedgebieten. Ein weiterer Sickerwasserzutritt in die IAA durch den aus Granitgrus geschütteten Damm ist lediglich aus der Richtung des im Norden angrenzenden Teiches bekannt und nach Angaben von C&E (1997) vernachlässigbar gering. Die IAA wird demnach fast ausschließlich durch Niederschläge gespeist. Die aus Westen und Osten zur IAA hin fließenden Oberflächen- und Sickerwässer werden künstlich angelegten Sammelgräben zugeführt, an der IAA vorbeigeführt und in den Plohnbach geleitet, welcher den Oberflächenabfluß des Areals bestimmt.

Das Arbeitsgebiet befindet sich im rechtsseitigen Einzugsgebiet der Göltzsch, in welche der Plohnbach nordwestlich der Stadt Lengsfeld entwässert (Abb. 12). Das System der

Göltzsch gehört dem Einzugsgebiet der Weißen Elster an, die Wasserscheide zu der Zwickauer Mulde verläuft östlich des Untersuchungsgebietes.

Südlich der Absetzanlage hat sich infolge einer der Betriebswassergewinnung dienenden Aufstauung des Plohnbaches ein ausgeprägtes und schutzwürdiges Feuchtgebiet entwickelt (WISMUT 1992).

Die Absetzanlage wurde in einem alten N-S-verlaufendem Seitental des Plohnbaches erreicht. Infolge dessen wurde unterhalb des Stauteiches ein neuer Flusslauf angelegt und im Bereich der Kontaktzone zum Granit über ein Stufenwehr in das natürliche Flussbett zurückgeführt.

Mit Ausnahme der IAA selbst ist die Grundwasserfließrichtung im Untersuchungsgebiet hauptsächlich Ost-West gerichtet (SCHALL 1995), im Bereich der IAA verläuft die Grundwasserströmung N – S. Teilweise kann es zu einer Migration entlang von Störungen kommen, insbesondere die Verwitterungskruste des Granits fungiert dabei als Grundwasserleiter. Der Bereich des Exokontaktthofs sowie die Phyllitserien bilden lokal einen Kluft-Grundwasserleiter, untergeordnet bilden geringmächtige Alluvione Aquifere.

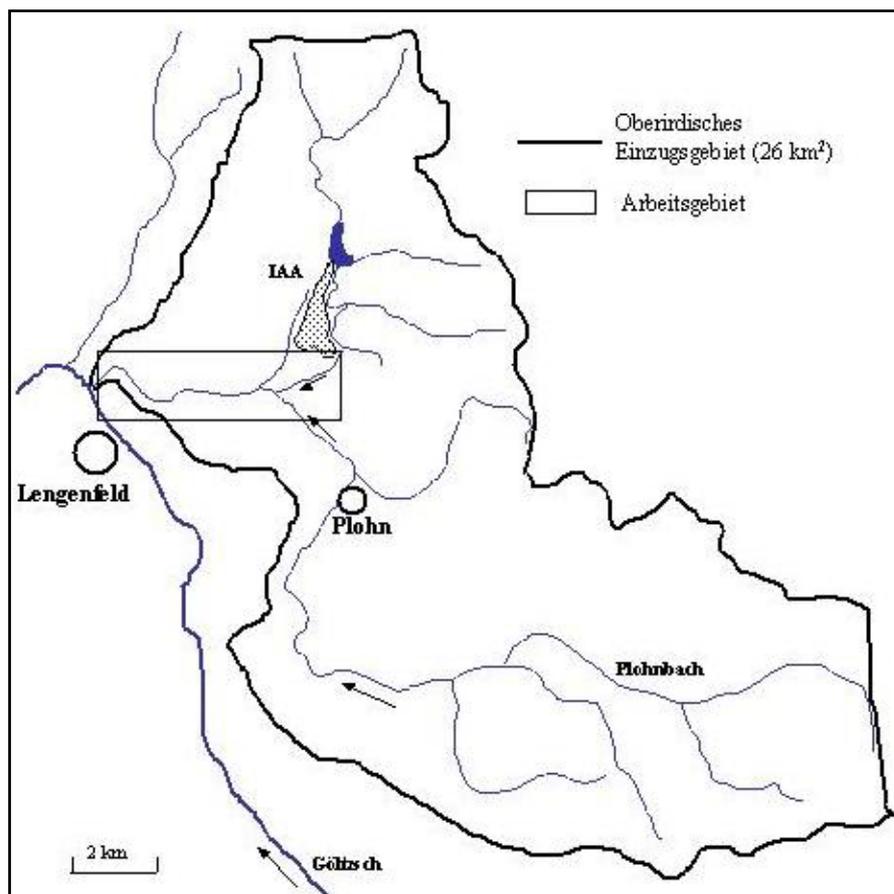


Abb. 12 Darstellung des oberirdischen Einzugsgebietes, berechnet mit TNT mips (nach MANNIGEL 2002)

3.6 Projektrelevante Verdachtsflächen

Seit Anfang der 90er Jahre wurden zur Charakterisierung der Umweltsituation und des Kontaminationspotentials infolge der Uranerzaufbereitung umfangreiche Untersuchungen durch die WISMUT und das Bundesamt für Strahlenschutz (BfS) durchgeführt. Diese Untersuchungen erfolgten in zwei Projekten: (1) Wismut-Umweltkataster und (2) Bergbaualtlastenkataster Südregion, bei welcher die Gesellschaft für Reaktorsicherheit (GRS) mbH Köln das Projektmanagement übernahm. Aus umfangreichen Untersuchungen, bei denen die Umweltkompartimente Lithosphäre, Pedosphäre, Hydrosphäre und Atmosphäre eingeschlossen waren, wurden schließlich Altlastenverdachtsflächen ausgewiesen.

Außerhalb des ehemaligen Betriebsgeländes, der IAA sowie den großen Haldenkörpern (Nord- und Südhalde) können drei Verdachtsflächen (I bis III, siehe Abb. 13) ausgemacht werden. Diese Flächen wurden auch im Rahmen dieser Arbeit untersucht, die resultierenden Ergebnisse (siehe Kapitel 5) bestätigen im Allgemeinen die Verbreitung der Schadstoffherde. Eine Beschreibung dieser Gebiete wird im Folgenden gegeben.

Südlicher Hauptdammfuß der IAA (I)

Der Bereich am südlichen Dammfuß der IAA ist infolge des Austretens von Sickerwässern stark vernässt und weist einen hohen Anteil an Eisen-(III)-Verbindungen auf, wie sich aus den stark rostroten Ausfällungen schließen lässt. Diese Sickerwässer sammeln sich in kleinen Gräben, welche schließlich in ca. 250 m Entfernung in den Plohnbach münden.

Auf der Wasseroberfläche wurde eine ölige Schicht wahrgenommen, welche auf eine hohe bakterielle Aktivität hinweist. Das Gebiet ist nur unter erschwerten Bedingungen von den Randzonen her zugänglich und gab kaum die Chance für eine Probennahme.

Auf der anderen Seite der Sickerwassergräben befindet sich ein kleineres Feuchtgebiet, das an eine Hausmülldeponie angrenzt. Dieses ist sehr gut begehbar, da es eine sehr dichte Krautschicht aufweist. Das Sedimentprofil zeigt allerdings eine starke Vernässung.

Riedgebiet (II)

Das Riedgebiet befindet sich südwestlich der IAA und wird im Norden von der alten Straße Zwickau-Lengenfeld begrenzt. Diese trennt das Gebiet zugleich vom ehemaligen Betriebsgelände. Das Riedgebiet wird im östlichen Abschnitt von der Landstraße L 321 durchquert, von Südosten tritt der Plohnbach ein, welcher an der alten Straße an einem Wehr aufgestaut wird und dort eine Freiwasserlinse bildet. Der Stauteich wurde bereits für die Betriebswassergewinnung zur Verarbeitung der Wolframerze angelegt. Die Wassertiefe wird nach der WISMUT (1992) mit ca. 1 m angegeben, die Mächtigkeit der im See abgelagerten Sedimente beträgt etwa 1,5 m. Infolge der Aufstauung bildete sich im Anstrom des Plohnbaches ein Riedgebiet von ca. 1,5 * 1 m Fläche mit einer schutzwürdigen Vegetation. Ergebnisse der WISMUT (1992) beschreiben eine weitflächige, jedoch geringmächtige Ausbreitung von sandig schluffigen Aufbereitungsrückständen, welche infolge des Havarieereignisses von 1954 über den

Plohnbach transportiert wurden. Die im Rahmen dieser Arbeit entnommenen Schlammkernproben bestätigen die Geringmächtigkeit der im Riedgebiet lagernden Tailings.

Das Areal weist eine dichte Krautschicht auf, welche ein Passieren mit einem Schlauchboot zumindest in der Sommerperiode nicht zulässt. Der Untergrund zeigt keine Stabilität und ist sehr stark durchfeuchtet. Aus diesem Grund sind der Zugang und damit auch mögliche Probennahmepunkte mehr oder weniger auf die Randbereiche des Feuchtgebietes beschränkt.

Lenkteich (III)

Der Lenkteich war ehemals ein Stauteich mit einem 4 m hohen Wehr. Im Osten führt die Eisenbahnlinie Zwickau-Auerbach entlang. Während der Betriebszeit der Uranerzaufbereitung wurden zum Einen Aufbereitungsrückstände über den Plohnbach verfrachtet und sedimentiert, zum Anderen wurden infolge des Dammbrechens große Mengen Tailings primär bis zum Lenkteich verlagert (Engler 2001). Die WISMUT (1992) gibt eine Ablagerungsmächtigkeit von ca. 2 m an. Die Ergebnisse dieser Arbeit zeigen ebenfalls die stärksten Ablagerungen und Anreicherungen von Nukliden für den Bereich des Lenkteiches. Daneben befinden sich im an den Ufern des Plohnbaches ältere Halden von Aufbereitungsrückständen.

Das Schichtprofil wird vom Plohnbach angeschnitten und ist damit gut einsehbar. Da das Wehr nicht mehr aktiv ist, sind der ehemalige Stauteich und die Ablagerungen heute trockengelegt und damit begehbar. Das gesamte Areal ist von einem stark krautigen Bewuchs bedeckt.

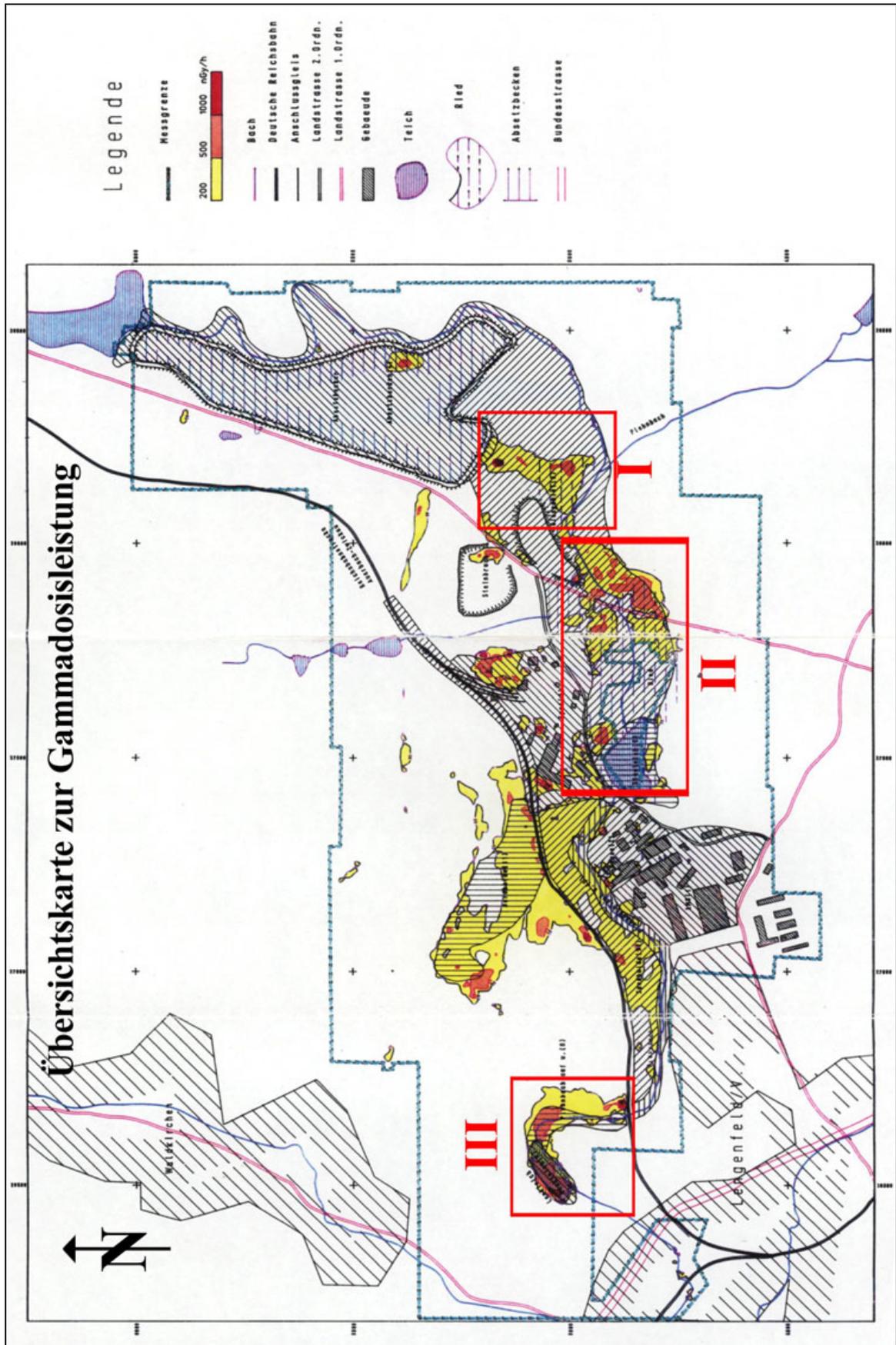


Abb. 13 Übersicht über die örtliche Gammadosisleistung (in nGy/h * 10) im Untersuchungsgebiet und die gewählten Beprobungsflächen (nach Wismut 1992, Sp. C & E 1991: Anlage 8.2 Verdachtsfläche Lengelfeld (9), verändert)

4 Methodik der Probennahme und Analytik

Sedimentproben wurden in zwei Probennahmen- Kampagnen entnommen. Die erste Probennahme diente der Erkundung des Untersuchungsgebietes und der Kartierung potentieller Schadstoffherde. Die Element-Gesamtkonzentrationen der zweiten Probennahme lieferten zusammen mit Untersuchung der Bindungsformen von ausgewählten Proben, einer gammaskopimetrischen Messung und Angaben zur Körnung die notwendigen Ansätze zur Beantwortung der gestellten Ziele.

4.1 Probennahme und vor Ort-Untersuchungen

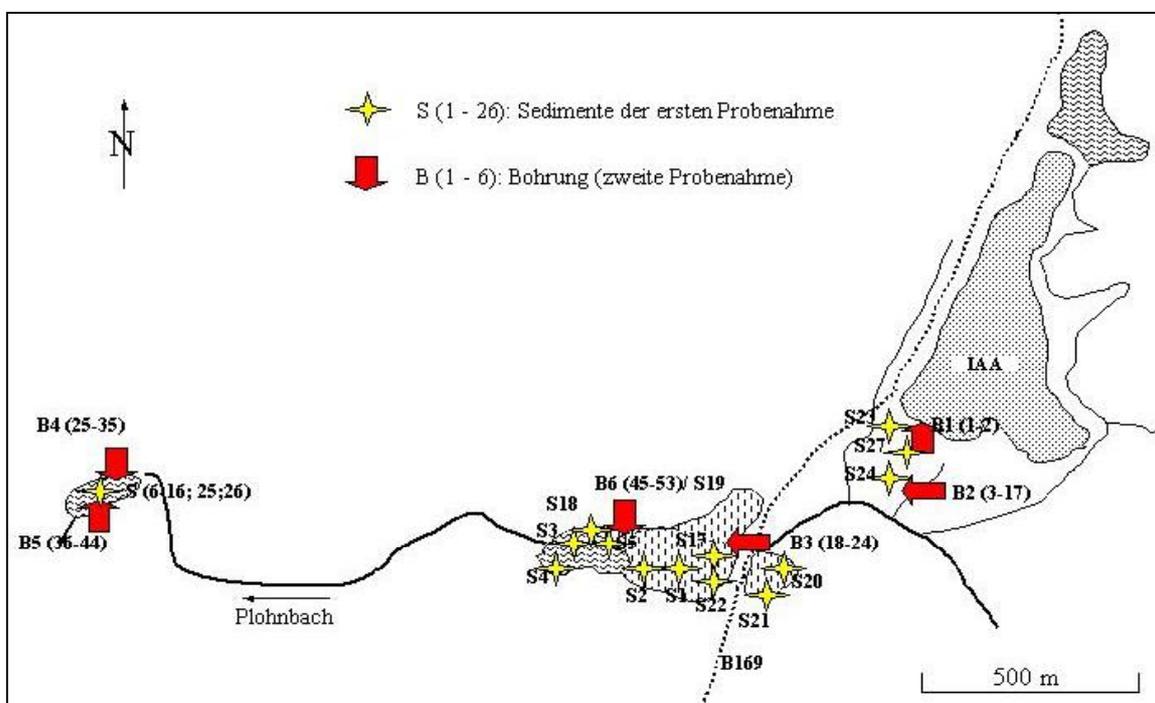


Abb. 14 Übersicht der Probennahmepunkte

Die erste Probennahme erfolgte vom 16. bis 22. Juli 2001. Mit dem Ziel eines ersten Überblickes wurden in Abhängigkeit der örtlichen Gegebenheiten und der Zugänglichkeiten in einem vom südlichen Dammfuß der IAA Lengfeld im Osten über die Feuchtgebiete entlang des Plohnbaches bis hin zum Lenkteich erstreckenden Areal, Proben entnommen. Da das Riedgebiet zum damaligen Zeitpunkt bis in große Tiefen durchfeuchtet und weitestgehend unzugänglich war, konnten lediglich in dessen Randbereich Proben gewonnen werden. Ein Großteil des stark versumpften und zu Fuß nicht begehbaren Gebiets war zusätzlich sehr stark verkrautet, so das ein Passieren des Areals mit Hilfe eines Schlauchbootes unmöglich war. Anhand der Ergebnisse

anschließender Untersuchungen sowie Angaben aus vorliegenden Berichten (WISMUT (1992), SCHALL (1995), BfS (1996), C&E (1996), C&E (1997), C&E (1999), C&E (2000)) wurden die Beprobungspunkte der zweiten Probennahme (22. bis 25. Oktober 2001) festgelegt. Die genaue Lage der Probennahme- Punkte ist der Übersicht (Abb. 14) zu entnehmen. Die Proben der ersten Geländebegehung sind dabei von S1 bis S27 nach der Reihenfolge der Entnahme nummeriert, die Proben der zweiten Probennahme von B1 bis B6. Die genauen Koordinaten sind den Anlagen [1] bzw. [6] zu entnehmen.

4.1.1 Durchführung der Ersten Probennahme

Die Methodik der ersten Probennahme richtete sich hauptsächlich nach der Eignung der einzelnen Entnahmegereäte und umfasst Schlammkernproben, Bohr- und Bohrstockproben, Saugkernbohrungen und Spatenproben. Die Nummerierung erfolgte nach Reihenfolge der Entnahme und ist nicht nach der räumlichen Lage gegliedert. Die Zuordnung der Entnahme- Methodik zu den einzelnen Proben und der Lokalität kann der Tab. 3 entnommen werden.

Art der Probenentnahme	Probe-Nummern	Lage
Schlammkern	S1-S5	Freiwasserlinse, großes Riedgebiet
Bohrung	S17; S18	Großes Riedgebiet
Saugkernbohrung	S19-S21 S24	Großes Riedgebiet Kleines Riedgebiet
Spatenproben	S22 S23; S27	Großes Riedgebiet Vor dem Hautdamm der IAA
Bohrstockentnahme	S8-S16	Lenkteich
Profil durch Flussanschnitt	S6; S7; S5; S26	Lenkteich

Tab. 3 Übersicht zur Methodik der ersten Probennahme

Die Ansprache der Proben im Gelände umfasste eine sedimentologisch- pedologische Einordnung bezüglich Korngröße, Farbe, Redoxmerkmalen, Gehalt an organischer Substanz (Humus sowie Pflanzen- und Gehölzreste) und besonderen Kennzeichen. Diese Angaben sind im Anhang (Anlage 1) dokumentiert. Nachdem anfängliche Versuche einer Gamma-Strahlungsmessung im Gelände keine verwertbaren Ergebnisse erbrachten, wurde diese nachträglich unter definierten Bedingungen im Labor durchgeführt (siehe Kapitel 4.2.1.3) Vor Ort konnten kaum Unterschiede der gemessenen Zählraten wahrgenommen werden und oftmals überstiegen die Schwankungen der Hintergrundwerte das Messsignal. Ursache ist die weiträumige Verwendung größerer Rückstände der Uranerzaufbereitung (Grobberge) im Straßenbau (WISMUT 1992). Diese Rückstände weisen im Allgemeinen höhere Uran-Restgehalte auf als die natürlich im Untersuchungsgebiet vorkommenden Sedimente und führen damit zu großen regionalen Schwankungen der Gamma-Strahlung und Störungen der Messung.

Die Sediment- und Bodenproben wurden anschließend nach Horizonten unterteilt in PVC-Tüten gelagert.

4.1.2 Durchführung der Zweiten Probennahme

Während der zweiten Probennahme wurden sechs Rammkernbohrungen an ausgewählten Altlasten-Verdachtsflächen abgeteuft. Die Untersuchungsflächen wurden mit jeweils 2 Bohrungen auf drei ausgewählte Lokalitäten begrenzt: „südlicher Dammfuß der Absetzanlage“, „Riedgebiet südwestlich der Absetzanlage“ sowie den „Lenkteich“. Die genauen Angaben sind aus Tab. 4 ersichtlich.

Tab. 4 Überblick über die geographische Lage der abgeteuften Bohrungen (*gemittelte Werte aus 5 – 9 Einzelmessungen mittels GPS, Gauß-Krüger-Koordinatensystem, Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam)

Bohrungs-Nr.	Teufe in [m u GOK]	RW [m]*	HW [m]*	Höhe (in m ü NN)*	Standortbeschreibung
1	0.00 - 2.20	4528193	5605192	401	Südlicher Hauptdamm der IAA, Arteser
2	0.00 - 2.70	4528168	5605071	407	Südlicher Hauptdamm der IAA, kleines Riedgebiet
3	0.00 - 2.70	4527834	5604973	406	Riedgebiet südwestlich der IAA
4	0.00 - 3.85	4526663	5605001	451	Lenkteich
5	0.00 - 2.15	4526565	5605065	448	Lenkteich
6	0.00 - 3.50	4527583	5604933	405	Riedgebiet südwestlich der IAA

Die geographische Lage der Bohrungen wurde mittel GPS aus mehreren Einzelmessungen ermittelt. Aufgrund schlechter Satelittenabdeckungen, insbesondere im Lenkteich, sind diese Angaben allerdings Ungenauigkeiten unterworfen und wurden teils unter Zuhilfenahme der TK 10 Blatt 5440-NW Lengenfeld korrigiert.

Die Geländeaufnahme beinhaltet die sedimentologisch-pedologische Ansprache und die Gliederung in Bodenhorizonte (siehe Anlage 7 & Diplomkartierung/ Kap. 3). Infolge von Komplikationen, besonders durch Verkantung des Bohrkopfgewindes und dem Fehlen geeigneter Werkzeuge zum Beheben dieses Problems im Gelände, war eine ungestörte Probennahme mittels Plastik-Liner leider nicht für alle Proben möglich. So wurden lediglich die ersten Teufenmeter (Proben 3 – 9) der Bohrung B2 im Liner gewonnen. Die restlichen Proben wurden nach der Feldansprache aus dem Kern gelöst, in Liner überführt und eingerüttelt.

Um Redoxprozesse zu minimieren, wurden die so gewonnenen, gestörten Bodenproben mit Stickstoff begast und in Labor- Folie eingeschweißt an einem kühlen Ort gelagert.

4.2 Probenaufbereitung und Analytik

4.2.1 Sedimente der ersten Probennahme

Da ein Grossteil der Proben, besonders die Schlammkernproben sowie die Sedimente der Feuchtgebiete, einen sehr hohen Wassergehalt aufwiesen, wurden sie zunächst auf großen Plastikfolien ausgebreitet und an der Luft vorgetrocknet. Nach anschließender Trocknung bis zur Gewichtskonstanz (105°C, mindestens 24 Stunden) und der Abkühlung im Exsikkator wurden die Proben in verschließbare Weithalsflaschen aus Plastik gefüllt. Für die Analytik wurden davon jeweils ca. 10 g repräsentative Probe mit Hilfe eines Probenteilers entnommen. Die Probe wurde in einer Kugelschwingmühle auf 63 µm homogenisiert und in PVC- Flaschen bzw. verschließbare Tüten überführt. Es schlossen sich die Bestimmung des organischen Kohlenstoffs und Arsens sowie die Ermittlung der γ -Aktivität an.

4.2.1.1 Organischer Kohlenstoff

Die Bestimmung der organischen Substanz erfolgte über die Analyse des Gesamtkohlenstoffes (Total Carbon). Unter der Annahme, dass der Anteil des anorganischen Kohlenstoffes (Total Inorganic Carbon) und damit der Carbonatgehalt der Proben vernachlässigbar gering ist, kann der TC- Gehalt als gesamter organischer Kohlenstoff (Total Organic Carbon) angenommen werden.

$$\text{TC} = \text{TOC} + \text{TIC} \quad (\text{Gl. 2})$$

Die Messung erfolgte an einem Gerät vom Typ: *liquiTOC* der Firma „*elementar Analysensysteme GmbH*“ im Hochtemperatur Modus. Etwa 1g Probe wurde dabei in einem hochreinen Quarzschiffchen eingewogen und mit Hilfe eines verschiebbaren Quarzläöffels in den Hochtemperaturbereich des katalytischen Verbrennungsofens gebracht. Die Verbrennungsgase werden mit Hilfe des Trägergases Sauerstoff einem Infrarotdetektor zugeführt, welcher selektiv Kohlenstoffdioxid detektiert.

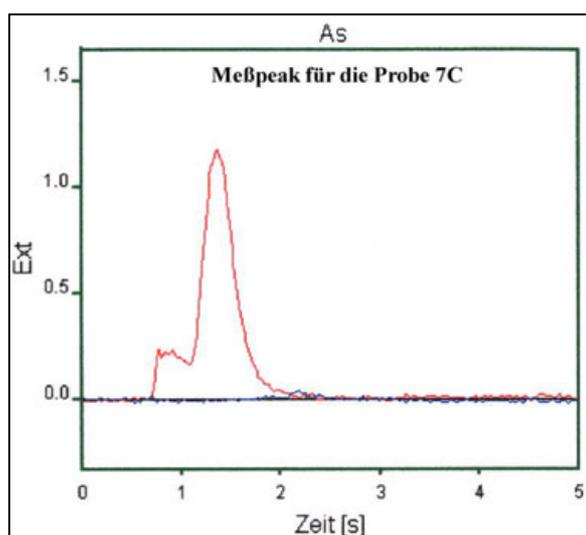
4.2.1.2 Arsenbestimmung mittels Graphitrohr- AAS

Mittels Graphitrohr-Atom-Absorptions-Spektralphotometrie wurde die Verteilung der Arsenkonzentrationen ermittelt. Das genutzte Gerät vom Typ „AAS 5“ der Firma „Analytic Jena“ ermöglicht durch das Vorhandensein eines Feststoff-Graphitrohrfens die Zugabe fester Proben, wobei ein zeitaufwendiges Eluieren entfiel.

Das erfassbare Konzentrationsintervall reicht bis in den Bereich pg/g. Unter der Verwendung optimierter Messparameter, besonders durch die Wahl eines geeigneten Temperatur-Zeit-Programms (Ofenprogramm) und der Wellenlänge, ist die Graphitrohr-Feststoff-AAS in der Regel gut zur Bestimmung von Arsen geeignet.

Die Richtigkeit der Messwerte ist in großem Masse von der Qualität des Ofenprogramms und der Kalibrierung abhängig. Daher wurde diesen Arbeitsschritten besondere Aufmerksamkeit gewidmet. Das Ofenprogramm wurde zunächst für ein Standardmaterial und damit für eine (ideal) homogene Probe optimal angepasst und nachfolgend mittels ausgewählter Proben verschiedenartigen Charakters auf seine allgemeingültige Eignung getestet. Unter Verwendung eines ersten zertifizierten Standards erfolgte anschließend die Kalibrierung, deren Qualität mit Hilfe eines zweiten Standards geprüft wurde. Das Gerät AAS 5 ermöglicht die direkte Ausgabe der Elementkonzentration.

Wie im Kapitel 5.1.2 aufgezeigt wird, unterliegen die Gesamtgehalte von Arsen starken Schwankungen. Somit bestand das Problem darin, ein einheitliches Verfahren zu finden, welches für niedrigere und hohe Gehalte gleichermaßen gut geeignet ist.



Tab. 5 Ofenprogramm der Graphitrohr-Feststoff-AAS für Arsen (* AZ = Auto Zero)

Nr.	Schritt	T in [°C]	Halten in[s]
1	Trocknen	120	20
2	Pyrolyse	460	70
3	AZ*	460	6
4	Atomisieren	2250	5
5	Ausheizen	2600	10

Abb. 15 Optimiertes Ofenprogramm und dessen Eignung für die Realprobe am Beispiel der Probe 7C (Tailing) (rot: Arsen-Peak, blau: Hintergrund (störende Elemente))

Aus Tab. 5 sind die Parameter der Arsenmessung ersichtlich. Abb. 15 demonstriert die Eignung des optimierten Ofenprogramms für die untersuchten Sedimentproben am Beispiel der Probe 7C, einem Tailinghorizont. Der Arsen-Peak zeigt einen schmalen, scharfen Verlauf und fällt vor Ende des Messintervalls auf eine Extinktion von Null zurück, d.h. das gesamte in atomisiertem Zustand gebrachte Arsen wird gemessen. Der Hintergrund (Einflüsse anderer Elemente) stört und verzerrt den Messpeak nicht, das Ofenprogramm wurde aufgrund dieser Fakten als gut geeignet betrachtet. Derart gute Ergebnisse konnten allerdings nicht immer erzielt werden und insbesondere schwer flüchtige Elemente, wahrscheinlich Schwermetalle in hohen Konzentrationen, wirkten störend auf den Arsen-Peak.

Da die Arsenkonzentrationen insgesamt als stark erhöht angesehen werden können, wurde die nachweisschwächere Wellenlänge von 197,2 nm statt der üblich verwendeten 193,7 nm eingesetzt. Somit konnte in den meisten Fällen in einem Extinktionsbereich bis 1 und damit in einem relativ geeigneten Konzentrationsbereich gemessen werden.

4.2.1.3 Gamma- Spektrometrie

Da die Gamma-Messung im Gelände, wie im Kapitel 4.1.1 bereits erwähnt wurde, mit erheblichen Fehlern behaftet war, wurde die Messung unter möglichst konstanten Laborbedingungen (konstanter Ort, Wassergehalt, Geometrie des Messgefäßes und Zeitintervall) wiederholt.

Tab. 6 Parameter der Gamma-Spektrometrie

Nummer der Messung	Messintervall in [s]	Einwaage in [g]
1	90	0.8
2	300	10.00

Da von einigen Proben, insbesondere den Bohrstockproben, äußerst wenig Material gewonnen werden konnte, wurde die Referenzprobenmenge der ersten Messung mit 0,8 g sehr gering gesetzt, um dennoch möglichst alle Proben gammaspektrometrisch erfassen zu können. Als Messintervall wurden 90 s gewählt. Nach Abschluss des kompletten Durchgangs stellte sich heraus, dass die gewählten Parameter ungeeignet zur Kennzeichnung von Verdachtsflächen und -horizonten sind. Merkliche Abweichungen oder deutliche Erhöhungen der γ -Aktivität konnten nicht beobachtet werden. Die Ursache ist überwiegend in einer zu geringen Probenmenge zu suchen. Das Feldgerät „GR-256 MANUAL“ besitzt einen Natrium-Jodid- (Thalium) [NaI (Tl)] -Kristall-Detektor von 3 inchs (7,62 cm) Durchmesser mit einem integrierten Bi-Alkali-Photo-Multiplikator. Als Flächendetektor ergeben sich Probleme mit einer exakten Messgeometrie. Zudem treten für das 256-Kanalgerät spektrale Unschärfen auf. Aus diesem Grund wurden nicht die ebenfalls angezeigten Konzentrationsangaben verwendet sondern lediglich die Zerfallsraten ausgewertet.

Das Gerät „GR-256 MANUAL“ ist zur Detektierung von Uran-Vererzungszonen ausgelegt. Bei der gewählten Messgeometrie waren die Randeinflüsse zum Teil stärker als das Messsignal, wodurch keine aussagekräftigen Ergebnisse erzielt werden konnten.

In einem zweiten Versuch wurden die Parameter diesbezüglich korrigiert. Dafür wurde das Messintervall auf 300 s erhöht und die Aktivität an einer Probenmenge von ca. 10 g auf einem Labor-Steintisch in einem Plastikgefäß gemessen (siehe Tab. 6). Alle anderen Proben wurden in einem separaten Raum gelagert, um Störungen dieser zu vermeiden. Eine separate Bleiabschirmung wurde nicht durchgeführt, da der Detektor bereits von einem dicken Aluminiummantel (insgesamt besitzt das Gerät einen Durchmesser von 4,5 inchs (11, 43 cm) mit abschirmender Wirkung umgeben wird. Der Hintergrund (Nullprobe) wurde in regelmäßigen Abständen ermittelt, um die natürliche Variation der γ -Aktivität zu erkennen. Aus Materialmangel konnte ein Teil der Proben nicht gemessen werden.

4.2.2 Sedimente der zweiten Probennahme

Die Bohrproben der zweiten Probennahme wurden bis zur weiteren Behandlung an einem kühlen Ort aufbewahrt um chemische Prozesse zu minimieren. Nur wenige in 0,5 m langen Plastiklinern befindlichen Proben sowie die in Plastiktüten verpackten Mischproben der Bohrung B1 konnten eingefroren werden. Für den Hauptanteil der Probenmenge wurden 1m-Liner verwendet, die in der vorhandenen Gefriertruhe nicht untergebracht werden konnten. Zur Untersuchung wurden die in Plastiklinern befindlichen Proben zunächst aufgebohrt, um die Entnahme der Probe und die genaue Ansprache zu erleichtern. Die Ergebnisse wurden photographisch dokumentiert und sind zum Teil im Kapitel Kartierung dargestellt. Da es sich um gestörte Proben handelt, d.h. die natürliche Lagerung verändert und das Sediment nachträglich in Liner verfüllt wurde, ist eine Dokumentation der Horizontmächtigkeiten anhand der Aufnahmen nicht möglich. Die Teufen wurden exakt im Gelände aufgenommen. Eine Fotodokumentation im Gelände war aufgrund schlechter Lichtverhältnisse nicht möglich.

Die nach Horizonten unterteilten Sedimente wurden im Trockenschrank bei 40°C auf lufttrockenen Zustand gebracht. Eine sofortige Trocknung bei 105°C wurde unterlassen, da dies zu Fehlern in der sich anschließenden Korngrößenanalyse infolge einer Tonmineralzerstörung geführt hätte. Die Grobbodenfraktion (> 2 mm) wurde abgesiebt und für die später folgende Korngrößenbestimmung ausgewogen. Von der Kornfraktion < 2 mm (Feinboden) wurde jeweils eine repräsentative Probemenge entnommen und bei 105°C bis zur Gewichtskonstanz (absolut trocken) getrocknet. Eine Teilmenge von ca. 10 g wurde in einer Planetenschwingmühle homogenisiert und zerkleinert. Die Qualität der Mahlung wurde an einer Zufallsprobe mit Hilfe eines Siebes von 63 µm Maschenweite überprüft.

4.2.2.1 Bestimmung der Metall(oid)- Gesamtkonzentrationen

Die Bestimmung der Metalle und Halbmetalle erfolgte an den mit Königswasser (KW) aufgeschlossenen Proben mittels ICP-MS (inductively coupled plasma-mass spectrometry) am Institut für Allgemeine Ökologie und Umweltschutz Tharandt (TU Dresden). Die ICP-MS ist vom Typ „PQ2+ (FISION INSTRUMENTS)“. Die als Gesamtkonzentration benannten Gehalte beziehen sich somit auf den königswasserlöslichen Elementanteil und enthalten nicht die in der Silikat-Matrix gebundenen Metall(oid)e.

Für den Königswasseraufschluss (KW-Aufschluss, in Anlehnung an die DIN 38 414 Teil 7, 1983) wurde jeweils 1 g repräsentative Probemenge (absolut trocken und homogenisiert) in mit Königswasser ausgedämpfte und mit destilliertem Wasser ausgespülte Bechergläser eingewogen und mit 15 ml konzentrierter Salzsäure (RIEDEL-DE HAEN) sowie 5 ml konzentrierter Salpetersäure (suprapur MERCK) versetzt. Zur Rückhaltung der entwickelten Gase wurden die Gläser mit kleinen Urgläsern abgedeckt und ein Glasstäbchen als Kondensationshilfe in jedes Gefäß gestellt. Nachdem die Proben über Nacht zum Ausgasen ruhten, wurden sie am nächsten Tag im Sandbad für 80 Minuten auf

100°C, anschließend für weitere 80 Minuten schrittweise auf 150 °C erhitzt. Nach der Abkühlung wurden die Probelösungen möglichst rückstandslos in einen 100 ml Meßkolben überführt und auf ein definiertes Volumen von 100 ml aufgefüllt. Diese Lösung wurde gut geschüttelt und über einen Membranfilter (0.2 µm) in säuregereinigte und mit bidestilliertem Wasser sowie Probelösung gespülte PP-Flaschen filtriert.

Die Analyse der Metall(oid)- Gesamtkonzentrationen mittels ICP-MS erforderte aufgrund des störenden Effektes der Chlorid-Ionen eine weitere Verdünnung um den Faktor 1:100.

4.2.2.2 Bestimmung der Metall(oid)- Bindungsformen

Wie in Kapitel 2.1 bereits angesprochen, ist das von Metall(oid)en ausgehende Gefahrenpotential nicht allein von der Gesamtkonzentration abhängig, sondern vielmehr von der Art ihrer Bindungsform. Je leichter der Kontaminant gebunden wird, desto leichter ist er remobilisierbar. In mobilisierter Form kann ein Austrag und Transport mit Sickerwässern erfolgen. Schwach gebundene Metall(oid)e sind leichter pflanzenverfügbar und gelangen somit sehr leicht in die Nahrungskette. Somit sind Untersuchungen zur Bindungsart von Schadstoffen z.B. für Fragestellungen des Bodenschutzes wichtig. In der Regel ist dabei der pflanzenverfügbare Anteil, der z.B. mittels Eluations-Tests bestimmt werden kann, von Entscheidung.

Zur Untersuchung und Quantifizierung verschieden starker Bindungsformen sind sequentielle Extraktionsverfahren geeignet, welche den Aufschluss einzelner Fraktionen mit zunehmender Bindungsstärke erlauben. Von einer klaren Trennung der Fraktionen kann allerdings nicht ausgegangen werden, so kann z.B. in der Fraktion der Eisen- und Manganoxide bereits schwächer an organischer Substanz gebundene Metall(oid)e vorliegen, während ein Teil der Schadstoffe so fest an die Oxide gebunden sind, dass sie erst mit dem nachfolgenden Extraktionsmittel gelöst werden. Sequentielle Extraktionsverfahren erlauben daher lediglich Abschätzungen zur Bindungsstärke, sie geben keine Garantie zu der Art des Sorbenten.

In dieser Arbeit wurde ein sequentielles Extraktionsverfahren angewandt und vornehmlich Proben mit hohen Elementgesamtkonzentrationen für die Untersuchung ausgewählt. Als Auswahlkriterien für das Verfahren der sequentiellen Extraktion galten insbesondere:

- nicht zu detaillierte Extraktionsschritte bei dennoch ausreichender Fraktionsuntergliederung (infolge der Vielzahl der Einzelproben sowie aus Kostengründen)
- Eignung möglichst auch zur Untersuchung von redoxsensitiven Elementen, z.B. Arsen
- Erfassung eines möglichst breiten Spektrums von Metall(oid)en

Dabei wurde keine Extraktionsvorschrift gefunden, die allen Kriterien gerecht wird. Nach eingehender Literaturrecherche (z.B. SALOMONS & FÖRSTNER (1980), ZEIEN (1995),

ZEIEN & BRÜMMER (1989, 1991), KRUMNÖHLER (1995), RAMOS et. al. (1994), HALL et. al. (1998), MA & UREN (1998)) wurde eine modifizierte Methode des Extraktionsverfahrens nach TESSIER et. al. (1979) gewählt, welche im Rahmen einer Dissertation an der Universität von New Jersey am Lehrstuhl für Chemische Technologie, Chemie und Umweltwissenschaften von YU (1999) optimiert wurde. Dieses Verfahren wurde zur Bestimmung von Chrom, Zink u.a. Schwermetallen genutzt. YU (1999) und MAHAN et. al.(1987) haben in ihren Experimenten mit Mikrowellentechniken aufgezeigt, dass die Ergebnisse mit den Resultaten konventioneller Verfahren vergleichbar sind. Aufgrund der chemischen Ähnlichkeit von Chrom zu Uran und der guten Anwendbarkeit auf Schwermetalle wurde die Methode als geeignet befunden. Zudem ist die Zeitersparnis infolge sehr geringer Aufschlusszeiten ein großer Vorteil der Methodik.

Extraktionsverfahren zur Fraktionierung von Arsen (z.B. HUERTA-DIAZ & MORSE 1990) oder auch Phosphat (z.B. HEDLEY et. al. 1982), welche infolge der chemischen Ähnlichkeit ebenfalls zur Arsenbestimmung geeignet wären, sind zu speziell oder für einen Großteil der übrigen Metall(oid)e nicht unbedingt geeignet.

Die Aufschlüsse wurden unter Einsatz eines Mikrowellendruckaufschlussystems „PMD“ der Firma „Anton PAAR KG Graz, Austria“ durchgeführt. Die Tabelle (Tab. 7) zeigt neben dem benutzten Schema (rechte Spalte) einen Vergleich zu den vorgegebenen Aufschlusszeiten einer konservativen „modifizierten Tessier-Methode“(MTM) und der „Mikrowellen-Methode“(MWM).

Tab. 7 Schema der sequentiellen Extraktion

	Eluierte Fraktion	Reagenz	MTM nach YU (1999)	MWM nach YU (1999)	Diese Arbeit
F1	austauschbare Metalle	1 M NH ₄ OAc	24h	90s	3min
F2	an Carbonaten gebundene Metalle	1 M NaOAc-HOAc	5h	90s	3min
F3	an Fe- und Mn- Oxiden gebundene Metalle	1 M NH ₂ OH*HCl + 0.1 M HNO ₃	30min	90s	3min
F4	an organischer Substanz gebundene Metalle	30% H ₂ O ₂	2h	3min	bis zum Ende der Reaktion
F5	Residualfraktion				berechnet

Das MWM-Verfahren wurde von YU (1999) vorwiegend an marinen Sedimenten erprobt. Aufgrund der erhöhten Reaktionsfreudigkeit der Proben wurde in der vorliegenden Arbeit aus Sicherheitsgründen die Leistungsstufe der Mikrowellenaufschlussgerätes herabgesetzt und zum Ausgleich die Aufschlussdauer erhöht.

Für den ersten Extraktionsschritt wurden 0,2 g Probe in einem sauberen Zentrifugenröhrchen eingewogen, mit 10ml 1 M NH₄OAc versetzt und 10 Minuten gut geschüttelt. Das Gemisch wurde anschließend in ein Mikrowellenaufschlussgefäß aus hochreinem Spezialquarz dekantiert und in der Mikrowelle auf Stufe 5 (mittlere Stufe) 3

Minuten erhitzt. Anschließend wurden Lösung und Feststoff- Rückstand in das Röhrchen zurückgefüllt und 2 Minuten bei voller Leistung zentrifugiert. Die Lösung wurde in einen Eichkolben überführt, auf 50 ml aufgefüllt und über einen 0,2 µm Membranfilter in säuregereinigten und mit destilliertem Wasser und Probelösung gespülten PP-Flaschen aufbewahrt. Der Feststoffrückstand im Zentrifugenröhrchen wurde nun mit dem nachfolgenden Extraktionsmittel versetzt und die Eluate der zweiten und dritten Fraktion ebenso hergestellt. Da die Mikrowellen-Druckaufschlüsse des vierten Fraktionsschrittes zur Lösung der an organischer Substanz gebunden Metall(oid)e mit heftigen explosionsartigen Reaktionen einhergingen, wurde dieser Schritt mittels Erwärmung im Sandbad bei einer Temperatur von ca. 80 °C durchgeführt.

Aufgrund der hohen pH-Werte (6 bis 7) der acetatlöslichen Fraktionen 1 und 2 war für diese Probelösungen die standardmäßige Ansäuerung mittels 1 Vol % Salpetersäure (HNO₃) unzureichend. Die Proben wurden daher mit etwa 1,2 ml HNO₃/50 ml Gesamtlösung auf einen pH-Wert von 2 gebracht. Bei den Fraktionen 3 und 4 entfiel die Notwendigkeit einer zusätzlichen Ansäuerung. Die Überprüfung des pH-Wertes erfolgte unter Verwendung von Unitest-Streifen für saures Milieu.

Der Aufschluss der Residualfraktion wurde aus Kostengründen nicht durchgeführt. Daher muss die Differenz der Gesamtkonzentration und der Summe der Fraktionen 1 bis 4 als Residualfraktion angenommen werden.

Die gewonnenen Eluate wurden in Tharandt fraktionsspezifisch verdünnt.

- Fraktion F1 & F3: 1 : 10
- Fraktion F2: 1 : 20
- Fraktion F4: 1 : 4

4.2.2.3 Gamma-Messung

Die Messung der Radioaktivität erfolgte auf gleiche Art und Weise wie bereits für die Proben der ersten Probennahme beschrieben wurde an einer Probenmenge von 10g über ein Messintervall von 300 Sekunden.

4.2.2.4 Korngrößenanalyse

Die Bodenart, welche die Korngrößenzusammensetzung des mineralischen Bodenmaterials kennzeichnet, gliedert sich in Feinboden mit einem mittleren Äquivalentkorndurchmesser < 2mm und Grobboden (> 2 mm). Der prozentuale Anteil sowie die Zusammensetzung des Grobbodens wurde für alle Proben mittels Siebung bestimmt.

Die Körnung der Fraktion < 2 mm wurde am Beispiel des Bohrprofils 5 an insgesamt 9 Einzelproben bestimmt. Da dieses Profil alle wesentlichen im Gelände angesprochenen Bodenarten enthält, wurden für die restlichen 5 Bohrprofile die Korngrößen anhand der Körnung des Profils 5 und der Feldansprache abgeschätzt.

Die Analyse erfolgte im Labor nach DIN 19683 Teil 2 (1973, Dispergierung mit Natriumpyrophosphat und Humuszerstörung). Die Fraktion $> 0,063$ mm (Sand) wurde im Anschluss an die Vorbehandlung mit Wasserstoffperoxid zur Zerstörung der Organik und Zugabe des Dispergiermittels mittels Nasssiebung abgetrennt. Die Anteile Grob-, Mittel- und Feinsand wurden nach einer Trocknung bei 105°C (mindestens 24 h) über Trockensiebung bestimmt. Die Trennung und Bestimmung der prozentualen Anteile der Fraktion $< 0,063$ mm (Schluff und Ton) erfolgte mittels Schlämmung (Sedimentation im Köhn-Zylinder).

4.2.2.5 Statistische Untersuchungen

Aufgrund der großen Datenmenge infolge der Vielzahl an Elementen und den damit gegebenen Schwierigkeiten der Interpretation erfolgte zunächst eine Bündelung gleichartiger Daten unter Verwendung multivariater statistischer Methoden. Mit Hilfe des Programms SPSS für Windows 11.0. wurden im einzelnen folgende Schritte angewandt:

- Spearman Rangkorrelation
- Standardisierung der Variablen
- Clusteranalyse im R- Modus (nach den Variablen)
- Faktorenanalyse
- Clusteranalyse im Q- Modus (nach Fällen)
- Prüfung der Signifikanz der Gruppierung mittels Kruskal-Wallis und Man-Witney-Test sowie der Diskriminanz-Analyse

Ermittlung der Korrelationen mittels des Spearman- Rangverfahrens

Die Korrelation der einzelnen Parameter mittels SPEARMAN- Rangkorrelation für nicht normalverteilte Messreihen diente der Erlangung eines ersten groben Überblickes möglicher Zusammenhänge der Variablen. Dabei wurden alle Parameter, die ein Signifikanzniveau von 0,01 oder besser aufweisen als miteinander korrelierend betrachtet. Die Spearman-Rangkorrelation wurde für die Datensätze der ersten und zweiten Probennahme angewandt.

Standardisierung der Variablen

Die Daten wurden mittels einer Cluster- Analyse (sowohl für die Fälle als auch für die Variablen) gruppiert sowie unter Anwendung der Faktorenanalyse zusammengefasst. Für beide Verfahren bietet sich eine vorherige Standardisierung der Variablen mittels einer z-Transformation an:

$$z_i = \frac{x_i - \bar{x}}{s} \quad (\text{Gl. 3})$$

(z_i = standardisierter Beobachtungswert, x_i = wahrer Beobachtungswert, \bar{x} = Merkmalsmittelwert, s = Standardabweichung des Merkmals (Variable)).

Als Ergebnis ergibt sich ein einheitlich normierter Mittelwert $x_z = 0$ mit der Standardabweichung $s_z = 1$ und der Varianz $s_z^2 = 1$. Die Standardisierung ermöglicht damit den direkten Vergleich aller Variablen und infolge dessen die Anwendung datenreduzierender statistischer Methoden

Cluster-Analyse im R-Modus

Die sich anschließende Cluster- Analyse nach dem R- Modus ermöglicht eine Gruppierung und Bündelung von Variablen (Merkmalen) gleichen Verhaltens und trägt somit wesentlich zur Erleichterung der Interpretation bei. KÜHL et. al. (1996) empfehlen unter den hierarchischen Verfahren besonders Average-Linkage-Verfahren und die WARD-Methode. Da die Eignung eines bestimmten Algorithmus allerdings stark von den Daten selbst abhängig ist, wurden neben diesen beiden Verfahren auch andere Methoden unter Nutzung verschiedener Intervall- Berechnungen (euklidisch, quadriert euklidisch, Block-Methode und Minkowski-Methode) angewandt und hinsichtlich ihrer Fusionierungsniveaus und Logik der Gruppierung miteinander verglichen.

Faktorenanalyse

Die Faktorenanalyse dient der Bestimmung grundlegender, unabhängiger Dimensionen, wobei über Linearkombinationen eine ursprünglich sehr große Datenmenge zu sogenannten Faktoren zusammengefasst wird. Zunächst wurde eine Hauptkomponentenanalyse durchgeführt, anschließend auch die verbleibenden Freiheitsgrade genutzt, um die Faktoren zu rotieren. Dabei wurde die Varimax-Methode verwendet, bei der die Strategie verfolgt wird, dass eine Variable jeweils nur auf einem Faktor hoch lädt.

Die Faktorenanalyse wurde zusätzlich zur Clusteranalyse im Q-Modus durchgeführt und die auf diesem Wege ermittelten Gruppierungen hinsichtlich ihrer Plausibilität mit den Ergebnissen der Cluster-Analyse im R-Modus verglichen.

Clusteranalyse im Q-Modus

Bei der Clusteranalyse im Q-Modus werden nicht Merkmale (z.B. Elemente) sondern Proben, welche ein ähnliches Verhalten zeigen, gebündelt. Es wurde damit der Versuch unternommen, Rechts- und Hochwerte (Gebiete) sowie Teufen zu gruppieren.

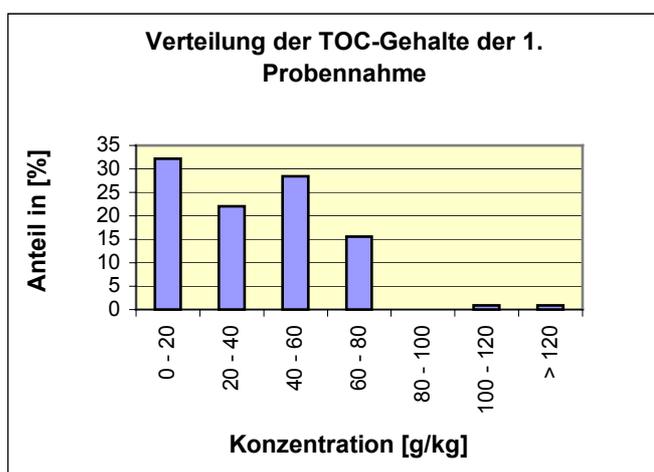
Die Güte der Merkmalsbündelung (Clusteranalyse) wurde mittels ***Kruskal-Wallis-Test*** sowie ***Man-Whitney-Test*** und ***Diskriminanz-Analyse*** getestet. Während der Kruskal-Wallis-Test lediglich die Aussage gestattet, ob die Cluster signifikant von nicht normalverteilten Datenkollektiven unterschiedlich sind, gestatten Verfahren der Art „2 Independent Samples“, zu denen unter anderem der Man-Witney-Test zählt, Aussagen, ob sich jeweils zwei Gruppen signifikant unterscheiden.

5 Ergebnisse

5.1 Ergebnisse der ersten Probennahme

5.1.1 Organischer Kohlenstoff

Die Gehalte an organischem Kohlenstoff reichen von 3 g/kg in der Probe S17 (Riedgebiet, siehe Kapitel 4.1, Abb. 14) bis zu 123 g/kg im Oberbodenhorizont der Probe S24/A (am kleinen Riedgebiet, südlich der IAA). Die Konzentrationen bis 80 g/kg sind zu annähernd gleichen Anteilen zwischen 16 bis 32 % vertreten (siehe Abb. 16 und Tab. 8), aber keinesfalls normal-verteilt. Konzentrationen höher 80 g/kg wurden lediglich für 2 der Proben (S14/A, im Lenkteich und die Probe S24/A) bestimmt, welche beide bereits in der Geländeaufnahme als humose, stark durchwurzelte Oberbodenhorizonte angesprochen wurden.



Tab. 8 Prozentuale Verteilung des TOC-Gehaltes

mittl. TC-Gehalt [g/kg]	Anzahl von Proben	Anteil der Proben in [%]
0 - 20	35	32
20 - 40	24	22
40 - 60	31	28
60 - 80	17	16
80 - 100		0
100 - 120	1	1
> 120	1	1
Summe:	109	100

Abb. 16 Überblick zur prozentualen Verteilung des TOC-Gehaltes

Anreicherung von organischer Substanz, welche in Form von Humus und unvollständig zersetzten Pflanzenresten auftritt, wurde hauptsächlich für oberflächennahe Horizonte bestimmt. In der Regel kann eine stetige Abnahme mit zunehmender Tiefe beobachtet werden, die Proben geben damit eine für Bodenprofile typische TOC-Verteilung wider.

Dieser Grundsatz trifft für die untersuchten Profile allerdings nicht grundsätzlich zu, so wurden oftmals organikreiche Bodenhorizonte im Liegenden beziehungsweise in oberflächenferneren Lagen angesprochen. Für die beprobten, sumpfigen Gefilde ist dies ein durchaus typisches Bild.

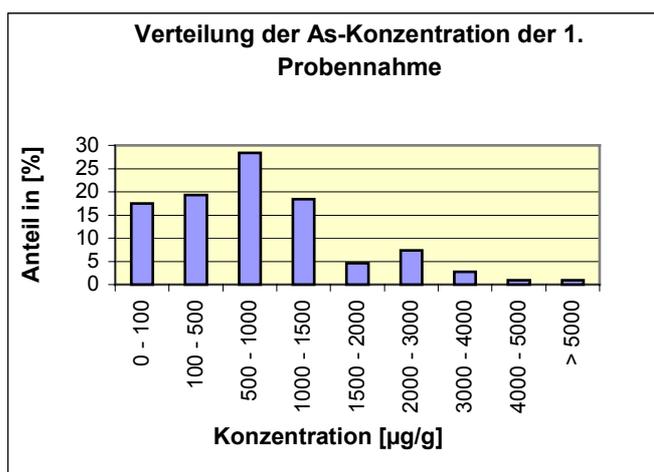
Die Proben S14 und S16 (Lenkteich) heben sich durch insgesamt hohe TOC-Gehalte von > 60 g/kg ab. Im Gegensatz dazu weist die Bohrprobe S17 durchgängig geringe Konzentrationen bis maximal 10,1 g/kg auf und beinhaltet das bereits genannte Minimum der gesamten TOC-Messungen.

Folgende tiefer liegende Bodenhorizonte zeigen auffällige Anreicherungen organischer Substanz: S2/D, S5/E (Freiwasserlinse im Riedgebiet), S18/II & S18/1.75 (Riedgebiet), S7/H, S9/F & S9/G, S25/E – S25/F2 und S26/D (Lenkteich). Nach der Feldansprache handelt es sich bei den Horizonten der Proben S2/D bis S9/G um auffällige schwarze bis schwarzgraue Lagen von locker sandigem, leicht schluffigem Charakter, zum Teil mit schwarzen Schieferbruchstücken der Uranerzaufbereitung. Währenddessen unterscheiden sich die Proben S18/II, S18/1.75, S25/E – S25/F2 und S26/D hauptsächlich durch ihre auffällig weiche, schluffige Konsistenz von ihren benachbarten Horizonten.

Die Schlammkerne (S1 – S5, siehe Abb. 14) weisen im mittleren Profilbereich niedrigere Konzentrationen auf. Infolge des Sauerstoffausschlusses kann der Abbau von sedimentierten Pflanzenstückchen nur sehr verzögert vonstatten gehen, was zu starken Anreicherungen führen müsste, zumal ein reichliches Pflanzenangebot im gesamten Untersuchungsgebiet beobachtet wurde. Die Profile der Schlammkerne ähneln in ihrer Verteilung der organischen Substanz eher einem terrestrischen Bodenprofil mit einer raschen aber stetigen TOC- Abnahme mit der Tiefe.

5.1.2 Arsen

Die mittels Feststoff-Graphitrohr-AAS gemessenen Arsenkonzentrationen liegen in einem Bereich zwischen 16 $\mu\text{g/g}$ (Probe S17/2.12, Riedgebiet) und maximal 5112 $\mu\text{g/g}$ (Probe S7/C, Lenkteich). Wie schon für den organischen Kohlenstoff festgestellt werden konnte, zeichnen sich die Proben der Bohrung S17 ebenfalls durch die niedrigsten Arsenkonzentrationen von $< 100 \mu\text{g/g}$ aus. Die Abb. 17 und Tab. 9 geben einen Überblick zur prozentualen Verteilung der gemessenen Konzentrationen.



Tab. 9 Prozentuale Verteilung der Arsen-Konzentration

mittl. As-Konz.[$\mu\text{g/g}$]	Anzahl von Proben	Anteil der Proben in [%]
0 - 100	19	17
100 - 500	21	19
500 - 1000	31	28
1000 - 1500	20	18
1500 - 2000	5	5
2000 - 3000	8	7
3000 - 4000	3	3
4000 - 5000	1	1
> 5000	1	1
Summe:	109	100

Abb. 17 Überblick zur prozentualen Verteilung der Arsen-Konzentration

Ein Großteil aller Einzelproben (40 von 109) weist Arsengehalte zwischen 0 und 500 $\mu\text{g/g}$ auf, die knappe Hälfte davon Arsenkonzentrationen von kleiner als 100 $\mu\text{g/g}$. 31 von 109

Proben besitzen Arsengehalte zwischen 1000 und 2000 $\mu\text{g/g}$, 25 Proben liegen im Intervall von 1000 bis 2000 $\mu\text{g/g}$. Für 13 Proben wurden Arsenkonzentrationen von mehr als 2000 $\mu\text{g/g}$ gemessen, davon weisen 8 Proben Konzentrationen bis 3000 $\mu\text{g/g}$ auf, 3 Proben liegen im Konzentrationsintervall bis 4000 $\mu\text{g/g}$ und jeweils eine im Bereich bis 4000 bzw. 5000 $\mu\text{g/g}$.

Neben den Einzelproben der Bohrung S17 weisen vereinzelte Mineralbodenhorizonte im Liegenden niedrigere Arsengehalte auf. Dazu zählen die Proben S2/D, S4/C (Freiwasserlinse im Riedgebiet), S11/D, S12/C (Lenkteich), S18/2, S18/4 sowie S20 und S22 (Riedgebiet). Mit Ausnahme der Probe S4/D handelt es sich bei allen genannten Proben um sandiges bis kiesiges Material. Für die Verteilung der sehr hohen As-Konzentrationen $> 1000 \mu\text{g/g}$ lassen sich auf den ersten Blick keine Tendenzen ableiten. Starke Anreicherungen wie auch auffallend niedrige Konzentrationen sind sowohl im Hangenden als auch im Liegenden zu beobachten. Sehr hohe As- Gehalte weisen neben den Proben S7 und S9, sowie einem Großteil weiterer im Lenkteich entnommenen Sedimente auch die zwei obersten Horizonte der Probe S24 (kleines Riedgebiet unmittelbar südlich der IAA) und die Schlammkernproben S3 und S5 auf.

Die Proben variieren sehr stark in ihrer Arsen-Konzentrationen. Mit Ausnahme der Schlammkerne, welche in der Freiwasserlinse innerhalb des Riedgebietes entnommen wurden, weisen bevorzugt oberflächennahe Horizonte stark erhöhte As- Gehalte auf. Dies ist oftmals ein Indiz für eine anthropogen Beeinflussung. Im Falle einer regionalbedingten Konzentrationserhöhung infolge einer Anomalie bzw. Anreicherung im geologischen Untergrunde, wären die höchsten Gehalte in der Zersatzzone feststellbar und würden mit der Nähe zur Erdoberfläche sinken. Im Unterschied zu unbelastetem Boden bzw. Gestein, in welchem die Metalle und Halbmetalle fest im Kristallgitter gebunden sind, werden sie an anthropogen beeinflussten Sedimenten vorwiegend an der Oberfläche kleinerer Partikel der Schluff- und Tonfraktion sowie an Kolloiden und organischer Substanz (z.B. Huminstoffe) sorptiv gebunden und sind somit leichter mobilisierbar. Aus diesem Grund weisen die betroffenen Sedimente ein wesentlich höheres Schadstoffpotential auf.

An den Proben, welche in der Freiwasserlinse entnommen wurden, kann ein Konzentrationsanstieg mit zunehmender Teufe beobachtet werden, während an allen anderen Entnahmeorten Arsenanreicherungen im Hangenden des Bodenprofils mit einer Abnahme zum Liegenden hin einhergehen. An den Schlammkernproben (Freiwasserlinse) fällt die Probe S3 mit starken Arsenanreicherungen von ca. 1000 $\mu\text{g/g}$ im gesamten Profil deutlich aus der Reihe. Auch Probe S5 zeigt in etwa 0,5 bis 0,6 m Tiefe deutlich höhere Arsengehalte. Die geringsten Konzentrationen innerhalb der Freiwasserlinse wurden in Probe S4 bestimmt. Offensichtlich liegt eine Anreicherung entlang des Flussverlaufes, besonders vor dem Wehr des aufgestauten Riedgebietes (S5) vor.

Im Bereich des Riedgebietes, insbesondere der Freiwasserlinse, muss von einer anthropogener Belastung ausgegangen werden, wie z.B. Berichte der C&E Consulting

GmbH bestätigen. Eine Kontamination dieses Areals erfolgte vorrangig durch den Bruch des südlichen Hauptdamms von 1954. Dabei wurden in der damaligen Senke eine etwa 0,3 – 1,5 m mächtige Tailing-Schicht abgelagert (WISMUT 1992). Aufgrund der Aufstauung des Plohnbachs entwickelte sich nachfolgend das heute sehr ausgeprägte Riedgebiet, welches im Anstrom des Wehrs von einer ausgeprägten Sedimentation begleitet wird. Daher sind die aus dem Dammbbruch resultierenden Tailings heute von einer mächtigen Deckschicht überlagert. Die Untersuchungen haben zudem eine Verteilung arsenreicher Bodenhorizonte der Fließrichtung des Plohnbaches folgend aufgezeigt. Dafür gibt es zwei mögliche Erklärungen:

- (1) Die durch den Havarievorfall verbreiteten Tailings waren sekundären Transportprozessen (als gelöste Spezies bzw. an Kolloiden gebunden) ausgesetzt. Mit der Nähe zum Stauwehr sinkt die Fließgeschwindigkeit, Partikel können nicht mehr in der Schwebelage gehalten werden und setzen sich ab bzw. werden durch das Hindernis (das Wehr) zur Sedimentation gezwungen. Eine sinkende Fließgeschwindigkeit geht zudem mit einem steigenden Sorptionspotential bzw. einer Ausfällung, z.B. mit Carbonaten und Eisenoxiden, einher. Dies erklärt die viel geringeren As-Konzentrationen des Probennahmepunktes S4 am südwestlichen Teichufer, welcher am weitesten von dem Plohnbachlauf entfernt ist.
- (2) Die Ausbreitung der Tailings erfolgte bereits während des Havarievorfalles der Morphologie entsprechend entlang des Plohnbacheinschnitts. Dabei konnte sich in engen Geländeeinschnitten mehr Material pro Fläche ablagern, wie z.B. für den Lenkteich zweifelsfrei bestätigt werden kann. Im Vergleich dazu ist über das Riedgebiet eine größere Schadstofffracht allerdings über ein sehr viel weiteres Gebiet verteilt. Die Ablagerungen sind damit sehr geringmächtig (ca. 0,3 cm, siehe Kapitel 5.2.1.1, Tab. 11).

Das heutige Bild ist möglicherweise ein Resultat beider Thesen. Die Probe S24 (kleines Riedgebiet südlich der IAA) zeigt die bereits erwähnte Tendenz der Konzentrations-Abnahme mit der Tiefe. Die Arsengehalte variieren zwischen ca. 400 bis 2000 µg/g. Von den im Lenkteich entnommenen Proben zeigen besonders die Sedimente der Profile S7 und S9 sehr hohe Anreicherungen.

Die As-Gehalte der Proben S23 und S27 am Tailingfuß stellen nicht die Maxima der Messreihe dar, die Konzentrationen zwischen etwa 500 bis 800 µg/g weichen allerdings stark vom unbelasteten Ausgangssubstrat ab. Daneben zeigen S7, S9 und S25 (Lenkteich) im Profilverlauf abweichend hohe As-Konzentrationen. Diese Lagen wurden bereits in der Feldansprache als Verdachtshorizonte, d.h. als wahrscheinliche Tailings oder aus Haldenmaterial stammende Uranerzaufbereitungsrückstände kartiert.

Der Vergleich der relativen Standardabweichung in Abhängigkeit von der Konzentration zeigt keine klaren Tendenzen. Hohe und niedrige Standardabweichungen treten sowohl bei

geringen als auch bei hohen Konzentrationen in gleichem Maße auf und kennzeichnen die stark ausgeprägte Heterogenität des Probenmaterials (siehe Anlagen [2] und [3]). Diese macht ein präzises Messergebnis unmöglich.

Insgesamt lässt sich über das gesamte Untersuchungsgebiet folgende Tendenz erkennen: Obwohl das Tailingmaterial am Hangfuß mit Granitgrus vermischt vorliegt und sich vorwiegend große Granitblöcke sowie gröbere Aufbereitungsrückstände abgesetzt haben, sind die ermittelten Konzentrationen sehr hoch. Das Schadstoffpotential dieses Gebietes steht außer Diskussion und ist bereits in einem aktuellen Sanierungsprogramm involviert. Feinere Aufbereitungsrückstände, die über eine Strecke von mehr als 2 km bis hin zum Lenkteich transportiert wurden und sehr hohe Arsenkonzentrationen aufweisen, sind als problematisch einzuordnen. Die Anreicherungen liegen nicht nur sehr oberflächennah vor, sondern sind teilweise vom Plohnbach angeschnitten. Die Tailings treten im Lenkteich frei und ohne jegliche Schutzbedeckung in Erscheinung. Zur Gefahr des Partikeltransportes über das Medium Wasser und der Remobilisierung von Schadstoffen und einer Pflanzenverfügbarkeit sowie eines Staubaustrages kommt die Gefahr der oralen Aufnahme (durch „Bodenesser“ wie z.B. Kinder) hinzu, denn der Lenkteich ist ein beliebter Ort für Spaziergänger.

Im Vergleich mit den Arsenkonzentrationen der zweiten Probennahme ergeben sich sehr starke Differenzen. Das mittels Feststoff-Graphitrohr-AAS analysierte Maximum liegt mit > 5000 mg/kg deutlich über dem Maximum der mittels ICP-MS bestimmten Messreihe (ca. 1700 mg/kg). Beide Proben wurden im Lenkteich und der Feldansprache zufolge dem gleichen Horizont entnommen. Die Ergebnisse der Feststoff-AAS liegen im allgemeinen weit über den Ergebnissen der ICP-MS. Obwohl die AAS im Allgemeinen sehr gut zur Arsen-Bestimmung geeignet ist und nach MATSCHULLAT et. al. (1999a) noch weitaus höhere Arsenkonzentrationen von Halden bekannt sind (siehe Kapitel 0), erscheinen die Ergebnisse der ICP-MS-Analyse realistischer. Auf mögliche Ursachen dieser Differenzen bzw. des Fehlers wird im Kapitel Fehlerbetrachtung hingewiesen.

5.1.3 Gamma-Messung

In der Regel gehen an den Proben der ersten Probennahme hohe Gesamtpulse mit einer erhöhten γ -Aktivität infolge von Uran-238 einher. Zum größten Teil wurden für diese Proben zusätzlich hohe Arsenkonzentrationen ermittelt; allerdings verhalten sich die Anstiege nicht immer proportional.

Eine Ausnahme bilden die im Riedgebiet entnommenen Proben S18/B bis S18/E, welche sehr hohe Arsenkonzentrationen aber nur mäßig hohe γ -Aktivitäten aufweisen. Der Profilschnitt Nummer S25, welcher erhöhte Arsenwerte in Teufen von 0,80 – 1,30 m aufweist, zeigt zusätzlich in oberflächennahen Teufen erhöhte Aktivitäten. Von vielen weiteren im Lenkteich entnommenen Bohrstockproben, für welche ebenfalls hohe Arsengehalte ermittelt wurden, konnte aus Materialmangel keine Gamma-Messung durchgeführt werden. Möglicherweise wären diese fehlenden Daten in der Lage, einen

vorhandenen Zusammenhang zwischen der Arsenkonzentration und der γ -Aktivität besser zu erklären.

Mit sehr niedrigen Impulsraten treten besonders die Proben der Bohrung S17 in Erscheinung, welche bereits durch geringe TOC- und Arsengehalte aufgefallen sind. Daneben wurden auch für die Proben S19 bis S22, welche ebenfalls im Riedgebiet entnommen wurden, die Probe S23 (Tailingfuß) sowie für Horizonte tieferer Profilschnitte geringe γ -Aktivitäten bestimmt.

Die Proben S7/C und S6/A heben sich mit Gesamt- γ -Aktivitäten von über 10 Bq (korrigiert zum Hintergrund) von der restlichen Datenmenge sehr stark ab. Probe S7/C weist daneben das absolute Maximum von Gesamt- und Uran- γ -Aktivität sowie der Arsenkonzentration auf. Weitere Anomalien der γ -Aktivität können an den Proben S2/B, S6/B, S7/A, S26/B und S26/D sowie S25/A – S25/E festgestellt werden und konzentrieren sich folglich auf das Gebiet des Lenkteichs.

Zusammenfassend erbrachte die Gamma-Aktivitätsmessung trotz anfänglicher Probleme gute Ergebnisse und stimmt in den Tendenzen gut mit den Resultaten der Arsenbestimmung überein.

5.1.4 Statistische Untersuchungen und Zusammenfassung der Ergebnisse

Da die Messgrößen der ersten Probennahme eindeutig keine Normalverteilung aufweisen, wurde zur Quantifizierung möglicher Zusammenhänge das Rangkorrelationsverfahren nach SPEARMAN gewählt. Die Resultate sind in Tab. 10 dargestellt.

Tab. 10 Rangkorrelation der Arsen- und TOC-Gehalte sowie der Gamma-Aktivität nach SPEARMAN (gelb: signifikant auf 0,01, rot: $r > 0.7$, $N(\text{As, TOC}) = 109$, $N(\text{ges.}\gamma\text{-Akt., } \gamma\text{-Akt. U-238}) = 72$)

		As	TOC	Ges.- γ -Akt.	γ -Akt. U-238
As	r		0.446	0.643	0.534
	Sig.		0.000	0.000	0.000
TOC	r			0.271	0.269
	Sig.			0.021	0.022
Ges.- γ -Akt.	r				0.768
	Sig.				0.000
γ -Akt. U-238	r				
	Sig.				

Die Gesamt- γ -Aktivität und die Zählraten, welche aus dem Zerfall von Uran-238 resultieren, korrelieren positiv mit einem Korrelationsfaktor $r = 0,768$ auf einem Signifikanzniveau von 0,001. Ein linearer Zusammenhang ist aus Abb. 18 eindeutig ersichtlich. Die Messdichte im Bereich hoher γ -Aktivität ist allerdings sehr gering und eine reelle Streuung kann für diesen Bereich nicht abgeschätzt werden.

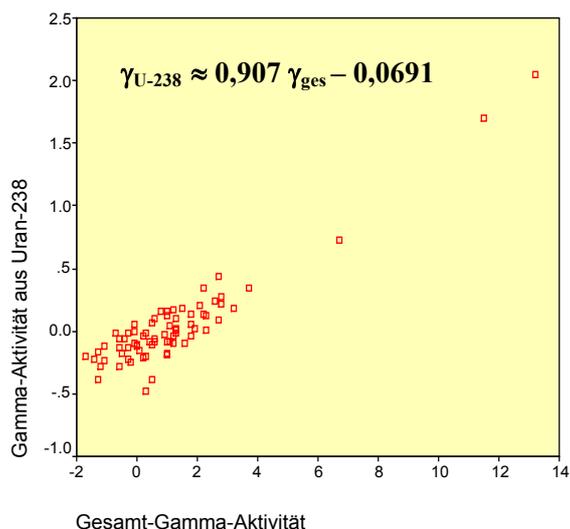


Abb. 18 Zusammenhang der Gesamt- γ -Aktivität und der aus Uran-238 resultierenden γ -Aktivität im Scatterplot

Unter der Annahme, dass eine Irrtumswahrscheinlichkeit von 1% akzeptabel ist, korrelieren As mit TOC ebenso wie As mit γ_{ges} und γ_{U-238} . Abb. 19 zeigt jedoch, dass eine lineare Regression als Modell zur Schätzung der Arsen-Konzentration aus den TOC-Gehalten weniger gut geeignet ist, als es im Beispiel der Abb. 18 der Fall ist, da die Schätzfehler letztlich unakzeptabel hoch sind. Gleiches gilt für die Zusammenhänge von As mit γ_{ges} und γ_{U-238} . In Abb. 19 ist dies am Beispiel für den Zusammenhang zwischen As mit γ_{ges} dargestellt.

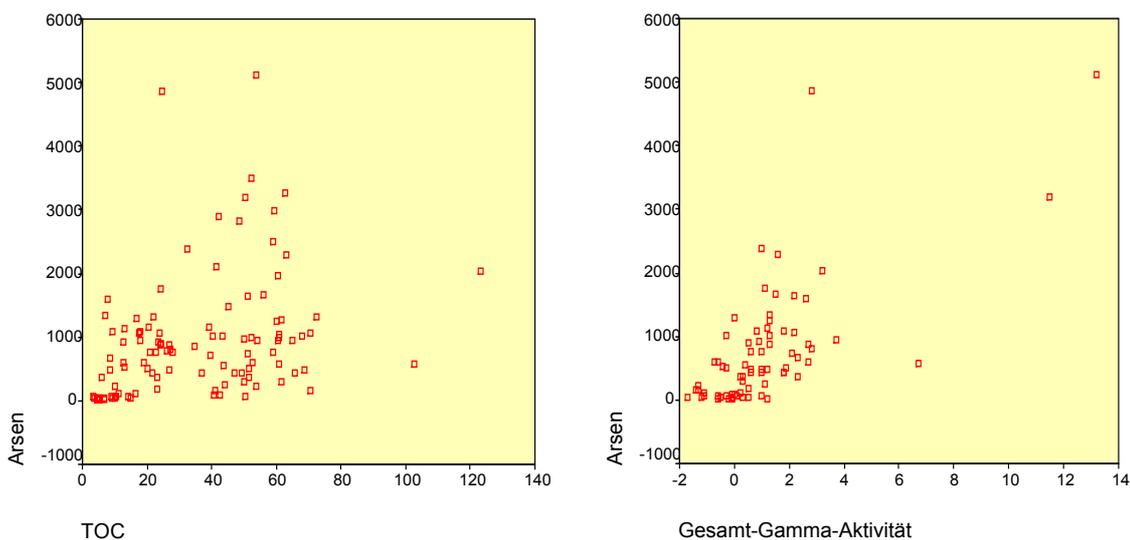


Abb. 19 Zusammenhang zwischen der Arsenkonzentration und dem TOC-Gehalt bzw. der Gesamt- γ -Aktivität im Scatterplot

Keine auf dem Signifikanzniveau von 0,01 angestrebte Korrelation kann für den Zusammenhang zwischen TOC und den g-Messungen festgestellt werden. Die vorliegenden Daten erlauben es somit nicht, von einem statistisch abgesicherten Zusammenhang zwischen TOC- und Radionuklidgehalten zu sprechen (siehe Abb. 20).

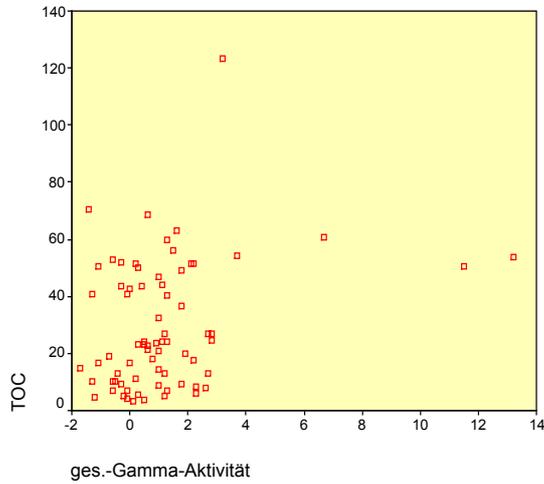


Abb. 20 Zusammenhang dem TOC-Gehalt und der Gesamt- γ -Aktivität im Scatterplot

Offensichtlich ist an den untersuchten Proben die Bindung von Arsen an Huminstoffen stärker als die Bindung von Uran und anderen Nukliden an Humus.

5.2 Ergebnisse der zweiten Probennahme

5.2.1 Metall(oid)- Gesamtkonzentrationen

5.2.1.1 Die Actinoide Uran und Thorium

Die Auswertung der königwasserlöslichen Anteile an Uran, welche im Rahmen der Arbeit als Gesamtkonzentrationen angenommen werden, zeigen starke Schwankungen, welche von 3,186 mg/kg bis 1222,081 mg/kg reichen. Abb. 21 gibt einen räumlichen Überblick zur Verteilung der Gesamtkonzentrationen von Uran und Arsen. Es ist ersichtlich, dass stark erhöhte Urankonzentrationen auf das Gebiet des Lenkteiches (B4 und B5, siehe Abb. 14) sowie auf den östlichen Teil des Sumpfbereiches (B6), in unmittelbarer Nähe des ehemaligen Betriebsgeländes, begrenzt sind. Auffällig ist eine Urananreicherung in vorwiegend oberflächennahen Horizonten bis ca. 1,50 m Teufe (durchschnittlich ca. 360 mg/kg). Die Proben 39 und 29 heben sich dabei erheblich von den restlichen Einzelproben ab. Proben, welche am und in der Nähe des südlichen Hauptdammes der IAA sowie im südwestlich gelegenen Feuchtgebiet entnommen wurden, zeigten viel geringere Urankonzentrationen, wobei auch unter diesen Bohrungen Einzelproben wie zum Beispiel die Proben 1, 4 und 18 (siehe Abb. 21 und Abb. 22) mit Uragehalten von 120 bis 170 mg/kg zu finden sind, die sich von den restlichen Bodenhorizonten (ca. 40 mg/kg) abheben.

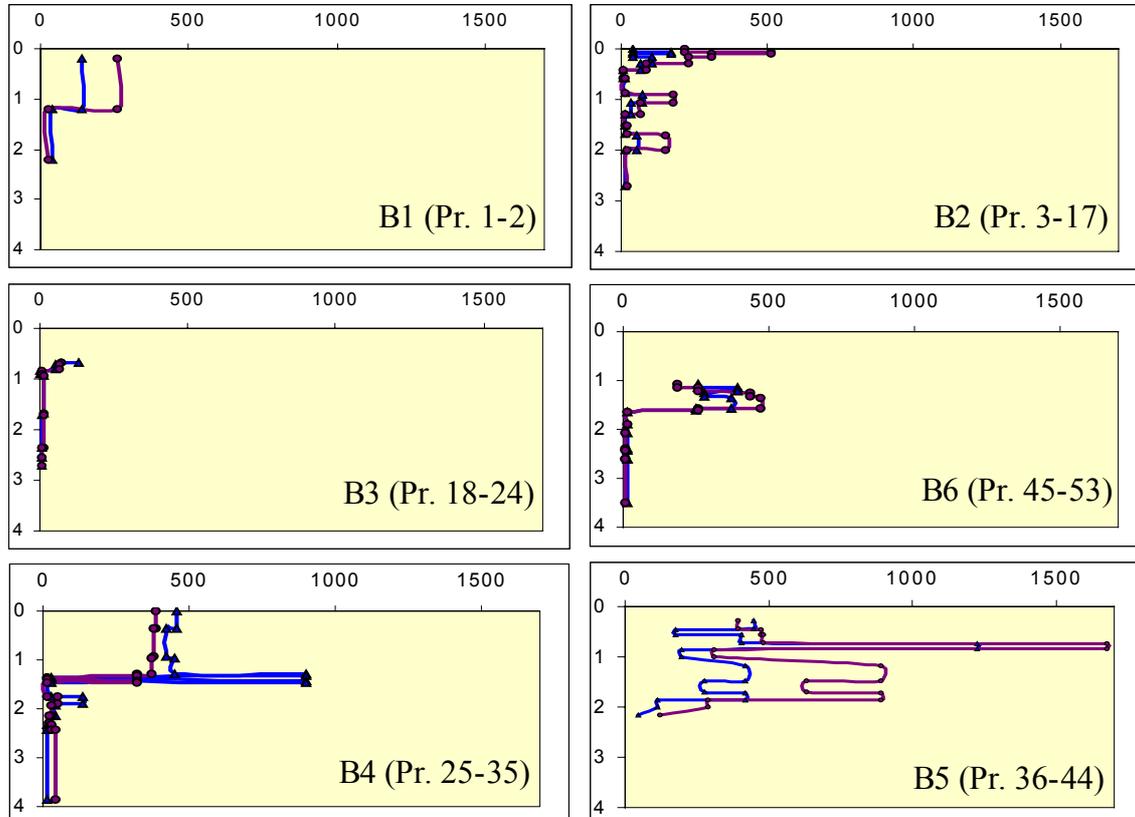


Abb. 21 Überblick zur regionalen Verteilung der U-238- und As-75-Konzentration (x-Achse: Konz. in [mg/kg]; y-Achse: Teufe in [m u GOK]; ▲ U-238 ● As-75

Der durchschnittliche Urangehalt des Kirchberger Granits ist mit ca. 7,5 bis > 10 mg/kg angegeben (WISMUT 1992, BRÄUER 1969). Da im Arbeitsgebiet kein tiefgreifender Bergbau stattgefunden hat (siehe Kapitel 2.3), ist die Ursache dieser starken Anreicherung und Kontamination in der Uranerzaufbereitung zu sehen (WISMUT 1992). Dabei stellen insbesondere im Lenkteich befindliche Haldenkörper als auch infolge des Dammbrochs von 1954 freigesetzte Tailings Kontaminationsherde dar (siehe Kapitel 3.6). Die metallisch-glänzenden, in der Regel feuchten und sehr weichen Aufbereitungsschlämme konnten in Bodenprofilen, die im Lenkteich abgeteuft wurden (B4/ Probe 29 und B5/ Probe 39) zweifelsfrei angesprochen werden (siehe Kapitel Kartierung). Diese Horizonte weichen in ihrer Urankonzentration, aber auch den Gehalten anderer Metall(oid)e sowie der γ -Aktivität so stark von den angrenzenden Horizonten ab, dass eindeutig von einem Eintrag als Schlammfracht ausgegangen werden kann. Die Abb. 21 bekräftigt die starke Differenzierung der Tailings innerhalb des Bodenprofils.

Ein Profilschnitt zur Verbreitung der Tailings konnte nicht erstellt werden, da die Anordnung der Bodenhorizonte lokal sehr verschieden sind und die Verbreitung der Tailings nicht über das gesamte Untersuchungsgebiet verfolgt werden konnte.

Es muss von einer fraktionierten Ausbreitung der Aufbereitungsrückstände ausgegangen werden, d.h. sehr grobes Material, hauptsächlich mächtige Granitbruchstücke des ehemaligen Damms, liegen am Fuße der Absetzanlage, während sehr feines Material (schluffige Tailingschlämme) über weite Strecken bis hin zum Lenkteich transportiert wurde (WISMUT 1992). Diese Beobachtungen können bestätigt werden. Geringe Urankonzentrationen am südlichen Hauptdamm der IAA sind damit durchaus plausibel, da die dort abgelagerten Granitblöcke lediglich im Kristallgitter gebundenes, natürliches Uran enthalten.

Aus Tab. 11 können Angaben der WISMUT (1992) zur Verteilung der Tailings entnommen werden. Als Quellen dienten Rammkernsondierungen (RKS) sowie Untersuchungen der Aufbereitungsrückstände, aus welchen unter Berücksichtigung der Dichte und Ablagerungsform die Volumina bestimmt abgeschätzt wurden.

Tab. 11 Angaben zur Verbreitung von Uran-Tailings im Arbeitsgebiet (nach WISMUT 1992, verändert)

Objekt	mittl.		Volumen [m ³]	U [mg/kg]	As [mg/kg]
	Fläche [m ²]	Mächtigkeit [m]			
Absatzbecken	114000	7.8	889200	185	441
Südhalde	49000	5.4	264600	89	147
Nordhalde	65000	4.2	273000	125	106
Lenkteich	6000	2	12000	509	545
unt. Plohnbachtal	4000	2	8000		
Riedgebiet	57120	0.3	17200		
Stauteich	12000	1.5	18000	319	209
Insgesamt	307120		1481936		

Nach dieser Quelle wurden im Riedgebiet mit etwa 17000 – 18000 m³ ein größeres Volumen an Uranerzaufbereitungsrückständen durch den Dambruch bedingt abgelagert als im Lenkteich (ca. 12000 m³), wobei die Tailings im Riedgebiet, im Gegensatz zum Lenkteich, über eine weite Fläche flach verteilt vorliegen. Die Ursachen für die nicht eindeutige Definition eines Tailinghorizontes und den eher mittleren Konzentrationen im Riedgebiet sind unter Umständen in dessen Geringmächtigkeit zu suchen. Eine wenig korrekte Abteufung bzw. eine Vermischung mit weniger kontaminiertem Sediment angrenzender Horizonte aber auch eine Bioturbation kann nicht ausgeschlossen werden. Dabei wurden allerdings zu beiden Probennahmen Bohrungen abgeteuft und jeweils viel geringere Konzentrationen als im Lenkteich bestimmt. Zudem ist das Erscheinungsbild der Tailings so markant und auffällig, dass ein Übersehen eher unwahrscheinlich ist. Auch die in der Tabelle genannten Konzentrationsangaben von > 300 mg/kg Uran konnten nur für nördlichen Uferbereich des Riedgebietes festgestellt werden.

Im Lenkteich wurden die Tailings auf einer kleinen Fläche sedimentiert und stehen daher in einer viel größeren Mächtigkeit von bis zu 2 m an. Die ermittelten Uran-Gehalte der auskartierten Tailings liegen dabei weit über den Angaben (ca. 500 mg/kg) der WISMUT (1992). Der mittlere Gehalt der Proben 36 bis 42 dagegen würde den von der WISMUT gemachten Angaben zur Uran-Konzentration im Lenkteich sowie zur Horizontmächtigkeit besser entsprechen. Demnach wurde das Messprofil im Gelände detaillierter gegliedert. Die gesamte Sequenz der Rückstände muss nicht zwingend durch den Havariefall eingetragen worden sein. Vielmehr ist eine Vermengung mit Haldenmaterial, welches am Plohnbach-Ufer aufgeschüttet wurde und über Hangrutschungsereignisse möglicherweise weiter verbreitet wurde, zu berücksichtigen.

Als Richtwert für Halden des Wismutbergbaus im Raum Schlema gibt DUDEL (1997) 24 – 130 mg/kg Uran an. Auch die von DIEHL (1995) gelieferten Richtwerte für Tailings (40 – 270 mg/kg) sind in vielen Fällen weit überschritten.

Fehler bei der Probenaufbereitung und der Analytik konnten ausgeschlossen werden, so dass die Ergebnisse der Proben demnach als real zu bewerten sind.

Wie unter Kapitel 2.3 beschrieben, wurden im Aufbereitungsbetrieb Lengenfeld vielerlei verschiedenen Methoden der Uranerzbehandlung getestet, die zu Rückständen von sehr unterschiedlichem Charakter und Chemismus geführt haben. Dabei sind besonders von den ersten Betriebsjahren schlechtere Laugungsraten bzw. Abtrennungsmethoden, die zu derart hohen Uran-Restgehalten führen können.

Thorium, das zweite gemessene Actinoid, tritt in wesentlich geringeren Konzentrationen auf als das Uran. Die Gehalte variieren von ca. 5 mg/kg (B3/18) und maximal 54 mg/kg (B1/2), übersteigen aber in wenigen der Proben Konzentrationen von 20 mg/kg. Der chemische Durchschnittsgehalt von Schiefer und Tonen ist mit 11 ppm angegeben (VINOGRADOV 1962), MERKEL & SPERLING (1998) führen eine Spannbreite von 4 bis 13 mg/kg für Böden an. Damit weist ein Großteil der untersuchten Proben normale

Gehalten auf, nur vereinzelt wurden Anreicherungen festgestellt. Die Konzentrationen stimmen gut mit Angaben von Uranvererzungen im Raum Schlema-Alberoda/ Erzgebirge überein. Für diese gibt BRACKE (1998) Thoriumgehalte von 30 – 50 µg/g bei > 300000 µg/g Uran an. Thorium ist zu Uran-238 negativ korreliert ($r = -0,527$), das heißt Urananreicherungen stehen geringe Thoriumgehalte gegenüber und umgekehrt. Einzig die Probe 39 bildet eine Ausnahme. Der Thoriumgehalt dieser Probe ist mit ca. 40 mg/kg die zweithöchste Konzentration neben der Probe 2 mit etwa 54 mg/kg. Die Ursache dieser negativen Korrelation ist mit großer Wahrscheinlichkeit in der Uranerzaufbereitung zu suchen, wobei Uran gelaut und abgetrennt wurde, während das Thorium in den Tailings verblieb.

5.2.1.2 Arsen

Die Arsenkonzentrationen im Untersuchungsgebiet geben im allgemeinen die Tendenzen des Urans wider. Die Abb. 21 und Abb. 22 geben dies unter Berücksichtigung der geographischen Lage der einzelnen Bohrpunkte wider. Damit wird der Einfluss der Uranerzaufbereitung klar aufgezeigt. Auch Arsen wurde überwiegend in den oberflächennahen Proben des Lenkteiches sowie in der Nähe des Stauteiches mit durchschnittlich 460 mg/kg analysiert. Die Probe 39 zeigt, wie bereits für Uran-238 festgestellt werden konnte, mit 1680 mg/kg die höchste Arsen-Anreicherung. Daneben heben sich auch die Proben 41 und 42 mit ca. 900 und 630 mg/kg vom Durchschnitt ab. Die niedrigsten Arsenkonzentrationen schwanken zwischen 5 und ca. 30 mg/kg.

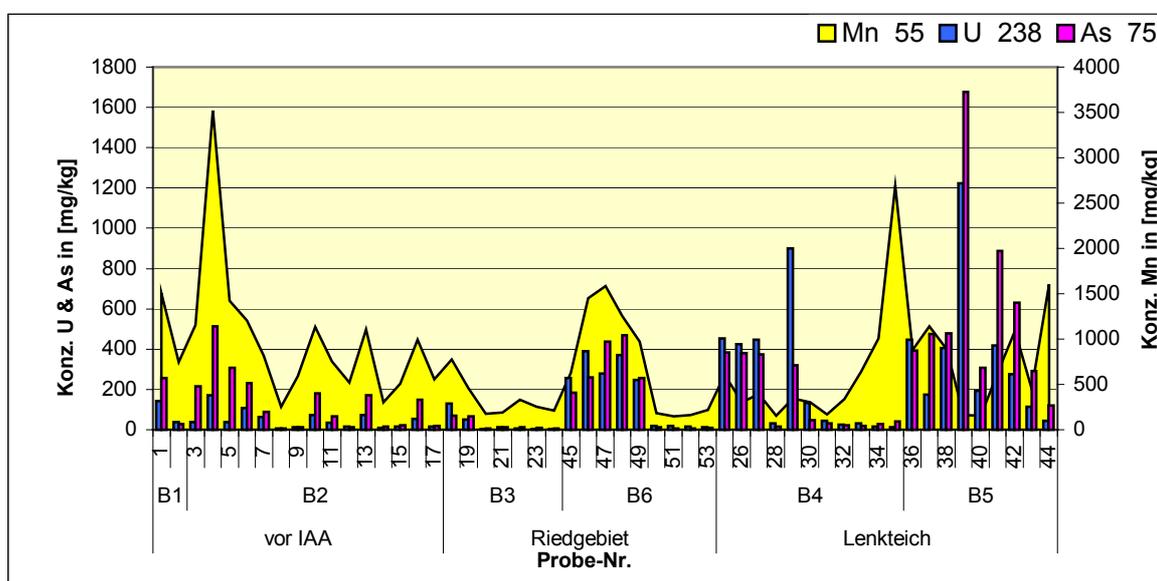


Abb. 22 Überblick zur Tiefen-Verteilung von Uran und Arsen in Zusammenhang mit der Mangankonzentration

Im Gegensatz zum Uran weisen auch die Proben vor dem südlichen Hauptdamm der IAA erhöhte Arsengehalte von etwa 200 bis 300 mg/kg, Probe 4 sogar von ca. 500 mg/kg auf. Dies ist ein Hinweis darauf, dass Arsen schneller aus dem Wasser entfernt und im

Sediment gebunden wird. Die hohen Mangangehalte im Vorfeld der IAA und besonders am Probennahmepunkt 4, wie in Abb. 22 deutlich zu erkennen ist, bestärken diese Aussage und stellen zusammen mit Eisen Absorber für Arsen dar. Die Resultate der sequentiellen Extraktion bestätigen die Sorption an Eisen- und Manganoxiden (siehe Kapitel 5.2.2.2). Damit liegt auch Arsen sehr stark angereichert vor, weit über den Richt- und Grenzwerte von z.B. KLOKE (1980) und der LAGA (1994) (siehe Tab. 2).

5.2.1.3 Blei

Die Bleikonzentrationen variieren zwischen etwa 10 (Probe 20) und 620 mg/kg in der Probe 18. Diese Konzentration hebt sich sehr stark von den übrigen Bleigehalten ab, ebenso zeigt die Probe 43 mit 340 mg/kg eine starke Anreicherung. Weitere erhöhte Konzentrationen liegen lediglich zwischen 60 und 180 mg/kg. Die Bleikonzentrationen korrelieren positiv ($r = 0,872$) mit den Urangelhalten auf einem Signifikanzniveau von $< 0,001$.

Da die ICP-Massenspektrometrie die Bestimmung von Isotopen ermöglicht, können Aussagen zu den Bleiisotopenverhältnissen und deren Schlussfolgerungen getroffen werden. Allerdings darf die Präzision der Messung nicht überschätzt werden. Besonders interessant ist das Verhältnis der Isotope Blei-206, das Zerfallsprodukt von U-238, zu Blei-207, das aus dem Zerfall von Uran-235 resultiert. Das Pb-206/Pb-207-Verhältniss kann in Verbindung mit anderen Isotopenverhältnissen für unterschiedlichste Fragstellungen genutzt werden. So ist das Isotopenverhältnis von Graniten z.B. in der Regel anders als von Lagerstätten, welche sich wiederum untereinander unterscheiden. Ursache sind zum Einen unterschiedliche Alter, denn aufgrund der geringeren Halbwertszeit von Uran-235 gegenüber Uran-238 steigt der Anteil an Blei-207, zum Anderen unterscheiden sich die Migrationswege.

Das Blei-206 wird aufgrund der Häufigkeit von Uran-238 (99,3 %) in größeren Mengen durch radiogenen Zerfall gebildet als Blei-207 das aus Uran-235 entsteht, welches mit nur etwa 0,7 % der Gesamt-Urskonzentration eine untergeordnete Rolle einnimmt (MERKEL & SPERLING 1998; BRACKE 1998). Blei aus Uranvererzungen weist somit hohe Pb-206/Pb-207-Isotopenverhältnisse auf (BRACKE 1998). Wie Abb. 23 verdeutlicht, korreliert die Uran-238-Konzentrationen positiv (auf dem Signifikanzniveau von 0,01) mit dem Isotopenverhältnis Pb-206/Pb-207.

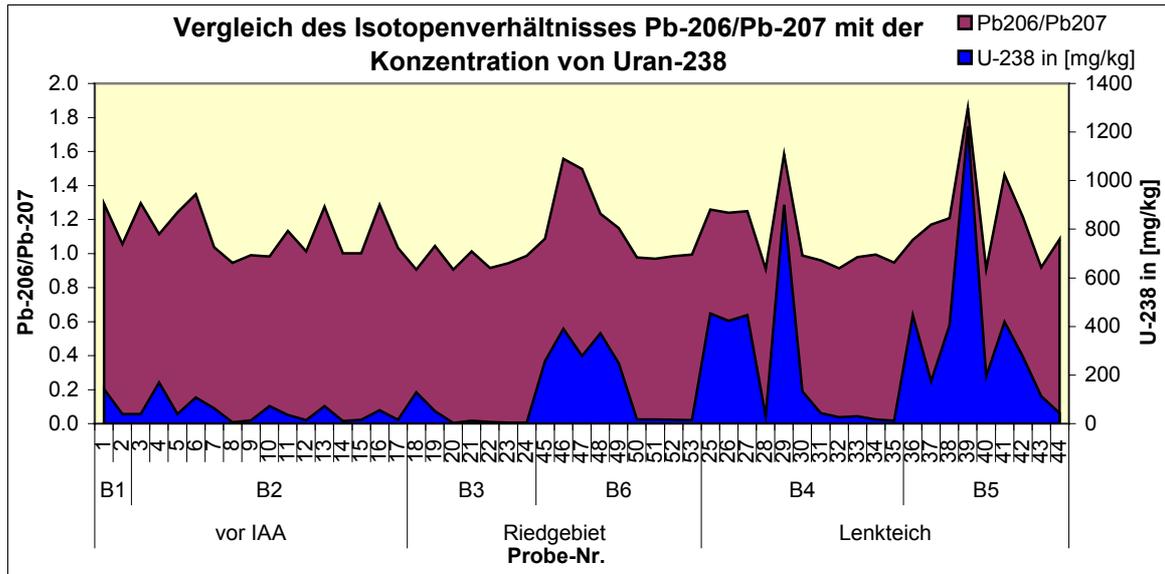


Abb. 23 Vergleich des Isotopenverhältnisses Pb-206/Pb-207 mit der Uran-238-Gesamtkonzentration als regionale Übersicht über das Beprobungsgebiet

Die Abb. 24 zeigt das Isotopenverhältnis Pb-206/Pb-207 gegen das Blei-Isotopenverhältnis Pb-208/Pb-207. Blei-208 ist das Endprodukt der Thorium-Zerfallsreihe, ein steigendes Isotopenverhältnis kennzeichnet somit den Thoriumzerfall. Aus dieser Abbildung ist eindeutig erkennbar, dass hoch uranhaltige Proben, insbesondere die Proben 39 und 29, aber auch die Proben 46 bis 49, sehr stark auf die Seite des Isotopenverhältnisses Pb-206/Pb-207 verschoben sind und damit ein sehr typisches Verhalten von Tailings zeigen (BRACKE & SATIR 1995, BRACKE 1998). Im Gegensatz dazu halten sich Uran-unbelastete Sedimente, zu denen z.B. die Proben 20 und 44 zählen, im Mittelbereich beider Isotopenverhältnisse auf. Proben, die sich sehr weit auf der Seite des Thoriumzerfalls befinden (z.B. die Proben 17, 21 und 24), weisen höhere Gehalte an Thorium als an Uran auf, damit bestimmt Thorium den Entwicklungsverlauf des Isotopenverhältnis.

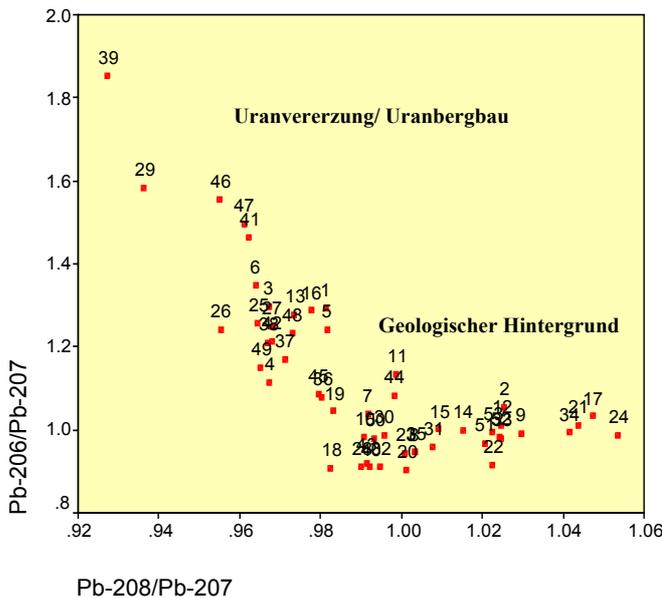


Abb. 24 Veränderung der Bleiisotopenverhältnissen Pb-208/Pb-207 und Pb-206/Pb-207

Während BRACKE & SATIR (1995) und BRACKE (1998) in ihren Untersuchungen allerdings Blei $^{208/207}$ -Isotopenverhältnisse von > 2 ermittelten, liegt das Isotopenverhältnis dieser Untersuchung um 1. Wahrscheinlich ist ein Teil des Thoriums in silikatischer Matrix gebunden und wurde somit nicht mit Königswasser aufgeschlossen und analysiert. Aufgrund des ausgesprochen lithophilen Charakters von Thorium und seinem bevorzugten Vorkommen in silikatischen Gesteinen, wie z.B. von MERKEL & SPERLING (1998) aufgeführt, erscheint diese Fehlerquelle als plausibel.

Zusätzlich wurden Anreicherungen in oberflächennahen Horizonten (z.B. für die Proben 18 (B3), das Maximum der Messreihe sowie die Proben 25 (B4) und 36 (B5)) festgestellt, deren Ursache nicht im Zerfall von Uran-238 begründet ist. Vielmehr handelt es sich dabei sehr wahrscheinlich um anthropogene Einträge aus Industrie und Straßenverkehr.

In Anbetracht der Nähe zur Autobahn können die Bleianreicherungen zum Einen aus atmosphärischen, weit transportierten Einträgen (z.B. von der Autobahn) stammen. Ebenso wäre eine Beeinflussung infolge der Nähe zur B169 denkbar, die unmittelbar am Arbeitsgebiet vorbeiführt und das Riedgebiet unterteilt. Da die B169 eine wenig befahrene Straße ist, sind derart starke Anreicherungen in einer Entfernung > 20 m unwahrscheinlich. Da in der Probe 45 (oberster Horizont der Bohrung B6/ Riedgebiet) ebenfalls eine erhöhte Blei-Konzentration ermittelt wurde, muss in Anbetracht der Nähe zum ehemaligen Betriebsgelände und der Aufbereitungsanlage eine Beeinflussung durch die bergbaulichen Tätigkeiten (z.B. Wolframabbau siehe Kapitel 2.3) und die Erzaufbereitung berücksichtigt werden.

SCHLEICH et. al. (1995) ermittelten für erzgebirgische Waldböden eine Bleianreicherung in den obersten 5 cm der Pedosphäre. Dies ist auf den Zerfall von Radon-222, ein Tochternuklid des Uran-238, an der Atmosphäre zurückzuführen. Auch dieser geochemische Prozess kann somit zu einer Anreicherung von Blei in den oberflächennahen Horizonten des Untersuchungsgebietes führen.

5.2.1.4 Eisen und Mangan

Eisen und Mangan, mit 5 Gew. % bzw. 0,09 Gew. % das häufigste und zweithäufigste Element in der Erdkruste (MERKEL & SPERLING 1996), sind in den Proben in sehr hohen Konzentrationen enthalten (siehe Abb. 27 und Abb. 28).

Die Messung von Eisen mittels ICP-MS ist infolge einer Massenüberlagerung des Eisen-56 durch Argonoxid großen Fehlern unterlegen. Daher wurde zur Auswertung Eisen-54 genutzt. Die bestimmten Konzentrationen weisen aufgrund eines ungeeigneten Standards einen systematischen Fehler von etwa 0,98 bis 1,5 auf, dabei wurden geringe Konzentrationen zu hoch und hohe Konzentrationen zu gering bestimmt. Am Institut für Allgemeine Ökologie/ Tharandt wurden an ausgewählten Proben Referenzmessung per AAS vorgenommen und die gesamte Messreihe anhand dieser Ergebnisse korrigiert.

Die korrigierten Eisengehalte variieren von ca. 5.000 mg/kg (Probe 28) bis über 90.000 mg/kg; die Spanne zwischen minimaler und maximaler Konzentration beträgt somit mehr als 85.000 mg/kg. Auffällig hohe Eisen Gehalte treten in den Bohrungen 5 und 6 auf. Die Eisengehalte der Bohrungen B1, B2 und B3 liegen relativ gleichbleibend zwischen 20.000 bis 40.000 mg/kg. Zur Eisenverteilung innerhalb der Profile können keine allgemeingültigen Aussagen getroffen werden. Während am Profil B6 eine deutliche Anreicherung in oberflächennahen Horizonten und ein Rückgang mit der Teufe zu beobachten ist, zeigen die übrigen Bohrprofile keine klaren Tendenzen einer Teufenabhängigkeit. Es kann festgestellt werden, dass die höchsten und auffälligsten Eisengehalte von 40.000 bis > 60.000 mg/kg in überwiegend oberflächennahen Horizonten gemessen wurden, welche auch durch Anreicherungen von Uran, Arsen und anderen Elementen auffielen.

Die Mangankonzentrationen reichen von 146 mg/kg (Probe 51) bis zu 3522 mg/kg (Probe 4) und schwanken somit in einem Bereich von ca. 3300 mg/kg.

Die Mangangehalte zeigen eine der Eisenkonzentration ähnliche Verteilung, dies ist an den obersten Horizonten der Bohrung B6 und am Profil B5 zu erkennen. Wie für Eisen bereits festgestellt werden konnte, wurden auch in den Feuchtgebieten (B1; B2 und B6) mit wenigen Ausnahmen durchgängig hohe Mangankonzentrationen von ca. 500 – 1500 mg/kg gemessen. Das bereits erwähnte Maximum der Messreihe in Probe 4 hebt sich, anders als Eisen, mit mehr als doppelt so hoher Konzentration sehr stark vom übrigen Profilverlauf ab. Auch Probe 35 zeigt mit 2690 mg/kg abweichend hohe Mangan- und Eisenkonzentrationen.

Die Ähnlichkeit in der Verteilung charakterisiert einen geochemischen Zusammenhang. Eisen und Mangan bilden häufig Assoziationen und zeigen ein vergleichbares pH-Eh-abhängiges Lösungs- und Ausfällungsverhalten. Allerdings ist Mangan leichter remobilisierbar bzw. wird bei wiederansteigenden Redoxpotentialen erst nach Eisen oxidiert und ausgefällt. Damit ist Mangan in höherem Maße der Auswaschung und dem lateralen Transport ausgesetzt (SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998). Beide Metalle sind typische bergbaubegleitende Elemente, die in hohem Maße mit sauren Grubenwässern in gelöster Form transportiert und unter oxidierenden Verhältnissen ausgefällt werden. Dies erklärt die Anreicherung in Oberflächennähe. Es handelt es sich dabei vorwiegend um Oxide und Hydroxide, die als Belege (coatings) an den Oberflächen von Mineralen angelagert werden bzw. als Kolloide im Wasser verbleiben und transportiert werden können. Die Feldbeobachtungen können eine Ausfällung aufgrund der auffällig rostroten Färbung der Partikel- und Sickerwasseroberfläche bestätigen.

Unter oxidierenden Verhältnissen sind diese Verbindungen sehr stabil und schwer löslich. In Eisen- und Mangan-Oxiden und Hydroxiden werden oftmals weitere Kontaminanten z.B. Arsen fixiert, so dass beide Elemente als Indikator für eine Zurückhaltung stehen können (siehe z.B. Abb. 22).

Auffällig sind die im Gegensatz zu Eisen äußerst geringen Mangankonzentrationen der Proben 29 (B4) und 39 (B5, Tailings). Die Ursache ist wahrscheinlich in der höheren Mobilität von Mangan zu suchen. Wie unter Kapitel 2.5 beschrieben verbleiben in den Uranerzaufbereitungsrückständen hohe Gehalte an Laugungsmitteln. Diese und z.B. aus der Pyritverwitterung freigesetzte Schwefelsäure können zu einer pH-Wert- Erniedrigung führen und damit zur Mobilisierung von Mangan sowie einer Auswaschung oder einem lateralen Transport.

5.2.1.5 Lithium, Rubidium und Cäsium

Die Alkalimetalle Lithium, Rubidium und Cäsium verhalten sich in gleicher Art und Weise. Die Konzentrationsverteilung in den Bohrprofilen B1, B2, B3 und B6 (IAA und Riedgebiet) entspricht in etwa der Verteilung von Uran und Arsen wie auch Eisen und Mangan. Während Lithium und Rubidium allerdings in Konzentrationen zwischen rund 25 bis maximal 120 für Rubidium bzw. fast 170 mg/kg für Lithium vorkommen, wurde Cäsium in dem wesentlich niedrigeren Konzentrationsbereich von etwa 8 bis 37 mg/kg analysiert. Ein Großteil der Probemenge zeigt Lithium- und Rubidiumkonzentrationen zwischen 20 und 80 mg/kg und Cäsiumgehalte von 7 bis 20 mg/kg.

Von diesen mittleren Gehalten heben sich die bereits durch hohe Uran- und Arsengehalte aufgefallenen Proben 45 bis 49 ab. Die Maxima wurden allerdings bei den Proben 35 und 44 für Lithium und an Probe 2 für Rubidium festgestellt, daneben verhalten sich infolge hoher Gehalte auch die Proben 1 und 34 auffällig. Diese fünf Proben weisen eher geringe bis mittlere Uran- und Arsengehalte auf. Die Cäsiumkonzentrationen zeigen die gleichen Tendenzen wie Lithium und Rubidium. Die mutmaßlichen Tailings (Proben 29 und 39) liegen im mittleren Konzentrationsbereich.

5.2.1.6 Beryllium, Strontium und Barium

Die Erdalkalimetalle Beryllium, Strontium und Barium zeigen innerhalb ihrer Gruppe den gleichen Verlauf und ergeben ein fast identisches Bild zu Uran- und Arsenkonzentrationen. Lediglich die Tailings (Probe 29 und 39) unterscheiden sich geringfügig. Diese Proben liegen eher im mittleren Konzentrationsbereich der Messreihe. Sehr charakteristisch sind die um Potenzen abweichenden Konzentrationsbereiche der einzelnen Metalle.

Barium ist mit Gehalten zwischen 45 mg/kg (Probe 27) und fast 2400 mg/kg (Probe 45) das am häufigsten vertretene Metall dieser Gruppe. Von insgesamt 53 Einzelproben beträgt der Bariumgehalt bei 34 Proben dabei <500 mg/kg. Die Strontiumgehalte schwanken durchschnittlich zwischen 10 und 100 mg/kg, die Maxima liegen bei 115 mg/kg (Probe 18) und etwa 90 mg/kg (Probe 45). Die Berylliumkonzentrationen liegen zum größten Teil zwischen 1 und 10 mg/kg, lediglich die Proben 45 und 36 zeigen mit etwa 16 bzw. 15 mg/kg höhere Berylliumgehalte > 10 mg/kg.

5.2.1.7 Gallium, Indium und Thallium

Die Metalle Gallium, Indium und Thallium gehören der fünften Hauptgruppe des Periodensystems an und treten in der Natur als Spurenelemente auf. Auch diese Elemente zeigen einen den Uran- und Arsenkonzentrationen sehr ähnlichen Diagrammverlauf.

Die Thalliumgehalte schwanken zwischen 0,2 und ca. 1 mg/kg (Proben 4 und 48 enthalten 1,8 bzw. 1,4 mg/kg Thallium). Weitere Auffälligkeiten konnten nicht festgestellt werden.

Auch für Indium konnten an den Proben mit hohen Uran- und Arsenkonzentrationen von Null abweichende Gehalte von durchschnittlich 0,2 bis 0,5 mg/kg festgestellt werden. Die Maxima liegen mit ca. 1 mg/kg im Bohrprofil B6 bei den Proben 47 und 48. Bei den übrigen Werten handelt es sich größtenteils um Ergebnisse kleiner der Nachweisgrenze.

Gallium bestätigt die Verteilung, tritt aber in wesentlich höheren Konzentrationen von ungefähr 5 bis 25 mg/kg auf. Neben den allgemein als auffällig beschriebenen Proben, welche entsprechende Gallium- Gehalte von fast 60 mg/kg aufweisen, verhält sich zusätzlich die Probe 18 mit > 40 mg Gallium/kg Probe äußerst markant im Vergleich zum folgenden Horizont. Allgemein ist eine Anreicherung in den obersten Bodenhorizonten zu vermuten.

5.2.1.8 Germanium und Zinn

Die Halbmetalle der IV. Hauptgruppe des PSE Germanium und Zinn zeigen unter sich etwa gleiches Verhalten. Auch diese Elemente geben den allgemeinen Trend wieder. Während die Germaniumwerte allerdings zwischen 1,7 (Probe 28) und 7,2 mg/kg (Probe 36) liegen und ein recht gleichmäßiges Profil mit leichten Steigungen zeigen, bewegen sich die Zinn-Gehalte hauptsächlich in einem Bereich zwischen 2 und 20 mg/kg. Die Proben 774 und 48 weisen Zinnkonzentrationen von ca. 30 mg/kg auf, daneben sind die Anreicherungen in den Proben 3, 4, 31 und 43 sehr auffällig.

5.2.1.9 Bismut und Antimon

Bismut und Antimon, neben Arsen (Kap. 5.2.1.2) zwei weitere Elemente der V. Hauptgruppe, sind in den Bodenproben in wesentlich geringeren Konzentrationen als Arsen vertreten. An beiden Elementen sind Korrelationen zu Arsen ersichtlich (Abb. 25), lediglich der Konzentrationsanstieg ist bisweilen unterschiedlich.

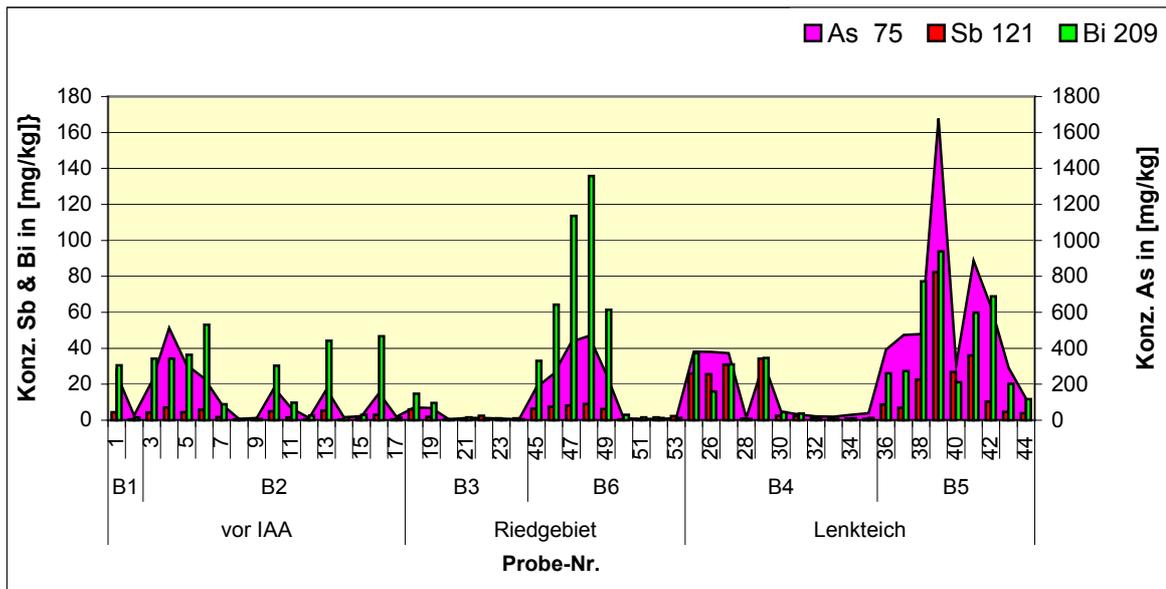


Abb. 25 Zusammenhang von Arsen, Antimon und Bismut im Untersuchungsgebiet

Die Maximalwerte von Antimon wurden für die vermutlichen Tailings 39 (82 mg/kg) und 29 (34 mg/kg) bestimmt. Daneben konnten für die im Vorfeld bereits aufgefallenen Proben 25 – 27; 38 und 40 – 41 erhöhte Konzentrationen zwischen 20 bis 35 mg/kg beobachtet werden. Alle anderen Proben weisen wesentlich geringere Antimon-Gehalte von < 1 – ca. 10 mg/kg auf.

Die Maxima des Metalls Bismuts, welches allgemein in höheren Konzentrationen in den Proben vertreten ist als Antimon, befinden sich, wie auch für Zinn festgestellt werden konnte, in den Proben 47 und 48 (ca. 114 bzw. 135 mg/kg). Auch die Probe 39 verhält sich mit etwa 94 mg/kg Bismut sehr auffällig. Alle weiteren Proben mit erhöhten Uran- oder Arsengehalten zeigen ebenfalls deutlich angehobene Bismutkonzentrationen zwischen 30 und fast 80 mg/kg, während die übrigen Proben in einem Bereich von <1 bis 3 mg/kg liegen.

Folglich stellen im Untersuchungsgebiet beide Elemente offensichtliche Begleiter des Halbmetalls Arsen dar, wie auch statistische Untersuchungsmethoden bestätigen (siehe Kapitel 5.2.1.15). Begründet liegt diese Erscheinung in ähnlichen chemischen Eigenschaften zu Arsen und damit einem vergleichbaren Verhalten. PETERSON et. al. (1981) beschreiben z.B. erhöhte Antimongehalte für städtische und industrielle Böden, die zu Arsen korreliert sind.

5.2.1.10 Chrom, Molybdän, Wolfram und Niob

Chrom zeigt wiederum große Ähnlichkeiten zu Uran, die Konzentrationen liegen zwischen 10 und 80 mg/kg. Der Anstieg und Abfall der Konzentration erfolgt dabei sehr regelmäßig, mitunter ist dies kritisch zu bewerten und mögliche „Verschleppungseffekte“ während der Analytik zu berücksichtigen.

Stark erhöhte Molybdän- Gehalte konnten lediglich für die Proben der Bohrungen B4 und B5 festgestellt werden, wobei die maximalen Gehalte mit ca. 160 bzw. 150 mg/kg (Proben 39 und 43) im Profil B5 ermittelt wurden. Weitere Anreicherungen liegen zwischen 30 und 80 mg/kg.

Wolframanreicherungen befinden sich etwas versetzt dazu. Besonders markant verhalten sich die Proben 30 (ca. 844 mg /kg Wolfram), 39 (244 mg/kg) sowie die Probe 43 mit 785 mg/kg. Weitere Konzentrationsanstiege erreichen maximal rund 75 mg/kg, liegen aber hauptsächlich im Bereich zwischen 20 und 30 mg/kg.

Die Niob- Gehalte liegen zum größten Teil unterhalb 1 mg/kg. Interessanterweise treten die Tailings 29 und 39 mit Konzentrationen von 2,9 bzw. 3,2 mg/kg sehr deutlich in Erscheinung.

Im Auftreten dieser Metalle, insbesondere an Chrom, Molybdän und Wolfram, gibt sich die geochemische Beziehung und Assoziation zu Uran wider (siehe Abb. 26), welche auch mittels statistischer Verfahren eindeutig aufgezeigt werden konnte (siehe Kapitel 5.2.1.15). Wie von DIEHL (1992) berichtet, liegen diese Elemente aufgrund des alleinigen Entzugs von Uran oftmals angereichert in Tailings bzw. in durch die Uranerzaufbereitung geprägten Böden vor.

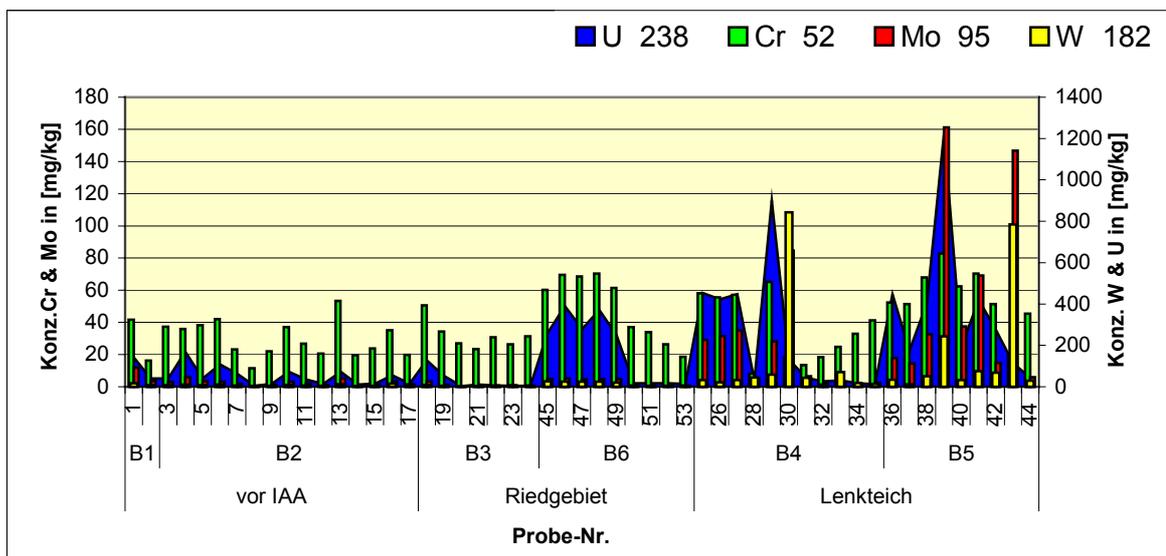


Abb. 26 Zusammenhang von Uran, Chromium, Molybdän und Wolfram im Untersuchungsgebiet

5.2.1.11 Kobalt, Nickel, Kupfer und Zink

Die Elemente Kobalt, Nickel, Kupfer und Zink gehören der Gruppe der Buntmetalle an. Kobalt und Nickel treten in der Natur fast immer gemeinsam auf, wie auch an den Analyseergebnissen festgestellt wurde (Abb. 27 und Abb. 28). Beide Metalle werden aufgrund ähnlich großer Ionenradien sehr effektiv in Eisen- und Mangan-Mineralen (z.B. Biotit) eingebaut (MASON & MOORE 1985). Daneben ist Kobalt stark mit Eisen- und Manganoxiden und -hydroxiden assoziiert (Mc Laren et. al. 1986), wobei sich insbesondere Manganoxiden als starke Kobalt-Akkumulatoren erwiesen haben (SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998). Das Einhergehen hoher Eisen- und Mangan-Konzentrationen mit erhöhten Gehalten von Kobalt und Nickel an den Bodenproben wird an den Abb. 27 und Abb. 28 gezeigt.

Das dabei die Mitfällung an Eisen- und Mangan-Oxiden und -hydroxiden bzw. die Sorption an deren Oberflächen eine große Rolle spielt, wird im Kapitel 5.2.2 aufgezeigt.

Für Kupfer und Zink trifft dies in den meisten Fällen zwar ebenfalls zu, zusätzlich kann jedoch eine generelle Anreicherung in den obersten Bodenhorizonten festgestellt werden. LEE et. al. (1997) führen die Oberflächenanreicherung von Zink und Blei zum Teil auf eine aufwärtsgerichtete Migration von Schwermetallen, die während frühdiagenetischer Prozesse freigesetzt wurden, zurück. Daneben sind, wie auch bei Blei, Emissionen z.B. aus dem Kfz-Verkehr über den Luftpfad und deren Akkumulation an der Oberfläche zu berücksichtigen. Die Tendenzen stimmen eher mit Arsen überein. Auffällig mit starken Anreicherungen aller 4 Elemente verhält sich Probe 4. Die Anreicherungen von Zink liegen in etwa bei 350 bis 482 (Probe 38) mg/kg. Speziell die Proben 29 und 39 weisen niedrigere Zink-, dafür erhöhte Kupfer-Gehalte auf.

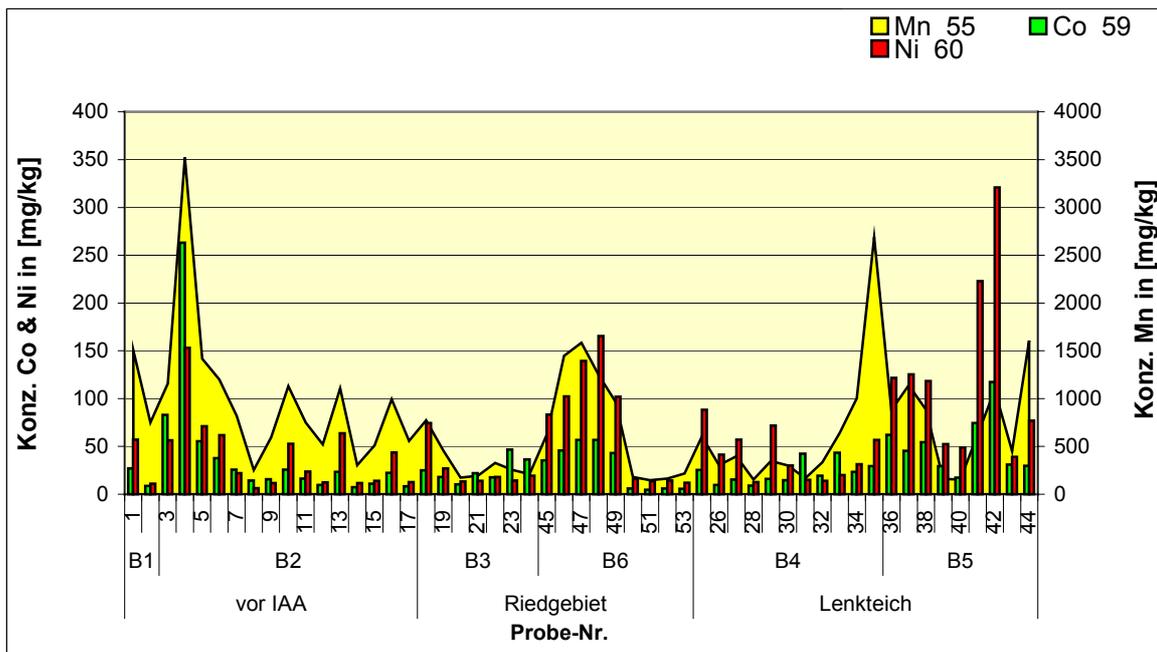


Abb. 27 Zusammenhang der Mangan-, Kobalt- und Nickelkonzentration an den untersuchten Boden-Proben

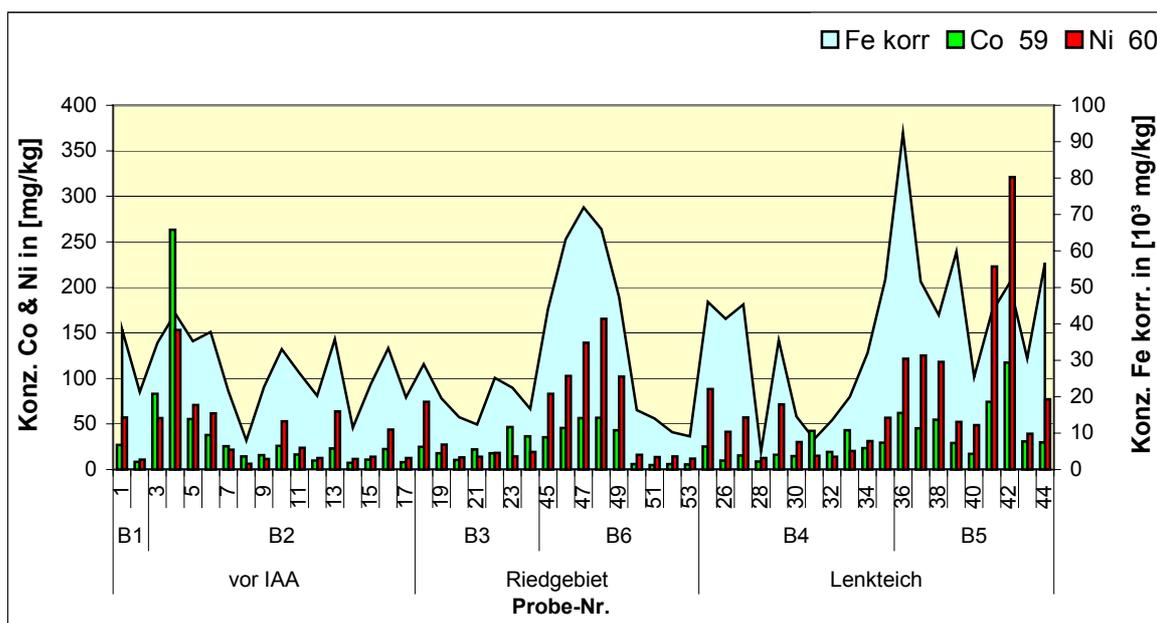


Abb. 28 Zusammenhang der Eisen-, Kobalt- und Nickelkonzentration an den untersuchten Boden-Proben

5.2.1.12 Cadmium

Cadmium ist in sehr geringen Konzentrationen von 0,003 (Proben 33 und 50) bis maximal 5,2 mg/kg (Probe 43) in den Bodenhorizonten vertreten, wobei der Großteil der Messreihe zwischen 0,1 und 1 mg/kg liegt. Die Proben mit Cadmiumwerten > 1 mg/kg weisen auch hohe Zink- und Mangan-Konzentrationen auf.

5.2.1.13 Lanthanide

Die Lanthanide oder Seltenen Erden zeigen einen sehr unterschiedlichen Verlauf. Cer mit Konzentrationen von bis zu 137 mg/kg hebt sich dabei zusammen mit Neodym (bis zu 57 mg/kg) stark von allen übrigen Lanthaniden, welche sich in einem Konzentrationsbereich gegen Null befinden, ab.

Cer zeigt zudem die größte Streuung (ca. 100 mg/kg) aller SEE- Elemente. Das Maximum wurde bei Probe 2 (am Hangfuß der IAA) mit 137 mg/kg gemessen, das Minimum liegt bei 38 mg/kg (Probe 26, Lenkteich). Hohe Cer-Gehalte konnten weiterhin in den Proben 22, 34, 35 und 53 festgestellt werden. Die niedrigsten Gehalte weisen die Proben 3 – 5, 25 – 29 und 37 – 42 auf.

Neodym wie auch alle weiteren SEE- Elemente, zeigen vergleichbare Tendenzen. Das Maximum wurde wiederum an Probe 2 mit 58 mg/kg Neodym ermittelt. Das Minimum liegt bei Probe 28 mit 16 mg/kg.

Allein die Elemente Cer und Neodym zeigen Konzentrationen > 20 mg/kg, alle anderen Lanthanide sind in wesentlich geringeren Konzentrationen vertreten.

Im Allgemeinen ergibt sich ein sehr deutliches Bild: leichtere SEE- Elemente (geringere Dichte und Ordnungszahl), dazu wurden Cer, Praseodym, Neodym, Samarium, Gadolinium und Dysprosium gezählt, sind in deutlich höherem Maße in den Proben enthalten als die schwereren SEE-Elemente Erbium, Ytterbium, Holmium und Thulium. Die Thulium-Konzentrationen liegen beinahe vollständig unterhalb der Nachweisgrenze.

5.2.1.14 Natürliche Geochemische Verhältnisse

Zur Verdeutlichung von Elementanreicherungen wurden unter anderem Angaben von VINOGRADOV (1962) für mittlere geochemische Verhältnisse für Tone und Schiefer genutzt. Für das Untersuchungsgebiet sind die Verhältnisse von Thorium zu Uran sowie Molybdän zu Wolfram von besonderem Interesse und werden aus diesem Grund genauer aufgezeigt.

Das mittlere geochemische Verhältnis von Molybdän zu Wolfram (ca. 1,0) ist, mit Ausnahme der Proben 26, 27; 37; 40 und 41, deutlich auf die Seite des Wolframs verschoben, in den Proben 1, 25, 38 und 39 jedoch in geringerem Maße. So sind im

allgemeinen Anreicherungen von Wolfram gegenüber natürlichen Bedingungen festzustellen. An den Horizonten mit besonders großer Urankonzentration, welche in etwa den genannten Probe-Nummern entsprechen, wurde Wolfram vergleichbar dem Uran, stärker mobilisiert als Molybdän und Chrom, sowie transportiert und an anderer Stelle angereichert. Das höhere Löslichkeitsverhalten von Wolfram wird in Kapitel 5.2.2.5 bekräftigt.

Das Verhältnis von Thorium zu Uran (das mittlere natürliche Verhältnis beträgt ca. 3,4) ist lediglich an den Proben 20, 22 - 24 auf die Seite des Thoriums verschoben. Dies stimmt sehr gut mit den in Abb. 24, Kapitel 5.2.1.3 beschriebenen Bleiisotopenverhältnissen überein. Die enge lokale Begrenzung erscheint sehr auffällig, es wurden in der Feldansprache allerdings keine Beobachtungen getroffen, die auf einen Zusammenhang mit der Uranerz-Laugung und daraus resultierender Thoriumanreicherung stehen könnten. An allen weiteren Proben kann, wie für das von der Uranerzaufbereitung geprägte Untersuchungsgebiet zu erwarten ist, eine deutliche Anreicherung von Uran gegenüber Thorium festgestellt werden. Dieses Verhältnis ist durch eine wahrscheinlich unvollständigen Thorium-Aufschluß (siehe Kapitel 5.2.1.1) kritisch zu bewerten.

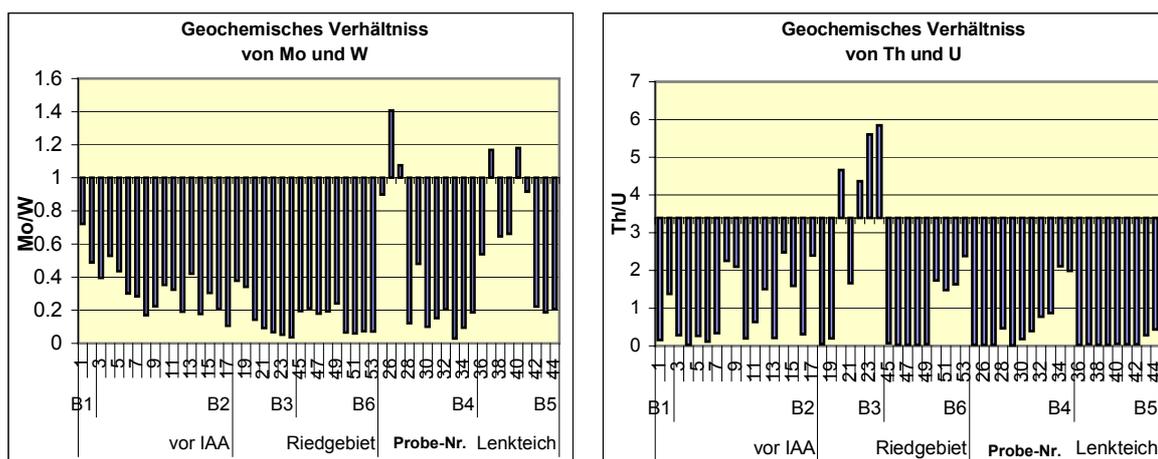


Abb. 29 Die Verhältnisse von Molybdän zu Wolfram und Thorium zu Uran der untersuchten Proben im Vergleich zu mittleren geochemischen Verhältnissen nach VINOGRADOV (1962). Die x-Achse schneidet die y-Achse im natürlichen geochemischen Verhältnis.

5.2.1.15 Statistische Untersuchungen der Metall(oid)-Gesamtkonzentrationen

Spearman-Rangkorrelation

Es zeigte sich, dass die Elemente Mangan, Kobalt, Niob, Cadmium, Tantal und Thorium mit keinem der analysierten Metall(oid)e in einen statistischen Zusammenhang gebracht werden können. Dies widerspricht z.B. für Kobalt und Mangan den Beobachtungen an den Konzentrationsverläufen. Danach wurde in Kapitel 5.2.1.11 den beiden Elementen sowie

Nickel eine hohe gegenseitige Assoziation nachgewiesen. Auch einigen weiteren Elementen wurden Ähnlichkeiten zu der Mangan-Verteilung zugestanden.

Zirconium korreliert allein mit Hafnium ($r = 0,908$). Ebenso steht Wolfram nur mit Molybdän in Zusammenhang. Dies erscheint in Betrachtung der Periodenzugehörigkeit (Zr; Hf: IV. Nebengruppe; Mo; W: VI. Nebengruppe) sinnvoll. Für Wolfram und Molybdän wurden an den Analyseergebnissen zudem Assoziationen mit Chrom und Uran festgestellt. Auch die Korrelation von Lithium, Cäsium und Rubidium stellt aufgrund der Zugehörigkeit zur selben Hauptgruppe der Alkalimetalle und daraus resultierenden ähnlichen chemischen Eigenschaften und Verhaltensweisen einen plausiblen Zusammenhang dar.

Uran ist mit den Elementen Kupfer, Zink, Gallium, Arsen, Strontium, Molybdän, Antimon, Barium, Blei und Bismut korreliert. Dies konnte auch für Blei beobachtet werden, welches zusätzlich mit Nickel und Indium korreliert.

Auch die Lanthanide zeigen untereinander eine Korrelationen. Daneben ergab eine Hauptkomponentenanalyse eine Teilung der Seltenen Erd- Elemente in die leichteren (geringere Atommasse) und die schwereren (höhere Atommasse) Lanthanide. Dies ist eine sinnvolle Gruppierung, die bereits unter Beobachtung der Konzentrationsverteilung festgestellt werden konnte.

Cluster-Analyse im R-Modus

Für die Cluster- Analyse im R-Modus wurde die WARD-Methode und Block-Intervallberechnung verwendet, da diese Methoden (im Vergleich mit den Feldbeobachtungen) die für die Proben sinnvollste Gruppierung erbrachte. Weiterhin sollte das Ziel eine überschaubare, möglichst geringe Anzahl von Gruppen sein. Auch diese Bedingung wird durch den gewählten Algorithmus erfüllt.

Aus den entsprechenden Fusionierungsniveaus des Baumdiagramms, welche ein Maß für die Unähnlichkeit der Gruppen darstellen, können eindeutig drei Hauptcluster definiert werden (siehe Tab. 12). Dabei trennen sich die unter Cluster 3: „bergbaurelevante Metalle und Halbmetalle“ zusammengefassten Elemente zuerst von den übrigen Metall(oid)en. Ebenso können auf dem nächsten Niveau die Cluster 1: „schwere SEE- Elemente und Y“ und Cluster 2: „leichte SEE- und geogen verteilte Elemente“ deutlich unterschieden werden.

Diese Gruppierung kann durchaus als sinnvoll bewertet und den einzelnen Cluster bestimmte Namen gegeben werden. Das verwendete Dendrogramm kann in der Anlage [17] eingesehen werden. Daraus können noch weitere Beziehungen innerhalb dieser Gruppenbildungen festgestellt werden.

Tab. 12 Ergebnis der Clusteranalyse im R- Modus und Unterteilung der Variablen in 3 Katagorien

Cluster 1: schwere SEE- Elemente und Y	Cluster 2: leichte SEE- und geogen verteilte Elemente	Cluster 3: bergbaurelevante Metalle und Halbmetalle
Ho, Er, Y, Yb, Tb, Dy, Tm, Sm, Gd	Zr, Hf, La, Ce, Pr, Nd, Th, Nb	Sb, U, As, Mo, W, Ta, Rb, Cs, Li, Co, Sn, Mn, Ga, Ba, Sr, Zn, Cd, Be, Pb, Fe, Ge, Eu, Cr, Ni, Ag, In, Bi, Cu, Tl

In „Cluster 2“ grenzen sich insbesondere Zirconium und Hafnium von allen weiteren Elementen ab, daneben sind deutliche Unterschiede der leichten Lanthanide und der Elemente Lanthan von Thorium und alle diese wiederum von Niob zu erkennen. Dieses Phänomen wird als Kettenbildung beschrieben und kann auch für die übrigen Cluster beobachtet werden. So zeigen die Elemente Holmium, Erbium, Yttrium, Terbium und Dysprosium den stärksten Zusammenhang innerhalb des ersten Clusters, welches mit Ausnahme von Yttrium die SEE- Elemente höherer Ordnungszahl enthält. Dem schließt sich zunächst Thulium an, im Folgenden die Übergangselemente Gadolinium und Samarium.

Vom „Cluster 3“ heben sich insbesondere die Gruppe Antimon, Uran und Arsen ab, welche einen engen Zusammenhang zu Molybdän, Wolfram und Tantal signalisieren. Eine weitere Untergruppe bilden die Alkalimetalle Rubidium, Cäsium und Lithium zusammen mit der Gruppe Kobalt, Zinn und Mangan. Diese Beobachtungen stimmen sehr gut mit den Konzentrationsverläufen der einzelnen Metall(oid)e überein. Starke Zusammenhänge werden auch für Zink, Cadmium, Beryllium und Blei angegeben, welche zusammen mit Gallium, Barium, Gallium und Strontium die für den erzgebirgstypischen Gangbergbau typischen Elemente sind.

Faktorenanalyse

Mit Hilfe der Faktorenanalyse konnte der Datenbestand in jeweils 8 Faktoren für die Komponenten- und die varimax-rotierte Komponentenmatrix gegliedert werden. Die daraus resultierende Klasseneinteilung ist in Tab. 13 dargestellt.

Ein Vergleich der Klassenbildung nach Clusteranalyse im R-Modus mit der Faktorenanalyse lässt in der Regel eine gute Übereinstimmung erkennen. Nach beiden Verfahren heben sich die Lanthanoide, Lanthan sowie die in Spuren vorhandenen Elemente Thorium, Zirconium und Hafnium von den regionalen bergbaubegleitenden Elementen ab. Die unmittelbar aus der Uranerzaufbereitung resultierenden Elemente Uran, Arsen, Antimon und Molybdän unterscheiden sich hinsichtlich ihres Verhaltens sehr stark von allen anderen Elementen.

Die Faktorenanalyse der Gesamtkonzentrationen wurden in einem weiteren Versuch unter Verwendung der Methode Equamax berechnet. Dabei konnte im Wesentlichen eine vergleichbare Gruppierung festgestellt werden.

Tab. 13 Ergebnisse der Faktorenanalyse (unter Verwendung der Gesamtkonzentrationen)

Faktor	Komponenten-Matrix	Varimax-rotierte Komponenten-Matrix	Interpretation der rotierten Komponenten-Matrix
1	Be; Cr; Fe; Cu; Zn; Ga; Ge; Sr; In; Ba; Y; Sm; Eu; Gd; Tb; Dy; Ho; Er; Tm; Yb; Tl; Bi	Be; Y; Sm; Gd; Tb; Dy; Ho; Er; Tm; Yb	schwere Lanthanoide
2	La; Ce; Pr; Nd; Sm; Th	La; Ce; Pr; Nd; Th	leichte SEE- Elemente und Th
3	Mn	As; Mo; Sb; U	geochemische Begleitelemente des Urans
4	-	Li	Alkalimetalle, zusammen mit Rb und Cs
5	-	Mn; Co; Sn	Akkumulation von Kobalt an Manganoxiden
6	-	Cd; W	Cd: anthropogener Eintrag
7	-	Zr; Hf	geochemischer Zusammenhang, bilden eigene Mineralphase Zirkon
8	Ta	Ta	

Cluster-Analyse im Q-Modus

Wie unter Kapitel 4.2.2.5 bereits erwähnt, konnte keine Clusterung von Proben gefunden werden, die für alle der analysierten Elemente geeignet ist. Ursache sind die unmittelbar aus der Uranerzaufbereitung eingetragenen Elemente wie zum Beispiel Uran, Arsen, Antimon und Kobalt, welche sich in ihrer Verbreitung und Konzentration erwartungsgemäß sehr stark von allen übrigen Elementen unterscheiden.

Insgesamt konnten zwei plausible Klassifizierungsschemata (a) und (b) gefunden werden. Dabei ist Methodik (a) für den Großteil der untersuchten Parameter sehr gut geeignet, während für die aus der Uranerzaufbereitung resultierenden Metall(oid)e die Einteilung nach dem Schema (b) verwendet wurde.

Die Gruppierung nach (a) („WARD-Methode“, „quadrierter euklidischer Abstände-Intervallsberechnung“) erbrachte ein plausibles Ergebnis. Diese Clusterung erlaubt eine logische Gruppierung der Probennummern in „geringe“ (Cluster 1), „erhöhte“ (Cluster 2) und „sehr stark erhöhte Metall(oid)- Konzentrationen“ (Cluster 3, siehe Tab. 14).

Tab. 14 Ergebnis der Clusteranalyse im Q- Modus und Unterteilung der Proben in 3 Katagorien

Cluster 1: Proben mit geringen bis normalen Metall(oid)konzentrationen	Cluster 2: Proben mit erhöhten/angereicherten Metall(oid)konzentrationen	Cluster 3: Proben mit sehr stark angereicherten Metall(oid)konzentrationen
B1/1, B1/2; B2/7, B2/8, B2/9, B2/11, B2/12, B2/14, B2/15, B2/17, B3/19, B3/20, B3/21, B3/22, B3/23, B3/24, B4/28, B4/31, B4/32, B4/33, B4/34, B4/35, B5/44, B6/50, B6/51, B6/52, B6/53,	B2/3, B2/4, B2/5, B2/6, B2/10, B2/13, B2/16, B3/18, B4/25, B4/27, B4/29, B4/30, B5/37, B5/38, B5/40, B5/41, B5/42, B5/43	B5/36, B5/39, B6/45, B6/46, B6/47, B6/48, B6/49

Der *Kruskal-Wallis-Test* im Anschluss wurde unter Einteilung der Probennummern in zwei, drei und vier Clustern durchgeführt. Der Vergleich der Signifikanzniveaus (siehe Tab. 15.) zeigt eindeutig, dass eine Unterteilung in nur zwei Cluster für viele Variablen unzureichend ist. Hier liegen Elemente wie z.B. Molybdän und Lanthan nicht im Signifikanzniveau von 0,01, d.h. die im Cluster vereinten Proben zeigen für dieses Element keine unterschiedlichen Merkmale. Die Teilung der Gesamtdatenwolke in drei oder vier Cluster dagegen ist besser zur Erklärung der Variablen geeignet, denn fast alle Elemente erfüllen das vorgegebene Signifikanzniveau. Dies stimmt gut mit der Gliederung des Dendogramms überein, welches ein sehr frühes Abspalten einer dritten Gruppe bestätigt.

Da die Drei-Cluster-Teilung lediglich für die Elemente Zirconium, Hafnium und Tantal ungeeignet ist, welche in den Proben in sehr geringem Maße vertreten sind und für die Bewertung der Proben eine eher nebensächliche Rolle spielen, erscheint unter dieser Betrachtungsweise die Untergliederung in drei Cluster durchaus gerechtfertigt und auch das Ergebnis der Diskriminanz-Analyse bestätigt dies (Abb. 30). Für diese Elemente ergab auch die Untergliederung in vier Cluster keine bessere Lösung, die Ursache ist in der kontinuierlichen (geringen) Konzentration zu suchen. Damit lassen sich keine signifikant unterschiedlichen Gruppen bilden.

Tab. 15 Ergebnis des Kruskal-Wallis-Test mit den Signifikanzniveaus der 2-, 3- und 4-Cluster-Lösung

Variable	2 Cluster	3 Cluster	4 Cluster	Variable	2 Cluster	3 Cluster	4 Cluster
LI	0.011	0.017	0.001	BA	0.000	0.000	0.000
BE	0.000	0.000	0.000	Y	0.000	0.000	0.000
CR	0.000	0.000	0.000	LA	0.773	0.000	0.000
MN	0.115	0.019	0.005	CE	0.694	0.000	0.000
FE	0.000	0.000	0.000	PR	0.207	0.000	0.000
CO	0.005	0.000	0.001	ND	0.031	0.000	0.000
NI	0.002	0.000	0.000	SM	0.000	0.000	0.000
CU	0.001	0.000	0.000	EU	0.000	0.000	0.000
ZN	0.002	0.000	0.000	GD	0.000	0.000	0.000
GA	0.000	0.000	0.000	TB	0.000	0.000	0.000
GER	0.000	0.000	0.000	DY	0.000	0.000	0.000
AS	0.005	0.000	0.000	HO	0.000	0.000	0.000
RB	0.002	0.003	0.000	ER	0.000	0.000	0.000
SR	0.000	0.000	0.000	TM	0.000	0.000	0.000
ZR	0.070	0.136	0.020	YB	0.000	0.000	0.000
NB	0.895	0.010	0.011	HF	0.078	0.196	0.055
MO	0.078	0.000	0.000	TA	0.773	0.958	0.959
AG	0.002	0.000	0.000	W	0.027	0.000	0.000
CD	0.014	0.000	0.000	TL	0.000	0.000	0.000
IN	0.000	0.000	0.000	PB	0.000	0.000	0.000
SN	0.002	0.000	0.000	BI	0.001	0.000	0.000
SB	0.004	0.000	0.000	TH	0.088	0.000	0.000
CS	0.005	0.016	0.001	U	0.001	0.000	0.000

Der *Man-Whitney-Test* zur Untersuchung der signifikanten Unterschiedlichkeit von jeweils zwei Gruppen unterstützte das Resultat des Kruskal-Wallis-Tests hinsichtlich der Nicht-Notwendigkeit der Unterteilung in 4 Gruppen. Besonders zwischen den Clustern 2 und 3 fällt dabei eine große Ähnlichkeit auf. Viele der Wertepaare ohne signifikante

Unterschiedlichkeit sind sowohl in der Drei- als auch in der Vier-Cluster-Lösung vertreten (siehe Anlage [20]) und kennzeichnen den Rang der Verschiedenheit, also die Abfolge des Abspaltens.

Die Elemente Hafnium und Zirkonium zeigen zwischen keiner der Gruppen signifikante Unterschiede. Ursache ist die gleichbleibend niedrige Konzentration der Elemente in den Proben. Unterschiede in deren Verteilung sind in ihrer Dimension so gering, dass sie in Hinblick auf die Variation anderer Elemente unbedeutend sind.

Bei einer Dreier-Clusterung sind besonders für die Elemente Mangan, Kobalt, Nickel, Kupfer, Zink, Arsen, Niob, Molybdän, Thorium und Uran, also für bergbaurelevante Elemente, keine signifikanten Unterschiede zwischen den Clustern 1 (erhöhte Konzentrationen) und 3 (stark erhöhte Konzentrationen) festzustellen. Viele der in Cluster 1 enthaltenen Probe-Nummern (z.B. B4/25 bis B4/27 sowie B4/29) weisen stark erhöhte Konzentrationen der genannten Elemente auf, und sind die Ursache dieses Fehlers. Nach dem Man-Whitney-Test ist die Gruppierung nach (a) für die bergbaulich relevanten Elemente als nicht geeignet zu bewerten.

Die Abb. 30 und Abb. 31 zeigen das graphische Ergebnis der **Diskriminanz-Analyse** für die Clusterung nach *Schema (a)*. In der Abb. 30, bei der alle Elemente eingesetzt wurden, ist eine eindeutige Differenzierung von drei Gruppen erkennbar. Die Cluster 2 und 3 liegen eng beieinander und zeigen fast gleichgroße Inner- und Außengruppen-Streuungen. Sie können damit in einer Gruppe zusammengefasst werden und unterstützen damit die Resultate vorangegangener Signifikanztests. Die Graphik scheint in Widerspruch zu der Aussage zu stehen, dass die Dreier-Clusterung für einige Elemente nicht geeignet ist. Hierbei wirkt sich der hohe Anteil geeigneter Parameter gegenüber dem geringen Anteil der Elemente, für die die Gruppierung nicht geeignet ist, aus. Die Nichteignung z.B. von Wolfram, Blei, Thorium und Uran, welche ebenfalls bergbaulich relevante Metalle darstellen, wurde eindeutig über eine Fehlermeldung des Programms ausgewiesen.

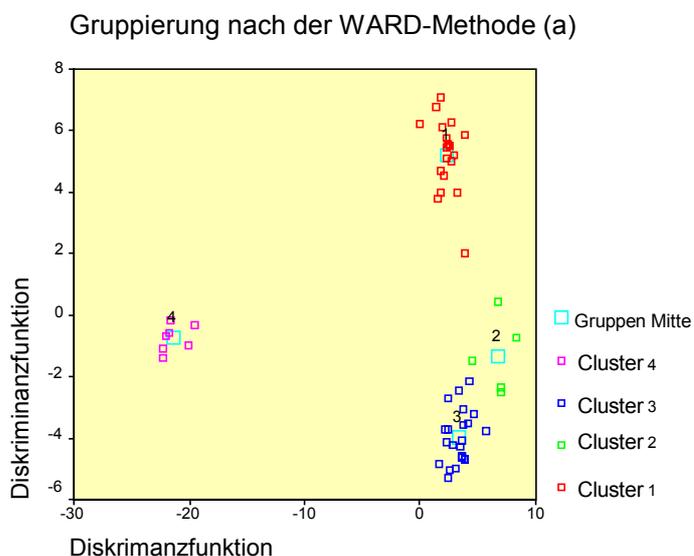


Abb. 30 Ergebnis der Diskriminanzanalyse nach dem Schema (a) mittels WARD-Methode unter Einsatz aller Elemente

Die Abb. 31 dagegen zeigt die signifikante Unterschiedlichkeit der Gruppen für Uran und Blei. Es ist eindeutig ersichtlich, dass sich die Cluster überlappen und sich nicht unterscheiden. Damit bestätigt die Diskriminanzanalyse die Resultate des Man-Withney-Tests.

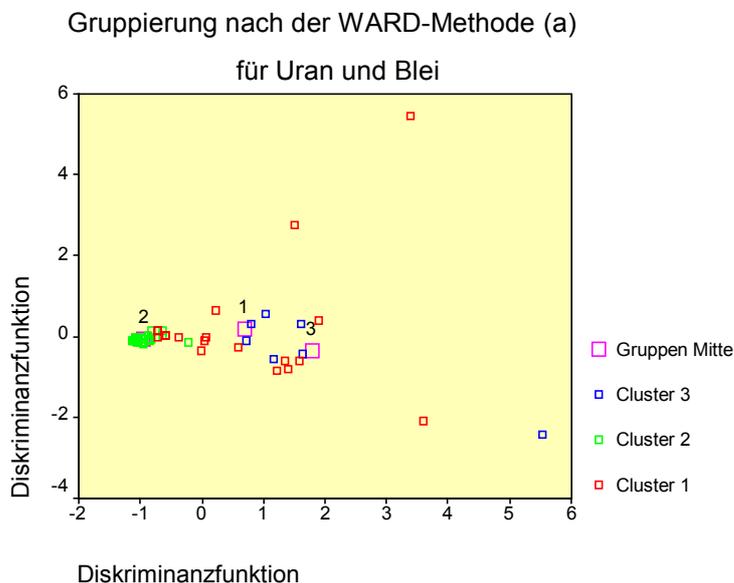


Abb. 31 Ergebnis der Diskriminanzanalyse nach dem Schema (a) mittels WARD-Methode für Uran und Blei

Damit gilt die Behauptung der Nichteignung des Gruppierungsschemas (a) für die bergbaulich relevanten Elemente, insbesondere für Uran, als gerechtfertigt.

Für das *Schema (b)* wurde eine Gruppierung in zwei Cluster verwendet, und mittels Man-Withney-Test überprüft. Die Zuordnung der Probe-Nummern (siehe Tab. 16) erfolgte dabei subjektiv und nicht strikt nach der Höhe des Fusionierungsniveaus im Dendogramm. Wie der Abb. 32 entnommen werden kann, bilden die Probe-Nummern 39 und 4 eigenständige Gruppen, und auch die weiteren Proben mit hohen Konzentrationen wurden in sehr kleinen Gruppen zusammengefaßt. Das Ziel einer Datenreduzierung ist damit nicht gegeben. Im Vergleich mit den Analyse-Resultaten wurde daher eine Gruppierung nach hohen und niedrigen Konzentrationen der bergbaulich relevanten Elemente vorgenommen. Der Man-Withney-Test zeigte eindeutig, daß sich die Cluster hinsichtlich dieser Element-Gehalte unterscheiden, während die Gruppierung z.B. für die Lanthanide ungeeignet ist.

Tab. 16 Gruppierung nach Schema (b), speziell für bergbaulich relevante Metall(oid)e

Cluster 1: „geringe Konzentration“	Cluster 2: „hohe Konzentration“
B1/1, B2/3, B2/5, B2/6, B2/7, B2/8, B2/9, B2/10, B2/11, B2/12, B2/13, B2/14, B2/15, B2/16, B2/17, B3/19, B3/20, B3/21, B3/22, B3/23, B3/24, B4/28, B4/31, B4/32, B4/33, B4/34, B6/50, B6/51, B6/52, B6/53,	B1/2, B2/4, B3/18, B4/25, B4/26, B4/27, B4/29, B4/30, B4/35, B5/36, B5/37, B5/38, B5/39, B5/40, B5/41, B5/42, B5/43, B5/44, B6/45, B6/46, B6/47, B6/48, B6/49,

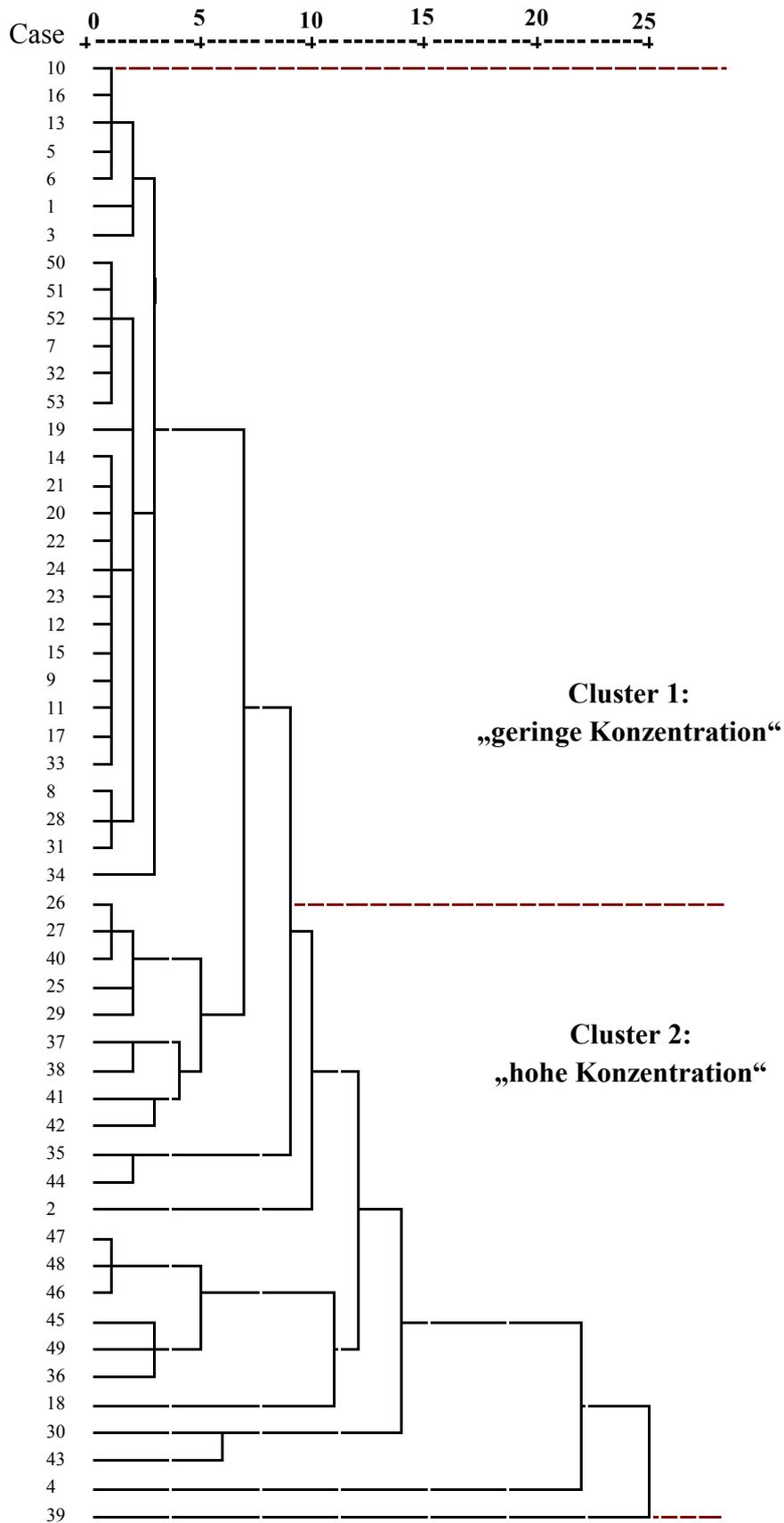


Abb. 32 Dendrogramm und Gruppierung nach dem Schema (b) (Average-Linkage-Verfahren, Intervallskalenniveau nach der Zwischen-Gruppen-Streuung)

Faktorenanalyse nach Cluster

Zur Demonstration von Unterschieden in den Variablen-Gruppen und Paragenesen wurde eine Faktorenanalyse der einzelnen Cluster nach dem Schema (a) durchgeführt:

Tab. 17 Ergebnis der Faktorenanalyse der Cluster nach Klassifizierungsschema (a) $|r| > 0.6$, rot = negativ korreliert, KM = Komponenten-Matrix, RKM = varimaxrotierte Komponenten-Matrix)

Matrix	Faktor	Cluster 1: geringe Konzentration	Cluster 2: erhöhte Konzentration	Cluster 3: stark erhöhte Konzentration
KM	1	Li, Be, Cr, Mn, Fe, Zn, Ga, Ge, Rb, Sr, Zr, Cs, Ba, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Tl	Be, Zn, Rb, Cd, Y, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb	Be, Zn, Ga, Nb, Cd, Ba, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Cr, As, Mo, Sb, W, Bi, U
	2	Ni, Cu, As, Mo, In, Sb, Ba, Pb, Bi, U, Th	Cr, Fe, Ni, Ge, As, In, Eu, Bi, La, Ce, Pr, W, Th	Li, Mn, Co, Ni, Cu, Rb, Zr, Ag, In, Sm, Cs, Hf, As, Nb, Mo, Sb, Tm, Yb, W, Tl, U
	3	Nb	Mn, Co, Sn, Tl, Cr	Fe, Cu, Ge, Eu, Ta
	4	Sn, W	Mo, Sb, Li, Cs	Ag, Tl, Pb
	5		Ga, Sr, Ba, Pb	
	6	Cd	Zr	
	7	Ag		
	8		Nb	
RKM	1	Nb, Y, Nd, Sm, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb	Y, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb	Li, Zn, Ga, Cs, Ba, La, Ce, Pr, Nd, Cr, As, Mo, Sb, W, Th, U
	2	Li, Cr, Mn, Fe, Ni, Ga, Ge, Sr, Ba, Eu	Cr, As, Sb, U, La, Ce	Be, Y, Sm, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Mn, Fe, Co, Cu, Ge, Eu, Ta
	3	Cu, Zn, As, Mo, In, Sb, Ba, Bi, U	Mn, Co, In, Sn, Tl	Sr, Nb, Cd, Pb
	4	La, Ce, Pr, Nd, Th	Li, Mo, Cd, W, Th	Ni, Rb, Ag, In, Sn, Tl, Bi
	5	Cd	Be, Ga, Sr, Ba, Pb	Zr, Hf
	6	Co, Sn, W	Zr, Hf	
	7	Pb	Ag	
	8	Ag	Ta	

Aus Tab. 17 ist ersichtlich, dass die Variablen für die einzelnen Cluster sehr unterschiedlich hochgeladen sind. Besonders auffällig ist der von „Cluster 1“ nach „Cluster 3“ zunehmende Anteil der negativ zueinander korrelierten Metall(oid)e. Die Anreicherung der Uranbergbau-relevanten Elemente, besonders Uran, Arsen, Wolfram, Molybdän, Antimon und Chrom, wird immer deutlicher und geht im „Cluster 3“ mit einer Abnahme von Lanthaniden aber auch Elementen wie z.B. Zink und Barium einher.

Im Gegensatz dazu werden nach der Faktorenanalyse der einzelnen Cluster nach Schema (b) noch detailliertere Gruppen ersichtlich (siehe Tab. 18). Die Uranbergbau-relevanten Elemente Uran, Arsen und Antimon zeigen im „Cluster 1“ gleiche Eigenschaften wie die Eisen- und Stahlmetalle (z.B. Eisen, Nickel, Blei und Chrom) und werden daher der gleichen Klasse zugeordnet. Das heißt, diese Elemente liegen für die unter diesem Cluster gefassten Probemenge (Proben mit geringerer Urankonzentration) im natürlichen Verhältnis vor. Im „Cluster 2“ dagegen werden Uran, Arsen und Antimon einer separaten Klasse zugerechnet. Auch die Uranbegleitelemente Molybdän und Wolfram liegen separat dieser Klasse vor. Das heißt, der Charakter dieser Elemente ist im Untersuchungsgebiet sehr markant und nicht abhängig von der Verbreitung anderer Metalle. Dies markiert den starken Einfluß der Uranerzaufbereitung.

Tab. 18 Faktorenanalyse der Clusterung nach Schema (b), speziell für Uranbergbau-relevante Elemente ($|r| > 0.6$, KM = Komponenten-Matrix, RKM = varimaxrotierte Komponenten-Matrix)

Matrix	Faktor	Cluster 1: geringe Konzentration	Cluster 2: erhöhte Konzentration	„Name“ für das „Cluster 2“
KM	1	Li, Cr, Mn, Fe, Ni, Cu, Zn, Ga, As, Rb, Sr, In, Sb, Ba, Eu, Tl, Pb, Bi, U	Be, Cs, Y, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb	
	2	Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Yb, Th	Cr, La, Ce, Pr	
	3		Mn, Mo	
	4		Zn, Cd	
	5			
	6		Zr	
	7			
	8			
	9			
RKM	1	Li, Cr, Mn, Fe, Ni, Cu, Zn, Ga, Ge, As, Sr, In, Sb, Ba, Eu, Tl, Pb, Bi, U	Be, Y, Sm, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb	schwere SEE & Akzessorien
	2	Y, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb	Li, Rb, Cs, La, Ce, Pr, Nd	leichte SEE & Alkalimetalle
	3	La, Ce, Pr, Nd, Sm, Th	Ag, In, Bi	geochemischer Zusammenhang
	4	Cs	As, Sb, U	Uranbergbau-relevante Metall(oid)e
	5	Zr, Hf	Sr, Pb	
	6	Mo, Ta	Mn, Co, Sn	geochemischer Zusammenhang
	7	Sn	Mo, W	Begleitelemente des Uran
	8		Fe, Ge	
	9		Zr, Hf	geogene Akzessorien, geochem. Zusammenhang

5.2.1.16 Zusammenfassung der Metall(oid)-Gesamtkonzentrationen

Tab. 19 Empfehlungs-/ Richtwerte nach LAGA (1994)

Element	Z 0 [mg/kg]	Z 1.1 [mg/kg]	Z 1.2 [mg/kg]	Z 2 [mg/kg]
Cd	0,6	1	3	10
As	20	30	50	150
Cr	50	100	200	600
Zn	120	300	500	1500
Pb	100	200	300	1000
Ni	40	100	200	600
Cu	40	100	200	600

Tab. 20 Konzentrationen ausgewählter Elemente in Böden (aus FIEDLER & RÖSLER 1993; n = normale Konz., e = erhöhte Konz., s.e. = stark erhöhte Konz.)

	Gesamtspanne	normale Böden (n)	erhöhte Böden (e)	stark erhöhte Böden (s.e)	Maximum gemessen	Mittelwert gemessen	Einschätzung
Li	1,2 - 200	10 - 75(30)			167	64	n
Be	0,1 - 40	0,3 - 6	6 - 15	15 - 40	16	4	e
Cr	1- >4000	5 - 100(75)	100 - 300(200)	300 - >1 000	83	39	n
Mn	<1 - 10 000	15 - 850(500)	850 - 2 000	2 000 - > 4 000	3522	755	s.e
Fe	2000...500000				92395	32350	
Co	0,005 - 1 000	0,5 - 15 (5)	15 - 30	30 - >60	263	34	s.e
Ni	1 - 8 000	5 - 50(20)	50 - 200	200 - >700	321	58	s.e
Cu	0,1 - 10 000	5 - 35(20)	35 - 80	80 - >250	452	144	s.e
Zn	1 - 50 000	10 - 100(50)	100 - 300	300 - >900	482	168	s.e
Ga	<3 - 100	20 - 40	40 - 70	>70	59	19	e
Ge		0,05			7	4	s.e-e
As	0,1 - 2 000	2 - 20(10)	20 - 70	70 - >300	1677	208	s.e
Rb	16 - 400	16 - 90(50)	90 - 400		121	60	e
Sr	3 - 1 000	50 - 120	120 - 400	400 - 700	115	29	n
Zr		90 - 500			44	12	n
Mo	0,01 - 670	0,1 - 5(2)	5 - 12	12 - 40	161	15	s.e
Cd	0,01 - 1 300	0,05 - 0,7(0,3)	0,7 - 3	>3 - 100	5,2	1	s.e-e
Sn	<0,1 - >300	1 - 10(5)	10 - 50	50 - >200	103	13	s.e
Sb	0,05 - 200	0,2 - 2	2 - 10		82	8	s.e
Ba	10 - 5 000	90 - 300	300 - 700(500)	700 - >1 500	2380	521	s.e
Tl	0,06 - 26	0,2 - 1(0,5)	1 - 5	5 - 26	1,8	1	e
Pb	0,1 - 30 000	5 - 40(15)	40 - 100	100 - 700	617	68	s.e
Bi	0,01 - 440	0,1 - 1(0,3)	1 - 3	3 - 440	135	25	s.e
U		1			1222	161	s.e

Wie Tab. 19 und Tab. 20 aufzeigen, liegen fast alle der untersuchten Metall(oid)e in einem starken bis sehr stark erhöhtem Konzentrationsbereich und überschreiten die angeführten Richtwerte (siehe auch Kapitel 2.2.1, Tab. 2). Die Elemente wirken in diesen Anreicherungen in der Regel toxisch, einige davon, wie z.B. Arsen, Beryllium und Cadmium sind hoch toxisch. In mobilem Zustand kann ein Transport über die Medien Wasser oder Luft erfolgen und schließlich eine Aufnahme von Menschen bzw. Pflanzen und Tieren und damit der Eintritt in die Nahrungskette.

Stark angereicherte Metall(oid)-Gehalte, insbesondere von Uran, Arsen und weiteren unmittelbar mit der Uranerzaufbereitung in Zusammenhang stehenden Elementen, können auf den Lenkteich sowie auf den Auslauf des Riedgebietes und entlang des nördlichen Ufers des Feuchtgebietes eingegrenzt werden. Im Lenkteich konnten die Anreicherungen sowohl für die erste als auch für die zweite Probennahme in oberflächennahen Horizonten bis etwa 1,5 m u GOK festgelegt werden. Dagegen wurden im Riedgebiet und dem Stauteich keine tiefenabhängigen Konzentrationsanstiege beobachtet, Ursache ist das bioturbulente Milieu mit einer verstärkten Sedimentation.

Die mehr oder weniger markanten Konzentrationsanstiege konnten für fast alle der untersuchten Metall(oid)e an den gleichen Horizonten, allerdings mit unterschiedlicher Intensität, beobachtet werden. Diese Erscheinung kann keinesfalls natürlicher Natur sein und weist eindeutig auf den anthropogenen Einfluss hin. Des weiteren wird an dieser

Erscheinung der noch hohe Schadstoffgehalt infolge der alleinigen Abscheidung von Uran verdeutlicht.

Sehr auffällig ist der starke Zusammenhang von Uran, Arsen, Molybdän, Antimon, Wolfram und Chrom, welcher eindeutig die starke Beeinflussung durch die Uranerzaufbereitung signalisiert.

Daneben wurden insbesondere für Blei, Zink, Mangan und Eisen erhöhte Konzentrationen in den obersten Bodenhorizonten gemessen. Bei Blei und Zink handelt es sich sehr wahrscheinlich um anthropogen Einträge in Folge von trockenen und nassen Depositionen. Bei Mangan und Eisen hingegen ist diese Erscheinung in ihrem raschen Ausfällungsverhalten unter Sauerstoffzutritt begründet sowie einer Anlagerung an Partikeloberflächen.

In Vergleich mit den Ergebnissen der WISMUT stimmen die Kontaminationsflächen nicht einhundertprozentig überein. Demnach wurden auf dem kleinen, westlich der B169 gelegenen Abschnitt des Riedgebietes, ebenfalls Anomalien der γ -Aktivität gemessen, welche allerdings nicht durch hohe Uran-Konzentrationen bestätigt werden konnten. Auch im östlichen Bereich des Feuchtgebietes an der B169 wurden keine starken Anreicherungen von Uran, Arsen und weiteren Metall(oid)en ermittelt. Wäre die Kontaminationsquelle zum Zeitpunkt der Gamma-Aktivitätsmessung der Wismut (1992, Messzeitraum: 1991) Uran gewesen, würde es sich aufgrund der hohen Halbwertszeit von Uran-238 ($4,5 \cdot 10^9$ a) um eine Langzeitkontamination handeln und somit noch nachweisbar sein. Aufgrund der geringen Thoriumkonzentration kann auch dieses nicht das Mutternuklid für radioaktive Zerfallsprodukte wie z.B. Radium und Radon darstellen.

5.2.2 Metall(oid)-Bindungsformen

Die Verteilung der einzelnen Metall(oid)-Bindungsformen ist sehr verschieden und unabhängig von der Gesamtkonzentration der Elemente.

Viele der untersuchten Elemente zeigen in den ersten beiden Fraktionen sehr geringe Konzentrationen, die oftmals unter der Bestimmungs-, in vielen Fällen unterhalb der Nachweisgrenze liegen.

Die Elemente Beryllium, Chromium, Nickel, Kupfer, Cadmium, Lanthan sowie die Lanthanide und Thallium konnten zwar in der leicht austauschbaren Fraktion 1 bestimmt werden, die Konzentrationen der an Carbonaten gebundenen Anteile lag aber zum Großteil, z.T. sogar vollständig unterhalb der Nachweisgrenze. Auch Blei ist teilweise davon betroffen. Die Ursache liegt an den geringen Carbonatgehalte der Substrate selbst. Zusätzlich muss berücksichtigt werden, dass die zweite Fraktion aufgrund ihres Salzgehaltes in Folge des Extraktionsmittels Natriumacetat, in größter Verdünnung (Faktor 20) gemessen wurde, da das Natrium-Ion einen störenden Einfluss auf die ICP- MS ausübt.

Die Elemente Germanium, Zirconium, Niob, Indium, Zinn, Bismut und Thorium sind in den beiden ersten Fraktionen nur mit niedrigen Konzentrationen, häufig unterhalb der Bestimmungs- oder Nachweisgrenzen zu finden. Bei Molybdän ist dies zusätzlich in der Fraktion 3 (Eisen- und Mangan-Oxide) zu beobachten. Der Hauptanteil dieser Elemente ist demnach in den Fraktionen 3 bis 5 und damit stärker gebunden.

Zirconium, Hafnium aber auch die Seltenen-Erde-Elemente zeigen im Arbeitsgebiet keine Beeinflussung durch die Uranerzaufbereitung und sind dementsprechend über das gesamte Areal in unbedenklicher Konzentration, hauptsächlich fest in der Kristallstruktur (Residualfraktion) eingebaut, verteilt.

5.2.2.1 Die Actinoide Uran und Thorium

Von den für die Metallspezifizierung ausgewählten Proben weisen die Proben 28 und 44 die geringsten Uran-Gesamtkonzentrationen auf, die Proben 39 und 29 die höchsten Gehalte. Während in Probe 28 das Uran mit 50% hauptsächlich in leichtlöslicher Form gebunden ist und lediglich 10% an Carbonaten, 20% an Eisen- und Mangan-Oxiden, keine nennenswerten Anteile an organischer Substanz gebunden sind und 20 % in der Residualfraktion verbleiben, stellt Probe 44 ein ausgeglicheneres Verhältnis der einzelnen Fraktionen dar: Leicht austauschbar sind dabei etwa 25 % gebunden, an Fraktion 2 ca. 10 %, an Eisen- und Manganoxiden 20 %, an Fraktion 4 15 % und ca. 30 % des Urans sind residual festgelegt. Auch die Proben 29 und 39 mit den höchsten Urangesamtkonzentrationen unterscheiden sich hinsichtlich der Verteilung ihrer Bindungsformen. Probe 29 zeigt folgendes Bild: Fraktion 1: 28 %; Fraktion 2: 10 %; Fraktion 3: 35 %; Fraktion 4: 5 % und Fraktion 5: 20 %. Dagegen sind in Probe 39 lediglich 8 % Uran in der leichtlöslichen Fraktion und 2 % an Carbonaten gebunden, etwa 40 % an Fraktion 3, 8 % an Fraktion 4 sowie 40 % an der Residualfraktion.

Insgesamt betrachtet weisen die Proben mit den höchsten Uran-Gesamtgehalten und damit die Aufbereitungsrückstände die niedrigsten Anteile der schwach gebundenen Fraktion (Fraktion 1) auf (siehe Abb. 33). Dies ist ein sehr plausibles Resultat, da leicht verfügbares Uran im Zuge der Aufbereitung größtenteils entzogen wurde. Trotz alledem erreicht der Konzentrationsanteil der leichtlöslichen Fraktion in einigen Fällen bis zu 250 mg/kg (siehe Abb. 33) und stellt damit ein Kontaminationspotential dar.

Aufgrund oxidierender Verhältnisse (siehe Kapitel 5.2.2.13) muss davon ausgegangen werden, dass ein beachtlicher Anteil am Gesamt-Uran in sechs-wertiger Form vorliegt. Der allgemein hohe Anteil an den Fraktionen 2 bis 4 bestätigt dies, denn Uran (VI)-Komplexe treten aufgrund ihrer negativen Ladung bevorzugt mit Carbonaten, Tonmineralen und organischer Substanz in Wechselwirkung (siehe Kapitel 2.2.1). Wie ebenfalls in diesem Kapitel beschrieben, sind Uran (VI)-Verbindungen nur schwer zu reduzieren und verbleiben damit größtenteils in dieser wesentlich mobileren Form. Somit kann eine Remobilisierung nicht ausgeschlossen werden und das Uran stellt damit eine Langzeitgefahr dar.

Der an der 4. Fraktion gebundene Anteil an Uran variiert mit dem natürlichen Gehalt an organischer Substanz. Insgesamt ist ein sehr hoher Anteil an schwächer- sorptiv gebundenem Uran (Fraktionen 1 bis 3) zu verzeichnen. Die Abb. 34 veranschaulicht dies am Beispiel der Bohrung B5 (Lenkteich). Damit ist das Uran leichter remobilisierbar und wird im Vergleich zu vielen weiteren untersuchten Metall(oid)en weniger effektiv vom Sediment zurückgehalten.

Thorium wurde fast ausschließlich in der Residualfraktion gefunden. Damit wird der Verdacht, dass das Radionuklid hauptsächlich in silikatischen Gesteinen vorliegt und möglicherweise nicht vollständig aufgeschlossen wurde (siehe Kapitel 5.2.1.1) verstärkt. Nur in wenigen Ausnahmen erreicht der Anteil der übrigen Fraktionen etwa 10 % (Proben 29, 38, 41, 43) bzw. ca. 5 % (Proben 30, 40 und 42), der Hauptanteil davon ist an Organik gebunden. Bei diesen Proben handelt es sich zudem um diese mit den höchsten Thoriumgesamtgehalten. Die Probe 39 welche die maximale Thorium-Gesamtkonzentration der für die sequentielle Extraktion ausgewählten Proben aufweist, zeigt diesen Zusammenhang nicht.

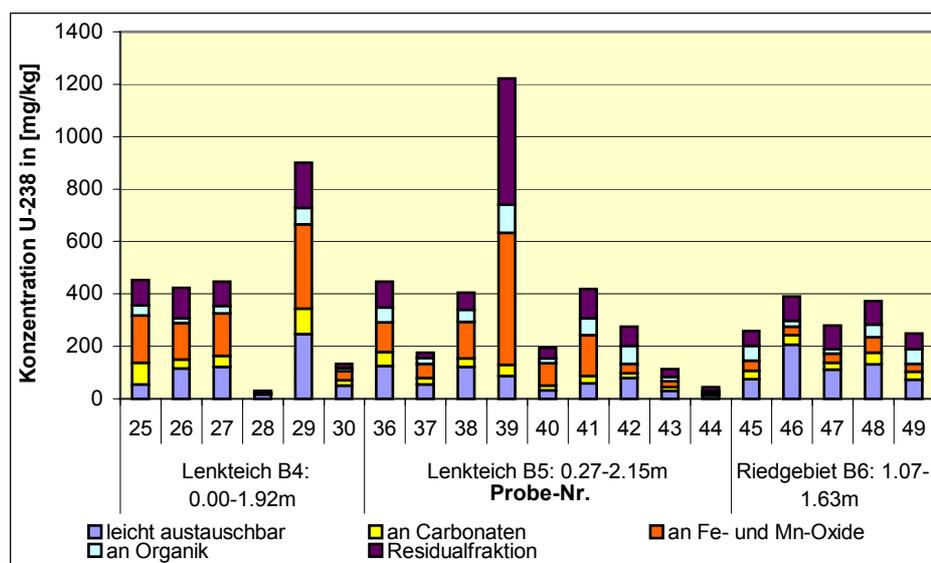


Abb. 33 Urangesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

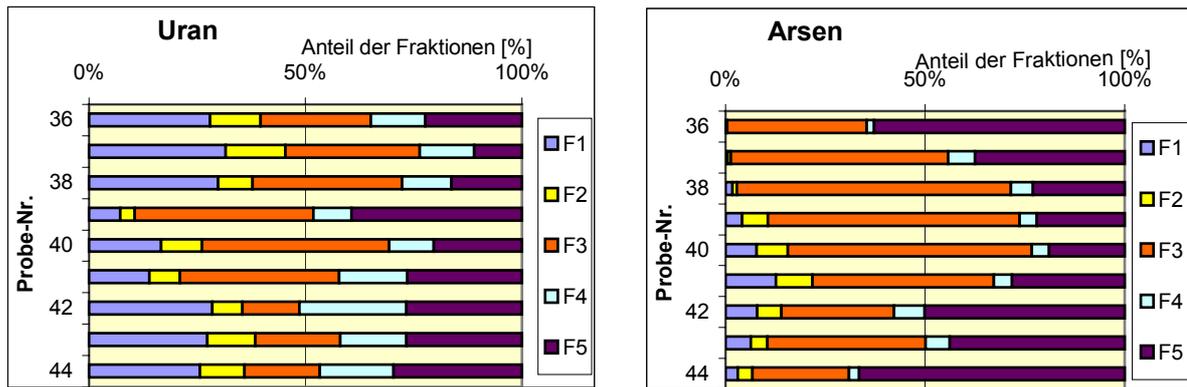


Abb. 34 Prozentuale Verteilung der Bindungsformen von Uran und Arsen am Beispiel der Bohrung B5 (Lenkteich) (F1: leicht austauschbare Metall(oid)e (M.), F2: an Carbonaten gebundene M., F3: an Fe/Mn-Oxiden gebundene M., F4: an organischer Substanz gebundene M., F5: Residualfraktion)

5.2.2.2 Arsen

Im Gegensatz zu Uran ist Arsen größtenteils an den Fraktionen 3 und 5 (Eisen-/Manganoxide und Residualfraktion) gebunden. Damit kann für Arsen eine höheres Rückhaltevermögen als für Uran festgestellt werden. In Abb. 34 wurde zum Vergleich der Bindungsformen von Uran mit Arsen das Bohrprofil 5 mit den Einzelproben 36 bis 44 dargestellt.

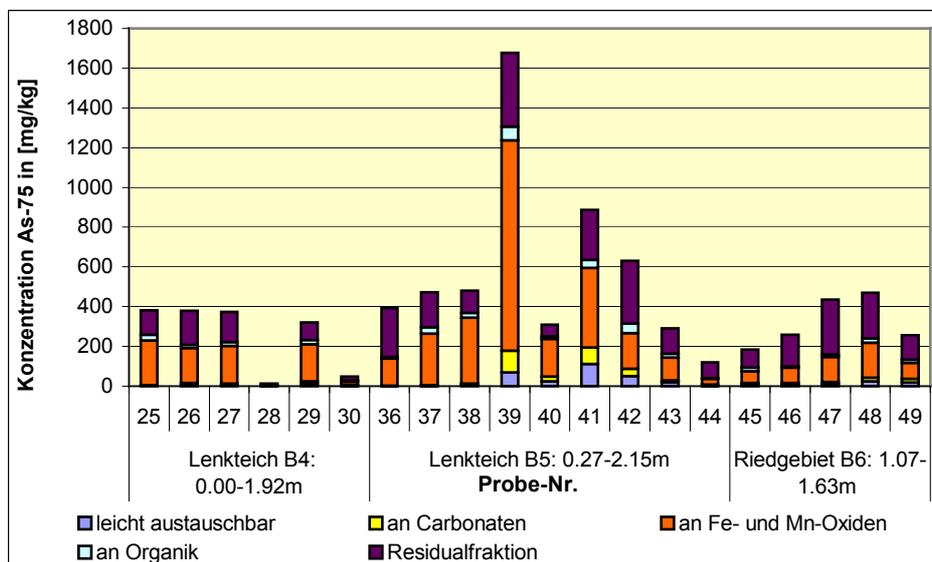


Abb. 35 Arsengesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

PICHLER et. al. (2001) beobachteten eine vergleichbare Verteilung der Arsen-Bindungsformen in Uranerz-Tailings: 20 % des Arsens lag in der Residualfraktion vor und bis zu 80 % in der Fraktion 3, welches eindeutig als Eisenhydroxide bestimmt wurde.

Diese Resultate können in eine gute Übereinstimmung mit den Beobachtungen dieser Arbeit gebracht werden und erscheinen damit als realistisch.

Im Bereich der Proben 25, 29, 38 - 41 nimmt der prozentuale Anteil der Fraktionen 1 bis 4 zu, während der Anteil der Residualfraktion am geringsten ist (siehe Abb. 34). Bezogen auf die realen Konzentration ist der Anteil an leichtlöslichem Arsen (Fraktion 1) bei den Proben 41 (ca. 111 mg/kg), 39 (ca. 69 mg/kg) und 42 (ca. 50 mg/kg) am höchsten (siehe Abb. 35).

Alle der aufgeführten Proben wurden im Lenkteich entnommen und stellen Aufbereitungsrückstände dar. Die Zunahme von leichter gebundenem Arsen kann somit auf die Auswirkung der Uranerzaufbereitung zurückgeführt werden. Dabei wurde das Arsen aus dem festen Gesteinsverband (z.B. aus Sulfiden) gelöst und rasch wieder ausgefällt. In dieser Form ist das Arsen weniger stabil und leichter remobilisierbar.

5.2.2.3 Blei

Für Blei dominiert, unabhängig von der Gesamtkonzentration, die Sorption an der Fraktion 3, zu einem geringeren Anteil ist Blei in der Residualfraktion fixiert. Wie der Abb. 36 klar entnommen werden kann, sind die leicht mobilisierbaren sowie organisch gebundenen Fraktionen in allen der untersuchten Proben in vernachlässigbar geringen Anteilen enthalten.

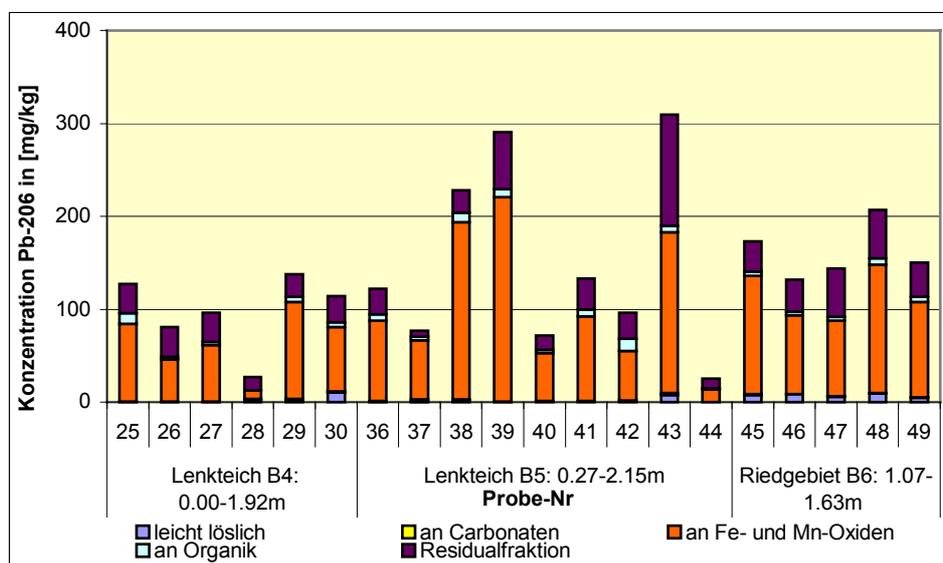


Abb. 36 Bleigesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

5.2.2.4 Kupfer

Kupfer ist in den Proben mit hoher Gesamtkonzentrationen hauptsächlich an Eisen- und Manganoxiden sowie an organischer Substanz gebunden (siehe Abb. 37 und 0). Von allen essentiellen Spurenelementen ist Kupfer am stärksten an die organische Substanz

gebunden und bildet über ein großes pH-Fenster sehr stabile Komplexe (FIEDLER & RÖSLER 1993). Wie in Abb. 4 gezeigt und auch an den Ergebnissen dieser Untersuchungen festgestellt werden kann, wird Kupfer im Gegensatz zu anderen Schwermetallen wie z.B. Kobalt und Nickel besser sorbiert und damit stärker vom Sediment zurückgehalten. Einen hohen Anteil leicht löslichen Kupfers weisen mit ca. 65 bis 86 mg/kg die Proben 47 und 38 auf, daneben wurde an den Proben 29, 36, 39 und 46 ca. 30 mg/kg leichtlösliches Kupfer bestimmt. Da es sich bei allen diesen Proben um Aufbereitungsrückstände mit hohen Urangelhalten handelt, ist diese Erscheinung wiederum auf die Auswirkungen des Aufbereitungs- und Laugungs- Prozesses rückzuführen.

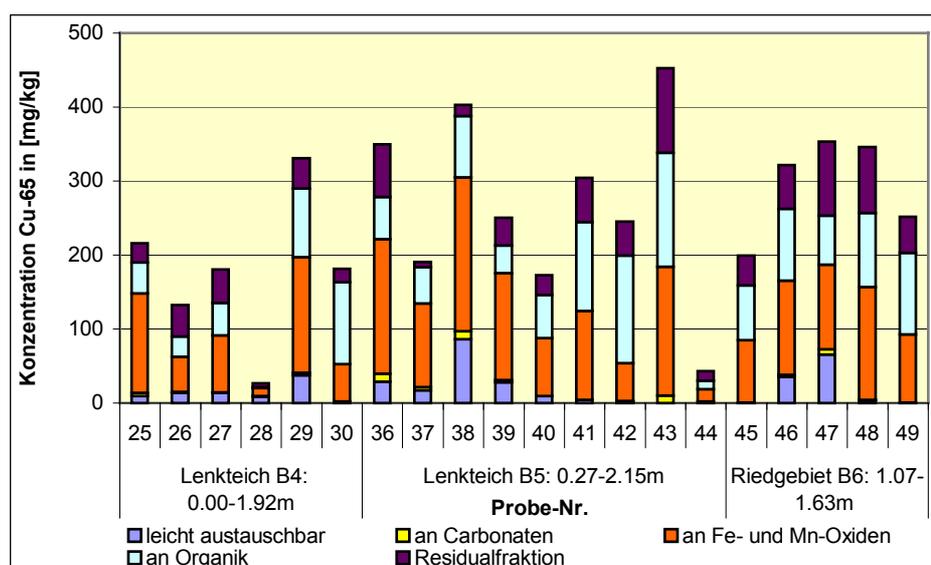


Abb. 37 Kupfer-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

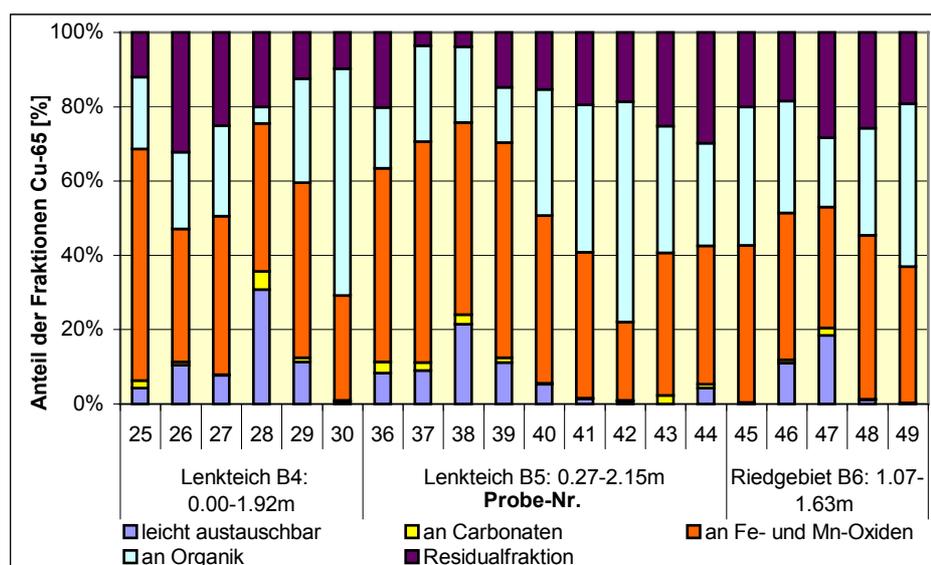


Abb. 38 Kupfer-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform [%]

5.2.2.5 Molybdän

Molybdän ist in den Bodenproben, welche die höchsten Mo-Gesamt-Konzentrationen aufwiesen und in Zusammenhang mit hohen Urankonzentrationen und der Uranerzaufbereitung gebracht wurden, in großem Maße in der Residualfraktion gebunden (Abb. 39 und Abb. 40)

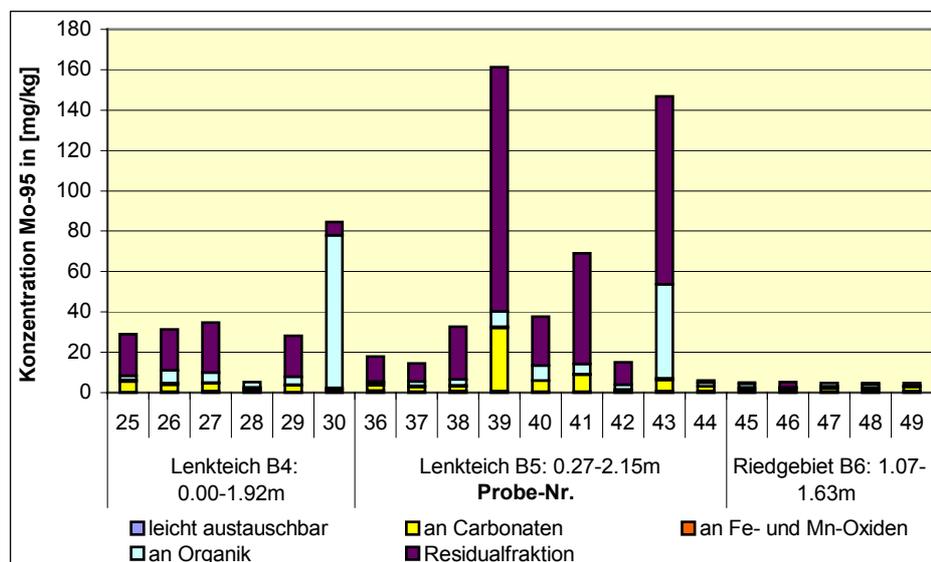


Abb. 39 Molybdän-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

Die Ursache ist mit hoher Wahrscheinlichkeit in der Mineralstruktur der Molybdän-Verbindungen zu suchen. Molybdän ist bevorzugt mit Sulfiden (z.B. in Schiefer und Amphiboliten) gebunden, die durch die Laugungsreagenzien nicht zerstört werden. Ähnliches beobachtete LANGEDAL (1996) an Tailings des Kupfer- und Molybdänbergbaus. Eine Ausnahme bildet hierbei die Probe 30, in der Molybdän zu etwa 90 % organisch gebunden wird. Auch die Probe 43 zeigt mit ca. 30 % einen markanten Anteil an organisch gebundenem Molybdän.

Die Proben mit niedrigen Gesamtkonzentrationen (28, 44 - 49) zeigen eine völlig andere Verteilung. Hier bildet die Bindung an die Residualfraktion eine untergeordnete Rolle, während die Fraktionen 1 bis 4 relativ gleichmäßig vertreten sind. Nach LANGEDAL (1996) könnte an alterierten und durch Abrasion angegriffenen Kornoberflächen eine Reduktion der Residualfraktion stattgefunden haben. Von angegriffenen Schiefen könnte Molybdän ebenso während des Laugungsprozesses mobilisiert und schließlich im Riedgebiet ausgefällt worden sein.

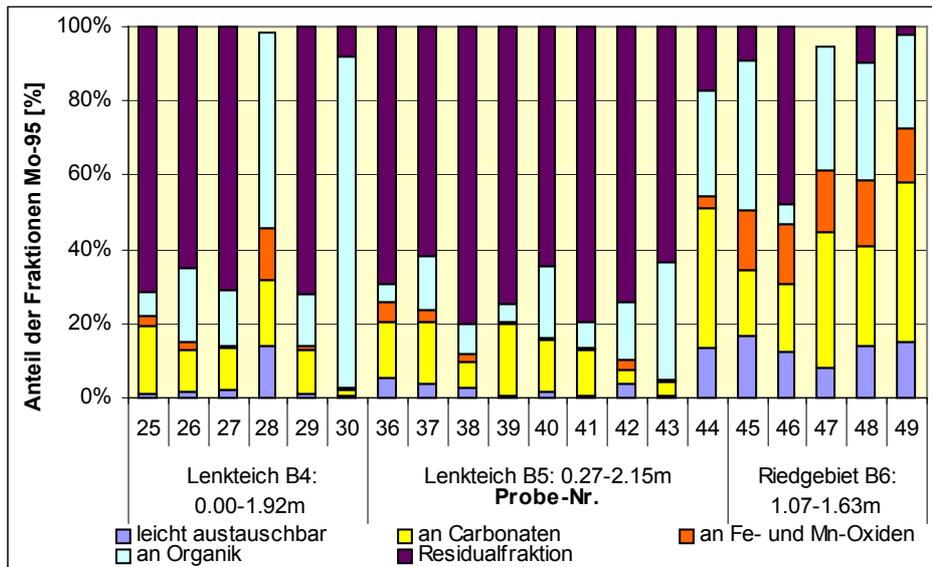


Abb. 40 Molybdän-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform [%]

Für Chrom und Wolfram als geochemische Begleitelemente, kann eine vergleichbare Verteilung gefunden werden, mit der Residualfraktion als Hauptanteil. Allerdings zeigt Wolfram, im Gegensatz zu Molybdän und Chrom für die Proben mit der höchsten Gesamtkonzentration den höchsten Anteil der Fraktionen 1 bis 4. Offensichtlich verhält sich Wolfram (wie auch Uran) anfälliger gegenüber dem Aufbereitungs-Milieu und wird in eine mobilere Form überführt.

5.2.2.6 Antimon und Bismut

Antimon wurde ebenfalls überwiegend in der Residualfraktion nachgewiesen (siehe Abb. 41). Mit Ausnahme der Proben 28, 30 und 39 – 42 (die Probe 39 weist zudem insgesamt die höchste Gesamt-Konzentration bezüglich Antimon auf) beträgt der leichtlösliche Anteil in der Regel < 10 %. Diese Proben besitzen auch leicht erhöhte Anteile an carbonatisch gebundenem Antimon. An Eisen- und Manganoxiden sind in den Proben 36 bis 40 mit Ausnahme der Probe 30 gleichbleibend bis zu 10 % des Halbmetalls gebunden, mit abnehmender Tendenz ab Probe 41.

Im Gegenteil zu Antimon zeigt das im Periodensystem in der gleichen Gruppe stehende Schwermetall Bismut einen wesentlich geringeren Anteil in der Residualfraktion, stattdessen eine sehr starke Affinität zu Eisen- und Manganoxiden (Abb. 42). Besonders markant erscheinen dabei die Proben 37 bis 39 mit 75 – 80 % an Eisen- und Manganoxiden sorbiertem Bismut. Auch residual gebunden liegt das Metall zu geringerem Anteil vor, lediglich in den Proben 42, 45 und 49 ist der Anteil der Fraktion 5 größer als der Anteil der Fraktion 3.

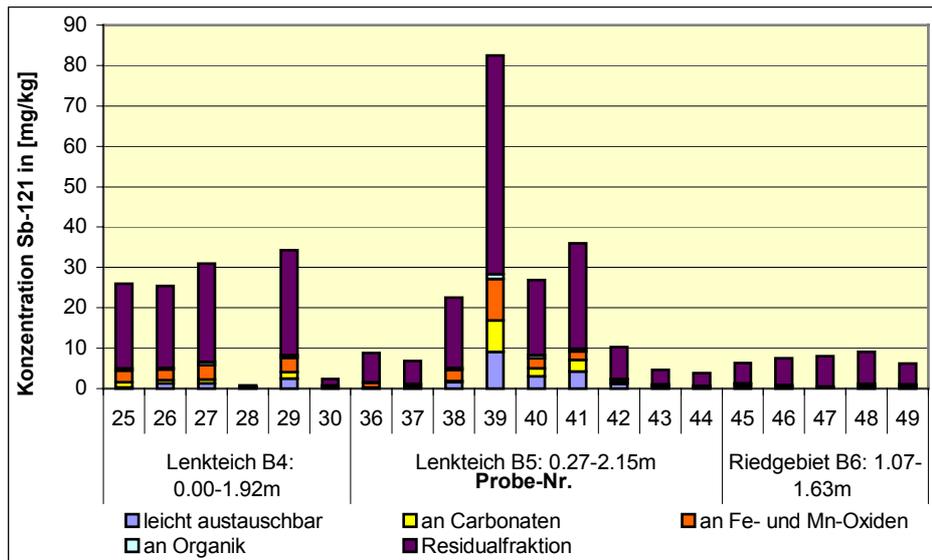


Abb. 41 Antimon-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

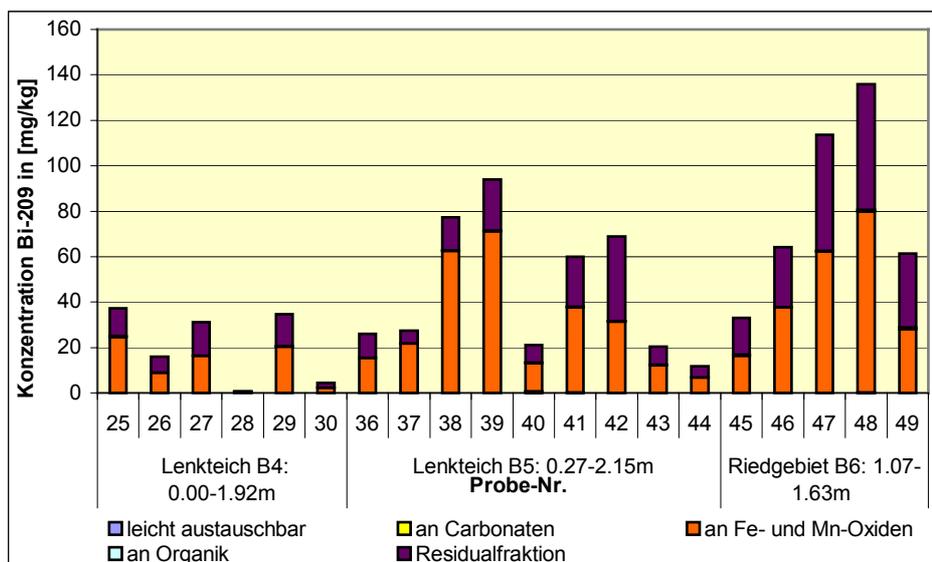


Abb. 42 Bismut- Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

5.2.2.7 Zink

Wie auch Kupfer wird Zink in unbelasteten Böden vornehmlich an der Fraktion 4 und damit sehr stark gebunden (SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL 1998). In den untersuchten Proben kann, wie die Abb. 43 deutlich aufweist, neben einem markantem Anteil organisch-gebundem Zink eine starke Affinität zu Eisen- und Manganoxiden ausgewiesen werden. An den Proben 36 – 38, 43 und 45, welche zudem die höchsten Gesamtkonzentrationen vorweisen, wurde ein hoher Anteil der leichtlöslichen Fraktion bestimmt. Zusammen mit den Proben 25, 40 und 41 besitzen diese Proben zudem einen höheren Anteil an ferro- bzw. manganoxidisch sorbiertem Zink. Diese, für belastende

Böden typische, Verteilung der Bindungsformen (ZEIEN & BRÜMMER 1991) ist auf geringe pH-Werte und eine daraus folgende Lösung und sekundäre Ausfällung bzw. Adsorption von Zink-Verbindungen zurückzuführen.

Die Residualfraktion der Probe 36 weist einen Fehler infolge der Berechnung der Fraktion auf. Da die Summe der Fraktionen 1 bis 4 der Probe 36 die mittels KW-Aufschluss bestimmte Gesamt-konzentration übersteigt, wurde als Differenz ein negativer Gehalt der Residualfraktion bestimmt. Unter Berücksichtigung des Fehlers kann daraus geschlossen werden, dass in dieser Proben keine Residualfraktion vorliegt.

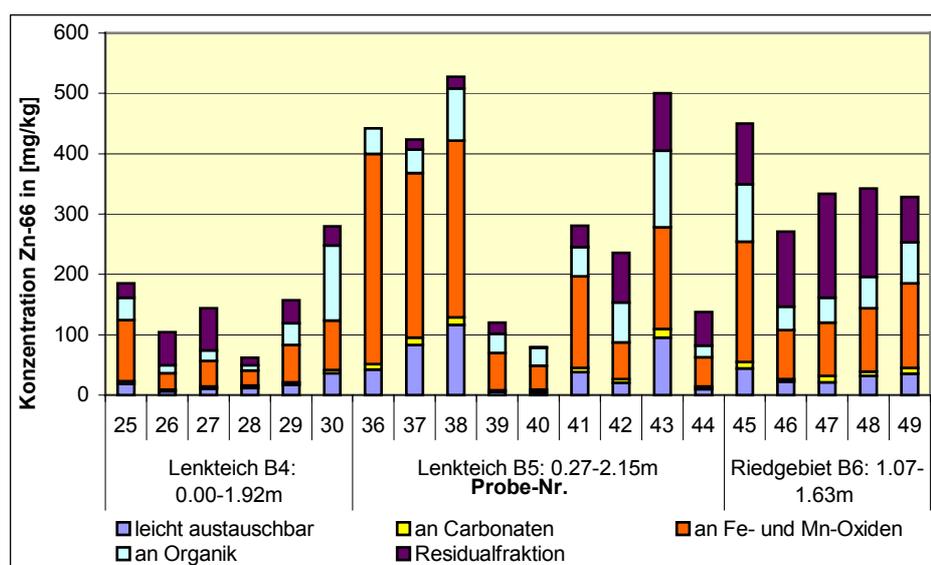


Abb. 43 Zink-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

5.2.2.8 Mangan

Mangan liegt neben der oxidierten und residual gebundenen Form in den Proben 30, 36 bis 38 und 41 bis 49 zu einem sehr hohe Anteil in der leicht austauschbaren Fraktion vor, wobei die Proben 46 bis 49 sowohl prozentual als auch real die höchsten Konzentrationen aufweisen. In Probe 47 wurden ca. 750 mg/kg Mangan in der Fraktion 1 bestimmt, die Proben 46 bis 48 zeigen etwa 500 mg/kg Mangan in der leichtlöslichen Fraktion, während an den übrigen aufgeführten Proben Gehalte von rund 150 – 250 mg/kg ermittelt wurden. Dieses Phänomen ist in der geringen Stabilität und leichteren Remobilisierbarkeit von Manganverbindungen (Oxiden und Hydroxiden) begründet, wie auch Sedimentuntersuchungen von LEE et. al. (1997) an Rückhaltebecken bestätigt haben. Die Proben 29 und 39 weisen neben geringen Gesamt-Konzentrationen auffällig geringe Anteile an leichtlöslichem Mangan, ebenso wie die Proben 25, 26 und 40 auf, ein Indiz für eine Mobilisierung von Mangan während der Uranerz-Aufbereitung und einem Austrag.

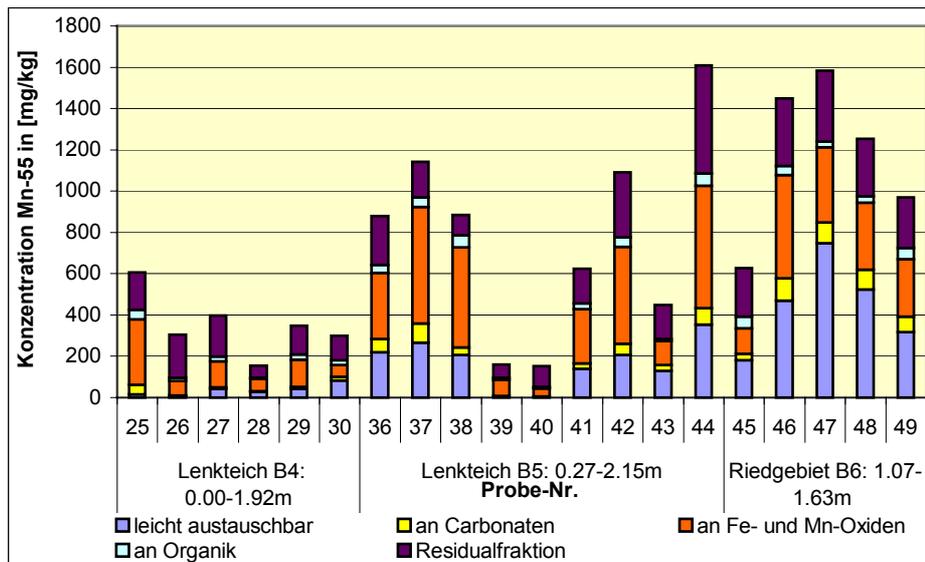


Abb. 44 Mangan-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

5.2.2.9 Kobalt und Nickel

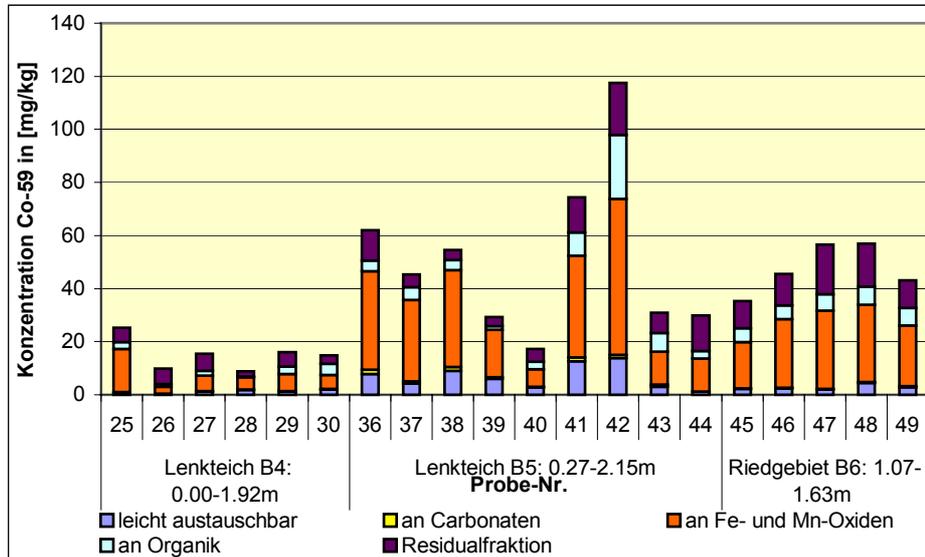


Abb. 45 Kobalt-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

Kobalt wird, wie in der Literatur angegeben, bevorzugt an Eisen- und Manganoxiden gebunden. Daneben konnten an den Proben 36 bis 42, welche die höchsten Gesamtkonzentrationen aufweisen, beachtlich hohe Anteile an der Fraktion 1 festgestellt werden. Dies ist sehr wahrscheinlich auf eine leichtere Fixierung wie z.B. durch Ionenaustausch an oxidischen Partikel-Überzügen zurückzuführen. An der Probe 42 ist das

Kobalt zu 24 % an organischer Substanz gebunden. Da es sich bei der Probe um einen Grobsand mit nur geringfügig bindigen Lagen handelt, ist als Ursache eher eine starke Sorption an der Fraktion 3 (Fe- und Mn-Oxide) zu vermuten, so dass der Anteil erst im folgenden Extraktionsschritt und unter Verwendung eines stärkeren Extraktionsmittels desorbiert werden konnte. Der Grobsand wurde im Gelände als ehemaliger Flussschotter angesprochen, der eine starke Verfärbung besitzt. Ein Oxidüberzug erklärt sowohl die Verfärbung als auch die starke Sorption von Kobalt.

Nickel ist, ähnlich dem Kobalt, größtenteils in der Fraktion 3 nachzuweisen. Daneben bildet das residual fixierte Nickel einen weiteren Hauptanteil. Leichtlösliches Nickel ist zu maximal 5 – 15 mg/kg enthalten (Proben 28 bis 44), für die Proben 41 und 42 ergeben sich Konzentrationen zwischen 30 und 40 mg/kg, im Falle der Proben 36 bis 38 etwa 10 – 15 mg/kg.

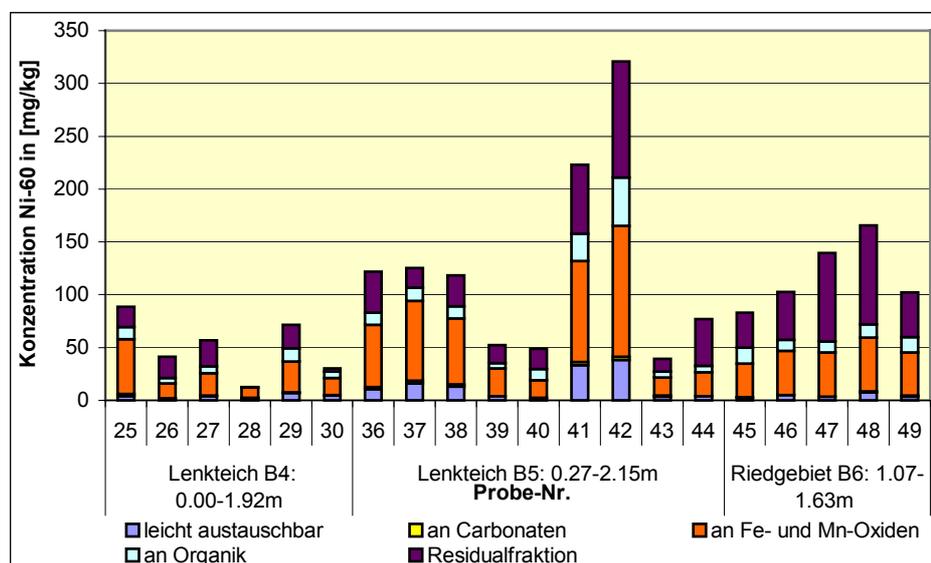


Abb. 46 Nickel-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

Mit der Lösung von Oxiden unter sinkenden pH-Werten, besonders von Manganverbindungen, welche ein kleineres Stabilitätsfeld haben, sinkt die Absorption der Schwermetalle und die Kobalt- und Nickel-Verfügbarkeit steigt analog dazu. SCHEFFER/SCHACHTSCHABEL (1998) beschreiben diesen Effekt bereits für pH-Werte > 6.

5.2.2.10 Zinn

Zinn ist fast ausschließlich an der Fraktion 5 gebunden; in den Proben 46 bis 49 wird das Metall sogar ausschließlich im Kristallgitter des Substrates fixiert. Lediglich bei den Proben 28, 39, 41 und 43 beträgt die Summe der Fraktionen 1 bis 4 mehr als 10 %. Dieser Anteil wird vorrangig durch die Fraktion 3 gebildet. Bezogen auf die Konzentration hebt sich damit die Bohrung B5 von den übrigen Proben ab. Da Zinn in der Natur hauptsächlich

als schwerlösliches Oxid auftritt (z.B. Kassiterit und Zinnstein) und in Spuren in silikatischer Matrix zu finden ist, erscheint diese Verteilung sehr plausibel.

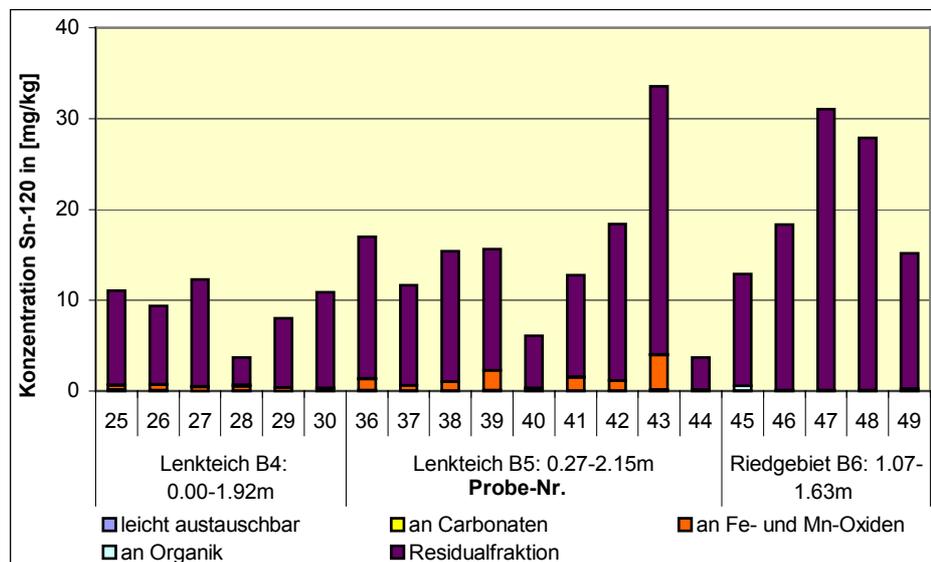


Abb. 47 Zinn-Gesamtkonzentration aufgeschlüsselt nach der Bindungsform

5.2.2.11 Statistische Untersuchungen der Metall(oid)-Bindungsformen

Die Rangkorrelationsanalyse der einzelnen Fraktionen erbrachte im Gegensatz zur Faktorenanalyse keine plausiblen Ergebnisse. Die Ergebnisse der Faktorenanalyse aller analysierten Metall(oid)-Bindungsformen sind in Tab. 21 dargestellt.

Tab. 21 Ergebnisse der Faktorenanalyse für die einzelnen Fraktionen ($|r| > 0.6$, rot = negativ korreliert, KM = Komponenten-Matrix, RKM = varimaxrotierte Komponenten-Matrix)

Matrix	Faktor	Fraktion 1: leicht austauschbare M.	Fraktion 2: an Carbonaten gebundene M.	Fraktion 3: an Fe-/Mn-Oxiden gebundene M.	Fraktion 4: an organischer Subst. gebundene M.	Fraktion 5: Residualfraktion
KM	1	Be, Ga, Sr, Cs, Ba, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Th	Be, Ga, Sr, Ba, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Th	Be, Cu, Zn, Ga, Ge, Sr, Ba, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Hf, Ta	Li, Be, Cr, Mn, Ga, Rb, Sr, Cs, Ba, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Hf	Li, Be, Cr, Mn, Co, Ni, Cu, Zn, Ga, Ge, Rb, Cd, In, Sn, Cs, Y, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Tl, Bi
	2	Co, Zn, Rb, Cd	Co, Cu, Cd, Sn, Pb, Th	Cr, As, Nb, Sb, W, Th, U, Mo	Co, Cu, Zn, Ag, Cd, Tl, Pb, Th	As, Mo, Sb, U, La, Ce
	3	As, Sb, W	As, Mo, Sb, W	Rb, Ag, In, Cs, Bi	Zn, Zr, Nb, Mo, W	Mo, W, Pb, Tl
	4		Rb, Cs, Tl	Zr	Ge, Sb, U	Hf
	5	U, Li	Cr, Ta, Ge	Sn, Pb		
	6					Zr, Ta
	7		Zr	Li		
	8					Nb
	9					
	10					
RKM	1	Be, Ga, Sr, Cs, Ba, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Th	Be, Ga, Sr, Ba, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Th	Be, Cu, Zn, Ga, Ge, Sr, Ba, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Hf, Ta	Li, Be, Cr, Sr, Sm, Cs, Y, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Hf	Li, Cr, Co, Ni, Cu, Zn, Rb, In, Sn, Cs, Y, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Tl, Bi
	2	Zn, Rb, Cd	As, Mo, Sb, W	Cr, As, Nb, Sb, Th, U, Mo	Cu, Zn, Mo, Cd, Th	Li, Mn, La, Ce, Pr, Nd, Hf
	3	Co, Ni, As	Cd, Sn, Pb	Ag, In, Cs, Tl, Bi	Zr, Nb, Sm, Ta	Mo, Sb, Th, U
	4	In, Bi	Mn, Rb, Cs	Mn, Co, Ni	Co, Ni	W, Pb
	5	Sb, W	Li, Hf, Th	Zr, Cd	As, Sb, U	Ga, Sr, Ba
	6	Ag, Sn, Ta	Cu, Zr, Ta	Sn, W, Pb	Ag, In, Bi	Ni, Ag
	7	Cu	Cr, U	Li	Ga, Ge, Ba	Zr, Ta
	8	Cr, U	Co, Ni		Li, Mn, Rb	Nb
	9	Li	In,			
	10	Ge	Ag			

Uran wird in den Fraktionen 1 bis 3 von Chrom begleitet, welches aufgrund der chemischen Ähnlichkeit der beiden Metalle plausibel erscheint. Beide Metalle weisen erhöhte Anteile der leicht austauschbaren Fraktion auf.

Arsen dagegen tritt zusammen mit Antimon, Wolfram, Molybdän und Thorium auf. Diese Elemente weisen größtenteils geringe Gehalte in der leichtlöslichen Fraktionen auf und sind vorwiegend in den Fraktionen 3 (Fe-/Mn-Oxide) bis 5 (Residualfraktion) festgelegt. Molybdän dagegen ist in Fraktion 3 negativ zu den anderen Metall(oid)en korreliert, das heißt hohe Anteile dieser Elemente gehen mit geringen prozentualen Gehalten ferro- und manganoxidisch sorbiertem Molybdän einher. Diese Beobachtung stimmt mit den ermittelten Anteilen der Bindungsformen überein. Molybdän wird den analytischen Ergebnissen zufolge fast ausschließlich residual gebunden. Dies zeichnet sich wiederum in der Faktorenanalyse der fünften Fraktion ab, wobei das Metall zusammen mit Uran, Thorium und Antimon im festen Gesteinsverband vorliegt.

In der Fraktion 1 wird Arsen in einer Klasse mit Kobalt und Nickel aufgeführt, Ursache ist der geringe „leicht austauschbare Anteil“ dieser Elemente. Kobalt und Nickel sind zudem stets der gleichen Klasse zugeordnet, aufgrund der geochemischen Ähnlichkeit und dem in der Natur gleichzeitigem Auftreten eine sehr plausible Erscheinung. In „Fraktion 3“ kommt Mangan zu dieser Gruppe hinzu. Kobalt und Nickel zeigen eine große Affinität zu Mangan und bilden bevorzugt Manganoxide aus.

Insgesamt kann festgestellt werden, dass die Faktorenanalyse der Metall(oid)-Bindungsformen als geeignete Methode der Gruppierung aufgefasst werden kann. Die Klassifizierung gibt die Verteilung der Löslichkeiten und damit der Fraktionen sowie prinzipielle geochemische Beziehungen wider.

5.2.2.12 Zusammenfassung der Metall(oid)-Bindungsformen

Anhand der Verteilung der Metall(oid)-Bindungsformen soll insbesondere auf folgende Trends hingewiesen werden:

Uran ist vorwiegend in den Fraktionen 1 bis 3 und damit in austauschbarer Form sorbiert; in der Residualfraktion ist nur ein untergeordneter prozentualer Anteil vorhanden. Da die Sorption von Uran in der Regel an Humus, kohligen Partikeln sowie Tonmineralen und Zeolithen erfolgt (MERKEL & SPERLING 1998), kann das Ergebnis der sequentiellen Extraktion durchaus als plausibel bewertet werden. Dass im Untersuchungsgebiet hohe Gehalte an organischer Substanz nicht unbedingt mit hohen Metall(oid)-Konzentrationen korrelieren müssen, haben die Ergebnisse der 1. Probennahme gezeigt. Der geringere Anteil organisch gebundenen Urans kann über die Uranerzaufbereitung und ihre Folge erklärt werden. Im oxidierenden Milieu werden dabei mobilisierte Uranspezies an Eisen- und Manganoxiden mitgefällt. In den Tailings selbst ist der Anteil organischer Substanz zu gering, als das ein markanter Anteil von Uran an ihr fixiert sein könnte. Das in leicht verfügbare Form gebrachte Nuklid befindet sich oft an den Kornoberflächen von Partikel, also an Tonmineralen und Zeolithen. Thorium wurde vornehmlich in der Residualfraktion gefunden. Die für Urantailings ausgesprochen geringen Gehalte sind auf einen unvollständigen Aufschluß zurückzuführen.

Dagegen werden die als „Uranbergbau-relevant“ bezeichneten Elemente (z.B. Molybdän, Wolfram, Chrom) in geringem Maße leicht austauschbar sorbiert und vornehmlich an Eisen- und Manganoxide (Fraktion 3) oder residual und damit in festerer Form gebunden. Auch für Arsen wurde ein stärkeres Rückhaltevermögen festgestellt. Für die Schwermetalle Kobalt, Nickel und Zink konnte eine starke Assoziation zu Eisen- und Manganoxiden beobachtet werden, die Mobilität scheint in Abhängigkeit zum Löslichkeitsverhalten des Mangans zu stehen. Dabei ist eine Sorption an der Fraktion 3 nicht unbedingt mit gering-stabil gleichzusetzen. SCHEFFER/ SCHACHTSCHABEL (1998) beschreiben die Diffusion von Zink und anderen Schwermetallen in das Innere von

Oxiden (z.B. Ferryhydrite, Goethit und Tonminerale). Dort werden die Metalle so stark gebunden, dass sie erst mit der Zerstörung des Sorbenten wieder freigesetzt werden.

Für die typischen in Böden auftretenden Metalle konnte in etwa folgende Reihenfolge der Bindungsstärken ermittelt werden (beginnend mit dem stärksten Sorptionsvermögen): Cu > Pb > Zn > Co/Ni > Mn. Damit ergibt sich eine vergleichbare Reihenfolge wie sie in Abb. 4 für die Beispiele Goethit und Hämatit dargestellt ist.

Der Anteil der organischen gebundenen Fraktion fällt insgesamt ausgesprochen gering aus. Organische Substanz, insbesondere Huminstoffe, gelten im Allgemeinen als sehr effektive Schwermetallsorbenten in Böden. So kann nicht ausgeschlossen werden, dass der reale Anteil, unter Berücksichtigung des großen potentiellen Angebotes im Arbeitsgebiet, vermutlich höher liegt und teils in der Fraktion 3, teils in der Residualfraktion mit bestimmt wurde.

5.2.2.13 Metall(oid)-Konzentrationen von Wasserproben

Für die Oberflächenwässer und Sickerwässer, welche im Rahmen einer parallel zu dieser Arbeit laufenden Diplomarbeit (Silke Mannigel 2002) untersucht wurden, konnten lediglich im Vernässungsgebiet am südlichen Dammfuß der IAA Lengsfeld und im davon ausgehenden Sickerwassergraben hohe Konzentrationen von Metallen und Halbmetallen bestimmt werden. Im südlich der IAA gelegenen Riedgebiet und dem weiteren Verlauf des Plohnbachs liegen die Konzentrationen von Uran, Arsen aber auch anderen Metalloiden deutlich geringer und oftmals unter der Nachweisgrenze. Während die höchsten Konzentrationen der Elemente Arsen, Chrom, Kobalt, Wolfram und Molybdän aber direkt im Vernässungsgebiet liegen und bereits im Feuchtgebiet sowie im abgehenden Sickerwassergraben, vor der Mündung in den Plohnbach, ein deutlicher Konzentrationsrückgang ersichtlich ist (z.B. für Arsen von 3000 auf ca. 70 µg/l, Molybdän von etwa 256 auf ca. 10 µg/l und Wolfram von 310 auf ca. 4 µg/l), ist für Uran innerhalb dieses Abschnitts kein deutlicher Konzentrationsrückgang zu verzeichnen. Die maximalen Urankonzentrationen von > 200 µg/l (März 2002: > 3000 µg/l) wurden im Sickerwassergraben ermittelt. Zu einer signifikanten Konzentrationsabnahme von Uran (auf ca. 20 µg/l) führt lediglich die Verdünnung durch den Plohnbach, dagegen spielt für die übrigen Elemente die Sorption an Sedimenten und eine damit verbunden Immobilisierung eine große Rolle.

Die pH-Werte der Oberflächenwässer liegen im gesamten Untersuchungsgebiet im relativ neutralem Bereich (ca. 6 – 8), die Probe 3 im Vernässungsgebiet fällt mit einem pH-Wert von 9.9 (Juli 2001) stark aus der Reihe. Das Redoxpotential liegt mit etwa 300 – 400 mV im schwach oxidierenden Milieu, weist aber im Bereich hoher Konzentrationen, also der Proben MP2 – MP4 am südlichen Hauptdamm leicht geringere Werte auf, für diese Proben konnten mit dem Konzentrationsanstieg einhergehend auch deutlich höhere Leitfähigkeiten von > 1000 µS/cm festgestellt werden. Für die restlichen Proben wurden Leitfähigkeiten zwischen ca. 250 und 300 µS/cm bestimmt.

5.2.2.14 Schlussfolgerungen für die Sorption der untersuchten Metall(oid)e

Die Ergebnisse der Wasseruntersuchungen stimmen sehr gut mit den Resultaten der Metall(oid)-Analysen überein. Das leicht oxidierende Milieu über das gesamte Untersuchungsgebiet bewirkt eine rasche Ausfällung von Eisen- und Manganoxiden und Hydroxiden. Dabei wird ein Großteil der untersuchten Schwer- und Halbmetalle wie z.B. Arsen mit eingebaut. Dies kann einerseits aus der raschen Konzentrationsabnahme fast aller Elemente im Wasser geschlossen werden, andererseits aus der Verteilung der Metall(oid)-Bindungsformen. Es kann davon ausgegangen werden, dass viele der in Sickerwässern befindlichen Kontaminanten bereits im Bereich des südlichen Hauptdammes bzw. im Riedgebiet über Ausfällungsreaktionen und Sorption demobilisiert und vom Sediment zurückgehalten werden. An den Proben des Teiluntersuchungsgebietes I (Dammfuß der IAA) wurden zwar keine Bindungsformen bestimmt, aus den Ergebnissen der Bohrung B6 (Riedgebiet) sowie Geländebeobachtungen (rötliche Belege an Mineralpartikeln sowie Wasseraustritten) können jedoch Analogieschlüsse gezogen werden.

Gegenteilig dazu konnte für Uran kein Rückgang der Konzentration im Wasser beobachtet werden. Aufgrund des oxidierenden Milieus ist Uran leicht löslich. Dies erschwert eine Sorption und das Uran verbleibt somit länger im Wasser. Auf der Distanz zwischen der IAA bis zum Riedgebiet wurde aber auch für Uran eine signifikante Konzentrationsabnahme beobachtet. Die Ursachen sind zum Teil in der Verdünnung durch den Plohnbach, zum Anderen in einer Sorption begründet. C&E (1999) gehen davon aus, dass etwa ein Drittel der mit dem Wasser geführten Uranfracht im Riedgebiet, besonders an organischer Substanz, gebunden wird. Dies kann zumindest für den nordwestlichen Bereich des Feuchtgebietes bestätigt werden.

Die hohen Konzentrationen im Lenkteich sind demnach geringfügig auf einen sekundären Transport durch den Plohnbach zurückzuführen. Die Untersuchungen im Abstrom des Plohnbachs (z.B. am Lenkteich) ergaben Konzentrationen, die sich vom Hintergrundwert, welcher im Anstrom gemessen wurde, kaum unterscheiden. Wobei selbstverständlich eine Remobilisierung der gebundenen Elemente berücksichtigt werden muss. Dabei sind insbesondere die an Manganoxiden fixierten Elemente wie Kobalt und Nickel betroffen. Dies zeigt sich auch an dem eindeutig geringeren Anteil in der Residualfraktion sowie der Anwesenheit in der leicht austauschbareren Fraktionen.

Die Konzentrationen im Lenkteich dürften vornehmlich aus Halden und der im Zuge des Dambruchereignisses von 1954 eingetragenen Schlammfracht resultieren.

5.2.3 Gamma- Messung

Die Resultate der Gamma-Messung, insbesondere die Anzahl der Gesamtpulse, bekräftigen im Allgemeinen die Tendenzen der mittels ICP-MS ermittelten Urankonzentrationen. Besonders an den Proben B4 bis B6 kann dieser Zusammenhang

deutlich festgestellt werden, wie am Beispiel der Probe B5 in Abb. 48 aufgezeigt wird. Dagegen weichen die Bohrungen B1 und B3 stark von dieser Beziehung ab.

Die aus Uran resultierenden Zählraten sind in der Regel sehr niedrig. An Proben mit sehr hohen Nuklidgehalten, besonders an den Tailings, sind aber auch deutliche Ausschläge zu beobachten. Wie für die Konzentrationsbestimmung schon ausgesagt wurde, unterscheiden sich auch in der Gamma-Aktivitätsmessung die Tailings sehr stark von allen übrigen Proben.

Die Bohrungen B1, B3, B4 und B6 zeigen einen Anstieg der Aktivität in größerer Teufe. Dies scheint, wie ein Vergleich mit den Ergebnissen der ICP-MS zeigt, nicht aus dem Vorhandensein von Uran zu resultieren. Die Ursache ist vermutlich in erhöhten K-40-Gehalten des Ausgangsgesteins (Zersatz-Zone) zu suchen.

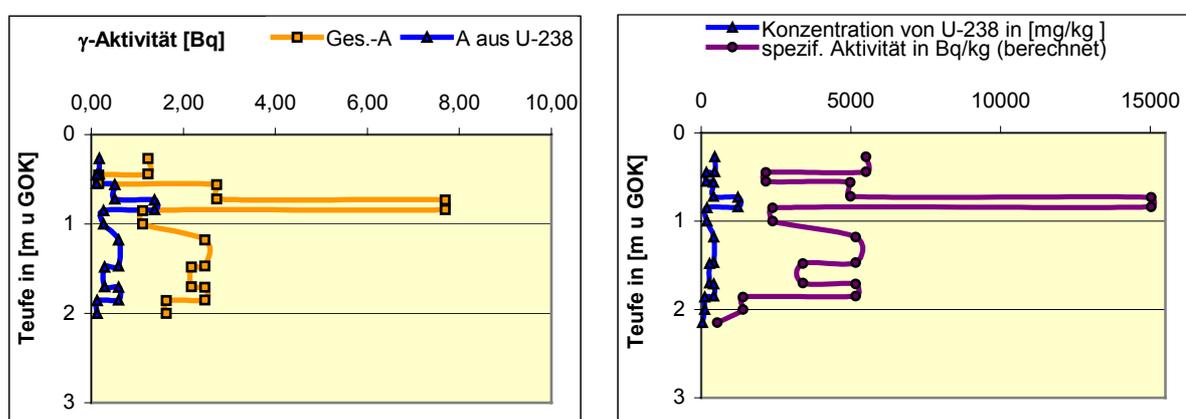


Abb. 48 Vergleich der Gamma- Aktivität mit den Uran- und Arsenkonzentrationen am Beispiel der Bohrung B5

Insgesamt kann geschlussfolgert werden, dass die Messung der Gamma-Aktivität aufgrund der genannten Problematiken (siehe Kapitel 4.2.1.3) an derart kleinen Probemengen keine quantitativen Aussagen zur Strahlungsexposition gestattet, für die Abschätzung von Tendenzen aber durchaus geeignet ist.

Tab. 23 Zusammenstellung verschiedener Analysenergebnisse am Beispiel des Bohrprofils B5 (γ Spekt.: als Differenz zum Hintergrund; A: spezifische Aktivität, berechnet aus der Konzentration von U-238; BLM: Bohrlochmessung der Wismut; eU: äquivalent Uran, berechnet aus der Radium-Konzentration)

Probe-Nr.	Teufe [m]	γ Spekt.: ges. [Bq]*	γ Spectr.: U [Bq]*	ICP-MS: U-238 [mg/kg]	A in [Bq/kg] (calc. aus Konz.U-238)	Boden- klasse [<2mm]	Teufe der BLM [m]	eU [ppm] (WISMUT 1992)
36	0,27-0,45	1.23	0.18	447.39	5502.84	Slu	0.00 - 1.00	1140
37	0,45-0,56	0.17	0.12	175.46	2158.16	Ss		
38	0,56-0,73	2.73	0.51	405.44	4986.92	Us		
39	0,73-0,85	7.70	1.37	1222.08	15031.60	Lu		
40	0,85-1,18	1.11	0.27	194.39	2390.95	Su2	1.00 - 2.50	210 - 290
41	1,18-1,85	2.48	0.60	419.52	5160.09	Slu		
42	1,48-1,70	2.18	0.29	275.93	3393.96	Su2		
43	1,85-2,00	1.63	0.13	113.65	1397.90	Ut3		
44	2,00-2,15	no sample!	no sample!	43.89	539.80	Su3	2.50 -	10 - 40

5.2.4 Korngrößenanalyse

Die Bestimmung der Kornfraktion > 2 mm verdeutlicht eine teufenunabhängige Anreicherung grober Kornpartikel im näheren Umfeld der IAA Lengfeld, welche mit zunehmender Entfernung von der Absetzanlage zum Lenkteich hin immer geringer wird. In den Bohrprofilen B2 bis B6 können hohe prozentuale Gehalte an Grobboden schließlich auf tiefer liegende Horizonte, in der Regel Gneiszersatzzonen, beschränkt werden. Die Feinbodenklassifizierung nach DIN 19683 Teil 2 (1973) wurde auf das Bohrprofil B5 mit den Proben 36 bis 44 beschränkt. Die Resultate sind aus Tab. 24 und Abb. 49 ersichtlich.

Auffällig verhalten sich besonders die Proben 38 und 39, welche sich durch ihre feinkörnig tonig-schluffige Erscheinung von benachbarten Horizonten sandigen Charakters unterscheiden. In einer Teufe von 1,85 – 2,00 m kann ein weiterer schluffig-toniger Horizont ausgehalten werden. Mit Ausnahme der Probe 37 enthalten alle als Sande bestimmten Horizonte einen markanten Anteil an Feinkorn $< 63 \mu\text{m}$. Für die Proben 42 und 44 beträgt dieser Anteil etwa 30 – 35 %, die Proben 36, 40 und 41 weisen sogar feinkörnige Anteile zwischen ca. 70 und 80 % auf und geringfügig weniger als die Proben 36, 38 und 39, deren Anteil $< 63 \mu\text{m}$ zwischen rd. 87 – 90 % beträgt.

Wahrscheinlich aus diesem Grund führte die Feldansprache nicht zu exakten Ergebnissen. Einerseits wurde der Anteil der Schluff- und Tonfraktion überschätzt, andererseits täuschten erhöhte Grusanteile eine Grobkörnigkeit des Feinbodens dar.

Es konnten Aufbereitungsrückstände von verschiedener Korngrößenzusammensetzung ermittelt werden. Neben feinsandigen bis schluffigen, metallisch-grau-glänzenden Tailings wurden gröbere, sandige Rückstände angetroffen, welche große Mengen an schwarzen Schieferbruchstückchen der Uranerz-Aufbereitung enthielten.

Tab. 24 Zusammensetzung des Feinbodens < 63 mm am Bohrprofil B5 [in M.%], G+S+U+T=100 M.%
(G: Grus, > 2 mm; S: Sand; U: Schluff; T: Ton, f: Fein-; m: Mittel-; g: Grobboden; OS: Organische Substanz; FB: Feinboden)

Probe-Nr.	G	S	U	T	fU	mU	gU	fS	mS	gS	fG	mG	GG	CaCO ₃	OS	FB
36	0.1	40.5	48.3	12.2	16.3	16.9	15.1	11.4	20.0	9.1	0.1	0.0	0.0	0.0	9.6	Slu
37	1.3	93.4	7.8	2.2	2.5	2.4	2.9	4.5	48.9	40.0	1.3	0.0	0.0	0.0	8.8	Ss
38	0.1	24.9	68.8	3.6	6.7	16.6	45.4	17.9	4.5	2.5	0.1	0.0	0.0	0.0	2.2	Us
39	0.2	22.9	54.4	27.5	21.8	20.0	12.7	8.0	10.3	4.6	0.2	0.0	0.0	0.0	9.3	Lu
40	0.1	80.4	11.5	0.8	0.7	1.0	9.8	68.2	9.4	2.8	0.1	0.0	0.0	0.0	1.5	Su2
41	1.7	36.7	47.3	10.6	8.0	11.4	28.0	18.7	10.8	7.1	1.4	0.3	0.0	0.0	1.5	Slu
42	25.5	70.5	12.9	2.1	2.3	3.7	6.8	20.7	20.7	29.0	13.1	10.1	2.3	0.0	1.4	Su2
43	2.2	17.9	69.6	12.8	21.3	30.7	17.6	5.0	5.0	7.8	2.0	0.2	0.0	0.0	4.0	Ut3
44	48.7	33.4	17.4	3.7	3.2	7.2	7.0	9.3	9.3	14.7	9.8	16.2	22.6	0.0	1.9	Su3

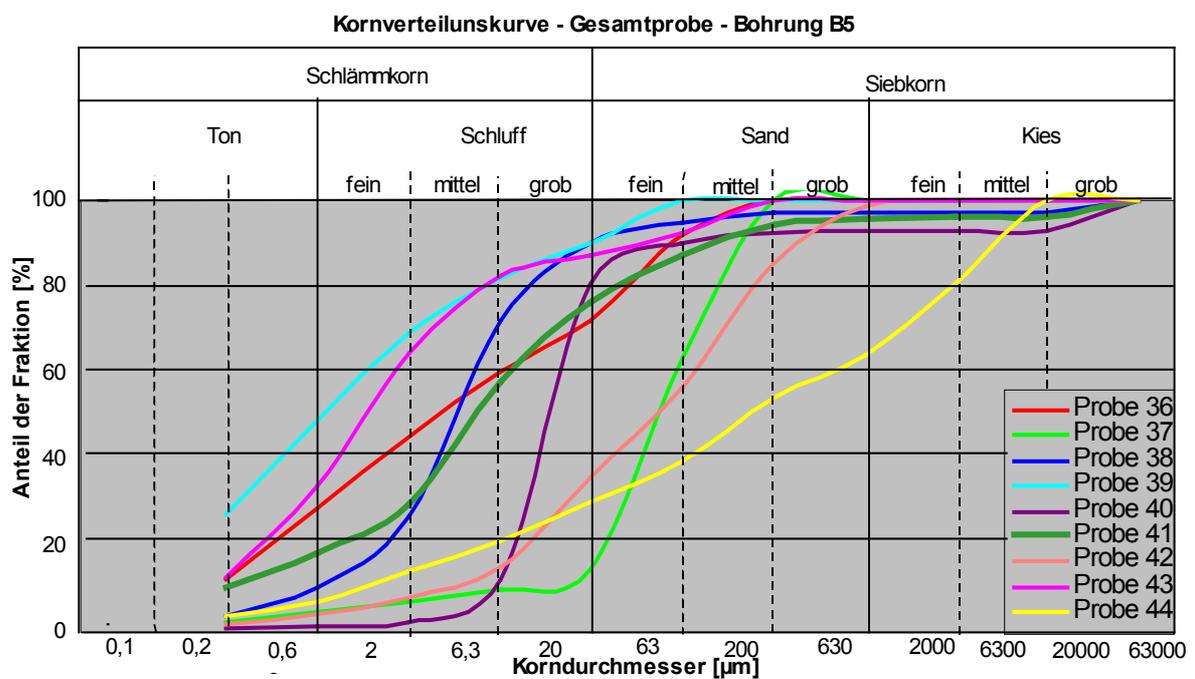


Abb. 49 Graphische Darstellung der Gesamtboden- Kornverteilung des Bohrprofils B5

6 Fehlerbetrachtung

Für die Auswertung der Untersuchung sind die Auswirkungen von Fehlern (systematische und zufällige Fehler) zu beachten, die in jedem Behandlungsschritt vor der eigentlichen Messung in die Probe eingetragen werden und sich auf das Messergebnis auswirken. Zu diesen Behandlungsschritten zählen z.B.:

- Probennahme → Inhomogenität, Blindwerte
- Aufbewahrung → Blindwerte, Probenveränderungen
- Probenvorbereitung → Inhomogenität, Blindwerte, Elementverluste
- Einwaage → Inhomogenität, Wägefehler
- Aufschluß → Blindwerte (Gefäße, Luft, Reagenzien), Verluste (Adsorption, Verflüchtigung)
- Verdünnung → Blindwerte
- Bestimmungsmethode → Messfehler, Kalibrierfehler

Bei jedem dieser Schritte wurde die Probe dem Risiko eines Fremdkörpereintrags und somit einer Verunreinigung ausgesetzt, z.B. durch Staubpartikel, an denen Metall(oid)e gebunden sein können. Dieser eingeschleppte Spurenanteil kann zu relativen Fehlern von mehreren hundert Prozent führen (SCHWEDT 1996). Außerdem kommt die Probe dabei in Kontakt mit dem Luftsauerstoff, was bei redoxsensitiven Elementen wie z.B. Arsen zu Veränderungen der Bindungsform führen kann. Zusätzlich können zufällige Fehler die Messwerte verfälschen.

Ein hoher prozentualer Anteil des systematischen Fehlers ist bereits in der Probennahme zu suchen. Insbesondere die saubere Untergliederung der Horizonte und deren Entnahme kann trotz Aussparung der Randbereiche nicht immer gewährleistet werden. Hinzu kommen Verunreinigungen durch unsaubere Geräte, insbesondere durch Rückstände an der Bohrlochwandung und unreine Aufbewahrungsgefäße. Da die Proben in neuen PVC-Tüten gelagert wurden sind von dieser Seite keine großen Fehlerquellen zu erwarten.

Während der Probenvorbehandlung sind die Fehler insbesondere in der Trocknung zu suchen. Da für die insgesamt großen Probemengen eine Trocknung im Gefriertrockner nicht möglich war, wurde die Sediment- und Bodenproben im Trockenschrank auf einen definierten Endwassergehalt gebracht. Dieses Verfahren kann infolge einer Aufwirbelung sowohl zu Verlust als auch zu einem Eintrag von aufgewirbelten Partikeln führen. Weiterhin kann eine Vorzerkleinerung mit einem Achatmörser, z.B. um stark verklebte Ton- und Schluffkörner zu lösen, bereits zu einer Zerstörung von Mineralstrukturen führen und damit die Art der Bindungsform sowie die Korngröße verfälschen.

6.1 Fehlerquellen der Feststoff- AAS

Die Fehlerquellen der Arsen- Bestimmung mittels Feststoff- AAS sind neben der Probennahme, Lagerung und Vorbehandlung hauptsächlich in Wäge- und Messfehlern zu suchen.

Der Wäge- Fehler fällt besonders bei sehr geringen Einwaagen ins Gewicht. So machten extrem hohe Konzentrationen die Reduzierung der Probemenge bis in den einstelligen Mikrogramm- Bereich erforderlich. Diesem Fehler kann durch Verdünnung mittels hochreinem Quarzsand entgegengewirkt werden. In dieser Untersuchung wurde dies allerdings nicht getätigt.

Zu dem Wägefehler kommt bei sehr geringen Mengen das Problem der Inhomogenität hinzu, welches sich in einer hohen relativen Standardabweichung zeigt. Für die Arsen-Bestimmung per Feststoff-AAS kann dieser Zusammenhang, wie unter Kapitel 5.1.2 bereits beschrieben, nicht bestätigt werden. So wurden ebenso hohe relative Standardabweichungen für einige niedrige Konzentrationen, bei denen die Einwaage erhöht werden konnte, festgestellt.

Die Qualität der Kalibrierung beeinflusst aufgrund des mathematischen Zusammenhangs die Ergebnisse maßgeblich. Bereits für einen zertifizierten Standard als Idealprobe konnte keine ideal lineare Kalibrierkurve erreicht werden. Entsprechend groß können die Fehler für reale Proben ausfallen.

Die über die ASS ermittelten Arsen-Konzentrationen sind sehr viel höher als die mittels ICP-MS bestimmten Gehalte, obwohl bereits die nachweisschwächere Wellenlänge (197,2 nm) genutzt wurde. Auf diesem Weg wurden gleichzeitig Interferenzen mit Aluminium, welches wie Arsen auf einer Wellenlänge von 193 detektiert wird, zu vermeiden (HEINRICHS & HERMANN 1990).

Die ermittelten Konzentrationsbereiche wurden als sehr unrealistisch eingeordnet. Bisher konnte die ausschlaggebende Fehlerquelle nicht geklärt werden. Möglicherweise ist das gewählte Ofenprogramm nicht geeignet. Ebenso wäre ein nicht geeigneter Standard denkbar. Bei diesem handelt es sich um Flusssedimente, mit eher niedrigen Metallkonzentrationen, welche sich von den untersuchten Proben, welche maßgeblich anthropogen beeinflusst wurden, sehr unterscheiden.

Es kann nicht ausgeschlossen werden, dass die Standardproben sowie das Ofenprogramm und die Kalibration nur bedingt bis gar nicht zur Arsenbestimmung an Tailings geeignet sind.

6.2 Fehlerquellen der Metall(oid)-Konzentrationsbestimmung

Für die Bestimmung der Metall(oid)-Gesamtkonzentration und der Bestimmung ihrer Bindungsformen treten zu den genannten Fehlern der Probennahme bis Vorbehandlung zusätzlich Fehlerquellen aus dem Aufschluß und der Verdünnung auf.

Bei chemischen Aufschlußverfahren können zum Einen verunreinigte Extraktionsmittel zu Fehlern führen. Um diesen Eintrag möglichst gering zu halten, wurden ausschließlich geprüfte Reagenzien (suprapur bzw. p.a.) verwendet. Von den Original-Behältern wurde jedoch eine Teilmenge entnommen und in PVC- Flaschen überführt. Damit sind weitere Verunreinigungen über unsaubere Flaschen möglich. Die Blindwerte der Aufschlußreagenzien wurden ebenfalls an der ICP-MS bestimmt und allgemein für niedrig befunden.

Um Einträge durch Gefäße zu vermeiden, wurden alle Geräte und Aufschluß- sowie Probegefäße nach jeder Nutzung sehr sorgfältig gereinigt: mehrmaliges Spülen mit Wasser, entionisiertem Wasser, verdünnter Salpetersäure und im Falle der Probeflaschen mit der Aufschlußlösung selbst. Das Benetzen der Gefäßwände bewirkt eine Desorption von Elementen und minimiert daher das Risiko eines unerwünschten Eintrags. Außerdem werden freie Austauschplätze des Gefäßes (für Glas Siliziumgruppen) durch Protonen abgesättigt und damit Verlusten durch Absorption entgegengewirkt. Elementverluste infolge Verflüchtigung wurden vernachlässigt, da die untersuchten Elemente in der Regel schwerflüchtig sind.

Für das Schema der sequentiellen Extraktion gelten die Fehler des Aufschlusses für jeden einzelnen Extraktionsschritt. Die potentielle Fehlermenge liegt damit um ein Vielfaches höher. Hinzu kommen Verluste von Rest-Sediment und Aufschlußlösung zwischen jedem Aufschlussschritt.

Die sequentielle Extraktion ist insgesamt mit großen Fehlern behaftet. Bereits bei der Lagerung können undichte Schweiß-Nähte der Schutzfolien-Verpackung bzw. ungenügende Begasung mit Stickstoff zu Reaktionen mit den Luftsauerstoff und damit zu Veränderungen des Redoxverhaltens und der Bindungsformen führen.

Das Schema ist keinesfalls zur Fraktionierung aller analysierten Elemente geeignet. So sind z.B. Lanthanide aufgrund ihrer starken Assoziationen miteinander nur sehr schwer zu separieren (WANG 2001) und müssen mit Vorsicht interpretiert werden (für diese Untersuchung ist diese Problematik allerdings von weniger großem Interesse).

Auch für Arsen ist das gewählte Verfahren aufgrund seiner ausgeprägten Redoxsensitivität wahrscheinlich nicht ideal geeignet. Bereits während des Aufschlusses kann die oxidierende Wirkung der Extraktionsmittel zu Änderungen der Bindung führen.

Chemische Extraktionen sind allgemein nicht in der Lage, die exakte Bindungsform von Metall(oid)en an Partikeln zu bestimmen (LANGEDAL 1997), aber sie geben durchaus Informationen bzw. Tendenzen zur Bindungsstärke und damit über Rückhaltekapazitäten und Gefahrenpotentiale. Das gewählte Extraktionsverfahren zeigte eine gute Reproduzierbarkeit und ist aufgrund der plausiblen Ergebnisse zumindest im unscharfen Bereich als geeignet zu betrachten.

6.3 Fehlerquellen der Gamma-Aktivitätsmessung

Die Fehler der gammaspektrometrischen Messung sind vorwiegend in zu geringen Einwaagen begründet und der dadurch erhöhten Störanfälligkeit gegenüber oberirdischen Einflüssen. Die Messungen des Hintergrundes waren teilweise höher bzw. nur unwesentlich geringer als das eigentliche Messsignal und unterlagen mitunter verhältnismäßig hohen Schwankungen. Eine hinreichende Abschirmung war demzufolge nicht gewährleistet und die Resultate der Messungen können lediglich zu groben Abschätzungen genutzt werden.

6.4 Fehlerquellen der Korngrößenbestimmung

In der Korngrößenbestimmung führten insbesondere folgende Punkte zu Fehlern

- Sieben: z.B. Austrag in die Luft (Staub), Eintrag aus der Luft, Verbleiben von Korn im Sieb etc.
- Umfüllungen: z.B. Kornverlust an den Gefäßwänden
- Vorbehandlung: z.B. unvollständige Zerstörung der organischen Substanz und damit eine Vortäuschung eines höheren Grobkornanteil (verklebte Partikel), Verluste infolge heftiger Reaktion, unvollständige Dispergierung, (zudem wurde der TOC-Gehalt und damit der Gehalt an organischer Substanz lediglich an den Ergebnissen der ersten Probennahme angeschätzt)
- Wägefehler
- Fehler der Schlämmung: die Absaugung ist sehr stark von der Zeit abhängig und die Bestimmung der Ton- und Schlufffraktion infolge dessen sehr empfindlich

7 Zusammenfassung

Das Untersuchungsgebiet „Lengendorf“ befindet sich im Freistaat Sachsen/ Deutschland, ca. 15 km südwestlich der Stadt Zwickau. Nach dem Ende des zweiten Weltkrieges entstand in Lengendorf die erste Wismut-Aufbereitungsstätte für Uranerze. Im Jahr 1954 wurden infolge eines Dammbrechereignisses ungefähr 50.000 m³ Tailings von der IAA in das südwestlich sich anschließende Plohnbachtal, in dem sich ein ausgeprägtes Riedgebiet gebildet hat, bis hin zum Lenkteich im Norden der Stadt Lengendorf verfrachtet.

Im Rahmen dieser Arbeit wurden Untersuchungen zur Verbreitung der Uranerzaufbereitungsrückstände und dem Rückhaltevermögen von Metallen und Halbmetallen im Riedgebiet (Wetland) unter besonderer Berücksichtigung von Uran und Arsen als Hauptkontaminanten vorgenommen. Die Resultate der gamma-spektrometrischen Messungen sowie die Metall(oid)- Gesamtkonzentrationen sollten Ansätze zum vorliegenden Schadenspotential liefern. Der Schwerpunkt der Arbeit bestand in der Bestimmung der Bindungsformen von Metallen und Halbmetallen und darausfolgender Interpretation der Schadstoffimmobilisierung und Selbstreinigungsprozessen bzw. der Möglichkeit einer Remobilisierung.

Stark angereicherte Metall(oid)-Konzentrationen, insbesondere von Uran (bis zu 1200 mg/kg), Arsen (> 1700 mg/kg) und weiteren unmittelbar mit der Uranerzaufbereitung in Zusammenhang stehenden Elementen, können auf oberflächennahe (bis ca. 1,50 m Tiefe) Horizonte des Lenkteich sowie auf den Auslauf des Riedgebietes, in unmittelbarer Nähe zum ehemaligen Betriebsgelände, eingegrenzt werden. Die markanten Konzentrationsanstiege fast aller untersuchten Elemente an Horizonten, die bereits im Gelände als Verdachtshorizonte ausgewiesen wurden, zeigen eindeutig das hohe Schadstoffpotential, dass auch nach dem Entzug von Uran noch in den Rückständen enthalten bleibt. Die Tendenzen der Konzentrationsverteilung haben eine gute Reproduzierbarkeit gezeigt und stimmen in ihrer Lokalität für beide Probenahmen überein. Im Lenkteich werden die Tailings direkt vom Plohnbach angeschnitten und sind damit ständig der Gefahr eines Transportes über den Wasserpfad ausgesetzt. Im Riedgebiet und dem Stauteich wurden keine tiefenabhängigen Konzentrationsanstiege beobachtet, Ursache sind Bioturbationen und eine verstärkte Sedimentation.

Ein signifikanter Zusammenhang wurde für Uran, Arsen, Molybdän, Antimon, Wolfram und Chrom festgestellt. Als unmittelbare Begleitelemente des Urans signalisieren diese die starke Beeinflussung durch die Uranerzaufbereitung.

Die Thoriumkonzentrationen liegen insgesamt in einem für Urantailings untypisch geringen Bereich. Nur für wenige Proben wurden Konzentrationen bestimmt, die mit Angaben von BRACKE (1998) für Uranerze des Raumes Schlema (ca. 30 – 50 mg/kg Thorium) übereinstimmen. Die Isotopenverhältnisse von Blei^{208/207} belegen diese Erscheinung. Infolge geringer Blei-208-Konzentrationen, welches in Paragenese mit

Thoriummineralen steht, liegt auch das Isotopenverhältnis in einen kleinen Bereich um eins. Es muss wahrscheinlich davon ausgegangen werden, dass Thorium hauptsächlich in Silikaten gebunden vorliegt und aus diesem Grund nicht mit Königswasser aufgeschlossen wurde.

Im Vergleich zu den Messungen der WISMUT (1992) stimmen die Trends überein, allerdings wurden wesentlich höhere Konzentrationsbereiche für Uran und Arsen in den Tailings bestimmt. Für den südlichen Bereich des Riedgebietes konnten im Gegensatz zu vorhandenen Angaben (z.B. WISMUT 1992) keine Anreicherungen von Metallen und Halbmetallen festgestellt werden.

Die Untersuchung der Metall(oid)-Bindungsformen ergab im wesentlichen zwei wichtige Trends: Uran ist vorwiegend in den Fraktionen 1 bis 3 und damit vornehmlich in austauschbarer Form sorbiert. Dies ist im Wesentlichen auf die Auswirkungen der Uranerzaufbereitung und die Bildung von Uran-(VI)-Komplexen zurückzuführen, welche bevorzugt an den Kornoberflächen von Tonmineralen und Zeolithen sowie Eisen- und Manganoxiden mitgefällt werden. Diese Beobachtung kann in gute Übereinstimmung mit den Wasseruntersuchungen gebracht werden.

Dagegen werden die als „Uranbergbau-relevant“ bezeichneten Elemente (z.B. Molybdän, Wolfram, Chrom) in geringem Maße leicht austauschbar sorbiert und vornehmlich an Eisen- und Manganoxide (Fraktion 3) oder residual und damit in festerer Form gebunden. Auch für Arsen wurde der Hauptanteil in diesen Fraktionen bestimmt und damit ein stärkeres Rückhaltevermögen festgestellt.

Für die Schwermetalle Kobalt, Nickel und Zink konnte eine starke Assoziation zu Eisen- und Manganoxiden beobachtet werden, die Mobilität steht in Abhängigkeit zum Löslichkeitsverhalten des Mangans. Beginnend mit dem stärksten Sorptionsvermögen konnte in etwa folgende Reihenfolge der Bindungsstärken ermittelt werden: $\text{Cu} > \text{Pb} > \text{Zn} > \text{Co/Ni} > \text{Mn}$.

Obwohl organische Substanz im Allgemeinen als sehr effektiver Schwermetall-Sorbent in Böden gilt, fällt der in dieser Fraktion gebundene Anteil insgesamt ausgesprochen gering aus. So wird vermutet, dass der reale Anteil höher liegt und teils in der Fraktion 3, teils in der Residualfraktion mit bestimmt wurde.

Das leicht oxidierende Milieu der Oberflächen- und Sickerwässer, welches eine rasche Ausfällung von Eisen- und Manganoxiden und Hydroxiden bewirkt, kann in gute Übereinstimmung mit den hohen Anteilen der in Fraktion 3 (Eisen- und Manganoxide) gebundenen Metall(oid)en gebracht werden. Dies kann zudem durch eine rasche Konzentrationsabnahme der Metalle und Halbmetalle im Wasser bestätigt werden (von 3 mg/l Arsen am Dammfuß der IAA auf 0,07 mg/l vor der Mündung in den Plohnbach. Ein derart großer Konzentrationsabfall kann in Anbetracht der geringen Distanz von 150 m nicht allein durch eine Verdünnung erklärt werden. Es kann davon ausgegangen werden,

dass viele der in Sickerwässern befindlichen Kontaminanten bereits im Bereich des südlichen Hauptdammes bzw. im Riedgebiet über Ausfällungsreaktionen und Sorption demobilisiert und vom Sediment zurückgehalten werden.

Für Uran wurde in der Vernässungstelle am südlichen Dammfuß der IAA keine Konzentrationsabnahme in den Sickerwässern festgestellt, d.h. hier ist die Verdünnung das ausschlaggebende Medium des Rückgangs (von 230 µg/l auf 20 µg/l). Aufgrund des oxidierenden Milieus ist Uran leicht löslich und eine Sorption erschwert. Bis zum nordwestlichen Bereich des Feuchtgebietes schließlich kann eine Sorption am Sediment festgestellt und die Aussagen C&E (1999), zu einer Rückhaltung von in Wasser gelösten und partikulär transportiertem Uran bestätigt werden.

Somit konnten durch die im Rahmen dieser Arbeit durchgeführten Untersuchungen sowie die Untersuchung der oberirdischen Wässer eindeutig Selbstreinigungsprozesse ausgehalten werden. Für die meisten Elemente erfolgt die Rückhaltung sehr effektiv und stark, während Uran nur temporär gebunden vorliegt.

Die Konzentrationen im Lenkteich resultieren vornehmlich aus Halden und der im Zuge des Dambruchereignisses von 1954 eingetragenen Schlammfracht.

Die Resultate der Gamma-Messung, insbesondere die Anzahl der Gesamtpulse, bekräftigen im Allgemeinen die Tendenzen der mittels ICP-MS ermittelten Urankonzentrationen. Die Unterschiede der Zählraten sind allerdings sehr gering und daher Vorsicht in der Interpretation geboten. Das verwendete Spektrometer vom Typ GR-256 gestattet an derart kleinen Probemengen keine quantitativen Aussagen zur Strahlungsexposition, ist aber Abschätzung von Tendenzen durchaus geeignet. An Proben mit sehr hohen Nuklidgehalten, besonders an den Tailings, konnten trotz alledem deutlich erhöhte Zählraten beobachtet werden, die Tailings (B29 und B39) unterscheiden sich dabei sehr stark von allen übrigen Proben.

In dieser Arbeit wurde aufgezeigt, dass von den Tailings ein großes Schadstoffpotential infolge stark erhöhter Metall(oid)-Gehalte ausgeht, die z.T. in sehr schwach gebundener Form vorliegen. Eine Gefährdung des Untersuchungsgebietes geht hauptsächlich von der IAA, Haldenkörpern sowie infolge des Dambruchs verfrachteten Tailings, die in großen Mengen im Lenkteich lagern, aus. Im Gegensatz zum ehemaligen Betriebsgelände und der IAA sind für den Lenkteich keinerlei Sanierungsmaßnahmen in Planung. Infolge der oberflächennahen Lage der Tailings und dem Anschneiden durch den Plohnbach sind diese toxischen und radioaktiven Aufbereitungsrückstände der Gefahr des Transports sowie der Aufnahme durch Pflanzen, Tieren und Menschen ausgesetzt. Durch das Fehlen jeglicher Barrieren kann ein unkontrollierter Schadstoffaustrag erfolgen. Es wird daher empfohlen, für dieses Areal Schutzvorkehrungen zu treffen bzw. Sanierungsmaßnahmen in Betracht zu ziehen.

8 Literaturverzeichnis

- Adam, C.; Gläßer, W.; Hölting, B. (2000): Hydrogeologisches Wörterbuch. Georg Thieme Verlag Stuttgart
- Boyle, R.W.; Jonasson, I.R. (1973): The geochemistry of arsenic and its use as an indicator element in geochemical prospecting. *J. Geochem. Explor.* 2, 251.
- Bracke, G.; Satir, M. (1995): Lead Isotopes Ratios as Fingerprints of Contaminants at the Uranium Mine Site of Schlema-Alberoda / Saxony. *Uranium-Mining and Hydrogeology, GeoCongress I*, Sven von Loga Verlag Köln
- Bracke, G. (1998): Bleiisotope als Tracer für Umweltbelastungen in der Uranbergbaufolgelandschaft Schlema-Alberoda/ Sachsen. *Tübinger Geowiss. Arb. (TGA) Reihe E: Mineralogie, Petrologie und Geochemie*; Bd. 98, 5; Shaker Verlag Aachen
- Bräuer, H. (1969) In: Rösler, H.J.; Lange, H. (1975): *Geochemische Tabellen*. VEB Dt. Verl. für Grundstoffindustrie Leipzig
- Bundesamt für Strahlenschutz (BfS) (1996): Bestimmung des Gehalts an natürlichen Radionukliden in Proben aus bergbaulichen Hinterlassenschaften der industriellen Absetzanlage (IAA) Lengenfeld (EG-Projekt Lengenfeld). Unveröffentl. Bericht, Dez. 1996
- Bundesamt für Strahlenschutz (BfS) (1996): Dokumentation der Grundwassermessstellen am Standort Lengenfeld. Unveröffentl. Bericht vom 15.05.1996
- Consulting und Engineering GmbH (C&E) (1995) : In: Schall, I. (1995): *Hydrogeologische und hydrochemische Untersuchungen im Bereich der ehemaligen Uranerzaufbereitungsanlage Lengenfeld (Vogtland)*. Geol. Diplomarbeit, Rheinisch-Westfälische Technische Hochschule Aachen
- Consulting und Engineering GmbH (C&E) (1996): Radiologische und bodenkundliche Untersuchungen am Fuße des Hauptdammes der IAA Lengenfeld. Unveröffentl. Bericht vom 10.12.1996 für die GVV mbH Nachsorgebetrieb Lengenfeld
- Consulting und Engineering GmbH (C&E) (1997): Bilanzierung des Wasserhaushaltes für die IAA Lengenfeld im Vogtland. Unveröffentl. Bericht vom 10.04.1997 für die GVV mbH Bergwerk Lengenfeld.
- Consulting und Engineering GmbH (C&E) (1999): Übersicht über das Monitoringprogramm der IAA Lengenfeld. mit Zusammenstellung und Zwischenbewertung der bisherigen Beprobungsergebnisse.. Unveröffentl. Bericht vom 24.08.1999 für die GVV mbH Nachsorgebetrieb Lengenfeld
- Consulting und Engineering GmbH (C&E) (1999): Umweltbewertung des Wasserpfades der IAA Lengenfeld/ Vogtland. Unveröffentl. Unveröffentl. Bericht vom 27.09.1999 für die GVV mbH Nachsorgebetrieb Lengenfeld
- Consulting und Engineering GmbH (C&E) (2000): Radiologische Messungen im Vorfeld (Abstrom) der IAA Lengenfeld und Bewertung der Ergebnisse hinsichtlich der Planung und Durchführung der vorgesehenen Sanierungsarbeiten. Unveröffentl. Bericht vom 05.12.2000 für die GVV mbH Nachsorgebetrieb Lengenfeld

- Diehl, P. (1992): Sanierung von Altlasten des Uranbergbaus. Materialsammlung der Bürgerinitiative gegen Uranabbau im Südschwarzwald [Hrsg.], Huber-Druck Rickenbach
- Diehl, P. (1995): Environmental Impact of Uranium Mining in the Black Triangle Region. In: Merkel, B.; Sperling, B. (1998): Hydrochemische Stoffsysteme/ [Hrsg.: Dt. Verb. für Wasserwirtschaft und Kulturbau e.V.] - Schriftenreihe des Dt. Verb. für Wasserwirtschaft und Kulturbau e.V., 117, Teil II Wirtschafts- und Verl.-Gesell. Gas und Wasser mbH Bonn.
- Diehl, P. (1995a): Uranium Mining in Europe. The Impacts on Man and Environment. Hrsg.: WISE Amsterdam. © by uranium@t-online.de - Peter Diehl
- DIN 19 683. TEIL2. (1973): Physikalische Laboruntersuchungen. – Bestimmung der Korngrößenzusammensetzung nach Vorbehandlung mit Natriumpyrophosphat.
- DIN 38 414. Teil 7. (1983): Schlamm und Sedimente (Gruppe S).- Aufschluß mit Königswasser zur nachfolgenden Bestimmung des säurelöslichen Anteils von Metallen (S 7).
- Dudel, E.G.; Brackhage, C.; Dabrunz, M.; Passeck, U.; Rotsche, J.; Stolz, L. (1997): Freisetzung radioaktiver und nicht radioaktiver Elemente aus offenen und bedeckten Bergbauhalden. Einflüsse auf eine land- und forstwirtschaftliche Nutzung. Abschlußbericht TU Dresden, Inst. für Allg. Ökologie und Umweltschutz
- Eikmann, T.; Kloke, A. (1993): Nutzungs- und schutzgutbezogen Orientierungswerte für (Schad) Stoffe in Böden. In: Rosenkranz, D. [Hrsg.]: Bodenschutz- Ergänzbares Handbuch. der Maßnahmen und Empfehlungen. für Schutz, Pflege und Sanierung von Böden, Landschaft und Grundwasser, KZ 3590 und KZ 9305, Schmidt Verlag Berlin
- Engler, E. (2001): mündliche Auskünfte
- Evangelou, V.P. (1998): Environmental soil and water chemistry: Principles and applications. John Wiley & Sons Inc. New York
- Fiedler, H.J.; Rösler, H.J. [Hrsg.] (1993): Spurenelemente in der Umwelt. Gustav Fischer Verlag Jena
- Freyer, G. (1995): Geologie des Vogtlandes. Vogtland Verlag Plauen
- Goldschmidt, V.M. (1958): Geochemistry In: Rosenberg, F.; Röhlings, H.-G. [Hrsg.] (1999): Arsen in der Geosphäre, Schriftenreihe der Dt. Geol. Gesell., Heft 6
- Grundmann, L. (2000): Sachsen- eine landeskundliche Skizze. Beih. und. T. zu Sächsisches Landesamt für Umwelt und Geologie (LfUG) [Hrsg.] (1997): Satellitenbild Sachsen. von Landesvermessungsamt Dresden
- Hall, G.E.M.; Waive, J.E.; Beer, R.; Hoashi M. (1998): Phase selective leaches for use in exploration. In: Pichler, T.; Hendry, M.J.; Hall, G.E.M. (2001): The mineralogy of arsenic in uranium mine tailings at the Rabbit Lake In-pit Facility, northern Saskatchewan, Canada. Environ. Geol. 40 (4-5), 495 – 506
- Hedley, M.J.; Stewart, J.W.B.; Chauhan, B.S. (1982): Changes in inorganic and organic soil phosphorous fractions induced by cultivation practices and by laboratory incubation. Soil Sci. Soc. Am. J. 46, 970 - 976
- Heinrichs H.; Hermann A.G. (1990): Praktikum der Analytischen Geochemie. Springer Verlag Berlin-Heidelberg

- Huerta Diaz, M.A.; Morse J.W. (1990): A quantitative method for determination of trace metal concentrations in sedimentary pyrite. *Mar. Chem.* 29 (2-3), 119 – 144
- Ivanovich, M.; Harmon R.S. [Eds.] (1992): Uranium-series Disequilibrium: Applications to Earth, Marine, and Environmental Sciences. Clarendon Press Oxford
- Karlsch, R.; Schröter, H. [Hrsg.] (1996): „Strahlende Vergangenheit“- Studien zur Geschichte des Uranbergbaus der Wismut. *Scripta Mercaturae Verlag St. Katharinen*
- Kloke, A. (1980): Richtwert 80.- Orientierungsdaten für tolerierbare Gesamtgehalte einiger Elemente in Kulturböden. In: Rosenkranz, D. [Hrsg.]: Bodenschutz- Ergänzbare Handbuch der Maßnahmen und Empfehlungen für Schutz, Pflege und Sanierung von Böden, Landschaft und Grundwasser, KZ 9300, Schmidt Verlag Berlin
- Krumnöhler, J. (1995): Optimierte Sequentielle Extraktion nach ZEIEN und BRÜMMER (1989) (verändert). Unveröffentl. Laborvorschrift für das Institut für Bodenkunde, Bonn.
- Kühl, A.; Schreiber, A.; Scheffler, E. (1996): Faziesanalyse mit multivariatstatistischen und geostatistischen Methoden am Beispiel des Dunklen Knotenkalkes von Wildenfels. [Hrsg.: Der Rektor der TU Bergakademie Freiberg] Freiburger Forschungshefte C, 462: Geowiss.
- Landesvermessungsamt Sachsen [Hrsg.] (1995): Topographische Karte 1:10000 (TK 10) Blatt 5440-NW Lengenfeld
- Länderarbeitsgemeinschaft Abfall (LAGA) (1994): Anforderungen an die stoffliche Verwertung von mineralischen Reststoffen/Abfällen (Technische Regeln). In: ROSENKRANZ et al. Handbuch Bodenschutz, KZ 9250, Berlin
- Langedal, M. (1996): Dispersion of tailings in the Knabeåna-Kvina drainage basin, Norway, 2: mobility of Cu and Mo in tailings-derived fluvial sediments. *J. Geochem. Explor.* 58, 173 – 183
- Langmuir, D. (1997): Aqueous environmental geochemistry. Prentice-Hall, Inc. Simon & Schuster/ A Viacom Company New Jersey
- Lee, P.-K.; Baillif, P.; Touray J.-C. (1997): Geochemical behaviour and relative mobility of metals (Mn, Cd, Zn and Pb) in recent sediments of a retention pond along the A-71 motorway in Sologne, France. *Environ. Geol.* 32 (2), 142 – 152
- Ma, Y.B.; Uren, N.C. (1998): Transformations of heavy metals added to soil – application of a new sequential extraction procedure. *Geoderma* 84, 157 – 168
- Mahan, K.I.; Foderaro, T.A.; Garza, T.L.; Martinez, R.M.; Maroney, G.A.; Trivisonno, M.R.; Willging, E.M. (1987): Microwave Digestion Techniques in the Sequential Extraction of Calcium, Iron, Chromium, Manganese, Lead, and Zink in Sediments. *Anal. Chem.* 59, 938 – 945
- Mannigel (in Druck): Hydrogeochemische Charakterisierung der Selbstreinigungsprozesse des bergbaulich beeinflussten wetlands Lengenfeld (Vogtland) Geol. Diplomarbeit, Techn. Univ. Bergakademie Freiberg
- Martin, M. (1996): Seltene Elemente in Erzgebirgischen Grubenwässern. In: Merkel, B.; Dietrich, P.G.; Struckmeier, W.; Löhnert, E.P. [Hrsg.]: Grundwasser und Rohstoffgewinnung. Proceedings der Tagung der Fachsektion Hydrogeologie der Dt. Geol. Gesell., Freiberg. GeoCongress 2, Sven von Loga Verlag Köln

- Mason, B.; Moore, C.B. (1985): Grundzüge der Geochemie. [Bearb.: Hintermeier-Erhard, G.]- Ferdinand Enke Verlag Stuttgart
- Matschullat, J. (1999): Arsen in der Geosphäre.- In: Rosenberg, F.; Röhling, H.-G. [Hrsg.]: Arsen in der Geosphäre, Schriftenreihe der Dt. Geol. Gesell. Heft 6, 5 – 20
- Matschullat, J.; Borba, R.B.; Deschamps, E.; Figueiredo, B.R.; Gabrio, T.; Schwenk, M. (1999a): Human and environmental contamination in the Iron Quadrangle.- In: Rosenberg, F.; Röhling, H.-G. (1999): Arsen in der Geosphäre, Schriftenreihe der Dt. Geol. Gesell. Heft 6.
- Mc Laren, R.G.; Lawson, D.M.; Swift, R.S. (1986): Sorption and desorption of cobalt by soils and soil components. *J. Soil Sci.* 37, 413 - 426
- Meinrath G. (1997): Speziation des Urans unter hydrogeologischen Aspekten. *Wiss. Mitt. Geol. Inst. der TU BAF*, 4
- Merian, E. [Hrsg.] (1984): *Metalle in der Umwelt: Verteilung, Analytik und biologische Relevanz.* Verlag Chemie Weinheim
- Merkel, B.; Hartsch, J.; Pinka, F.; Peters, H.(1997): Chemische Veränderungen nach Auflösen von Uranbergwerken unter besonderer Berücksichtigung von Radionukliden. In: www.geo.tu-freiberg.de/~merkel/gruflu.pdf am 29.10.2002
- Merkel, B.; Dudel, E.G.(1998): Untersuchungen zur radiologischen Emission des Uran-Tailing Schneckenstein. Bericht für das SMUL Dresden
- Merkel, B.; Sperling, B. (1998): *Hydrochemische Stoffsysteme/* [Hrsg.: Deutscher Verband für Wasserwirtschaft und Kulturbau e.V.] - Schriftenreihe des Dt. Verb. für Wasserwirtschaft und Kulturbau e.V.; 117, Teil II Wirtschafts- und Verl.-Gesellsch. Gas und Wasser mbH Bonn.
- Miller, W.R.; Wanty, R.B.; Mc Hugh, J.B. (1984): Application of mineral-solution equilibria to geochemical exploration for sandstone-hosted uranium deposits in two basins in west central Utah. *Econ. Geol. Bulletin of the Soc. of Econ. Geologists* 79 (2), 266 – 283
- Peterson , P.J.; Benson, L.M.; Zieve, R. (1981) In: Merian [Hrsg.] (1984): *Metalle in der Umwelt: Verteilung, Analytik und biologische Relevanz.* Verlag Chemie Weinheim
- Pichler, T.; Hendry, M.J.; Hall, G.E.M. (2001): The mineralogy of arsenic in uranium mine Tailings at the Rabbit Lake In-pit Facility, northern Saskatchewan, Canada. *Environ. Geol.* 40 (4-5), 495 – 506
- Ramos, L.; Hernandez, L.M.; Gonzales, M.J. (1994): Sequential fractionation of copper, lead cadmium and zinc in soils from or near Doñana National Park. *J. Environ. Qual.* 23, 50 – 57
- Sächsisches Landesamt für Umwelt und Geologie (LfUG)/ Bereich Boden und Geologie [Hrsg.] (1994): *Bodenkarte des Freistaates Sachsen.* Landesvermessungsamt Sachsen, Dresden.
- Sächsisches Landesamt für Umwelt und Geologie (LfUG)/ Bereich Boden und Geologie [Hrsg.] (1995): *Geologische Übersichtskarte des Freistaates Sachsen.* Karte ohne känozoische Sedimente. Landesvermessungsamt Sachsen, Dresden.
- Salomons, W.; Förstner, U. (1980): Trace metal analysis on polluted sediments Part II. Evaluation of environmental impact. *Environ. Techn. Lett.* 1, 506 – 517

- Schall, I. (1995): Hydrogeologische und hydrochemische Untersuchungen im Bereich der ehemaligen Uranerzaufbereitungsanlage Lengenfeld (Vogtland). Geol. Diplomarbeit, Rheinisch-Westfälische Technische Hochschule Aachen
- Scheffer, F.; Schachtschabel, P. (1998): Lehrbuch der Bodenkunde. Ferdinand Enke Verlag Stuttgart
- Schleich, N.; Unterricker, S.; Preusse, W. (1995): Monitoring and Analytics of Uranium Series Radionuclides in the Upper Horizons of Different Soils. In: Merkel, B.; Hurst, S.; Löhnert, E.P.; Struckmeier, W. (Hrsg): Uranium-Mining and Hydrogeology, GeoCongress 1, 25 – 34, Sven von Loga Verlag Köln
- Schwedt G. (1996): Taschenatlas der Analytik. Thieme Verlag, Stuttgart
- Singer, P.C.; Stumm, W. (1970): Acidic Mine Drainage: The Rate-Determining Step. Science 167, 1121 – 1123
- Strahlenschutzkommission (SKK) (1992): Strahlenschutzgrundsätze für die Verwahrung, Nutzung oder Freigabe von kontaminierten Materialien, Gebäuden, Flächen oder Halden aus dem Uranerzbergbau. Gustav Fischer Verlag Stuttgart
- Tessier, A.; Campell, P.G.C.; Bisson, M. (1979): Sequential extraction procedure for the speciation of particulate trace metals. Anal. Chem. 51, 844 – 851
- Umwelt-engineering der WismutGmbH (Wismut) (1992): Abschlußbericht über die Untersuchungen zur Ermittlung des Schadstoffinventars auf der Verdachtsfläche 9 (Lengenfeld/ Vogtland). Pilotprojekt im Rahmen des Altlastenkatasters Südregion (TP 2 – Phase 2), unveröffentl. Bericht für die Gesellschaft für Reaktorsicherheit (GRS) mbH Köln
- Vinogradov (1962) In: Rösler, H.J.; Lange, H. (1975): Geochemische Tabellen. VEB Dt. Verl. für Grundstoffindustrie Leipzig
- Wagenbreth, O.; Steiner, W. (1990): Geologische Streifzüge- Landschaft und Erdgeschichte zwischen Kap Arkona und Fichtelberg. Dt. Verl. für Grundstoffindustrie Leipzig
- Walter R. (1995): Geologie von Mitteleuropa. Schweizerbart'sche Verlagsbuchhandlung, Stuttgart
- Wang, Q.; Huang, B.; Guan, Z.; Yang, L.; Li, B. (2001): Speciation of rare earth elements in soil by sequential extraction then HPLC coupled with visible and ICP-MS detection. Fresenius J. Anal. Chem. 370, 1041 – 1047
- Yu, H.-H. (1999): Cadmium, Chromium and Lead in environmental Samples: Speciation and determination. Diss. of New Jersey Inst. of Techn., Dep. of Chem. Eng., Chem. and Environ. Sci.
- Zeien, H.; Brümmer, G.W. (1989): Chemische Extraktion zur Bestimmung von Schwermetallbindungsformen in Böden. Mitt. Dtsch. Bodenkundl. Gesellsch. 59/1, 505 – 510
- Zeien, H.; Brümmer, G.W. (1991): Ermittlung der Mobilität und Bindungsformen von Schwermetallen in Böden mittels sequentieller Extraktion. Mitt. Dtsch. Bodenkundl. Gesellsch. 66/I, 439 – 442

Anlagen

Anlagenverzeichnis

- ANLAGE 1: LAGE UND LITHOLOGISCHER ÜBERBLICK ÜBER DIE PROBENNAHMEPKT. DER ERSTEN PROBENNAHME NACH GPS
- ANLAGE 2: ANALYSENERGEBNISSE DER ARSENBESTIMMUNG MITTELS GRAPHITROHR-FESTSTOFF-AAS
- ANLAGE 3: ÜBERSICHT ÜBER DIE ARSEN-EINZELWERTE DER GRAPHITROHR-FESTSTOFF-AAS-MESSUNG
- ANLAGE 4: ANALYSENERGEBNISSE DER TOC- BESTIMMUNG UND DER PROZENTUALE ANTEIL (M-%) DER ORGANISCHER SUBSTANZ
- ANLAGE 5: ÜBERSICHT ZUR γ -AKTIVITÄTS-MESSUNG DER 1. PROBENNAHME
- ANLAGE 6: LAGE DER BEPROBUNGSPUNKTE (BOHRUNGEN) DER ZWEITEN PROBENNAHME
- ANLAGE 7: LITHOLOGISCHE ANSPRACHE DER BOHRPROBEN
- ANLAGE 8: GESAMTKONZENTRATIONEN [MG/KG] DER METALL(OID)E
- ANLAGE 9: METALL(OID)- KONZENTRATIONEN [MG/KG] DER FRAKTION 1: LEICHTAUSTAUSCHBAR GEBUNDENE METALL(OID)E
- ANLAGE 10: METALL(OID)- KONZENTRATIONEN [MG/KG] DER FRAKTION 2: AN CARBONATEN GEBUNDENE METALL(OID)E
- ANLAGE 11: METALL(OID)- KONZENTRATIONEN [MG/KG] DER FRAKTION 3: AN EISEN/ MANGANOXIDEN GEBUNDENE METALL(OID)E
- ANLAGE 12: METALL(OID)- KONZENTRATIONEN [MG/KG] DER FRAKTION 4: AN ORGANISCHER SUBSTANZ GEBUNDENE METALL(OID)E
- ANLAGE 13: METALL(OID)- KONZENTRATIONEN [MG/KG] DER FRAKTION 5: RESIDUAL GEBUNDENE METALL(OID)E
- ANLAGE 14: ZUSAMMENSTELLUNG VERSCHIEDENER MESSUNGEN ZUR RADIOAKTIVITÄT IM VERGLEICH ZUR ARSENKONZENTRATION
- ANLAGE 15: GRAPHISCHE DARSTELLUNG DER GAMMASPEKTROMETRISCHEN UNTERSUCHUNGEN DER BOHRUNGEN B1–B6 IN ABHÄNGIGKEIT DER TEUFE
- ANLAGE 16: DENDOGRAMM UND GRUPPIERUNG IM R-MODUS (NACH VARIABLEN) (NACH DER WARD-METHODE, INTERVALLSKALENNIVEAU NACH DER BLOCK-METHODE)
- ANLAGE 17: FAKTORENANALYSE OHNE CLUSTERUNG
- ANLAGE 18: DENDOGRAMM UND GRUPPIERUNG IM Q-MODUS (NACH FÄLLEN) NACH SCHEMA (A)
- ANLAGE 19: DARSTELLUNG DER SCHICHTPROFILE DER BOHRUNGEN
- ANLAGE 20: FOTOGRAFISCHE DOKUMENTATION DER BOHRKERNE
- ANLAGE 21: LOKALE VERHÄLTNISSE DES UNTERSUCHUNGSGEBIETES

Anlage 1: Lage und Lithologischer Überblick über die Probennahmepkt. der ersten Probennahme nach GPS (RW = Rechtswert, HW = Hochwert, nach Gauß-Krüger-Koordinatensystem, Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam)

Proben-Nr.	Teufe [m u GOK]	Datum	mittl. RW [m]	mittl. HW [m]	Korngröße	Farbe	Besondere Merkmale
1A	0.00-0.08	17.07.01	4527501	5605252	U	dbn-sw	Oberboden (Wurzeln, Pflanzenreste, humose Linsen)
1B	0.08-0.39				Su	bn	Mischbodenhorizont
1C	0.39-0.40				Uls	hbn	
2A	0.00-0.11	18.07.01	4527467	5605268	U	sw-bn	Oberboden (Ah)
2B	0.11-0.31				Su-UI	roli-bn	Mischbodenhorizont, sw Schlieren,
2C	0.31-0.36				Uls	hbn-gr	dicht
2D	0.36-0.41				S	sw	locker,
3A	0.00-0.03	18.07.01	4527422	5605351	U	sw-bn	Oberboden (hoher organischer Anteil)
3B	0.03-0.21				UI	dbn (bis roli)	sw Schlieren (Humus), roli Lagen
3C	0.21-0.35				UI	robn	Mischbodenhorizont, dbn Schlieren
3D	0.35-0.50				UI	robn	weich, bindig
3E	0.50-0.72				S	dgr-bn	viel Glimmer, nicht bindig, kein - geringer Lehmanteil
4A	0.00-0.20	18.07.01	4527348	5605277	Ufs	grbn	stark humos und durchwurzelt
4B	0.20-0.25				Ufs	swbn	stark humos und durchwurzelt, dgr-rolie schluffige Lagen
4C	0.25-0.33				Ufs	swbn	stark humos und durchwurzelt, ohne roli Lagen
5A	0.00-0.31	18.07.01	4527457	5605304	U	sw-bn	Oberboden, stark humos, Pflanzenreste, sehr lockeres Gefüge
5B	0.31-0.385				S	gr	glimmerreich
5C	0.385-0.525				fS	gr	
5D	0.525-0.58				UI	roli-bn	
5E	0.58-0.64				S	sw	
6A	0.00-0.35	19.07.01	4526549	5605527	gS	sw	viele Kohleschieferstk. (Aufb.rückstände)
6B	0.35-0.46				Ufs	hgr	metallisch glänzend, bindig
7A	0.00-0.30	19.07.01	4527540	5605506	gS-mS	ro-sw-gr	viele Kohleschieferstk. (Aufb.rückstände)
7B	0.30-0.50				Uls	(ro-bn-)gr	
7C	0.50-0.78				Ut(fs1)	swgr	metallisch glänzend, bindig, sehr fest und dicht
7D	0.78-1.08				S	geli-gr	hoher Anteil grobklast.sw Aufb.rückstände, rostrote Flecken
7E	1.08-1.38				S	ro-gebn	hgr- lehmige Lagen, glimmerhaltig
7F	1.38-1.52				UI	rogr	sw Schlieren
7G	1.52-1.63				UI	hgr	
7H	1.63-1.75				mS	gr-sw	glimmerhaltig mit grobkörnigeren Lagen (Aufb.rückstände)

Proben-Nr.	Teufe [m u GOK]	Datum	mittl. RW [m]	mittl. HW [m]	Korngröße	Farbe	Besondere Merkmale
8A	0.09-0.12	19.07.01	4526685	5604925	Uls3	robn	Oberboden
8B	0.12-0.73				U	robn	humose Lagen, sandige Einschaltungen-geli-ro
9A	0.00-0.24	19.07.01	4526565	5605506	Ut	swbn	Oberboden mit Krümelgefüge
9B/C	0.24-0.425				S	gr	ro und sw tonige Schlieren
9D	0.425-0.53				Sut	ro	
9E	0.53-0.68				S	hgr	
9F	0.68-0.74				U	swgr	
9G	0.74-0.84				S		im Hangenden lehmig, zum Liegenden grobsandig
9H	0.84-0.93				L	hbn	
9I	0.93-1.15				gS		sw Schlieren, grusig
10B	0.00-0.14	19.07.01	4526560	5605519	Sul	robn	Oberboden, rote Sandkörner
10C	0.14-0.735				Sut	ro	ziegelrote Klümpchen, dicht, Subpolyederggefüge
10D	0.735-0.91				mS	sw,ro	sw lehmige Lage an der Basis
11A	0.00-0.12	20.07.01	4526586	5605300	Us	dbn	Oberboden, stark durchwurzelt, grsw Konkretionen, Aufb.rückstände
11B	0.12-0.22				U	gr-sw	stark bindig
11C	0.22-0.77				Su4	robn	einzelne swgr bindige Lagen, rostrote Flecken
11D	0.77-1.00				mSgsu3	ro-hbn	stark grusig (Gesteinbruchstk. -3 cm, weniger bindig)
12A	0.00-0.10	20.07.01	4526566	5605357	Utl	bn	durchwurzelt, bindig, swgr Einlagerungen
12B	0.10-0.57				mSgsu2	sw-gr	grusig (eckige sw Gesteinsbruchstk. 1cm), stark bindig, ge Sandkörner
12C	0.57-0.75				mSgs	robn	grusig (eckige Gerölle)
13B	0.02-0.085	20.07.01	4526565	5605412	gSu-mSu	robn	sw Gesteinsbruchstücke, bindig
13C	0.085-0.47				gSu2	robn	sw Komponenten, schwach bindig- zur Basis zunehmend
13D	0.47-0.96				UI3s3	robn	stark bindig, Sandlagen, an Basis gr Schlieren und ro Flecken
14A	0.00-0.115	20.07.01	4526563	5605459	U	robn-bn	stark bindig
14B	0.115-0.39				mS-gS		sw Aufb.rückstände, feinsandig-bindige Lagen
14C	0.39-0.90				Su	grbn	sw Aufb.rückstände (0,5-1 cm), geröllführend
15B	0.05-0.14	20.07.01	4526584	5605495	Us1	robn	sw Gesteinsbruchstk., stark bindig
15C	0.14-0.41				S	robn	bindige Lagen
15D	0.41-0.46				Us1	robn	sw Gesteinsbruchstk., stark bindig
15E	0.46-0.61				mSu	robn	sw bindige Schlieren
15F	0.61-0.91				fSmsu3	robn-gr	Bindig
16A	0.00-0.07	20.07.01	4526446	5605512	Us	robn	Oberboden
16B	0.07-0.19				mSu	rosw-robn	

Proben-Nr.	Teufe [m u GOK]	Datum	mittl. RW [m]	mittl. HW [m]	Korngröße	Farbe	Besondere Merkmale
16C	0.19-0.45				Ums	robn	Pflanzenreste, sw Aufb.rückstände
16D	0.55-0.61				mSu4		sehr dicht und bindig
16E	0.61-1.03				fSu	grsw	metallisch glänzend, zum Liegenden schluffiger, einzelne rostrote Flecken
17/1	0,00-0,56	21.07.01	4527736	5605377	Slu	gebn	Mischprobe, Sul, mit Gesteinsbruchstk.
17/1.10	0,56-1,10					gebn	Mischprobe I, mit Gesteinsbruchstk
17/1.35	1,10-1,35					gebn	Mischprobe Sul, mit Gesteinsbruchstk
17/1.50	1,35-1,50					gebn	Mischprobe
17/1.60	1,50-1,60					gebn	Mischprobe
17/1.70	1,60-1,70					gebn	Mischprobe
17/1.80	1,70/1,80					gebn	Mischprobe
17/1.95	1,80-1,95					gebn	Mischprobe
17/2.12	1,95-2,12					gebn	Mischprobe
17/2.35	2,12-2,35					gebn	Mischprobe
17/2.66	2,35-2,66					gebn	Mischprobe
18A	0,00-0,20	21.07.01	4527410	5605398	Us	grbn	Oberboden, hoher org. Anteil, sandige Lagen
18B	0,20-0,38				U	swbn	humos, bindig, weich
18C	0,38-0,51				U	grbn	stark bindig, dicht gelagert
18D	0,51-0,65				U	robn(-gr)	sw Schlieren, glänzend, weich
18E	0,65-0,78				UI3t	robn	stark bindig, weich, weniger sw Schlieren
18/II	0,78-1,62				Sul	robn-gr	Mischprobe,
18/1.75	1,62-1,75				Sul	robn-gr	Mischprobe,
18/2	1,75-1,98				Sul	gr	Mischprobe, sehr stark bindig, dicht, rostrote Flecken
18/3	1,98-2,27				Slu	gr	Mischprobe, hoher Anteil an Gesteinbruchstk. bindig, weich
18/4	2,27-2,49				Slu	gr	Mischprobe, hoher Anteil an Gesteinbruchstk. bindig, weich
19	0,17-0,36	22.07.01	4527503	5605389	mSul-gSul	hbn	Flußschotter, Gerölle >1 cm, leicht bindig
20	0,20-0,30	22.07.01	4528285	5605437	mSgs3	hbn	Flußschotter, Gesteinsbruchstk. (Granit- 3 cm)
21	0,04-0,22	22.07.01	4527796	5605251	Us	hgr	grusig (an Basis Granitbruchstk.)
22	0,00-0,26	22.07.01	4528094	5605619	S	gebn	Hangend: fS, Liegend: gS
23	0.00-0.12	22.07.01	4528060	5605566	mS-gS	gebn	Granitgruse und -blöcke (30-40 cm), z.T. feinsandige-bindige Lagen, Ziegelbruchstk.
24A	0.00-0.12	22.07.01	4528062	5605512	Ut	swbn	Oberboden, stark durchwurzelt
24B	0.12-0.76				mS,gs	roli-gr	
24C	0.76-1.00				Us	sw-gr	sandige Lagen

Proben-Nr.	Teufe [m u GOK]	Datum	mittl. RW [m]	mittl. HW [m]	Korngröße	Farbe	Besondere Merkmale
25A	0.00-0.61	22.07.01	4526563	5605450	fS-mS,u1	bn, roli	Wechselagerung, fS: glimmerhaltig, rostrote Flecken, schwach bindig
25B	0.61-0.69				Ul	robn-gegr	glimmerhaltig, stark bindig
25C	0.69-0.83				gS	gr-rogr	sw Aufb.rückstände, an Basis hbn Feinsand
25D	0.83-0.95				gS	robn	grusig (0,5 cm Feldspäte)
25E	0.95-1.10				Ut	robn-gr	sandige Lagen, verkohlte Pflanzenreste, weich
25F1	1.10-1.30				Ut3fs	swgr	glimmerhaltige Feinsandlagen, sw Gesteinsbruchstk., sw Pflanzenreste
25F2	1.30-1.40				Ut3fs	hgr-hbn	keine sw Komponenten
25G	1.40-1.56				gS	ge	Flußschotter, Granitbruchstk. - 6 cm
26A	0.00-0.35	22.07.01	4526541	5605480	S	dgr-rol	sw Gesteinsbruchstk., an Basis glimmerhaltiger Feinsand
26B	0.35-0.46				Ufs	swgr	metallisch glänzend, stark bindig, dicht, Subpolyergefüge
26C	0.46-1.20				mSgs/mSfs	gegr/dgr	Wechselagerung, Gesteinsbruchstk. - 2 cm
26D	1.20-1.30				Ufs	gr	glänzend, sehr weich, sehr feucht
26E	1.30-1.40				gS	gelibn	grober Flußschotter mit feinsandigen hgr glimmerreichen Lagen
27	0.00-0.30	22.07.01	4528180	5605120	gS	gr	Schotter, viele Gesteinsbruchstk. 1 - 2 cm und Blöcke ca. 10 cm

Anlage 2: Analysenergebnisse der Arsenbestimmung mittels Graphitrohr-Feststoff-AAS (1. Probennahme, gemittelte Werte)

Proben- Nr.	Teufe [m]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]	Proben- Nr.	Teufe [m]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]
1A	0.00-0.08	427,8	19,3	4,5	8A	0.09-0.12	755,0	110,8	14,7
1B	0.08-0.39	551,3	60,8	11,0	8B	0.12-0.73	783,8	62,2	7,9
1C	0.39-0.40	815,9	42,4	5,2	9A	0.00-0.24	3268,0	306,7	9,4
2A	0.00-0.11	515,5	18,6	3,6	9B/C	0.24-0.425	2977,0	926,9	31,1
2B	0.11-0.31	865,9	147,7	17,1	9D	0.425-0.53	2883,0	460,1	16,0
2C	0.31-0.36	866,2	231,4	26,7	9E	0.53-0.68	1156,0	269,6	23,3
2D	0.36-0.41	68,0	11,9	17,5	9F	0.68-0.74	1485,0	230,7	15,5
3A	0.00-0.03	2280,0	210,6	9,2	9G	0.74-0.84	2494,0	347,2	13,9
3B	0.03-0.21	896,4	83,0	9,3	9H	0.84-0.93	1319,0	103,0	7,8
3C	0.21-0.35	1094,0	334,5	30,6	9I	0.93-1.15	1055,0	111,7	10,6
3D	0.35-0.50	1289,0	747,0	57,9	10B	0.00-0.14	986,8	73,8	7,5
3E	0.50-0.72	1144,0	159,8	14,0	10C	0.14-0.735	970,4	13,6	1,4
4A	0.00-0.20	295,7	34,0	11,5	10D	0.735-0.91	1074,0	127,1	11,8
4B	0.20-0.25	443,3	121,3	27,4	11A	0.00-0.12	1283,0	56,5	4,4
4C	0.25-0.33	87,3	15,5	17,8	11B	0.12-0.22	1959,0	199,0	10,2
5A	0.00-0.31	359,5	142,9	39,7	11C	0.22-0.77	714,9	75,0	10,5
5B	0.31-0.385	445,8	73,5	16,5	11D	0.77-1.00	50,4	9,5	18,9
5C	0.385-0.525	927,2	89,2	9,6	12A	0.00-0.10	1307,0	99,6	7,6
5D	0.525-0.58	1072,0	111,4	10,4	12B	0.10-0.57	233,0	15,3	6,6
5E	0.58-0.64	150,8	21,2	14,0	12C	0.57-0.75	59,5	3,3	5,6
6A	0.00-0.35	745,7	127,1	17,1	13B	0.02-0.085	863,0	17,3	2,0
6B	0.35-0.46	3188,0	575,4	18,1	13C	0.085-0.47	758,1	50,7	6,7
7A	0.00-0.30	1642,0	146,0	8,9	13D	0.47-0.96	955,9	20,8	2,2
7B	0.30-0.50	1671,0	162,6	9,7	14A	0.00-0.115	578,0	35,9	6,2
7C	0.50-0.78	5112,0	657,1	12,9	14B	0.115-0.39	1059,0	76,3	7,2
7D	0.78-1.08	608,2	71,5	11,8	14C	0.39-0.90	939,6	23,9	2,5
7E	1.08-1.38	522,9	109,7	21,0	15B	0.05-0.14	3495,0	313,7	9,0
7F	1.38-1.52	478,6	80,8	16,9	15C	0.14-0.41	2106,0	404,1	19,2
7G	1.52-1.63	233,2	27,3	11,7	15D	0.41-0.46	2824,0	272,2	9,6
7H	1.63-1.75	252,2	58,8	23,3	15E	0.46-0.61	1160,0	197,2	17,0

Proben- Nr.	Teufe [m]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]	Proben- Nr.	Teufe [m]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]
15F	0.61-0.91	920,5	48,3	5,2	18/3	1,98-2,27	605,4	33,2	5,5
16A	0.00-0.07	446,8	37,7	8,4	18/4	2,27-2,49	60,3	3,7	6,1
16B	0.07-0.19	940,0	165,4	17,6	19	0,17-0,36	123,9	23,7	19,1
16C	0.19-0.45	1006,0	44,9	4,5	20	0,20-0,30	52,3	6,3	11,9
16D	0.55-0.61	999,8	98,7	9,9	21	0,04-0,22	150,7	7,2	4,8
16E	0.61-1.03	1041,0	6,5	0,6	22	0,00-0,26	98,4	6,8	6,9
17/0,56	0,00-0,56	36,5	2,5	6,9	23	0,00-0,12	366,0	38,8	10,6
17/1.10	0,56-1,10	55,0	11,0	20,0	24A	0,00-0,12	2039,0	584,7	28,7
17/1.35	1,10-1,35	34,2	8,9	25,9	24B	0,12-0,76	508,8	42,3	8,3
17/1.50	1,35-1,50	31,8	4,7	14,9	24C	0,76-1,00	431,0	63,0	14,6
17/1.60	1,50-1,60	33,3	6,3	18,8	25A	0,00-0,61	592,6	61,0	10,3
17/1.70	1,60-1,70	28,9	2,6	8,9	25B	0,61-0,69	662,4	96,9	14,6
17/1.80	1,70/1,80	18,5	4,2	22,9	25C	0,69-0,83	368,6	40,1	10,9
17/1,95	1,80-1,95	56,8	2,1	3,7	25D	0,83-0,95	1588,0	108,1	6,8
17/2.12	1,95-2,12	16,3	3,4	20,9	25E	0,95-1,10	4875,0	799,4	16,4
17/2.35	2,12-2,35	32,8	13,5	41,0	25F1	1,10-1,30	2380,0	1076,0	45,2
17/2.66	2,35-2,66	26,9	2,0	7,3	25F2	1,30-1,40	770,0	102,1	13,3
18A	0,00-0,20	479,6	25,0	5,2	25G	1,40-1,56	113,3	16,1	14,2
18B	0,20-0,38	1751,0	558,5	31,9	26A	0,00-0,35	1248,0	13,8	1,1
18C	0,38-0,51	1008,0	164,4	16,3	26B	0,35-0,46	576,2	167,7	29,1
18D	0,51-0,65	1077,0	158,4	14,7	26C	0,46-1,20	1022,0	85,4	8,4
18E	0,65-0,78	1350,0	191,2	14,2	26D	1,20-1,30	939,8	116,0	12,3
18/II	0,78-1,62	486,5	29,2	6,0	26E	1,30-1,40	175,2	21,5	12,2
18/1.75	1,62-1,75	298,0	36,8	12,4	27	0,00-0,30	753,0	40,5	5,4
18/2	1,75-1,98	61,6	7,2	11,8					

Anlage 3: Übersicht über die Arsen-Einzelwerte der Graphitrohr-Feststoff-AAS- Messung

Proben-Nr.	Einwaage [mg]	Extinktion A	Konz. [µg/g]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]	Proben-Nr.	Einwaage [mg]	Extinktion A	Konz. [µg/g]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]				
1A	0,063	0,6471	457,40	427,8	19,340	4,520	2C	0,029	0,7436	1176,00	68,0	11,870	17,470				
	0,069	0,6660	432,60					0,019	0,4446	934,00							
	0,066	0,6356	427,20					0,027	0,5997	971,40							
	0,070	0,6499	413,90					0,029	0,3559	444,70							
	0,089	0,7832	407,80					0,040	0,6276	693,80							
1B	0,042	0,5170	516,80	551,3	60,820	11,030		0,027	0,6110	994,30							
	0,043	0,5837	589,60					0,043	0,9408	1044,00							
	0,082	0,8277	471,90					0,019	0,4381	915,50							
	0,095	1,0770	550,50					2D	0,116	0,2285				51,14			
	0,045	0,6366	627,60						0,285	0,5605				84,51			
1C	0,057	0,9986	842,80	815,9	42,420	5,200	0,369		0,5068	57,31							
	0,052	0,9543	877,20				0,387		0,5875	66,04							
	0,050	0,8407	788,10				0,319		0,5552	74,58							
	0,036	0,6323	778,10				0,581	0,7972	63,72								
	0,056	0,9325	793,30				0,398	0,6911	78,46								
2A	0,059	0,6789	517,90	515,5	18,620	3,611	3A	0,014	0,6467	2057,00	2280,0	210,600	9,237				
	0,080	0,8917	527,40					0,011	0,6339	2554,00							
	0,038	0,4556	482,80					0,019	0,8197	2013,00							
	0,066	0,7544	525,60					0,010	0,5405	2299,00							
	0,085	0,9342	523,70					0,010	0,5650	2433,00							
2B	0,048	0,9980	1000,00	865,9	147,700	17,060		0,017	0,8426	2324,00							
	0,034	0,7896	1077,00					3B	0,041	0,7634				857,90	896,4	82,980	9,257
	0,056	0,8896	751,40						0,033	0,6028				799,80			
	0,045	0,7194	728,20						0,039	0,8215				983,50			
	0,049	0,7755	731,40						0,043	0,7825				842,30			
	0,048	0,9864	986,90				0,033		0,7378	1024,00							
	0,044	0,7964	840,50				0,047		0,8438	842,00							
	0,039	0,8256	989,20				0,039		0,7803	925,70							
	0,063	0,9131	688,30				3C		0,027	0,4548	677,90	1094,0	334,500	30,580			
	2C	0,025	0,4049						623,00	0,029	0,6051						

Proben-Nr.	Einwaage [mg]	Extinktion A	Konz. [µg/g]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]	Proben-Nr.	Einwaage [mg]	Extinktion A	Konz. [µg/g]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]	
9F	0,023	0,7243	1436,00				11B	0,021	0,8422	1880,00				
	0,028	1,0030	1724,00					11C	0,059	0,9597	778,10	714,9	74,960	10,480
	0,030	1,0240	1647,00						0,035	0,6202	781,40			
9G	0,023	0,9602	1997,00	2494,0	347,200	13,920			0,030	0,4742	645,50			
	0,021	1,0850	2513,00					0,055	0,7786	654,70				
	0,013	0,7708	2737,00				11D	0,213	0,2910	43,90	50,4	9,527	18,890	
0,017	0,9687	2729,00				0,389		0,4092	40,65					
9H	0,033	0,9699	1408,00	1319,0	103,000	7,809			0,500	0,6622	59,29			
	0,019	0,5865	1342,00					0,355	0,4957	57,87				
	0,019	0,5392	1206,00				12A	0,040	1,0170	1226,00	1307,0	99,610	7,624	
0,019	0,4726	1015,00				0,024		0,7424	1418,00					
9I	0,048	1,1190	1138,00	1055,0	111,700	10,580			0,016	0,4936	1276,00			
	0,017	0,4184	959,60				12B	0,068	0,4288	248,30	233,0	15,330	6,578	
	0,022	0,5888	1165,00					0,113	0,6017	233,10				
0,025	0,5582	958,40				0,108		0,5499	217,60					
10B	0,037	0,7446	922,90	986,8	73,790	7,477	12C	0,402	0,5774	62,21	59,5	3,340	5,614	
	0,014	0,3684	970,00					0,393	0,5549	60,50				
	0,024	0,5886	1068,00					0,306	0,4321	55,76				
10C	0,056	1,1090	965,90	970,4	13,630	1,404	13B	0,036	0,6964	875,40	863,0	17,280	2,003	
	0,023	0,5347	985,70					0,042	0,7678	843,30				
	0,034	0,7167	959,60					0,046	0,8523	870,40				
10D	0,032	0,7966	1156,00	1074,0	127,100	11,830	13C	0,057	0,8624	712,10	758,1	50,690	6,687	
	0,041	0,9041	1046,00					0,066	1,0730	789,80				
	0,023	0,5017	907,30					0,046	0,7240	717,90				
	0,026	0,6852	1189,00				0,053	0,9077	812,60					
11A	0,035	0,9446	1288,00	1283,0	56,540	4,408	13D	0,036	0,7642	978,40	955,9	20,780	2,174	
	0,026	0,7554	1336,00					0,018	0,4287	937,50				
	0,023	0,6347	1224,00					0,045	0,9034	951,80				
11B	0,022	0,9995	2186,00	1959,0	199,000	10,160	14A	0,039	0,5479	599,90	578,0	35,860	6,205	
	0,027	1,0150	1812,00					0,091	1,0130	536,60				

Proben-Nr.	Einwaage [mg]	Extinktion A	Konz. [µg/g]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]	Proben-Nr.	Einwaage [mg]	Extinktion A	Konz. [µg/g]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]
14A	0,062	0,7976	597,50				16B	0,021	0,4866	954,40			
14B	0,036	0,7975	1029,00	1059,0	76,310	7,204	16C	0,018	0,4184	906,40			
	0,015	0,4344	1146,00					0,016	0,4276	1051,00	1006,0	44,930	4,466
	0,041	0,8719	1003,00					0,029	0,6535	1006,00			
14C	0,045	0,8871	932,00	939,6	23,890	2,543	16D	0,023	0,5243	961,00			
	0,034	0,6924	920,40					0,023	0,4879	874,60	999,8	98,670	9,869
	0,041	0,8446	966,30					0,027	0,6255	1024,00			
15B	0,008	0,6801	3828,00	3495,0	313,700	8,976	16E	0,027	0,6697	1113,00			
	0,005	0,4131	3205,00					0,028	0,6259	987,90			
	0,007	0,5620	3453,00					0,044	0,9609	1045,00	1041,0	6,503	0,625
15C	0,012	0,6607	2463,00	2106,0	404,100	19,190	17/1	0,020	0,5023	1045,00			
	0,016	0,5900	1606,00					0,026	0,6116	1034,00			
	0,022	0,9050	1951,00					0,233	0,3616	56,68	56,8	2,117	3,729
	0,010	0,5595	2403,00					0,205	0,3251	54,69			
15D	0,014	0,9205	3126,00	2824,0	272,200	9,636	17/1,10	0,323	0,4681	58,92			
	0,021	1,0740	2483,00					0,468	0,6186	58,25	55,0	11,000	20,010
	0,015	0,8774	2761,00					0,153	0,2396	42,74			
	0,008	0,5483	2927,00					0,386	0,5719	64,01			
15E	0,015	0,5084	1416,00	1160,0	197,200	17,000	17/1,35	0,558	0,5532	42,45	34,2	8,858	25,910
	0,022	0,5484	1065,00					0,487	0,4343	35,28			
	0,032	0,8303	1214,00					0,485	0,3403	24,83			
	0,019	0,4281	886,60			17/1,50	0,552	0,4035	28,08	31,8	4,747	14,920	
	0,026	0,6995	1219,00					0,251	0,2906	37,15			
15F	0,025	0,5553	952,00	920,5	48,290	5,246	17/1,60	0,387	0,3338	30,20			
	0,027	0,5471	864,90					1,160	0,8434	34,10	33,3	6,258	18,780
	0,019	0,4483	944,70					0,524	0,4953	39,16			
16A	0,021	0,2789	413,70	446,8	37,670	8,432	17/1,70	0,609	0,4176	26,71			
	0,069	0,7356	487,80					0,529	0,4029	29,23	28,9	2,562	8,854
	0,056	0,5696	439,00					0,948	0,5749	26,24			
16B	0,013	0,3936	1150,00	940,0	165,400	17,600	17/1,80	0,830	0,5957	31,33			
	0,013	0,2981	1150,00					0,493	0,3242	22,65	18,5	4,247	22,940
								0,257	0,1800	12,77			

Proben-Nr.	Einwaage [mg]	Extinktion A	Konz. [µg/g]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]	Proben-Nr.	Einwaage [mg]	Extinktion A	Konz. [µg/g]	mittl. Konz.[µg/g]	SD	RSD[%]
17/1,80	0,233	0,1974	18,16				18E	0,035	0,8411	1126,00			
	0,309	0,2358	20,48					0,022	0,6253	1256,00			
17/1,95	0,473	0,4102	33,54	30,6	2,532	6,945	18/II	0,043	0,5291	520,20	486,5	29,210	6,005
	0,669	0,5861	38,09					0,033	0,4024	467,80			
	0,492	0,4597	37,75					0,049	0,5426	471,50			
17/2,12	0,243	0,1920	16,20	16,3	3,391	20,850	18/1,75	0,088	0,6416	324,10	298,0	36,800	12,350
	0,251	0,2104	19,69					0,043	0,3213	255,90			
	0,203	0,1679	12,90					0,058	0,4532	314,10			
17/2,35	0,213	0,2413	31,14	32,8	13,460	40,990	18/2	0,197	0,3123	53,35	61,6	7,234	11,750
	0,282	0,2247	20,29					0,260	0,4261	64,37			
	0,158	0,2560	47,05					0,334	0,5292	66,98			
17/2,66	0,292	0,2660	27,33	26,9	1,970	7,328	18/3	0,028	0,4253	596,20	605,4	33,190	5,482
	0,416	0,3082	24,73					0,022	0,3784	642,20			
	0,205	0,2272	28,59					0,032	0,4582	577,80			
18A	0,047	0,5539	504,80	479,6	24,970	5,206	18/4	0,419	0,5507	56,20	60,3	3,666	6,080
	0,020	0,2953	479,20					0,293	0,4590	63,26			
	0,018	0,2698	454,80					0,407	0,5774	61,44			
18B	0,012	0,4626	1561,00	1751,0	558,500	31,900	19	0,178	0,4518	101,90	123,9	23,650	19,080
	0,028	1,0540	1823,00					0,088	0,3597	148,90			
	0,031	0,7683	1143,00					0,920	0,3236	121,00			
	0,018	0,9351	2476,00				20	0,104	0,2063	45,37	52,3	6,252	11,940
18C	0,021	0,4528	866,40	1008,0	164,400	16,300		0,102	0,2211	54,19			
	0,014	0,4195	1169,00					0,105	0,2304	57,46			
	0,025	0,5164	866,80				21	0,145	0,5162	149,40	150,7	7,233	4,798
	0,026	0,6576	1130,00					0,115	0,4235	144,30			
18D	0,049	1,0790	1071,00	1077,0	158,400	14,710		0,155	0,5695	158,60			
	0,037	0,7266	896,30				22	0,159	0,3837	90,66	98,4	6,783	6,896
	0,029	0,8002	1282,00					0,196	0,4909	103,50			
	0,041	0,9131	1058,00					0,123	0,3472	101,00			
18E	0,032	1,0080	1516,00	1350,0	191,200	14,160	23	0,064	0,5494	366,80	366,0	38,750	10,590
	0,017	0,5871	1502,00					0,084	0,7413	404,40			

Anlage 4: Analysenergebnisse der TOC- Bestimmung und der prozentuale Anteil (M-%) der organischer Substanz

Proben- Nr.	Teufe in [m]	mittl. TC- Gehalt [g/kg]	org. Substanz in [%]	Proben- Nr.	Teufe in [m]	mittl. TC- Gehalt [g/kg]	org. Substanz in [%]
1A	0.00-0.08	46,90	80,86	7H	1.63-1.75	43,90	75,68
1B	0.08-0.39	43,70	75,34	8A	0.09-0.12	59,00	101,72
1C	0.39-0.40	27,10	46,72	8B	0.12-0.73	26,30	45,34
2A	0.00-0.11	51,70	89,13	9A	0.00-0.24	62,60	107,92
2B	0.11-0.31	26,80	46,20	9B/C	0.24-0.425	59,40	102,41
2C	0.31-0.36	24,20	41,72	9D	0.425-0.53	42,20	72,75
2D	0.36-0.41	50,30	86,72	9E	0.53-0.68	39,30	67,75
3A	0.00-0.03	63,10	108,78	9F	0.68-0.74	45,10	77,75
3B	0.03-0.21	24,20	41,72	9G	0.74-0.84	58,90	101,54
3C	0.21-0.35	18,00	31,03	9H	0.84-0.93	22,10	38,10
3D	0.35-0.50	16,70	28,79	9I	0.93-1.15	17,60	30,34
3E	0.50-0.72	13,00	22,41	10B	0.00-0.14	52,30	90,17
4A	0.00-0.20	61,60	106,20	10C	0.14-0.735	50,10	86,37
4B	0.20-0.25	49,30	84,99	10D	0.735-0.91	23,80	41,03
4C	0.25-0.33	42,60	73,44	11A	0.00-0.12	61,60	106,20
5A	0.00-0.31	51,40	88,61	11B	0.12-0.22	60,60	104,47
5B	0.31-0.385	21,50	37,07	11C	0.22-0.77	39,60	68,27
5C	0.385-0.525	23,70	40,86	11D	0.77-1.00	9,50	16,38
5D	0.525-0.58	17,40	30,00	12A	0.00-0.10	72,50	124,99
5E	0.58-0.64	40,90	70,51	12B	0.10-0.57	53,80	92,75
6A	0.00-0.35	51,30	88,44	12C	0.57-0.75	10,40	17,93
6B	0.35-0.46	50,50	87,06	13B	0.02-0.085	34,60	59,65
7A	0.00-0.30	51,30	88,44	13C	0.085-0.47	28,00	48,27
7B	0.30-0.50	56,00	96,54	13D	0.47-0.96	17,90	30,86
7C	0.50-0.78	53,70	92,58	14A	0.00-0.115	102,80	177,23
7D	0.78-1.08	52,80	91,03	14B	0.115-0.39	70,60	121,71
7E	1.08-1.38	12,90	22,24	14C	0.39-0.90	60,60	104,47
7F	1.38-1.52	8,70	15,00	15B	0.05-0.14	52,20	89,99
7G	1.52-1.63	10,20	17,58	15C	0.14-0.41	41,60	71,72

Proben- Nr.	Teufe in [m]	mittl. TC- Gehalt [g/kg]	org. Substanz in [%]	Proben- Nr.	Teufe in [m]	mittl. TC- Gehalt [g/kg]	org. Substanz in [%]
15D	0.41-0.46	48,50	83,61	18/2	1,75-1,98	14,20	24,48
15E	0.46-0.61	20,50	35,34	18/3	1,98-2,27	19,20	33,10
15F	0.61-0.91	12,60	21,72	18/4	2,27-2,49	9,04	15,58
16A	0.00-0.07	65,80	113,44	19	0,17-0,36	16,60	28,62
16B	0.07-0.19	64,90	111,89	20	0,20-0,30	15,00	25,86
16C	0.19-0.45	68,10	117,40	21	0,04-0,22	70,50	121,54
16D	0.55-0.61	60,90	104,99	22	0,00-0,26	40,80	70,34
16E	0.61-1.03	60,80	104,82	23	0.00-0.12	23,00	39,65
17/0,56	0,00-0,56	10,10	17,41	24A	0.00-0.12	123,30	212,57
17/1.10	0,56-1,10	10,10	17,41	24B	0.12-0.76	20,00	34,48
17/1.35	1,10-1,35	5,40	9,31	24C	0.76-1.00	36,80	63,44
17/1.50	1,35-1,50	4,70	8,10	25A	0.00-0.61	12,80	22,07
17/1.60	1,50-1,60	6,80	11,72	25B	0.61-0.69	8,50	14,65
17/1.70	1,60-1,70	4,90	8,45	25C	0.69-0.83	6,00	10,34
17/1.80	1,70/1,80	4,40	7,59	25D	0.83-0.95	7,80	13,45
17/1.95	1,80-1,95	3,2	5,52	25E	0.95-1.10	24,50	42,24
17/2.12	1,95-2,12	6,90	11,90	25F1	1.10-1.30	32,30	55,69
17/2.35	2,12-2,35	3,70	6,38	25F2	1.30-1.40	22,80	39,31
17/2.66	2,35-2,66	4,90	8,45	25G	1.40-1.56	11,30	19,48
18A	0,00-0,20	68,80	118,61	26A	0.00-0.35	60,00	103,44
18B	0,20-0,38	24,30	41,89	26B	0.35-0.46	60,90	104,99
18C	0,38-0,51	43,40	74,82	26C	0.46-1.20	40,30	69,48
18D	0,51-0,65	9,40	16,21	26D	1.20-1.30	54,20	93,44
18E	0,65-0,78	6,98	12,03	26E	1.30-1.40	23,10	39,82
18/II	0,78-1,62	26,80	46,20	27	0.00-0.30	21,00	36,20
18/1.75	1,62-1,75	50,00	86,20				

Anlage 5: Übersicht zur γ -Aktivitäts-Messung der 1. Probennahme (t: 300 sek., EW: 10g, korr. zum Hintergrund)

Proben- Nr.	Total Counts	K-40	U	Th	Total Count korr. in [Bq]	K-40 korr. in [Bq]	U korr. in [Bq]	Th korr. in [Bq]
Blindwert	15326	3051	827	500	51	10	3	2
Blindwert	15699	3156	839	518	52	11	3	2
Blindwert	15733	3153	863	479	52	11	3	2
Blindwert Mittl.	15809	3109	846	518	53	10	3	2
Blindwertwert	15642	3117	844	504	52,14	10,39	2,81	1,68
1A	15907	3220	949	505	1,02	0,73	0,16	-0,32
1B	15706	3177	877	488	0,35	0,59	-0,08	-0,37
1C	16437	3330	981	503	2,79	1,10	0,27	-0,32
2A	15520	3101	893	449	-0,27	0,34	-0,02	-0,50
2B	16424	3275	1031	503	2,75	0,92	0,44	-0,32
2C	15987	3145	930	504	1,29	0,48	0,10	-0,32
2D	15256	3144	827	482	-1,15	0,48	-0,24	-0,39
3A	16075	3203	870	545	1,58	0,68	-0,10	-0,18
3B	15735	3178	922	512	0,45	0,59	0,07	-0,29
3C	15829	3134	948	474	0,76	0,45	0,16	-0,42
3D	15606	3158	864	522	0,02	0,53	-0,12	-0,26
3E	15964	3201	888	479	1,21	0,67	-0,04	-0,40
4A	n.b.	n.b.	n.b.	n.b.	n.b.	n.b.	n.b.	n.b.
4B	16137	3299	941	499	1,79	1,00	0,14	-0,34
4C	15612	3093	868	475	0,04	0,31	-0,11	-0,42
5A	15673	3105	888	486	0,24	0,35	-0,04	-0,38
5B	15789	3205	874	532	0,63	0,68	-0,09	-0,23
5C	15873	3210	891	459	0,91	0,70	-0,03	-0,47
5D	16256	3181	942	505	2,19	0,60	0,14	-0,32
5E	15217	3037	852	452	-1,28	0,12	-0,16	-0,49
6A	16222	3282	959	479	2,07	0,94	0,20	-0,40
6B	19037	3588	1411	511	11,46	1,96	1,70	-0,30
7A	16260	3187	1004	510	2,20	0,62	0,35	-0,30
7B	16041	3182	955	477	1,47	0,61	0,18	-0,41
7C	19550	3657	1515	504	13,17	2,19	2,05	-0,32

Proben- Nr.	Total Count	K-40	U	Th	Total Count korr. in [Bq]	K-40 korr. in [Bq]	U korr. in [Bq]	Th korr. in [Bq]
7D	15410	3038	860	461	-0,63	0,13	-0,13	-0,46
7E	15486	2968	883	477	-0,38	-0,11	-0,06	-0,41
7F	15903	3155	936	452	1,01	0,52	0,12	-0,49
7G	15206	3002	787	442	-1,31	0,01	-0,38	-0,53
7H	15925	3150	874	512	1,08	0,50	-0,09	-0,29
17/1	15436	3165	847	500	-0,55	0,55	-0,18	-0,33
17/1.10	15426	3003	882	511	-0,58	0,01	-0,06	-0,30
17/1.35	15681	3200	757	523	0,27	0,67	-0,48	-0,26
17/1.50	15247	3042	817	524	-1,18	0,14	-0,28	-0,25
17/1.60	15562	3150	869	427	-0,13	0,50	-0,10	-0,58
17/1.70	15951	3255	871	485	1,17	0,85	-0,10	-0,38
17/1.80	15573	3076	916	485	-0,09	0,25	0,05	-0,38
17/1.95	15618	3124	855	460	0,06	0,41	-0,15	-0,45
17/2.12	15419	3090	815	473	-0,60	0,30	-0,28	-0,42
17/2.35	15736	3162	866	503	0,45	0,54	-0,11	-0,32
17/2.66	15552	3190	826	482	-0,16	0,63	-0,25	-0,39
18A	15775	3147	881	460	0,58	0,49	-0,06	-0,47
18B	15941	3168	911	500	1,14	0,56	0,04	-0,33
18C	15522	3099	834	469	-0,26	0,33	-0,22	-0,44
18D	16150	3297	889	487	1,83	0,99	-0,04	-0,38
18E	15990	3253	902	475	1,30	0,84	0,01	-0,42
18/II	15953	3156	952	500	1,18	0,52	0,17	-0,33
18/1.75	15685	3164	839	482	0,28	0,55	-0,20	-0,39
18/2	15901	3119	876	519	1,00	0,40	-0,08	-0,27
18/3	15387	3068	895	460	-0,71	0,23	-0,02	-0,47
18/4	15515	3112	860	455	-0,28	0,37	-0,13	-0,48
19	15273	3015	864	427	-1,09	0,05	-0,12	-0,58
20	15086	2963	840	470	-1,71	-0,12	-0,20	-0,43
21	15180	3032	835	419	-1,40	0,11	-0,22	-0,60
22	15581	3127	901	508	-0,06	0,42	0,00	-0,31
23	15700	3124	896	495	0,33	0,41	-0,01	-0,35
24A	16562	3305	953	532	3,21	1,02	0,18	-0,23
24B	16179	3223	907	501	1,93	0,74	0,02	-0,33

Proben- Nr.	Total Count	K-40	U	Th	Total Count korr. in [Bq]	K-40 korr. in [Bq]	U korr. in [Bq]	Th korr. in [Bq]
24C	16146	3227	919	501	1,82	0,76	0,06	-0,33
25A	16397	3349	928	490	2,66	1,16	0,09	-0,37
25B	16304	3322	904	504	2,35	1,07	0,01	-0,32
25C	16290	3243	936	501	2,30	0,81	0,12	-0,33
25D	16365	3372	971	477	2,55	1,24	0,24	-0,41
25E	16434	3242	967	523	2,78	0,81	0,22	-0,26
25F1	15889	3291	845	492	0,96	0,97	-0,18	-0,36
25F2	15776	3217	930	433	0,59	0,72	0,10	-0,56
25G	15656	3146	838	496	0,19	0,49	-0,21	-0,35
26A	15993	3175	906	491	1,31	0,58	0,02	-0,36
26B	17617	3490	1120	505	6,72	1,63	0,73	-0,32
26C	15977	3248	893	499	1,26	0,83	-0,02	-0,34
26D	16700	3311	1006	493	3,67	1,04	0,35	-0,36
26E	15753	3235	786	473	0,51	0,78	-0,38	-0,42
27	15885	3324	843	483	0,95	1,08	-0,19	-0,39

Anlage 6: Lage der Beprobungspunkte (Bohrungen) der Zweiten Probennahme (* gemittelte Werte, RW = Rechtswert, HW = Hochwert, nach Gauß-Krüger-Koordinatensystem, Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam))

Probe-Nr.	Bohrungs-Nr.	Teufe [m u GOK]	Datum	RW [m]*	HW [m]*	Höhe [in m ü NN]*	Standortbeschreibung	Bemerkung
1	B1	0,20-1,20	22.10.2001	4528193	5605192	401	vor Süddamm IAA, am Artheser	Koordinaten passen
2		1,20-2,20	22.10.2001					
3	B2	0,00-0,07	23.10.2001	4528168	5605071	407	kleines Riedgebiet am Süddamm der IAA; vor der Halde	Koord. stimmen gut überein
4		0,07-0,11	23.10.2001					
5		0,11-0,16	23.10.2001					
6		0,16-0,29	23.10.2001					
7		0,29-0,43	23.10.2001					
8		0,43-0,58	23.10.2001					
9		0,58-0,89	23.10.2001					
10		0,60-1,06	23.10.2001					
11		1,06-1,29	23.10.2001					
12		1,29-1,50	23.10.2001					
13		0,69-1,27	23.10.2001					
14		1,27-1,39	23.10.2001					
15		1,39-1,70	23.10.2001					
16		1,70-2,00	23.10.2001					
17		2,00-2,70	23.10.2001					
18	B3	0,68-0,695	23.10.2001	4527834	5604973	406	großes Riedgebiet an der Straße; vor hohem Schilf	RW/HW passen; Höhe real niedriger
19		0,695-0,83	23.10.2001					
20		0,83-0,915	23.10.2001					
21		0,915-1,70	23.10.2001					
22		1,70-2,55	23.10.2001					
23		2,37-2,55	23.10.2001					
24		2,55-2,70	23.10.2001					
25	B4	0,00-0,345	24.10.2001	4526663	5605001	451	Lenkteich; re Plohnbachufer ca. 90 Schritte von der Brücke entfernt (ca.60-65m)	Koord. stimmen nur grob; Höhe real viel niedriger ca.390-400m
26		0,345-0,95	24.10.2001					
27		0,95-1,29	24.10.2001					
28		1,34-1,75	24.10.2001					
29		1,29-1,34 und 1,42-1,48	24.10.2001					
30		1,75-1,92	24.10.2001					

Probe-Nr.	Bohrungs-Nr.	Proben-Bezeichnung	Datum	RW [m]*	HW [m]*	Höhe [in m ü NN]*	Standortbeschreibung	Bemerkung
31	B4	1,92-2,16	24.10.2001					
32		2,16-2,28	24.10.2001					
33		2,28-2,31	24.10.2001					
34		2,31-2,43	24.10.2001					
35		2,43-3,85	24.10.2001					
36	B5	0,27-0,45	24.10.2001	4526565	5605065	448	Lenkteich; li	Koord.
37		0,45-0,56	24.10.2001				Plohnbachufer	passen;
38		0,56-0,73	24.10.2001				schräg vor dem Rondell	Höhen real
39		0,73-0,85	24.10.2001					viel niedriger
40		0,85-1,00	24.10.2001					ca.390-400m
41		1,18-1,85	24.10.2001					
42		1,48-1,70	24.10.2001					
43		1,85-2,00	24.10.2001					
44		2,00-2,15	24.10.2001					
45	B6	1,07-1,16	25.10.2001	4527583	5604934	405	großes Riedgebiet neben	HW/RW
46		1,16-1,24	25.10.2001				der Freiwasserlinse,	stimmen gut
47		1,24-1,34	25.10.2001				Schräg	überein;
48		1,34-1,57	25.10.2001				Gegenüber des	Höhe real ca.
49		1,57-1,63	25.10.2001				Betriebsgelände	390m
50		1,63-1,90	25.10.2001				Der GVV	
51		2,06-2,42	25.10.2001					
52		2,42-2,60	25.10.2001					
53		2,60-3,50	25.10.2001					

Anlage 7: Lithologische Ansprache der Bohrproben

Probe-Nr.	Teufe [m u GOK]	Korngröße	Farbe	Bindigkeit	Besondere Merkmale	>2mm [%]
B1/1	0,20-1,20	fS	dbn	0	Mischprobe	45,5
B1/2	1,20-2,20	fSgr4gs	dbn	0	sehr viele große Feldspäte; Mischprobe	1,1
B2/3	0,00-0,07	mS - gS	robn	0	eckige rote Granitbruchstückchen	4,4
B2/4	0,07-0,11	Ufs	sw	2	org. Horizont; viele Pflanzenreste und Wurzeln	2,1
B2/5	0,11-0,16	mS - gS	gelibn	1	hoher org. Anteil	10,9
B2/6	0,16-0,29	mS	grbn - sw	0	Granitbruchstücke bis 3mm; vereinzelt Pflanzenreste	5,9
B2/7	0,29-0,43	fUgr	dbn	3	Gesteinsbruchstücke bis 1cm; wieder höherer organ. Anteil	7,5
B2/8	0,43-0,58	fSt	hgr	3	Ton-/Lehmgehalt steigt mit Teufe Eisenkonkretionen und Glimmer, org. Substanz, gr Red.merkmale (sinkend mit Teufe), ro Ox.merkmale (steigend mit Teufe)	93,2
B2/9	0,58-0,89	fSu	roligrbn	4		13,4
B2/10	0,60-1,06	Ulgr	bn	3	sw Lehmschlieren, Feldspäte ca. 1 cm; sehr feucht	6,2
B2/11	1,06-1,29	Ums	rolibn	2	sw Sandkörner	2,3
B2/12	1,29-1,50	Ums	rolibn	2		1,0
B2/13	0,69-1,27	mS	sw	0		9,5
B2/14	1,27-1,39	gSgr	gr	0	Gesteinsbruchstücke ca. 1.5 cm	39,4
B2/15	1,39-1,70	L - Uts	robn - gr			3,4
B2/16	1,70-2,00	mS	gr	0	z.T. sw Komponenten	8,3
B2/17	2,00-2,70	mSgr4l	roligr	0	eckige Gruse, hptsl. Feldspäte bis 1.5 cm; Ox.merkmale	39,9
B3/18	0,68-0,695	Ufs	robn	3	Oberbodenhorizont (Ah)	0,0
B3/19	0,695-0,83	Ufs	swbn	3	sw Humus- Schlieren	0,9
B3/20	0,83-0,915	mSgr3 - gSgr3	gr	0	eckige Gesteinsbruchstückchen bis 1 cm Ox.merkmale (ziegelrote Komponenten) und	6,4
B3/21	0,915-1,70	Ugs4gr3	roligr	3	Granitbruchstückchen mit der Teufe zunehmend	17,6
B3/22	1,70-2,55	Ufs4gr2	roligr	3	auffallend rostrote Einlagerung zum Liegenden steigender Anteil roli Ox.merkmale und	30,9
B3/23	2,37-2,55	fSgr3u	roligr	1	Granitbruchstk. sehr dicht; zum Liegenden steigender Anteil roli Ox.merkmale und	17,7
B3/24	2,55-2,70	fSgr3u	roligr	1	Granitbruchstückchen	13,3
B4/25	0,00-0,345	Ufs	robn	3	Oberbodenhorizont (Ah); fS- Anteil zur Basis zunehmend	11,6
B4/26	0,345-0,95	gSgr3	dbn (roli)	0	sw, eckige Aufb.rückstände bis 1 cm; z.T. ziegelrote Färbg	18,7
B4/27	0,95-1,29	mS - gS	sw	1		21,1
B4/28	1,34-1,75	gSms	gelihbn	0	Fluvsand: gerundete Körner; z.T. lehmig- schluffige Einlagen	27,4
B4/29	1,29-1,34 & 1,42-1,48	Ufs	swgr	3	vermutete Tailings; metallisch glänzend	4,6
B4/30	1,75-1,92	Us4	bngr	1	gerundete Körner; viele Feldspäte	5,3
B4/31	1,92-2,16	gS	gebn	0	Fluvsand: gerundete Körner	51,4
B4/32	2,16-2,28	Us3gr3l	swbn	2	Gesteinsbruchstk. >10mm	22,6
B4/33	2,28-2,31	gSgr	robn	0	Gesteinsbruchstk. bis 1cm	55,8
B4/34	2,31-2,43	mSgr4fs	bn	0	Gesteinsbruchstk. bis 5 cm, viele ca. 0.5 cm; wasserführend	48,8
B4/35	2,43-3,85	Us3lgr	gebn	2	Gesteinsbruchstk. bis 3 cm; evtl Bv/Cv- Übergangshorizont	47,2
B5/36	0,27-0,45	Ul4	bn	4	Oberbodenhorizont (Ah), stark humos; Lehmgehalt mit Teufe zunehmend	0,1
B5/37	0,45-0,56	mS	rosw	0	mit schwarzen Komponenten; glimmerreich	1,3
B5/38	0,56-0,73	fSu	gr - hbn	2		0,1
B5/39	0,73-0,85	Ufs	swgr	3	Tailings; metallisch glänzend; bn Schlieren und Konkretionen	0,2
B5/40	0,85-1,00	fSu	swgr	0 - 1		0,1
B5/41	1,18-1,85	Ufsms	gr	2	rostrote Schlieren; Konsistenz z.T fest, z.T. sehr weich	1,7
B5/42	1,48-1,70	gSgr	sw	0	evtl. verfärbte Fluvsande; Kiese 0.5 - 2 cm; bindige Einlagen	25,4
B5/43	1,85-2,00	Us	hbn	3	sehr weich	2,2
B5/44	2,00-2,15	gSgr4	gebn	0	anstehender Fluvschotter	48,6
B6/45	1,07-1,16	Ut	swbn	4	Oberboden(Ah), viele Pflanzenreste und humose Schlieren	0,0
B6/46	1,16-1,24	Ufs	roligrbn	1 - 2	zur Basis zunehmender fs; durchgehend ziegelrote Lage	0,0
B6/47	1,24-1,34	Lut	robn	3	dgr fS- Schlieren	0,0
B6/48	1,34-1,57	Utl	bn	2	organische Einlagen, sehr weich	0,0
B6/49	1,57-1,63	Ut	swbn	2	stark humoser Horizont, Pflanzenreste erkennbar	0,0
B6/50	1,63-1,90	Utl	hgr	2	Redoxmerkmale; sehr dicht	0,1
B6/51	2,06-2,42	Utl	gr	3	Gley; Redoxmerkmale	0,0
B6/52	2,42-2,60	Uts	gr	2	Übergangshorizont	1,2
B6/53	2,60-3,50	mSgr - gSgr	gr	0	Gneisersatz, Bruchstk zum Liegenden größer bis 2 cm	41,3

Anlage 8: Gesamtkonzentrationen [mg/kg] der Metall(oid)e

	B1	B2	B3	B4	B5	B6	B7	B8	B9	B10	B11	B12
Li 7	82,6	95,5	61,6	51,4	62,8	72,3	59,9	33,2	48,7	66,4	52,8	40,8
Be 9	3,5	3,4	2,5	2,3	2,6	3,1	3,3	1,8	2,9	2,6	2,9	2,1
Cr 52	41,7	16,3	37,2	35,9	38,3	42,1	23,1	11,6	21,9	37,1	26,7	20,6
Mn 55	1506,2	749,7	1156,8	3522,4	1419,3	1201,3	819,9	254,4	594,3	1132,2	750,9	519,3
Fe 54	41493,3	26449,1	38923,8	45187,3	39138,5	41021,6	26574,5	11513,4	27568,7	37549,6	31101,9	25390,0
Fe korr	38483,4	21265,5	34765,6	42839,2	35225,9	37764,7	21548,6	7993,6	22732,9	33023,2	26499,5	20239,9
Co 59	26,9	8,5	83,1	263,4	55,4	37,8	25,7	14,3	15,6	25,8	16,5	9,8
Ni 60	57,1	10,9	56,4	153,2	71,0	61,6	21,9	6,4	11,6	52,8	23,8	12,5
Cu 65	244,9	18,1	254,5	322,5	206,2	279,0	59,1	7,3	8,8	192,7	77,6	46,9
Zn 66	176,5	126,4	146,1	271,0	162,6	155,9	88,7	39,9	61,9	138,7	85,0	56,0
Ga 69	20,6	13,2	18,7	25,3	24,9	22,0	12,5	6,0	8,7	17,3	10,7	7,1
Ge 73	3,9	3,4	3,3	4,2	3,2	3,9	2,7	1,8	3,5	3,9	3,8	3,3
As 75	256,5	27,0	215,6	513,3	307,8	231,8	88,4	6,6	11,6	180,1	65,4	12,7
Rb 85	80,9	120,9	51,1	37,6	62,7	75,6	45,6	25,3	51,6	51,9	48,1	44,6
Sr 88	32,2	18,8	23,5	39,0	30,3	28,4	17,6	8,8	11,9	22,6	13,7	8,3
Zr 90	13,0	20,4	11,7	3,1	10,3	16,3	3,6	1,2	9,3	8,7	6,3	7,6
Nb 93	5,0	8,3	2,2	3,1	2,8	1,8	6,3	4,6	4,7	2,8	4,4	3,0
Mo 95	11,8	3,6	3,1	5,9	3,5	3,1	1,8	0,6	1,2	3,1	1,9	1,0
Ag 107	2,1	0,2	2,8	2,8	2,6	3,1	0,9	<NWG	<BSG	2,9	1,0	0,3
Cd 111	0,9	1,6	0,5	2,0	1,1	0,6	0,4	<BSG	<NWG	0,7	0,4	0,2
In 115	0,3	<NWG	0,4	0,5	0,3	0,3	<NWG	<NWG	<NWG	0,2	<NWG	<NWG
Sn 120	12,3	8,3	51,3	102,6	17,9	14,0	7,6	4,2	4,3	9,6	5,6	3,4
Sb 121	4,5	0,5	4,3	7,2	4,5	5,9	1,7	0,5	0,5	4,9	1,5	0,5
Cs 133	22,0	35,9	14,4	13,0	15,7	17,8	15,5	8,7	12,7	14,6	13,2	9,8
Ba 138	502,2	183,7	558,3	897,5	804,2	610,1	209,0	63,2	89,7	458,9	182,0	80,3
Y 89	20,3	35,7	13,6	12,7	13,7	15,6	15,1	8,5	17,2	15,6	16,8	18,3
La 139	40,0	69,4	22,5	19,1	24,9	27,8	42,1	30,8	46,9	29,5	40,0	37,5
Ce 140	82,2	137,2	47,5	40,0	52,5	58,4	86,7	63,6	104,6	62,2	87,1	79,8
Pr 141	9,3	16,0	5,6	4,8	6,2	6,9	9,6	6,9	11,0	7,1	9,5	9,1
Nd 146	35,1	57,5	22,5	19,0	24,2	26,3	34,5	24,4	39,8	27,1	34,5	33,8
Sm 147	7,0	10,7	4,7	4,1	5,1	5,6	6,3	4,0	7,4	5,6	6,5	6,5
Eu 151	1,2	0,8	1,0	1,0	1,2	1,2	0,7	0,4	0,8	1,1	0,9	0,8
Gd 157	6,7	10,2	4,6	4,0	4,9	5,3	5,6	3,5	6,3	5,3	5,9	6,0
Tb 159	0,9	1,4	0,6	0,5	0,6	0,7	0,7	0,4	0,8	0,7	0,8	0,7
Dy 162	4,6	7,5	3,2	2,8	3,3	3,6	3,6	2,2	4,1	3,8	4,1	4,1
Ho 165	0,7	1,3	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,3	0,7	0,6	0,7	0,6
Er 166	2,0	3,7	1,4	1,3	1,3	1,5	1,6	0,9	1,9	1,6	1,7	1,8
Tm 169	0,3	0,5	<BSG	<BSG	<BSG	0,2	0,2	<NWG	0,3	0,2	0,2	0,3
Yb 174	1,5	3,3	1,0	1,0	1,1	1,2	1,3	0,7	1,6	1,2	1,5	1,6
Hf 178	0,4	0,9	0,4	<NWG	0,3	0,6	<NWG	<NWG	0,3	0,2	<BSG	0,2
W 182	16,4	7,5	7,8	11,3	8,1	10,4	6,4	3,6	5,2	8,7	5,9	5,1
Tl 205	0,8	0,8	0,5	1,4	0,8	0,7	0,5	0,3	0,4	0,6	0,5	0,3
Pb 206	63,4	11,7	59,5	81,2	57,2	67,2	44,3	16,0	14,3	56,8	28,3	15,6
Pb 207	49,1	11,1	45,9	73,0	46,0	49,8	42,7	16,9	14,5	45,2	25,0	15,4
Pb 208	48,2	11,4	44,4	70,6	45,2	48,0	42,3	17,0	14,9	44,2	25,0	15,8
Bi 209	30,6	1,6	34,3	34,2	36,4	53,0	8,8	0,6	0,6	30,3	9,8	2,7
Th 232	21,9	54,8	11,1	5,4	10,3	12,6	21,0	11,8	27,6	14,7	22,6	21,6
U 235	146,2	39,3	39,6	173,2	39,3	104,4	62,6	5,0	14,0	72,0	34,8	14,0
U 238	142,6	39,6	39,5	169,6	39,5	107,9	62,9	5,2	13,2	72,8	35,5	14,3

	B13	B14	B15	B16	B17	B18	B19	B20	B21	B22	B23
Li 7	65,4	38,9	47,3	63,8	50,2	62,2	73,0	32,7	39,4	43,5	36,2
Be 9	2,7	1,7	2,5	2,5	2,3	8,6	2,9	1,2	1,5	2,2	1,8
Cr 52	53,4	19,5	23,9	35,2	19,8	50,5	34,3	27,0	23,3	30,8	26,3
Mn 55	1107,4	302,9	510,3	995,6	557,1	774,5	454,8	173,2	192,9	328,1	251,9
Fe 54	39170,4	15960,6	28052,8	37583,1	25264,3	33653,7	25198,9	19137,1	16904,6	29966,7	27391,6
Fe korr	35791,8	11519,1	23324,5	33310,4	19793,2	28904,6	19569,1	14336,6	12316,3	25121,3	22399,0
Co 59	23,2	7,3	11,0	22,5	8,2	25,0	17,9	10,5	22,0	17,8	46,6
Ni 60	63,8	11,7	14,0	43,8	12,5	74,4	27,2	13,3	14,0	18,2	14,3
Cu 65	198,8	13,1	24,0	171,9	23,5	167,8	51,7	9,2	16,2	17,7	17,8
Zn 66	134,3	49,9	59,7	117,9	56,7	433,6	113,8	51,0	64,4	64,0	63,4
Ga 69	18,3	7,5	8,8	16,4	8,1	42,3	18,2	8,4	9,7	9,2	8,3
Ge 73	4,3	2,4	3,6	3,8	3,4	3,4	3,0	2,8	2,3	3,5	3,2
As 75	171,8	15,8	22,5	150,1	19,8	71,1	67,6	5,8	11,8	12,0	8,9
Rb 85	47,9	41,2	49,8	51,9	50,5	72,3	49,5	49,7	44,4	56,2	48,7
Sr 88	23,1	8,8	11,1	20,3	11,6	114,9	30,9	16,8	16,3	14,4	13,0
Zr 90	10,0	11,8	12,6	14,1	15,7	12,8	0,8	12,7	7,1	14,5	12,5
Nb 93	2,4	3,1	3,5	2,3	3,1	2,5	4,2	1,3	2,9	2,9	2,2
Mo 95	5,2	0,7	1,3	3,3	1,3	3,5	1,5	<BSG	0,3	0,5	0,4
Ag 107	1,6	0,2	0,3	2,8	0,3	2,0	1,0	0,2	0,5	1,2	3,7
Cd 111	0,4	0,7	<BSG	0,4	0,2	2,2	0,5	<NWG	0,4	0,4	1,6
In 115	0,2	<NWG	<NWG	0,2	<NWG	<BSG	<NWG	<NWG	<NWG	<NWG	<NWG
Sn 120	9,5	3,3	4,1	8,4	4,5	5,2	6,0	2,2	2,9	3,3	4,6
Sb 121	5,3	0,4	0,8	2,9	0,6	6,1	2,0	0,5	0,9	2,5	1,1
Cs 133	13,8	8,6	10,7	13,3	12,6	19,4	21,9	9,7	11,4	13,5	12,8
Ba 138	493,9	92,4	110,6	424,9	118,3	1466,5	353,3	89,5	171,5	127,1	102,6
Y 89	16,4	16,8	21,5	16,9	18,6	23,8	12,2	6,2	8,1	16,0	10,4
La 139	29,3	43,4	43,2	31,3	53,3	29,6	36,0	26,2	32,6	56,8	36,8
Ce 140	60,4	87,5	92,0	65,5	107,7	55,8	76,4	52,4	65,2	119,5	77,5
Pr 141	7,1	10,1	10,6	7,5	11,9	6,6	8,5	5,7	7,1	13,0	8,3
Nd 146	26,7	35,4	38,2	28,7	42,9	26,2	31,3	19,9	25,3	46,0	30,3
Sm 147	5,6	6,6	7,3	5,8	7,7	5,4	5,7	3,5	4,5	7,5	5,4
Eu 151	1,0	0,7	0,9	1,0	0,7	1,4	0,9	0,4	0,5	0,9	0,7
Gd 157	5,2	6,0	6,7	5,3	6,9	5,7	5,0	3,0	3,8	6,8	4,5
Tb 159	0,7	0,7	0,9	0,7	0,8	0,8	0,6	0,3	0,4	0,8	0,5
Dy 162	3,8	3,7	4,6	4,0	4,6	4,1	3,2	1,6	1,9	4,1	2,7
Ho 165	0,6	0,6	0,8	0,6	0,7	0,7	0,5	0,2	0,3	0,6	0,4
Er 166	1,6	1,6	2,0	1,7	1,9	2,0	1,4	0,6	0,9	1,7	1,0
Tm 169	0,2	0,2	0,3	0,2	0,3	0,3	<BSG	<NWG	<NWG	0,2	<BSG
Yb 174	1,3	1,4	1,8	1,3	1,7	1,6	1,0	0,5	0,6	1,3	0,9
Hf 178	0,3	0,5	0,4	0,5	0,6	0,2	<NWG	0,5	<BSG	0,6	0,5
W 182	12,4	3,7	4,3	16,1	12,3	9,1	4,3	1,2	3,4	6,9	7,5
Tl 205	0,5	0,3	0,3	0,5	0,3	0,7	0,5	0,3	0,4	0,4	0,4
Pb 206	56,0	13,5	15,9	44,2	13,6	569,1	51,2	9,5	15,5	13,0	10,7
Pb 207	43,9	13,5	15,9	34,3	13,1	628,3	49,0	10,0	15,3	14,3	11,4
Pb 208	42,8	13,7	16,0	33,6	13,7	617,3	48,2	10,3	16,0	14,6	11,4
Bi 209	44,3	1,7	3,0	46,6	1,4	14,7	9,5	0,5	1,6	0,6	0,4
Th 232	15,8	27,0	25,4	17,5	36,3	5,0	10,5	14,8	18,5	30,3	23,5
U 235	72,3	12,0	15,6	54,4	16,1	128,7	51,1	4,1	10,3	7,5	4,7
U 238	72,4	10,9	16,0	55,4	15,1	128,7	51,8	3,2	11,2	6,9	4,2

	B24	B25	B26	B27	B28	B29	B30	B31	B32	B33	B34	B35
Li 7	47,7	56,5	52,9	56,1	27,4	55,5	55,0	32,3	58,6	63,2	104,4	167,1
Be 9	1,9	3,9	2,1	2,8	1,4	3,4	4,9	2,3	3,8	2,0	2,9	4,3
Cr 52	31,4	58,1	55,5	57,1	8,2	65,2	18,2	13,5	18,5	24,8	32,8	41,2
Mn 55	208,6	605,1	304,2	397,0	155,1	347,7	299,5	168,1	334,8	639,9	1004,5	2690,1
Fe 54	21615,3	47127,0	44321,5	46769,4	7286,5	39147,6	19219,2	11899,4	18423,7	25317,8	36670,9	51992,7
Fe korr	16637,9	45970,9	41410,4	45301,3	5008,9	35502,5	14530,0	8343,3	13549,5	20008,7	31999,0	52143,5
Co 59	36,4	25,4	9,8	15,5	8,9	16,1	14,8	42,4	19,4	43,3	23,5	29,3
Ni 60	19,3	88,4	41,2	57,0	12,6	71,6	30,2	15,1	14,1	20,2	31,3	56,7
Cu 65	24,8	215,9	132,3	180,8	26,9	331,0	181,0	49,7	29,8	36,4	29,8	58,3
Zn 66	66,7	185,4	104,2	143,6	61,8	157,2	279,9	89,8	115,1	62,9	77,1	121,6
Ga 69	10,6	24,1	18,4	37,4	3,8	24,1	9,2	5,7	9,5	7,4	11,9	14,5
Ge 73	3,4	4,8	4,4	4,0	1,7	4,2	2,3	2,2	3,0	3,1	4,0	5,4
As 75	4,8	382,4	379,9	373,6	15,0	320,3	47,6	31,9	21,1	18,8	29,5	39,7
Rb 85	58,9	60,8	48,2	51,7	26,8	58,6	55,0	31,2	47,0	47,3	67,0	106,6
Sr 88	18,1	44,1	32,7	42,5	7,8	45,0	16,2	9,8	15,9	10,8	18,7	27,8
Zr 90	16,7	31,1	16,1	14,8	6,2	10,3	8,8	5,1	3,0	8,0	16,5	24,4
Nb 93	3,5	4,6	1,6	2,2	2,4	2,8	5,7	3,5	5,8	3,6	2,5	1,4
Mo 95	0,3	29,1	31,5	34,9	5,3	28,2	84,7	6,5	2,3	2,1	1,8	2,6
Ag 107	2,0	3,9	3,0	2,9	0,2	2,6	0,6	0,4	0,5	0,6	0,3	0,4
Cd 111	1,1	1,0	0,6	0,8	0,7	1,4	2,3	0,5	0,8	<BSG	<BSG	2,7
In 115	<NWG	0,4	0,2	0,3	<NWG	0,2	<NWG	<BSG	<NWG	<NWG	<NWG	<NWG
Sn 120	4,0	11,0	9,4	12,3	3,7	8,0	10,9	25,7	9,2	19,5	8,3	6,3
Sb 121	1,0	26,0	25,5	30,9	0,8	34,3	2,4	2,3	1,4	0,9	0,9	0,8
Cs 133	15,0	14,0	13,5	13,9	7,1	12,9	13,8	9,1	16,0	12,2	18,0	35,3
Ba 138	151,6	756,5	477,1	1430,0	44,6	684,6	125,5	96,0	123,5	98,5	165,0	192,4
Y 89	13,4	16,7	10,5	14,2	7,1	22,7	16,9	8,9	13,3	10,0	12,2	8,7
La 139	44,5	25,0	19,0	23,6	19,7	24,2	34,6	29,4	43,2	48,2	64,3	58,2
Ce 140	93,2	51,7	38,0	47,3	38,2	48,6	72,9	59,1	87,3	98,2	130,5	118,1
Pr 141	10,1	6,3	4,7	5,8	4,3	6,5	8,3	6,6	9,6	10,6	14,2	12,8
Nd 146	35,9	25,9	18,8	23,2	15,6	26,4	29,6	22,6	34,7	38,1	49,1	46,5
Sm 147	6,5	5,7	4,0	4,9	2,4	6,6	5,6	3,9	5,8	6,3	8,6	8,0
Eu 151	0,8	1,3	0,8	1,1	0,2	1,5	0,7	0,4	0,6	0,7	1,1	1,3
Gd 157	5,3	5,4	3,8	4,6	2,3	6,4	5,2	3,2	5,2	4,9	6,6	6,3
Tb 159	0,7	0,7	0,5	0,6	0,3	0,9	0,7	0,4	0,6	0,6	0,7	0,6
Dy 162	3,3	3,7	2,3	3,2	1,4	4,9	3,5	2,0	3,1	2,7	3,6	2,7
Ho 165	0,5	0,6	0,4	0,5	0,2	0,8	0,6	0,3	0,5	0,4	0,5	0,4
Er 166	1,4	1,6	1,1	1,5	0,6	2,3	1,6	0,8	1,4	1,1	1,3	1,0
Tm 169	<BSG	0,2	<BSG	<BSG	<NWG	0,3	0,2	<BSG	<BSG	<BSG	<BSG	<BSG
Yb 174	1,1	1,3	0,9	1,1	0,5	2,0	1,5	0,7	1,1	0,8	1,0	0,8
Hf 178	0,7	0,6	0,4	0,3	0,2	<BSG	0,2	<BSG	<BSG	0,2	0,6	0,8
W 182	6,9	32,4	22,3	32,4	44,0	58,7	843,6	42,8	11,1	70,4	18,9	14,0
Tl 205	0,4	0,7	0,5	0,8	0,3	0,7	0,6	0,4	0,5	0,3	0,4	0,7
Pb 206	13,4	127,4	80,8	96,4	26,8	137,3	113,9	27,0	37,6	11,6	13,6	13,0
Pb 207	13,6	101,3	65,2	77,1	29,4	86,8	124,2	28,1	41,2	11,8	13,7	13,8
Pb 208	14,4	97,7	62,3	74,7	29,2	81,3	123,7	28,3	41,0	12,1	14,2	13,8
Bi 209	0,6	37,3	15,9	31,1	0,7	34,7	4,4	3,7	0,9	0,7	1,0	1,2
Th 232	25,2	11,6	10,0	10,5	14,0	17,7	23,5	17,5	21,0	26,9	35,7	24,5
U 235	3,7	460,4	416,4	446,8	28,2	883,5	137,0	45,2	28,4	30,5	16,4	12,0
U 238	4,3	453,7	423,1	447,2	30,4	900,3	132,9	43,8	26,9	30,7	16,9	12,4

	B36	B37	B38	B39	B40	B41	B42	B43	B44	B45	B46	B47
Li 7	70,4	70,9	60,6	43,4	41,4	54,5	74,6	49,8	153,6	112,9	94,7	90,1
Be 9	15,0	6,0	4,2	3,7	1,8	4,4	4,1	7,1	3,7	16,0	5,7	5,8
Cr 52	52,3	51,4	68,0	82,9	62,4	70,5	51,3	19,4	45,4	60,2	69,6	68,6
Mn 55	880,3	1142,1	885,8	158,9	152,8	623,3	1090,4	449,3	1608,8	627,9	1449,3	1583,2
Fe 54	88496,6	51797,0	45081,7	58825,8	30026,9	45269,9	51746,1	35241,8	56178,0	45749,4	61763,6	69405,1
Fe korr	92394,7	51592,0	42429,9	59803,2	25377,7	43227,9	51186,4	30510,3	56726,2	43999,6	63213,4	71986,3
Co 59	62,0	45,3	54,5	29,2	17,3	74,4	117,5	30,9	29,8	35,3	45,6	56,6
Ni 60	121,8	125,3	118,3	52,3	48,9	222,9	321,0	39,2	77,1	83,2	102,6	139,3
Cu 65	349,3	190,4	403,1	250,1	172,5	304,5	245,2	452,3	43,3	199,3	321,8	353,0
Zn 66	403,2	423,6	528,0	120,0	79,6	280,8	235,6	500,2	137,9	449,6	271,2	333,1
Ga 69	59,2	16,1	23,2	23,3	14,9	27,1	24,6	13,5	18,6	58,1	30,6	41,9
Ge 73	7,3	4,7	4,2	5,8	3,4	4,3	5,1	3,8	6,1	5,4	6,0	6,6
As 75	391,5	473,9	479,9	1676,7	308,5	887,7	631,2	290,3	121,2	183,4	259,7	436,1
Rb 85	59,9	64,8	72,4	54,4	36,1	59,5	66,9	57,4	78,9	91,6	92,4	111,3
Sr 88	57,5	34,3	45,9	54,5	27,1	40,8	33,9	32,6	24,9	89,6	38,3	42,2
Zr 90	7,3	16,9	43,6	3,3	9,2	9,6	14,4	16,9	16,0	7,5	14,8	13,9
Nb 93	4,3	2,7	3,3	3,2	1,8	2,5	1,5	1,2	1,9	6,3	2,3	1,1
Mo 95	17,9	14,4	32,8	161,3	37,6	69,1	14,9	146,7	6,0	5,0	5,2	4,5
Ag 107	2,2	2,9	3,9	4,0	3,2	2,7	14,7	2,0	1,0	2,3	4,1	6,1
Cd 111	2,0	2,3	3,7	1,3	0,6	1,4	1,3	5,2	0,3	2,4	1,1	0,7
In 115	0,3	0,3	0,5	0,5	<BSG	0,3	0,4	0,3	<NWG	0,3	0,5	1,0
Sn 120	17,0	11,6	15,4	15,6	6,1	12,8	18,4	33,6	3,7	12,9	18,3	31,0
Sb 121	8,8	6,9	22,6	82,5	26,9	36,0	10,3	4,6	3,9	6,4	7,5	8,1
Cs 133	19,4	17,3	16,2	12,1	8,9	13,7	20,7	15,3	20,3	32,6	29,4	39,1
Ba 138	2379,9	330,7	663,8	599,4	383,2	844,6	745,8	295,1	463,4	2137,1	838,1	1293,6
Y 89	53,9	21,6	21,7	30,3	13,4	24,3	24,9	24,3	15,6	37,8	25,3	29,9
La 139	41,9	25,3	26,7	24,5	20,1	23,4	24,0	30,2	42,9	46,1	31,8	31,5
Ce 140	85,0	51,4	54,3	48,7	40,1	47,2	49,9	64,3	87,5	98,9	69,4	69,5
Pr 141	10,4	6,3	7,0	7,0	5,3	6,1	6,3	7,5	10,6	11,4	8,7	8,9
Nd 146	41,7	25,1	28,4	31,8	20,8	25,6	26,1	28,6	40,0	44,5	35,1	37,9
Sm 147	10,1	5,5	6,9	8,9	4,5	6,2	6,1	6,2	7,1	9,8	8,4	9,2
Eu 151	2,6	1,4	1,6	2,1	1,0	1,7	1,6	1,0	1,5	1,9	2,2	2,8
Gd 157	11,4	5,6	6,5	8,6	4,2	6,3	6,5	6,4	6,5	10,0	8,2	9,2
Tb 159	1,7	0,8	0,9	1,2	0,5	0,9	1,0	0,9	0,8	1,4	1,2	1,4
Dy 162	9,6	4,2	5,0	6,6	3,0	4,9	5,3	5,4	3,9	7,9	6,2	7,3
Ho 165	1,8	0,7	0,8	1,2	0,5	0,9	0,9	0,9	0,6	1,3	1,0	1,2
Er 166	4,7	2,0	2,2	3,5	1,3	2,4	2,3	2,5	1,6	3,7	2,5	2,9
Tm 169	0,6	0,3	0,3	0,5	<BSG	0,3	0,3	0,3	0,2	0,5	0,3	0,4
Yb 174	3,5	1,4	1,8	3,2	1,1	2,0	1,8	2,2	1,4	3,2	1,9	2,0
Hf 178	<BSG	0,4	0,8	<NWG	<BSG	<NWG	0,6	0,7	0,4	0,2	0,4	0,5
W 182	33,4	12,3	50,7	244,1	31,8	75,5	67,6	785,4	29,0	25,8	24,4	25,1
Tl 205	0,7	0,6	0,9	0,9	0,4	0,8	0,7	0,9	0,5	0,9	1,1	1,0
Pb 206	121,8	76,7	228,2	290,3	71,7	133,2	96,3	309,5	25,0	173,3	131,5	143,6
Pb 207	112,8	65,6	188,8	156,5	43,9	91,1	79,3	337,0	23,1	159,4	84,5	95,9
Pb 208	110,6	63,7	182,6	145,1	41,7	87,6	76,8	334,1	23,1	156,1	80,7	92,2
Bi 209	26,0	27,4	77,2	93,9	21,2	59,9	68,8	20,3	11,7	33,1	64,3	113,6
Th 232	9,7	8,2	13,0	41,8	12,3	17,0	10,0	31,4	18,9	17,2	10,9	8,2
U 235	447,0	178,9	406,6	1226,6	191,5	411,6	261,3	116,8	42,4	249,0	376,5	277,3
U 238	447,4	175,5	405,4	1222,1	194,4	419,5	275,9	113,7	43,9	258,0	390,4	278,7

	B48	B49	B50	B51	B52	B53
Li 7	93,0	92,4	64,1	58,5	55,9	44,6
Be 9	6,4	9,2	3,1	3,7	4,5	2,1
Cr 52	70,3	61,4	37,2	33,9	26,4	18,7
Mn 55	1252,5	968,7	180,7	145,8	162,2	215,7
Fe 54	64010,6	48145,4	21349,2	18876,4	14386,9	12848,6
Fe korr	65952,1	47294,5	16286,7	14011,9	10284,6	9096,9
Co 59	56,9	43,1	6,0	4,8	6,0	5,5
Ni 60	165,6	102,1	16,0	13,8	14,5	11,9
Cu 65	346,0	251,6	12,5	12,4	11,6	10,5
Zn 66	342,4	327,9	81,1	73,8	87,2	60,2
Ga 69	39,5	59,0	14,8	14,0	11,9	7,2
Ge 73	5,1	5,3	3,6	3,1	2,9	2,7
As 75	469,2	255,8	11,2	7,8	7,0	10,0
Rb 85	111,5	86,0	64,2	57,1	55,1	45,8
Sr 88	40,9	60,4	22,4	19,9	16,4	9,4
Zr 90	7,5	3,7	17,1	15,4	20,3	17,3
Nb 93	2,5	4,2	5,8	4,7	5,7	6,2
Mo 95	4,7	4,8	0,4	<BSG	0,3	0,5
Ag 107	9,7	4,4	0,3	5,7	0,8	0,2
Cd 111	1,5	2,1	<NWG	0,2	0,4	<NWG
In 115	1,1	0,4	<NWG	<NWG	<NWG	<NWG
Sn 120	27,9	15,2	5,0	4,2	4,4	3,4
Sb 121	9,1	6,2	0,5	0,5	1,5	2,3
Cs 133	35,6	28,9	28,8	25,8	19,9	14,5
Ba 138	1221,9	2229,0	179,5	173,3	177,5	96,4
Y 89	31,7	29,8	16,2	20,0	29,1	15,8
La 139	38,1	39,1	46,7	42,4	46,2	58,5
Ce 140	81,3	83,6	96,2	90,0	98,0	117,7
Pr 141	10,3	9,7	11,1	10,3	11,2	12,8
Nd 146	41,6	38,4	41,2	38,8	41,7	45,1
Sm 147	9,6	8,7	7,7	7,4	8,2	7,3
Eu 151	2,5	1,9	1,0	1,0	1,1	0,6
Gd 157	9,8	8,7	6,7	6,5	7,8	6,3
Tb 159	1,4	1,2	0,8	0,9	1,1	0,8
Dy 162	7,8	6,5	4,1	4,6	6,1	3,7
Ho 165	1,2	1,1	0,7	0,8	1,1	0,6
Er 166	3,3	3,0	1,9	2,2	2,9	1,7
Tm 169	0,4	0,4	0,2	0,3	0,4	<BSG
Yb 174	2,4	2,3	1,6	1,9	2,7	1,4
Hf 178	0,2	<NWG	0,7	0,5	0,9	0,8
W 182	24,3	19,9	5,8	4,6	4,1	6,4
Tl 205	1,9	1,1	0,6	0,6	0,5	0,3
Pb 206	207,1	150,0	22,7	19,2	15,5	10,5
Pb 207	167,9	130,5	22,8	19,8	15,8	10,6
Pb 208	163,4	126,0	23,2	20,2	16,1	10,8
Bi 209	135,8	61,4	3,0	1,6	1,2	1,2
Th 232	11,3	11,3	30,5	26,0	26,7	33,5
U 235	373,4	245,0	17,6	18,7	16,5	15,2
U 238	372,3	248,7	17,7	17,6	16,4	14,1

Anlage 9: Metall(oid)- Konzentrationen [mg/kg] der Fraktion 1: leichtaustauschbar gebundene Metall(oid)e

	25/F1	26/F1	27/F1	28/F1	29/F1	30/F1	36/F1	37/F1	38/F1	39/F1	40/F1	41/F1	42/F1	43/F1	44/F1	45/F1	46/F1	47/F1	48/F1	49/F1
Li 7	0,8	0,8	0,9	1,3	1,4	1,4	1,1	2,2	2,4	1,4	0,9	1,5	1,8	1,9	5,4	1,8	1,9	2,1	1,6	1,8
Be 9	0,0	<BSGr	0,0	0,1	0,0	0,2	0,5	0,1	0,0	<NWGr	<NWGr	0,0	0,1	0,3	0,0	0,8	0,2	0,0	0,1	0,4
Cr 52	2,5	3,1	2,4	2,6	3,8	2,6	2,4	2,4	2,4	2,5	2,5	2,4	2,5	2,4	2,4	2,5	2,4	2,5	2,4	2,5
Mn 55	15,1	8,7	40,3	27,1	41,6	81,8	219,0	266,8	207,2	7,6	4,8	139,5	206,2	128,6	353,1	180,3	469,5	748,4	522,5	316,5
Co 59	0,4	0,4	1,2	1,7	1,2	2,0	7,8	4,1	9,0	6,1	2,9	12,6	13,8	2,9	1,1	2,1	2,4	2,0	4,3	2,9
Ni 60	3,9	1,8	4,0	2,0	6,9	4,6	10,6	15,9	13,1	4,1	2,6	33,3	38,1	3,7	3,9	2,3	4,9	3,4	7,8	3,7
Cu 65	9,3	13,9	14,0	8,3	37,7	1,1	28,9	17,3	86,4	27,8	9,2	4,3	1,6	<NWGr	1,8	<BSGr	35,5	65,4	3,7	<NWGr
Zn 66	18,6	6,3	10,8	11,6	16,7	36,1	41,9	82,6	116,7	4,9	4,6	38,2	20,0	95,0	9,4	43,7	22,3	21,2	31,3	35,0
Ga 69	2,3	1,2	1,8	0,2	2,0	0,9	5,9	1,9	3,6	0,2	1,5	2,5	4,2	2,1	3,3	5,8	4,8	7,2	6,0	6,7
Ge 73	<NWGr																			
As 75	1,0	6,2	5,0	1,1	10,4	2,6	0,5	2,5	8,6	69,3	24,1	111,9	49,8	18,4	3,7	7,0	8,2	11,2	22,7	17,9
Rb 85	3,7	2,1	1,8	2,0	3,9	4,0	3,5	5,2	5,2	3,4	2,3	2,5	4,3	5,5	4,3	4,2	3,7	4,2	4,3	4,3
Sr 88	7,6	5,8	6,6	2,1	10,0	6,4	10,7	10,6	10,8	5,7	5,7	9,9	8,4	7,1	10,5	15,6	11,6	13,9	12,4	13,9
Zr 90	0,0	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	<BSGr	<NWGr	0,0	<NWGr	<BSGr	0,0	0,0
Nb 93	<NWGr	0,0	<NWGr																	
Mo 95	<BSGr	0,8	0,6	<NWGr	0,6	0,7														
Ag 107	0,1	0,1	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,1	0,1	<NWGr	<BSGr	<NWGr	0,0	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr
Cd 111	0,2	0,1	0,2	0,1	0,5	0,6	0,9	1,0	1,4	0,2	0,1	0,4	0,2	1,0	0,1	0,4	0,5	0,4	0,5	0,3
In 115	<NWGr	<BSGr	<NWGr	0,0	<BSGr															
Sn 120	0,1	0,1	<NWGr	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,1	<NWGr	0,0	0,0	0,1	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	0,0
Sb 121	0,3	1,4	1,3	0,1	2,5	0,3	0,2	0,3	1,6	9,0	3,1	4,3	1,1	0,4	0,2	0,4	0,4	0,2	0,4	0,3
Cs 133	1,5	1,3	1,0	0,7	1,7	1,7	2,4	2,5	2,2	1,7	1,3	1,0	2,4	2,4	2,6	3,2	2,1	2,3	2,4	3,0
Ba 138	124,6	69,0	97,8	11,9	108,8	47,4	325,3	102,7	182,6	11,9	85,1	140,7	222,8	111,4	174,2	313,7	266,6	379,4	311,1	341,6
Y 89	0,1	0,1	0,2	0,5	0,8	0,7	1,5	0,4	0,4	0,1	0,1	0,3	2,1	1,2	0,7	1,8	1,3	0,9	0,8	1,2
La 139	0,1	0,0	0,1	0,2	0,5	0,4	0,6	0,2	0,1	0,0	0,0	0,1	0,5	0,3	0,3	1,0	0,7	0,4	0,5	0,7
Ce 140	0,1	0,1	0,1	0,4	0,3	0,7	1,0	0,3	0,1	0,0	0,0	0,1	0,8	0,6	0,5	2,1	1,5	1,0	1,1	1,5
Pr 141	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,3	0,2	0,1	0,1	0,2
Nd 146	0,1	0,1	0,1	0,2	0,3	0,4	0,6	0,2	0,2	0,0	0,1	0,1	0,7	0,4	0,5	1,2	0,9	0,6	0,6	0,8
Sm 147	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,2	0,1	0,1	0,0	0,0	0,0	0,3	0,1	0,1	0,4	0,3	0,2	0,2	0,2
Eu 151	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Gd 157	0,0	0,0	0,1	0,1	0,2	0,1	0,3	0,1	0,1	0,0	0,0	0,1	0,4	0,2	0,2	0,4	0,3	0,2	0,2	0,3
Tb 159	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0

	25/F1	26/F1	27/F1	28/F1	29/F1	30/F1	36/F1	37/F1	38/F1	39/F1	40/F1	41/F1	42/F1	43/F1	44/F1	45/F1	46/F1	47/F1	48/F1	49/F1
Dy 162	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,2	0,1	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,3	0,2	0,1	0,3	0,2	0,2	0,2
Ho 165	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0
Er 166	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Tm 169	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Yb 174	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,0	0,0	0,1
Hf 178	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr											
Ta 181	0,0	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr
W 182	0,2	0,7	0,8	0,6	4,0	2,6	<BSGr	0,1	2,4	26,8	3,3	9,1	0,6	4,7	0,4	0,2	0,2	0,1	0,1	0,2
Tl 203	0,2	0,1	0,1	0,1	0,3	0,1	0,2	0,2	0,4	0,4	0,2	0,2	0,1	0,2	0,1	0,2	0,2	0,1	0,4	0,1
Tl 205	0,1	0,1	0,1	0,1	0,3	0,1	0,2	0,2	0,4	0,4	0,2	0,2	0,2	0,2	0,1	0,2	0,2	0,1	0,4	0,1
Pb 206	0,7	0,7	0,7	2,5	2,7	10,3	0,6	0,4	1,7	0,3	0,9	0,9	1,8	7,4	0,2	7,7	8,3	6,0	9,2	4,8
Pb 207	0,6	0,5	0,6	2,4	1,6	10,3	0,5	0,4	1,3	0,2	0,5	0,6	1,3	7,2	0,2	6,5	5,1	3,6	6,9	3,7
Pb 208	0,6	0,5	0,5	2,4	1,5	10,3	0,5	0,3	1,3	0,1	0,5	0,6	1,3	7,3	0,2	6,4	4,9	3,4	6,8	3,7
Bi 209	0,0	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,2	0,1	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,1	0,3	0,0
Th 232	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,0	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,0	<NWGr	0,0	0,0	<NWGr	<BSGr	0,0
U 235	54,4	112,7	120,2	14,8	256,2	49,5	123,5	53,9	119,4	85,3	31,0	56,1	77,8	29,5	10,8	72,9	209,3	108,6	130,4	70,8
U 238	54,2	115,4	121,4	15,9	246,8	51,2	125,1	55,3	120,8	87,3	32,4	58,4	78,5	31,1	11,2	75,8	206,0	112,0	132,2	73,8

Anlage 10: Metall(oid)- Konzentrationen [mg/kg] der Fraktion 2: an Carbonaten gebundene Metall(oid)e

	25/F2	26/F2	27/F2	28/F2	29/F2	30/F2	36/F2	37/F2	38/F2	39/F2	40/F2	41/F2	42/F2	43/F2	44/F2	45/F2	46/F2	47/F2	48/F2	49/F2
Li 7	1,4	0,3	0,3	0,5	0,5	0,8	1,0	1,0	0,3	0,6	0,3	0,5	0,7	1,0	3,1	1,5	1,0	0,9	1,0	1,4
Be 9	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<NWGr	0,1	0,1	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,0	<NWGr	0,1	<BSGr	<NWGr	<BSGr	0,1
Cr 52	3,2	<BSGr	<BSGr	<BSGr	3,2	<BSGr														
Mn 55	46,6	2,0	9,2	5,0	10,5	17,8	63,5	92,4	34,2	1,1	1,0	24,5	54,7	28,8	79,6	29,9	108,3	100,6	96,5	75,4
Co 59	0,6	<NWGr	0,1	0,2	0,2	0,3	1,7	1,0	1,5	0,6	0,2	1,3	1,2	0,8	<BSGr	0,4	0,2	0,2	0,5	0,4
Ni 60	2,2	<NWGr	<BSGr	<NWGr	0,9	<BSGr	2,1	2,7	1,9	<NWGr	<NWGr	3,0	3,2	1,1	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	1,0
Cu 65	4,2	<BSGr	<BSGr	<BSGr	3,4	<NWGr	10,4	4,1	10,8	3,2	<NWGr	<NWGr	<NWGr	10,1	<NWGr	<NWGr	2,9	7,1	<NWGr	<NWGr
Zn 66	4,4	2,2	3,5	4,4	4,1	5,7	9,1	12,7	12,4	3,0	4,1	6,9	6,4	14,5	4,5	11,2	4,2	10,9	7,2	9,6
Ga 69	1,6	0,2	0,5	<NWGr	0,5	0,2	5,4	0,4	0,7	<NWGr	0,3	0,5	1,7	0,4	0,6	9,2	1,9	3,6	3,9	8,8
Ge 73	<NWGr																			
As 75	5,3	9,0	8,1	<BSGr	14,7	4,1	<BSGr	3,7	5,0	108,7	23,9	81,8	38,7	12,1	4,4	9,7	6,8	10,4	19,8	19,9
Rb 85	1,9	0,6	<BSGr	0,7	0,9	1,1	0,8	1,2	0,7	1,0	0,7	0,9	1,4	1,2	1,6	1,1	1,4	1,5	1,3	1,3
Sr 88	4,3	1,4	1,9	0,6	3,0	1,2	8,1	2,4	2,0	1,3	1,6	2,8	3,1	1,5	1,9	14,0	3,3	4,1	4,8	11,1
Zr 90	0,0	<BSGr	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,0	<BSGr	<BSGr	1,3	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0	0,2	0,1	0,1	0,1	0,0	0,0

	25/F2	26/F2	27/F2	28/F2	29/F2	30/F2	36/F2	37/F2	38/F2	39/F2	40/F2	41/F2	42/F2	43/F2	44/F2	45/F2	46/F2	47/F2	48/F2	49/F2
Nb 93	<NWGr																			
Mo 95	5,3	3,6	3,9	<NWGr	3,3	<BSGr	2,8	2,4	2,2	31,3	5,3	8,5	<BSGr	5,5	2,3	<BSGr	<BSGr	<BSGr	<BSGr	2,1
Ag 107	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,1	<NWGr													
Cd 111	0,2	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<BSGr	0,1	0,2	0,2	0,2	<BSGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,4	<NWGr	<NWGr	0,1	<NWGr	<BSGr	<NWGr
In 115	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<NWGr												
Sn 120	0,1	0,0	<BSGr	0,1	<BSGr	<BSGr	0,0	0,1	<BSGr	0,0	<NWGr	<BSGr	0,0	0,1	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr
Sb 121	1,3	0,8	1,0	<BSGr	1,5	0,3	0,2	0,2	0,2	7,8	1,9	2,8	0,4	0,3	0,2	0,5	0,2	0,1	0,3	0,4
Cs 133	0,7	0,4	0,3	0,2	0,4	0,4	0,4	0,6	0,3	0,5	0,4	0,4	0,7	0,6	0,7	0,7	0,8	0,7	0,6	0,6
Ba 138	96,5	13,1	29,8	1,8	32,1	12,9	314,0	24,1	42,4	1,1	16,2	26,6	99,5	26,2	34,4	568,2	110,3	220,3	217,1	498,7
Y 89	0,1	0,0	0,0	0,1	0,1	0,2	0,4	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,2	0,2	0,1	0,4	0,1	0,1	0,1	0,2
La 139	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,1	0,1	0,2	0,1	0,0	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,2	0,0	0,0	0,0	0,1
Ce 140	0,0	<NWGr	0,0	0,0	0,0	0,1	0,2	0,0	0,0	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,4	0,1	0,1	0,1	0,2
Pr 141	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0	0,0	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0
Nd 146	0,0	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,1	0,1	0,0	0,0	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,1	0,0	0,0	0,2	0,1	0,0	0,1	0,1
Sm 147	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,0	<NWGr	0,1	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,0							
Eu 151	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,1
Gd 157	0,0	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	0,1	0,0	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,1
Tb 159	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	0,0	<NWGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,0
Dy 162	0,0	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	<NWGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0
Ho 165	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0	0,0	<BSGr	<BSGr	<BSGr	<NWGr	0,0	0,0	<BSGr	0,0	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,0
Er 166	0,0	<BSGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Tm 169	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	0,0	<BSGr	<NWGr	<BSGr	0,0
Yb 174	<BSGr	<NWGr	<BSGr	<BSGr	<NWGr	0,0	0,0	<NWGr	<BSGr	<NWGr	0,0	<NWGr	0,0	0,0	<BSGr	0,0	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0
Hf 178	<NWGr	0,4	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	1,3	0,6	0,3	0,2	0,3	0,2							
Ta 181	<NWGr	<BSGr	<NWGr																	
W 182	1,7	1,1	1,4	0,5	3,9	3,5	0,2	0,3	0,8	37,5	3,0	8,6	1,1	8,6	0,7	0,4	0,3	0,3	0,3	0,4
Tl 203	0,1	<BSGr	<BSGr	<NWGr	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	<BSGr	<NWGr	0,1	<NWGr	<BSGr	0,0	<BSGr	0,1	<BSGr
Tl 205	0,1	<BSGr	<BSGr	<NWGr	0,0	<NWGr	<BSGr	0,0	<BSGr	0,1	0,0	<BSGr	<NWGr	0,1	<NWGr	<BSGr	0,0	<BSGr	0,1	<BSGr
Pb 206	0,1	<BSGr	<NWGr	0,8	0,6	0,9	0,3	2,5	1,1	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	2,4	<NWGr	1,1	0,3	0,3	0,4	0,5
Pb 207	0,2	<BSGr	<NWGr	0,9	0,6	0,9	0,4	2,9	1,2	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	2,3	<NWGr	1,0	0,2	0,2	0,3	0,5
Pb 208	0,1	<BSGr	<NWGr	0,9	0,5	0,9	0,3	2,7	1,1	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	2,3	<NWGr	1,0	0,2	0,2	0,3	0,5
Bi 209	<NWGr	0,4	0,1	0,0	0,0	0,1	0,0	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,0									
Th 232	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<NWGr	<BSGr	<NWGr	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0							
U 235	81,0	32,5	40,9	2,8	94,6	19,5	48,7	23,3	33,1	41,8	17,8	28,7	19,6	11,1	5,3	30,1	32,7	25,2	41,4	27,2
U 238	83,8	34,0	41,9	2,8	98,0	19,0	52,3	24,2	32,4	42,3	18,4	29,5	19,3	12,5	4,6	31,8	35,9	25,9	44,8	29,2

Anlage 11: Metall(oid)- Konzentrationen [mg/kg] der Fraktion 3: an Eisen/ Manganoxiden gebundene Metall(oid)e

	25/F3	26/F3	27/F3	28/F3	29/F3	30/F3	36/F3	37/F3	38/F3	39/F3	40/F3	41/F3	42/F3	43/F3	44/F3	45/F3	46/F3	47/F3	48/F3	49/F3
Li 7	7,8	4,1	3,6	4,6	5,2	3,2	6,3	9,4	7,8	7,6	6,3	8,7	4,6	7,4	17,1	15,4	8,6	7,3	9,0	12,2
Be 9	1,8	0,3	0,7	0,7	1,4	3,6	11,3	4,1	1,8	1,5	0,5	2,2	1,5	4,6	1,5	10,8	2,0	1,6	2,4	5,5
Cr 52	11,3	8,5	8,9	3,6	13,8	4,9	8,8	9,8	16,1	29,4	16,0	15,8	5,4	5,6	6,1	6,0	8,3	6,7	6,5	5,8
Mn 55	317,7	69,1	126,1	59,2	131,7	58,3	321,9	563,6	484,6	75,7	37,8	264,3	468,7	116,6	593,8	125,6	500,9	363,4	324,4	277,9
Co 59	16,2	2,6	5,8	4,7	6,5	5,2	37,1	30,7	36,5	17,8	6,5	38,3	58,9	12,6	12,4	17,3	26,0	29,4	29,2	22,8
Ni 60	52,0	14,0	21,1	9,8	29,2	16,1	58,8	75,8	62,5	25,9	16,2	95,8	123,7	17,2	22,3	31,7	41,8	41,9	50,6	40,4
Cu 65	134,8	47,4	77,2	10,7	156,3	50,9	182,3	113,1	208,1	144,7	78,0	119,7	51,4	173,7	16,1	84,4	126,9	114,5	152,5	92,2
Zn 66	101,5	27,6	42,2	25,1	62,6	81,4	348,6	272,9	292,4	61,7	40,1	151,4	60,8	168,8	49,0	199,3	80,8	88,0	105,6	141,1
Ga 69	6,0	2,4	3,0	0,5	4,7	1,1	15,0	2,5	4,2	6,1	3,3	6,7	2,5	1,4	1,6	19,5	2,6	4,0	5,5	11,7
Ge 73	2,3	1,5	1,6	0,7	1,5	1,0	3,8	2,4	2,2	3,3	1,4	2,3	1,2	1,7	1,6	2,0	1,7	1,6	1,9	1,9
As 75	224,0	176,2	190,1	6,7	186,3	16,7	136,7	257,9	329,7	1057,5	188,7	402,5	177,9	114,9	29,4	58,1	77,2	126,3	177,2	79,5
Rb 85	6,1	3,4	3,4	3,3	4,4	3,2	3,9	6,3	6,7	4,4	3,2	5,0	3,8	5,1	4,8	3,5	4,8	5,6	5,1	4,2
Sr 88	13,6	7,3	8,5	1,3	10,8	1,6	15,6	8,9	12,8	20,3	9,1	11,5	6,3	2,7	2,4	21,9	7,4	7,8	8,2	12,9
Zr 90	0,5	0,5	0,3	0,1	0,8	0,1	0,6	0,4	0,7	0,2	0,2	0,5	0,1	0,3	0,2	0,2	0,1	0,1	0,1	0,1
Nb 93	0,5	0,2	0,3	0,3	0,5	0,2	0,2	0,2	0,7	0,8	0,3	0,4	0,0	0,3	0,1	0,1	0,0	0,0	0,0	0,1
Mo 95	<BSGr	<BSGr	<BSGr	<BSGr	<BSGr	<BSGr	0,8	0,8	0,8	0,8	0,7									
Ag 107	2,6	1,7	1,9	0,1	2,6	0,7	1,8	2,2	3,3	3,0	1,7	1,5	1,9	1,5	0,5	1,8	2,8	4,3	7,4	2,7
Cd 111	2,3	1,9	2,0	1,9	2,2	2,6	2,3	2,6	2,8	2,1	1,9	2,2	0,3	1,7	0,1	1,5	0,2	0,1	0,5	1,3
In 115	0,2	0,1	0,1	0,0	0,1	0,0	0,1	0,1	0,3	0,3	0,0	0,1	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,2	0,4	0,2
Sn 120	0,5	0,6	0,4	0,5	0,4	0,3	1,3	0,5	1,0	2,2	0,2	1,5	1,1	3,8	0,1	0,1	0,1	0,1	0,0	0,0
Sb 121	3,0	2,6	3,5	0,1	3,5	0,1	1,1	0,6	2,8	10,3	2,5	2,1	0,7	0,3	0,2	0,3	0,4	0,3	0,5	0,3
Cs 133	2,3	2,1	2,0	1,5	2,0	1,7	2,3	3,0	2,8	1,9	1,6	2,3	2,6	2,8	2,3	2,7	3,3	3,7	3,4	2,9
Ba 138	235,9	83,8	124,0	5,9	206,7	19,9	796,9	86,4	204,2	241,6	122,8	338,3	148,9	53,8	87,6	979,4	164,1	239,3	336,0	670,9
Y 89	10,0	3,3	5,8	3,9	14,7	10,6	39,6	16,0	14,6	20,8	7,4	15,6	12,6	12,3	7,4	22,4	10,0	8,5	10,8	14,5
La 139	5,0	1,6	2,7	3,0	4,7	4,7	20,3	9,2	5,7	5,1	2,9	5,5	4,4	4,2	3,9	13,3	5,3	4,4	7,3	9,4
Ce 140	9,9	3,1	5,4	5,2	9,5	10,8	38,8	16,6	12,1	10,9	5,1	10,8	9,0	8,9	7,2	30,5	12,8	10,8	16,4	21,3
Pr 141	1,4	0,5	0,8	0,7	1,7	1,3	4,9	2,2	1,9	2,2	0,9	1,7	1,4	1,2	1,3	3,4	1,6	1,4	2,0	2,4
Nd 146	6,6	2,5	4,0	2,8	8,5	5,4	20,5	9,5	9,1	11,9	4,5	8,2	6,3	4,9	5,7	14,2	7,6	6,5	8,9	10,1
Sm 147	1,9	0,8	1,2	0,6	3,0	1,4	5,3	2,5	3,1	4,5	1,4	2,6	2,0	1,5	1,4	3,6	2,3	2,0	2,4	2,7
Eu 151	0,5	0,2	0,3	0,1	0,8	0,2	1,6	0,7	0,8	1,2	0,4	0,7	0,5	0,3	0,4	0,8	0,6	0,6	0,6	0,6
Gd 157	2,1	0,8	1,3	0,6	3,0	1,5	6,7	3,0	3,3	4,6	1,5	2,9	2,3	1,8	1,5	4,0	2,5	2,2	2,6	3,0
Tb 159	0,3	0,1	0,2	0,1	0,5	0,3	1,1	0,5	0,5	0,7	0,2	0,5	0,4	0,3	0,2	0,6	0,4	0,4	0,4	0,4
Dy 162	1,8	0,7	1,2	0,6	2,7	1,7	6,1	2,6	2,8	4,1	1,3	2,6	2,1	2,1	1,3	3,7	2,1	1,9	2,2	2,6

	25/F3	26/F3	27/F3	28/F3	29/F3	30/F3	36/F3	37/F3	38/F3	39/F3	40/F3	41/F3	42/F3	43/F3	44/F3	45/F3	46/F3	47/F3	48/F3	49/F3
Ho 165	0,3	0,1	0,2	0,1	0,5	0,3	1,2	0,5	0,5	0,8	0,2	0,5	0,4	0,4	0,2	0,7	0,4	0,3	0,4	0,5
Er 166	0,9	0,3	0,5	0,3	1,4	0,9	3,0	1,2	1,3	2,0	0,6	1,3	1,0	1,1	0,7	1,8	0,9	0,8	1,0	1,2
Tm 169	0,1	0,0	0,1	0,0	0,2	0,1	0,4	0,1	0,2	0,3	0,1	0,2	0,1	0,2	0,1	0,2	0,1	0,1	0,1	0,2
Yb 174	0,6	0,3	0,4	0,3	1,1	0,8	2,2	0,9	1,0	1,8	0,5	1,0	0,7	1,0	0,5	1,5	0,7	0,5	0,7	1,0
Hf 178	0,3	0,2	0,2	<BSGr	0,5	0,2	0,6	0,3	0,3	0,4	0,2	0,3	0,2	0,2	0,2	0,4	0,2	0,2	0,2	0,2
Ta 181	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	<NWGr	<BSGr	0,0
W 182	1,5	1,4	1,6	1,2	3,3	2,7	0,5	0,5	4,2	29,7	1,5	4,5	0,7	23,6	0,3	0,2	0,2	0,2	0,2	0,1
Tl 203	0,2	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,1	0,1	0,2	0,3	0,1	0,1	0,1	0,2	0,0	0,1	0,1	0,1	0,2	0,3
Tl 205	0,2	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,1	0,1	0,2	0,3	0,1	0,1	0,1	0,2	0,0	0,1	0,1	0,1	0,2	0,3
Pb 206	83,4	45,1	60,5	9,2	104,7	69,5	86,9	63,7	190,7	220,3	51,9	91,6	52,9	172,9	13,4	126,9	84,5	81,5	138,1	102,3
Pb 207	61,6	33,3	44,6	8,9	61,1	68,8	72,7	50,3	144,9	109,0	29,6	58,1	40,8	168,6	10,8	106,4	50,2	48,5	102,2	80,9
Pb 208	60,7	32,8	43,6	8,9	58,6	69,0	72,2	49,4	142,6	102,5	28,2	56,4	40,3	168,5	10,8	106,3	48,3	46,3	100,0	79,8
Bi 209	24,5	8,8	16,3	0,4	20,3	2,4	15,5	21,7	62,5	71,3	12,6	37,5	31,2	12,2	6,7	16,3	37,6	62,2	79,6	28,0
Th 232	0,0	0,4	0,1	0,1	0,2	0,1	0,1	0,0	0,1	0,4	0,2	0,2	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
U 235	174,6	134,6	155,6	5,7	335,8	31,6	110,3	53,7	133,5	682,8	82,0	149,9	35,6	22,3	7,0	35,8	32,5	32,8	53,2	28,3
U 238	179,1	139,8	162,4	5,9	321,3	34,1	114,1	54,6	139,9	504,1	84,0	154,6	36,4	22,3	7,6	38,8	33,7	34,4	56,7	30,5

Anlage 12: Metall(oid)- Konzentrationen [mg/kg] der Fraktion 4: an organischer Substanz gebundene Metall(oid)e

	25/F4	26/F4	27/F4	28/F4	29/F4	30/F4	36/F4	37/F4	38/F4	39/F4	40/F4	41/F4	42/F4	43/F4	44/F4	45/F4	46/F4	47/F4	48/F4	49/F4
Li 7	6,6	2,8	3,2	1,0	2,9	4,8	4,1	4,5	3,7	1,5	2,2	3,0	3,2	1,5	6,8	10,2	5,9	5,0	5,9	8,7
Be 9	0,3	0,1	0,1	0,0	0,1	0,4	1,0	0,4	0,2	0,1	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2	1,8	0,3	0,2	0,3	0,9
Cr 52	7,6	2,7	3,8	0,7	4,9	4,6	5,4	4,2	6,2	6,8	4,3	5,8	2,3	1,9	3,1	11,2	4,6	2,8	5,2	10,6
Mn 55	45,2	14,3	23,4	3,0	24,2	22,7	37,1	47,4	60,1	10,8	7,9	27,9	47,3	10,6	59,2	55,3	42,3	28,8	32,5	55,6
Co 59	2,7	1,0	1,8	0,2	2,8	4,1	3,9	4,8	3,8	1,3	2,9	8,9	24,0	7,0	2,9	5,3	5,2	6,2	6,7	6,7
Ni 60	11,2	5,2	6,6	0,6	12,2	6,1	11,8	12,4	11,5	5,0	10,8	25,3	45,9	5,1	6,1	15,0	10,7	10,7	12,8	14,6
Cu 65	41,5	27,2	43,9	1,2	92,3	110,6	56,9	48,9	82,4	37,4	58,4	120,5	145,6	154,1	12,0	74,2	97,0	65,9	99,7	110,2
Zn 66	37,4	12,9	17,3	8,1	35,8	124,7	42,3	38,1	87,1	31,6	29,9	48,5	66,3	126,9	18,9	94,9	39,5	41,0	51,9	67,4
Ga 69	2,3	0,7	1,1	0,0	0,8	0,4	3,1	0,7	0,9	1,1	0,6	0,7	0,4	0,3	0,4	2,0	0,5	0,5	0,7	1,5
Ge 73	0,4	0,2	0,3	0,1	0,4	0,4	0,5	0,3	0,4	0,3	0,3	0,3	0,3	0,4	0,2	0,3	0,2	0,2	0,2	0,3
As 75	29,9	17,3	19,3	0,4	19,6	6,1	7,8	32,4	26,2	70,6	13,4	40,5	48,4	17,6	3,0	19,2	6,6	12,1	20,9	17,3
Rb 85	3,0	1,2	1,4	0,4	1,2	2,0	1,5	2,0	1,8	0,7	0,8	1,2	1,6	1,0	1,9	3,8	2,0	2,5	1,8	2,9
Sr 88	4,1	2,1	2,8	0,4	1,9	0,7	4,8	3,0	2,0	1,5	1,6	1,6	1,3	0,6	1,2	7,2	1,7	1,1	1,7	3,8
Zr 90	0,1	0,0	0,0	0,1	0,1	0,2	0,1	0,0	0,1	0,0	0,2	0,1	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	<BSGr	0,0	0,0
Nb 93	0,0	0,5	0,1	0,6	0,2	1,4	0,0	0,3	0,1	0,0	0,7	0,0	<NWGr	<BSGr	0,2	1,6	<NWGr	0,2	0,3	0,6
Mo 95	2,0	6,3	5,2	2,9	4,0	75,7	0,8	2,1	2,7	7,7	7,3	5,1	2,3	46,6	1,7	2,0	<BSGr	1,7	1,5	1,2

	25/F4	26/F4	27/F4	28/F4	29/F4	30/F4	36/F4	37/F4	38/F4	39/F4	40/F4	41/F4	42/F4	43/F4	44/F4	45/F4	46/F4	47/F4	48/F4	49/F4
Ag 107	0,4	0,1	0,2	0,0	0,2	0,3	0,2	0,4	0,3	0,1	0,2	0,4	1,5	0,4	0,1	0,4	0,7	0,6	1,4	1,0
Cd 111	0,2	0,1	0,1	0,0	0,3	0,8	0,1	0,2	0,6	0,2	0,2	0,3	0,4	0,9	0,0	0,2	0,1	0,1	0,2	0,2
In 115	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0
Sn 120	0,0	0,1	0,0	0,2	0,0	0,1	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,2	0,0	0,0	0,0	0,0	0,5	0,0	0,0	0,1	0,2
Sb 121	0,5	0,4	0,8	0,1	0,7	0,1	0,1	0,1	0,5	1,1	0,8	0,7	0,2	0,1	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0
Cs 133	0,3	0,2	0,3	0,1	0,1	0,5	0,3	0,3	0,2	0,1	0,1	0,2	0,3	0,2	0,2	1,1	0,4	0,5	0,4	0,6
Ba 138	94,6	26,2	58,7	1,7	16,3	6,0	178,9	19,4	29,4	22,4	12,0	17,0	9,4	3,8	15,4	89,9	17,6	30,1	39,3	47,6
Y 89	1,1	0,5	0,7	0,0	1,2	0,9	3,6	1,5	1,4	1,9	0,6	1,5	1,8	1,3	1,0	4,4	1,8	1,4	2,2	3,9
La 139	0,7	0,2	0,3	0,0	0,4	0,5	1,6	0,9	0,7	0,4	0,4	0,6	0,6	0,4	0,3	2,0	1,0	0,6	1,1	2,1
Ce 140	1,3	0,4	0,6	0,0	0,9	1,0	3,6	1,8	1,3	0,9	0,5	1,1	1,3	0,8	0,6	5,6	2,0	1,2	2,4	5,1
Pr 141	0,2	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,5	0,2	0,2	0,2	0,1	0,2	0,2	0,1	0,1	0,7	0,3	0,2	0,3	0,7
Nd 146	0,7	0,3	0,4	0,0	0,7	0,5	2,2	1,0	0,9	1,0	0,4	0,8	0,9	0,5	0,5	3,0	1,2	0,8	1,4	2,9
Sm 147	0,2	0,1	0,1	0,0	0,2	0,1	0,7	0,3	0,3	0,4	0,1	0,3	0,3	0,2	0,1	0,9	0,4	0,3	0,4	0,9
Eu 151	0,1	0,0	0,0	<NWGr	0,1	0,0	0,2	0,1	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,0	0,0	0,2	0,1	0,1	0,1	0,2
Gd 157	0,2	0,1	0,1	<BSGr	0,2	0,1	0,7	0,3	0,3	0,4	0,1	0,3	0,4	0,2	0,2	0,9	0,4	0,3	0,5	0,9
Tb 159	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,0	0,0	0,2	0,1	0,1	0,1	0,2
Dy 162	0,2	0,1	0,2	0,0	0,2	0,2	0,7	0,3	0,3	0,4	0,1	0,3	0,4	0,3	0,2	1,0	0,4	0,4	0,5	0,9
Ho 165	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,0	0,0	0,2	0,1	0,1	0,1	0,2
Er 166	0,1	0,0	0,1	0,0	0,1	0,1	0,4	0,1	0,1	0,2	0,1	0,1	0,2	0,1	0,1	0,5	0,2	0,1	0,2	0,4
Tm 169	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0	0,1
Yb 174	0,1	0,0	0,1	0,0	0,1	0,1	0,3	0,1	0,1	0,2	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,5	0,1	0,1	0,2	0,3
Hf 178	<BSGr	<BSGr	<NWGr	<NWGr	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	<BSGr	0,0	<BSGr	<BSGr	0,0	<BSGr	0,1	<BSGr	<BSGr	0,0	0,1
Ta 181	0,0	0,0	<NWGr	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,0	0,0	<BSGr	0,0	<BSGr	0,0	<BSGr	<BSGr	0,0	0,0
W 182	0,4	5,5	1,5	6,7	1,4	25,0	0,1	0,2	0,9	12,9	4,1	0,9	0,1	4,3	0,9	2,2	0,0	1,0	0,4	0,3
Tl 203	0,1	0,0	0,0	0,0	<BSGr	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,0	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Tl 205	0,1	0,0	0,0	<BSGr	<BSGr	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,1	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1	0,1
Pb 206	11,5	2,8	3,4	0,1	5,6	5,5	6,6	4,0	10,7	8,9	3,2	7,1	13,6	7,0	1,1	4,8	4,6	4,0	7,4	5,6
Pb 207	8,3	2,0	2,6	0,1	3,6	5,2	5,6	3,1	7,3	4,5	1,8	3,7	9,1	6,0	0,7	4,0	2,6	2,3	5,0	4,2
Pb 208	8,2	2,1	2,5	0,1	3,5	5,2	5,6	3,0	7,1	4,2	1,8	3,5	8,8	6,1	0,7	4,0	2,4	2,3	5,0	4,1
Bi 209	0,5	0,0	0,1	0,0	0,3	0,1	0,1	0,1	0,4	0,1	0,2	0,3	0,3	0,1	0,0	0,4	0,1	0,2	0,6	0,6
Th 232	0,3	0,1	0,1	0,0	1,4	1,5	0,3	0,1	1,1	0,2	0,5	1,3	0,6	3,0	0,2	0,4	0,2	0,1	0,2	0,3
U 235	38,2	17,6	27,7	0,2	59,7	13,5	53,8	20,5	43,8	110,9	18,8	64,1	65,4	16,6	7,4	53,9	21,2	17,5	48,1	55,5
U 238	40,0	18,5	29,2	0,3	61,3	13,9	55,6	21,9	46,1	107,4	19,9	65,8	68,0	17,4	7,5	55,9	22,2	18,8	49,1	56,9

Anlage 13: Metall(oid)- Konzentrationen [mg/kg] der Fraktion 5: residual gebundene Metall(oid)e

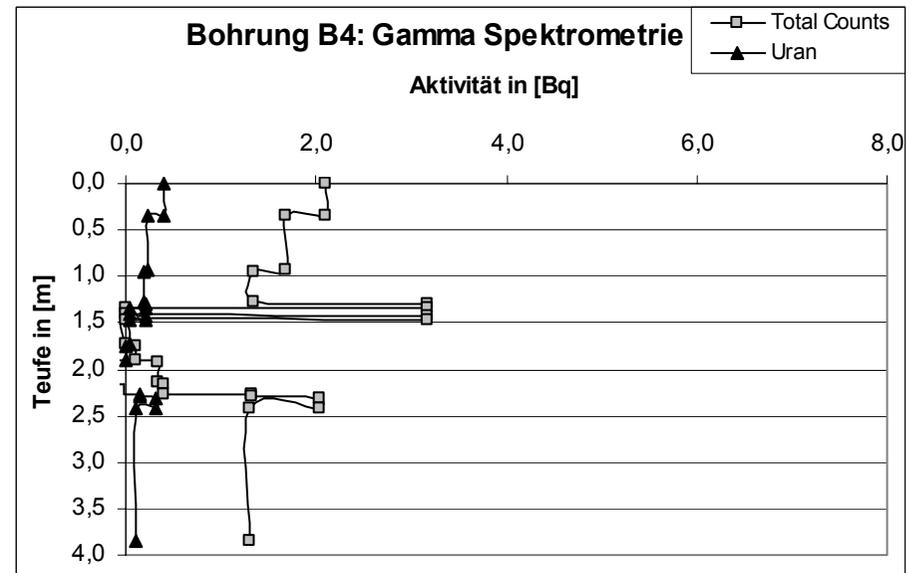
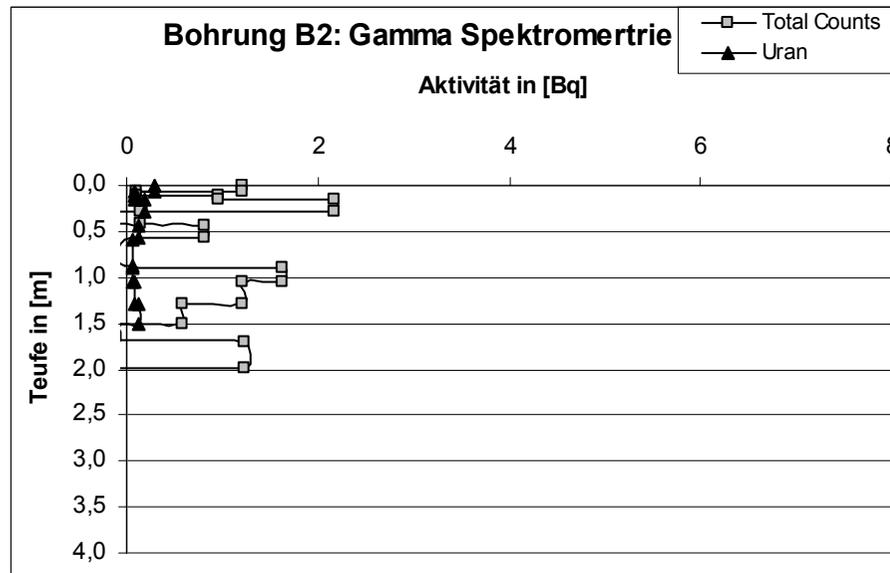
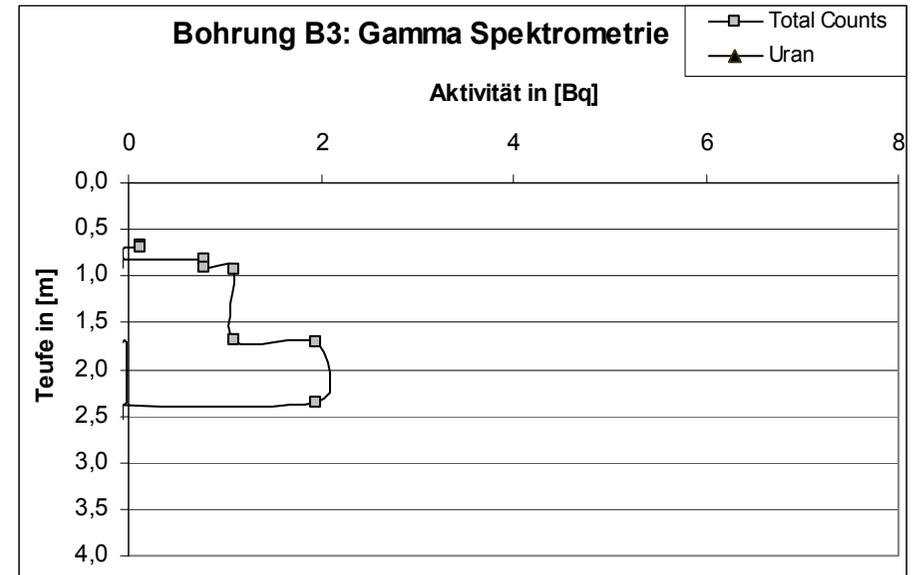
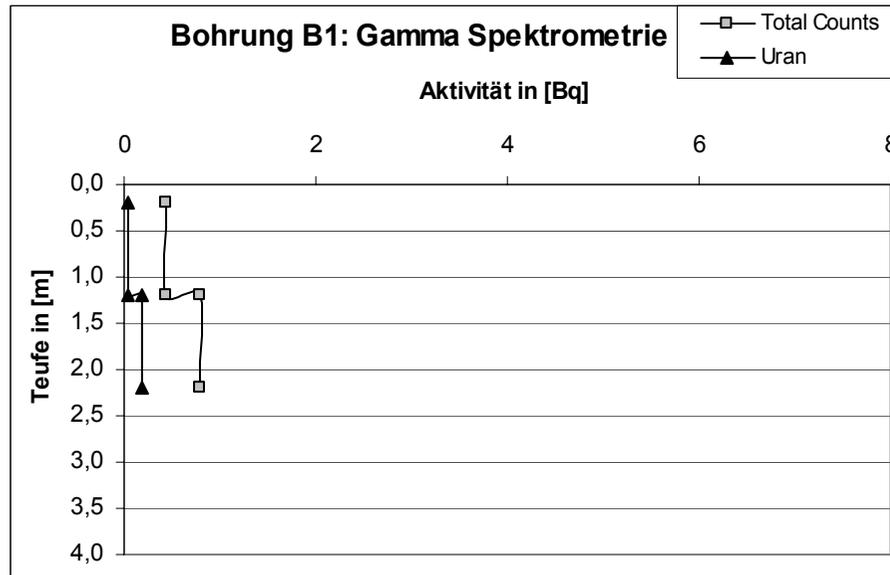
	25/F5	26/F5	27/F5	28/F5	29/F5	30/F5	36/F5	37/F5	38/F5	39/F5	40/F5	41/F5	42/F5	43/F5	44/F5	45/F5	46/F5	47/F5	48/F5	49/F5
Li 7	39,9	44,8	48,0	20,1	45,4	44,7	57,8	53,8	46,4	32,3	31,7	40,8	64,4	38,1	121,1	84,0	77,3	74,7	75,5	68,3
Be 9	1,8	1,7	1,9	0,6	1,9	0,6	2,0	1,4	2,1	2,0	1,2	2,0	2,3	2,0	1,9	2,4	3,2	3,9	3,6	2,3
Cr 52	33,5	40,2	40,7	-0,2	39,6	5,8	33,7	32,4	42,0	41,8	36,8	45,6	38,4	7,5	31,6	38,9	54,1	56,5	53,9	41,0
Mn 55	180,6	210,1	198,0	60,7	139,6	118,9	238,7	172,0	99,6	63,8	101,4	167,1	313,5	164,7	523,3	236,7	328,2	342,1	276,6	243,2
Co 59	5,4	5,8	6,5	2,0	5,5	3,2	11,5	4,7	3,8	3,4	4,9	13,2	19,6	7,6	13,4	10,2	11,9	18,7	16,2	10,4
Ni 60	19,1	19,8	24,6	-0,1	22,5	3,0	38,5	18,6	29,1	16,9	18,8	65,5	110,2	12,2	44,5	33,7	45,0	83,0	93,6	42,3
Cu 65	26,1	42,3	44,4	5,4	41,4	17,5	70,8	6,9	15,4	36,9	26,6	59,1	46,4	114,2	12,5	39,3	59,5	100,0	89,6	48,4
Zn 66	23,7	55,1	69,8	12,6	38,0	32,0	-38,7	17,2	19,4	18,8	0,9	35,7	82,0	95,0	56,2	100,4	124,4	172,1	146,3	74,9
Ga 69	12,0	13,8	31,0	3,1	16,1	6,7	29,7	10,6	13,8	15,9	9,2	16,6	15,8	9,3	12,7	21,6	20,8	26,6	23,4	30,2
Ge 73	2,1	2,5	2,1	0,5	2,2	0,7	2,8	1,9	1,5	2,2	1,4	1,5	3,5	1,7	4,0	2,9	4,0	4,6	2,9	2,8
As 75	122,2	171,2	151,1	6,4	89,3	18,0	245,6	177,4	110,5	370,6	58,4	251,0	316,4	127,2	80,7	89,4	160,9	276,0	228,5	121,3
Rb 85	46,2	40,8	45,2	20,4	48,2	44,7	50,2	50,0	58,1	44,8	29,0	49,8	55,8	44,5	66,3	79,1	80,5	97,6	99,0	73,3
Sr 88	14,5	16,1	22,8	3,3	19,3	6,2	18,4	9,4	18,3	25,6	9,2	15,0	14,8	20,7	8,9	30,9	14,3	15,3	13,8	18,6
Zr 90	30,5	15,5	14,4	6,0	9,4	8,5	6,6	16,4	41,5	3,1	8,8	9,0	14,3	16,6	15,6	7,1	14,6	13,8	7,3	3,5
Nb 93	4,1	0,9	1,7	1,5	2,1	4,1	4,1	2,2	2,5	2,4	0,8	2,1	1,5	0,9	1,7	4,6	2,3	0,9	2,2	3,5
Mo 95	20,9	21,2	25,3	1,0	20,1	6,6	13,4	8,7	27,2	121,8	23,3	54,6	9,8	93,8	1,0	0,3	1,9	0,6	1,3	0,1
Ag 107	0,8	1,2	0,7	0,1	-0,2	-0,6	0,2	0,3	0,2	0,8	1,3	0,7	11,3	0,0	0,4	0,1	0,6	1,2	0,9	0,6
Cd 111	-1,8	-1,5	-1,6	-1,4	-1,6	-1,8	-1,5	-1,7	-1,3	-1,4	-1,5	-1,6	0,3	1,3	0,1	0,3	0,3	0,1	0,2	0,3
In 115	0,2	0,1	0,2	0,0	0,1	0,0	0,1	0,1	0,2	0,2	0,0	0,1	0,2	0,2	0,0	0,2	0,3	0,7	0,7	0,3
Sn 120	10,4	8,6	11,8	3,0	7,6	10,6	15,6	11,0	14,3	13,3	5,7	11,2	17,2	29,5	3,5	12,3	18,3	30,9	27,8	14,9
Sb 121	21,0	20,3	24,3	0,5	26,0	1,7	7,3	5,7	17,5	54,2	18,6	26,1	7,9	3,6	3,3	5,1	6,6	7,5	7,9	5,2
Cs 133	9,2	9,6	10,2	4,6	8,8	9,5	13,9	10,9	10,8	7,9	5,5	9,8	14,7	9,2	14,4	25,0	22,8	31,8	28,8	21,7
Ba 138	204,9	285,0	1119,7	23,3	320,6	39,4	764,8	98,0	205,2	322,4	147,1	322,0	265,1	99,9	151,7	186,0	279,4	424,5	318,5	670,1
Y 89	5,4	6,6	7,4	2,7	5,9	4,6	8,9	3,6	5,3	7,5	5,2	6,8	8,2	9,3	6,4	8,8	12,0	18,9	17,8	9,9
La 139	19,3	17,1	20,5	16,5	18,5	28,9	19,1	14,9	20,2	18,9	16,7	17,2	18,5	25,3	38,4	29,6	24,9	26,0	29,1	26,8
Ce 140	40,4	34,3	41,2	32,5	37,9	60,3	41,5	32,6	40,7	36,9	34,4	35,2	38,7	54,0	79,2	60,4	53,1	56,4	61,2	55,5
Pr 141	4,7	4,1	4,8	3,5	4,6	6,8	4,8	3,8	4,8	4,6	4,3	4,2	4,6	6,2	9,1	6,9	6,6	7,2	7,8	6,4
Nd 146	18,5	15,9	18,7	12,5	16,9	23,3	18,2	14,3	18,2	18,8	15,9	16,5	18,1	22,8	33,2	25,8	25,3	30,0	30,7	24,3
Sm 147	3,6	3,1	3,5	1,7	3,2	4,0	3,9	2,6	3,4	3,9	3,0	3,2	3,5	4,4	5,4	4,8	5,5	6,8	6,5	4,9
Eu 151	0,7	0,6	0,8	0,2	0,6	0,4	0,7	0,6	0,6	0,8	0,5	0,8	0,9	0,6	1,1	0,8	1,4	2,0	1,7	1,0
Gd 157	3,1	2,8	3,1	1,7	2,9	3,4	3,6	2,2	2,8	3,5	2,6	3,0	3,4	4,1	4,6	4,6	5,0	6,4	6,5	4,5
Tb 159	0,3	0,3	0,3	0,2	0,3	0,4	0,5	0,3	0,3	0,4	0,3	0,4	0,5	0,5	0,5	0,5	0,7	0,9	0,9	0,6
Dy 162	1,6	1,4	1,9	0,8	1,7	1,5	2,5	1,2	1,8	2,1	1,5	2,0	2,6	2,8	2,3	2,9	3,4	4,9	4,9	2,8

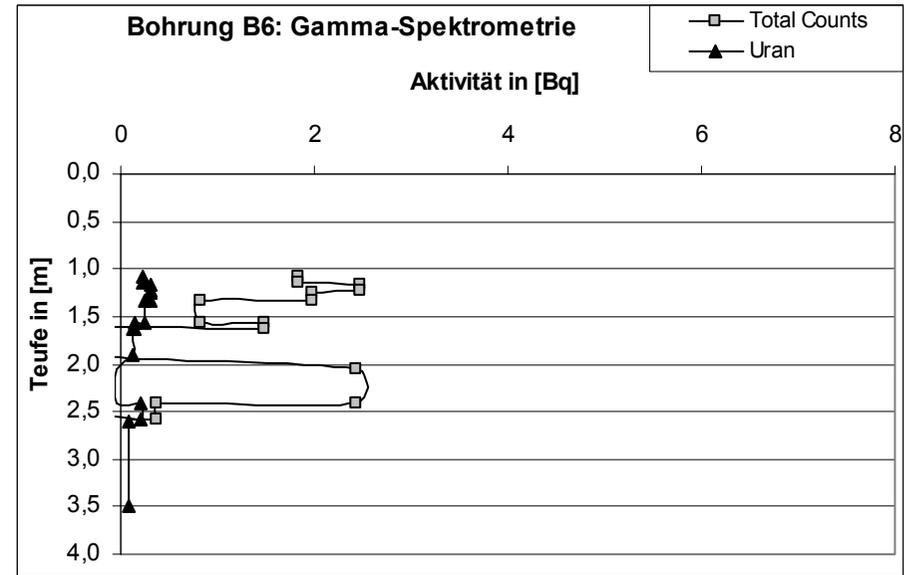
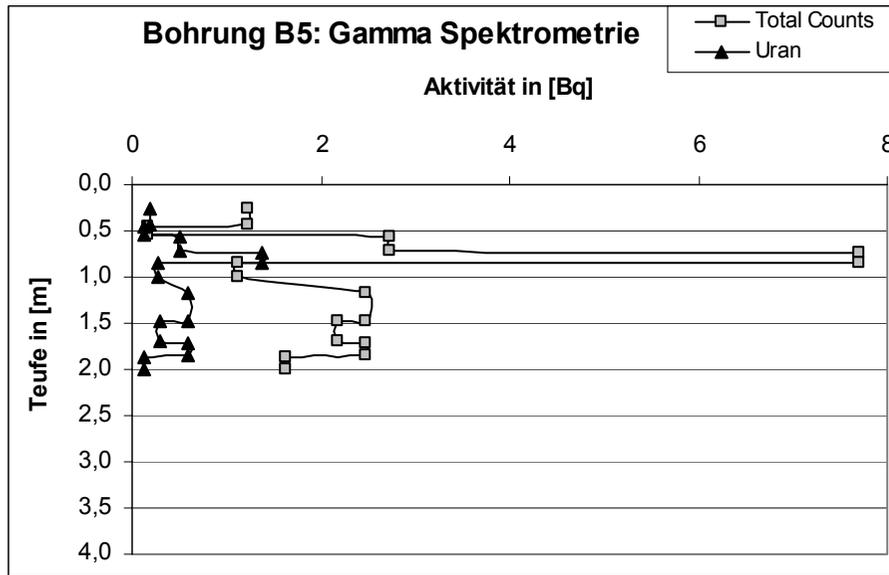
	25/F5	26/F5	27/F5	28/F5	29/F5	30/F5	36/F5	37/F5	38/F5	39/F5	40/F5	41/F5	42/F5	43/F5	44/F5	45/F5	46/F5	47/F5	48/F5	49/F5
Ho 165	0,2	0,2	0,3	0,1	0,2	0,2	0,4	0,2	0,2	0,4	0,2	0,3	0,4	0,4	0,3	0,4	0,5	0,8	0,7	0,4
Er 166	0,6	0,7	0,8	0,3	0,7	0,5	1,2	0,6	0,7	1,2	0,6	0,9	1,0	1,2	0,8	1,3	1,3	1,9	2,1	1,3
Tm 169	0,1	0,0	-0,1	0,0	0,1	0,1	0,2	0,1	0,1	0,2	-0,1	0,1	0,1	0,2	0,1	0,1	0,2	0,2	0,3	0,2
Yb 174	0,5	0,6	0,6	0,2	0,8	0,5	0,9	0,4	0,6	1,1	0,6	0,8	0,9	1,0	0,7	1,1	1,0	1,4	1,5	0,9
Hf 178	0,3	0,0	0,0	0,1	-0,6	-0,1	-0,7	-0,1	0,1	-0,5	-0,3	-0,4	0,2	0,3	-1,2	-1,0	-0,2	0,0	-0,3	-0,6
Ta 181	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
W 182	28,7	13,6	27,1	35,1	46,1	809,9	32,4	11,2	42,4	137,3	20,0	52,5	65,1	744,2	26,7	22,7	23,6	23,5	23,3	19,0
Tl 203	0,3	0,3	0,6	0,2	0,4	0,5	0,4	0,2	0,3	0,2	0,1	0,5	0,4	0,5	0,4	0,7	0,7	0,7	1,1	0,6
Tl 205	0,2	0,2	0,5	0,1	0,3	0,3	0,4	0,2	0,3	0,1	0,1	0,4	0,4	0,3	0,4	0,6	0,7	0,6	1,0	0,6
Pb 206	31,6	32,2	31,7	14,1	23,8	27,7	27,4	6,0	24,1	60,8	15,7	33,6	28,0	119,8	10,3	32,8	33,9	51,7	52,1	36,8
Pb 207	30,6	29,4	29,4	17,0	19,8	39,0	33,6	9,0	34,1	42,8	12,0	28,7	28,0	152,8	11,3	41,4	26,4	41,3	53,5	41,2
Pb 208	28,1	26,9	28,0	16,8	17,1	38,3	32,0	8,3	30,5	38,3	11,2	27,1	26,3	149,9	11,3	38,5	24,8	40,0	51,4	37,9
Bi 209	12,2	7,1	14,7	0,2	14,1	1,9	10,5	5,6	14,3	22,5	7,8	21,9	37,2	8,0	4,9	16,3	26,6	51,2	55,3	32,7
Th 232	11,2	9,5	10,3	13,9	16,1	22,0	9,3	8,0	11,9	41,3	11,5	15,4	9,4	28,3	18,6	16,8	10,6	8,1	11,0	11,0
U 235	112,2	118,9	102,4	4,6	137,3	22,9	110,6	27,4	76,8	305,8	41,8	112,8	62,9	37,3	11,9	56,4	80,7	93,2	100,3	63,1
U 238	96,7	115,5	92,3	5,5	172,8	14,6	100,3	19,4	66,1	480,9	39,6	111,2	73,8	30,4	13,0	55,6	92,6	87,7	89,5	58,4

Anlage 14: Zusammenstellung verschiedener Messungen zur Radioaktivität im Vergleich zur Arsenkonzentration (A: spezif. Radioakt., aus. Konz. U-238)

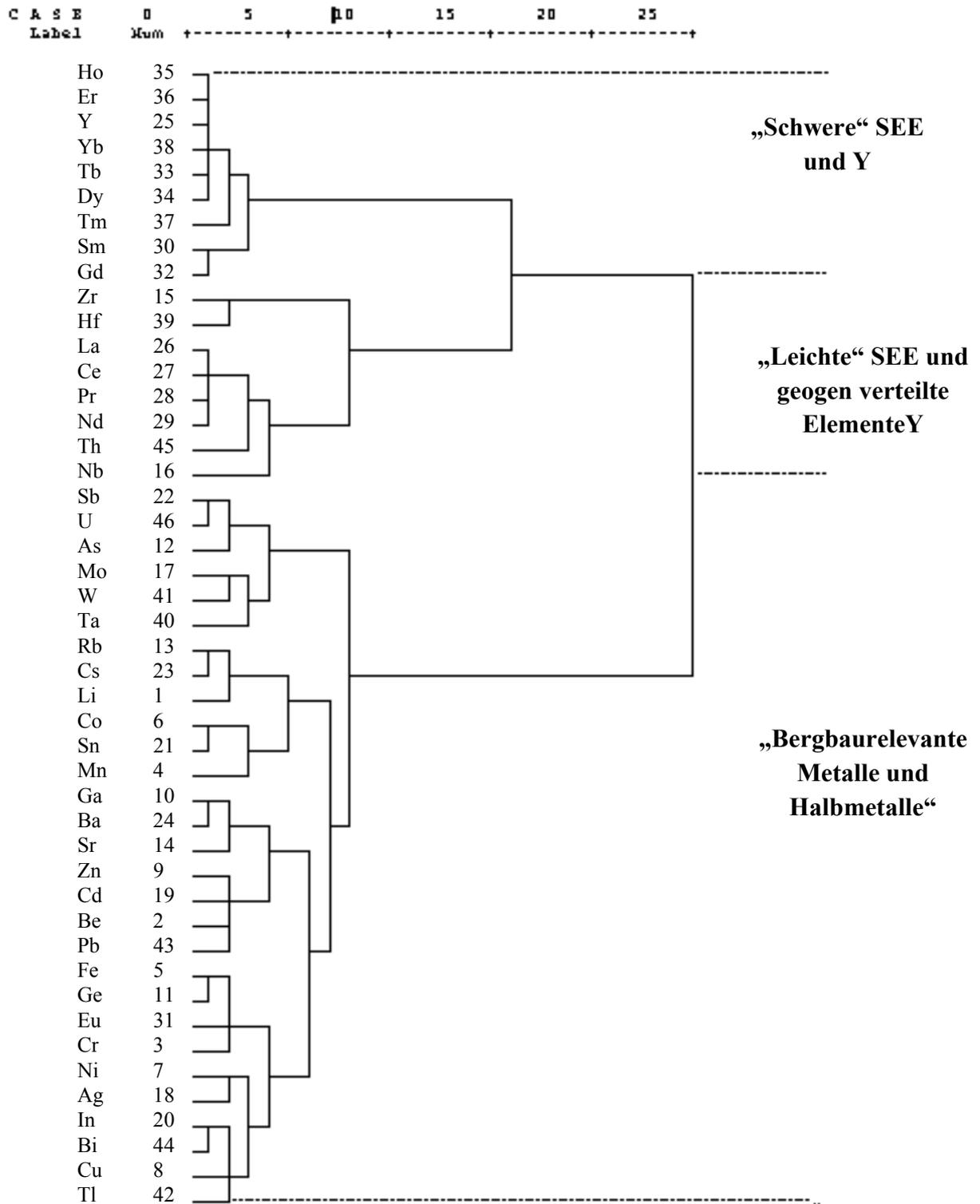
Probe-Nr.	ICP-MS: U-238 [mg/kg]	ICP-MS: As-75 [mg/kg]	Ges.- γ -Aktiv. korr. [Bq]	γ -Aktiv. U-238 korr. [Bq]	A [Bq/kg]
B1/1	142,6	256,5	0,44	0,05	1754,14
B1/2	39,6	27,0	0,80	0,19	486,55
B2/3	39,5	215,6	1,21	0,29	485,54
B2/4	169,6	513,3	0,10	0,08	2085,69
B2/5	39,5	307,8	0,96	0,08	485,40
B2/6	107,9	231,8	2,16	0,19	1327,19
B2/7	62,9	88,4	0,14	-0,12	774,16
B2/8	5,2	6,6	0,82	0,12	64,27
B2/9	13,2	11,6	-0,01	0,06	162,00
B2/10	72,8	180,1	1,63	0,07	895,47
B2/11	35,5	65,4	1,21	0,09	436,67
B2/12	14,3	12,7	0,58	0,13	176,06
B2/13	72,4	171,8	0,61	-0,10	890,08
B2/14	10,9	15,8	-0,14	-0,26	133,87
B2/15	16,0	22,5	-0,10	-0,07	197,06
B2/16	55,4	150,1	1,23	-0,11	681,36
B2/17	15,1	19,8	-3,57	-0,13	186,03
B3/18	128,7	71,1	0,12	-0,15	1583,45
B3/19	51,8	67,6	-0,05	-0,18	636,92
B3/20	3,2	5,8	0,78	-0,05	39,18
B3/21	11,2	11,8	1,09	-0,11	137,45
B3/22	6,9	12,0	1,94	-0,03	85,30
B3/23	4,2	8,9	-1,26	-0,07	51,43
B3/24	4,3	4,8	-0,62	-0,20	52,87
B4/25	453,7	382,4	2,10	0,39	5580,44
B4/26	423,1	379,9	1,67	0,23	5203,82
B4/27	447,2	373,6	1,35	0,19	5500,46
B4/28	30,4	15,0	0,01	0,04	374,23
B4/29	900,3	320,3	3,17	0,21	11073,96
B4/30	132,9	47,6	0,10	0,01	1634,18
B4/31	43,8	31,9	0,33	-0,21	538,45
B4/32	26,9	21,1	0,40	-0,03	330,71
B4/33	30,7	18,8	1,32	0,15	377,75
B4/34	16,9	29,5	2,03	0,32	207,50
B4/35	12,4	39,7	1,31	0,11	151,93
B5/36	447,4	391,5	1,23	0,18	5502,84
B5/37	175,5	473,9	0,17	0,12	2158,16
B5/38	405,4	479,9	2,73	0,51	4986,92
B5/39	1222,1	1676,7	7,70	1,37	15031,60
B5/40	194,4	308,5	1,11	0,27	2390,95
B5/41	419,5	887,7	2,48	0,60	5160,09
B5/42	275,9	631,2	2,18	0,29	3393,96
B5/43	113,7	290,3	1,63	0,13	1397,90
B5/44	43,9	121,2	n.b.	n.b.	539,80
B6/45	258,0	183,4	1,83	0,22	3172,92
B6/46	390,4	259,7	2,47	0,30	4801,63
B6/47	278,7	436,1	1,99	0,31	3428,47
B6/48	372,3	469,2	0,83	0,25	4579,10
B6/49	248,7	255,8	1,49	0,14	3059,26
B6/50	17,7	11,2	-0,25	0,13	217,54
B6/51	17,6	7,8	2,44	-0,04	216,96
B6/52	16,4	7,0	0,36	0,21	201,93
B6/53	14,1	10,0	-0,64	0,08	172,89

Anlage 15: Graphische Darstellung der gammaspektrometrischen Untersuchungen der Bohrungen B1–B6 in Abhängigkeit der Teufe





Anlage 16: Dendrogramm und Gruppierung im R-Modus (nach Variablen) (nach der WARD-Methode, Intervallskalenniveau nach der Block-Methode)



Anlage 17: Faktorenanalyse ohne Clusterung (Hauptkomponentenanalyse, Rotation: Varimax, rot: r > 10,6l)

Komponenten Matrix

Komponent	1	2	3	4	5	6	7	8
LI	0,476	0,325	0,553	-0,026	0,150	-0,178	0,418	0,067
BE	0,762	0,173	-0,065	0,443	-0,277	-0,150	0,080	-0,094
CR	0,766	-0,352	0,008	-0,350	-0,017	-0,271	0,132	0,049
MN	0,361	-0,174	0,728	0,062	0,168	0,294	0,227	0,033
FE	0,848	-0,193	0,216	-0,202	-0,003	-0,052	0,177	-0,135
CO	0,320	-0,473	0,423	0,129	0,039	0,568	-0,036	-0,140
NI	0,671	-0,410	0,266	-0,101	0,040	0,071	-0,188	-0,108
CU	0,758	-0,494	-0,019	0,122	0,197	0,070	-0,081	0,041
ZN	0,764	-0,223	0,013	0,499	0,155	-0,124	-0,074	-0,051
GA	0,851	-0,123	0,119	0,154	-0,352	-0,173	0,073	0,019
GER	0,841	-0,019	0,195	-0,241	0,004	-0,091	0,230	-0,188
AS	0,610	-0,472	-0,326	-0,379	0,144	0,174	0,140	0,017
RB	0,694	0,372	0,373	-0,043	0,243	-0,183	0,058	0,193
SR	0,729	-0,227	-0,041	0,294	-0,183	-0,346	0,179	0,107
ZR	0,133	0,162	0,145	-0,091	0,659	-0,474	-0,259	-0,118
NB	-0,035	0,602	-0,239	0,199	-0,227	0,246	-0,090	0,298
MO	0,311	-0,300	0,690	0,038	0,454	0,134	0,266	0,007
AG	0,573	-0,345	0,179	-0,254	0,083	0,002	-0,384	-0,008
CD	0,529	-0,170	-0,116	0,566	0,456	-0,042	0,088	-0,066
IN	0,754	-0,363	0,206	-0,171	0,120	0,159	-0,184	0,109
SN	0,301	-0,447	0,320	0,218	0,122	0,642	0,006	-0,040
SB	0,405	-0,424	-0,533	-0,463	0,105	-0,041	0,270	0,050
CS	0,639	0,420	0,421	0,020	0,074	-0,091	0,035	0,185
BA	0,801	-0,165	0,094	0,195	-0,397	-0,148	0,064	-0,026
Y	0,857	0,318	-0,241	0,083	-0,172	0,058	-0,176	-0,081
LA	-0,081	0,944	0,136	0,013	0,070	0,074	0,161	-0,029
CE	-0,064	0,947	0,149	0,012	0,058	0,093	0,141	-0,035
PR	0,069	0,958	0,120	-0,034	0,072	0,090	0,132	-0,034
ND	0,246	0,931	0,107	-0,080	0,063	0,080	0,130	-0,032
SM	0,660	0,714	-0,014	-0,150	0,029	0,073	0,067	-0,026
EU	0,945	-0,037	0,100	-0,178	-0,069	-0,093	0,048	-0,046
GD	0,808	0,566	-0,068	-0,071	-0,056	0,071	-0,027	-0,032
TB	0,872	0,427	-0,106	-0,040	-0,089	0,091	-0,130	-0,041
DY	0,878	0,386	-0,157	-0,013	-0,093	0,094	-0,158	-0,048
HO	0,872	0,347	-0,232	-0,009	-0,115	0,089	-0,155	-0,057

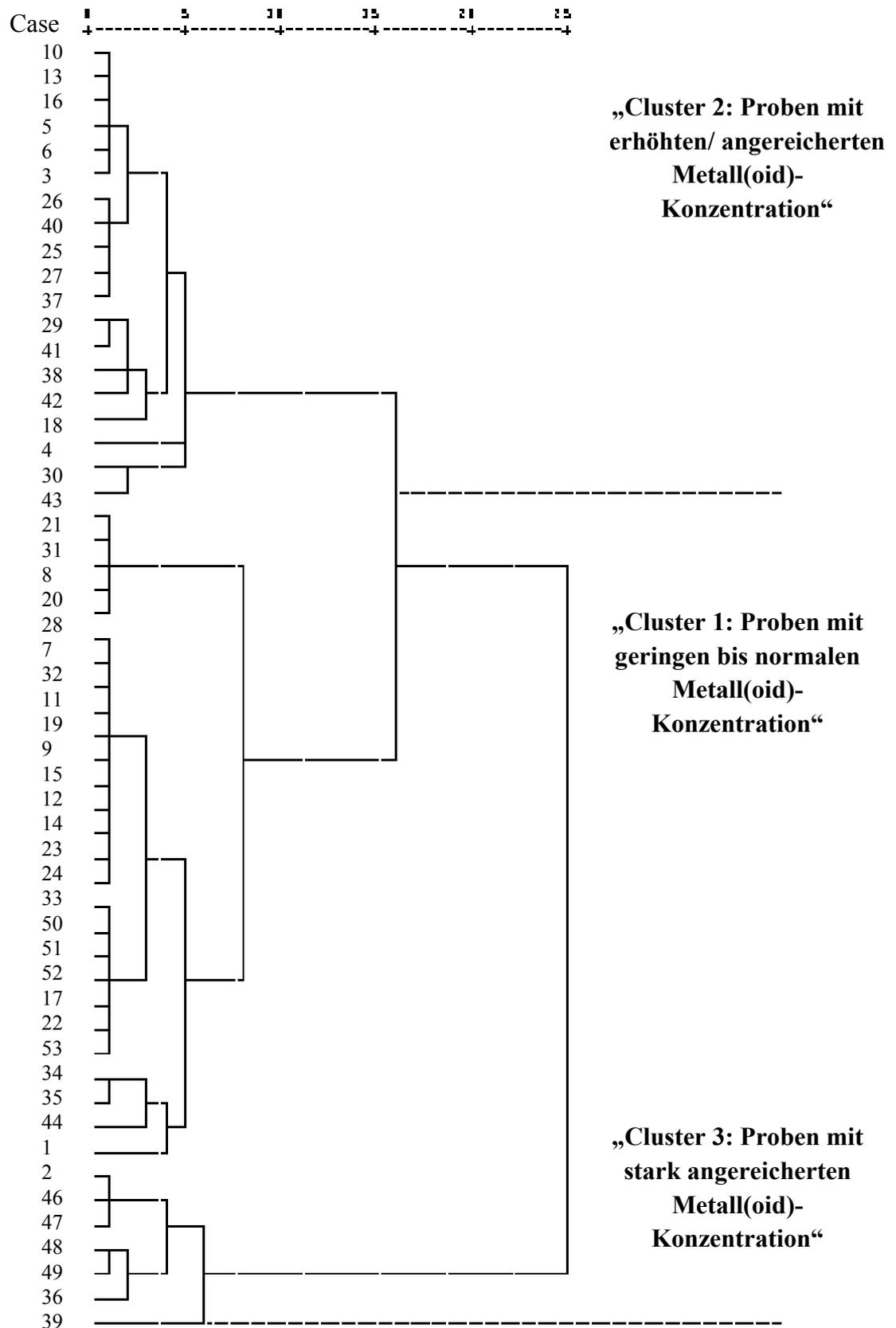
Rotierte Komponenten Matrix

Komponent	1	2	3	4	5	6	7	8
LI	0,194	0,265	-0,040	0,844	0,170	0,010	0,146	0,029
BE	0,743	-0,171	-0,124	0,370	-0,017	0,375	-0,202	-0,098
CR	0,377	-0,411	0,612	0,472	0,105	-0,027	0,084	0,020
MN	-0,055	0,016	-0,064	0,546	0,746	0,003	0,020	0,014
FE	0,477	-0,231	0,409	0,547	0,353	0,005	0,055	-0,149
CO	0,007	-0,222	0,016	0,049	0,881	0,055	-0,139	-0,126
NI	0,346	-0,455	0,246	0,232	0,531	-0,013	0,159	-0,065
CU	0,365	-0,451	0,380	0,164	0,467	0,383	0,095	0,065
ZN	0,495	-0,389	0,012	0,279	0,274	0,605	0,114	-0,020
GA	0,646	-0,415	0,092	0,510	0,141	0,124	-0,205	-0,004
GER	0,531	-0,089	0,390	0,587	0,256	-0,027	0,085	-0,202
AS	0,265	-0,217	0,839	0,017	0,286	0,105	-0,046	-0,005
RB	0,496	0,163	0,016	0,637	0,172	0,054	0,358	0,235
SR	0,456	-0,452	0,154	0,499	-0,035	0,389	-0,163	0,058
ZR	0,021	0,014	0,021	0,177	-0,112	0,140	0,866	-0,021
NB	0,360	0,432	-0,305	-0,226	-0,186	0,009	-0,255	0,330
MO	0,082	0,062	0,706	-0,221	0,013	0,632	-0,012	-0,023
AG	0,347	-0,456	0,275	0,079	0,406	-0,146	0,312	0,072
CD	0,244	-0,120	0,068	0,165	0,238	0,817	0,181	-0,048
IN	0,404	-0,360	0,363	0,219	0,576	0,003	0,165	0,159
SN	-0,009	-0,131	0,036	-0,016	0,883	0,197	-0,176	-0,029
SB	0,125	-0,170	0,929	-0,007	-0,071	0,094	-0,088	-0,010
CS	0,523	0,171	-0,126	0,597	0,200	-0,019	0,214	0,224
BA	0,618	-0,450	0,063	0,453	0,140	0,135	-0,257	-0,052
Y	0,963	-0,010	0,105	0,087	0,056	0,140	-0,016	-0,013
LA	0,237	0,812	-0,375	0,177	-0,197	-0,127	0,103	0,000
CE	0,260	0,807	-0,385	0,171	-0,173	-0,140	0,102	-0,002
PR	0,371	0,799	-0,305	0,203	-0,153	-0,136	0,130	0,006
ND	0,501	0,748	-0,210	0,265	-0,112	-0,132	0,141	0,012
SM	0,784	0,494	0,070	0,307	0,006	-0,061	0,133	0,027
EU	0,690	-0,215	0,364	0,484	0,240	0,003	0,073	-0,032
GD	0,904	0,289	0,095	0,269	0,060	0,007	0,079	0,029
TB	0,947	0,131	0,123	0,194	0,123	0,035	0,069	0,032
DY	0,958	0,089	0,136	0,146	0,117	0,071	0,060	0,028
HO	0,960	0,058	0,175	0,101	0,083	0,096	0,025	0,014

Komponent	1	2	3	4	5	6	7	8
ER	0,856	0,364	-0,271	0,014	-0,117	0,109	-0,140	-0,038
TM	0,755	0,378	-0,315	0,013	-0,047	0,038	-0,224	-0,023
YB	0,791	0,408	-0,375	0,018	-0,058	0,114	-0,117	-0,029
HF	-0,025	0,443	0,182	-0,067	0,654	-0,266	-0,367	-0,105
TA	0,059	0,077	0,025	-0,030	0,066	-0,021	-0,131	0,856
W	0,110	-0,114	-0,472	0,449	0,506	0,184	0,140	-0,001
TL	0,776	-0,207	0,192	0,136	0,146	0,246	0,037	0,238
PB	0,473	-0,251	-0,208	0,556	0,086	-0,305	0,061	0,079
BI	0,765	-0,369	0,088	-0,300	0,080	0,055	-0,151	0,097
TH	-0,187	0,718	-0,374	-0,165	0,367	0,240	0,138	0,032
U	0,618	-0,362	-0,448	-0,363	0,023	-0,028	0,203	0,069

Komponent	1	2	3	4	5	6	7	8
ER	0,960	0,085	0,175	0,075	0,066	0,123	-0,004	0,030
TM	0,899	0,077	0,146	-0,005	-0,018	0,133	0,099	0,061
YB	0,928	0,165	0,206	0,004	-0,003	0,176	0,006	0,038
HF	0,053	0,283	-0,192	0,012	-0,067	0,035	0,867	0,029
TA	0,014	0,015	0,019	0,064	-0,025	-0,009	0,020	0,872
W	-0,003	0,158	0,195	-0,257	0,084	0,788	0,041	0,003
TL	0,421	-0,156	0,219	0,327	0,582	0,282	-0,013	0,255
PB	0,265	-0,393	0,026	0,206	-0,072	0,688	-0,025	0,059
BI	0,428	-0,384	0,498	0,218	0,431	-0,055	0,165	0,135
TH	0,103	0,869	0,096	-0,259	-0,235	0,051	0,160	0,069
U	0,341	-0,225	0,831	0,088	0,014	0,118	-0,106	0,027

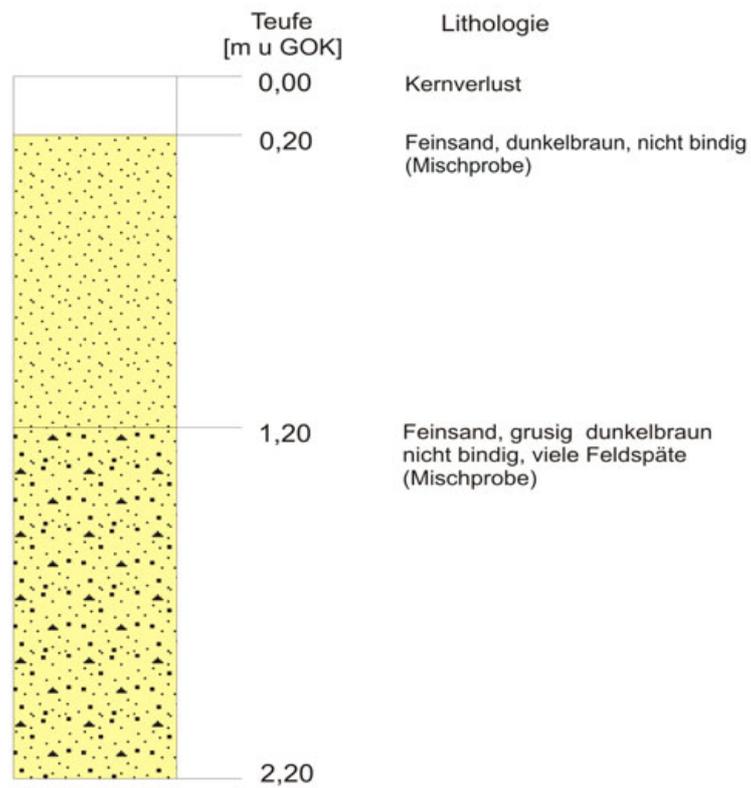
Anlage 18: Dendrogramm und Gruppierung im Q-Modus (nach Fällen) nach Schema (a)
 (nach der WARD-Methode, Intervallskalenniveau: quadrierten euklidischen
 Distanzen)



Anlage 19: Darstellung der Schichtprofile der Bohrungen

Bohrprofil der Probe B1

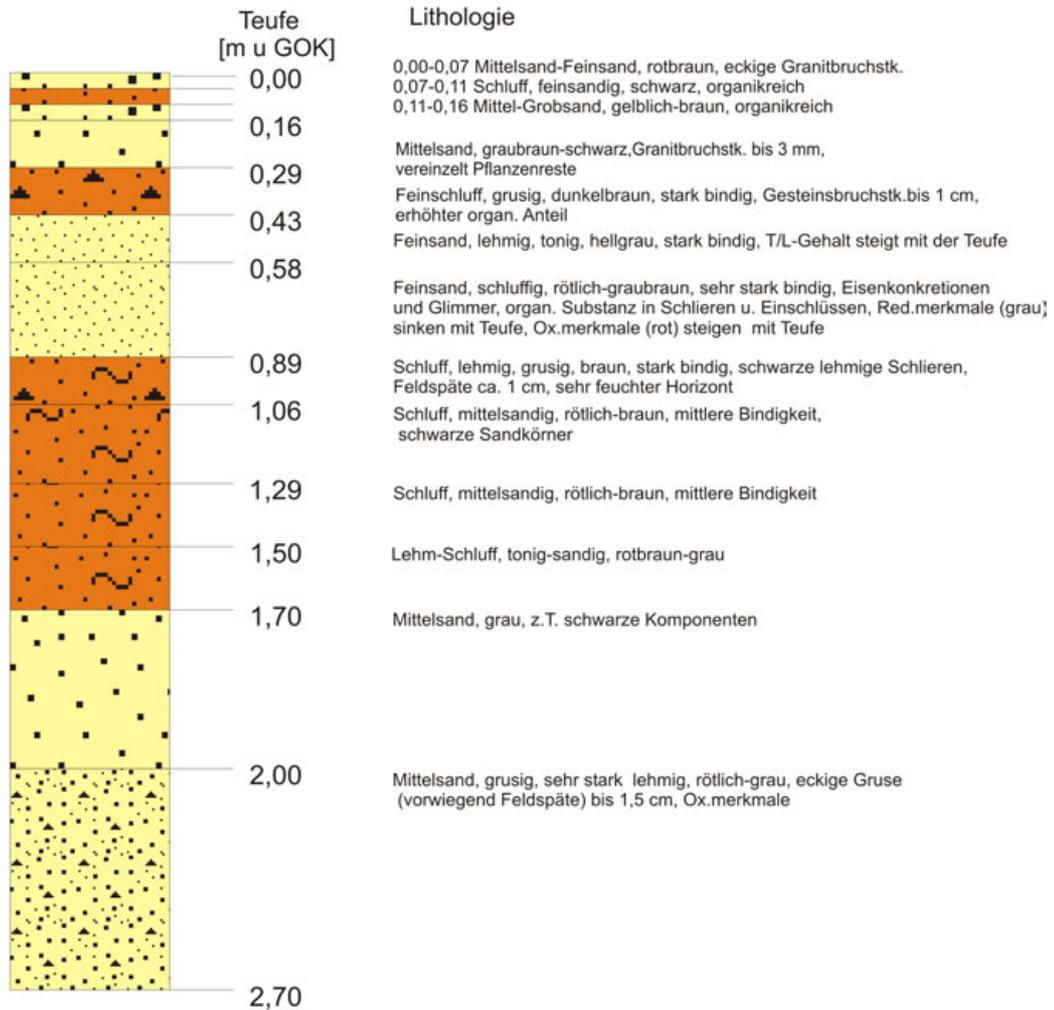
Geographische Lage: Südlicher Fuß des Hauptdammes der IAA Lengenfeld



RW: 4528193 [m], HW: 5605192 [m] Gauß-Krüger-Koordinatensystem,
Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam)

Bohrprofil der Probe B2

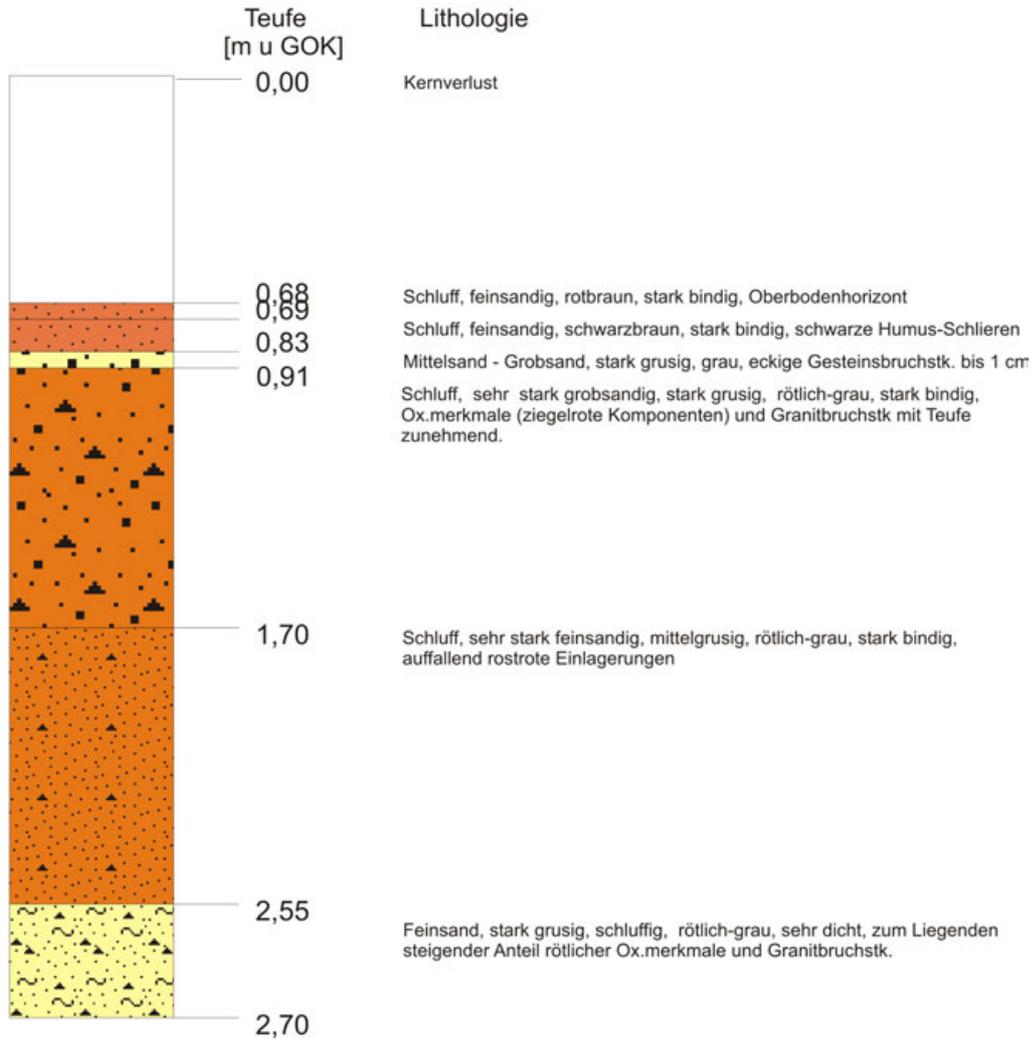
Geographische Lage: Kleines Riedgebiet am südlichen Hauptdammer der IAA Lengsfeld



RW: 4528168 [m], HW: 56050712 [m] Gauß-Krüger-Koordinatensystem,
Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam)

Bohrprofil der Probe B3

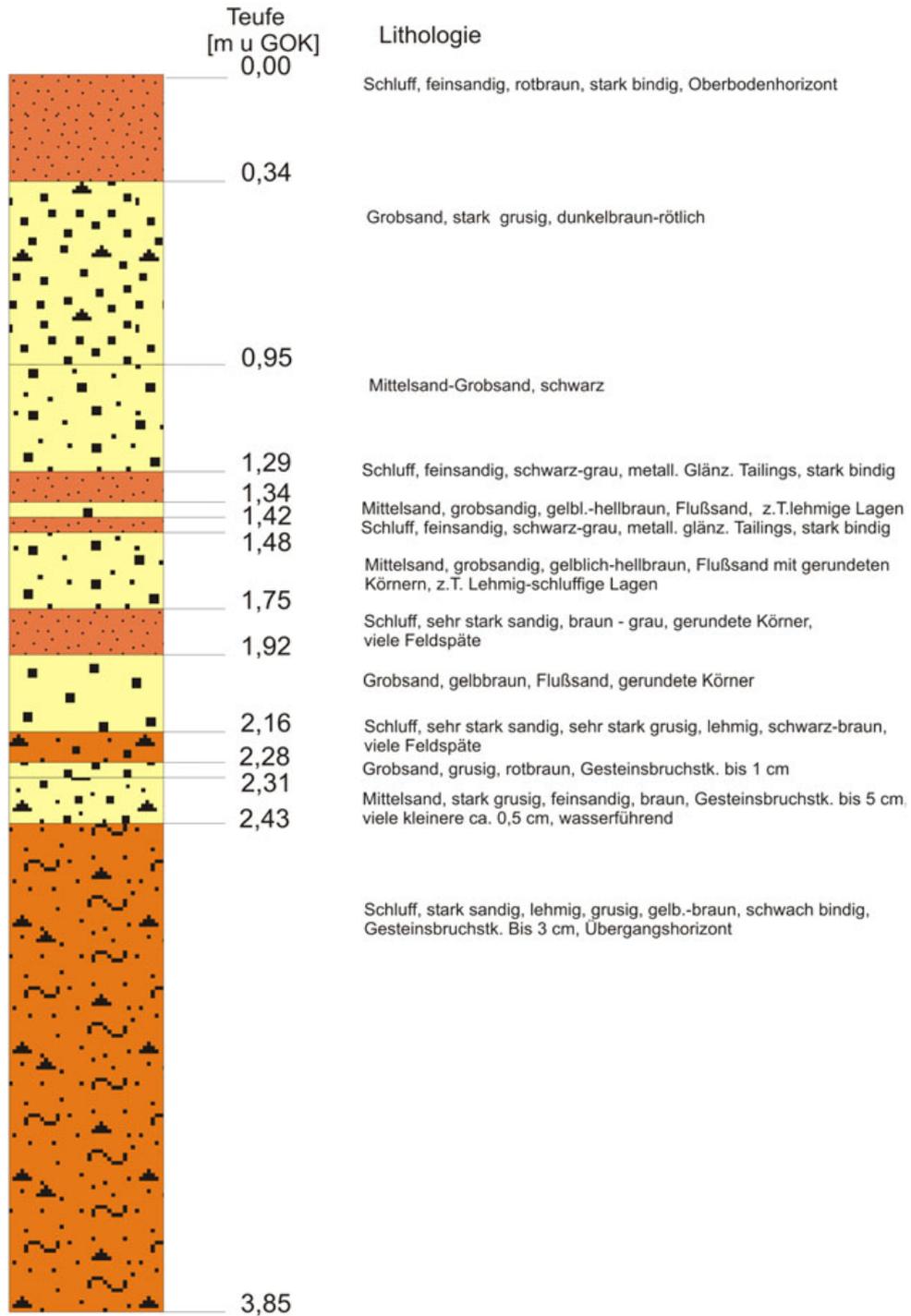
Geographische Lage: Großes Riedgebiet, südwestlicher Bereich



RW: 4527834 [...m], HW: 5604973 [...m] Gauß-Krüger-Koordinatensystem,
 Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam)

Bohrprofil der Probe B4

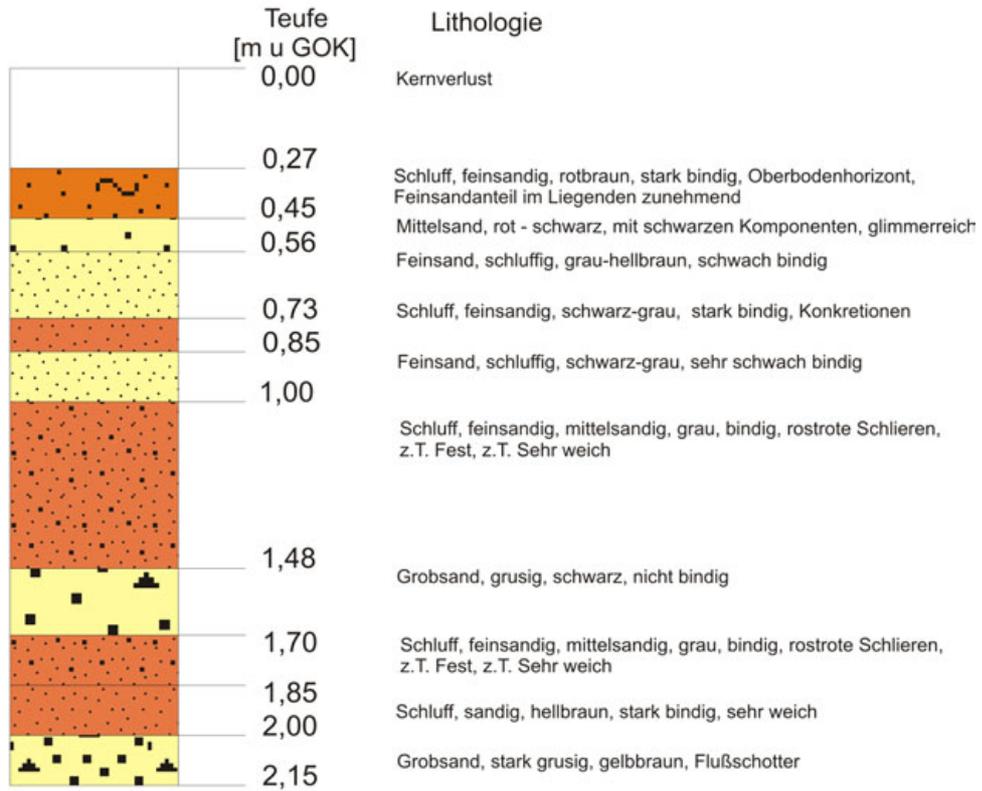
Geographische Lage: Lenkteich, rechtes Plohnbach-Ufer



RW: 4526663 [m], HW: 5605001 [m] Gauß-Krüger-Koordinatensystem,
 Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam)

Bohrprofil der Probe B5

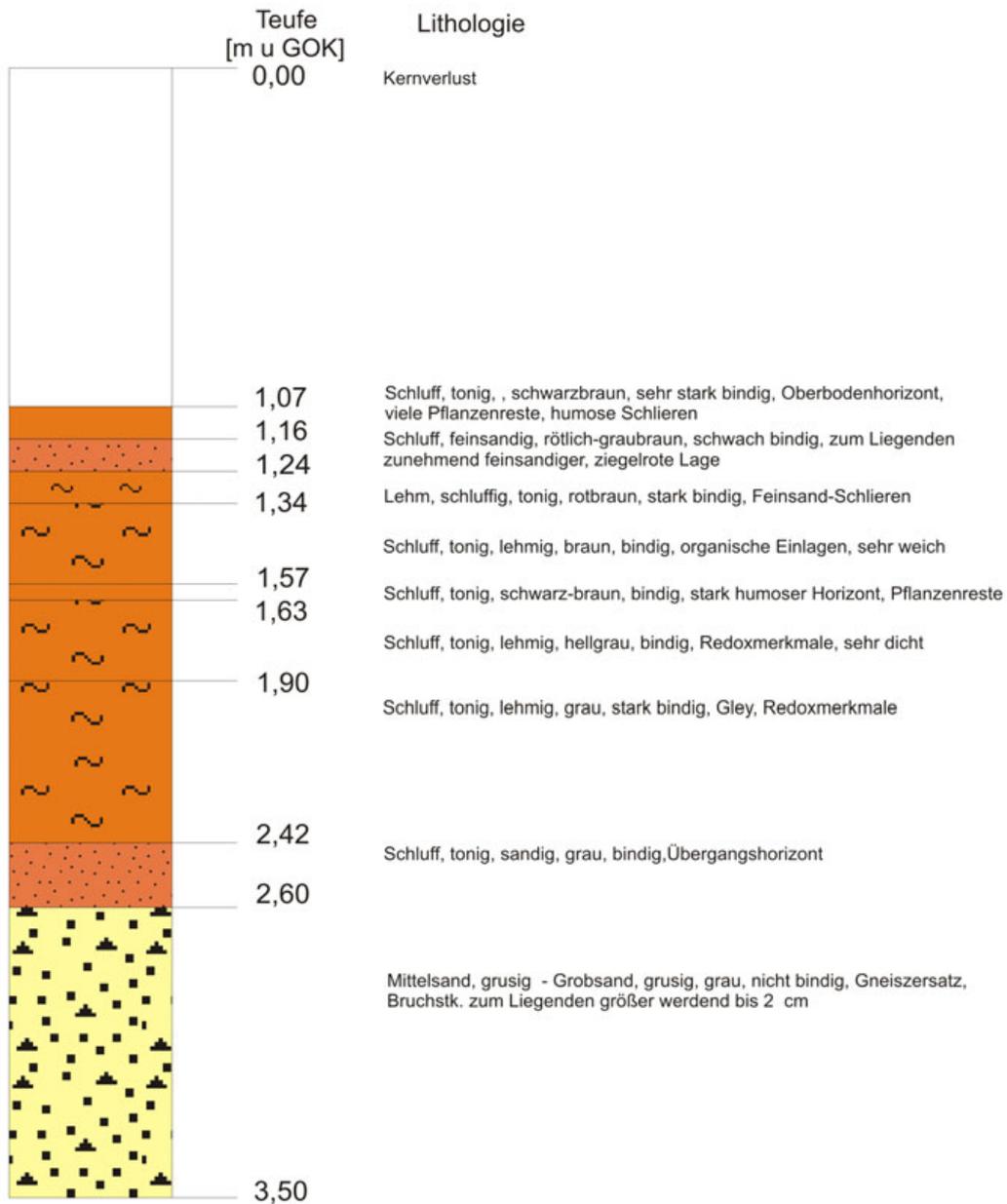
Geographische Lage: Lenkteich, linkes Plohnbach-Ufer



RW: 4526565 [m], HW: 5605065 [m] Gauß-Krüger-Koordinatensystem,
Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam)

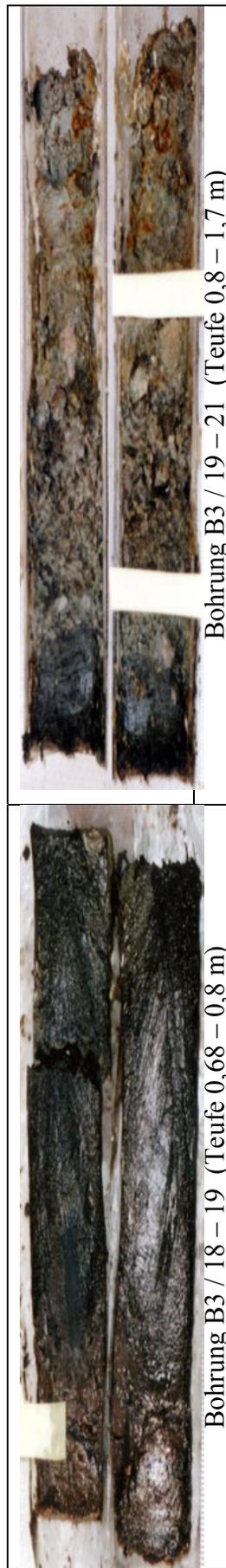
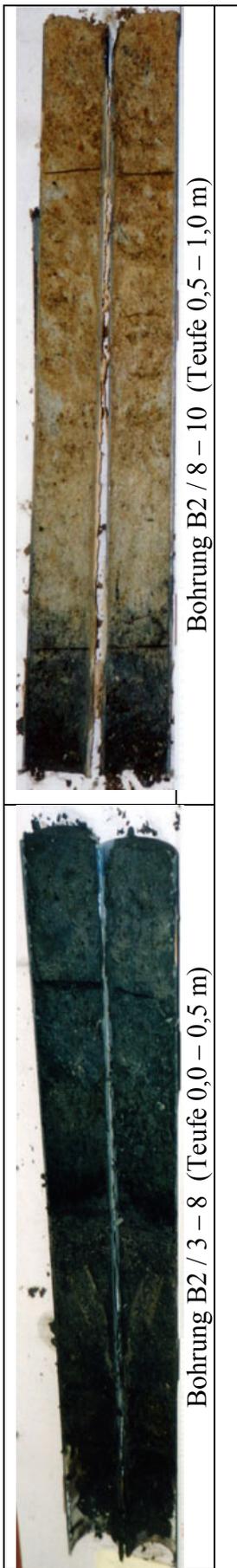
Bohrprofil der Probe B6

Geographische Lage: Riedgebiet, nordwestlicher Bereich, unmittelbar am ehemaligen Betriebsgelände



RW: 4527583 [m], HW: 5604934 [m] Gauß-Krüger-Koordinatensystem,
 Bezugsfläche: Bessel-Ellipsoid, Datum: Potsdam)

Anlage 20: Photographische Dokumentation der Bohrkern





Bohrung B4 / 28 – 30 (Teufe 1,34 – 1,92 m)



Bohrung B4 / 31 – 35 (Teufe 1,92 – 2,9 m)



Bohrung B5 / 36 – 40 (Teufe 0,0 – 1,0m)



Bohrung B5 / 41 – 43 (Teufe 1,0 – 2,0 m)



Bohrung B6 / 45 – 48 (Teufe 1,07 – 1,57 m)



Bohrung B6 / 49 – 51 (Teufe 1,57 – 2,42 m)

Anlage 21: Lokale Verhältnisse des Untersuchungsgebietes



Lage der Bohrung B1 am südlichen Dammfuß der IAA Lengenfeld



Sickerwässeraustritte am Fuß des Südlichen Hauptdamms der IAA Lengenfeld



Lage der Bohrung B6 im nordwestlichen Bereich des Riedgebietes, in unmittelbarer Nähe des ehemaligen Betriebsgeländes der Aufbereitungsanlage



Südwestlicher Bereich des Riesgebietes (SE der IAA) mit starker Krautschicht (Foto: S. Mannigel, 2001)



Lage der Bohrung B3 im südwestlichen Bereich des Riedgebietes



Lage der Bohrung B4 im Lenkteich (das Foto zeigt deutlich die starke Verkrautung)



Plohnbachanschnitt am Beispiel der Probe S7, Profilmächtigkeit: 1.75 m, Tailings-Horizont (schwarz) im Hangenden (Foto: S. Mannigel, 2001)



Durch den Plohnbach angeschnittene schwarz-grau glänzende Tailings im Lenkteich: Probe S26/B, Mächtigkeit: 0,11 m



Durch den Plohnbach angeschnittene Tailings im Lenkteich: Probe S6/B, Mächtigkeit: 0,15 m, metallisch glänzendes, sehr weiches und feinkörniges Material, im Bild mit regelmäßig verteilten, hellgrauen Lagen