



SCHRIFTENREIHE  
ANGEWANDTE GEOLOGIE KARLSRUHE

Lehrstuhl für Angewandte Geologie  
der Universität Karlsruhe

Herausgeber:  
Prof. Dr. Dr. Kurt Czurda und Prof. Dr. Heinz Hötzl

D. Weiler

## **Flotationsberge**

**Bodenchemische und –physikalische Eigenschaften  
am Beispiel der mineralischen Dichtungsschicht im  
Oberflächenabdichtungssystem nach TA Abfall**

Schr. Angew. Geol. Karlsruhe	62	I-XVIII 1-158	Karlsruhe, 2001
---------------------------------	----	------------------	-----------------

Anschrift des Autors:

Detlev Weiler  
Franz-Kafka-Str. 38  
46242 Bottrop

Anschrift der Schriftleitung:

SCHRIFTENREIHE ANGEWANDTE GEOLOGIE KARLSRUHE  
Lehrstuhl für Angewandte Geologie  
Universität (TH) Karlsruhe  
Kaiserstraße 12  
Postfach 6980

D-76128 KARLSRUHE

ISSN 0933-2510

Vervielfältigung auf photomechanischem Wege (Photokopie, Mikrokopie) oder auszugsweise Wiedergabe für den eigenen Bedarf ist nur mit Quellenangabe gestattet.

## **Flotationsberge**

### **Bodenchemische und –physikalische Eigenschaften am Beispiel der mineralischen Dichtungsschicht im Oberflächenabdichtungssystem nach TA Abfall**

Zur Erlangung des akademischen Grades eines  
Doktors der Naturwissenschaften  
von der Fakultät für Bio- und Geowissenschaften

der

Universität Karlsruhe

genehmigte

DISSERTATION

von

Detlev Weiler

aus

Baden-Baden

2000

Tag der mündlichen Prüfung: 15.11.2000

Referent: Prof. Dr.Dr. K.A. Czurda

Korreferent: Prof. Dr. W. Smykatz-Kloss

*für*

*Emine,*

*Helena Leyla und Victor Kaan*

## KURZFASSUNG

Die Einsatzmöglichkeiten von Flotationsbergematerial als Alternative zu Tonen im Deponiebau wurde mittels Langzeitperkolations- und Vergütungsversuchen auf die nach TA Abfall und LWA-Richtlinie Nr. 18 geltenden Grenzwerte untersucht.

Es konnte gezeigt werden, dass Flotationsberge bei homogener Entwässerung auf 23 Gew.-% und Einhaltung eines Aschegehaltes von 70 Gew.-% alle Anforderungen nach TA Abfall erfüllen.

Die hydraulische Durchlässigkeit der Flotationsberge beträgt unabhängig von Perkolationsmedium, Einbauwassergehalt, Aufbereitungsstandort und Restkohleanteil  $1 - 2 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$ .

Aufgrund der eingesetzten Entwässerungstechnik sind die Wassergehalte im zentralen Bereich der Flotationsbergefilterkuchen erhöht, so dass das Konsistenzkriterium und die Verdichtungsleistung nicht immer garantiert sind. Die Wechselwirkungen zwischen Tonen, Kohle und den zur Flockung der Bergesuspension eingesetzte Polymeren sind gefügebestimmend und führen zur Herabsetzung der Konsistenzen. Aufgrund von Veränderungen in der Porenlösung nahmen die Konsistenzen, die Kationenaustauschkapazität und das Porenvolumen während der Langzeitversuche zu. Möchte man alle geforderten Grenzwerte erreichen, eignen sich Zugaben von 2 Gew.-% Wirbelschichtasche oder 5 – 10 Gew.-% Trockenfeuerungsasche aus Steinkohlekraftwerken am besten. Tonvergütungen führen zu hohen Volumenverlusten im Falle einer Austrocknung der mineralischen Dichtungsschicht.

Die Pufferkapazität ist aufgrund der natürlich in Flotationsbergen enthaltenen Karbonatanteile gegeben. Die Eluate der Langzeitversuche erfüllten nach 2 perkolierten Porenvolumen die Anforderungen der TVO. Die Kohlenstoffverhältnisse zwischen total carbon (TC), total inorganic carbon (TIC), total organic carbon (TOC), biologisch abbaubarem organischen Kohlenstoff (AOC) und Restkohlenstoff (RC) veränderten sich während den Langzeitversuchen nicht und lassen sich nach Bestimmung des TOC und unter Berücksichtigung des „flüchtigen Anteils“ der Ruhrkohlen berechnen.

Flotationsberge sind aufgrund großer mineralischer Homogenität, geringer Durchwurzelungsgefahr, hoher Volumenkonstanz und ausreichender Verfügbarkeit eine echte Alternative zur mineralischen Dichtungsschicht aus natürlichem Ton und können helfen Ressourcen zu sparen.

## **VORWORT**

Die vorliegende Arbeit bildet den Schlusspunkt der Studiums-, Assistenten- und Promotionszeit an der Fridericiana zu Karlsruhe. Und es ist mir eine Ehre und Freude zugleich, hier allen Dank zu sagen, die mich während dieser Zeit gelehrt und begleitet haben.

Herrn Kurt Czurda – Professor, Doktorvater und Förderer - möchte ich von ganzem Herzen für das in mich gesetzte Vertrauen danken.

Herrn Prof. Dr. W. Smykatz-Kloss danke ich für die Übernahme des Korreferates meiner Arbeit.

Mit der Ruhrkohle Montalith GmbH fand ich ein innovatives Unternehmen, das meine Arbeit finanzierte und dessen Mitarbeiter, allen voran Geschäftsführer Franz Bazan, Dipl.-Kauf. Klaus Holweg und Dipl.-Ing. Klaus Nabbeffeld, immer bereit waren, die Zwischenergebnisse zu diskutieren und die daraus abgeleiteten Fragen anzugehen.

Herrn Holweg danke ich besonders für den Freiraum, den er mir zur Beendigung der Arbeit eingeräumt hat und dass er mir die Chance eröffnete, in den RAG-Konzern einzutreten.

Frau Dr. Nienhaus vom LUA NRW danke ich für die Anregungen und Hilfestellungen bei der Bearbeitung des Themas.

Herr Dr. Madsack von der Ruhranalytik hat mit seinen Nachfragen immer wieder zu Prüfung und Fortentwicklung der Arbeit angeregt.

Die Professoren Eisbacher, Hötzl, Puchelt, Sittig und Stellrecht legten den Grundstein meiner Ausbildung und vermittelten das Fachwissen auf dem aufbauend eine wissenschaftliche Arbeit erst möglich ist. Reiner Haus – dem ich für seine Habilitation und die neue berufliche Herausforderung das Beste wünsche, danke ich für die freundschaftlich - kritische Begleitung meiner Arbeit und seine Förderung.

Der Universität Karlsruhe danke ich für die Bereitstellung der herausragenden Infrastruktur wie Universitätsbibliothek mit kompetenten Mitarbeitern und hervorragendem Zeitschriftenservice. Im Forschungszentrum Umwelt (FZU) waren zudem die Voraussetzungen für konzentriertes und interfakultatives Arbeiten an diesem Thema geschaffen.

Hr. Zibat vom Zentrallabor danke ich für die Anfertigung der REM-Aufnahmen.

Herrn Dr. Deller möchte ich für die Möglichkeit danken, die Saugspannungsversuche im Labor der LUFA (Durlach) durchführen zu können.

Herrn Dr. Driessen danke ich für die Beantwortung typischer Fragen zur Kohlechemie.

Dem ganzen Team der AGK sei Dank für all den Input in den vergangenen Jahren. Herauszuheben sind hierbei:

Christine Buschhaus, Dipl.-Chem., die während des gesamten Forschungsprojektes die ordnende Hand im Labor, Ansprech- und Diskussionspartnerin war - danke Chris.

Roman Zorn, Zimmergenosse mit gleicher Ausbildung und immer kritischem Auge und offenem Ohr, dazu Computerfachmann und Freund - vielen Dank Roman.

Herr Kettenbach hat als Werkstattchef die konstruktiven Ideen auf die Möglichkeit ihre Verwirklichung überprüft und mit seinem technischen Verständnis und seiner handwerklichen Erfahrung auch fast alles in die Realität umgesetzt. Danke für die Lehrzeit bei Ihnen und einen gesunden Ruhestand.

Meinen Hiwis – Christian Rode (Plastizitäten), Felix Himmerkus (Scherversuche) und Oliver Sonntag (Proctorversuche) danke ich für all die Wochenendarbeit und das klaglose Hinnehmen der Wiederholungsversuche.

Martin Werner danke ich für den tollen 72-stündigen Bergwerkversuch. Dem harten Kern meiner „Risikorunde“ – Guinness, Wiking, Rolf und Klaus - verdanke ich viel Spaß während meiner Studien- und Promotionszeit.

Dirk Aldenkortt – Dipl.-Geol. an der Universität Trier - danke ich für seinen unermüdlichen Einsatz die Kohlenstoffmessungen weiter zu verbessern.

Den nötigen Rückhalt für die Arbeit gaben mir meine Eltern und meine Familie.

Meiner Frau Emine gebührt an dieser Stelle ganz besonderer Dank.





## INHALTSVERZEICHNIS

Kurzfassung .....	III
Vorwort.....	IV
Inhaltsverzeichnis.....	VII
Abbildungsverzeichnis.....	X
Tabellenverzeichnis.....	XVI
1 Einführung.....	1
1.1 Problemstellung.....	1
1.2 Zielsetzung.....	1
1.3 Arbeitsprogramm .....	2
2 Theoretische Grundlagen .....	3
2.1 Flotationsberge .....	3
2.2 Ton.....	8
2.3 Kohle.....	14
2.3.1 Zusammensetzung und Eigenschaften.....	14
2.3.2 Verwitterung von Kohle unter Luftsauerstoffeintrag .....	17
2.4 Entwässerung .....	19
2.4.1 Polyacrylamid .....	19
2.4.2 Ton - Polymer - Wechselwirkung .....	20
2.4.2.1 Adsorption an die Tetraederschicht.....	20
2.4.2.2 Adsorption an die Oktaederschicht .....	21
2.4.2.3 Auswirkungen auf die DDL .....	22
2.4.3 Kohle-PAA-Wechselwirkung .....	25
2.5 Pyritverwitterungssystem .....	27
2.6 Schwermetalle .....	30
2.7 Dichtungskonzept .....	32
2.7.1 Ausgleichsschicht und Gasdrainageschicht.....	34
2.7.2 Mineralische Dichtungsschicht .....	34
2.7.2.1 Dicke .....	35
2.7.2.2 Hydraulische Durchlässigkeit .....	36
2.7.2.3 Plastizität .....	37
2.7.2.4 Organische Substanz .....	38
2.7.3 Entwässerungsschicht.....	40
2.7.4 Rekultivierungsschicht.....	40
3 Methodik .....	41
3.1 Perkolationsflüssigkeiten .....	43
3.1.1 Örtliches Niederschlagswasser .....	43
3.1.2 Künstliches Sickerwasser.....	43
3.2 Bestimmung der organischen Substanz.....	44
3.2.1 Einführung .....	44

3.2.2	AOC <sub>KST</sub> -Gehaltbestimmung und Beziehung zum „flüchtigen Anteil“ von Kohlen nach DIN 51 720 .....	45
3.3	Pyritanalytik .....	49
3.3.1	Bestimmung des Schwefelgehalts (Bindungsarten) nach DIN 51 724 (T2) .....	49
3.3.2	Röntgendiffraktometrie .....	49
3.3.3	Gesamtschwefelanalyse .....	50
3.4	Pufferkapazität .....	50
3.5	Bodenphysikalische/-chemische Parameter .....	51
3.5.1	Wassergehalt, Konsistenzgrenzen und Plastizität .....	51
3.5.2	Korngrößenverteilung .....	51
3.5.3	Korndichte .....	51
3.5.4	Wasseraufnahmevermögen .....	51
3.5.5	pH- Wert .....	51
3.6	Kationenaustauschkapazität (KAK) .....	52
3.7	Quecksilberporosimetrie .....	52
3.8	Saugspannungskurven .....	52
3.9	Rasterelektronenmikroskopie .....	53
3.10	Bodenmechanische Parameter .....	54
3.10.1	Bestimmung der Proctordichte .....	54
3.10.2	Scherfestigkeit .....	54
3.11	Analytik .....	55
3.12	Semiquantitativer Mineralbestand .....	55
4	Ergebnisse .....	57
4.1	Mineralbestand .....	57
4.2	Pufferkapazität und Boden-pH .....	60
4.3	Kohlenstoffverbindungen .....	69
4.3.1	Langzeitversuche .....	69
4.3.2	Korrelationen .....	72
4.4	Elutionsverhalten .....	75
4.4.1	Schwermetalle .....	75
4.4.1.1	Cadmium .....	76
4.4.1.2	Chrom, Kupfer, Blei .....	77
4.4.1.3	Zink .....	79
4.4.2	Bilanzierung .....	79
4.4.3	Hauptkationen, Chlorid, Sulfat und KAK .....	82
4.5	Plastizität, Porosität und Korngrößenverteilung .....	85
4.5.1	Ausgangsmaterial .....	85
4.5.2	Einfluss der Kohle .....	87
4.5.3	Einfluss der Tone .....	88
4.5.4	Einfluss der Polymere .....	90
4.5.5	Langzeitverhalten .....	94

4.5.6	Flugaschenvergütung .....	96
4.5.6.1	Trockenfeuerung .....	97
4.5.6.2	Wirbelschichtfeuerung.....	99
4.6	Austrocknungsverhalten – REM, pF, Quecksilberporosimetrie.....	101
4.7	Bodenmechanik .....	109
4.7.1	Scherparameter unterschiedlich vergüteter Flotationsbergesuspensionen .....	109
4.7.2	Vergleich der Scherparameter vor und nach der Perkolation.....	110
4.7.3	Proctordichten .....	114
4.8	Hydraulische Durchlässigkeit.....	116
4.8.1	Langzeitdurchströmungsversuche (DIN 18 130) PROSPER-HANIEL UND WALSUM .....	116
4.8.2	Durchlässigkeitsbeiwerte in Abhängigkeit der Vergütung.....	118
4.8.3	Durchlässigkeitsbeiwerte in Abhängigkeit der beprobten Pressenbereiche .....	120
4.8.4	Durchlässigkeit in Abhängigkeit der Proctordichte .....	122
5	Diskussion.....	127
6	Fazit .....	134
7	Literatur .....	137

## ABBILDUNGSVERZEICHNIS

Abb. 2-1: flow-sheet des Aufbereitungsprozesses Flotation.....	3
Abb. 2-2: Aufbauskizze einer Kammerfilterpressen auf PROSPER- HANIEL und Beprobungspunkte.....	4
Abb. 2-3: Wassergehalte der Filterkuchen in Abhängigkeit der Beprobungspunkte.....	5
Abb. 2-4: Aschegehalte in verschiedenen Bereichen der Kammerfilterpressen.....	6
Abb. 2-5: Wassergehalte der Filterkuchen im Technikumversuch; über die Diagonale entnommen.....	6
Abb. 2-6: Basiseinheiten der Tonminerale (aus LAGALY 1993).....	8
Abb. 2-7: Abhängigkeit der Plastizität von der Elektrolytkonzentration und den austauschbaren Kationen (aus LAGALY 1993).....	12
Abb. 2-8: Abhängigkeit der Kohledichten vom Kohlenstoffgehalt der Kohlen (MAHAJAN 1989 nach NELSON 1979).....	15
Abb. 2-9: Abhängigkeit der Korndichte von den „Flüchtigen Bestandteilen“ (DIN 51 720) der Kohlen (aus MAHAJAN 1989).....	16
Abb. 2-10: Anionisch modifiziertes PAA.....	19
Abb. 2-11: Carboxylatanlagerung an die Tonmineraloberfläche: A) Modell nach SOMMERAUER et al. (1968) und B) nach YARIV et al. (1966) - aus GREENLAND (1971).....	20
Abb. 2-12: Ligandenaustauschreaktion nach GREENLAND 1971.....	21
Abb. 2-13: Streckung der Polymerketten mit zunehmendem Hydrolysegrad (aus STUTZMANN & SIFFERT 1973).....	22
Abb. 2-14: Belegung der Silikatoberfläche (nach THENG 1982).....	23
Abb. 2-15: sterische Stabilisation reiner Kohlen (aus BOTSARIS & GLAZMAN 1988).....	26
Abb. 2-16: Schematischer Aufbau eines Deponiekörpers mit Multibarrierensicherung (aus DRESCHER 1997).....	32
Abb. 2-17: Deponieoberflächenabdichtungssystem nach TA Abfall ...	33
Abb. 3-1: Ablaufschema der Langzeituntersuchungen.....	41
Abb. 3-2: C-Träger in Flotations-bergen.....	44
Abb. 3-3: AOC nach KST.....	44
Abb. 3-4: Flüchtiger Anteil nach DIN 51 720.....	44
Abb. 3-5: Lage der Pyritpeaks im Pulverröntgendiffraktogramm einer Flotationsbergeprobe.....	50
Abb. 4-1: Spannweitendiagramm aller untersuchten Proben.....	57
Abb. 4-2: Semiquantitativer Mineralbestand aller Ausgangsproben der Aufbereitungen PROSPER-HANIEL und WALSUM. In ()	

Angaben zum geforderten Wassergehalt zur Erfüllung des Konsistenzkriteriums .....	58
Abb. 4-3: WalRegen (6-monatige Perkol.) .....	60
Abb. 4-4: WalTest (6-monatige Perkol.) .....	60
Abb. 4-5: ProRegen (6-monatige Perkol.) .....	60
Abb. 4-6: ProTest (6-monatige Perkol.) .....	60
Abb. 4-7: Boden-pH nach 3-monatiger Perkolationszelle .....	61
Abb. 4-8: Boden-pH nach 6-monatiger Perkolationszelle .....	61
Abb. 4-9: Boden-pH nach 12-monatiger Perkolationszelle .....	61
Abb. 4-10: WalRegen (12 Monate) .....	62
Abb. 4-11: WalTest (12 Monate) .....	62
Abb. 4-12: ProRegen (12 Monate) .....	62
Abb. 4-13: ProTest (12 Monate) .....	62
Abb. 4-14: ProTest nach 6-monatiger Perkolationszelle .....	63
Abb. 4-15: WalRegen nach 3-monatiger Perkolationszelle .....	63
Abb. 4-16: TIC und Gesamtkarbonat (nach Scheibler) für das Bergematerial PROSPER-HANIEL .....	65
Abb. 4-17: TIC und Gesamtkarbonat (nach Scheibler) für das Bergematerial WALSUM .....	65
Abb. 4-18: Verhältnis Gesamtkarbonatgehalt zu Pufferkapazität (mmol H <sup>+</sup> ) .....	66
Abb. 4-19: Pyritprofil durch eine Perkolationszelle nach vier Austrocknungs-/Auffsättigungs-Zyklen .....	67
Abb. 4-20: pH-Profil durch eine Perkolationszelle nach vier Austrocknungs-/Auffsättigungs-Zyklen .....	67
Abb. 4-21: PROSPER-HANIEL nach 3-monatiger Sickerwasserperkolationszelle .....	69
Abb. 4-22: PROSPER-HANIEL nach 3-monatiger Regenwasserperkolationszelle .....	69
Abb. 4-23: WALSUM nach 3-monatiger Sickerwasserperkolationszelle .....	69
Abb. 4-24: WALSUM nach 3-monatiger Regenwasserperkolationszelle .....	69
Abb. 4-25: PROSPER-HANIEL nach 6-monatiger Sickerwasser- perkolationszelle .....	70
Abb. 4-26: PROSPER-HANIEL nach 6-monatiger Regenwasser- perkolationszelle .....	70
Abb. 4-27: WALSUM nach 6-monatiger Sickerwasserperkolationszelle .....	71
Abb. 4-28: WALSUM nach 6-monatiger Regenwasserperkolationszelle .....	71
Abb. 4-29: PROSPER-HANIEL nach 12-monatiger Sickerwasserperkolationszelle .....	71
Abb. 4-30: PROSPER-HANIEL nach 12-monatiger Regenwasserperkolationszelle .....	71
Abb. 4-31: WALSUM nach 12-monatiger Sickerwasserperkolationszelle .....	71

Abb. 4-32: WALSUM nach 12-monatiger Regenwasserperkolations.....	71
Abb. 4-33: Prozentualer Anteil des AOC-Gehaltes am gesamten organischen Kohlenstoff (TOC) .....	72
Abb. 4-34: Zusammenhang zwischen $AOC_{KST}$ (gemessen) und $AOC_{ges}$ (abgeleitet aus der Elementaranalyse) für den flüchtigen Anteil am Gesamtkohlenstoff für das Flotationsbergematerial WALSUM.....	73
Abb. 4-35: Glühverlust 815° C zu TC (total carbon).....	74
Abb. 4-36: TOC (total organic carbon) zu TC.....	74
Abb. 4-37: Schwermetallgehalte (Feststoff) aller untersuchten Flotationsbergproben (8 Proben).....	75
Abb. 4-38: Cd-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolations .....	76
Abb. 4-39: Cd-Konzentrationen in den Festkörpern nach einjähriger Perkolations .....	76
Abb. 4-40: Pb-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolations .....	77
Abb. 4-41: Pb-Konzentrationen im Feststoff nach einjähriger Perkolations .....	77
Abb. 4-42: Cu-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolations .....	78
Abb. 4-43: Cr-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolations .....	78
Abb. 4-44: Cu-Konzentrationen im Feststoff nach einjähriger Perkolations .....	78
Abb. 4-45: Cr-Konzentrationen im Feststoff nach einjähriger Perkolations .....	78
Abb. 4-46: Zn-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolations .....	79
Abb. 4-47: Zn-Konzentrationen im Feststoff nach einjähriger Perkolations .....	79
Abb. 4-48: pH-Wert-Entwicklung in Abhängigkeit von Bergematerial und Perkolationsmedium .....	81
Abb. 4-49: Kalium-Austrag .....	82
Abb. 4-50: Natrium-Austrag.....	82
Abb. 4-51: Chlorid-Austrag.....	83
Abb. 4-52: Calcium-Austrag .....	83
Abb. 4-53: Magnesium-Austrag.....	83
Abb. 4-55: Bereich optimaler Wassergehalte zur Erreichung des Konsistenzkriteriums für Flotationsberge der Aufbereitung PROSPER-HANIEL.....	87

Abb. 4-56: Kohle-/Ton-Verhältnis der Ausgangs- und Tonvergütungsproben bezogen auf den Wassergehalt $I_c = 0,75$ .....	89
Abb. 4-57: Kohle- und Tonanteile der Ausgangsproben (Aufbereitung PROSPER-HANIEL).....	89
Abb. 4-58: Zusammenhang zwischen Bingham-Fließgrenze aus Viskositätsuntersuchungen und Fließgrenze nach Atterberg.....	90
Abb. 4-59: Plastizitätszahl in Abhängigkeit des Aschegehaltes: Ausgangsproben, Ton- und Kohlezumischungen.....	91
Abb. 4-60: Pulverdiffraktogramme der BT0-, Berge0- und Kohle0-Proben.....	92
Abb. 4-61: Porenverteilung der BT0-, Berge0- und Kohle0-Proben; Angaben zum Gesamtporenvolumen (%) der Meso- und Makroporen in der Legende.....	92
Abb. 4-62: Luftgetrocknete Texturpräparate der BT0- und Kohle0-Probe.....	92
Abb. 4-63: Kohle-Ton-Verteilung in Flotationsbergen: a) Tone in Makroporen b) Kohle-/Ton-Aggregate über Polymere verbunden.....	93
Abb. 4-64: Porenverteilung der Probe P135 nach 1-jähriger Perkolation mit Regenwasser. PKS = Probenkörpersegment; %-Angabe = Gesamtporenvolumen.....	96
Abb. 4-65: Porenverteilung der Probe W215 nach einjähriger Perkolation mit Sickerwasser. PKS = Probenkörpersegment; %-Angabe = Gesamtporenvolumen.....	96
Abb. 4-66: Vakuumentwässerungsversuch von Bergesuspension.....	98
Abb. 4-67: Tonmineralbedeckter Sandpartikel (500-fache Vergrößerung).....	102
Abb. 4-68: Tonminerale mit bevorzugtem Flächen-Flächen-Kontakt, die mit den Kanten auf einem Sandpartikel angeordnet sind (10.000-fache Vergrößerung).....	102
Abb. 4-69: Braunkohlenflugasche im Ausgangszustand (27.000-fache Vergr.).....	103
Abb. 4-70: Zementnadeln (CSH-Phasen) aus Braunkohlenflugaschen (ca. 100.000-fache Vergr.).....	103
Abb. 4-71: Steinkohlenflugasche Steament im Ausgangszustand (18.000-fache Vergr.).....	103
Abb. 4-72: Steinkohlenflugasche Steament nach Reaktion mit Wasser (2.200-fache Vergr.).....	103

Abb. 4-73: Wirbelschichtflugasche (SWW) im Ausgangszustand (1.450-fache Vergrößerung).....	104
Abb. 4-74: Wirbelschichtflugasche (SWW) nach der Reaktion mit Wasser (12.000-fache Vergrößerung).....	104
Abb. 4-75: Flotationsberge mit Kohle- (30 %) und Wirbelschichtflugaschen-Zugabe (2 %): (100.000-fache Vergrö.) .....	104
Abb. 4-76: Flotationsberge mit Kohle- (30 %) und Steinkohlenflugaschen-Zugabe (5 %): (20.000-fache Vergr.) .....	104
Abb. 4-77: Wasseraufnahmefähigkeit von Steament und Steament vergüteter Proben unterschiedlicher Vorbehandlung.....	105
Abb. 4-78: Saugspannungskurven von Bergesuspension ohne und mit Kohleanreicherung (30%).....	105
Abb. 4-79: Saugspannungskurven von steamentvergüteter Bergesuspension .....	105
Abb. 4-80: Saugspannungskurven von Bergesuspension mit Wirbelschichtasche vergütet.....	105
Abb. 4-81: Saugspannungskurven von Bergesuspension Tonmehl vergütet.....	105
Abb. 4-82: Porenverteilung der Tonmehl vergüteten Berge0-Proben.....	107
Abb. 4-83: Porenverteilung und Gesamtporosität vor und nach Zumischung von 5% Steament.....	107
Abb. 4-84: Porenverteilung der Tonmehl vergüteten Berge300-Proben.....	107
Abb. 4-85: Porenverteilung und Gesamtporosität vor und nach Zumischung von 1% SWW .....	107
Abb. 4-86: Vergleich oberer, mittlerer und unterer Probenkörpersegmente im Rahmenscherversuch (WALSUM-Proben) .....	111
Abb. 4-87: Vergleich oberer, mittlerer und unterer Probenkörperbereiche im Rahmenscherversuch (PROSPER-HANIEL-Proben).....	112
Abb. 4-88: CU-Versuche aller WALSUM Proben .....	113
Abb. 4-89: CU-Versuche aller PROSPER-HANIEL Proben ohne P135.....	113
Abb. 4-90: Abhängigkeit der im Proctorversuch zu erreichenden Trocken-dichte vom Asche- und Wassergehalt.....	114
Abb. 4-91: Abhängigkeit der Korn-dichte vom Restkohleanteil (Aschegehalt) der Flotationsberge.....	114
Abb. 4-92: Entwicklung der hydraulischen Durchlässigkeit in Abhängigkeit der Versuchsdauer und verschiedener Perkolationsmedien (PROSPER-HANIEL).....	117



Abb. 4-93: Entwicklung der hydraulischen Durchlässigkeit in Abhängigkeit der Versuchsdauer und verschiedener Perkolationsmedien (WALSUM) .....	117
Abb. 4-94: Hydraulische Durchlässigkeit unterschiedlich vergüteter Berge0-Proben .....	118
Abb. 4-95: Hydraulische Durchlässigkeit unterschiedlich vergüteter Berge300-Proben .....	119
Abb. 4-96: Hydraulische Durchlässigkeit der unvergüteten Proben in Abhängigkeit der Probenahmepunkte.....	121
Abb. 4-97: Hydraulische Durchlässigkeit der mit 3,7 Gew.-% Steament vergüteten Proben in Abhängigkeit der Probenahmepunkte .....	121
Abb. 4-98: Hydraulische Durchlässigkeit der mit 7,4 Gew.-% Steament vergüteten Proben in Abhängigkeit der Probenahmepunkte .....	122
Abb. 4-99: Hydraulische Durchlässigkeit in Abhängigkeit von Proctordichte und Wassergehalt für die Mischung aller in den Eingangsuntersuchungen verwendeten PROSPER-HANIEL-Flotationsbergen (Pge).....	123
Abb. 4-100: Durchlässigkeit in Abhängigkeit der im Proctorversuch erzielten Verdichtung für unvergütete Flotationsberge .....	123
Abb. 4-101: Durchlässigkeit in Abhängigkeit der im Proctorversuch erzielten Verdichtung für 3,7 % Steament vergütete Flotationsberge .....	124
Abb. 4-102: Durchlässigkeit in Abhängigkeit der im Proctorversuch erzielten Verdichtung für eine 3,7 %ige Steamentvergütung .....	125
Abb. 4-103: Hydraulische Durchlässigkeit gegen Wassergehalt aller betrachteten Proben des Bergwerkversuchs .....	125

## TABELLENVERZEICHNIS

Tab. 2-1: Valenz, hydratisierter Radius und Anzahl der Adsorptionsplätze für verschiedene Kationen (aus MITCHELL 1976).....	10
Tab. 2-2: Abhängigkeit der Dicke der diffusen Doppelschicht von der Elektrolytkonzentration bezogen auf einwertige Gegen-Ionen (nach LAGALY 1993 und LYKLEMA 1976).....	11
Tab. 2-3: Plastizitätseigenschaften als ATTERBERG-Grenzen für Kaolinit, Illit, Montmorillonit in der $\text{Ca}^{2+}$ und $\text{Na}^+$ -Form (nach MÜLLER-VONMOOS et al. 1985, aus LAGALY 1993).....	12
Tab. 2-4: Kohleeinteilung nach aufsteigendem Kohlenstoffgehalt (erweitert nach LASKOWSKI & PARFITT 1989).....	16
Tab. 2-5: Funktionelle Gruppen des Sauerstoffs in Kohlen (nach RUBERTO & CRONAUER 1978).....	17
Tab. 2-6: Schwermetallgehalte verschiedener Bergeausgangsmaterialien des Ruhrkohlen (Angaben zum Feststoff in mg/kg), (aus KLINGER 1994).....	30
Tab. 2-7: Schwankungsbereich der Schwermetallgehalte natürlicher Gesteine – alle Angaben in mg/kg (nach HINDEL & FLEIGE 1991).....	31
Tab. 2-8: Materialanforderungen an die mineralische Oberflächendichtungsschicht (Übersicht aus NIENHAUS 1996).....	35
Tab. 3-1: Temperaturprogramm zur Bestimmung des RC-Gehaltes..	46
Tab. 3-2: Untersuchungsergebnisse der DSK-Qualitätsüberwachung von 1997 (alle Angaben in Gew.-%) 46	46
Tab. 3-3: C, H, O, S und N-Gehalte (Gew.-%) der Kohlen in Flotationsbergen - berechnet aus dem Anteil flüchtiger Bestandteile ( $\text{FB}_{(\text{waf})}$ ); Formeln aus Ruhrkohlenhandbuch (1986).....	47
Tab. 3-4: Elementaranalyse von Ruhrkoks .....	47
Tab. 4-1: Pyrit-, Karbonatgehalt und der aus dem TIC-Wert berechnete Calcitgehalt.....	63
Tab. 4-2: Verhältnisse von TIC (% C -LECO) zu Karbonat (% C aus SCHEIBLER) .....	64
Tab. 4-3: Perkolationszellen mit signifikanten Veränderungen des AOC-Gehaltes.....	70
Tab. 4-4: Zuordnungswerte und Einbauklassen nach LAGA 1991 (Feststoff) und Mittelwerte aller untersuchten Flotationsbergproben .....	75

Tab. 4-5: Vergleich der <b>Ausgangsgehalte</b> (AG) der Schwermetalle der 4 betrachteten Perkulationszellen mit den über ein Jahr <b>ausgetragenen Schwermetallen</b> (ASM).....	80
Tab. 4-6: Ergebnisse der sequentiellen Extraktion nach SCHWEISFURTH (1996).....	80
Tab. 4-7: KAK frischer Flotationsberge (Ausgangsmaterial).....	82
Tab. 4-8: KAK von Flotationsbergen nach einjähriger Perkolation .....	84
Tab. 4-9: „Natürlicher“ Wassergehalt ( $w_n$ ), Fließgrenze, Ausrollgrenze, Plastizitäts- und Konsistenzzahl.....	86
Tab. 4-10: Mindestwassergehalt zur Erreichung des Konsistenzkriterium in Abhängigkeit der Ausgangsproben.....	86
Tab. 4-11: Konsistenzen von Bergematerialien unterschiedlicher Aschegehalte .....	88
Tab. 4-12: Konsistenzen von Bergematerialien mit kaolinitischer Tonmehlvergütung.....	88
Tab. 4-13: Konsistenzen von Bergematerialien mit Tonmehlvergütung und Kohlekonzentratbeimengung.....	89
Tab. 4-14: Konsistenzen nach Kohleab- und Tonanreicherung (BT0) und Kohle An- und Tonabreicherung (Kohle0) vom Ausgangsmaterial (Berge0).....	91
Tab. 4-15: Korngrößenverteilung der BT0-, Berge0- und Kohle0-Proben .....	92
Tab. 4-16: Vergleich von Ausgangskonsistenz und Konsistenz nach einjähriger Perkolation mit unterschiedlichen Testflüssigkeiten.....	94
Tab. 4-17: Ton-, Schluff- und Sandanteil in Abhängigkeit der Probekörpertiefe .....	95
Tab. 4-18: Konsistenzen von Bergematerialien mit Flugasche aus Trockenfeuerungsanlagen .....	97
Tab. 4-19: Wassergehalte, Verdichtung und Verdichtungsleistung der im Bergwerkversuch gewonnenen Proben.....	98
Tab. 4-20: Konsistenzen von Bergematerialien vergütet mit Flugasche aus der Wirbelschichtfeuerung .....	99
Tab. 4-21: Konsistenzgrenzen vor und nach der Zumischung von 5 % Braunkohleflugasche (BKFA) mit Chargenmischtechnik .....	100
Tab. 4-22: Volumenverluste unterschiedlich vergüteter Proben während Trocknung bei 105° C .....	101
Tab. 4-23: Parameter der vergüteten Flotationsbergesuspension.....	109

Tab. 4-24: Scherwinkel und Kohäsion aus direkten Scherversuchen an in Suspension vergüteten Flotationsbergen .....	109
Tab. 4-25: Scherfestigkeiten und Restscherfestigkeiten der Ausgangsmaterialien (Presslinge) .....	110
Tab. 4-26: Scherparameter nach der Perkolation .....	111
Tab. 4-27: Scherparameter aus CU-Versuchen .....	113
Tab. 4-28: Durchlässigkeitsbeiwerte der Einzelproben bei Beendigung der Langzeitversuche .....	116
Tab. 4-29: Einbauwassergehalte der in Pressenmitte für die Durchströmungsversuche entnommenen Proben .....	120

# **1 EINFÜHRUNG**

## **1.1 Problemstellung**

Die Schonung natürlicher Ressourcen macht es notwendig, alle bereits im Stoffkreislauf befindlichen Materialien einer neuerlichen und ihren natürlichen Eigenschaften entsprechenden Nutzung zuzuführen. Mit dem GESETZ ZUR VERMEIDUNG VON RÜCKSTÄNDEN; VERWERTUNG VON SEKUNDÄRROHSTOFFEN UND BESEITIGUNG VON ABFÄLLEN (1994) wurde die rechtliche Grundlage geschaffen, um dem Wiedereinsatz von Boden- und Erdsubstraten gegenüber deren Aufhaltung oder Deponierung Vorrang einzuräumen. Hierbei zählt die Substitution von Rohstoffen unter Schonung natürlicher Ressourcen zu den wichtigsten Zielen der Kreislaufwirtschaft. Der ökologische Grundsatz wird gewahrt, wenn alternative Materialien (Rest- und Abfallstoffe) den geforderten Qualitätsnormen entsprechen, die für den anvisierten Einsatz gefordert werden. Im Hinblick auf die Schutzgüter Boden, Wasser und Luft sind die Auswirkungen der Verwertungsart entsprechend den gesetzlichen Vorgaben zu prüfen.

Materialien auf das dieses Gesetz Anwendung finden kann und welche bisher in großem Umfang aufgehaldet werden, bilden die Reststoffe der Steinkohlenaufbereitung (HOLWEG 1997). Im Besonderen sollen mit der Arbeit die Einsatzmöglichkeiten von Flotationsbergen, die feinstkörnigen Taubgesteine der Steinkohlenförderung, als Sekundärrohstoff für die mineralische Komponente im Regelabdichtungssystem einer Oberflächenabdichtung nach TA ABFALL (1993) bzw. TA SIEDLUNGSABFALL (1993) untersucht werden.

## **1.2 Zielsetzung**

Flotationsberge setzen sich entsprechend dem Steinkohlefördergebiet aus den Hauptkomponenten Quarz und Tonmineralen zusammen. Daneben sind Karbonate, Eisensulfide, Feldspäte und in Abhängigkeit der Aufbereitungsgüte ein wechselnder Gehalt an unflotierter Steinkohle enthalten. Entsprechend dieser mineralogischen Zusammensetzung sind Flotationsberge besonders auf eine mögliche Pyritverwitterung und deren Auswirkungen, sowie auf das Austrocknungsverhalten zu untersuchen. Außerdem sollte der Organikanteil der Flotationsberge, der aufgrund unflotierter Restkohle die Anforderung nach Anhang E der TA Abfall deutlich überschreitet, bewertet werden. Die bodenmechanischen Eigenschaften von Flotationsbergen, deren Beeinflussung durch Polymere, die zur

Sedimentation der Bergesuspension eingesetzt werden und die inhomogenen Wassergehalte der Flotationsbergepresslinge waren weitere Schwerpunkte der vorliegenden Untersuchungen. Am Ende galt es, eine Empfehlung zu formulieren, unter welchen Umständen und / oder mit welchen Vergütungen der Einsatz von Flotationsbergen im Deponiebau als Sekundärrohstoff ökologisch sinnvoll ist und welche einfachen Untersuchungsmethoden möglichst weitgehende Aussagen zur Bewertung dieses Materials erlauben.

### **1.3 Arbeitsprogramm**

Die zugrunde liegenden Daten wurden an acht zu jeweils vier unterschiedlichen Zeiten an zwei Aufbereitungsstandorten entnommenen Flotationsbergeproben ermittelt. Die Eingangsuntersuchungen umfassten die Bestimmung aussagekräftiger mineralogischer und bodenphysikalischer Parameter wie Konsistenz, Korngrößenverteilung, Mineralbestand und wurden in den Langzeitperkulationsversuchen um chemische Fragestellungen zu Pyritverwitterung und Kohlenstoffproblematik erweitert. Hierzu wurden jeweils 5 Flotationsbergeproben jeder Aufbereitung mit zwei unterschiedlicher Sickerwässern beaufschlagt und die Eluate auf pH-Wert und Schwermetallgehalt untersucht. Daneben wurde die hydraulische Durchlässigkeit über den Zeitraum eines Jahres ermittelt und in drei Ausbauphasen nach 3, 6 und zwölf Monaten die Parameter Pyritgehalt, Kohlenstoffgehalte (TC, TIC, TOC, AOC, RC), Karbonatgehalt und Pufferkapazität in jeweils 5 Probenkörpersegmenten bestimmt und mit den Ausgangsgehalten verglichen. Diese Daten führten zu Aussagen über das bodenchemische Langzeitverhalten von Flotationsbergen. Nach Beendigung der Perkulationsversuche wurden die Scherparameter in CU- und direkten Scherversuchen und die Konsistenzgrenzen nach DIN 18 122 ermittelt. Zusammen mit Viskositätsuntersuchungen von unterschiedlich vergüteten Flotationsbergen (natürliches Tonmehl), Porositätsanalysen und rasterelektronenmikroskopischen Aufnahmen entstand ein Bild der Bergesuspension – Polymer - Wechselwirkung, das zu Empfehlungen über Art und Umfang von Flotationsbergevergütungen führte, die in einem Bergwerkversuch verifiziert wurden. Die Einhaltung einer hydraulische Durchlässigkeit von weniger als  $1 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  und die Erfüllung des Konsistenzzahlkriteriums nach der RICHTLINIE NR. 18 DES LANDESAMTES FÜR WASSER UND ABFALL (1993) waren hierbei die entscheidenden Leitparameter.

## 2 THEORETISCHE GRUNDLAGEN

### 2.1 Flotationsberge

Flotationsberge sind die feinstkörnigen Taubgesteine der Steinkohleaufbereitung.

Flotationsberge fallen beim Aufsuchen, Gewinnen, Aufbereiten und Weiterverarbeiten von Bodenschätzen in den der Bergaufsicht unterstehenden Betrieben an und somit nach § 2 Abs. 2 KrW-/AbfG nicht unter das Kreislaufwirtschaft- und Abfallgesetz (KÖLLER VON 1995) und können als Sekundärrohstoff angesehen werden (NIENHAUS 1997). Die Zusammensetzung des Bergematerials wird vom Ausgangsgestein und von der Güte der Flotation bestimmt.

Gefördert werden Gesteine des Westfal B und C (mittleres Oberkarbon). Die in einer Teufe von maximal etwa 1000 m unter GOK aufgefahrenen Dorstener, Horster und Essener Schichten des rheinischen Karbons sind durch Ton-, Silt- und Sandsteine charakterisiert, mit dazwischen eingeschalteten Kohleflözen, deren Inkohlungsgrad mit den flüchtigen Bestandteile von Vitritkonzentraten angegeben werden kann (TEICHMÜLLER & TEICHMÜLLER 1971).

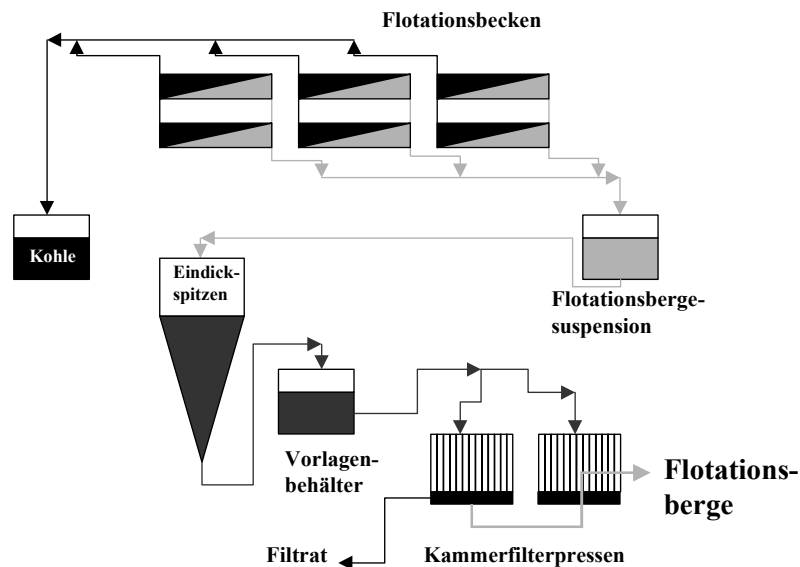


Abb. 2-1: flow-sheet des Aufbereitungsprozesses Flotation

Nach der Grob- und Waschtrennung des gesamten geförderten Materials wird in einem letzten Aufbereitungsschritt eine Suspension mit etwa  $200 - 300 \text{ g l}^{-1}$  der Flotation zugeführt (Abb. 2-1). Aufgrund der immer feiner werdenden Korngrößenklassierung während der Aufbereitung sind die Tonminerale Illit, Kaolinit und Chlorit relativ zum Ausgangsgestein angereichert. Nachweisbar sind außerdem die Mineralphasen Quarz, Pyrit, Calcit, Dolomit, Ankerit, Siderit und Feldspat.

Mit Hilfe von Flotationshilfsmitteln – Ölen - wird der Feststoff hydrophobiert. Nichtionische Tenside bilden das Bindeglied zwischen Öl und einströmender Gasphase (Luft), so dass die Kohlepartikel aufschwimmen und an der Suspensionsoberfläche abgeschöpft werden können. Flotiert wird die Suspension bis zu einem Feststoffgehalt von  $80 - 140 \text{ g l}^{-1}$ .

Das Kohleausbringen ist entscheidend vom Aufschlussgrad des Ausgangsgesteins und von der Flotationsdauer abhängig (SONG & TRASS 1997).

Der kohleabgereicherten Bergesuspension wird beim Einlauf in die Eindickerspitzen (Abb. 2-1) ein anionisches Polymer zugesetzt, das die Sedimentation einleitet.

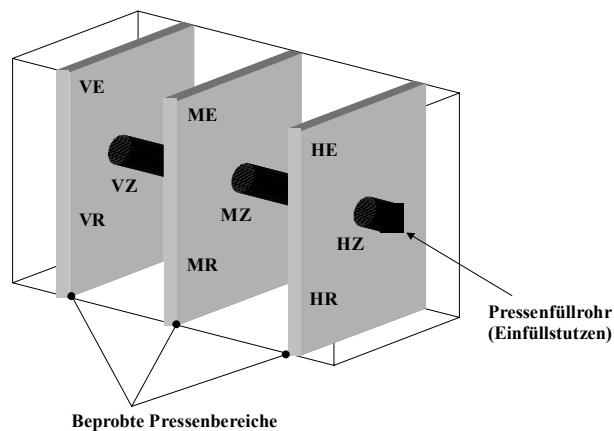


Abb. 2-2: Aufbauskiizze einer Kammerfilterpressen auf PROSPER-HANIEL und Beprobungspunkte

Nach dem Absinken der Feststoffanteile wird die Suspension mit einem Wassergehalt von etwa 100 % in Kammerfilterpressen entwässert. Hierzu wird die Presse geschlossen und mittels Kreiselpumpen bei



Drücken von etwa 6 bar mit Suspension befüllt. Die Bergesuspension verteilt sich hierbei gleichmäßig in die Eck- und Randbereiche der Presse (Abb. 2-2). Anschließend wird solange weitere Suspension mit Kolbenmembranpumpen (maximal 15 bar) in die Presse gedrückt, bis die Filtratwasserwächter keine nennenswerte Entwässerung mehr anzeigen und der Druck nicht mehr ausreicht, um weitere Suspension in die Presse einzuleiten.

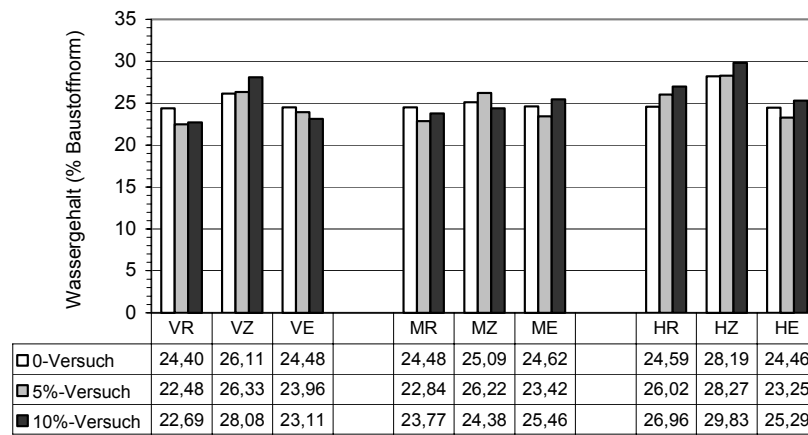


Abb. 2-3: Wassergehalte der Filterkuchen in Abhängigkeit der Beprobungspunkte

Die Wassergehaltsverteilungen innerhalb der Presse und der Filterkuchen zeigen drei für alle Versuche gültige Trends (Abb. 2-3).

1. Die Wassergehalte nahe des Einfüllstutzens (Abb. 2-2) sind am höchsten.
2. Die Wassergehalte im mittleren Pressenabschnitt (M) zeigen den geringsten Schwankungsbereich aller Entnahmepunkte.
3. Die Rand- und Eckbereiche (R, E) weisen die geringsten Wassergehalte auf.

Beide Ergebnisse sind auf das Funktionsprinzip der eingesetzten Kammerfilterpressen (BOGENSCHNEIDER & WILCZOCH 1980) zurückzuführen, die eine Entwässerung ausschließlich über den Druck der nachgeführten Suspension erzeugen. Die Verweilzeit der Bergesuspension im zentralen (VZ, MZ, HZ; Abb. 2-2) und hinteren Pressenbereich (HR, HZ; Abb. 2-2) sind am kürzesten und die Wassergehalte entsprechend am höchsten. Ein weiterer

## 2.1 Flotationsberge

Bergwerkversuch, bei dem nach Ende der Kammerbefüllung und somit nach Ende des eigentlichen Entwässerungsvorganges Luft mit 15 bar nachgepresst wurde, erbrachte keine nennenswerte Senkung der Wassergehalte.

Die Aschegehalte (Abb. 2-4) und Korngrößenverteilung waren hingegen sehr homogen.

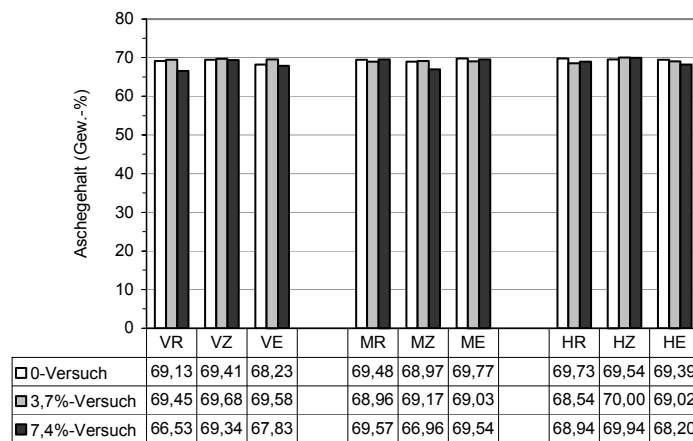


Abb. 2-4: Aschegehalte in verschiedenen Bereichen der Kammerfilterpressen

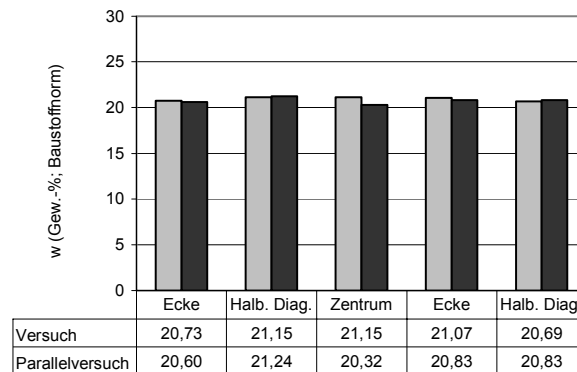


Abb. 2-5: Wassergehalte der Filterkuchen im Technikumversuch; über die Diagonale entnommen

Im einem Technikumversuch mit Kammerfilterpressen auf Membrantechnik, bei denen nach der Befüllung der Kammern gleichmäßig Luftkissen über den gesamten Filterkuchen aufgeblasen werden, wurden Wassergehalte von durchschnittlich etwa 21 Gewichtsprozent erzielt. Die Wassergehalte variierten nur in geringem Maße (Abb. 2-5).

Nach diesen Ergebnissen eröffnet sich mit der Umstellung der Entwässerungstechnik eine Option, um Flotationsberge hinsichtlich des Konsistenzgrenzenkriteriums auch ohne Vergütung im Deponiebau einsetzen zu können.

## 2.2 Ton

Das Bauprinzip der Tonminerale ist ebenso einfach wie variabel. Zwei Grundbausteine sind allen Tonmineralen zu eigen.  $\text{SiO}_4$ -Tetraeder, die so aneinandergesetzt sind, dass drei der vier Sauerstoffatome jeweils zwei Tetraedern angehören und eine Ebene aufspannen aus der die Tetraederspitzen im Idealfall gleichsinnig herausragen. Die Tetraederspitzen sind zugleich Teil des zweiten Grundbausteines aller Tonminerale – die Sauerstoffoktaeder. Diese sind über die Kanten miteinander verknüpft und Sauerstoffatome der Oktaederschicht, die nicht zugleich Sauerstoffatome der Tetraederschicht sind, haben ein Proton angelagert (LAGALY & KÖSTER 1993). Bleibt es bei der Wechselfolge Tetraeder-/Oktaederschicht (T-/O-Schicht) bilden sich Zweischichttonminerale oder 1:1-Schichtsilikate (1:1-layer). Ist an die Basiseinheit eine weitere Tetraederschicht kondensiert, deren Spitzen ebenfalls in Richtung Oktaederschicht zeigen, spricht man von 2:1-Schichtsilikaten (2:1-layer) oder Dreischichttonmineralen (T/O/T). Sind die Oktaederplätze zum Ladungsausgleich bevorzugt mit zweiwertigen Kationen (z.B. Magnesium) besetzt, spricht man von trioktaedrischen Tonmineralen.

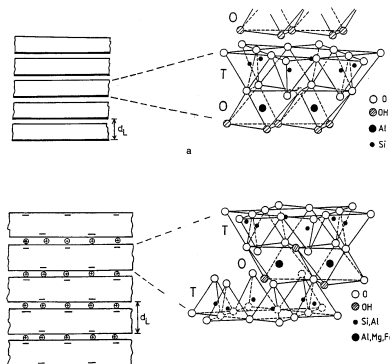


Abb. 2-6: Basiseinheiten der Tonminerale (aus LAGALY 1993)

Werden nur 2/3 der Oktaederplätze durch dreiwertige Kationen besetzt (u.a. Aluminium) entstehen dioktaedrische Tonminerale. Als einfachste, den idealen Aufbau erfüllende Tonminerale existieren somit 4 Mineraltypen. Kaolinit- als dioktaedrische und Serpentinminerale als trioktaedrische Vertreter der 1:1-Schichtsilikate, sowie Pyrophyllit und Talk als deren 2:1-Schichtsilikatpendant.

Zwischenschichten (interlayer) trennen die regelmäßige Anordnung der Tetraeder- und Oktaederschichten. Die gesamte Anordnung von layer und interlayer bildet eine Struktureinheit (BAILEY 1988), deren Dicke als Schichtabstand  $d_L$ , (Lagaly & Köster 1993) bezeichnet wird und mineralspezifisch ist (Abb. 2-6).

Die Bindungsenergie zur nächsten Struktureinheit beruht auf Dipol-Dipol-Wechselwirkungen, Wasserstoffbrückenbindungen und VAN-DER-WAALS-Kräften. Die für Tonminerale typische negative Überschussladung wird von drei dem pH-Wert unabhängigen Einflussfaktoren bestimmt (BAILEY 1988):

- Substitution von  $\text{Si}^{4+}$  in tetraedrischer Koordination durch zwei- oder dreiwertige Kationen
- Substitution von zwei- oder dreiwertigen Kationen in oktaedrischer Koordination durch ein- oder zweiwertige Kationen
- Oktaedrische Lücken

Vom pH-Wert der umgebenden Lösung ist dagegen die Kantenladung abhängig. Im sauren Milieu führt die hohe Konzentration an  $\text{H}_3\text{O}^+$ -Ionen zu einer positiven Kantenladung, die durch Anionenadsorption ausgeglichen wird. Wird der pH-Wert der umgebenden Lösung erhöht, werden die Ränder durch die Dissoziation von Silanol- und, im stärker alkalischen Bereich, von Aluminolgruppen umgeladen, so dass die Kationenaustauschkapazität ansteigt (LAGALY 1993). BAILEY (1988) nennt diesen Prozess die Dehydroxilierung.

Die pH unabhängige Nettoladung kann ihren Ursprung somit in der Tetraeder-, Oktaeder- oder in beiden Schichten haben und ist vom Tonmineraltyp und von den Bildungsbedingungen abhängig (VELDE 1995). Um die elektrostatische Neutralität des Tonpartikels zu gewährleisten muss die negative Überschussladung durch eine positive Ladung (Gegen-Ionen, LAGALY 1993) in den Zwischenschichten und/oder den Tonmineraloberflächen ausgeglichen werden. Die Wechselwirkungen zwischen Tonmineral und Ionen der Elektrolytlösung, sowie die Ionenverteilung um die negativ geladene Tonmineraloberfläche können mit der DLVO-Theorie (VERWEY & OVERBEEK 1948) näherungsweise bestimmt werden. Es handelt sich hierbei um die Weiterentwicklung der Arbeiten von GOUY (1910) und STERN (1924), die in die Theorie der diffusen Doppelschicht (DDL) mündeten.

Die diffuse Doppelschicht setzt sich aus der Stern- und der diffusen Ionenschicht zusammen. Die Sternschicht, manchmal auch unterteilt in

## 2.2 Ton

eine innere (IHP) und äußere Helmholtz-Fläche (OHP) ist durch spezifische Wechselwirkungen mit der Tonmineraloberfläche geprägt (LYKLEMA 1976, EVERETT 1992) Die Konzentration der Kationen (Gegen-Ionen) in der Sternschicht kann durch bevorzugte Adsorption erhöht werden (EVERETT 1992), wobei Calcium in der Lage ist wesentlich mehr Ladung abzusättigen als Lithium (Tab. 2-1).

Tab. 2-1: Valenz, hydratisierter Radius und Anzahl der Adsorptionsplätze für verschiedene Kationen (aus MITCHELL 1976)

Ion	Valenz	Hydratisierter Ionenradius (Å)	Adsorptionsplätze (Ionen/cm <sup>2</sup> )
K	1	3,8	$1,731 \cdot 10^{14}$
Na	1	7,9	$4,006 \cdot 10^{13}$
Li	1	10,3	$2,357 \cdot 10^{13}$
Ca	2	9,6	$2,713 \cdot 10^{13}$

Innerhalb der diffusen Ionenschicht oder Gouy-Schicht entsprechen Ladung und Potenzial der Poisson-Boltzmann-Verteilung. Ihre Ausdehnung endet, wenn die Bedingung:

$$n^+ = n^- \quad \text{Gl. 2.1}$$

mit:

$n^+$ : Teilchenzahldichte Kationen [Gegen-Ionen] (mol<sup>-1</sup>)

$n^-$ : Teilchenzahldichte Anionen [Co-Ionen] (mol<sup>-1</sup>)

erfüllt ist.

Dabei muss gelten, dass die gesamte Ladung in der diffusen Doppelschicht der Oberflächenladungsdichte  $\sigma_0$  gleich ist.

$$\sigma_0 = \sqrt{\frac{2n\epsilon kT}{\pi}} \cdot \sinh \frac{z}{2} \quad \text{Gl. 2.2}$$

mit:

$\sigma_0$ : Oberflächenladungsdichte [ $\mu\text{Ccm}^{-2}$ ]

$\epsilon$ : Dielektrizitätskonstante [ $\text{C}^2\text{J}^{-1}\text{m}^{-1}$ ]; für H<sub>2</sub>O = 78,5 bei 25° C

$n$ : Teilchenzahldichte [ $\text{mol m}^{-3}$ ]

$kT$ : thermische Energie [ $\text{Jmol}^{-1}$ ]

$z$ : Oberflächenladung [mV].

Die gesamte Ausdehnung der ungestörten DDL ist gewöhnlich durch die reziproke Debye-Länge ( $\kappa^{-1}$ ) ausreichend genau beschrieben. Dies

ist der Abstand längs dem das Potenzial von der äußeren Helmholtz-Fläche – Grenze der Sternschicht – auf  $e^{-1}$  absinkt.

Nach LASKOWSKI & PARFITT (1989) ist die Debye-Hückel-Länge:

$$\kappa = 3,287 \sqrt{I} \text{ [nm}^{-1}\text{]} \quad \text{Gl. 2.3}$$

wobei  $I$  die Ionenstärke ist:

$$I = \frac{1}{2} \sum c_i z_i^2 \quad \text{Gl. 2.4}$$

mit:

$c_i$ : Konzentration des betrachteten Ions  $i$  (mol dm<sup>-3</sup>)

$z_i$ : Ladung des betrachteten Ions  $i$  (1)

Der letzte Ausdruck macht deutlich, wie sehr die Ausdehnung der diffusen Doppelschicht (DDL) von der Elektrolyt-Konzentration und der Valenz der sich im System befindlichen Ionen abhängig ist. LAGALY (1992) spricht vom Phänomen der „Kompression der diffusen Ionenschicht“ und berichtet folgende Werte (Tab. 2-2).

Tab. 2-2: *Abhängigkeit der Dicke der diffusen Doppelschicht von der Elektrolytkonzentration bezogen auf einwertige Gegen-Ionen (nach LAGALY 1993 und LYKLEMA 1976)*

Gleichgewichtskonzentration [mol l <sup>-1</sup> ]	Ausdehnung DDL [Å] nach LAGALY	Ausdehnung DDL [Å] nach LYKLEMA für KCl
10 <sup>-5</sup>	4500	
10 <sup>-3</sup>	450	100
10 <sup>-1</sup>	45	
10 <sup>0</sup>		1

Vergleichsberechnungen von SRIDHARAN & SATYAMURTY (1996) zeigten, dass das Potenzial und somit die Ausdehnung der DDL in Abhängigkeit der Berechnungsmethode (Stern-Theorie oder Gouy-Chapman-Theorie) unterschiedlich ist. Die Dicke der diffusen Doppelschicht ist somit abhängig von der Oberflächenladung des betrachteten Tonminerals, dem Lösungsmittel, der Belegungsdichte der Sternschicht in Abhängigkeit der vorhandenen Adsorptionsplätze und des Platzbedarfs der adsorbierten Ionen, der Temperatur, dem pH,

der Ionenkonzentration in der Lösung sowie der Valenz der Gegen- und Co-Ionen und deren Verhältnis zu Ladung und Ionenradius.

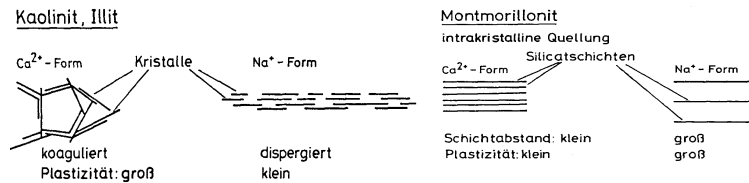


Abb. 2-7: Abhängigkeit der Plastizität von der Elektrolytkonzentration und den austauschbaren Kationen (aus LAGALY 1993)

Die Ausbildung der diffusen Doppelschicht wiederum hat Auswirkungen auf das Gefüge, die Porosität und die chemophysikalischen Eigenschaften der Tonminerale. Ist beispielsweise die Kationenbelegung von Illit und Kaolinit calciumdominiert, ist die Bildung von Kartenhausstrukturen mit größeren Hohlräumen die bevorzugte Gefügekonfiguration (Abb. 2-7). Die Wassereinlagerung wird erhöht, die Fließ- und in geringerem Maße auch die Ausrollgrenzen steigen an (Tab. 2-3).

Tab. 2-3: Plastizitätseigenschaften als ATTERBERG-Grenzen für Kaolinit, Illit, Montmorillonit in der Ca<sup>2+</sup> und Na<sup>+</sup>-Form (nach MÜLLER-VONMOOS et al. 1985, aus LAGALY 1993).

Probe	w <sub>L</sub>	w <sub>P</sub>	l <sub>P</sub>	l <sub>A</sub> (für m <sub>T</sub> = m <sub>d</sub> )
Kaolinit-Ca <sup>2+</sup>	74	31	43	43
Kaolinit-Na <sup>+</sup>	69	31	38	38
Illit-Ca <sup>2+</sup>	93	32	61	61
Illit-Na <sup>+</sup>	76	29	47	47
Montmorillonit-Ca <sup>2+</sup>	190	50	140	140
Montmorillonit-Na <sup>+</sup>	431	48	383	383

Umgekehrt wirkt sich Ca<sup>2+</sup> statt Na<sup>+</sup> auf Montmorillonit aus, da das Gefüge nur so lange plastizitätsbestimmend ist, wie das Verhältnis von Kanten und Flächen groß ist. Mit abnehmendem Kantenanteil an der Gesamtoberfläche ist der Schichtabstand und somit die Dicke der diffusen Ionenschicht entscheidend. Hierbei ist zu beachten, dass Ionen von Tonmineralen selektiv gebunden werden, so dass natriumaktivierte Bentonite aufgrund der sehr hohen Plastizität zwar gerne zur Vergütung von mineralischen Dichtungskomponenten



eingesetzt werden, diese Na-Aktivierung jedoch u.U. nur temporär wirkungsvoll ist.

## 2.3 Kohle

### 2.3.1 Zusammensetzung und Eigenschaften

Steinkohle ist aufgrund der Vielfältigkeit der Edukte und der Bildungsbedingungen nicht durch ein allgemeingültiges Strukturmodell zu beschreiben. Die wichtigsten Elemente, die am Aufbau der Kohle beteiligt sind, sind Kohlenstoff (C), Stickstoff (N), Wasserstoff (H), Schwefel (S) und Sauerstoff (O). Mikroskopisch erkennbare Grundbestandteile der Kohle sind die Macerale, die aufgrund äußerer Merkmale wie Struktur, Reflexion und Farbe in drei Gruppen gegliedert sind; Vitrinit-, Exinit- und Inertinit-Maceralgruppe. Eine weitere Unterteilung der Macerale in „Typen“ ist ausschließlich im Falle geringer Inkohlung sinnvoll. Mit zunehmendem Inkohlungsgrad gleichen sich die chemisch-physikalischen Eigenschaften an. Das gemeinsame Auftreten verschiedener Maceralgruppen führt zur Einführung von Mikrolithotypen, die in Abhängigkeit der Anzahl der daran beteiligten Maceralgruppen als mono-, bi- und trimaceralisch bezeichnet werden.

Nach den Arbeiten von ACZEL et al. (1976), HAYATSU et al. (1978), OELERT (1969, 1971), REERING & KÖLLING (1968) und VAHRMAN (1972) beschrieb DAVIDSON (1979) ein verallgemeinertes Strukturbild der Kohle, wonach Steinkohlen dreidimensionale über aliphatische (CH, CH<sub>2</sub> und CH<sub>3</sub>) und andere Brückenbildner verschiedenster Länge vernetzte Makromoleküle von polycyclischen, aromatischen Ringsystemen variabler Größe (1-30 Einheiten) darstellen, die angular und linear aneinander kondensiert sein können.

Die Kohlenwasserstoffverbindungen weisen hierbei Bindungsenergien von 400 - 440 kJmol<sup>-1</sup> auf. Nur die C-C-Bindungen innerhalb aromatischer Ringe und zwischen diesen sind stärker (540 - 480 kJmol<sup>-1</sup>).

Durch die intramolekulare, dreidimensionale Vernetzung entstehen Hohlräume, die in Poren von durchschnittlich 10 – 100 Å Durchmesser an den Oberflächen der Bruchstücke münden können. In diesen Carvern können hydrophobe Verbindungen oder mineralische Anteile extrahierbar vorliegen.

Die Kohleporen werden nach den Regeln der IUPAC (INTERNATIONAL UNION OF PURE AND APPLIED CHEMISTRY 1972) unterschieden: Makroporen > 500 Å, Mesoporen 20 – 500 Å, Mikroporen < 8 – 20 Å und Submikroporen < 8 Å. Neuere Untersuchungen des Porensystems (HARPALANI & CHEN 1995) zeigen, dass Meso- und Makroporen als

natürliches Bruchsystem existieren. Die Mikroporen sind Teil der Kohlematrix (SPITZER 1981). Eine durchquerende Verbindung von Makro- zum Mikroporensystem existiert nicht, so dass Kohle bereits von VAN KREVELEN (1961) als doppelporiges Gestein bezeichnet wurde. Die Bestimmung der Porenstruktur von Kohlen erfolgt indirekt über die Bestimmung der Dichte und des Porenvolumens mittels Gas- (Helium) und Flüssigkeitsadsorption (Quecksilber), sowie der Bestimmung von Gasdiffusionskoeffizienten (SPITZER 1981, MAHAJAN 1989).

Die Porenstruktur übt entscheidenden Einfluss auf die Wechselwirkungen der Kohlen mit der Atmosphäre oder umgebenden Lösungen aus und ist somit ein bestimmender Faktor der Kohleeigenschaften (MAHAJAN 1989), welcher bei der Förderung, der Weiterverarbeitung und den Einsatzmöglichkeiten von Kohle berücksichtigt werden muss.

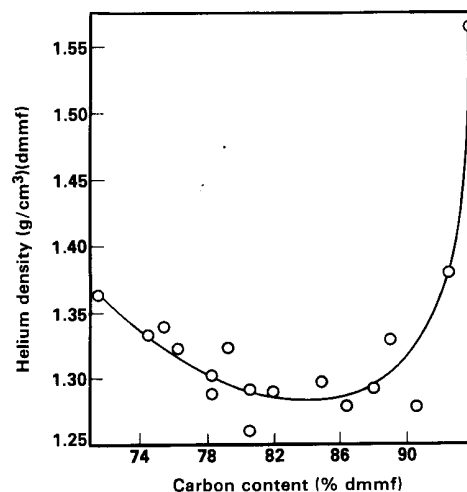


Abb. 2-8: Abhängigkeit der Kohledichten vom Kohlenstoffgehalt der Kohlen (MAHAJAN 1989 nach NELSON 1979)

Die Dichten (Gewicht pro Volumeneinheit eines porenfreien Feststoffes) der Kohlen nehmen erst mit hohen Kohlenstoffgehalten (anthrazitische Kohle) merklich zu (NELSON 1979). Zwischen 74 % und 88 % Kohlenstoff (Abb. 2-8) ist ein Minimum feststellbar. Zugleich sind die Korndichten (Dichte pro Volumeneinheit unter Einbeziehung der Poren und Risse) stark vom Anteil flüchtiger Bestandteile abhängig (Abb. 2-9), zeigen jedoch auch hier im Bereich

von 20 bis 40 % flüchtigem Anteil (hoch bis gering bituminöse Kohlen, Tab. 2-4) einen fast konstanten Bereich (MAHAJAN 1989).

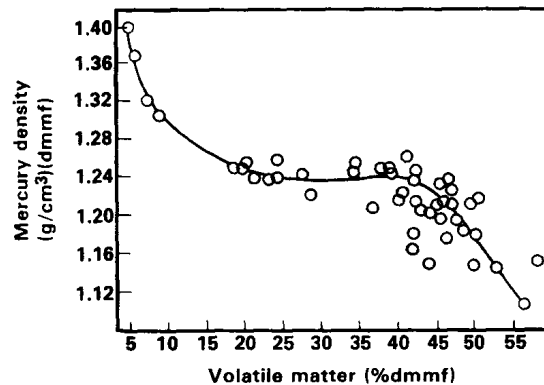


Abb. 2-9: Abhängigkeit der Korndichte von den „Flüchtigen Bestandteilen“ (DIN 51 720) der Kohlen (aus MAHAJAN 1989)

Die Kenntnis des Inkohlungs- oder Reifegrades von Kohlen lässt Aussagen über die chemische Zusammensetzung, den Anteil „Flüchtiger Bestandteile“, Dichte, Heizwert, Reaktivität und Anzahl der funktionellen Gruppen zu. Letztere existieren auf Sauerstoff- und in geringerem Maße auf Schwefel- und Stickstoffbasis.

Tab. 2-4: Kohleeinteilung nach aufsteigendem Kohlenstoffgehalt (erweitert nach LASKOWSKI & PARFITT 1989)

Reife →	Torf	Braunkohle	Hoch bituminös	Gering bituminös	Anthrazit
% flüchtiger Anteil *		> 40	35 - 30	20 - 14	10 - 0
% C	60	70		80	93
% O	35	25		15	3
Heizwert (MJ kg <sup>-1</sup> )	28	30		32,5	36

\* Ruhrkohlen Handbuch

Ein Maß für den Reifegrad ist der Gesamtkohlenstoffgehalt (Tab. 2-4). Mit dessen Zunahme nimmt der Sauerstoffgehalt und damit auch die Anzahl reaktiver, funktioneller Gruppen auf Sauerstoffbasis an der Oberfläche und in den Kohleporen ab.  $-OCH_3$  kann bereits bei Kohlenstoffanteilen von 70 % bis 72 % nicht mehr nachgewiesen werden (BERKOWITZ 1989).

Tab. 2-5: Funktionelle Gruppen des Sauerstoffs in Kohlen (nach RUBERTO & CRONAUER 1978)

Funktionelle Gruppe	Gering bituminös	Hoch bituminös
Hydroxylgruppe (-OH)	2,4	5,6
Carboxylgruppe (-COOH)	0,7	4,4
Carbonylgruppe (-C=O)	0,4	1,0
Etherische Gruppe (-O-)	2,8	0,9

Ab 82 % Kohlenstoff (C) verschwinden zuerst die Carboxylgruppen und bei 85 % C die Hydroxylgruppen der Kohlen fast vollständig. Reaktiver Sauerstoff findet sich nur noch in Carbonyl- und etherischen Gruppen. Die Strukturveränderung mit zunehmendem Inkohlungsgrad führt zu Hydrophobie und abnehmender Reaktivität reifer Kohlen (BERKOWITZ 1989) und geht einher mit steigenden aromatischen Kohlenstoffanteilen von weniger als 50 % auf über 90 % des Kohlenstoffgesamtgehaltes (GAVALAS 1982). Gleichzeitig setzt mit steigendem Verhältnis des volatilen (flüchtigen) Anteils zum Gesamtkohlenstoff die thermische Zersetzung der Kohle früher ein und der gemessene Gewichtsverlust steigt (GHETTI 1986) an.

### 2.3.2 Verwitterung von Kohle unter Luftsauerstoffeintrag

Kohlen werden aus einem wassergesättigten, sauerstoffarmen Umfeld zu Tage gefördert. Die Änderung der Umgebungsbedingungen, wie Wassergehalt, Sauerstoffpartialdruck und Temperatur hat Auswirkungen auf die Kohlestruktur – die Verwitterung setzt ein. Unter atmosphärischen Bedingungen nimmt der Sauerstoffgehalt von Kohlen zu, die Bildung funktioneller Gruppen setzt ein (NELSON 1989). Die Bildung von Hydroxyl-, Carbonyl- und Carboxyl-Gruppen, sowie etherische Verbindungen lassen sich nachweisen (NELSON 1989). Damit wird die Kohle hydrophiler und die Trennung der Kohle vom Nebengestein durch Flotation wird erschwert. Zugleich nimmt der Heizwert der Kohlen ab (FRYER & SZLADOW 1973), das Blähverhalten (DIN 51 741) verändert sich. Steinkohlen können die Fähigkeit verlieren bei Erhitzung in einen bildsamen (plastischen) Zustand überzugehen und eignen sich nicht mehr für die Verkokung. Die Untersuchungen von WACHOWSKA et al. (1974), FURIMSKY et al. (1983), LIOTTA et al. (1983) und ISAACS & LIOTTA (1987) konnten die Auswirkungen der Verwitterung auf die Sauerstoff-Kohlenstoffverteilung (O/C) übertragen. Mit einsetzender Verwitterung nimmt das O/C-Verhältnis für die gesamte Kohle zu, für den extrahierbaren Anteil bleibt es konstant. Gleichzeitig nimmt der

extrahierbare Anteil insgesamt ab, so dass die Autoren eine Zunahme von Verbindungen zwischen extrahierbaren, funktionellen Gruppen während der Verwitterung folgerten, die den Beginn der Huminsäurenbildung markiert, welche in einem zweiten Schritt weiter forciert wird und sich in zunehmender Löslichkeit von Kohlekomponenten in wässrigen alkalischen Lösungen ausdrückt (BERKOWITZ 1989). Bereits vorhandene funktionelle Gruppen (geringe Reife) erhöhen die Wechselwirkungen zwischen Kohle und Luftsauerstoff. Mit steigender Temperatur und steigender O<sub>2</sub>-Konzentration wird die O<sub>2</sub>-Adsorption forciert. Mikroorganismen können den Prozess beschleunigen (HSU-CHOU et al. 1989, OSIPOWICZ et al. 1994, MURTY et al. 1994, FAKOUSSA 1981, WALKER et al. 1975), über dessen Dauer keine verlässlichen Daten vorliegen. Eine völlige Belegung der Kohleoberfläche mit funktionellen Gruppen im ersten Verwitterungsschritt kann nach den Ergebnissen von WINMILL (1915) ausgeschlossen werden und die Reversibilität der O<sub>2</sub>-Adsorption in diesem Stadium der Entwicklung wurde bereits von TIDESWELL & WHEELER (1920) postuliert.

Neben dem Luftsauerstoff und biologischen Einflüssen wird die Kohleverwitterung auch vom Wasser gesteuert.

Nach KELLER et al. (1979) fasst man Haft-, Zwickel- und an der Oberfläche adsorbiertes Wasser als Oberflächenwasser zusammen und unterscheidet weiter zwischen Kapillarwasser - physikalisch im Porenraum der Kohle gebundenes Wasser - und chemisch gebundenem Wasser. Letzteres ist Wasser, das am Aufbau der chemischen Struktur beteiligt ist und Hydratationswasser des Ascheanteils der Kohle (u.a. der Tonminerale), das nur unter Strukturveränderungen der Kohle entzogen werden kann. Der wichtigste Verwitterungspfad in diesem Zusammenhang ist der Spannungsaufbau innerhalb der Kohle bei der Reduzierung des physikalisch gebundenen Wassergehaltes. Die Spannungen führen zum Kollaps der Makroporen, erweitern das natürliche Bruchsystem und zerkleinern die Kohlekomponenten (NELSON 1989). Ein der Frostsprengung ähnlicher Prozess mit umgekehrtem Vorzeichen, der ebenso durch die Desorption von Methan und CO<sub>2</sub> ausgelöst werden kann (HARPALANI & CHEN 1995).

## 2.4 Entwässerung

Die Entwässerung der Bergesuspension erfolgt in zwei Arbeitsschritten.

### 2.4.1 Polyacrylamid

Vor der mechanischen Entwässerung in Kammerfilterpressen (Abb. 2-2) wird die Bergesuspension mit einem Feststoffgehalt von etwa 30 – 40 g l<sup>-1</sup> in Absatzspitzen eingeleitet und mit Hilfe von anionischen Polyacrylamiden (PAA) sedimentiert. Polyacrylamide (Abb. 2-10) sind synthetische, hochmolekulare, wasserlösliche Stoffe, die u.a. zur Klärung von industriellem und kommunalem Abwasser, zur Trinkwasseraufbereitung (DOBROV & PUTILOV 1995, KAISER et al. 1995), zur Kohlekonzentrat-, (DZINOMWA et al. 1997) Erzentwässerung (SINGH & BESRA 1997) und zur Bodenverbesserung (BEN-HUR et al. 1989) eingesetzt werden. Polyacrylamide (PAAs) werden aus monomeren Acrylamiden durch Polymerisation in wässriger Lösung unter Einsatz von Katalysatoren hergestellt. Dabei werden die Amid-(O=C-NH<sub>2</sub>) zu Carboxylgruppen (O=C-OH) hydrolysiert.

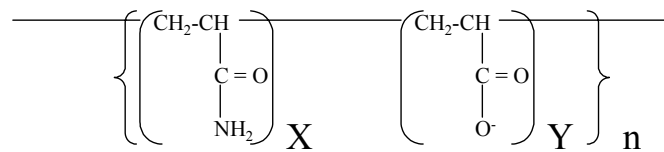


Abb. 2-10: Anionisch modifiziertes PAA

Die Ladungsintensität (Li) geläufiger anionischer PAAs beträgt 10 - 40%. Die Auswahl des einzusetzenden Produktes erfolgt in Abhängigkeit des Anwendungsfalles und wird bestimmt durch das zu flockende Medium, Art und Menge des Feststoffes, Temperatur, pH und die Zeitabhängigkeit einzelner Verfahrensschritte. Entsprechend werden Polyacrylamide unterschiedlicher Ladungsintensitäten, Molekulargewichte und Ladungsverteilungen ausgewählt (CARRAHER et al. 1997). Im Falle der Bergesuspension werden PAAs mit ionischem Ladungsanteil von bis zu 30 % eingesetzt, um die Einzelpartikel anzulagern und die Filterausbeute der Festphase durch Vergrößerung der Permeabilität des Filterkuchens zu vergrößern (SINGH 1997) Die Dosierung der Polyacrylamide schwankt zwischen 0,2 – 5 gm<sup>-3</sup>.

### 2.4.2 Ton - Polymer - Wechselwirkung

Dass sich anionischen Polyacrylamide (PAA) besser zur Flockung von Feststoffen in wässriger Lösung eignen können als kationische oder nichtionische PAAs, zeigten unter anderen die Arbeiten von RUEHRWEIHN & WARD (1952), MICHAELS & MORELOS (1955), THENG (1979, 1982). Hierbei ist die Adsorptionsrate von PAA vom Verhältnis  $\text{CONH}_2 / \text{COO}^-$  abhängig. Dieses Verhältnis bestimmt die Kettenlänge und damit das Molekulargewicht der Polymere. Mit steigender Kettenlänge nimmt außerdem die biologische Abbaubarkeit der PAAs ab (SWIFT 1994).

Entsprechend der Struktur von Polyacrylamid (Abb. 2-10) und mehreren möglichen Adsorptionsplätzen am Tonmineral sind verschiedene Adsorptionsmechanismen von Bedeutung. Für die isolierte Betrachtung der möglichen Adsorptionsplätze wählten beispielsweise SONDI et al. (1997) zur Simulation der Tetraederschicht reines  $\text{SiO}_2$ , Gibbsite ( $\gamma\text{-Al}(\text{OH})_3$ ) für die Oktaederschicht und  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , um die Wechselwirkung der Kante des Tonminerals mit dem PAA zu interpretieren.

#### 2.4.2.1 Adsorption an die Tetraederschicht

Mit Potenzialmessungen (SONDI et al. 1997) konnte gezeigt werden, dass die Tetraederschicht nicht unmittelbar mit dem PAA in Wechselwirkung tritt. Erst wenn die austauschbaren Kationen der Tonminerale als Bindeglied zum anionischen Teil der Polymere fungieren, bilden sich Kationenbrücken (GREENLAND 1971).

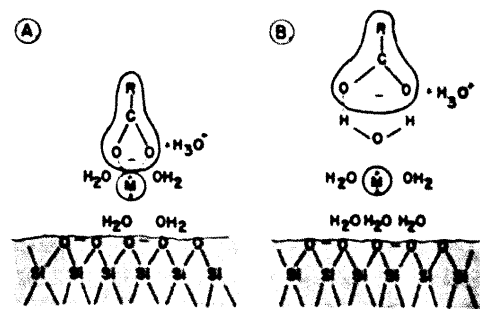


Abb. 2-11: Carboxylatanlagerung an die Tonmineraloberfläche: A) Modell nach SOMMERAUER et al. (1968) und B) nach YARIV et al. (1966) - aus GREENLAND (1971)



Diese Bindung setzt das Verdrängen eines Wassermoleküls der Hydratationshülle eines austauschbaren Kations durch die Anlagerung eines Sauerstoffions der Carboxylatverbindung ( $-\text{COO}^-$ ) voraus (LASKOWSKI & KITCHNER 1969). Die Ladungsneutralität um die Tonmineraloberfläche ist gegeben, wenn das die Ladung des organischen Komplexes absättigende Ion über eine elektrostatische Bindung zugleich Teil der austauschbaren Kationen des Tonminerals ist (Abb. 2-11; A). Bleibt die Hydrathülle erhalten (Abb. 2-11; B), existieren zwischen Kationen und anionischem PAA-Rest ausschließlich Wasserstoffbrückenbindungen (GREENLAND 1971). Beide Adsorptionsmechanismen können unter dem Begriff der Anionen-Austausch-Adsorption zusammengefasst werden und sind durch Erhöhung des pH-Wertes auf 8 bis 9 oder durch Zugabe von Chlorid- oder Nitrationen reversibel, solange die Wechselwirkungen zwischen Tonmineraloberflächen und Polymeren nicht zur Überwindung der elektrostatischen Abstoßung führen und die Adsorption der Polyanionen über VAN DER WALLS Kräfte erfolgt (LAGALY 1993).

#### 2.4.2.2 Adsorption an die Oktaederschicht

Eine irreversible Adsorption von Polymeren an die Tonmineraloberfläche erfolgt über den Ligandenaustausch. Entsprechend der Lewis Säure-Base-Reaktion ist dies die Verbindung zwischen Ionen oder Molekülen mit freien Elektronenpaaren (Liganden) an ein an das Tonmineral gebundenes Zentralion (Abb. 2-12).

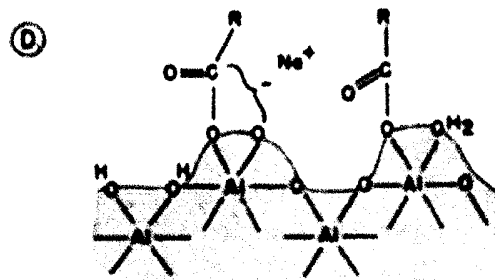


Abb. 2-12: Ligandenaustauschreaktion nach GREENLAND (1971)

Mit steigender Valenz des Zentralions steigt die Koordinationszahl und die Adsorptionsrate. Bevorzugte Adsorptionsplätze sind die an die Oktaederschicht gebundenen hydratisierten  $\text{Al}^{3+}$ -Ionen (SAINI &

MCLEAN 1966, SASTRY et al., 1995) oder andere Metallkomplexe wie  $[\text{Fe}(\text{H}_2\text{O})_6]^{3+}$ . Entsprechend der Tonmineralogie sind die Tonmineralkanten somit bevorzugte Adsorptionsplätze für anionische Polymere (MORTENSEN 1962, SOMMERAUER et al. 1968). Eine Verdrängung der Polyanionen findet nur eingeschränkt und durch geeignete Austauscher wie Tri- und Polyphosphate statt (SASTRY et al 1995), wobei die PAA-Desorption weitestgehend von der ursprünglichen Adsorptionsrate und der Ausgangskonzentration des Polymers abhängig ist (DODSON & SOMASUNDARAN 1984) und nicht wie die Adsorption vom pH, der Ionenstärke und der Temperatur (MORTENSEN 1962). Die Desorption durch Zugabe konkurrierender Polymere ist ebenfalls möglich, wobei höher durch geringer hydrolysierte PAAs verdrängt werden.

### 2.4.2.3 Auswirkungen auf die DDL

Das Anhaften von PAAs an mehreren Punkten des Tonpartikels führt bei völliger Streckung der Polymerkette zur Ausbildung von „chains“ – einem Farbüberzug ähnlichen Polymerbelag über das Tonmineral der nur bei ausreichender Anzahl von Adsorptionsplätzen und geringer PAA-Konzentration auftritt (THENG 1982). Ist das Polyacrylamid nur punktuell adsorbiert, ragen „tails“ (nur eine Adsorptionsstelle) oder „loops“ (mehrere Adsorptionspunkte) in die umgebende Lösung (Abb. 2-14).

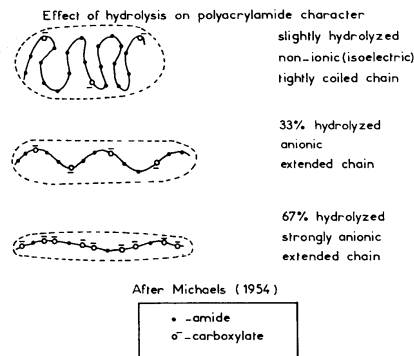


Abb. 2-13: Streckung der Polymerketten mit zunehmendem Hydrolysegrad (aus STUTZMANN & SIFFERT 1973)

Hierbei gilt, dass protonierte anionische PAA-Moleküle im Gegensatz zu Polykationen und ungeladenen Polymeren (THENG 1982)

ausschließlich an den äußeren Oberflächen der Tonminerale adsorbiert werden (STUTZMANN & SIFFERT 1977).

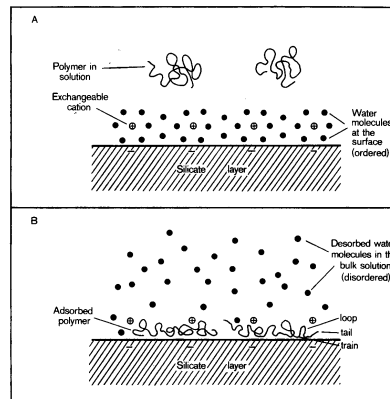


Abb. 2-14: Belegung der Silikatoberfläche (nach THENG 1982)

Mit steigendem Ionenpotenzial nimmt die Adsorption anionischer Polymere deutlich zu. Die Kompression der diffusen Ionenschicht (Kap. 2.2) mit steigender Ionenkonzentration führt dagegen zur Neutralisation anionischer Polymere (BEN-HUR et al. 1992), die nur schwach mit der Tonmineraloberfläche wechselwirken aber mit zunehmender Annäherung an die Tonmineraloberfläche die elektrostatische Abstoßung überwinden und günstigstenfalls über VAN DER WALLS Kräfte adsorbiert werden können (LAGALY 1993). Der Anteil an  $\text{COO}^-$  Gruppen steigt mit zunehmendem pH. Die Polymer-Schlaufen (Abb. 2-13) strecken sich aufgrund der Zunahme fest an die Kette gebundener negativer Ladungen (MICHAELS 1954, Abb. 2-13). Zugleich nimmt die Anzahl der von anionischen Polymeren bevorzugten Kantenladungen (BEN-HUR et al. 1992, SONDI 1997) ab. Entsprechend sind die Adsorptionsraten im sauren und schwach basischen Milieu am höchsten.

LYKLEMA (1976) konnte zeigen, dass die Dicke der Sternschicht infolge von trains und die diffuse Schicht aufgrund der Einwirkung von loops und tails verändert wird. Somit werden beide Wechselwirkungsmechanismen der DLVO-Theorie ( $V_A$  und  $V_R$ , OLPHEN VAN 1963) zwischen den Tonmineralen durch die Polymeradsorption modifiziert (THENG 1979). VINCENT (1974) nennt hierfür folgende Mechanismen:

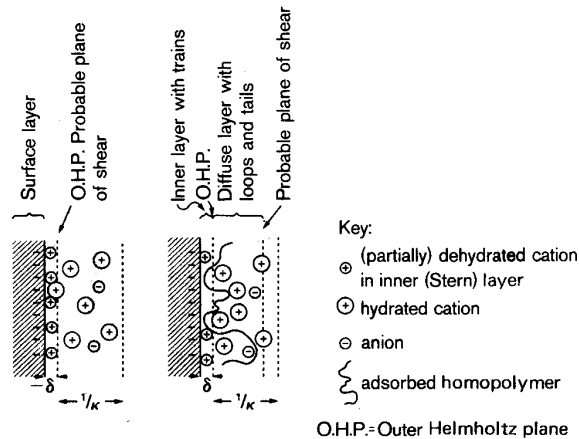


Abb. 2.6: Wechselwirkung von Polymeren mit der Tonmineraloberfläche (aus THENG 1979)

- Änderungen in der Oberflächenladungsdichte
- Verdrängung von spezifisch adsorbierten Gegen-Ionen durch trains
- Verschiebung der ursprünglich orientierten Wasserdipole
- Einfluss der Polymere auf die Dielektrizitätskonstante und Dicke der Sternschicht
- Modifizierung der diffusen Ionenschicht durch loops and tails

Bleibt der Abstand zwischen den Partikeln durch die Modifikationen unberührt und ändern sich durch die Polymeradsorption das Potenzial und die Ladungsverteilung nicht, wird das Zeta-Potenzial ( $\zeta$ ) zu Gunsten des Sternpotenzials reduziert und die Partikelanziehung erhöht sich (VINCENT 1974). Hat die Polymeradsorption stattgefunden, kann eine Veränderung der Randbedingungen (pH, Elektrolytgehalt) nur noch selten eine Desorption herbeiführen, es stellt sich kein Gleichgewicht mehr ein (LAGALY 1993) - die Reaktion ist irreversibel. Die Polymeradsorption setzt die DLVO-Theorie außer Kraft. Die Folge ist eine Maskierung der physikochemischen Eigenschaften der Tonminerale – Lösungsvorgänge, Partikelanordnung, elektrokinetische Eigenschaften werden modifiziert (SONDI et al. 1997). Für die praktischen Anwendung bedeutet dies eine Veränderung der Kationenaustauschkapazität, der Wasseraufnahmekapazität, der Plastizität, des Scherverhaltens, des Gefüges und somit u.U. auch der

Durchlässigkeit von Tonen deren Oberflächen mit Polymeren belegt sind.

### 2.4.3 Kohle-PAA-Wechselwirkung

Alle für die Ton-Polymer-Wechselwirkung getroffenen Aussagen treffen auch auf die Adsorption durch Kohle zu. (KOSMAN & ROWELL 1982), wenn die Adsorptionsplätze dem Ascheanteil der Kohlen („Verwachsenes“) zuzuordnen sind. Neben den Tonmineralen gehören hierzu auch die Karbonate, die zu den bevorzugten Adsorptionsplätzen von PAAs zählen (GLASS & LARSEN 1994). BJORKLUND et al. (1994) konnten zeigen, dass geringe anionische Polymer-Konzentrationen vom Kalk adsorbiert und hohe Konzentrationen zur Lösung des Kalkes führen.

Zusätzlich werden Polyacrylamide auch an die aromatischen Kohlenstoffringe, die Methylen-, Ethylen- und Etherbrücken, als auch an die phenolischen OH-Gruppen adsorbiert (CASASSA et al. 1986). Die polaren Gruppen des Flockungsmittels ragen dann in die umgebende Lösung und machen den gesamten Partikel hydrophiler (ADAMS-VIOLA et al. 1981). In reinen Kohlesuspensionen führt die hohe Ladung der Partikel und deren abstoßender Wirkung untereinander zu stabilen Suspensionen (Abb. 2-15). Eine solche sterische Stabilisation setzt ein, wenn die Ausrichtung der Polymerketten durch die Anwesenheit anderer polymerbelegter Partikel beeinflusst wird. Die Kette wird bei vorgegebenem Volumen komprimiert (Entropieabnahme), wodurch es nach der GIBBS-HELMHOLTZ'schen Gleichung zur Erhöhung der freien Energie kommt, so dass die Partikel die Bestrebung haben, sich von einander zu entfernen – die Abstoßung und damit die Stabilisierung der Suspension setzt ein (Abb. 2-15, b). Im Überlagerungsbereich der Makromoleküle ist die Polymerkonzentration und damit der osmotische Druck erhöht (Abb. 2-15, c). Die thermodynamische Stabilität durch feste Verankerung der Makromoleküle an der Partikeloberfläche kann bei ausreichender Kettenlänge und dichter Packung ausschließlich durch Änderung der Temperatur, der Lösungsmittelgüte (NAPPER 1983, LAGALY 1993) oder durch einfache Rührtätigkeit (MISHRA et al. 1996) gestört werden. Je besser die Löslichkeit, desto höher ist die freie Energie und somit die abstoßenden Kräfte, die zu stabilen Suspensionen führen (BOTSARIS & GLAZMAN 1988).

Die sterische Stabilisierung ist im Gegensatz zur spezifischen Adsorption von Makromolekülen ein reversibler Vorgang, der beispielsweise durch Salzzugabe (Verschlechterung der Lösungsmittleigenschaften von Wasser) gestört und im

Aufbereitungsprozess entsprechend gesteuert werden kann. Mit abnehmender Polymerlöslichkeit oder Zunahme von Partikeln entgegengesetzter Ladung nimmt die Flockungsbereitschaft der Suspension entsprechend zu.

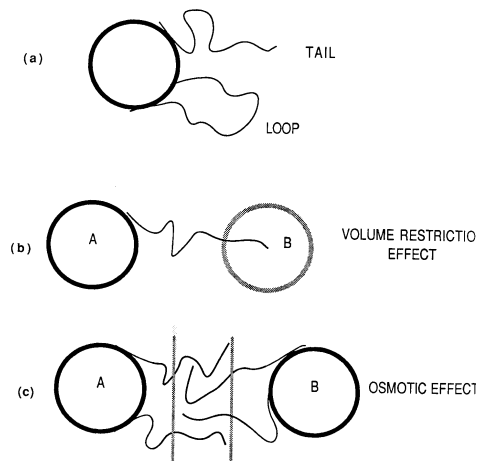


Abb. 2-15: Sterische Stabilisation reiner Kohlen (aus BOTSARIS & GLAZMAN 1988)

Versuche mit mineralisierter und demineralisierter Kohle (GLASS & LARSEN 1994) erbrachten nach dem HCl-HF-Aufschluß geringere Bindungsenergien und geringere Adsorptionsraten von PAA an Kohle, so dass die Adsorption von Polymeren am Ascheanteil im Vordergrund zu stehen scheint. Erst mit steigender PAA-Konzentration werden die energetisch ungünstigeren Plätze der Kohlenstoffgruppen besetzt, was mit weiter steigenden PAA-Konzentrationen in Lösung bis zur Entmischung der Kohle-Ton-Suspension führen kann.

Die hohe Affinität der Polymere zum Ascheanteil und damit auch zu den in der Suspension enthaltenen Tonmineralen macht die Polymere zum Bindeglied zwischen Kohle- und Tonpartikeln, was zur Sedimentation und somit zu einer chemischen Vorentwässerung der Bergesuspension führt.

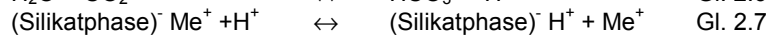
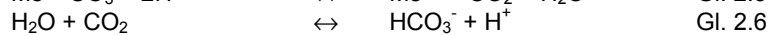
## 2.5 Pyritverwitterungssystem

Entsprechend den Anregungen des Landesumweltamtes und den Erfahrungen mit Bergematerialien, die auf Halden der chemisch/physikalischen Verwitterung ausgesetzt sind, wurden die Flotationsberge auf den Pyritgehalt und den zur Pufferung vorhandenen Karbonatgehalt untersucht.

Flotationsberge weisen nach den Erfahrungen mit Waschbergen einen ausreichenden Karbonatgehalt auf, wenn zur Pufferung der Pyritoxidationsprodukte ein Verhältnis von Pufferkapazität - gemessen durch Verbrauch von 0,1n Salzsäure (mmol  $H^+$ -Ionen) – zu Pyritgehalt (mmol  $FeS_2$ ) 4 : 1 nicht unterschritten wird (Kap. 3.4).

Mit der Thematik der Pyritverwitterung und der Bedeutung eines ausreichenden karbonatischen Puffersystems zur Unterdrückung der Versauerung von Bergematerialien befassten sich mehrere wissenschaftliche Arbeiten (PFEIFFER 1997, FRIEDRICH 1997, KÖLLING 1990, PREIN 1993, WISOTZKY 1995), die zusammenfassend folgende geochemische Reaktionssysteme beschrieben haben.

Die  $H^+$ -Ionen des Sickerwassers werden bei der Reaktion mit Karbonatphasen und mittels Ionenaustausch mit Silikatphasen gebunden. Dabei werden entsprechende Mengen Kationen und  $CO_2$  freigesetzt und der pH-Wert durch das Karbonat-Hydrogenkarbonat- $CO_2$ -System auf etwa 8 eingestellt (BERK VAN 1987).

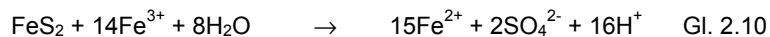


Tritt zusätzlich Luftsauerstoff hinzu oder ist Sauerstoff im Porenraum enthalten, können die freigesetzten Metallionen oxidiert werden.

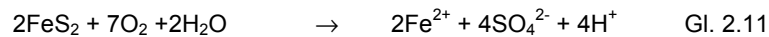
Handelt es sich hierbei um  $Fe^{2+}$ -Ionen oxidieren diese zu  $Fe^{3+}$ -Ionen, welche nach der Gleichung 2.9 zu Eisen(III)-Hydroxid hydrolysieren können.



Stehen  $Fe^{3+}$ -Ionen als Oxidationsmittel zur Verfügung, beginnt nach STUMM & MORGAN (1970) eine beschleunigte Pyritoxidation nach



Ein limitierender Faktor für eine schnelle und nachhaltige Pyritoxidation in wässriger Phase ist eine ausreichende Eisen(III)-Ionenkonzentration. Tritt Sauerstoff hinzu gilt für die Pyritoxidation u.a. folgende Reaktionsgleichung:



Nach Gleichung 2.10 tritt eine Selbstverstärkung der Pyritoxidation ein, wenn der  $\text{pH} \leq 4$  ist und das katalytisch wirkende Eisen(III)-Ion und Sauerstoff in ausreichender Menge vorhanden sind.

Die Pyritoxidation an der Luft, nach



und



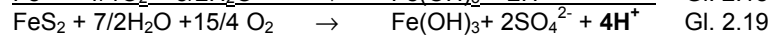
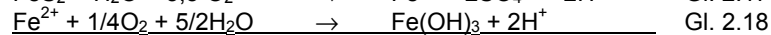
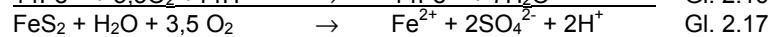
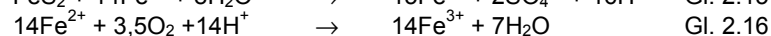
verläuft dagegen relativ langsam (STEGER & DESJARDINS 1978) und Schwefelsäure entsteht erst nach Zutritt von Wasser.



Die Reaktionskinetik nach Gleichung 2.8 wird unter Anwesenheit von Bakterien der Gattung Thiobacillus Ferrooxidans wesentlich beschleunigt. Dies gilt auch für das sauerstoffarme Milieu (SINGER & STUMM 1970).

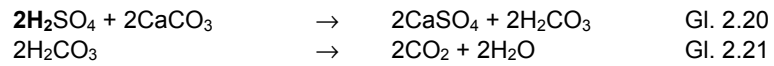
Aus diesen Zusammenhängen wird deutlich, warum nicht alle Karbonate sich zur Pufferung der Pyritoxidationsprodukte eignen.

Die sideritische Karbonatphase oder die sideritischen Anteile anderer Karbonatphasen (z.B. im Ankerit) tragen bei den Wechselwirkungen während der Pyritoxidation zwar in einem ersten Schritt zur Neutralisation der  $\text{H}^+$ -Ionen bei, werden jedoch bei fortschreitender Oxidation von  $\text{Fe}^{2+}$  zu  $\text{Fe}^{3+}$  und der anschließenden Hydrolyse zu  $\text{Fe}(\text{OH})_3$  wieder freigesetzt (LEUCHS 1996).





Sind die Karbonatphasen Calcit und Dolomit in ausreichender Menge vorhanden, erfolgt die Abpufferung des Systems vereinfacht nach:



unter Bildung von Gips, Wasser und  $\text{CO}_2$ .

Aus den Gl. 2.5 bis Gl. 2.21 geht hervor, dass eine vollständige Pyritoxidation nur bei ausreichend vorhandenem Sauerstoff **und** Wasser stattfindet. Dabei werden nach Gl. 2.19 4 Mol  $\text{H}^+$ -Ionen entsprechend der Stöchiometrie von 2 Mol  $\text{CaCO}_3$  abgepuffert.

## 2.6 Schwermetalle

Mehrere Autoren haben in den vergangenen Jahren Bergematerial auf Schwermetallgehalte untersucht (SCHULZ 1979, MATTHESS et al. 1979, OETTING 1980, HASENPATT 1981, SCHMIDT & SCHÖPEL 1984, WIGGERING 1984, SCHNEIDER 1990, KERTH 1991, KLINGER 1994, DÖLLING 1995, SCHWEISFURTH 1996). Die Entnahme der Proben fand hierbei entweder direkt am Aufbereitungsstandort verschiedener Zechen oder aber auf Bergehalden statt, so dass sowohl frisches als auch unterschiedlich lange abgelagertes und den oberflächennahen Umwelteinflüssen ausgesetztes Material näher untersucht wurde. Die Ergebnisse zeigen, dass die Schwermetallkonzentrationen der betrachteten Elemente in Bergen über die Jahre auf erhöhtem Niveau relativ konstant waren.

Tab. 2-6: *Schwermetallgehalte verschiedener Bergeausgangsmaterialien des Ruhrkarbons (Angaben zum Feststoff in mg/kg), (aus KLINGER 1994)*

Material	Pb	Zn	Cd	Cu	Cr
Flotationsberge	50	430	1,5	51	105
Sandstein	25	73	0,42	11	47
Siltstein	29	116	0,24	21	101
Tonstein	51	118	0,27	40	103
Kohle	41	13	0,18	38	15

Weiterführende Untersuchungen (KLINGER 1994) an den Ausgangsgesteinen der Bergematerialien des Ruhrkarbons, die nach der Aufbereitung in unterschiedlichen Anteilen in den Bergen enthalten sind zeigten, dass die Schwermetallgehalte mit zunehmendem Feinkornanteil des Ausgangsmaterials ansteigen (Tab. 2-6). In den Flotationsbergen ist eben dieser Feinkornanteil konzentriert. Eine zusätzliche Anreicherung an Schwermetallen erfahren die Flotationsberge durch die Adsorption während der Aufbereitung freigesetzter Schwermetalle von den aufbereiteten Sand- und Siltsteinen. Dieser Vorgang ist auf die mechanische Zerkleinerung und der damit verbundenen Oberflächenvergrößerung und Auslaugbarkeit der Ausgangsgesteine zurückzuführen.

Die Restkohle der Flotationsberge trägt nur in geringem Maße zum Gesamtschwermetallgehalt der Flotationsberge bei (Tab. 2-6).

PILGER & STADLER (1971) stellten fest, dass durch die Zentralisierung der Aufbereitungen Gesteine des Kohleabbaubetriebes mit Gesteinen der Streckenerschließung vermischt werden. Während beim Abbau in einem geologisch ungestörten Gebiet gearbeitet wird, kann es beim Auffahren neuer Strecken zum Anschnitt von Störungszonen kommen,

die häufig mit hydrothermalen Blei- / Zink-Vererzungen vergesellschaftet sind, so dass es im Mittel zu einer Überschreitung der LAGA Z 1.1-Grenzwerte kommen kann.

Hierbei weisen Flotationsberge, deren Ausgangsgesteine die Ton-, Silt- und Sandsteine des Ruhrkarbons sind, gegenüber Gesteinen vergleichbarer mineralogischer Zusammensetzung (HINDEL & FLEIGE 1991; Tab. 2-7) einen erhöhten Gehalt der Elemente Blei, Zink, Cadmium, Kupfer und Chrom auf.

Tab. 2-7: *Schwankungsbereich der Schwermetallgehalte natürlicher Gesteine – alle Angaben in mg/kg (nach HINDEL & FLEIGE 1991)*

	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Cd</b>	<b>Cu</b>	<b>Cr</b>
Tonstein	39	98	< 0,3	22	103
Sandstein	20	30	< 0,3	8	17
Glimmerschiefer	35	124	< 0,3	28	65
Alaunschiefer (Unterkarbon)	43 - 58	75 - 77	n.n.	72 - 210	82 - 93
Posidonienschiefer (Lias Epsilon)	36 - 46	85 - 270	n.n. - 2,0	26 - 95	97 - 117
Flotationsberge	50	430	1,5	51	105

Ein direkter Vergleich von Flotationsbergen mit Daten oberflächennah abgelagerter Gesteine und daraus abgeleiteter Bodenprofile, wie diese im Rahmen eines UBA-Forschungsprojektes von HINDEL & FLEIGE (1991, Tab. 2-7) als Schwermetallgehalte natürlicher Gesteine ermittelt wurden, ist aufgrund der unterschiedlichen Genesebedingungen, Expositionsdauer und den damit verbundenen Einflüssen chemischer und physikalischer Verwitterung nur eingeschränkt möglich. Andererseits werden mit dem Königswasseraufschlussverfahren (DIN 38 414 T7) die Gesamtschwermetallgehalte ohne Berücksichtigung der einzelnen Bindungsformen und somit der unterschiedlichen Löslichkeit erfasst. Aus diesem Grund erfolgte die Bewertung der Schwermetallgehalte (Tab. 2-6, Abb. 4-37) von Flotationsbergen unter Umweltverträglichkeits- und Mobilitätskriterien mittels Perkolationsversuchen mit Medien unterschiedlicher Acidität, die die Aufstellung einer Emissionsbilanz (NAGEL & VÖLKER 1999, SCHWEISFURTH 1996) ermöglichte.

## 2.7 Dichtungskonzept

Das Oberflächenabdichtungssystem hat nach der Verfüllung des Deponiekörpers die Aufgabe die Sickerwasserentstehung zu verhindern (EHRIG & HAGEDORN 1996), die Nachsorge zu reduzieren um die Dichtigkeit einer Deponie möglichst „unbegrenzt“ zu gewährleisten. Gemeinsam mit geeigneten geologischen und hydrogeologischen Standorten, einer funktionierenden Basisabdichtung, geeigneten Einbautechniken für die zu deponierenden Abfälle und der Einhaltung von Zuordnungswerten bilden die Komponenten der Oberflächenabdichtung nach den Vorschriften der TA ABFALL (1993) und TA SIEDLUNGSABFALL (1993) das Multibarrierenkonzept, nach dem das Deponiegut mit mehreren Hüllen umgeben ist, um so die Einkapselung des Müllkörpers zu erreichen (CZURDA 1995).

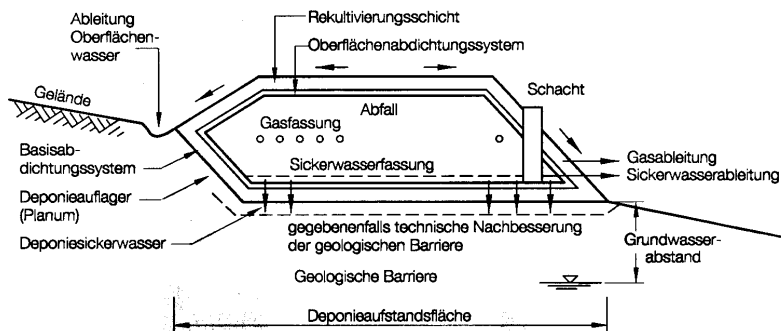


Abb. 2-16: Schematischer Aufbau eines Deponiekörpers mit Multibarrierensicherung (aus DRESCHER 1997)

Die Richtlinien TA ABFALL (1993) und TA SIEDLUNGSABFALL (1993) beinhalten einen Anforderungskatalog, nach dem Basis- und Oberflächenabdichtungssysteme herzustellen sind (Abb. 2-16). Zu diesem Zweck sind die einzuhaltenen Material- und Prüfungsanforderungen im Anhang E der TA Abfall aufgelistet. Die Eignung der einzusetzenden Materialien ist in Voruntersuchungen entsprechend festzustellen und vor der Herstellung der Deponieabdichtungssysteme ist ein Qualitätssicherungsplan aufzustellen, in dem die Elemente der Qualitätssicherung, die Zuständigkeiten, die sachlichen Mittel und die Tätigkeiten festgelegt werden. Bei der Festlegung von Überwachungs- und Prüfmaßnahmen ist zwischen voneinander unabhängigen Funktionen wie Eigenprüfung

des Herstellers, Fremdprüfung durch Dritte und Überwachung durch die zuständige Behörde zu unterscheiden (ENGELMANN 1995). Weiterhin sind die speziellen Anforderungen an das Deponieabdichtungsmaterial vorab festzustellen – Eignungsnachweis und Qualitätskontrolle (DÜLLMANN 1989). Die Prüfung der speziellen Anforderungen, die den Bau und Betrieb einer solchen technischen Sicherung regeln, können mittels einmaligem Nachweis mit nachfolgender Zulassung, oder aber von Baumaßnahme zu Baumaßnahme erneut vorgenommen werden.

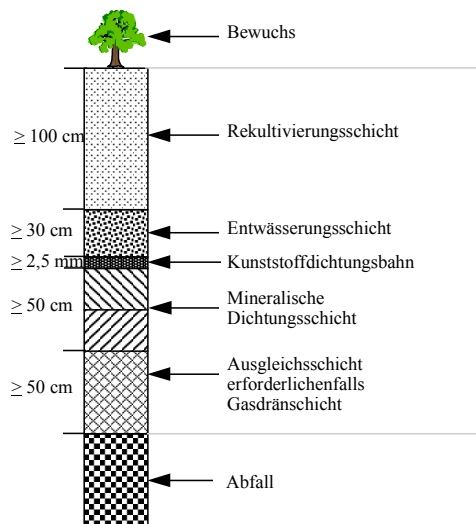


Abb. 2-17: Deponieoberflächenabdichtungssystem nach TA Abfall

Die gesetzlichen Vorschriften erläuternd liegen hierzu Verfahren des Deutschen Institutes für Bautechnik (DIBt) vor, die auch die Zulassungskriterien für alternative Abdichtungssysteme beinhalten (DIBT 1995). Grundsätzlich kann eine solche Zulassung alternativer Systeme insgesamt oder von einzelnen Bauelementen und alternativer Erdbaustoffe dann erfolgen, wenn diese als gleichwertig zu betrachten sind. Für die Oberflächenabdichtungssysteme umfassen die Bewertungskriterien neben der Dichtigkeit auch die Beurteilung der dauerhaften Beständigkeit gegenüber physikalischen, chemischen und biologischen Einwirkungen (LIESER & ONASCH 1998), die mechanischen Eigenschaften, das Langzeitverhalten und die Herstellbarkeit einer solchen alternativen Abdichtung (SCHETTER et al. 1996). ENGELMANN (1995) argumentierte, dass alternative

Abdichtungssysteme dem Gedanken des Multibarrierenkonzepts folgen müssten und präzisierte später die Haltung des UBA gegenüber alternativen Lösungen dahingehend, dass diese von den Genehmigungsbehörden zugelassen werden sollten, wenn die vorgeschlagenen Alternativen überzeugend, d.h. dicht und absehbar langfristig funktionierend sind.

Beim Einsatz von Flotationsbergen handelt es sich hierbei nicht um ein alternatives Abdichtungssystem, sondern um ein alternatives Material für die mineralische Dichtungsschicht, so dass der Nachweis der Funktionalität dieses Elementes im Oberflächenabdichtungssystem ausreichend ist.

### **2.7.1 Ausgleichsschicht und Gasdrainageschicht**

Das Dichtungsauflager besteht aus einer verdichteten Ausgleichsschicht aus homogenem, nicht bindigen Material, dessen Dicke 0,5 m nicht unterschreiten darf. Ist die Ausgleichsschicht nicht ausreichend gasleitend, die Deponie aber gasproduzierend, muss zusätzlich eine Gasdrainageschicht von mindestens 0,3 m Dicke hergestellt werden. Ausgleichsschicht und Gasdrainageschicht sind bei der weiteren Betrachtung nur dann zu berücksichtigen, wenn sich aus den Untersuchungen eine Wechselwirkung mit der mineralischen Dichtungsschicht ableiten lässt.

### **2.7.2 Mineralische Dichtungsschicht**

Die Bemessung der Dichtungsschicht ist von der Klasse der abzudeckenden Deponie abhängig (Tab. 2-8).

Für die Deponiekategorie I (Mineralstoff- und Baustoffdeponien) beträgt die geforderte Dicke der mineralischen Dichtung mindestens 0,5 m. Für die Kategorie II und Sonderabfalldeponien soll die Oberflächenabdichtung als Kombination einer mindestens 2,5 mm dicken Kunststoffdichtungsbahn (KDB) aus Polyethylen hoher Dichte (PEHD), die auf eine mindestens 0,5 m mächtige mineralische Dichtschicht aufgelegt wird (Kombinationsabdichtung), gebaut werden. Hierbei muss die mineralische Dichtungsschicht im Falle des Versagens der PEHD-Folie aufgrund von Alterung oder einbaubedingter Fehlstellen (LIESER & ONASCH 1998) die Dichtwirkung wiederum alleine übernehmen können, wie im Falle der Deponiekategorie I. Die Anforderungen an die Eigenschaften einer mineralischen Dichtungsschicht sind aus den in NRW gültigen Rechts- und Regelwerken abgeleitet (Tab. 2-8). Die Zusammenhänge zwischen Korngrößen, hydraulischer Durchlässigkeit und Konsistenzgrenzen

wurden auch von BENSON et al. (1994) als Bewertungsgrundlage zur Beurteilung alternativer Dichtungsmaterialien publiziert.

Tab. 2-8: *Materialanforderungen an die mineralische Oberflächendichtungsschicht (Übersicht aus NIENHAUS 1996)*

Dichtungskomponente	TA Siedlungsabfall DK I und DK II	TA Abfall DK III	LWA Nr. 18
<b>Mineralische Dichtung</b>			
-Dicke (m)	$D \geq 0,5$	$D \geq 0,5$	-
-Durchlässigkeit ( $\text{ms}^{-1}$ )	$k_f \leq 5 \times 10^{-9}$	$k_f \leq 5 \times 10^{-10}$	$k_f \leq 1 \times 10^{-10}$
<b>Feinkörniges Material</b>			
-Feinstkomanteil (%)	$\geq 20$	$\geq 20$	-
-Tonmineralgehalt (%)	$\geq 10$	$\geq 10$	-
-organische Substanz (%)	$\leq 5$	$\leq 10$	-
-Karbonatgehalt (%)	$\leq 15$	$\leq 15$	-
-Plastizität ( $I_p$ )	-	-	mittelplastisch
-Konsistenz ( $I_c$ )	-	-	$0,75 \leq I_c \leq 1,0$
-Aggregatgröße (mm)	-	-	$\leq 32$
-Verdichtung (%)	$D_{pr} \geq 95$	$D_{pr} \geq 95$	$D_{pr} \geq 95$
-Luftporenanteil (%)	-	-	$n_a \leq 5$

### 2.7.2.1 Dicke

Sollen Materialien mit höherer Durchlässigkeit eingebaut werden, muss gewährleistet sein, dass die Verweilzeit des Wassers in der Oberflächenabdichtung nicht herabgesetzt wird. Die Anforderung ist erfüllt, wenn die Schichtdicke der Oberflächenabdichtung entsprechend verstärkt wird (DIBT 1995). In die Berechnung der geforderten Schichtdicke (m) in Abhängigkeit der Aufstauhöhe (h) fließt der hydraulische Gradient (I), die hydraulische Durchlässigkeit ( $k_f$ ), die Schichtdicke und die Verweilzeit (t) nach geforderter Durchlässigkeit ein.

$$m = k_f \cdot t \cdot \frac{(m + h)}{m} \quad \text{Gl. 2.22}$$

Aus der LWA-Richtlinie Nr.18 leiten sich für den geforderten  $k_f$ -Wert von  $1,0 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  und einer Schichtdicke für die Oberflächenabdichtung von 50 cm die zu erreichenden Durchflussraten q entsprechend  $q = k_f \cdot I$  ab.

Je höher die Aufstauhöhe, desto geringer wird der Unterschied an zusätzlich benötigter Schichtdicke zwischen schlecht- und gutdurchlässigen Materialien, wie die Beispielrechnung im 2. Zwischenbericht (CZURDA et al. 1997) zum Forschungsauftrag (Ausgangsmaterialien) nach DIBT (1995) zeigte.

### 2.7.2.2 Hydraulische Durchlässigkeit

Durchlässigkeitsbeiwerte gelten im Deponiebau als Sicherheitskennwert. Das Prinzip, dass eine Deponie ein in sich „homogener“ vor der Umwelt abzuschließender Müllkörper darzustellen hat, manifestiert sich in keiner anderen Anforderung an Deponiebaustoffe mehr, als an den Durchlässigkeitsbeiwerten.

LAMBE (1954) nannte als die fünf wichtigsten Einflussgrößen auf die hydraulische Durchlässigkeit die Bodenzusammensetzung, die Durchströmungscharakteristik, den Porenanteil, die Bodenstruktur und die Sättigungszunahme während der Durchströmung.

THERZAGHI (1925) formulierte einen Zusammenhang zwischen Mineralogie und hydraulischer Durchlässigkeit, nach dem höher plastische Tone geringere  $k_f$ -Werte aufweisen. Weiterführenden Untersuchungen von LAMBE (1954) zeigten, dass bei gleichem Porenvolumen die Durchlässigkeiten von Montmorillonit zu Kaolinit zu- und die Plastizitäten abnahmen (MITCHELL 1976, D'APPOLONIA 1980). Die Untersuchungen von MESRI und OLSON (1971) bestätigten dies.

Die Abhängigkeit der hydraulischen Durchlässigkeit von der Korngrößenverteilung eines Bodens fand ihren Niederschlag in den Berechnungen von Durchlässigkeitsbeiwerten aus Kornsummenkurven nach SEELHEIM (1880) und HAZEN (1893). Der Einfluss der Gradierung des Korngemisches wurde von BEYER (1964) bei der Abwandlung der Hazen-Formel berücksichtigt, in dem er in Abhängigkeit vom Ungleichförmigkeitsgrad der Sieblinie ( $U$ ) einen Proportionalitätsfaktor ( $C$ ) einführte. Diese Erkenntnisse wurden in jüngeren Untersuchungen regelmäßig bestätigt (u.a. DANIEL 1987, KENNEY et al. 1992).

In welcher Größenordnung es gelingt, die hydraulische Durchlässigkeit durch Beimengung eines Zuschlagstoffes zu reduzieren, ist davon abhängig, wie das Porenspektrum des zu vergütenden Bodens und die Korngrößenverteilung des Zuschlagstoffes ausgebildet sind und welcher Wassergehalte für den Einbau des vergüteten Materials gewählt wird.

Feine, nichtplastische Partikel sind hierbei „nur“ in der Lage die Interaggregatporen auszufüllen und den durchflusswirksamen Porendurchmesser zu reduzieren. Der Grenzwert der Zumischung wird von der Matrixbildung bestimmt (SHAKOOR & COOK 1990, SHELLEY & DANIEL 1993). Können die Intergranularporen des matrixbildenden Korngrößenanteils nicht mehr ausreichend gefüllt werden, ist die Reduzierung der hydraulischen Durchlässigkeit nur in geringem Maße



möglich (SHELLEY & DANIEL 1993). Übernimmt dagegen der feinkörnige Zuschlagstoff die Matrixbildung, sinkt die hydraulische Durchlässigkeit annähernd auf Werte des feinkörnigen Zumischungsmaterials.

Den Einfluss des Wassergehaltes auf den Verdichtungsgrad und damit auf die hydraulische Durchlässigkeit wurde von MITCHELL et al. (1965) beschrieben. Steigt der Wassergehalt weit über den im Proctorversuch ermittelten optimalen Wassergehalt  $w_{opt}$  an oder nimmt die Verdichtungsleistung ab, nimmt die hydraulische Durchlässigkeit zu. Die optimale hydraulische Durchlässigkeit wird mit einem Wassergehalt erreicht, der etwa 2 % bis 4 % höher als  $w_{opt}$  ist (MITCHELL et al. 1965, BENSON et al. 1999).

### 2.7.2.3 Plastizität

Kennwerte zur Beschreibung der Bodenzusammensetzung liefern die Konsistenzgrenzen nach ATTERBERG (DIN 18 122 T1). Die Bestimmung der Fließ- ( $w_L$ ) und Ausrollgrenze ( $w_P$ ) liefert Informationen über die Menge an Tonmineralen und/oder deren mineralogische Zusammensetzung. So weisen Böden mit hoher Fließgrenze und hoher Plastizitätszahl ( $I_P = w_L - w_P$ ) auch hohe Tonmineralgehalte auf, oder die im Boden enthaltenen Tonminerale haben eine große Oberflächenaktivität. Ein Maß der Oberflächenaktivität ist die Aktivitätszahl ( $I_A$ ), in die der Massenanteil der Körnungen  $\leq 2 \mu\text{m}$  ( $m_T$ ) und  $\leq 0,4 \text{ mm}$  ( $m_d$ ) eingeht.

$$I_A = \frac{I_P}{m_T / m_d} \quad \text{Gl. 2.23}$$

Die Konsistenzzahl berechnet sich nach:

$$I_C = \frac{w_L - w}{w_L - w_P} = \frac{w_L - w}{I_P} \quad \text{Gl. 2.24}$$

und bezieht sich dabei auf den natürlichen Wassergehalt ( $w$ ; Gew.-%), der für das technische Produkt Flotationsberge dem Wassergehalt nach der Entwässerung entspricht. Somit ergeben sich zur Erfüllung des Konsistenzzahlkriteriums,  $0,75 \leq I_C \leq 1$ , das zusätzlich zu den Anforderungen der TA Abfall und TA Siedlungsabfall nach der LWA-Richtlinie Nr. 18 in NRW gilt, unterschiedliche Lösungsansätze. Möchte man eine Erhöhung der Konsistenzzahl erreichen, genügt die Absenkung des „natürlichen Wassergehaltes“. Eine Vergrößerung des

Tonmineralanteiles entspricht einem Verdünnungseffekt des nicht plastischen Bodenanteils (u.a. Quarz) und führt bei gleichem Wassergehalt ebenfalls zur Erhöhung der Konsistenzzahl.

Entsprechend der Theorie der diffusen Doppelschicht führt auch die Änderung der Porenlösung und die Kationenbelegung der Tonmineraloberflächen zu einer Veränderung der Tonmineralaktivität. Die durchschnittliche Aktivität von Böden des mitteleuropäischen Raumes ist etwa 1 (LAGALY 1993) und ein Maß für das Wasserhaltevermögens.

Für eine Vergütung von Flotationsbergen gilt, dass diese nachhaltig sein muss und nicht nur eine temporäre Maßnahme darstellt, wie die Natriumaktivierung von Bentoniten, die bei entsprechendem Calciumangebot reversibel ist. Schon nach kurzer Perkolationsdauer treten erste Schrumpfungerscheinungen und abnehmende Plastizität auf. Im Falle von dünnen Bentonitmatten kann im ungünstigsten Falle ein hydrogeologisches Jahr (April bis März) ausreichen, um bevorzugte Fließwege durch eine Bentonitmatte zu schaffen und die Oberflächenbelegung des Bentonits soweit zu ändern, dass das Quellvermögen nicht mehr ausreicht, um die Selbstheilungseffekte der Matte einzuleiten (MELCHIOR 1998). Die Versuche von HOLZLÖHNER (1998) zeigten außerdem, dass eine Riss-schließung weniger durch Quellung, als durch wieder plastisch werden erfolgt.

Hinsichtlich der Stabilität gegenüber Setzungserscheinungen erweisen sich wenig plastische Materialien wie „Schluff Mittelhessen“ (HOLZLÖHNER 1998) oder reine Flotationsberge (BENNER et al. 1996) gemäß den Anforderungen der Richtlinie Nr. 18 des LWA/NRW als ausreichend verformbar und somit tauglich für die mineralische Dichtungsschicht im Oberflächenabdichtungssystem.

### 2.7.2.4 Organische Substanz

Die „Abschätzung der organischen Bestandteile“ im Boden erfolgt im Deponiebau aus dem

Glühverlust der Probe bei 550° C (DIN 18 128). Die Beschränkung des organisch gebundenen Kohlenstoffs soll aufgrund möglicher Umwandlungsreaktionen, beispielweise zu Huminsäuren, beschränkt werden. Hierbei liegt DIN 18 128 die Annahme zugrunde, dass die organischen Bestandteile im Gegensatz zu den mineralischen Komponenten verbrannt werden können und die Norm erwähnt ausdrücklich, dass während des Glühens auch gebundenes Wasser und Kristallwasser aus den Mineralen freigesetzt werden kann, ebenso wie Calciumhydroxid durch Aufnahme von CO<sub>2</sub> in Calciumkarbonat

überführt oder Eisenverbindungen des Bodens unter Massenzuwachs oxidiert werden können. Bei der Verabschiedung der Dritten Allgemeinen Verwaltungsvorschrift zum Abfallgesetz (TA Siedlungsabfall) war man sich dieser Problematik bewusst und der Gesetzgeber strebte die Ermittlung von Orientierungswerten zur Bestimmung des biologisch abbaubaren organischen Anteiles an. Nach dem Methodenvergleich zogen die Autoren LEPTOM & HENSCHEL (1993) folgendes Fazit:

- Grundsätzlich können Parameter wie Glühverlust, TOC und chemische Oxidierbarkeit der Originalprobe die für einen potenziellen biologischen Abbau zur Verfügung stehende organische Substanz nur unzureichend beschreiben
- Alle Bestimmungsmethoden postulieren, dass ein gewisser Zusammenhang zwischen biologischer Abbaubarkeit und Löslichkeit in verschiedenen Lösungsmitteln oder thermischer Zersetzung besteht, wobei Ungewissheit über die Aussagekraft zum Kurz- und Langzeitverhalten herrscht.
- Die Ergebnisse der Dichromatmethode können durch Oxidation reduzierender Metalle und partielle Oxidation von Kohle und Kunststoffen verfälscht werden. Außerdem ist die Methode aufgrund des Einsatzes aggressiver und toxischer Chemikalien aus Umwelt- und Arbeitsschutzgründen problematisch

Entsprechend folgerten LEPTOM & HENSCHEL (1993), dass die klassischen Summenparameter wie Glühverlust und TOC, auch aufgrund der einfachen und schnellen Bestimmungsmethoden, als Mess- und Bezugsgrößen weiterhin ihre Bedeutung haben werden und wiesen mit den Einschränkungen zur Dichromatmethode indirekt auf den besonderen Charakter der Kohle als oxidierbare aber kaum biologisch abbaubare Organik hin.

Die Aufgabe, gestellt vom Landesumweltamt NRW (NIENHAUS 1997) zur Bewertung des Organikanteils von Flotationsbergen, beinhaltete die Frage, ob es sich bei dem unflotierten Restkohlenanteil um reaktives organisches Material handelt, oder dieser Anteil als inaktives Material eingestuft werden kann, das zwar zur Überschreitung der Anforderung nach Anhang E der TA Abfall führt (Glühverlust), aus dem aber nicht der Ausschluss von Flotationsbergen als Deponiebaustoff folgt. Unter Berücksichtigung der Ergebnisse von LEPTOM & HENSCHEL (1993) erweiterte sich die Aufgabe um die Möglichkeiten des Erhaltes von TOC oder Glühverlust als güteüberwachender Faktor für Flotationsbergematerialien.

### **2.7.3 Entwässerungsschicht**

Der unvermittelte Wasserzutritt in die mineralische Dichtungsschicht wird mit Hilfe einer 0,3 m dicken Entwässerungsschicht minimiert. Ein Durchlässigkeitsbeiwert ( $k_f$ ) von  $1 \cdot 10^{-3} \text{ ms}^{-1}$  ist nicht zu unterschreiten.

### **2.7.4 Rekultivierungsschicht**

Im Gegensatz zur Basisabdichtung ist die Oberflächenabdichtung grundsätzlich durch Austrocknung gefährdet. Nach den langjährigen Feldversuchen von MELCHIOR (1993) reagieren herkömmliche, rein mineralische Abdichtungen auf die jahreszeitlich variablen Wetterbedingungen mit schwankenden Wasserspannungen (DONATH 1998) und Rissbildungen (AUGUST et al. 1998). Die Selbstheilungskräfte der Tone werden hierbei oft überschätzt. Die Auflast von Entwässerungsschicht und Rekultivierungsschicht erzeugen nicht die nötigen vertikalen Spannungen, um dem horizontalen Schrumpfverhalten entgegenzuwirken (HOLZLÖHNER 1998). Eine mindestens 1 m mächtige Rekultivierungsschicht, die aus kulturfähigem Boden bestehen und ausreichend Schutz vor Wind und Wassererosion bieten soll, ist unter diesen Umständen unerlässlich. Die Bepflanzung dieser Schicht ist so zu wählen, dass die Niederschlagswasserinfiltration minimiert (EHRIG & HAGEDORN 1996) und eine Beschädigung der mineralischen Dichtungsschicht infolge Durchwurzelung möglichst verhindert wird (BACHMANN et al. 1997).

### 3 METHODIK

Die der Arbeit zugrunde liegenden Untersuchungen wurden in enger Absprache mit dem Auftraggeber und dem Landesumweltamt NRW ausgeführt und anhand vorliegender Zwischenergebnisse verifiziert, um Fragestellungen erweitert oder entsprechend abgekürzt.

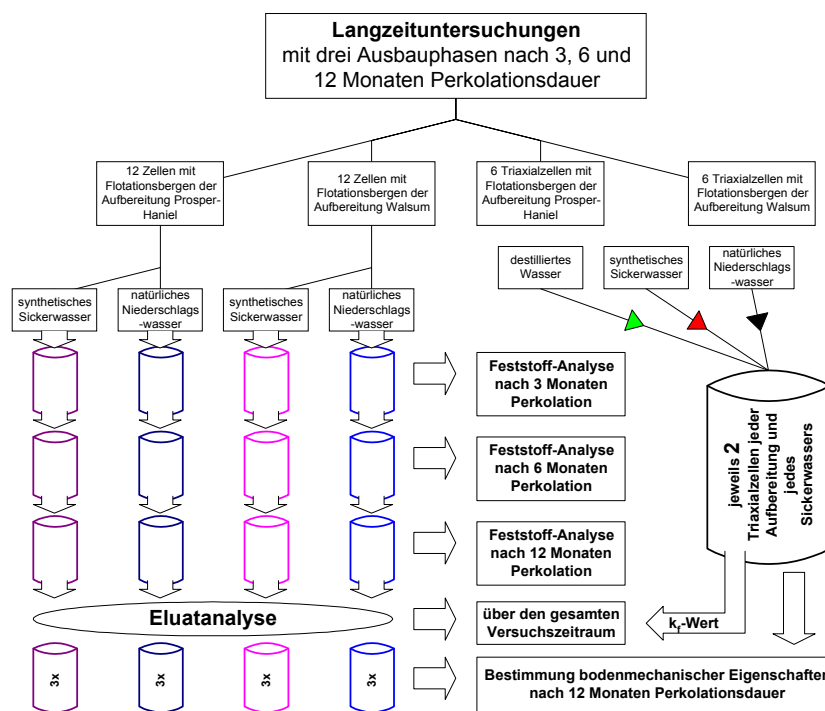


Abb. 3-1: Ablaufschema der Langzeituntersuchungen

Das Ablaufschema der Langzeituntersuchungen (Abb. 3-1) visualisiert hierbei den feststoffanalytischen Teil, ohne die gesonderten Vergütungsuntersuchungen zu Aussagen über Plastizität, hydraulische Durchlässigkeit und Anlagentechnik. Für die Laboruntersuchungen wurden **jeweils 6** Triaxialzellen mit proctorverdichteten Flotationsbergeproben bestückt und entsprechend DIN 18 130 von

unten nach oben durchströmt (Durchlässigkeitsversuche). Als Prüfmedien dienten destilliertes Wasser, synthetisches Sickerwasser (**Test**) und natürliches, vor Ort entnommenes Regenwasser (**Regen**). Nach etwa 400 Tagen Versuchsdauer wurden aus diesen Proben ( $\varnothing$  ca. 10 cm, Höhe ca. 10 cm) je zwei Kerne mit einem Durchmesser von 5 cm ausgestochen und konsolidierte, undrainierte Scherversuche (CU) ausgeführt.

Parallel zu den Durchlässigkeitsversuchen wurden **jeweils 12** Flotationsbergproben jeder Aufbereitung (**PROSPER-HANIEL** und **WALSUM**) mit dem o.g. Sickerwasser und dem Regenwasser (Kap. 3.1) von oben nach unten perkoliert (**Perkolationsversuche**) und die hydraulische Durchlässigkeit bestimmt. Die Eluate wurden auf die Schwermetallgehalte (**Cu, Cr, Cd, Pb, Zn**) und den pH überprüft.

Nach 3, 6 und 12 Monaten wurden **jeweils 4** Perkolationszellen (jeweils 1 pro Aufbereitung und Perkolationsflüssigkeit) ausgebaut, in jeweils 5 Probenkörpersegmente (**PS**) von oben nach unten unterteilt (ca. 2 cm) und die Feststoffparameter Boden-pH, Kohlenstoff (**TC, TIC, TOC, RC, AOC**), Gesamtkarbonat nach DIN 18 129, Pyritgehalt und Pufferkapazität untersucht.

Am Ende der Perkolationsversuche (12 Monate) wurden zusätzlich die Parameter Konsistenzgrenzen, Schwermetallgehalte, Kationenaustauschkapazitäten, Porositäten und Scherfestigkeiten (Rahmenscherversuch) an den Feststoffproben bestimmt.

Hydraulische Durchlässigkeiten, Porositäten, Austrocknungsverhalten und Konsistenzgrenzen wurden auch an vergüteten Flotationsbergen ermittelt. Als Vergütungen dienten natürliches **Tonmehl**, industriell aufbereiteter Ca-Bentonit (**Calzonit**) und **Flugaschen** der Trockenfeuerungsanlagen Mannheim und Walsum (**GKM, Steament W9**), der Wirbelschichtfeuerungsanlage Wuppertal (**SWW**) und eine Braunkohlenflugasche (**BKFA**).

### **3.1 Perkulationsflüssigkeiten**

#### **3.1.1 Örtliches Niederschlagswasser**

Einem natürlichen örtlichen Niederschlagswasser entsprechend, variierten die pH-Werte und die Schwermetallkonzentrationen des zur Perkulation eingesetzten Niederschlages nur in engen Schwankungsbreiten zwischen 5,9 und 7,1. Chrom, Cadmium, Kupfer und Blei konnten nur vereinzelt detektiert werden. Zink war wohl infolge der Entnahmestelle (verzinkter Dachwasserkanal) mit durchschnittlich  $2,1 \text{ mg l}^{-1}$  im Regenwasser enthalten.

#### **3.1.2 Künstliches Sickerwasser**

In Ermangelung von genormten Testsickerwässern zur Prüfung von Oberflächenabdichtungen wurde als Prüfflüssigkeit synthetisches Sickerwasser zum Test von Basisabdichtungen nach den Empfehlungen des Arbeitskreises „Geotechnik der Deponien und Altlasten“ – GDA (1993) für die Perkulation der zu untersuchenden Flotationsbergematerialien verwandt. Es setzte sich aus:

- (0,15 mg Natriumacetat, 0,15 ml Essigsäure, 0,05 ml Glycin und 0,007 ml Salicylsäure) / l

zusammen und wies einen pH von 4,5 auf.

Zur Herstellung des künstlichen Sickerwassers wurden ausschließlich Substanzen mit Analysequalität (p.a.) verwendet.

## 3.2 Bestimmung der organischen Substanz

### 3.2.1 Einführung

Zur Bewertung der Kohlenstoffverbindungen fand die von KOWALCZYK, SCHIRMER & TRUPPAT (1995) entwickelte Methode zur Unterscheidung von TC (total carbon), TIC (total inorganic carbon), TOC (total organic carbon), RC (Restkohlenstoff) und AOC (biologisch abbaubarer organischer Kohlenstoff) Anwendung. Die Methodik – kurz KST genannt - wurde ursprünglich für Rostaschen erstellt und setzt voraus, dass zwischen biologischer Abbaubarkeit und thermischer Zersetzung ein Zusammenhang besteht.

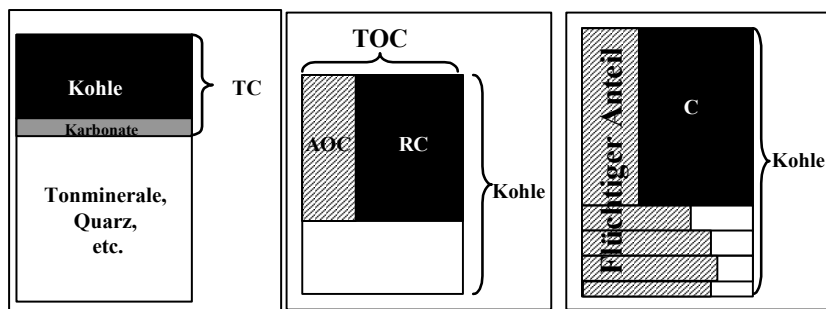


Abb. 3-2: C-Träger in Flotationsbergen

Abb. 3-3: AOC nach KST

Abb. 3-4: Flüchtiger Anteil nach DIN 51 720

Für Flotationsberge war zu prüfen, ob Veränderungen in der Zusammensetzung der Kohlenstoffkomponenten während den Langzeitversuchen auftraten. Eine Veränderung der prozentuellen Anteile von TOC-Verbindungen (Abb. 3-3), gemessen am Ausgangsgehalt, geben einen Hinweis auf die biologische Abbaubarkeit der „organischen Substanz“ Kohle (Abb. 3-4). Für die Einführung einfacher Qualitätssicherungsverfahren galt es einen rechnerischer Zusammenhang zur routinemäßig angewendeten Bestimmung des „flüchtigen Anteils“ von Kohlen (DIN 51 720) zu ermitteln (Abb. 3-4) und diesen mit den Aschegehaltsbestimmungen (DIN 51 719) – Glührückstand bei 815° C – zu korrelieren. Hiermit wäre eine Möglichkeit



geschaffen, um die Eigenüberwachung routinemäßig an den Aufbereitungsstandorten durchführen zu können.

Unter der Voraussetzung, dass Kohle biologisch abbaubar ist und der Abbau sich während der Langzeitversuche in der Zunahme funktionseller Gruppen zeigt, steigt der „flüchtige Anteil“ (DIN 51 720) der Kohlen (Abb. 3-4) in Bergematerialien und damit auch der während der pyrolytischen Zersetzung detektierte Gewichtsverlust - die AOC-Gehalte nehmen zu (Abb. 3-3).

Ein unveränderter AOC-Gehalt, bzw. RC-Gehalt, weist umgekehrt auf die Stabilität der aromatischen Kohlenstoffringe hin, die u.U. nur selektiv unter dem Einfluss von anaerobem bakteriellen Abbau zerstört werden können.

### 3.2.2 AOC<sub>KST</sub>-Gehaltbestimmung und Beziehung zum „flüchtigen Anteil“ von Kohlen nach DIN 51 720

Zur Bestimmung des TC-Gehaltes wurden etwa 200 mg Probenmaterial in den C-Analysator (Fa. LECO) eingewogen und im Sauerstoffstrom bei 1050° C verbrannt. Der gesamte Kohlenstoff oxidiert und wird als CO<sub>2</sub> quantitativ infrarotspektrometrisch detektiert. Die TIC-Gehalte wurden in Form des CO<sub>2</sub>-Gehaltes bestimmt, der unter Stickstoffstrom bis 1050° C freigesetzt wird. Dieses Vorgehen entspricht einer methodischen Abweichung vom KST-Verfahren, bei dem zwei TC-Messungen erfolgen – eine vor und eine nach einem Säureauszug mit konzentrierter Salzsäure. Nach den Voruntersuchungen (WEILER et al. 1997) werden in Abhängigkeit der Karbonatphasen zwei Peaks registriert. Magnesiumreichere Karbonate zersetzen sich bei etwa 500° C, calcitische Phasen bei etwa 800° C. Das detektierte CO<sub>2</sub> wird in Gewichtsprozent Kohlenstoff umgerechnet. Die Differenz von TC und TIC (Gl. 3.1) ist der gesamte organisch gebundene Kohlenstoff (TOC).

$$TC - TIC = TOC$$

Gl. 3.1

Vergleichend zu dieser Methode wurde die in der Bodenkunde und Geologie übliche Methode der Karbonatbestimmung mittels SCHEIBLER-Calzimeter eingesetzt.

Zur Bestimmung des AOC<sub>KST</sub>-Gehalts ist es weiterhin notwendig, den Restkohlenstoffgehalt (RC) zu bestimmen. Hierzu wurde das Probenmaterial im Stickstoffstrom durch schrittweise Erhöhung der Temperatur über 200° C, 400° C, 600° C bis 850° C getempert (Tab. 3-1) und anschließend im Sauerstoffstrom bei 1050° C verbrannt.

Die CO<sub>2</sub>-Detektion nach KOWALCZYK, SCHIRMER & TRUPPAT (1995) erfolgt ausschließlich während der Verbrennungsphase. Zur Ermittlung des AOC<sub>KST</sub>-Gehaltes wird anschließend der RC-Gehalt vom TOC-Gehalt subtrahiert. Das Ergebnis ist mit einem Restriktionsfaktor (F) zu korrigieren, da während der Temperung des Probematerials zur Bestimmung des RC-Gehaltes mit der Neubildung von Koks kohlenstoff aus den flüchtigen Bestandteilen der Kohle gerechnet werden muss. Der AOC-Gehalt berechnet sich anschließend nach:

$$\omega (\text{AOC}_{\text{KST}}) = [\omega (\text{TOC}) - \omega (\text{RC})] \cdot F \quad \text{Gl. 3.2}$$

mit:

F: Restriktionsfaktor

$\omega$ : Massenanteil

Tab. 3-1: Temperaturprogramm zur Bestimmung des RC-Gehaltes

	Aufheizrate (° Cmin <sup>-1</sup> )	Endtemperatur (° C)	Haltezeit (s)
1. Phase	3,3	200	120
2. Phase	3,3	400	120
3. Phase	3,3	600	120
4. Phase	3,3	850	600

Dieses Verfahren unterscheidet sich von der Bestimmung des flüchtigen Anteils von Kohlen nach DIN 51 720 in der Endtemperatur (900° C) und in der zeitlichen Dauer der Pyrolyse (7 min). Außerdem wird nach DIN 51 720 nicht Kohlenstoff, sondern der Gewichtsverlust während der Pyrolyse bestimmt.

Zur Korrelation beider Verfahren ist es notwendig den Kohlenanteil der Flotationsberge zu bestimmen.

Aus der regelmäßig durchgeführten Qualitätsüberwachung der Deutschen Steinkohle (DSK) sind die „flüchtigen Bestandteile“ der geförderten Kohlen bekannt (Tab. 3-2).

Tab. 3-2: Untersuchungsergebnisse der DSK-Qualitätsüberwachung von 1997 (alle Angaben in Gew.-%)

Rohfeinkohle	Feb	Mrz	Apr	Mai	Jun	Jul	Aug	Sep	Okt	Nov	Dez	Ø
Asche	6,26	5,26	5,19	5,23	4,72	4,59	4,85	5,18	4,91	5,52	5,12	5,2
Fl. Bestandt.	37,0	36,8	36,4	36,6	35,7	35,5	36,3	35,9	35,5	35,7	36,4	36,2
Schwefel	1,11	1,06	1,06	1,04	1,03	1,02	1,07	1,06	1,03	0,97	1,00	1,04

Eingesetzt in die Bestimmungsformeln (Tab. 3-3) lässt sich damit der prozentuale Kohlenstoffanteil ( $C_{\text{ges (waf)}}$ ) der geförderten Kohlen berechnen (RUHRKOHLENHANDBUCH 1986).

Tab. 3-3: C, H, O, S und N-Gehalte (Gew.-%) der Kohlen in Flotationsbergen - berechnet aus dem Anteil flüchtiger Bestandteile ( $FB_{(waf)}$ ); Formeln aus Ruhrkohlenhandbuch (1986)

Element	Formel	Berechn. Gehalt (Gew.-%)	Exp. ermit. Gehalt (Gew.-%)
$FB_{(waf)}$ *			36,2
$C_{ges(waf)}$	$91,2 + 0,078 FB - 0,00739 FB^2$	84,34	
$H_{ges(waf)}$	$2,98 + 0,115 FB - 0,00142 FB^2$	5,28	
$O_{org(waf)}$	$2,02 - 0,040 FB + 0,00511 FB^2$	7,19	
$S_{org(waf)}$	$0,72 + 0,00046 FB$	0,74	1,04
$N_{(waf)}$	$1,66 - 0,0025 FB$	1,57	
Summe		99,12	

(waf) = wasser- und aschefrei

Zusammen mit dem TOC-Gehalt nach KST, der unabhängig ist von Asche-, Wasser- und Karbonatanteilen gilt:

$$\text{unflotierte Restkohle in Flotationsbergen} = TOC \cdot \frac{100}{C_{ges(waf)}} \quad \text{Gl. 3.3}$$

mit:

- TOC - gemessen nach KST  
 $C_{ges(waf)}$  - berechnet aus dem „flüchtigen Anteil“ nach DIN 51 720 für reine Kohlen

Die Berechnung des gesamten während der Pyrolyse nach DIN 51 720 freiwerdenden Kohlenstoffs erfolgte anschließend aus der Elementaranalyse von Ruhrkoks. In Abhängigkeit von Verkokungsdauer und Verkokungs-Temperatur beträgt der C-Gehalt von Koks 97,5 bis 97,8 Gewichtsprozent C (Tab. 3-4).

Tab. 3-4: Elementaranalyse von Ruhrkoks

Element	Restgehalt des Kokes an flüchtigen Bestandteilen (Gew.-%)
$C_{(waf)}$	97,5 bis 97,8
$H_{(waf)}$	0,2 bis 0,5
$O_{(waf)}$	0,2 bis 0,7
$N_{(waf)}$	1,0 bis 1,4
$S_{(waf)}$	0,5 bis 0,6

Nach der Elementaranalyse sind Sauerstoff, Wasserstoff, Stickstoff und Schwefel in der geförderten Feinkohle mit insgesamt etwa

16 Gewichtsprozent enthalten (Tab. 3-3), im Koks durchschnittlich mit 2,55 % (Tab. 3-4). Die Abreicherung dieser Elemente während der Verkokung erfolgt somit zu etwa 83 %. Entsprechend berechnet sich der Kohlenstoffanteil der flüchtigen Bestandteile der Kohle ( $C_{FB(waf)}$ ) während der Pyrolyse nach:

$$C_{FB(waf)} (\%) = [1 - (\Sigma_{O,H,N,S} Kohle - \Sigma_{O,H,N,S} Koks) \cdot \frac{1}{FB(waf)}] \cdot 100 \quad \text{Gl. 3.4}$$

zu etwa 65 %.

Unter der Berücksichtigung von  $C_{FB(waf)}$  und nach Berechnung des gesamten in den Flotationsbergen enthaltenen Restkohleanteils aus dem TOC-Gehalt nach Gl. 3.3 kann anschließend der flüchtige Kohlenstoffanteil, der während der Pyrolyse nach DIN 51 720 ( $AOC_{ges}$ ) ausgetragen wird, nach:

$$AOC_{ges} = \frac{TOC \cdot FB(waf) \cdot C_{FB(waf)}}{C_{ges(waf)} \cdot 100} \quad \text{Gl. 3.5}$$

bestimmt werden.

Der Restriktionsfaktor nach KOWALCZYK, SCHIRMER & TRUPPAT (1995) ist dann:

$$F = \frac{AOC_{KST}}{AOC_{ges}} \quad \text{Gl. 3.6}$$

mit:

$AOC_{ges}$ : flüchtiger Kohlenstoffanteil (DIN 51 720)

$AOC_{KST}$ : flüchtiger Kohlenstoffanteil nach KST

Nach diesen rechnerischen Zusammenhängen ist es möglich, den abbaubaren organischen Kohlenstoff ausschließlich aus der Bestimmung des flüchtigen Anteils der gefördert Kohlen (DIN 51 720) und der TOC-Messung zur Bestimmung des Kohleanteils im Bergematerial zu berechnen.

### 3.3 Pyritanalytik

#### 3.3.1 Bestimmung des Schwefelgehalts (Bindungsarten) nach DIN 51 724 (T2)

Für die Pyritgehaltsbestimmung nach DIN 51 724 (T2) sind zwei Analyseschritte notwendig. Im ersten wird der Gesamtgehalt der Probe an Sulfid- und Disulfidschwefel durch die reduzierende Behandlung des Probenmaterials mit Zink und Salzsäure in Gegenwart von Chrom(III)-Ionen ermittelt. Der dabei freiwerdende Schwefelwasserstoff wird in Cadmiumacetat-Lösung gefällt und anschließend das entstandene Cadmiumsulfid mit 0,05 N Jodlösung und 10 ml Salzsäure gelöst und das unverbrauchte Jod nach Zugabe von Stärkelösung mit 0,05 N Natriumthiosulfatlösung zurücktitriert. Zur Bestimmung des reinen Sulfidschwefels wird das Verfahren ohne Zusatz von Zink und Chrom(III)-Ionen wiederholt und anschließend von der Summe aus Sulfid- und Disulfidschwefel subtrahiert.

Für die Analysen wurde jeweils ein Gramm Probenmaterial in die vorbereitete Analyseapparatur eingewogen und mit 20 g granuliertem Zink und 2 ml Ethanol versetzt. Innerhalb von 10 min erfolgte in mehreren Anteilen die Zugabe von 50 ml ethanolhaltiger Salzsäure aus einem Tropftrichter in das Reaktionsgefäß. Nach Beendigung der Wasserstoffentwicklung wurde die Apparatur etwa 10 min mit CO<sub>2</sub> durchspült, um den entstandenen Schwefelwasserstoff vollständig in die Waschflaschen überzutreiben.

#### 3.3.2 Röntgendiffraktometrie

Zur Kontrolle erfolgte der Pyritnachweis röntgendiffraktometrisch mittels entsprechender Eichkurven. Der 100 %-Peak tritt im Röntgendiffraktogramm der Pulverprobe bei einem 2theta Winkel von etwa 56° auf. Zur eindeutigen Identifizierung und Pyritgehaltsbestimmung wird zusätzlich eine weniger intensive Interferenz (Abb. 3-5) benötigt. Überlagerungen von Interferenzen anderer Minerale und amorpher Phasen führen zu einer Verbreiterung der Peakflächen, so dass die Interferenzen der entsprechenden 2theta Winkel mit Hilfe eines Fit-Programmes weiter aufgelöst wurden.

### 3.4 Pufferkapazität

---

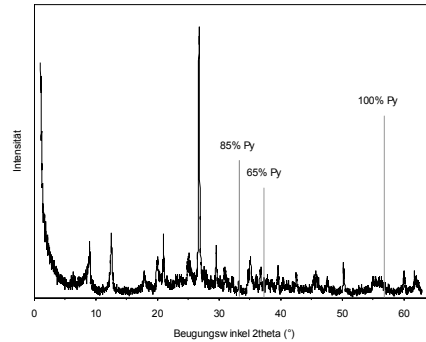


Abb. 3-5: Lage der Pyritinterferenzen im Pulverröntgendiffraktogramm einer Flotationsbergeprobe

#### 3.3.3 Gesamtschwefelanalyse

Ein weiteres Verfahren zur quantitativen Bestimmung des Pyritgehaltes ist die Messung des Gesamtschwefelgehalts. Hierfür wurde ein Schwefelanalysator der Fa. LECO eingesetzt.

Das Funktionsprinzip beruht auf der Verbrennung der Probe unter Sauerstoffatmosphäre bei einer Temperatur von 1600° C. Der freiwerdende Schwefel wird zu SO<sub>3</sub> oxidiert und kann in dieser Bindungsform infrarotspektrometrisch detektiert werden.

Vom Gesamtschwefelgehalt muss anschließend der Kohleschwefel, berechnet aus dem Schwefelgehalt der Reinkohle und dem Kohlegehalt der Proben, der Sulfidschwefel nach DIN 51 724 und der Sulfatschwefel (WEILER, OBERDORFER, ALDENKORTT 1998) subtrahiert und die Differenz in Pyrit umgerechnet werden.

### 3.4 Pufferkapazität

Die Pufferkapazität ergibt sich aus dem Quotienten des Verbrauchs eingesetzter Salzsäure (mmol) und dem Pyritgehalt (mmol).

Die angewendete Titrationsmethode, bei der 1 g gemahlene Probe mit 100 ml destilliertem Wasser versetzt und anschließend solange 0,1 n Salzsäure (HCl) zugegeben wird, bis sich der pH mindestens 12 h bei 4,0 stabilisiert, wird auch zur Güteüberwachung von Waschbergematerialien eingesetzt.

## **3.5 Bodenphysikalische/-chemische Parameter**

### **3.5.1 Wassergehalt, Konsistenzgrenzen und Plastizität**

Der Wassergehalt wurde nach DIN 18 121 T1 durch Ofentrocknung bei 105 °C bestimmt. Der Wassergehalt einer Probe ist das Verhältnis der Masse des in der Probe vorhandenen Wassers zur Masse der trockenen Probe. Nach Bergbaunorm wird die feuchte Masse als Nenner eingesetzt.

Die Fließgrenze  $w_L$  und Ausrollgrenze  $w_P$  sowie die Plastizitätszahl  $I_P$  der Proben wurden nach DIN 18 122 T1 bestimmt. Die Fließgrenze ist der Wassergehalt am Übergang von der flüssigen zur breiigen Zustandsform. Die Ausrollgrenze ist der Wassergehalt am Übergang von der plastischen zur halbfesten Zustandsform.

### **3.5.2 Korngrößenverteilung**

Die Korngrößenverteilung wurde nach DIN 18 123 durch Naßsiegung und Schlämmanalyse ermittelt. Zur Kontrolle wurden ebenfalls Analysen mit dem Partikelsizer CILAS 1064 durchgeführt.

### **3.5.3 Korndichte**

Die Bestimmung der Korndichte erfolgte nach DIN 18 124 mit dem Kapillarpyknometer und entspricht der Rohdichte der festen Einzelbestandteile des Bodens.

### **3.5.4 Wasseraufnahmevermögen**

Das Wasseraufnahmevermögen nach DIN 18 132 bezeichnet den Wassergehalt bindiger Böden nach maximaler Wasseraufnahme. Das Wasseraufnahmevermögen ist von der spezifischen Oberfläche und der Aktivität der Tonminerale abhängig. Der Versuch liefert einen Indexwert, der zu bodenmechanischen Kennwerten korreliert und damit zur Beurteilung von Böden für bautechnische Zwecke geeignet ist.

### **3.5.5 pH- Wert**

Die Bestimmung des pH-Wertes des Bodens wird zur Ermittlung des Sorptions- und Transformationsvermögens sowie der Wirkung auf Bau- und Werkstoffe nach DIN 19 684 T1 durchgeführt.

Zur Feststellung des pH-Wertes wurden 10 g luftgetrocknete Probe in 25 ml einer 0,01 M  $\text{CaCl}_2$ -Lösung mehrere Stunden geschüttelt und anschließend zwei Stunden stehen gelassen. Unmittelbar vor der

elektrometrischen Messung wurde die Probe noch einmal aufgeschüttelt.

Erst nach Gleichgewichtseinstellung wurde die Messung abgebrochen. Die maximale Messdauer betrug etwa eine Stunde.

### 3.6 Kationenaustauschkapazität (KAK)

Die Bestimmung der KAK erfolgte nach der Silberthioharnstoffmethode (CHHABRA et al. 1975). Hierbei verdrängt der AgTU-Komplex die an den Tonmineralen angelagerten Kationen. Die Kationenaustauschkapazität lässt sich anschließend sowohl über den Verbrauch der  $\text{Ag}^{2+}$ -Ionen bestimmen, als auch über die Summe der ausgetauschten Kationen  $\text{Na}^+$ ,  $\text{K}^+$ ,  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ .

### 3.7 Quecksilberporosimetrie

Die Quecksilberporosimetrie nach DIN 66 133 (Entwurf) dient zur Ermittlung des Porenvolumens, der Porenverteilung und der spezifischen Oberfläche. Mit Hilfe eines Druckporosimeters der Fa. Micromeritics (*AutoPoreIII*) werden die Hg-Verbräuche in Abhängigkeit des Druckes gemessen und mit Hilfe der WASHBURN-Gleichung (1921) in Porenradien umgerechnet.

In Abhängigkeit der erwarteten Porosität wurden hierzu etwa 0,5 bis 1,5 g gefriergetrocknete Probe in Glasdilatometer eingewogen und entgast. Anschließend wurden die Proben mit Hg überdeckt und ausgewogen. Nach Wiedereinbau des Dilatometers wurde der Druck stufenweise erhöht und die Abnahme der Hg-Höhe in der Glaskapillare gemessen. Poren  $< 2 \mu\text{m}$  konnten nicht erfasst werden. Detaillierte Angaben zum Verfahren und den zu beachtenden Einschränkungen finden sich bei KRAUß (2000).

### 3.8 Saugspannungskurven

Eine weitere Methode zur Bestimmung der Porenverteilung im Boden ist deren Berechnung aus Wasserspannungskurven (DANIELSON & SUTHERLAND 1986, HARTGE & HORN 1991, LUDWIG 1993). Nach SCHOFIELD (1935) wird die Wasserspannung als Logarithmus der Wassersäule (cm) ausgedrückt und jeder Wasserspannung ist eine Porengröße zuordenbar.

Danach entwässern Böden, entsprechend dem Potenzialkonzept (SCHEFFER & SCHACHTSCHABEL 1989), mit hohem Meso- und Mikroporenanteil langsamer und sind in der Lage einen hohen Wasseranteil



(Vol.-%) auch unter ungünstigen klimatischen Bedingungen über lange Zeit im Porenraum zu speichern. Pflanzenverfügbar ist Wasser ausschließlich, wenn es in Poren  $> 0,2 \mu\text{m}$  gespeichert ist. Deshalb bezeichnet man die Druckstufe von etwa 15 bar (pF 4,2) auch als **permanenten Welkepunkt (PWP)**.

Flotationsberge (vergütet und unvergütet) wurden zur Erstellung von Saugspannungskurven in Suspension ( $w\% = 100$ ) überführt, in modifizierten KD-Geräten (Höhe 2,5 cm,  $\varnothing$  10 cm), bei einem den Kammerfilterpressen nachempfundenen Druck von 15 bar vorentwässert und in Drucktöpfe eingebaut. Zwischen jeder Druckerhöhung (0,1 - 15 bar) wurden die Proben ausgewogen und erneut wassergesättigt. Drücke zwischen 0,001 und 0,1 bar wurden in speziell dafür gebauten Sandbädern an der Landwirtschaftlichen Forschungsanstalt in Durlach (LUFA) simuliert.

### **3.9 Rasterelektronenmikroskopie**

Gefügeuntersuchungen erfolgten mit Hilfe der Rasterelektronenmikroskopie. Gefriergetrocknete Proben wurden zu diesem Zweck zur gewünschten Betrachtungsebene gebrochen und mittels Leitsilber auf einen Probenträger aufgeklebt. Nach Entgasung, Goldbedampfung und nochmaligem Entgasen wurden die Proben mittels Elektronenstrahl abgerastert und die dabei herausgelösten Elektronen in ein Bild umgesetzt (HAUS 1993).

## **3.10 Bodenmechanische Parameter**

### **3.10.1 Bestimmung der Proctordichte**

Der für die Verdichtung eines Bodens optimale Wassergehalt ( $w_{opt}$ ) und die hierbei erzielte Trockendichte werden mit dem Proctor-Versuch nach DIN 18 127 ermittelt.

### **3.10.2 Scherfestigkeit**

Die Ermittlung der Scherfestigkeitsparameter erfolgte mittels Rahmenscher- und Triaxialversuchen nach DIN 18 137.

Mit den Scherparametern ließen sich Aussagen zur Standsicherheit (DIN 4048), Langzeitstabilität und zu den Vergütungen der Bergematerialien treffen.

Für eine möglichst hohe Vergleichbarkeit der Ergebnisse wurden alle Zuschlagsstoffe einer auf dem Bergwerk PROSPER-HANIEL entnommenen Bergesuspension untergerührt, in speziell dafür umgebauten KD-Geräten entwässert und anschließend abgeschert. Hierbei entsprach der Einbauwassergehalt der Scherproben dem während der Entwässerung erzielten Wassergehalt der vergüteten Proben.

In Abhängigkeit des zur Verfügung stehenden Probenmaterials wurden Scherversuche in Scherboxen mit  $36 \text{ cm}^2$  oder  $100 \text{ cm}^2$  eingebaut und mit einer konstanter Geschwindigkeit von  $0,0096 \text{ mm min}^{-1}$  abgeschert (DIN 18 137).

Für alle Untersuchungen galt, dass die aufzubringenden Normalspannungen sich an den örtlichen Gegebenheiten – Bau einer Oberflächenabdichtung mit Überlagerung einer 1,5 m mächtigen Schicht rekultivierungsfähigem Boden - zu orientieren hatten. Somit wurde für alle Materialien eine maximale Normalspannung von mindestens  $150 \text{ kNm}^{-2}$  gewählt.

Die Bestimmung der Anfangsstandsicherheit von Flotationsbergematerialien erfolgte mittels UU-Versuchen (DIN 18 137) an Proben, die nach dem Arbeitsschritt der Entwässerung in der Aufbereitung des Bergwerkes PROSPER-HANIEL entnommen wurden.

### 3.11 Analytik

Der Schwermetallaufschluss erfolgte nach DIN 38 414 (T7), der Schwermetallnachweis atomabsorptionsspektrometrisch.

Daneben wurden sowohl für das Ausgangsbergematerial, als auch für unterschiedlich vergütete Flotationsberge Eluattests nach dem Deutschen Einheitsverfahren (DEV S4) durchgeführt, das heute breiteste Anwendung bei der Beurteilung von Abfällen, Altlasten und Verwertungsprüfungen gefunden hat und Bestandteil vieler umweltrechtlicher Vorschriften ist (LAGA 1993) und dessen Aussagekraft in jüngster Zeit umfangreich diskutiert wird (NAGEL & VÖLKER 1999).

### 3.12 Semiquantitativer Mineralbestand

Zur Ermittlung des semiquantitativen Mineralbestandes unter Einsatz der Röntgenbeugungsanalyse und verschiedener nasschemischer Verfahren nutzt man die Subtraktionsmethode.

Um eine Übersicht über den Mineralbestand der Proben zu erlangen, werden zunächst Pulverpräparate der Siebfraction  $< 125 \mu\text{m}$  im Röntgendiffraktometer (Cu-K $\alpha$ -Röhre, 40 kV, 30 mA,  $\lambda = 1,5406 \text{ \AA}$ ) im Winkelbereich von  $2\theta = 1-63^\circ$  aufgenommen.

Mit der Röntgendiffraktometrie werden die Basisabstände der mineral-spezifischen Gitterebenen gemessen und in Form von Intensität zu Basisabstand ausgegeben. Jedes Mineral in ausreichender Konzentration kann über die Kombination von Intensitäten bei unterschiedlichen  $2\theta$  Winkeln eindeutig identifiziert werden.

Für den semiquantitativen Mineralbestand werden anschließend jene Mineralphasen in Gewichtsprozent bestimmt, die mittels singulären Analysemethoden zu fassen sind, z.B. die Ermittlung des Pyritgehaltes nasschemisch nach DIN 51 724 und der Gesamtkarbonatgehalt im SCHEIBLER-Calzimeter nach DIN 18 129.

Die quantitative Unterscheidung zwischen Calzit- und Dolomitgehalten erfolgt im Anschluss an die Ermittlung des Gesamtkarbonatgehaltes. Hierzu werden die  $2\theta$ -Peakhöhenverhältnisse des Calzitpeaks bei  $29,5^\circ$  und des Dolomitpeaks bei  $31^\circ$  aus den Pulverröntgendiffraktogrammen bestimmt. Nach Berücksichtigung der Massenschwächungskoeffizienten dieser Minerale wird das korrigierte Peakhöhenverhältnis berechnet und die quantitativen Anteile aus dem Gesamtkarbonatgehalt abgeleitet.

Für die quantitative Bestimmung des Quarzgehaltes wurden an Pulverpräparaten Eichkurven des (100)-Quarzpeaks bei  $d = 4,26 \text{ \AA}$  erstellt.

Zur genauen qualitativen Unterscheidung der Tonminerale wurden im folgenden luftgetrocknete, ethylenglykolbedampfte ( $60^\circ \text{ C}$ ) und gebrannte ( $550^\circ \text{ C}$ ) Texturpräparate der Fraktion  $< 2 \mu\text{m}$  hergestellt und im Winkelbereich von  $2\theta = 1^\circ - 23^\circ$  geröntgt.

Die gewonnenen Gewichtsprozent der Minerale Quarz, Pyrit, Calcit, Dolomit und Feldspat wurden als Summe von 100 Gew.-% subtrahiert. Zurück blieben die beiden Mineral- bzw. Phasenfraktionen Ton und organische Substanz, bzw. Kohle.

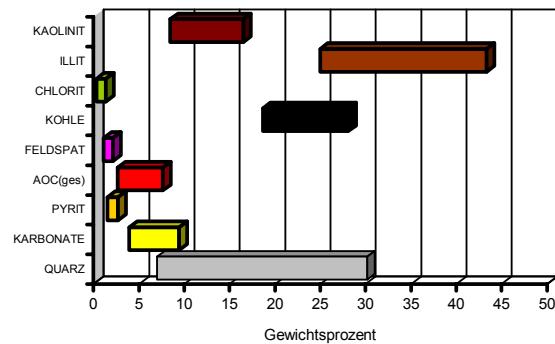
Kohle ist röntgenamorph und kann nur als Summenparameter „Untergrund“ bestimmt werden. Entsprechend wurden die Kohleanteile aus den TOC-Messungen berechnet.

Abschließend wurden die Basisabstände der Texturdiffraktogramme bei  $14\text{\AA}$ ; Bereich zwischen  $13\text{\AA}$  und  $11\text{\AA}$ ,  $10\text{\AA}$  und  $7\text{\AA}$  gefittet und die Verhältnisse der vorliegenden Tonminerale zueinander berechnet und korrigiert (JASMUND & LAGALY 1993). Die Unschärfe des  $7\text{\AA}$  Peaks, aufgrund der Überlagerung durch den Chloritpeak, wurde berücksichtigt.

## 4 ERGEBNISSE

### 4.1 Mineralbestand

Semiquantitative Mineralbestände wurden von je 4 Flotationsbergproben der Bergwerke PROSPER-HANIEL und WALSUM (P135, P215, P056, P106; W145, W215, W066, W106) aus der Eingangsuntersuchung und je 4 Probenkörper jeder Ausbauphase, die wiederum in je 5 Probenkörpersegmente unterteilt wurden, erstellt. Insgesamt, ohne Eichproben, entspricht dies einer Datenbasis von 8 unterschiedlichen Flotationsbergproben, an denen 2 bis 15 Parallelbestimmungen durchgeführt wurden.



	QUARZ	KARBONATE	PYRIT	AOC(ges)	FELDSPAT	KOHLE	CHLORIT	ILLIT	KAOLINIT
Spannweite	23,2	5,5	1,2	5,0	1,0	9,4	1,1	18,4	8,0
Mittelwert	21,0	5,4	2,1	4,9	1,1	21,6	0,5	32,3	11,0
Max	30,0	9,3	2,6	7,5	2,0	28,0	1,3	43,2	16,4
Spannweite	23,2	5,5	1,2	5,0	1,0	9,4	1,1	18,4	8,0
Min	6,9	3,8	1,4	2,5	1,0	18,5	0,2	24,8	8,3

Abb. 4-1: Spannweitendiagramm aller untersuchten Proben

In Abhängigkeit der Flotationsleistung ist Kohle zwischen 18,5 und 28 Gewichtsprozent im Bergematerial nachweisbar. Aus dem Kohlegehalt errechnet sich entsprechend Kapitel 3.2.2 der AOC<sub>ges</sub>-Gehalt.

Normiert man der Tonmineralphasen auf 100, ist Illit mit durchschnittlich 76%, Kaolinit mit etwa 22% und Chlorit zu 2% vertreten. Die Feldspatphase zeigt eine geringe Schwankungsbreite von 1 bis 2 Gewichtsprozent. Pyrit ist in allen untersuchten Proben mit weniger als 2,6 Gewichtsprozent enthalten. Im Mittel beträgt der Pyritgehalt aller untersuchten Proben 2,1 Gew.-%.

#### 4.1 Mineralbestand

Die getrennte Betrachtung der Gesamtkarbonatgehalte für die Flotationsberge PROSPER-HANIEL und WALSUM weist für PROSPER-HANIEL einen um etwa 1 Gewichtsprozent höheren Karbonatanteil aus. Außerdem setzt sich der Karbonatanteil der auf PROSPER-HANIEL aufbereiteten Flotationsberge zu etwa 70 % aus Calcit und nur zu etwa 30 % aus dolomitischen, sideritischen und ankeritischen Phasen zusammen. Für WALSUM gilt etwa das umgekehrte Verhältnis. Im Mittel beträgt der Gesamtkarbonatgehalt aller Flotationsberge 5,4 Gewichtsprozent.

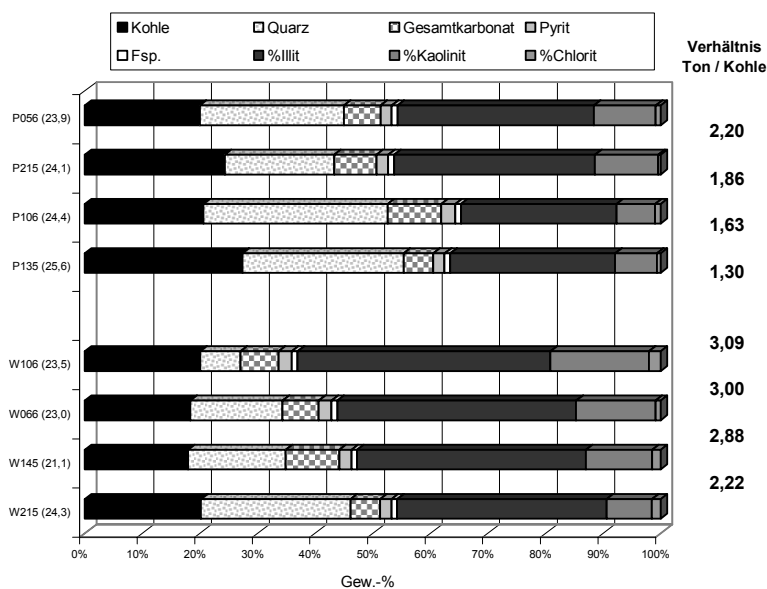


Abb. 4-2: Semiquantitativer Mineralbestand aller Ausgangsproben der Aufbereitungen PROSPER-HANIEL und WALSUM. In () Angaben zum geforderten Wassergehalt zur Erfüllung des Konsistenzkriteriums

In der Aufbereitung WALSUM wird unabhängig von wechselnden Tonmineralanteilen eine sehr homogene Trennung des Nebengesteins von der Kohle erreicht. Der Restkohleanteil schwankt in einer Bandbreite von etwa 18,5 bis 21,3 Gewichtsprozent. Verglichen mit den PROSPER-HANIEL-Proben sind die Quarz- und Tongesamtgehalte der Aufbereitung WALSUM durchschnittlich um den Betrag geringerer Kohlegehalte erhöht, so dass das Verhältnis zwischen Ton und Kohle entsprechend ansteigt (Abb. 4-2).

Karbonate, Pyrit und Feldspat erfahren durch die bessere Flotation auf WALSUM keine An- oder Abreicherung. Die Spannbreiten sind vom Nebengesteins- und damit auch vom Kohleanteil unabhängig und für beide Aufbereitungsstandorte etwa gleich groß.

## 4.2 Pufferkapazität und Boden-pH

Im 1. Zwischenbericht zu den Langzeituntersuchungen nach 3-monatiger Perkolationsdauer wurde festgestellt, dass die Pyrit- und TIC-Gehalte unter die Ausgangsgehalte abgesunken waren. Zurückgeführt wurde dies auf den im Porenvolumen vorhandenen Restsauerstoff, der sich mit Pyrit und Wasser umsetzte. Die Pufferung führte demnach zu geringeren Karbonat- und entsprechend geringeren TIC-Gehalten.

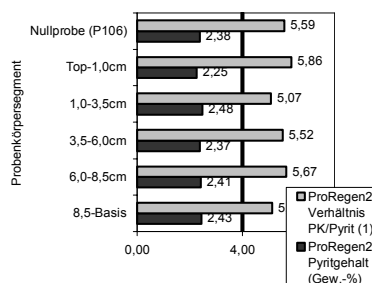
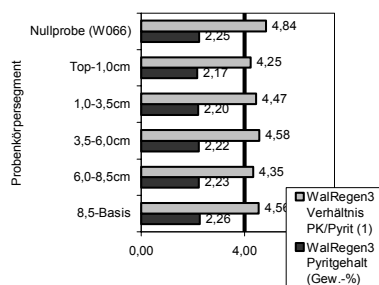


Abb. 4-3: WalRegen (6-monatige Perkol.)      Abb. 4-5: ProRegen (6-monatige Perkol.)

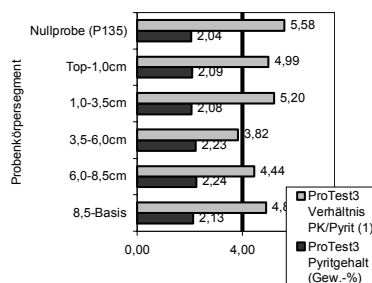
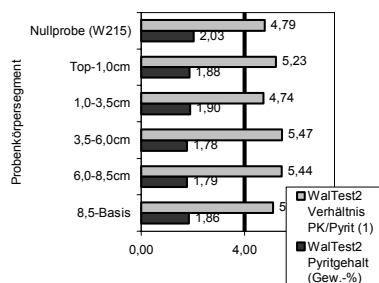


Abb. 4-4: WalTest (6-monatige Perkol.)      Abb. 4-6: ProTest (6-monatige Perkol.)

Im weiteren Untersuchungsverlauf konnte keine diesem Reaktionsschema gehorchende Umsetzung festgestellt werden. Die Pyritgehalte nach 6- (Abb. 4-3 bis Abb. 4-6) und 12-monatiger Perkolationsdauer (Abb. 4-10 bis Abb. 4-13) waren in Abhängigkeit verschiedener Ausgangsgehalte konstant.



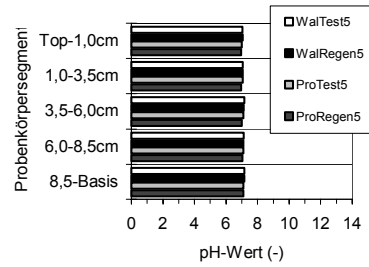


Abb. 4-7: Boden-pH nach 3-monatiger Perkolation

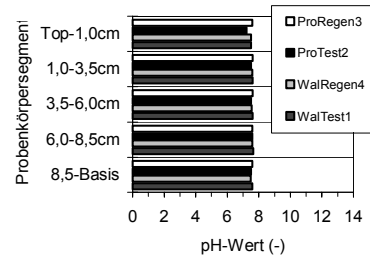


Abb. 4-9: Boden-pH nach 12-monatiger Perkolation

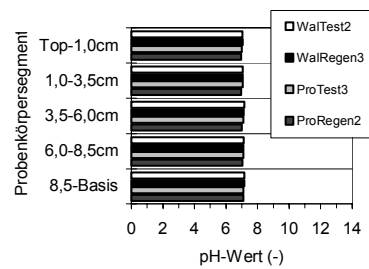


Abb. 4-8: Boden-pH nach 6-monatiger Perkolation

Die pH-Werte des Bodens blieben über den gesamten Untersuchungszeitraum für alle untersuchten Probenmaterialien und Perkulationsmedien in einer engen Bandbreite zwischen 7 und 8 (Abb. 4-7, Abb. 4-8, Abb. 4-9). Eine Pyritoxidation kann in gesättigten Verhältnissen ohne Einwirkung von atmosphärischem Sauerstoff auch nach diesen Ergebnissen ausgeschlossen werden.

Übereinstimmende Ergebnisse für die Pyritverwitterung in wassergesättigten Verhältnissen wurden von SCHÜRING (1996) erzielt. Unter der Annahme, dass der diffusiv nachgelieferte Sauerstoff vollständig für die Oxidation des im Bergematerials enthaltenen Pyrits verbraucht wird, errechnete SCHÜRING in Abhängigkeit der Porosität Entpyritisierungszeiträume für Bergematerialien der Aufbereitung PROSPER-HANIEL von etwa 50 ka bis 500 ka.

## 4.2 Pufferkapazität und Boden-pH

Aus den vorliegenden Datenreihen muss deshalb abgeleitet werden, dass es sich bei den gering unterschiedlichen Pyritgehalten zwischen Ausgangs- und Langzeitperkolationsproben nach drei Monaten um die natürliche Varianz der Pyritgehalte innerhalb einer Charge von Flotationsbergematerialien handelte.

Für die ungesättigte Zone ist von entscheidender Bedeutung in welchem Maße Sauerstoff in die mineralische Dichtungsschicht eindringen kann und für die Pyritoxidation zur Verfügung steht. Kommt der Oxidationsprozess in Gang muss eine ausreichende Puffer- bzw. Säureneutralisationskapazität zur Verfügung stehen.

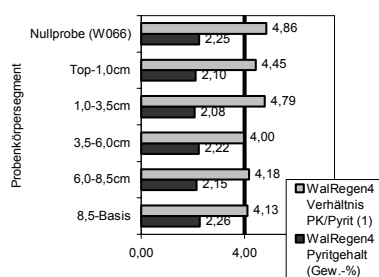


Abb. 4-10: WalRegen (12 Monate)

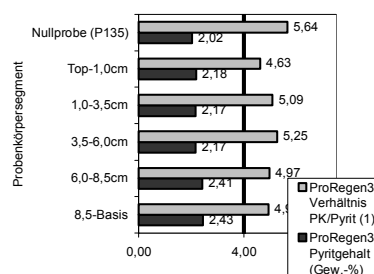


Abb. 4-12: ProRegen (12 Monate)

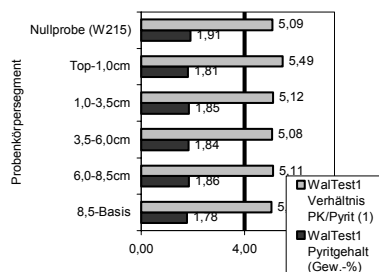


Abb. 4-11: WalTest (12 Monate)

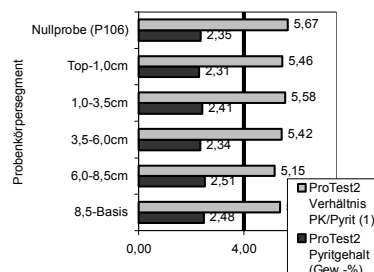


Abb. 4-13: ProTest (12 Monate)

Ein Maß für eine solche ausreichende Säureneutralisationskapazität ist nach Ableitung stöchiometrischen Gesetzmäßigkeiten dann gegeben, wenn das Verhältnis Pufferkapazität/Pyritgehalt (Abb. 4-10 bis Abb. 4-13) 4 nicht unterschreitet (LEUCHS 1995). Nach einer

Perkulationsdauer von 3, 6 und 12 Monaten wurde dieses Verhältnis in 95% aller untersuchten Probenkörpersegmente (insgesamt 60 Proben) erfüllt.

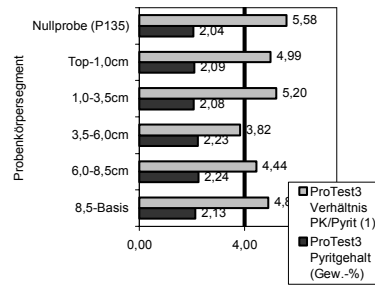


Abb. 4-14: ProTest nach 6-monatiger Perkolation

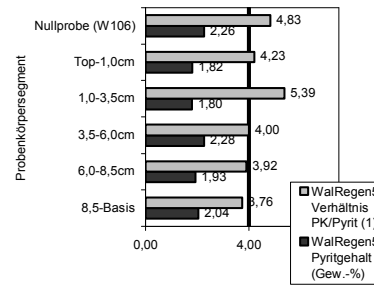


Abb. 4-15: WalRegen nach 3-monatiger Perkolation

Die drei Proben, die den Faktor 4 unterschritten, wiesen gleichermaßen geringe Karbonat bzw. TIC-Gehalte auf (Tab. 4-1).

Tab. 4-1: Pyrit-, Karbonatgehalt und der aus dem TIC-Wert berechnete Calzitgehalt

Spalte	2	3	4	5	6	7	8
Probe	Segment	Pyrit (Gew.-%)	Karbonat (Gew.-%)	TIC (Gew.-%)	Calzit ber. (Gew.-%)	Vbr. HCl (mmol)	Puffer / Pyrit
ProTest3	- 6,0 cm	2,23	5,0	0,748	6,23	710	3,82
WalReg5	- 8,5 cm	1,93	4,3	0,844	7,03	630	3,92
WalReg5	- Basis	2,04	4,2	0,807	6,72	640	3,76

Im Verlauf der Untersuchungen zeigte sich weiter, dass von den im LECO gemessenen TIC-Gehalten nicht stöchiometrisch auf Calzit und/oder Dolomit umgerechnet werden konnte (Tab. 4-1, Spalte 5 und 6).

Alle im SCHEIBLER-Calcimeter bestimmten Kalkgehalte ergaben nach Umrechnung in Kohlenstoff geringere TIC-Werte. Es ergibt sich für alle Proben im Mittel ein Faktor von etwa 1,31. Zur Berechnung des Faktors wurden die aus der Gesamtkarbonatbestimmung ermittelten Gehalte unter Berücksichtigung der Röntgendiffraktogramme in Calzit und Dolomit gewichtet und anschließend die Kohlenstoffgehalte

entsprechend den Molmassen bestimmt und zu den TIC-Gehalten ins Verhältnis gesetzt (Tab. 4-2).

Tab. 4-2: Verhältnisse von TIC (% C -LECO) zu Karbonat (% C aus SCHEIBLER)

	TIC/Scheibler	%-Anteil Kohle	TIC/Scheibler	%-Anteil Kohle
	ProRegen		WalRegen	
<b>3 Monate</b>	1,37	25,58	1,34	20,77
<b>6 Monate</b>	1,20	19,71	1,27	18,69
<b>12 Monate</b>	1,37	27,35	1,79	19,57
	ProTest		WalTest	
<b>3 Monate</b>	1,26	19,59	1,23	20,61
<b>6 Monate</b>	1,29	27,49	1,33	20,06
<b>12 Monate</b>	1,06	19,37	1,29	20,94
	<b>Mittelwert: 1,31</b>			

Die Abweichung wird darauf zurückgeführt, dass mittels der Scheibler-Methode die Karbonatphasen in Abhängigkeit von der Versuchszeit nicht vollständig erfasst werden. KLOSA (1994) wies nach, dass Fe-Karbonate (Siderit und Ankerit) unter dem Einfluss von 10 %iger Salzsäure langsam und bei kurzer Versuchsdauer (<45 min) nur unvollständig (< 20 %) umgesetzt werden.

Die Einzelbetrachtung der beiden Aufbereitungsstandorte ergab, dass die Übereinstimmung zwischen TIC- und Kohlenstoffgehalten aus der Gesamtkarbonatanalyse für das Bergematerial PROSPER-HANIEL (Abb. 4-16) eine geringere Abweichung zeigte, als für das Bergematerial WALSUM (Abb. 4-17). Entsprechend den Ergebnissen der Mineralbestandsuntersuchung, wonach WALSUM einen höheren dolomitischen Karbonatanteil aufweist, der u.U. mit ankeritischen Phasen assoziiert ist, wird die Diskrepanz der Korrelation zwischen beiden Aufbereitungsstandorten darin begründet sein.

$$C_{Sch} = \frac{TIC}{1,20} \text{ für PROSPER-HANIEL} \quad \text{Gl. 4.1}$$

$$C_{Sch} = \frac{TIC}{1,37} \text{ für WALSUM} \quad \text{Gl. 4.2}$$

mit:  
 $C_{Sch}$ : Kohlenstoff aus Gesamtkarbonat

Die entsprechende Korrektur des TOC-Gehaltes führt zur Erhöhung des Restkohlengehaltes in Flotationsbergen.

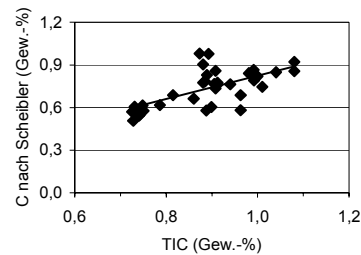


Abb. 4-16: TIC und Gesamtkarbonat (nach Scheibler) für das Bergematerial PROSPER-HANIEL

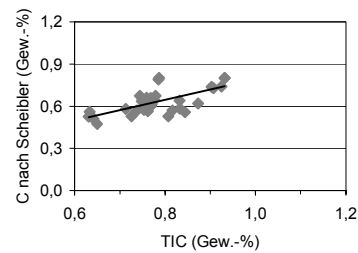


Abb. 4-17: TIC und Gesamtkarbonat (nach Scheibler) für das Bergematerial WALSUM

Die Pufferung der Pyritoxidationsprodukte erfolgt gemäß Kapitel 2.5 nachhaltig ausschließlich von calzitischen und dolomitischen Phasen. Die Nicht- oder Teilerfassung von ankeritischen bzw. sideritischen Karbonatphasen nach der SCHEIBLER-Methode führt bei der Bewertung der Pufferkapazität zu mehr Sicherheit. Zugleich wird die Fremd- und Eigenüberwachung einer Baumaßnahme beschleunigt, wenn die Pufferkapazität aus der Scheiblerwerten abgeleitet werden kann. Die entsprechende Auswertung aller während der Langzeitversuche ermittelten Daten zur Pufferkapazität (Abb. 4-18) ergab einen durchschnittlichen Verbrauch von 0,1n Salzsäure von 1,5 ml (150 mmol H<sup>+</sup>-Ionen) pro Gewichtsprozent Karbonat (Scheibler). Für einen durchschnittlichen Pyritgehalt von etwa 2,1 Gewichtsprozent, der in den Flotationsbergen enthalten ist, ergibt sich hieraus nach:

$$\frac{\text{Karbonat}_{(ges)} \cdot 150 \cdot 119,967}{\text{Pyritgehalt} \cdot 10 \cdot 1000} > 4 \quad \text{Gl. 4.3}$$

mit:

Karbonat nach DIN 18 129 (Gew.-%)  
Pyritgehalt (Gew.-%)

ein durchschnittlicher Gesamtkarbonatgehalt von 4,7 Gewichtsprozent, der bei der Eigenüberwachung auf dem Bergwerk eingehalten werden sollte.

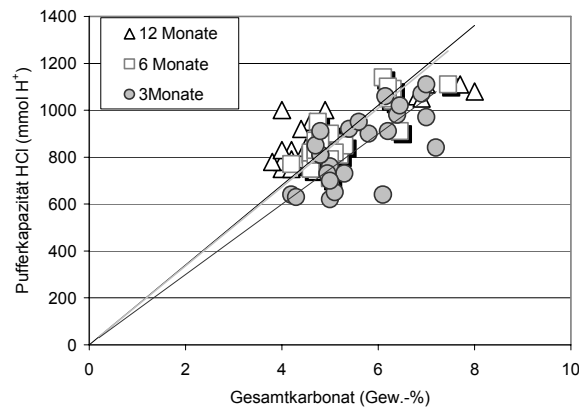


Abb. 4-18: Verhältnis Gesamtkarbonatgehalt zu Pufferkapazität ( $\text{mmol H}^+$ )

Während den Langzeitversuchen wurde außerdem eine geringfügige Zunahme der Pufferkapazitäten der Flotationsberge festgestellt (Abb. 4-18). Unabhängig vom Bergematerial und vom Sickerwasser nahm das Verhältnis von HCl-Verbrauch ( $\text{mmol}$ ) zu Gesamtkarbonatgehalt ( $\text{mmol}$ ) von etwa 1,5 auf 1,7 zu. Eine Erklärung hierfür könnten die während der Perkolations abnehmenden Korngrößen und eine damit verbundene Oberflächenzunahme des Bergematerials sein.

Eine Abhängigkeit vom Restkohlengehalt der Flotationsberge war nicht nachweisbar (Tab. 4-2).

Nach dem Regelaufbau einer mineralischen Oberflächenabdichtung wird die mineralische Dichtung entsprechend der Deponieklasse von einer Entwässerungsschicht und ab Deponieklasse II von einer dazwischenliegenden KDB überlagert. Im Falle einer Kombinationsdichtung ist bei funktionierender KDB der Zutritt von Luftsauerstoff in die mineralische Dichtungsschicht und eine damit möglicherweise initiierte Pyritverwitterung auszuschließen.

Für den Fall der Deponieklasse I – Bau der Oberflächenabdichtung ohne KDB – ist der Eintrag von Sauerstoff grundsätzlich denkbar.

Zur Simulation der Austrocknung wurde eine Perkolationszelle nach Durchströmung des überstehenden Sickerwassers jeweils eine Woche nur mit Druckluft beaufschlagt, bis sich ein Farbumschlag von schwarz

in grau – Maß für die Schrumpfgrenze – einstellte. Anschließend wurde die Zelle erneut mit Regenwasser befüllt und perkoliert. Dieser Austrocknungs-/ Aufsättigungs-Zyklus wurde insgesamt über einen Zeitraum von 120 d viermal wiederholt und anschließend das Pyritprofil (Abb. 3-3) gemessen. Die Beprobungsabstände von der ausgetrockneten Oberfläche betrugen hierbei 0,5; 2,5; 10; 30; 50; 70; 90 mm und die Basisfläche der Perkulationszelle.

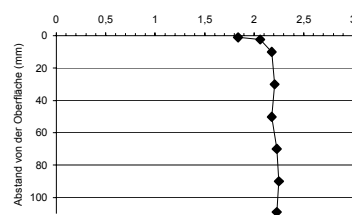


Abb. 4-19: Pyritprofil durch eine Perkulationszelle nach vier Austrocknungs-/Aufsättigungs-Zyklen

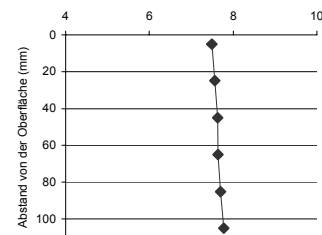


Abb. 4-20: pH-Profil durch eine Perkulationszelle nach vier Austrocknungs-/Aufsättigungs-Zyklen

Eine beginnende Pyritverwitterung konnte selbst unter diesen Extrembedingungen nur bis in eine Probenkörpertiefe von 2,5 mm festgestellt werden (Abb. 4-19). In einer Probenkörpertiefe von 10 mm erreichte der Pyritgehalt den Ausgangswert von etwa 2,2 Gewichtsprozent.

Der pH-Wert nahm von der Oberfläche zur Probenbasis von 7,5 bis 7,7 nur geringfügig zu (Abb. 4-20). Die Pufferungsreaktion der Pyritoxidaionsprodukte durch den Karbonatgehalt erfolgte nachhaltig. Das Ergebnis deckt sich mit den visuellen Erfahrungen mit Flotationsbergen, die beispielsweise in Stülpdeckeldosen aufbewahrt werden. Hierbei sind ausschließlich an der Oberfläche weiße Gipsausblühungen < 1 mm zu beobachten. Schneidet man den Pressling an, ist keine sichtbare Pyritumsetzung im Innern der Probe festzustellen.

Die Einschätzung, dass auch in ungesättigten Verhältnissen der Sauerstoffeintrag zu gering ist, um die Pyritverwitterung in Gang zu setzen, wurden von SCHNEIDER (1990) nach der chemischen Beprobung unterschiedlicher Halden indirekt bestätigt. Die

Untersuchung von „Flotationsschlämmen“ unter 30 cm Bergebedeckung auf der Gemeinschaftshalde II ergaben hierbei aufgrund des pH-Wertes (7,4), eines hohen S-Wertes (Summe der austauschbaren Kationen) und einer 100% Basensättigung bodenchemische Kennwerte, die nur geringfügig von den Werten frischer Flotationsberge differierten. Zugleich wurde festgestellt, dass die Pflanzen nicht in den Flotationsbergen sondern ausschließlich in der Abdeckung aus Waschbergen wurzelten. SCHNEIDER (1990) begründete dies mit der geringen Versorgung der Wurzeln mit Wasser und Sauerstoff, die auch STALLJANN (1983) in seiner Dissertation herausstellte.

Ähnlich positive Ergebnisse berichtet WIGGERING (1991) von der physikalischen Verwitterung der Flotationsbergematerialien. Bei Aufgrabungen verschiedener Alt-Halden wurde von der Halde Maximilian (70 Jahre) ein Verwitterungshorizont beschrieben, der von schüttungsbedingt feinem Material nach unten begrenzt wird. Die 5 cm mächtige Schicht aus „unzersetztem feinerem Material“ in einer Tiefe von etwa 43 cm uGOK schützte die darunter liegenden Grob- und Waschberge so gut vor dem Zutritt von Sickerwasser und Sauerstoff, dass diese mit frisch, unzersetzt und sehr grob in der Bodenprofilansprache charakterisiert wurden.



## 4.3 Kohlenstoffverbindungen

### 4.3.1 Langzeitversuche

Nach dreimonatiger Perkolationsdauer wurden vier Perkolationszellen ausgebaut, die Kohlenstoffkomponenten in fünf Probenkörpersegmenten zwischen Top und Basis bestimmt und mit dem Ausgangsgehalt verglichen. In drei von vier Perkolationszellen wurde eine AOC - Gehaltsabnahme in Einzelsegmenten zwischen 2,75 % und 24,4 % registriert (Abb. 4-21 bis Abb. 4-24 und Tab. 4-3).

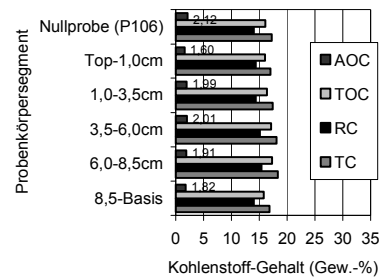


Abb. 4-21: PROSPER-HANIEL nach 3-monatiger Sickerwasserperkolations

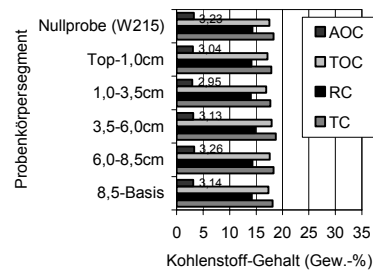


Abb. 4-23: WALSUM nach 3-monatiger Sickerwasserperkolations

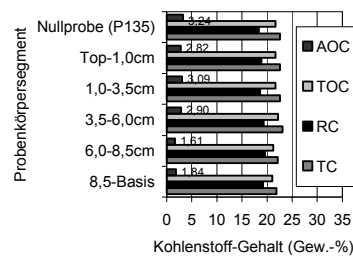


Abb. 4-22: PROSPER-HANIEL nach 3-monatiger Regenwasserperkolations

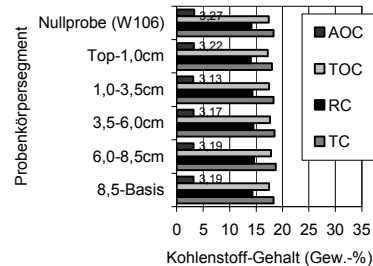


Abb. 4-24: WALSUM nach 3-monatiger Regenwasserperkolations

Nach 6-monatiger Perkolationsdauer wurden die Analysen wiederholt. Ein genereller Trend zur AOC<sub>KST</sub>-Gehaltsabnahme konnte danach nicht abgeleitet werden (Abb. 4-25 bis Abb. 4-28). Die AOC<sub>KST</sub>-Gehalte

#### 4.3 Kohlenstoffverbindungen

waren entsprechend dem Restkohleanteil kleiner 5 Gewichtsprozent und betragen am TOC-Gehalt durchschnittlich 18 %, wobei die Übereinstimmungen für die Flotationsberge der Aufbereitung WALSUM besser waren als für die Aufbereitung PROSPER-HANIEL (Abb. 4-33). Die höchsten AOC<sub>KST</sub>-Gehalte wurden für das Material P135 ermittelt. Dieses Ergebnis korreliert mit dem höchsten Restkohleanteil und somit auch mit dem mengenmäßig höchsten flüchtigen Anteil aller untersuchten Proben.

Tab. 4-3: Perkolationszellen mit signifikanten Veränderungen des AOC-Gehaltes

Zelle	Perkolationsdauer (Monate)	AOC Anfang (Gew.-%)	AOC Ende (Gew.-%)	Veränderung %
WalRegen	3	3,27	3,18	- 2,75
ProRegen	3	3,24	2,45	- 24,38
ProTest	3	2,12	1,87	- 11,79

Nach zwölf Monaten bestätigten sich die Korrelationen zwischen allen AOC<sub>KST</sub>-/TOC-Messungen. Unabhängig vom Gesamtkohlenstoffgehalt und vom aufgebrauchten Sickerwasser betrug der Anteil „organisch abbaubarer Substanz“ nach dem Messverfahren von KST für beide Flotationsbergematerialien etwa 17 bis 20 % am gesamten organischen Kohlenstoff (Abb. 4-33).

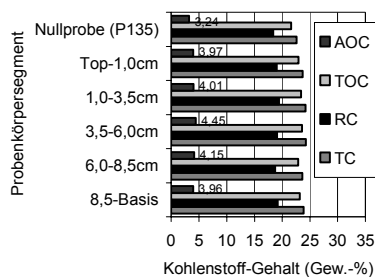


Abb. 4-25: PROSPER-HANIEL nach 6-monatiger Sickerwasser-perkolation

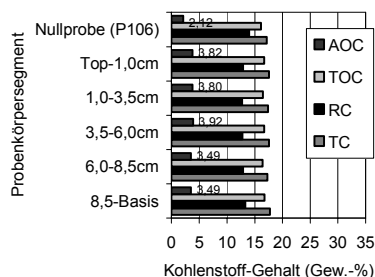


Abb. 4-26: PROSPER-HANIEL nach 6-monatiger Regenwasser-perkolation

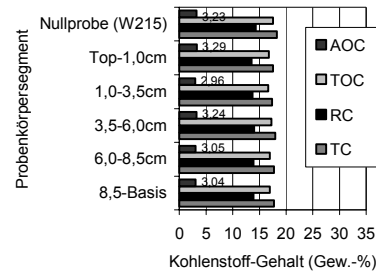


Abb. 4-27: WALSUM nach 6-monatiger Sickerwasserperkolat

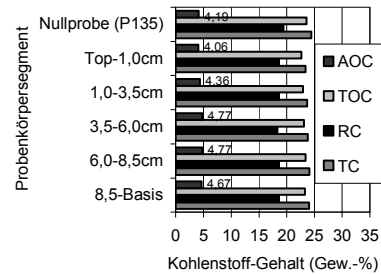


Abb. 4-30: PROSPER-HANIEL nach 12-monatiger Regenwasserperkolat

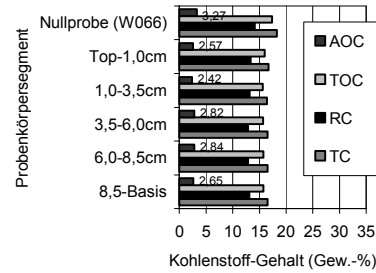


Abb. 4-28: WALSUM nach 6-monatiger Regenwasserperkolat

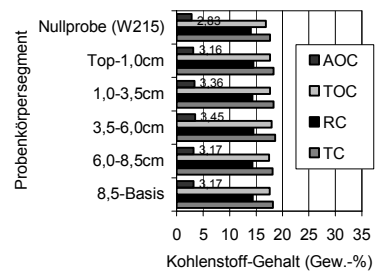


Abb. 4-31: WALSUM nach 12-monatiger Sickerwasserperkolat

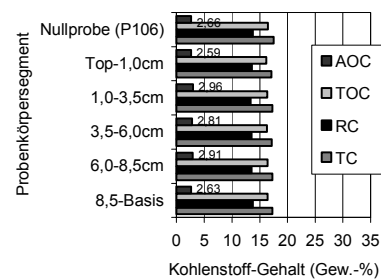


Abb. 4-29: PROSPER-HANIEL nach 12-monatiger Sickerwasserperkolat

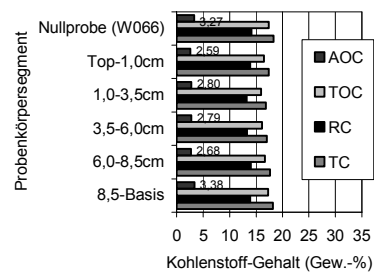


Abb. 4-32: WALSUM nach 12-monatiger Regenwasserperkolat

### 4.3.2 Korrelationen

Die Verhältnisse zwischen  $AOC_{KST}$ - und TOC-Gehalten blieben unabhängig vom Gesamtkohlenstoffgehalt nahezu konstant. Der gesamte unflotierte Restkohleanteil der Flotationbergematerialien zeigt in der Gesamtbetrachtung keine chemischen Umsetzungen und nach den Ergebnissen der Langzeituntersuchungen kommt es nicht zum Austrag des  $C_{FB(waf)}$ , so dass die Bezeichnung flüchtig – abgeleitet aus den Verkockungseigenschaften von Kohle – irreführend ist. Die flüchtigen Bestandteile der Kohle, im allgemeinen hydrophobe  $CH_x$ -Verbindungen, sind an der Kohleoberfläche und im Porensystem adsorbiert und wurden auch während einjähriger Perkolationsdauer mit unterschiedlichen Sickerwässern nicht ausgetragen.

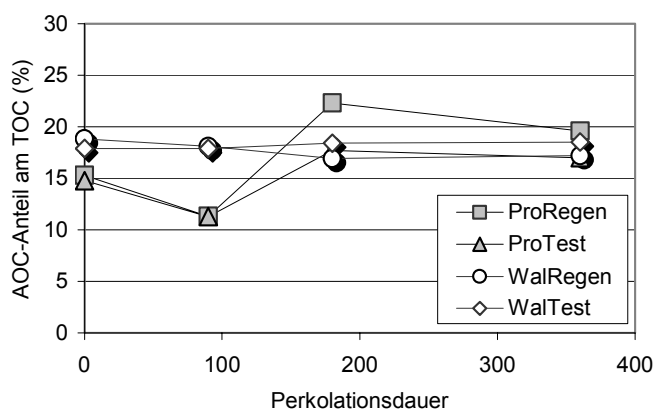


Abb. 4-33: Prozentualer Anteil des AOC-Gehaltes am gesamten organischen Kohlenstoff (TOC)

Die unflotierte Restkohle der Flotationsberge verhielt sich somit gegenüber den eingesetzten Sickerwässern chemisch inert. Zwischen gemessenem  $AOC_{KST}$ -Gehalt und dem aus den Elementaranalysen von Rohfeinkohle und Rohkoks abgeleiteten  $AOC_{ges}$ -Gehalt existiert ein Zusammenhang, der unabhängig von der Versuchszeit und den eingesetzten Perkolationsmedien ist (Abb. 4-34). Diese lineare Beziehung unterstützt das Ergebnis der chemischen Stabilität der Kohle auch nach einem Jahr Perkolationsdauer.

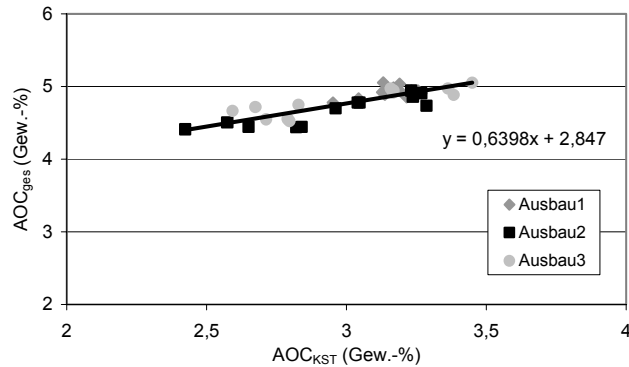


Abb. 4-34: Zusammenhang zwischen  $AOC_{KST}$  (gemessen) und  $AOC_{ges}$  (abgeleitet aus der Elementaranalyse) für den flüchtigen Anteil am Gesamtkohlenstoff für das Flotationsbergematerial WALSUM

Möchte man entsprechend der TA Abfall den sogenannten „flüchtigen“ Kohlenstoffanteil auf 5 Gew.-% beschränken und gilt als Maß hierfür der  $AOC_{KST}$ , so ist nach:

$$AOC_{ges} = AOC_{KST} \cdot 0,6398 + 2,847 \quad \text{Gl. 4.4}$$

ein maximaler  $AOC_{KST}$ -Gehalt für Flotationsberge von etwa 3,4 Gew.-% einzuhalten. Zur Erhöhung der Ergebnisgenauigkeit können außerdem die TIC-Gehalte entsprechend den Gesamtkarbonatergebnissen korrigiert werden, so wie zur Korrelation von TOC zu TC geschehen (Abb. 4-36).

Der Faktor „flüchtige Bestandteile“ (DIN 51 720) der Kohle als Maß für den Inkohlungsgrad der geförderten Kohle und notwendig zur Berechnung des  $AOC_{ges}$ -Gehaltes, kann jederzeit von der hauseigenen Qualitätsüberwachung der DSK abgerufen werden, so dass alle zur Berechnung nötigen Daten mit Ausnahme der TOC-Gehalte zur Verfügung stehen.

Fremd- und Eigenüberwachung können mit größerer Fehlertoleranz (Abb. 4-35) einen Näherungswert für den TC aus dem Glühverlust bei 815° C bestimmen, der eine schnelle Entscheidung über grundsätzliche Eignung oder Nichteignung frischer Flotationsberge als Baustoff für die mineralische Dichtungsschicht zulässt.

### 4.3 Kohlenstoffverbindungen

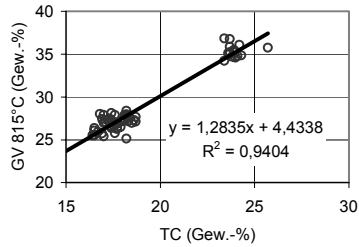


Abb. 4-35: Glühverlust 815° C zu TC (total carbon)

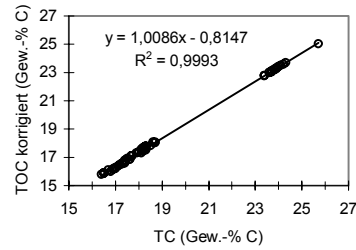


Abb. 4-36: TOC (total organic carbon) zu TC

Weist frisch angeliefertes Bergematerial beispielsweise einen Glühverlust (815° C) von 30 Gewichtsprozent auf, errechnet sich nach:

$$TC = \frac{(GV_{815} - 4,4338)}{1,2835} \quad \text{Gl. 4.5}$$

ein TC-Gehalt von 19,92 Gew.-%.  
Nach

$$TOC = (1,0086 \cdot TC) - 0,8147 \quad \text{Gl. 4.6}$$

ergibt sich ein TOC-Gehalt von 19,28 Gew.-%, der sich zu einem Restkohlegehalt von 22,85 Gew.-% berechnet (Gl. 3.3). Der entsprechende  $AOC_{\text{ges}}$ -Gehalt ist dann 5,3 Gew.-% (Gl. 3.5) und entspräche einem  $AOC_{\text{KST}}$ -Gehalt von etwa 3,9 Gew.-% (Gl. 4.4).

## 4.4 Elutionsverhalten

### 4.4.1 Schwermetalle

In den hier vorgelegten Untersuchungen sind für die Elemente Cadmium ( $\bar{\varnothing}$  1,2 mg/kg) und Zink ( $\bar{\varnothing}$  361 mg/kg) im Mittel Überschreitungen der LAGA Z 1.1 Grenzwerte von etwa 20 % zu berichten (Tab. 4-4).

Tab. 4-4: Zuordnungswerte und Einbauklassen nach LAGA 1991 (Feststoff) und Mittelwerte aller untersuchten Flotationsbergeproben

Parameter	Einbauklasse Feststoff				Mittelwerte aller betrachteten Flotationsberge
	Z 0	Z 1.1	Z 1.2	Z 2	
pH-Wert	5,5-8	5,5-8	5-9	-	
Blei (mg/kg)	100	200	300	1000	133
Cadmium (mg/kg)	0,6	1	3	10	1,2
Chrom ges. (mg/kg)	50	100	200	600	66
Kupfer (mg/kg)	40	100	200	600	43
Zink (mg/kg)	120	300	500	1500	361

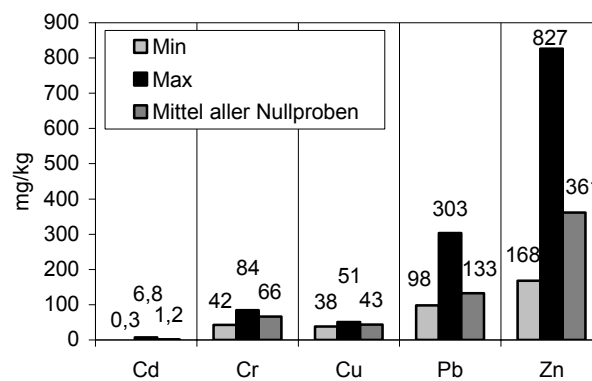


Abb. 4-37: Schwermetallgehalte (Feststoff) aller untersuchten Flotationsbergeproben (8 Proben)

Die hohen Spannbreiten der Konzentrationen dieser Elemente bestätigen indirekt die Ergebnisse von PILGER & STADLER (1971), die erhöhte Schwermetallgehalte mit der Durchörterung von Störungszonen und der Zentralisierung der Aufbereitungen begründeten. Auch für Blei scheint es sich bei den gemessenen Maximalwerten um Ausreißer zu handeln, da der Mittelwert eindeutig zum Minimalwert tendiert (Abb. 4-37).

#### 4.4.1.1 Cadmium

Während den ersten 70 Tagen Perkolationsdauer und der Durchströmung von etwa zwei Porenvolumen war die deutlichste Abnahme der Cd-Konzentrationen in den Eluaten von vier ausgewählten Durchströmungszellen festzustellen. Dieses Ergebnis wurde übereinstimmend für Regen- und Sickerwasser erzielt.

Die höchste Cadmiumausgangskonzentration wurde für die Zelle WalRegen4 ermittelt (Abb. 4-39). Entsprechend errechnete sich für diese Zelle auch der maximale Cd-Gesamtaustrag (Abb. 4-38, Tab. 4-5) aller Versuche.

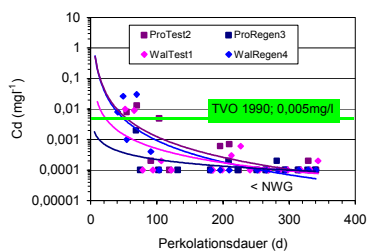


Abb. 4-38: Cd-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolat

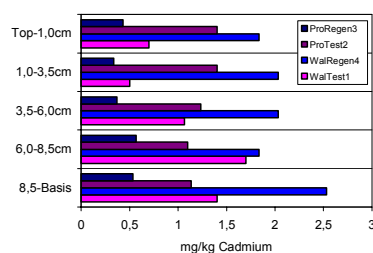


Abb. 4-39: Cd-Konzentrationen in den Festkörpern nach einjähriger Perkolat

Nach der Perkolat von 2 Porenvolumen nahmen die Cd-Konzentrationen in allen Versuchen deutlich ab und sanken z.T bis an die Nachweisgrenze (0,0001 mg/l). Ausschließlich für die mit synthetischem Sickerwasser beaufschlagten Zellen ließen sich bis zum Ende der Untersuchungsreihe noch von der Nachweisgrenze gering erhöhte Cd-Konzentrationen ermitteln, die jedoch deutlich unter dem Grenzwert



der Trinkwasserverordnung (TVO) lagen (Abb. 4-38). Entsprechend gering ist der Einfluss des gewählten Perkolationsmedium - Niederschlagswasser oder synthetisches Sickerwasser – auf das Austragsverhalten einzustufen.

Eine Fortsetzung der Versuche hätte zu keinem signifikanten Anstieg des Gesamtaustrages (Tab. 4-5) geführt, der fast ausschließlich vom Austrag der ersten beiden Porenvolumen bestimmt ist.

Die Cd-Verteilung in den einzelnen Probenkörpersegmenten der Feststoffproben ist bis auf die Zelle WalTest1 homogen (Abb. 4-39) und weist nicht auf eine sich bewegende Cd-Front hin.

#### 4.4.1.2 Chrom, Kupfer, Blei

Die Elemente Chrom, Kupfer und Blei sind bezüglich der Ausgangsgehalte und der Verteilung in den einzelnen Probenkörpersegmenten der Feststoffproben nach der Perkolationsdauer als sehr homogen zu bezeichnen.

Die durchschnittlichen Konzentrationen von Blei (0,01 mg/l) Kupfer (0,005 mg/l) und Chrom (0,001 mg/l) in den Eluaten sind alle kleiner den Grenzwerten der Trinkwasserverordnung.

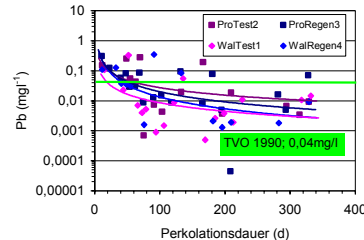


Abb. 4-40: Pb-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolationsdauer

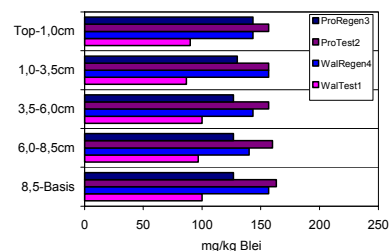


Abb. 4-41: Pb-Konzentrationen im Feststoff nach einjähriger Perkolationsdauer

Für Blei gilt, wie zuvor für Cadmium, dass die Austräge zu Beginn der Perkolationsdauer ausschließlich von den Ausgangskonzentrationen der Proben abhängig waren. WalTest1, mit einem Ausgangsgehalt von

#### 4.4 Elutionsverhalten

100 mg/kg am geringsten mit Blei belastet, zeigte auch den geringsten Gesamtaustrag über die Zeit (Tab. 4-5).

Die Kupferkonzentrationen in den Eluaten (Abb. 4-42) verblieben nach zwei Dritteln der Versuchsdauer auf einem Niveau kleiner 0,01 mg/l. Die TVO-Grenzwert wurde zu keinem Zeitpunkt der Perkulationsversuche überschritten. Auch der LAGA-Z 1.1-Feststoffgrenzwert für Kupfer (100 mg/kg) wurde von allen betrachteten Proben deutlich unterschritten.

Chrom, hier dargestellt als Chrom gesamt ( $Cr_{ges}$ ), zeigte neben Cadmium die größte Spannweite zwischen Initialaustrag (0,1 mg/l) und langfristigem Austrag (< 0,001 mg/l). Die Abnahme der Chrom-Konzentrationen setzte sich über den gesamten Versuchszeitraum fort und überschritt den TVO-Grenzwert ausschließlich zu Beginn der Perkolation.

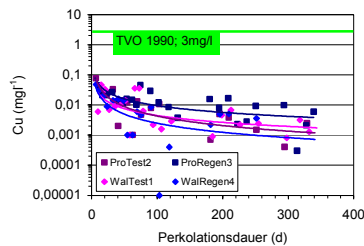


Abb. 4-42: Cu-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolation

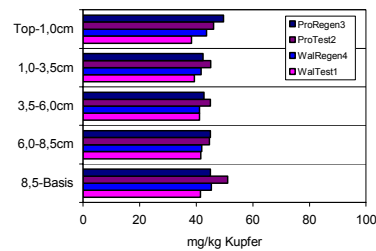


Abb. 4-44: Cu-Konzentrationen im Feststoff nach einjähriger Perkolation

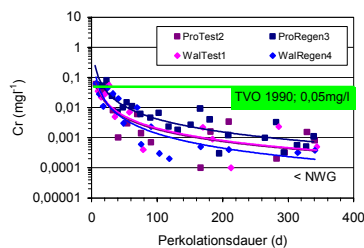


Abb. 4-43: Cr-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolation

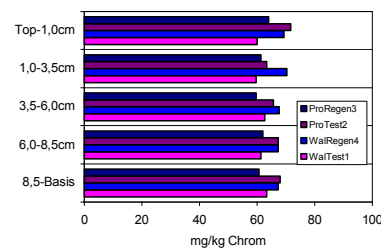


Abb. 4-45: Cr-Konzentrationen im Feststoff nach einjähriger Perkolation

Zusätzliche Untersuchungen zur Unterscheidung zwischen Chrom(III) und Chrom(VI) durch ein unabhängiges AnalySELabor an den Proben des Bergwerkversuches erbrachten keinen Cr(VI)-Nachweis. Die Feststoffkonzentrationen von  $Cr_{ges}$  waren mit 60 mg/kg bis 70 mg/kg geringer als der LAGA Z 1.1 Grenzwert (100 mg/kg).

#### 4.4.1.3 Zink

Das Flotationsbergematerial der Zelle WalRegen4 wies einen Zinkgehalt von über 800 mg/kg auf, was sich in den Eluatanalysen zu keinem Zeitpunkt widerspiegelte, so dass auch der TVO-Grenzwert nie überschritten wurde. Das Austragsverhalten für Zink kann somit als unabhängig von der Ausgangskonzentration des Feststoffes charakterisiert werden. Als Folge sind die Unterschiede in den Verläufen der potenziellen Konzentrationskurven der Eluate nur geringfügig, obwohl die Ausgangsgehalte um über 300 % differierten.

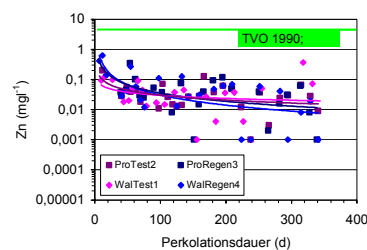


Abb. 4-46: Zn-Konzentrationen in den Eluaten während einjähriger Perkolatlon

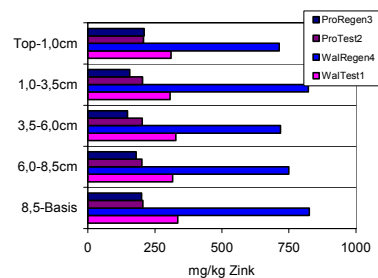


Abb. 4-47: Zn-Konzentrationen im Feststoff nach einjähriger Perkolatlon

#### 4.4.2 Bilanzierung

Für alle Perkolationsversuche gilt gleichermaßen, dass die Austragsbilanzen (Tab. 4-5) aller betrachteten Elemente unabhängig vom eingesetzten Perkolationsmedium sind.

Für die Mobilität ergibt sich die Reihenfolge:

#### 4.4 Elutionsverhalten

Cd > Pb >> Cu > Cr ~ Zn.

Tab. 4-5: Vergleich der Ausgangsgehalte (AG) der Schwermetalle der 4 betrachteten Perkolationszellen mit den über ein Jahr ausgetragenen Schwermetallen (ASM)

	Pb		Zn		Cd		Cr		Cu	
	AG (mg/kg)	ASM (%)	AG (mg/kg)	AG (mg/kg)	ASM (%)	ASM (%)	AG (mg/kg)	ASM (%)	AG (mg/kg)	ASM (%)
ProReg3	138	0,09	168	67,7	0,04	0,07	1,01	0,05	43,3	0,07
ProTest2	150	0,17	192	84,5	0,03	0,04	0,83	0,48	46,4	0,07
WalReg4	147	0,13	642	74,3	0,05	0,04	2,07	0,60	41,8	0,08
WalTest1	98,3	0,08	361	67,5	0,05	0,04	1,38	0,21	43,5	0,06

Das Ergebnis deckt sich bis auf die Stellung von Chrom mit Untersuchungen von SCHWEISFURTH (1996), der nach einer von ZEIEN & BRÜMMER (1991) entwickelten und von DÖLLING (1995) für unterschiedlich stark verwitterte Bergematerialien modifizierten Methode die Bindungsformen und daraus abzuleitende Mobilitätsfolgen untersuchte. Hierzu wurden mittels 8 Extraktionsschritten die Schwermetallbindungsformen u.a. auch für Berge der Schachanlage PROSPERHANIEL (<63 µm) ermittelt (Tab. 4-6).

Tab. 4-6: Ergebnisse der sequentiellen Extraktion nach SCHWEISFURTH (1996)

Fraktionen	pH	Pb	Zn	Cr	Cd	Cu
		%	%	%	%	%
Mobile SM	-	0,2	n.n.	1,7	3,2	n.n
Leicht nachlieferbare SM	5,0	20,6	1,4	0,8	9,6	4,4
An Mn-Oxide gebundene SM	6,0	6,5	3,8	4,6	8,0	n.n
Organisch gebundene SM	4,6	10,4	1,8	2,6	10,4	3,2
An schlecht kristalline Fe-Oxide gebundene SM	3,25	18,8	2,3	2,5	11,2	3,3
An kristalline Fe-Oxide gebundene SM	3,25	2,5	2,0	4,6	4,8	n.n
An Sulfide gebundene SM	2	13,7	55,6	16,3	8,8	26,0
In der Residualfraktion gebundene SM	< 1	27,2	33,1	66,8	44,0	63,1

Die Mobilitätsreihe der mobilen Schwermetallfraktion war danach:

Cd > Cr > Pb > Cu >> Zn.

Mit dem Austrag der geogen in den Flotationsbergen enthaltenen Schwermetalle Kupfer, Chrom und Zink ist somit erst zu rechnen, wenn

durch die Pyritverwitterung der pH unter 4 sinkt. Blei und Cadmium sind dagegen in hohem Maße in der leicht nachlieferbaren Fraktion angereichert, so dass es bereits während der Pufferung der Pyritoxidationsprodukte zu einem teilweisen Austrag dieser Elemente kommen kann. Hierbei ist ein zur Pyritoxidation ausreichender diffusiver Sauerstofftransport notwendig. In gesättigtem Milieu und unter neutralen bis basischen pH-Werten (Abb. 4-48) ist die Mobilität von Schwermetallen nicht gegeben. Der Schwermetallaustrag war nach der Durchströmung von zwei Porenvolumen abgeschlossen. Eine Nachlieferung von Schwermetallen aus dem Feststoff setzte nicht ein.

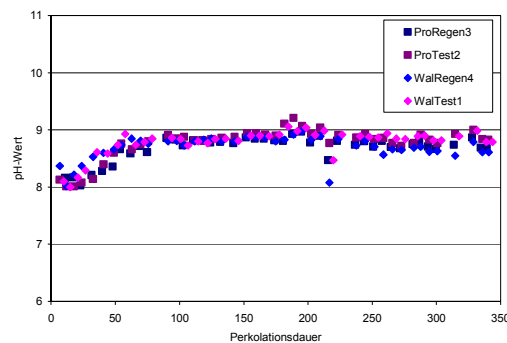


Abb. 4-48: *pH-Wert-Entwicklung in Abhängigkeit von Bergematerial und Perkolationsmedium*

Mit Ausnahme des Elementes Blei traten nach der Durchströmung von zwei Porenvolumen keine die Grenzwerte der **TVO** überschreitende Schwermetallkonzentrationen auf.

### 4.4.3 Hauptkationen, Chlorid, Sulfat und KAK

Die Kationenaustauschkapazitäten (KAK) der Flotationsberge (Ausgangsmaterialien; Tab. 4-7) betragen im Mittel etwa 9 mmol(eq) / 100 g. Dominiert war die KAK von Calcium, das etwa 70 – 80 % der austauschbaren Kationen stellte. Magnesium und Kalium waren mit etwa 5 bzw. 2,5 % an den austauschbaren Kationen beteiligt (Tab. 4-7).

Tab. 4-7: KAK frischer Flotationsberge (Ausgangsmaterial)

Probe	KAK			Ca		Mg		K		Na	
	mmol(eq)/100g	mmol(eq)/100g	%	mmol(eq)/100g	%	mmol(eq)/100g	%	mmol(eq)/100g	%	mmol(eq)/100g	%
W145	7,96	21,83	71,1	1,81	5,9	0,88	2,9	6,17	20,1		
W066	8,13	26,22	73,3	1,96	5,5	0,94	2,6	6,62	18,5		
W215	9,38	29,69	76,1	1,59	4,1	0,92	2,4	6,82	17,5		
W106	7,66	24,03	69,7	2,20	6,4	0,97	2,8	7,27	21,1		
P215	9,83	32,26	80,4	1,33	3,3	0,87	2,2	5,65	14,1		
P106	10,18	40,84	81,1	1,52	3,0	1,05	2,1	6,96	13,8		
P056	11,41	41,99	81,5	1,36	2,6	1,08	2,1	7,06	13,7		
P135	8,17	35,63	77,6	1,43	3,1	0,93	2,0	7,92	17,2		

Das Elutionsverhalten der primären Kationen während der einjährigen Perkolationsperiode wurde von Natrium (> 100 mg/l; Abb. 4-50) und Kalium (etwa 8 mg/l; Abb. 4-49) bestimmt.

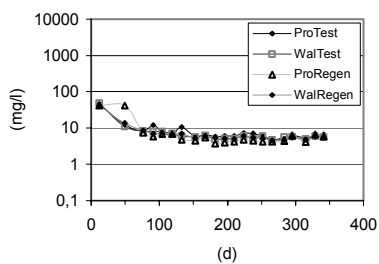


Abb. 4-49: Kalium-Austrag

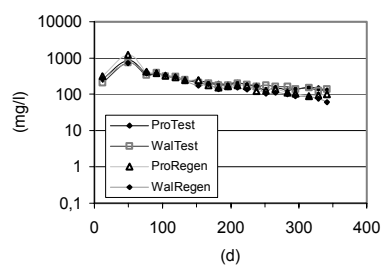


Abb. 4-50: Natrium-Austrag

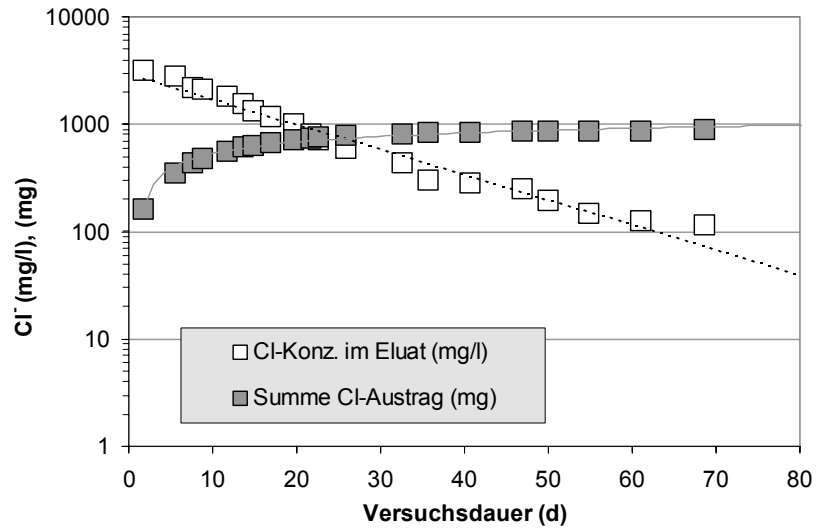


Abb. 4-51: Chlorid-Austrag

$\text{Cl}^-$ -Ionen (Abb. 4-51) wurden zusammen mit Natrium eluiert – u.U. eine Folge der geogen im Bergematerial enthaltenen Salze. Hohe Calcium- und Magnesiumkonzentrationen ( $> 100 \text{ mg/l}$ ) wurden nur in den Eluaten des ersten durchströmten Porenvolumens gemessen (etwa 35 d; Abb. 4-52, Abb. 4-53). Es kam erst zum Wiederanstieg, als die Natriumgehalte in den Eluaten auf  $< 200 \text{ mg/l}$  (Abb. 4-50) abgesunken waren.

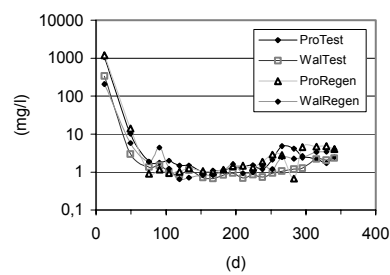


Abb. 4-52: Calcium-Austrag

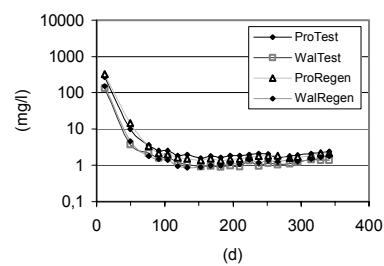


Abb. 4-53: Magnesium-Austrag

Die  $\text{SO}_4^{2-}$ -Konzentrationen nahmen in höherem Maße als die Calcium-Konzentrationen ab. Einerseits deutet dies auf unterschiedliche Calcium- und Sulfat-Quellen hin, die neben Gips vorhanden sein müssten – u.U. Pyrit, der sich nicht vollständig mit Ca- und  $\text{MgCO}_3$  umsetzte. Andererseits legen die Ergebnisse der KAK nach einjähriger Perkolation (Tab. 4-8) nahe, dass es zu einer Neubelegung der Tonmineraloberflächen gekommen ist.

Tab. 4-8: KAK von Flotationsbergen nach einjähriger Perkolation

Probe	KAK	Ca			Mg		K		Na	
		mmol(eq)/100g	mmol(eq)/100g	%	mmol(eq)/100g	%	mmol(eq)/100g	%	mmol(eq)/100g	%
<b>W215</b>										
Regen	14,21	67,76	50,2	6,67	4,9	2,71	2,0	57,85	42,9	
Test	15,40	110,63	31,3	10,78	3,0	2,33	0,7	230,10	65,0	
<b>P135</b>										
Regen	18,33	73,00	37,2	6,09	3,1	2,35	1,2	114,83	58,5	
Test	15,11	159,53	50,6	18,84	6,0	2,51	0,8	134,41	42,6	

Die KAK frischer Bergematerialien war ausnahmslos von Calcium dominiert (70 %). Am Ende der Langzeituntersuchung ist Natrium mit 42 – 65 % in den austauschbaren Kationen enthalten, obwohl dieses einwertige Ion bevorzugt eluierte.

Dies könnte bedeuten, dass anstelle von Natrium Calcium als hydratisiertes Kation zwischen Polymer und Tonmineraloberflächen gebunden wurde und nicht mehr gegen Silber ausgetauscht werden konnte.

Die gleichzeitige Verdopplung der KAK während einjähriger Perkolation könnte ein Anzeichen von beginnender Polymerdesorption sein. Möglich ist aufgrund der verringerten Adsorptionsplätze auch die Verschiebung der Polymerkonfiguration von trains zu loops.



## 4.5 Plastizität, Porosität und Korngrößenverteilung

Die Erfüllung des Konsistenzkriteriums ( $0,75 \leq I_C \leq 1,0$ ) ist ein im LWA-Runderlass Nr.18 gegenüber den Technischen Anleitungen TA Abfall und TA Siedlungsabfall zusätzlich aufgenommenes Zulassungskriterium für Baustoffe, die als Oberflächenabdichtungsmaterial im Deponiebau in NRW eingesetzt werden sollen. Die bisherigen Erfahrungen im Deponiebau zeigen, dass bei Einhaltung dieses Kriteriums auch die Anforderung an die geforderte Einbauverdichtung -  $\geq 95\%$  Proctordichte - erfüllt werden. Die Konsistenzzahl berechnet sich nach:

$$I_C = \frac{w_L - w_n}{I_p} \quad \text{Gl. 4.7}$$

$I_C$ :	Konsistenzzahl
$w_L$ :	Fließgrenze
$w_n$ :	natürlicher Wassergehalt
$I_p$ :	Plastizitätszahl

In Ermangelung eines „natürlichen Wassergehaltes“ ( $w_n$ ) wurde der nach der Entwässerung festgestellte Wassergehalt für die Flotationsbergpresslinge eingesetzt. Für die im Labor hergestellten Vergütungen wurde für die vergleichende Betrachtung in der Ergebnisdarstellung immer der zur Erreichung des Konsistenzkriteriums ( $1,0 > I_C > 0,75$ ) noch mögliche Höchstwassergehalt ( $w_{\min} \equiv I_C$  bei 0,75) gewählt.

### 4.5.1 Ausgangsmaterial

In der Eingangsuntersuchung wurden die Konsistenzen der bereits aus den Langzeitversuchen bekannten Proben bestimmt (Tab. 4-9). Hierbei zeigte sich, dass nur geringe Unterschiede im Betrag der Fließ- und Ausrollgrenze existieren und die berechnete Konsistenzzahl sowie die daraus abgeleitete Zustandsform des Bodens weitestgehend von dem in der Aufbereitung erreichten Wassergehalt ( $w_n$ ) abhängig ist.

So erfüllen jene Flotationsbergmaterialien das geforderte Konsistenzkriterium, die in der Aufbereitung bereits ausreichend entwässert wurden.

#### 4.5 Plastizität, Porosität und Korngrößenverteilung

Tab. 4-9: „Natürlicher“ Wassergehalt ( $w_n$ ), Fließgrenze, Ausrollgrenze, Plastizitäts- und Konsistenzzahl

Probe	P135	P215	P056	P106	W145	W215	W066	W106
Wassergehalt $w_n$ :	24,3	23,1	24,5	24,7	19,7	25,8	25,6	24,1
Fließgrenze $w_L$ :	36,5	34,5	31,7	35,1	29,1	33,8	32,1	31,3
Ausrollgrenze $w_P$ :	22,0	20,5	21,3	20,8	18,4	21,2	20,0	20,9
Plastizitätszahl $I_p$ :	14,5	13,9	10,4	14,3	10,7	12,7	12,2	10,4
Konsistenzzahl $I_c$ :	0,84	0,82	0,69	0,73	0,88	0,63	0,53	0,69
Bodenzustand	steif	steif	weich	weich	steif	weich	weich	weich

Mit Ausnahme der Probe W145 wäre ein Wassergehalt von  $w \leq 23,0$  Gewichtsprozent zu fordern (Tab. 4-10), um den Grenzwert  $I_c = 0,75$  ausnahmslos einzuhalten.

Tab. 4-10: Mindestwassergehalt zur Erreichung des Konsistenzzahlkriterium in Abhängigkeit der Ausgangsproben

Probe	P135	P215	P056	P106	W145	W215	W066	W106
W% ( $w_{min}$ ):	25,6	24,1	23,9	24,4	21,1	24,3	23,0	23,5
$I_c$	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75

Der zulässige Schwankungsbereich um den geforderten Grenzwert zu erfüllen ist für die Aufbereitung PROSPER-HANIEL auf 22,2 – 23,9 Gewichtsprozent Wasser beschränkt (Abb. 4-54).

Hierbei muss berücksichtigt werden, dass aufgrund der angewandten Entwässerungstechnik (Kap. 2.1), die Wassergehalte nicht homogen über den gesamten Filterkuchen verteilt, sondern im Bereich der Suspensionszufuhr etwa 3 bis 4 Gewichtsprozent höher sind.

Für die im Bergbau übliche Angabe des Wassergehaltes gilt:

$$\frac{w_{\%}^{(Baustoffnorm)}}{\left(1 + \frac{w_{\%}^{(Baustoffnorm)}}{100}\right)} = w_{\%}^{(Bergbaunorm)} \quad \text{Gl. 4.8}$$

ein einzuhaltender Grenzwert von  $19,4 \geq w_{\%}^{(Bergbaunorm)} \geq 18,0$ .

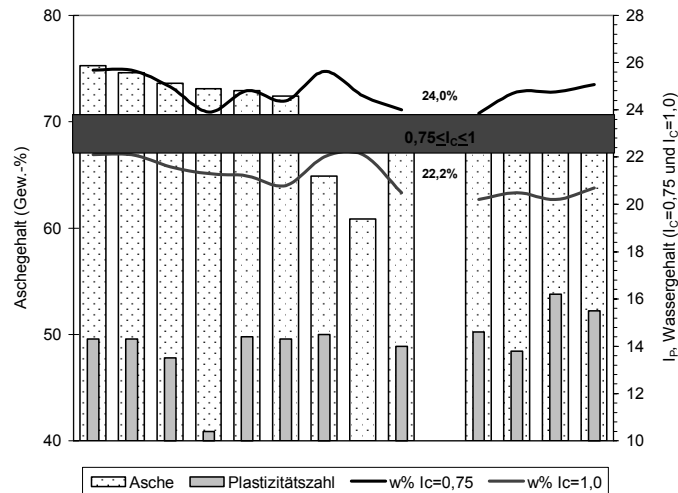


Abb. 4-54: Bereich optimaler Wassergehalte zur Erreichung des Konsistenzzahlkriteriums für Flotationsberge der Aufbereitung Proper-HANIEL

#### 4.5.2 Einfluss der Kohle

Nehmen die Kohlegehalte zu, hier nach Zumischung von Kohlekonzentrat, das während der Flotation vom Taubgestein abgetrennt wurde (Tab. 4-11), verändern sich die Plastizitätszahlen nur geringfügig, wobei die Fließgrenze sensibler auf eine Kohlezugabe reagiert, als die Ausrollgrenze.

Der Grenzwert des maximal zulässigen Wassergehaltes nimmt erst nach Zumischung von 30 Gewichtsprozent Kohle merklich von 25,7 auf 24,4 Gewichtsprozent ab. Künstliche Zumischungen von Kohle senken die Plastizitätszahlen nur dann nachhaltig, wenn der Gesamtanteil Ton so klein wird, dass kein die plastischen Eigenschaften bestimmendes Netzwerk zwischen den Tonteilchen mehr existiert (HOFMANN 1962). Künstlich zugemischte Kohle ist theoretisch betrachtet ausschließlich eine Verdünnung der Flotationsberge und reagiert somit erst, wenn sie volumendominant wird.

#### 4.5 Plastizität, Porosität und Korngrößenverteilung

Tab. 4-11: Konsistenzen von Bergematerialien unterschiedlicher Aschegehalte

Probe	w % bei $l_c=0,75$	Asche	Fließgrenze	Ausrollgrenze	Plastizitätszahl
<b>Bergematerial mit Kohle-Konzentratbeimengung</b>					
Berge0	25,7	74,61	36,4	22,0	14,3
Berge0+7,5 % Kohle	25,0	70,34	35,8	21,4	14,4
Berge0+15% Kohle	25,0	66,61	35,2	21,6	13,6
Berge0+30% Kohle	24,4	61,38	34,4	20,9	13,4

Die Ergebnisse zeigen, dass in der Aufbereitung ein stabiler bodenchemischer Zustand zwischen Ton- und Kohlekomponenten erreicht wird, der erst nach Beimengung größerer Anteile natürlicher Zuschlagstoffe verändert wird.

#### 4.5.3 Einfluss der Tone

Der zu erwartende Trend, dass mit steigendem Tongehalt im Ausgangsmaterial auch der Wassergehalt optimaler Konsistenz ( $0,75 < l_c < 1$ ) ansteigt, wie es unter Zumischung unterschiedlicher Tonanteile zu beobachten war (Abb. 4-55; graue Kurve), trat nicht ein. Im Gegenteil, das Ausgangsmaterial mit dem höchsten Kohle- und einem geringen Tonanteil (P135; Abb. 4-56) wies den höchsten Wassergehalt zur Erfüllung des Konsistenzkriteriums auf (Abb. 4-55; schwarze Kurve).

Tab. 4-12: Konsistenzen von Bergematerialien mit kaolinitischer Tonmehlvergütung

Probe	Wassergehalt bei $l_c=0,75$	Asche	Fließgrenze	Ausrollgrenze	Plastizitätszahl
<b>Bergematerial mit (kaolinitischen) Tonmehlvergütung</b>					
Berge0	24,8	72,92	35,6	21,2	14,4
Berge0 + 5% TM	24,9	78,07	37,3	20,7	16,6
Berge0 + 10% TM	25,4	78,04	40,3	20,4	19,9
Berge0 + 20% TM	25,8	77,55	42,0	20,8	21,6
Berge0 + 40% TM	28,6	80,51	45,2	23,0	22,2
Berge0 + 60% TM	31,0	83,58	50,9	24,1	26,6
Berge0 + 80% TM	34,1	86,61	54,9	27,1	27,8

Der natürliche Schwankungsbereich der Plastizitätszahl aller PROSPER-HANIEL Proben betrug fast unabhängig vom Kohlegehalt etwa 2 Gew.-% Wasser.

Eine Zumischung von Tonmehl überwiegend kaolinitischer und geringerer illitischer Zusammensetzung machte sich erst ab einer Zumischungsrate von etwa 20 Gew.-% in einem deutlichen Anstieg der Fließgrenze (Tab. 4-12) bemerkbar.

Die gleichzeitige Zumischung von Ton und Kohle (Tab. 4-13) wirkte sich aufgrund der nicht von Polymeren maskierten Oberflächen immer günstig auf die plastischen Eigenschaften aus (Trendlinie „Zugabe Ton“, Abb. 4-58).

Tab. 4-13: Konsistenzen von Bergematerialien mit Tonmehlvergütung und Kohlekonzentratbeimengung

Probe	Wassergehalt bei $I_c=0,75$	Asche	Fließgrenze	Ausrollgrenze	Plastizitätszahl
<b>Bergematerial mit Konzentrat- und Tonmehlbeimischungen</b>					
Berge 0	24,8	72,92	35,6	21,2	14,4
Berge0 + 10% TM	25,4	78,04	40,3	20,4	19,9
Berge150+10% TM	25,7	72,35	40,2	20,9	19,3
Berge300+10% TM	25,1	67,38	37,7	20,8	16,8

Die Versuche zur Tonmehlzugabe wurden hinsichtlich einer angeordneten Suspensionsvergütung am Aufbereitungsstandort um Viskositätsuntersuchungen erweitert.

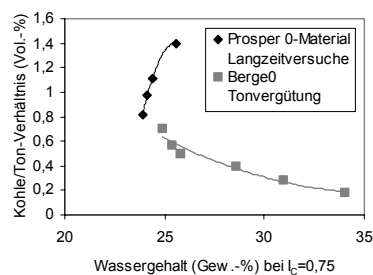


Abb. 4-55: Kohle-/Ton-Verhältnis der Ausgangs- und Tonvergütungsproben bezogen auf den Wassergehalt  $I_c = 0,75$

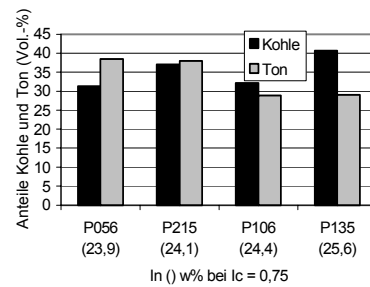


Abb. 4-56: Kohle- und Tonanteile der Ausgangsproben (Aufbereitung PROSPER-HANIEL)

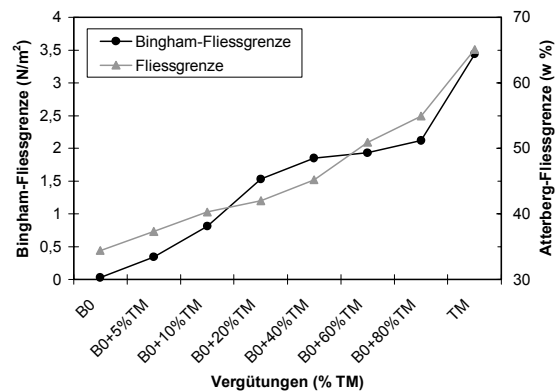


Abb. 4-57: Zusammenhang zwischen Bingham-Fließgrenze aus Viskositätsuntersuchungen und Fließgrenze nach Atterberg

Der lineare Zusammenhang beider Fließgrenzen – nach BINGHAM und ATTERBERG – ermöglicht es, die Tonzugabe in Suspension so zu dosieren, dass der Feststoff die geforderten Grenzwerte für Deponiebaustoffe erfüllt.

Gleichzeitig ist jedoch mit der Zugabe von Ton in die Bergesuspension mit einer reduzierten Entwässerungsleistung der Kammerfilterpressen zu rechnen, so dass diese Vergütungsvariante nicht wirtschaftlich umzusetzen war.

#### 4.5.4 Einfluss der Polymere

Nach der Flotation werden zur Flockung der Bergesuspension anionische Polymere eingesetzt. Die Tone der Bergesuspension werden über die austauschbaren Kationen an die freien Kohleoberflächen angelagert. Zur Flockung der Suspension muss nahezu der gesamte Tonanteil an die Kohlenoberflächen gebunden werden. Die Dosierung der Flotationsmittel ist somit von der Tonkonzentration – Menge der abzusättigenden Ladungen – abhängig. Mit abnehmender Korngrößen steigt zusätzlich die Gesamtoberfläche des Tonanteils an, entsprechend ist zur Fällung der Bergesuspension eine größere Menge Flockungsmittel einzusetzen.

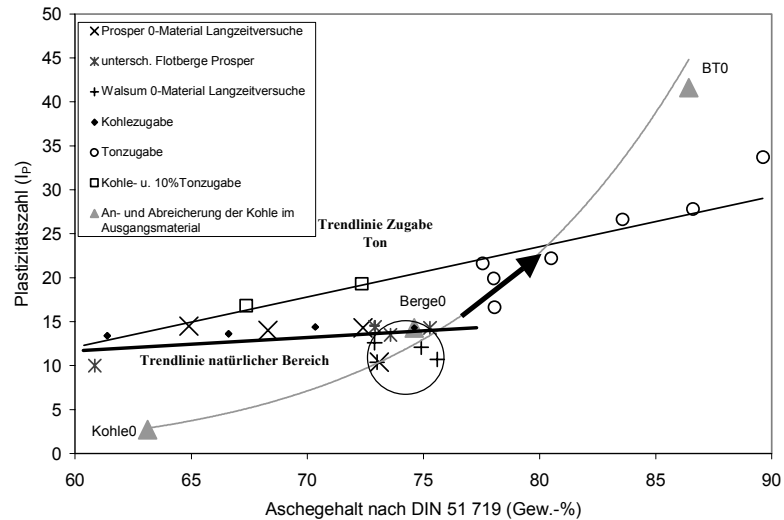


Abb. 4-58: Plastizitätszahl in Abhängigkeit des Aschegehaltes: Ausgangsproben, Ton- und Kohlezumischungen

Zur Erreichung höherer Aschegehalte, wie in der Aufbereitung WALSUM, muss das Ausgangsgestein mechanisch besser aufgeschlossen werden (SONG & TRASS 1997). Somit ist hier nicht nur von höheren Polymerkonzentrationen sondern auch von geringeren Belegungsichten auszugehen, die die schlechteren Konsistenzen der Flotationsberge WALSUM erklären.

Werden die Ton-/Kohle- Aggregate getrennt, wie im Labormaßstab gezeigt, steigen die Plastizitätszahlen steil an (Abb. 4-58; schwarzer Pfeil). Der Unterschied zwischen Berge0 (Ausgangsmaterial der Vergütungen) und BT0 (Tonanreicherung) zeigt, welche Plastizitäten erreicht würden, wären die Tonmineraloberflächen nicht teilweise maskiert (Tab. 4-14).

Tab. 4-14: Konsistenzen nach Kohleab- und Tonanreicherung (BT0) und Kohle An- und Tonabreicherung (Kohle0) vom Ausgangsmaterial (Berge0)

Probe	Wassergehalt bei $l_c=0,75$	Asche	Fließgrenze	Ausrollgrenze	Plastizitätszahl
Berge0	24,8	72,92	35,6	21,2	14,4
BT0	44,5	86,43	75,8	34,2	41,6
Kohle0	21,84	63,12	24,9	22,2	2,7

Eine vollständige Trennung von Ton und Kohle ist auch im Labormaßstab kaum möglich. Die Diffraktogramme von BT0, Berge0 und Kohle0 (Abb. 4-61 und Abb. 4-59) zeigen eine deutliche Anreicherung von Illit in der BT0-Probe, während Kaolinit anteilmäßig fast unverändert in der Kohle0-Probe verblieb (Abb. 4-61).

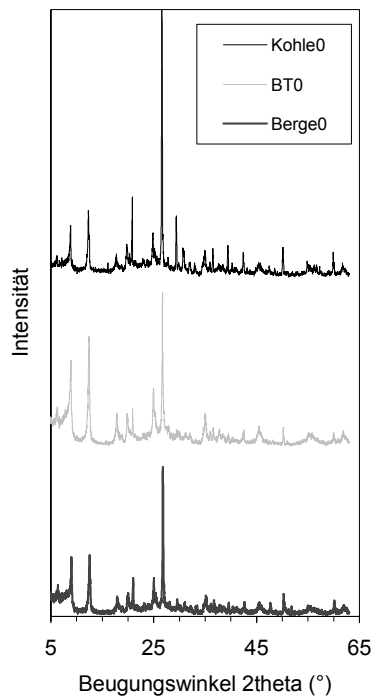


Abb. 4-59: Pulverdiffraktogramme der BT0-, Berge0- und Kohle0-Proben

Tab. 4-15: Korngrößenverteilung der BT0-, Berge0- und Kohle0-Proben

	Sand-fraktion	Schluff-fraktion	Ton-fraktion
Berge0	25,7	39,2	35,1
BT0	0,4	16,0	83,6
Kohle0	45,2	51,9	2,9

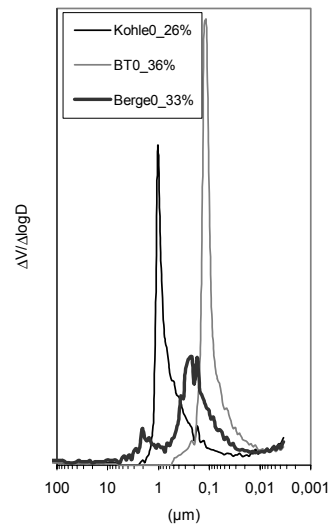


Abb. 4-60: Porenverteilung der BT0-, Berge0- und Kohle0-Proben; Angaben zum Gesamtporenvolumen (%) der Meso- und Makroporen in der Legende

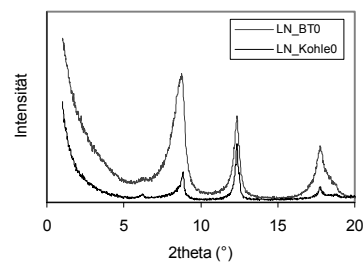


Abb. 4-61: Luftgetrocknete Texturpräparate der BT0- und Kohle0-Probe



Es ist davon auszugehen, dass Kaolinit natürlich mit der Kohle verwachsen und teilweise den von STADLER (1962) und BURGER et al. (1971) beschriebenen Kaolin-Tonsteinen zuzuordnen ist. Diese flözparallelen und lang durchhaltenden Schichten mit einer Dicke von 1 – 2 cm – seltener auch 10 – 20 cm - sind hervorragende Leitschichten zur Identifizierung und Gleichstellung von Flözen (RICHTER 1996). Die mit der Kohle so „verwachsenen“ kaolinitischen Tonanteile können in der Aufbereitung nur unvollständig aufgebrochen werden. Illit, die dominierende Tonmineralphase der Sand-, sandigen Ton- und Tonsteine des Ruhrkarbons, wird hingegen als „Unverwachsenes“ in der BT0-Probe angereichert.

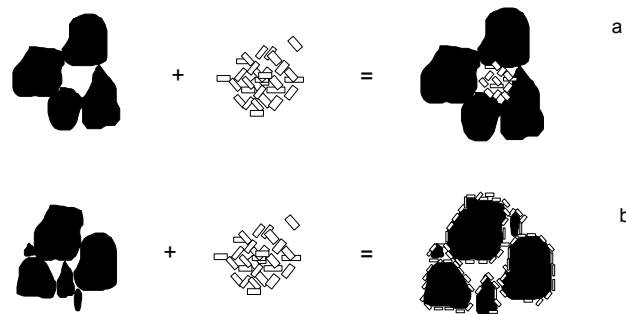


Abb. 4-62: Kohle-Ton-Verteilung in Flotationsbergen: a) Tone in Makroporen b) Kohle-/Ton-Aggregate über Polymere verbunden

Nach Sieb- und Schlämmanalyse, Quarzeichnung und Scheibleruntersuchung sind Quarz (< 3%), Karbonate (< 1%) und Feldspäte (n.n.) aus der Probe BT0 fast vollständig abgereichert (Abb. 4-59). Außerdem gelang es Kohle in Sandkorngrößen aus der BT0-Probe zu separieren. Kohle-Partikel in Ton- und in geringerem Maße auch in Schluffkorngröße sind dagegen in der Probe BT0 angereichert. Kohle ist somit in Flotationsbergen in allen Korngrößen enthalten.

Größere Partikel (> 0,1 mm), die schon im Handstück zu sehen sind, betragen weniger als 5 Gewichtsprozent. Der restliche Kohleanteil ist gut abgestuft über alle Korngrößen verteilt. Insgesamt weist BT0 nach den Aschegehalten noch etwa 5 – 8 Gewichtsprozent Kohle auf (Abb. 4-58). Die Sieb- und Schlämmanalysen (Tab. 4-15) zeigen eine deutliche Abreicherung des Feinkorns in der Kohle0-Probe. Die Porendurchmesser müssten entsprechend der fehlenden Füllung der Intergranularporen (Abb. 4-62, a) ansteigen. Statt dessen sank nach Abreicherung des Tones das erste Maximum der Porendurchmesser

von 2  $\mu\text{m}$  auf 1  $\mu\text{m}$ . Poren größer 2,5  $\mu\text{m}$  waren gar nicht mehr nachweisbar. Auch die Porendurchmesser der Probe BT0, Partikel ausschließlich in Ton- und Schluffkorngrößen, sind kleiner als das zweite Maximum der Probe Berge0 (Abb. 4-60).

Die Addition der Porengrößen aus Kohle0 und BT0 ergibt weiterhin ein bimodales Porenspektrum (Abb. 4-60). Die insgesamt abnehmenden Porendurchmesser zeigen jedoch an, dass der Tonanteil nicht die Füllung der Intergranularporen zwischen den Kohlebestandteilen in Flotationsbergen (Abb. 4-62, a) übernimmt.

Die Kohleanteile bilden in Flotationsbergen den Nukleus, der schalenartige von den Tonen umlagert ist. Das Gesamtsystem (Berge0) als Summe von Kohle0 und BT0 hat somit größere maximale Porendurchmesser und täuscht zu große Korndurchmesser vor.

#### 4.5.5 Langzeitverhalten

Nach einjähriger Perkolation mit den bekannten Testflüssigkeiten wurden die Konsistenzgrenzenbestimmungen am Top und an der Basis von vier Perkolationsproben wiederholt.

Tab. 4-16: Vergleich von Ausgangskonsistenz und Konsistenz nach einjähriger Perkolation mit unterschiedlichen Testflüssigkeiten

Probe		w % bei $l_c=0,75$	Asche	Fließgrenze	Ausrollgrenze	Plastizitätszahl
<b>Flotationsberge PROSPER-HANIEL nach 1-jähriger Perkolation</b>						
P215		24,1	68,3	34,5	20,5	14,0
Pro-Regen1	Top	23,9	68,3	34,8	20,3	14,6
	Basis	24,8	68,3	35,1	21,4	13,8
Pro-Test4	Top	24,8	68,3	36,9	20,6	16,2
	Basis	25,1	68,3	36,7	21,2	15,5
<b>Flotationsberge WALSUM nach 1-jähriger Perkolation</b>						
W215		24,3	73,9	33,8	21,2	12,6
Wal-Regen1	Top	24,2	73,9	35,1	20,5	14,6
	Basis	24,0	73,9	34,8	20,3	14,5
Weg		21,0	72,9	32,7	17,1	15,6
Wal-Homo-Test	Top	25,7	72,9	38,8	21,3	17,5
	Basis	26,0	72,9	38,7	21,8	16,9

Alle Proben zeigten eine Zunahme der Plastizitätszahl (Tab. 4-16), wobei die Ausrollgrenze nahezu unverändert blieb.

Diese Feststellung konnte sowohl für Proben vom Top, als auch von der Basis der Perkulationsproben übereinstimmend getroffen werden (Tab. 4-16), so dass es sich hierbei nicht um eine Verlagerung oder einen Austrag von Feinstkorn handelte.

Tab. 4-17: Ton-, Schluff- und Sandanteil in Abhängigkeit der Probekörpertiefe

Probe	PROSPER-HANIEL 135			WALSUM 215		
	Ton	Schluff	Sand	Ton	Schluff	Sand
<b>Nullproben</b>	30,6	38,1	31,3	30,6	43,4	26,0
<b>Probentiefe</b>	<b>12 Monate Regenwasserperkolat</b>			<b>12 Monate Sickerwasserperkolat</b>		
<b>Top-2 cm</b>	53,3	27,7	19,0	67,2	25,6	7,3
<b>4 - 6 cm</b>	56,4	24,6	19,0	59,6	37,6	2,6
<b>8cm-Basis</b>	52,6	25,7	21,7	55,4	38,4	6,2

Die Sieb- und Schlämmanalysen (Tab. 4-17) zeigten über die gesamte Probenkörpertiefe eine deutliche Zunahme der Fein- und Feinstkornanteile, d.h. die aufbereitungstechnisch bedingten Ton-/Kohle-Aggregate begannen aufzubrechen. Die spezifische Oberfläche des Materials nahm zu, die Aktivität der Tonminerale stieg an und die plastischen Eigenschaften verbesserten sich. Dass die Wassergehalte, die zum Erreichen des Konsistenzkriteriums ausreichen, für die Flotationsberge der Aufbereitung WALSUM (WalHomoTest) am deutlichsten von 21 Gew.-% auf etwa 26 Gew.-% anstiegen, erklärt sich aus dem höheren Ton-/Kohle-Verhältnis dieser Probe (Abb. 4-2). Die Sedimentationsanalysen nach einem Jahr Perkolation vermitteln somit ein realistischeres Bild der Korngrößenverteilung als die Analyse frischer Flotationsberge und erbringen entsprechen den Ergebnissen der semiquantitativen Mineralbestände.

Das erklärt die bessere Kohleausbringung, die von den Korngrößen beeinflusst wird (SONG & TRASS 1997) in der Aufbereitung WALSUM. Zugleich steigt die Oberfläche der Kohlepartikel an, so dass während der Sedimentation mehr Polymere und damit auch mehr Tonminerale angelagert werden können. Die höhere Polymerkonzentration hat zur Folge, dass das Bergematerial WALSUM in frischem Zustand trotz höherer Tonanteile schlechtere Plastizitätswerte erbringt (Abb. 4-58). Die Tone reagieren unpolar und sind nur noch beschränkt wasserbindend. Entsprechend dem höheren Tongehalt stiegen nach dem Aufbrechen der Ton-/Kohle-Aggregate die Plastizitätseigenschaften des Bergematerials WALSUM überdurchschnittlich an. Gleichzeitig nahmen die Porendurchmesser ab und die Gesamtporosität zu.

#### 4.5 Plastizität, Porosität und Korngrößenverteilung

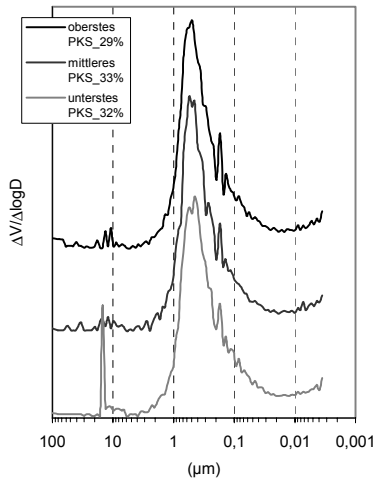


Abb. 4-63: Porenverteilung der Probe P135 nach 1-jähriger Perkolatation mit Regenwasser. PKS = Probenkörpersegment; %-Angabe = Gesamtporenvolumen

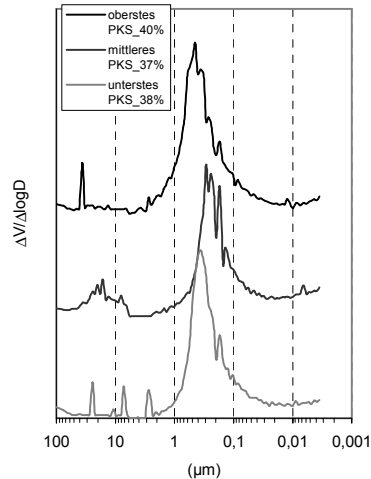


Abb. 4-64: Porenverteilung der Probe W215 nach einjähriger Perkolatation mit Sickerwasser. PKS = Probenkörpersegment; %-Angabe = Gesamtporenvolumen

#### 4.5.6 Flugaschenvergütung

Vergütungen von Böden mit unterschiedlichen Flugaschen wurden in verschiedenen Forschungsprojekten untersucht (WONG & SU 1996, KALRA et al. 1997, GHOSH & SUBBARAO 1998) und hinsichtlich umweltrelevanter Auswirkungen bewertet (GHODRATI et al. 1995, MATSI & KERAMIDAS 1998). Die Zumischung von Flugaschen zu Flotationsbergen erscheint vor dem Hintergrund der hohen Wasseraufnahmefähigkeit und der Pufferwirkung basischer Aschen sinnvoll. Die zu hohen Wassergehalte der Flotationsberge werden schon mit Zumischung nur geringer Flugaschemengen (Trockenvergütung) reduziert und homogenisiert. Zugleich tragen die Ca-reichen Aschen zur Erhöhung der Pufferkapazität bei.

Der Einfluss unterschiedlicher Kohlegehalte in Flotationsbergen wurde durch Zumischung von Kohlekonzentrat (B300) simuliert.

#### 4.5.6.1 Trockenfeuerung

Steinkohlenflugaschen aus Trockenfeuerungsanlagen (Großkraftwerk Mannheim - GKM und Steament W9 des Kraftwerkes Walsum) wurden in Anteilen von 2,5; 5 und 10 Gewichtsprozent den Flotationsbergen beigemischt.

Tab. 4-18: Konsistenzen von Bergematerialien mit Flugasche aus Trockenfeuerungsanlagen

Probe	Wassergehalt bei $l_c=0,75$	Asche	Fließgrenze	Ausrollgrenze	Plastizitätszahl
Bergematerial mit Flugaschebeimischungen (Trockenfeuerung)					
Berge0	24,8	72,92	35,6	21,2	14,4
Berge0 + 5% GKM	25,7	75,18	37,8	21,7	16,1
Berge0 + 10% GKM	26,6	76,57	39,5	22,3	17,2
Bergematerial mit Konzentrat- und Flugaschebeimischungen (Trockenfeuerung)					
B300+10% GKM	26,8	66,13	39,0	22,7	16,3
Bergematerial mit Steamentbeimischungen					
Berge0 + 2,5% Stea	25,2	74,71	37,6	21,1	16,5
Berge0 + 5% Stea	25,3	75,26	38,9	20,8	18,1
Berge0 + 10% Stea	26,6	76,71	39,0	22,5	16,5
Berge300 + 10% Stea	28,2	66,98	38,8	24,7	14,1

Stement W-9 ist eine Steinkohlenflugasche, die als Betonzusatzstoff entsprechend den Ergebnissen der werkseigenen Produktionskontrolle des Herstellers, der durchgeführten Produktprüfung und der durchgeführten Fremdüberwachung vom Materialprüfungsamt Nordrhein-Westfalen (MPA NRW) nach DIN 1045 gemäß § 28 BauO NW zertifiziert ist (Reg.-Nr. 31 8916-01).

Stement W-9 entspricht hierbei den Grenzwerten des „Gemeinsamen Rund-Erlasses des Ministeriums für Umwelt, Raumordnung und Landwirtschaft und des Ministeriums für Stadtentwicklung und Verkehr“ vom 25.04.1991 und vom 30.04.91 sowie den LAGA-Richtlinien für Kraftwerksreststoffe.

Bereits eine 5%ige Vergütung mit Steament oder GKM reichte aus, um die Fließgrenze und damit die Plastizitätszahl zu erhöhen. Der Bereich, in dem Flotationsberge auf Wassergehaltsänderungen unempfindlich reagieren, stieg an (Tab. 4-18). Um Berge0-Material (ohne Kohlekonzentratbeimischung) bei gleichbleibendem Wassergehalt (26,6 Gew.-%) ausreichend zu vergüten, reichten 10% Flugasche

#### 4.5 Plastizität, Porosität und Korngrößenverteilung

(GKM oder Steamert) aus. Das galt gleichermaßen für das Material Berge300 (Tab. 4-18).

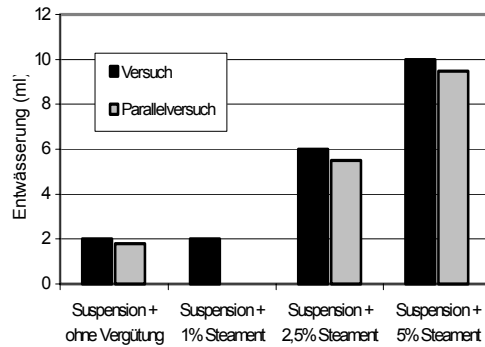


Abb. 4-65: Vakuumentwässerungsversuch von Bergesuspension

Tab. 4-19: Wassergehalte, Verdichtung und Verdichtungsleistung der im Bergwerkversuch gewonnenen Proben

Probe	Vergütung % Steamert	Wassergehalt (Gew.-%)	Verdichtung g/cm <sup>3</sup>	Verdichtung %	Verdichtungsleistung Übergänge 17t Schaffuß
0-1	0	27,2	1,36	91,59	2,5 stat
0-2	0	23,9	1,42	95,92	2,5 stat
0-3	0	24,4	1,44	97,05	2,5 stat
0-4	0	25,4	1,43	96,30	2,5 stat
3,7-1	3,7	22,8	1,49	100,10	2,5 stat
3,7-2	3,7	24,0	1,45	97,37	2,5 stat
3,7-3	3,7	23,1	1,48	99,28	2,5 stat
7,4-1	7,4	25,1	1,41	96,86	2,5 stat
7,4-2	7,4	26,4	1,40	96,44	2,5 stat
7,4-3	7,4	25,4	1,39	95,28	2,5 stat
7,4-4	7,4	22,5	1,48	101,90	2,5 stat
7,4D	7,4	22,6	1,45	99,63	2,5 stat +1,5 dyn
3,7D	3,7	22,9	1,43	96,18	2,5 stat +1,5 dyn

Aufgrund der geringeren Materialmenge, die im Vergleich zu einer Tonvergütung bewältigt werden muss, und zugleich nachgewiesenen verbesserten Entwässerungseigenschaften der Bergesuspension im Labormaßstab (Abb. 4-65), war für die Aschenvergütung auch die Möglichkeit einer Bergwerkvergütung gegeben, die als Bergwerkversuch umgesetzt wurde.

Hierbei wurden die Aschen vor der Entwässerung im Vorlagenbehälter der Kammerfilterpressen der Bergesuspension zugemischt (Abb. 2-1). Die genauen Zumischungsraten betragen 3,7 % (5%-Versuch) und 7,4 % (10%-Versuch) und reichten aus, um die Konsistenzen zu verbessern. Die Verdichtungsgrade der vergüteten Proben – bestimmt an Stechzylinderproben die aus Testfeldern auf der Halde Lohberg entnommen wurden, erfüllten auch für die höchsten gemessenen Wassergehalte den Grenzwert von 95%iger Proctordichte (Tab. 4-19). Die Ergebnisse der Trockenvergütung (Labor) und der Suspensionsvergütung (Bergwerk) lassen den Schluss zu, dass eine Steament-Zumischung von 5 Gew.-% auch mittels Chargenmischer immer zu einer ausreichenden Vergütung der Flotationsberge, d.h. zur Einhaltung des Konsistenzkriteriums und zur Wassergehaltshomogenisierung führen wird.

#### 4.5.6.2 Wirbelschichtfeuerung

Die besten Vergütungsergebnisse wurden im Labor mit der Zugabe einer Wirbelschichtfeuerungsasche (SWP) und einer Braunkohlenasche (BKFA) erzielt. Geringe Beimengungen reichten aus ( $\leq 5\%$ ), um alle geforderten Konsistenzahlen, unabhängig vom unflotierten Kohle- und Wassergehalt, zu erfüllen (Tab. 4-20)

Tab. 4-20: Konsistenzen von Bergematerialien vergütet mit Flugasche aus der Wirbelschichtfeuerung

Probe	Wassergehalt	Asche	Fließgrenze	Ausrollgrenze	Plastizitätszahl
<b>Bergematerial mit Flugaschebeimischungen (Wirbelschichtfeuerung)</b>					
Berge 0	24,8	72,92	35,6	21,2	14,4
Berge0 + 5% SWP	28,9	74,24	44,3	23,8	20,5
Berge0 + 10% SWP	33,7	74,51	50,4	28,1	22,3
<b>Bergematerial mit Konzentrat- und Flugaschebeimischungen (Wirbelschichtfeuerung)</b>					
Berge300+10% SWP	32,7	64,28	46,3	28,1	18,2

Die guten Abbindeigenschaften der Flugaschen aus dem Wirbelschichtverfahren (SWP), hervorgerufen durch den hohen Gehalt an freiem Kalk (CaO), spielen hierbei die entscheidende Rolle. Außerdem ist anzunehmen, dass die Zumischung von Wirbelschicht- (SWP) und Braunkohlenaschen (BKFA) auch zu einer ausreichenden Verdichtung des Bergematerials auf der Baustelle führt, da eine deutliche Erhöhung des Wassergehaltes an der Ausrollgrenze (Tab. 4-20) beobachtet wurde.

Tab. 4-21: Konsistenzgrenzen vor und nach der Zumischung von 5 % Braunkohleflugasche (BKFA) mit Chargenmischtechnik

	Wassergehalt bei $l_c=0,75$	Asche	Fließgrenze	Ausrollgrenze	Plastizitätszahl
Ausgangsmaterial	24,6	72,3	32,8	21,9	10,9
Ausgangsmaterial + 5 % BKFA	33,5	71,4	41,6	30,8	10,8

Nach der Faustformel - Wassergehalt der Ausrollgrenze = +/- Wassergehalt Proctordichte ( $w_{opt}$ ), reichen unter Berücksichtigung einer Senkung des Wassergehalts der Flotationsberge durch die Mischung mit trockener Flugasche Zumischungsmengen von weniger als 5 Gewichtsprozent aus, um alle bodenmechanischen Grenzwerte im Deponiebau zu erfüllen.

Ein entsprechender Versuch zur Aschevergütung von Flotationsbergen mit Chargenmischtechnik war erfolgreich und zeigte, dass eine Zumischung von 5 Gew.-% branntkalkreicher Asche (BKFA) schon zu hoch ist.



#### 4.6 Austrocknungsverhalten – REM, pF, Quecksilberporosimetrie

Bereits im Jahre 1997 wurde auf Anregung des Landesumweltamtes Nordrhein-Westfalen mittels einer Diplomarbeit (CZILWA 1997) das Austrocknungsverhalten von mineralischen Dichtungsmaterialien für Deponieoberflächenabdichtungen untersucht. Hierbei wurde festgestellt, dass Flotationsberge herkömmlichen Tonen aufgrund geringer Volumenabnahme bei Austrocknung überlegen sind. Die Wasserabgabe verlief rissfrei. Die vertikale Austrocknung erfolgte außerdem homogen und unabhängig vom Verdichtungsgrad. Zur Verifizierung dieser Ergebnisse und zur Überprüfung der abgegebenen Empfehlung Flotationsberge mit Tonmehl oder Bentonit zu vergüten, der sich auch GÖDDE (1997) anschloss, wurden Austrocknungsversuche im Trockenschrank (105° C) von unterschiedlichen vergüteten Flotationsbergesuspensionen (**S0** = unvergütet, **S300** = 30% Kohlezugabe) unternommen (Tab. 4-22).

Tab. 4-22: Volumenverluste unterschiedlich vergüteter Proben während Trocknung bei 105° C

PROBE	Volumenverlust (%)	PROBE	Volumenverlust (%)
S0	9,52	S300	n.n.
Calzonit	46,01		
S0+5%Ca	13,47	S3+5%Ca	<b>4,89</b>
Steament	n.n.		
S0+5%Stea	9,66	S3+10%Stea	<b>2,06</b>
SWW	n.n.		
S0+1%SWW	3,54	S3+2%SWW	<b>2,40</b>
Tonmehl (TM)	21,61		
S0+10%TM	10,01	S3+10%TM	n.n.
S0+20%TM	13,24	S3+20%TM	<b>2,61</b>
S0+40%TM	16,81	S3+40%TM	<b>4,94</b>

Alle Proben wurden entsprechend den Scherversuchen als Suspension in modifizierten KD-Geräten entwässert und anschließend mit definiertem Volumen bei 105° C getrocknet. Die Ergebnisse bestätigen die Arbeit von CZILWA (1997). Tonmehl und Calzonit (Ca-Bentonit) weisen durchgehend den größten Volumenverlust aller untersuchten Proben auf. Die beiden betrachteten Flugaschen Steament und SWW

sind in abgebundener Form vollkommen volumenstabil, wobei für SWW die Bildung von CSH- (Zement-) Phasen unter dem Rasterelektronenmikroskop nachgewiesen werden konnte (Abb. 4-73), während die Steinkohlenflugasche Steamment auch nach mehrwöchiger Reaktionszeit (Abb. 4-71) noch in unverändertem, kugelförmigem Ausgangszustand vorlag (Abb. 4-70).

Die Zumischung von Flugaschen führt bei den S0-Proben zu einer deutlichen Erhöhung der Volumenkonstanz (Tab. 4-22), welche aufgrund des Kohleanteils bereits in unvergütetem Zustand hoch ist. Die dabei wirkenden Mechanismen sind die Einlagerung amorpher Ascheanteile in die Meso- und Makroporen (Abb. 4-75) und die Bildung von stabilisierenden CSH-Phasen, die auch unter Temperatureinwirkung formstabil bleiben und das Schrumpfen der Probe nachhaltig vermindern (Abb. 4-69). Die Wirbelschichtaschen vereinen beide Reaktionsmuster. Der amorphe Anteil dringt in die Poren ein und wirkt somit durchflussreduzierend (Abb. 4-74), die CSH-Phasen formstabilisierend (Abb. 4-73).

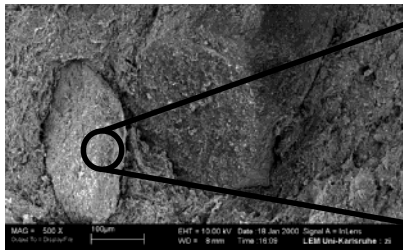


Abb. 4-66: Tonmineralbedeckter Sandpartikel (500-fache Vergrößerung)

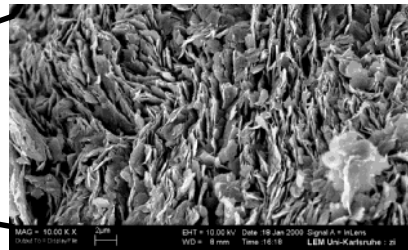


Abb. 4-67: Tonminerale mit bevorzugtem Flächen-Flächen-Kontakt, die mit den Kanten auf einem Sandpartikel angeordnet sind (10.000-fache Vergrößerung)

Die rasterelektronenmikroskopischen Aufnahmen bestätigen die Ergebnisse der Plastizitäts-, Porositäts- (Kap. 4.5) und der Durchlässigkeitsuntersuchungen (Kap. 4.8) - die Umlagerung mineralischer Anteile und Kohlepartikel durch Tone ist zu erkennen (Abb. 4-66), ebenso die dichte Anordnung der Tone aufgrund bevorzugter Flächen-Flächen-Kontakte (Abb. 4-67).

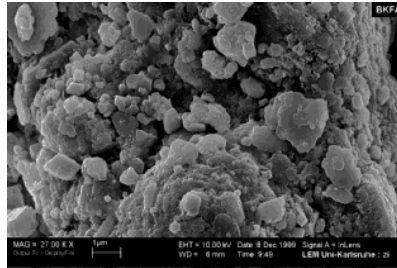


Abb. 4-68: Braunkohlenflugasche im Ausgangszustand (27.000-fache Vergr.)

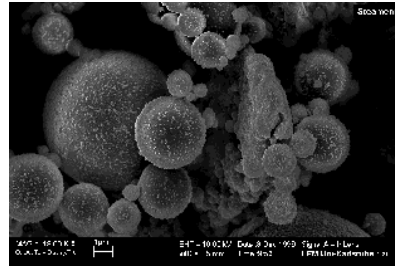


Abb. 4-70: Steinkohlenflugasche Steament im Ausgangszustand (18.000-fache Vergr.)

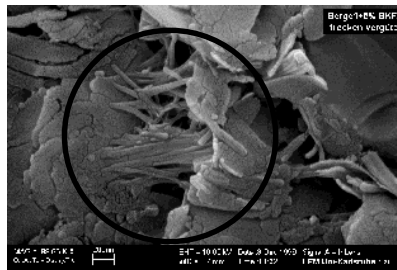


Abb. 4-69: Zementnadeln (CSH-Phasen) aus Braunkohlen-flugaschen (ca. 100.000-fache Vergr.)



Abb. 4-71: Steinkohlenflugasche Steament nach Reaktion mit Wasser (2.200-fache Vergr.)

Positiv auf die Volumenkonstanz wirkt sich der Kohleanteil des Bergematerials aus. Selbst nach 40 %igen Tonmehlzumischung zur Probe S300 war der gemessene Volumenverlust < 5 %. Der Kohleanteil ist nach diesen Ergebnissen zusammen mit dem Quarzanteil gerüstbildend, so dass frisch zugegebene Tone ohne weitere Polymerzugabe die Zwickelfüllung übernehmen können und erst nach Überschreitung des volumendominierenden Grenzwertes (S3+40% TM) mit Schrumpfungserscheinungen gerechnet werden muß.

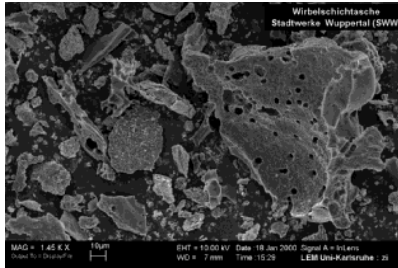


Abb. 4-72: Wurbelschichtflugasche (SWW) im Ausgangszustand (1.450-fache Vergrößerung)

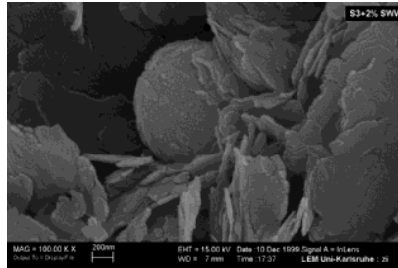


Abb. 4-74: Flotationsberge mit Kohle- (30 %) und Wurbelschichtflugaschen-Zugabe (2 %): (100.000-fache Vergrö.)

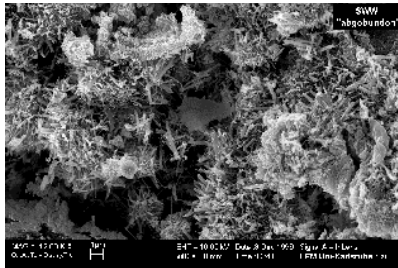


Abb. 4-73 Wurbelschichtflugasche (SWW) nach der Reaktion mit Wasser (12.000-fache Vergrößerung)

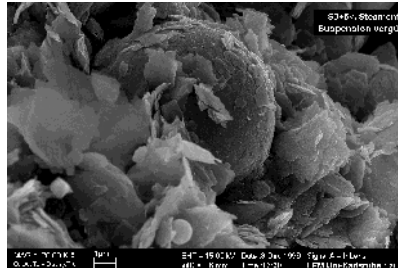


Abb. 4-75: Flotationsberge mit Kohle- (30 %) und Steinkohlenflugaschen-Zugabe (5 %): (20.000-fache Vergr.)

Die Wasseraufnahmekurven von Berge0 und Steament pur (Abb. 4-76) zeigten ein identisches Wasserbinde- (nach 4 min) und ein fast gleiches Wasseraufnahmevermögen (nach 24 h), welches sich nach einer 5 %igen Steamentmischung verdoppelte. Puzzolanischer Reaktionen, d.h. Bildung von CSH-Phasen (Calciumsilikathydrat, Calciumaluminathydrat, Calciumferrihydrat), sind aufgrund der geringen Abbindeneigung von Steament nachrangig (TAUBER 1988). Bedeutsamer ist der Eintrag von zusätzlichen mehrwertigen Kationen in die diffuse Doppelschicht, so dass die Adsorptionsplätze für Polymere abnehmen und sich die Polymerkonfiguration von trains zu loops verschiebt. Die gleichzeitig einsetzende Kompression der diffusen Doppelschicht führt zur Neutralisation der Polymere und einsetzender Desorption. Dieser Prozeß wird durch die pH-Erhöhung noch verstärkt.

Die Tonminerale, besonders die Tetraederflächen, werden zunehmend demaskiert und reagieren wieder nach der DLVO-Theorie.

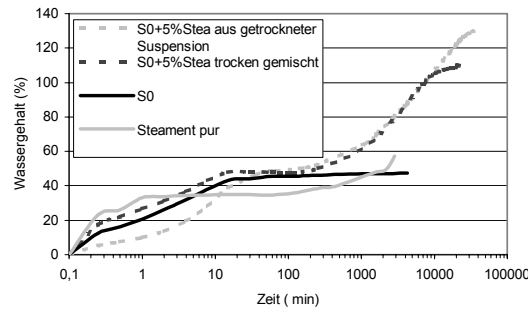


Abb. 4-76: Wasseraufnahmefähigkeit von Steament und Steament vergüteter Proben unterschiedlicher Vorbehandlung

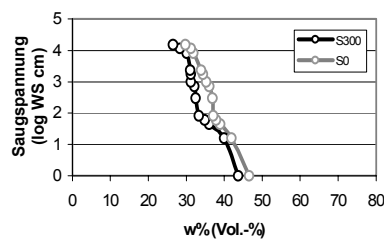


Abb. 4-77: Saugspannungskurven von Bergesuspension ohne und mit Kohleanreicherung (30%)

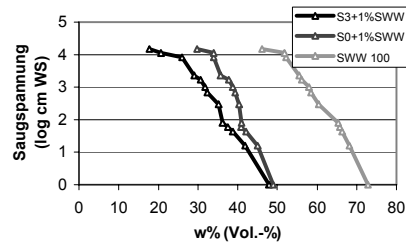


Abb. 4-79: Saugspannungskurven von Bergesuspension mit Wirbelschichtasche vergütet

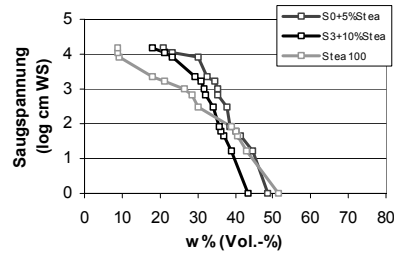


Abb. 4-78: Saugspannungskurven von steamtvergüteter Bergesuspension

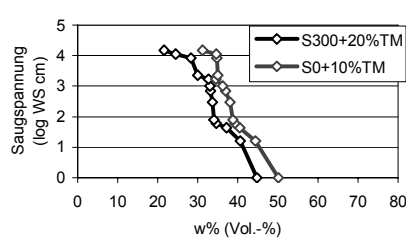


Abb. 4-80: Saugspannungskurven von Bergesuspension Tonmehl vergütet

Die Beibehaltung der hohen Wasseraufnahmekapazität nach Ofentrocknung der abgebundenen Steament-/Berge-Suspension belegt, dass die positiven Eigenschaften einer Aschezumischung nicht durch eine mögliche temporäre Austrocknung der Oberflächenabdichtung zerstört werden.

Der Verlauf der Saugspannungskurve von unvergütetem Material zeigte eine erhöhte Wasserabgabe bei geringen Drücken (Abb. 4-77) und einen deutliche steileren pF-Kurven-Verlauf ab einer Saugspannung von etwa 2. Das Porenspektrum von Flotationsbergen ist hiernach eindeutig bimodal. Beide Aschevergütungen (Abb. 4-78 und Abb. 4-79) änderten das Porenspektrum nachhaltig. Zwischen 0 und 15 bar erfolgte eine gleichmäßig zunehmende Entwässerung. Der Grobporenanteil nahm zugunsten der Meso- und Mikroporen ab.

Im Falle der Tonmehlvergütung verstärkte sich die Bimodalität des Porenspektrums (Abb. 4-80), d.h. das in Suspension zugegebene Tonmehl lagerte sich entsprechend der Polymerkonzentration als weitere Schale um die Kohlenuklii an.

Die Saugspannungskurven unterschiedlich vergüteter Flotationsberge bestätigten somit die bisher getroffenen Aussagen zu den Wechselwirkung im Ton-Kohle-Polymer-System. Eine weitere Bestätigung finden diese Aussagen in der quecksilberporosimetrischen Bestimmung der Porenverteilungen der mit Tonmehl vergüteten Proben (Abb. 4-81). Die Zumischung von 10% Tonmehl (in Suspension) führte zwar zur Schließung der Grobporen im Bereich 1 – 5  $\mu\text{m}$ , der Peak des Porenspektrums verschob sich jedoch nicht zum Mesoporenbereich (< 50 nm) und das gesamte Porenvolumen stieg von 25 % auf 28 % (Daten in der Legende).

Erst die Zumischung von 20 % und 40 % Ton führte zur Erhöhung des Anteils kleiner Poren zwischen 0,1  $\mu\text{m}$  und 0,01  $\mu\text{m}$  - erkennbar an der immer ausgeprägteren Schulter des Porenspektrums. Zugleich verschob sich der Peak der Porenverteilung zu kleineren Porendurchmessern (Abb. 4-81).

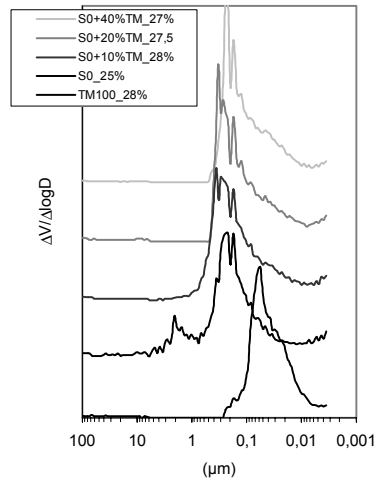


Abb. 4-81: Porenverteilung der Tonmehl vergüteten Berge0-Proben

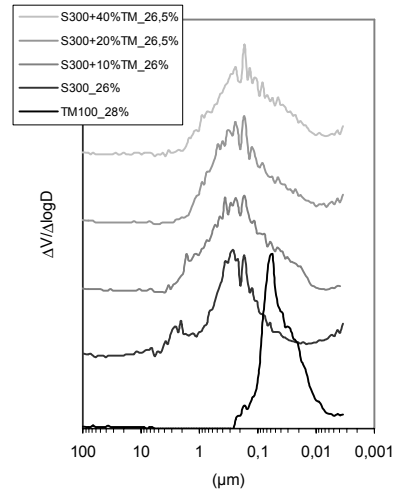


Abb. 4-83: Porenverteilung der Tonmehl vergüteten Berge300-Proben

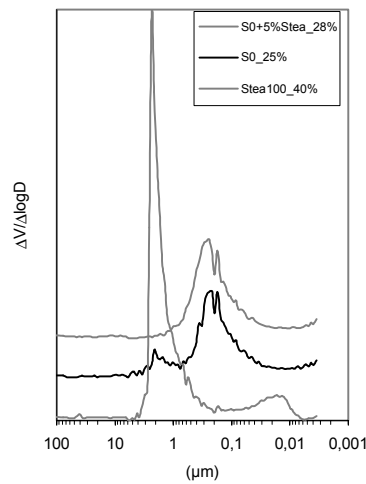


Abb. 4-82: Porenverteilung und Gesamtporosität vor und nach Zumischung von 5% Steament

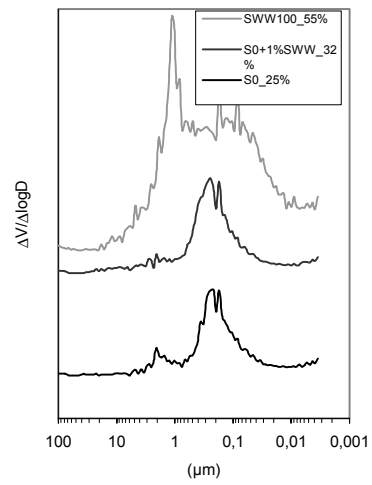


Abb. 4-84: Porenverteilung und Gesamtporosität vor und nach Zumischung von 1% SWW

Für das Material Berge300 reichte selbst die Zumischung von 40 % Tonmehl nicht aus, um das Meso- und Mikroporenspektrum ( $< 2 \text{ nm}$ ) (Abb. 4-83) deutlich zu erhöhen.

**Ein** Prozent Wirbelschichtasche (Abb. 4-84) führte hingegen zu einer nachhaltigen Veränderung der Porenverteilung, die nicht nur mit der Einlagerung kleiner Aschepartikel in die Makroporen der Flotationsberge begründet werden kann – hierfür waren die Zumischungsraten zu gering. Vielmehr sorgten die hohen CaO-Anteile von SWW (Abb. 4-82) für eine Absättigung der anionischen Polymergruppen. Die Tonminerale, über den Ladungsausgleich der diffusen Doppelschicht an die Polymere gebunden, konnten sich teilweise vom Kohlepartikel lösen und neu einregeln. Die um etwa 7 Vol.-% höhere Porosität der S0+1%SWW-Probe markiert den Beginn der Gefügeänderung.



## 4.7 Bodenmechanik

Die betrachteten bodenmechanische Parameter umfassten die Erstellung von Proctorkurven und die Auswertung der Scherparameter in Abhängigkeit des Ausgangsmaterials, der Perkolationsmedien und der Vergütungen.

### 4.7.1 Scherparameter unterschiedlich vergüteter Flotationsbergesuspensionen

Die bisherigen Ergebnisse zeigten, dass Flotationsberge hinsichtlich mineralogischer Zusammensetzung sehr homogen sind, die Verschiebung des Kohle-/ Ton- Verhältnisses jedoch Auswirkungen auf die Plastizität hat, wenn die Polymerwechselwirkungen aufgebrochen werden. Zur Ergänzung der Plastizitätsuntersuchungen wurden die Scherparameter vergüteter Flotationsberge bestimmt. Die Zumischung aller Zuschlagstoffe erfolgte hierbei in Suspension (Tab. 4-23).

Tab. 4-23: Parameter der vergüteten Flotationsbergesuspension

Ausgangsmaterial	S0
Wassergehalt der Suspensionen (Gew.-%)	100
Wassergehalt der entwässerten Proben (Gew.-%)	28-32
Entwässerungsdruck ( $\text{bar} \cdot \text{m}^{-2}$ )	3,75
Konsolidierungszeit (h)	24 h
Grundfläche der Scherboxen ( $\text{cm}^2$ )	36
Abschergeschwindigkeit ( $\text{mm} \cdot \text{min}^{-1}$ )	0,0096
Laststufen	3 – 9
Normalspannungen ( $\text{kN} \cdot \text{m}^{-2}$ )	25 - 1350

Die Zumischung von 10% Tonmehl führte aufgrund nur teilweise masierter Tonmineraloberflächen zu steigender Kohäsion und abnehmendem Scherwinkel.

Tab. 4-24: Scherwinkel und Kohäsion aus direkten Scherversuchen an in Suspension vergüteten Flotationsbergen

Material	$\varphi$ (°)	$c$ ( $\text{kNm}^{-2}$ )	Material	$\varphi$ (°)	$c$ ( $\text{kNm}^{-2}$ )
<b>S0</b>	25,0	n.n.	<b>S3</b>	29,1	n.n.
<b>S0 + 10% Tonmehl</b>	23,8	10,0	<b>S3 + 5% Calzonit</b>	27,5	8,3
<b>S0 + 1% SWW</b>	24,4	7,1	<b>S3 + 2% SWW</b>	25,8	23,7
<b>S0 + 5% Steament</b>	23,1	9,0	<b>S3 + 10% Steament</b>	26,1	19,9

Die Zumischung von geringen Mengen Flugasche mit hohen Brantkalk-Gehalten reichte aus, um die Kohäsion nachhaltig zu verbessern. Verstärkte Aschezugabe führte zur Reduzierung der Scherwinkel und steigender Kohlegehalt zu deren Erhöhung.

Die Konsolidierungszeit von 24 h nach der Entwässerung der Bergesuspension in modifizierten KD-Geräten auf 28 – 32 Gew.-% reichte nicht aus, damit sich am Ausgangsmaterial (S0) und an der mit Kohlekonzentrat angereicherten Probe (S3) eine nennenswerte Kohäsion einstellte.

#### 4.7.2 Vergleich der Scherparameter vor und nach der Perkolation

Untersuchungen an frischen Presslingen erbrachten Scherwinkel in der Größenordnung von 21,9° bis 30,1° und Kohäsionen zwischen 7,7 kNm<sup>-2</sup> und 15,3 kNm<sup>-2</sup>. Die Kohäsionen der Flotationsberge der Aufbereitung WALSUM waren aufgrund der höheren Ton-/Kohle-Verhältnisses größer (Tab. 4-25, Abb. 4-2). Auf die Probe P135 ließ sich der aus den Suspensionsuntersuchungen abgeleitete Zusammenhang zwischen hohem Restkohlegehalt, steigendem Scherwinkel und abnehmender Kohäsion (Tab. 4-25) am deutlichsten übertragen.

Tab. 4-25: Scherfestigkeiten und Restscherfestigkeiten der Ausgangsmaterialien (Presslinge)

Material	Scherfestigkeit		Restscherfestigkeit	
	$\phi'$ (°)	$c'$ (kNm <sup>-2</sup> )	$\phi'$ (°)	$c'$ (kNm <sup>-2</sup> )
Berge0	21,9	10,9	22,4	n.n.
W106	22,8	12,3	24,7	n.n.
W215	26,1	15,3	28,3	n.n.
P135	30,1	7,7	31,4	n.n.

Nach Abschluss der Perkulationsversuche wurden an den Langzeitproben die Scherparameter mit direkten Scherversuchen erneut bestimmt. Die Rahmenscherversuche waren so angelegt, dass sowohl die Scherparameter einzelner Zellen dargestellt werden konnten, als auch die Auftrennung in obere, mittlere und untere Bereiche verschiedener Perkulationszellen, die mit gleichem Sickerwasser perkoliert wurden, möglich war (Abb. 4-85). Nach den Ergebnissen kann ein Einfluß der Perkulationsmedien auf die Scherparameter ausgeschlossen werden – diese Feststellung trifft auf Proben beider Aufbereitungsstandorte zu. Nach den Langzeitversuchen wurde unabhängig vom Probenkörpersegment eine durchschnittliche

Kohäsion von  $14 \text{ kNm}^{-2}$  und ein Scherwinkel von etwa  $26^\circ$  für verschiedene Bergematerialien der Aufbereitung WALSUM ermittelt (Tab. 4-26). Werte, die den Ergebnissen der Eingangsuntersuchung entsprachen.

Tab. 4-26: Scherparameter nach der Perkolation

Regenwasser			Sickerwasser		
Material	$\varphi$ (°)	$c$ (kNm <sup>-2</sup> )	Material	$\varphi$ (°)	$c$ (kNm <sup>-2</sup> )
Weg	26,1	14,7	Pge	25,2	11,5
W215	25,7	15,0	P215	25,2	12,8
W066	26,8	18,8	P056	22,4	11,8

Die Varianz für das Bergematerial PROSPER-HANIEL-Haniel war geringfügig höher und auf wechselnde Restkohlegehalte zurückzuführen. Im mittleren Probenkörpersegment wurden die geringsten Scherwinkel (etwa  $22,5^\circ$ ) und die höchste Kohäsion (etwa  $14,4 \text{ kNm}^{-2}$ ) festgestellt. Insgesamt war die Kohäsion der PROSPER-HANIEL-Proben, wie auch an den Ausgangsmaterialien ermittelt, kleiner, als die Kohäsion der WALSUM-Proben.

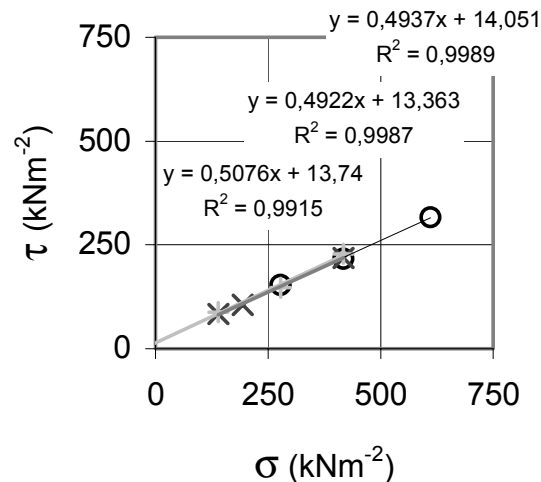


Abb. 4-85: Vergleich oberer, mittlerer und unterer Probenkörpersegmente im Rahmenscherversuch (WALSUM-Proben)

Um die Ergebnisse mit einer unabhängigen Methode zu verifizieren, wurden die Proben der Langzeitversuche zur Bestimmung der hydrau-

lischen Durchlässigkeit zu CU-Versuchen herangezogen. Die Probenhöhe betrug 10 cm und der Durchmesser 5 cm – entsprechend DIN 18 137.

Die CU-Versuche erbrachten für die WALSUM-Proben einen um etwa  $2,5^\circ$  geringeren Scherwinkel und eine um den gleichen Betrag verringerte durchschnittliche Kohäsion von  $12,5 \text{ kNm}^{-2}$  verglichen mit den Rahmenscherversuchen.

Für die Flotationsberge der Aufbereitung PROSPER-HANIEL konnte für die Probe P135 nur eine negative Kohäsion und somit keine realistischen Scherparameter ermittelt werden. Die Scherwinkel entsprachen hingegen nahezu den Werten der Rahmenscher- und Eingangsversuche.

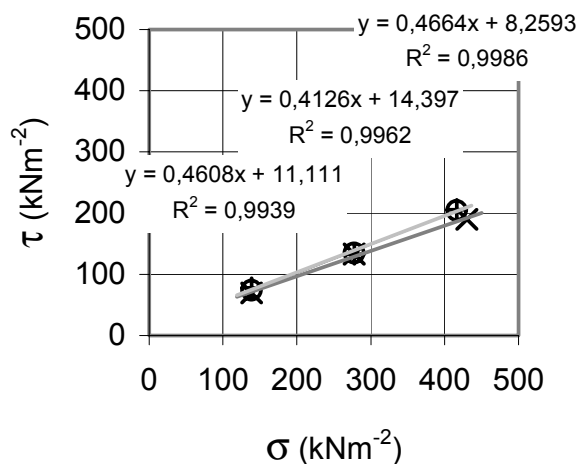


Abb. 4-86: Vergleich oberer, mittlerer und unterer Probenkörperbereiche im Rahmenscherversuch (PROSPER-HANIEL-Proben)

Im Mittel wurden von den Flotationsbergen der Aufbereitung WALSUM mit Aschegehalten  $\geq 70\%$  die bautechnische Anforderung von  $c' \geq 10 \text{ kNm}^{-2}$  auch in den CU-Versuchen zu jeder Zeit erfüllt. Auch das Material P106 mit einem Aschegehalt von etwa 72% ist uneingeschränkt für den Deponiebau geeignet.

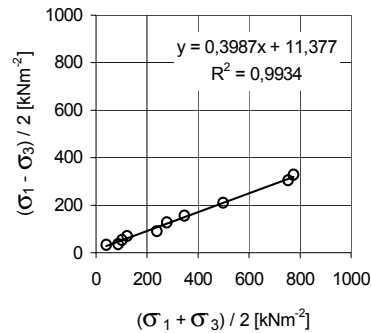


Abb. 4-87: CU-Versuche aller  
WALSUM Proben

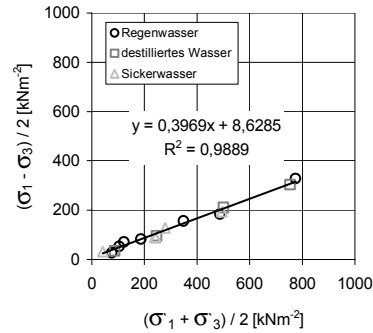


Abb. 4-88: CU-Versuche aller  
PROSPER-HANIEL Proben  
ohne P135

Die fehlende Kohäsion der Probe P135 – Probe mit dem größten Restkohleanteil – verdeutlicht den Einfluß der Kohle auf die Scherparameter. Der Kohleanteil von P135 (Abb. 4-2) übertrifft das Volumen des Tones (Abb. 4-56), so dass mit beginnender Demaskierung der Kohle während der Perkolations, welche nach den Ergebnissen der Plastizitätsuntersuchungen angenommen werden muss, die hydrophoben Eigenschaften der Kohle zu einer Reduzierung der Kohäsion führen. Bei etwa gleichen Volumenanteilen Kohle und Ton, wie diese in der Probe P106 gegeben waren, wurde keine Verschlechterung der Scherparameter festgestellt.

Tab. 4-27: Scherparameter aus CU-Versuchen

Probe	$\varphi$ (°)	$c$ (kNm <sup>-2</sup> )
P135	25,0	-9,5
P106	20,8	11,8
W (alle)	23,5	12,2
Alle Proben (ohne P135)	23,7	9,4

Bei gleichmäßig guter Flotation, die zu Aschegehalten von  $\geq 70\%$  führt, ist deshalb von der Einhaltung der geforderten Grenzwerte auszugehen.

### 4.7.3 Proctordichten

Die mit gleicher Verdichtungsleistung erzielten Trockendichten (Abb. 4-89) im Proctorversuch werden weitestgehend vom Restkohlegehalt der Flotationsberge bestimmt.

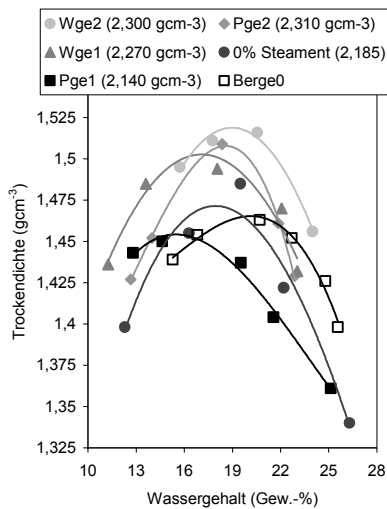


Abb. 4-89: *Abhängigkeit der im Proctorversuch zu erreichenden Trockendichte vom Asche- und Wassergehalt*

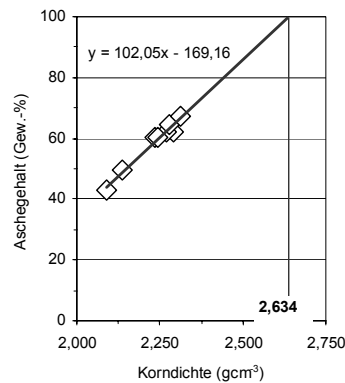


Abb. 4-90: *Abhängigkeit der Korndichte vom Restkohlean- teil (Aschegehalt) der Flotationsberge*

Mit steigendem Restkohlegehalt nehmen die Korndichten ab (Abb. 4-90). Entsprechend kann weniger Trockenmasse in ein definiertes Volumen bei gleicher Verdichtungsleistung eingefüllt werden, so dass die im Proctorversuch erreichbaren Trockendichten ebenfalls sinken (Abb. 4-89).

Die hydrophoben Eigenschaften der in den Flotationsbergen enthaltenen Restkohleanteile führen mit steigendem Anteil zur Verringerung des optimalen Wassergehaltes. Flotationsberge, bei denen es gelingt die Aschegehalte auf etwa 70 Gew.-% einzustellen (Material der Aufbereitung WALSUM), haben Trockendichten in der Größenordnung von etwa  $1,475 \text{ g/cm}^3$  (Abb. 4-89) und die optimalen Wassergehalte

variieren zwischen 18 und 20 Gewichtsprozent. Mit abnehmender Flotationsleistung und sinkendem Aschegehalt reduziert sich der optimale Wassergehalte ( $w_{opt}$ ) unter 16 Gewichtsprozent (Pge 1). Soll der Luftporenanteil ( $n_a$ ) weniger als 5 % betragen, sind Flotationsberge mit Wassergehalten >20 % einzubauen.

---

## 4.8 Hydraulische Durchlässigkeit

### 4.8.1 Langzeitdurchströmungsversuche (DIN 18 130) PROSPER-HANIEL UND WALSUM

Die hydraulische Durchlässigkeit beider Bergematerialien (PROSPER-HANIEL und WALSUM) nahmen während der Langzeitdurchströmungsversuche (DIN 18 130) geringfügig von etwa  $2 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  auf  $1,2 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  (PROSPER-HANIEL, Abb. 4-91) bzw. auf  $1,8 \cdot 10^{-10} \text{ m/s}^{-1}$  (WALSUM, Abb. 4-92) ab. Dieser Trend war unabhängig vom aufgegebenen Perkolationsmedium (Tab. 4-28).

Tab. 4-28: Durchlässigkeitsbeiwerte der Einzelproben bei Beendigung der Langzeitversuche

Probe	$k_f$ -Wert	Probe	$k_f$ -Wert
PROSPER-HANIEL I H <sub>2</sub> O dest.	$1,25 \cdot 10^{-10}$	WALSUM I H <sub>2</sub> O dest.	$1,67 \cdot 10^{-10}$
PROSPER-HANIEL II H <sub>2</sub> O dest.	$1,08 \cdot 10^{-10}$	WALSUM II H <sub>2</sub> O dest.	$2,01 \cdot 10^{-10}$
PROSPER-HANIEL I SiWa	$1,46 \cdot 10^{-10}$	WALSUM I SiWa	$1,96 \cdot 10^{-10}$
PROSPER-HANIEL II SiWa	$9,88 \cdot 10^{-11}$	WALSUM II SiWa	$1,73 \cdot 10^{-10}$
PROSPER-HANIEL I ReWa	$1,15 \cdot 10^{-10}$	WALSUM I ReWa	$1,76 \cdot 10^{-10}$
PROSPER-HANIEL II ReWa	$1,23 \cdot 10^{-10}$	WALSUM II ReWa	$1,96 \cdot 10^{-10}$

Insgesamt zeichnete sich das Probenmaterial durch geringe Schwankungen der  $k_f$ -Werte aus. Ein Einfluss des Aschegehaltes auf die Durchlässigkeitsbeiwerte konnte an den Flotationsbergen PROSPER-HANIEL nicht nachgewiesen werden. Die etwas aschereicheren Flotationsberge der Aufbereitung WALSUM waren geringfügig durchlässiger (Tab. 4-28) – u.U. eine Folge des höheren Flockungsmiteinsatzes. Wechselnde Einbauwassergehalte (22 Gew.-% bis 26 Gew.-%) und unterschiedliche Vorverdichtungen drücken sich durch keine Ab- oder Zunahme der  $k_f$ -Werte aus.



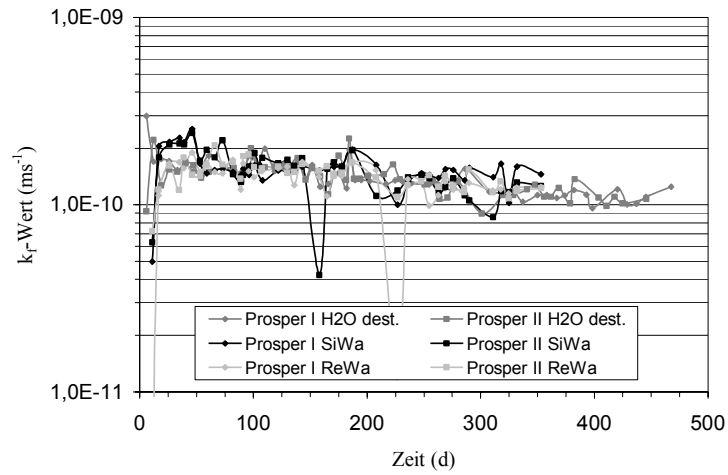


Abb. 4-91: Entwicklung der hydraulischen Durchlässigkeit in Abhängigkeit der Versuchsdauer und verschiedener Perkolationsmedien (PROSPER-HANIEL)

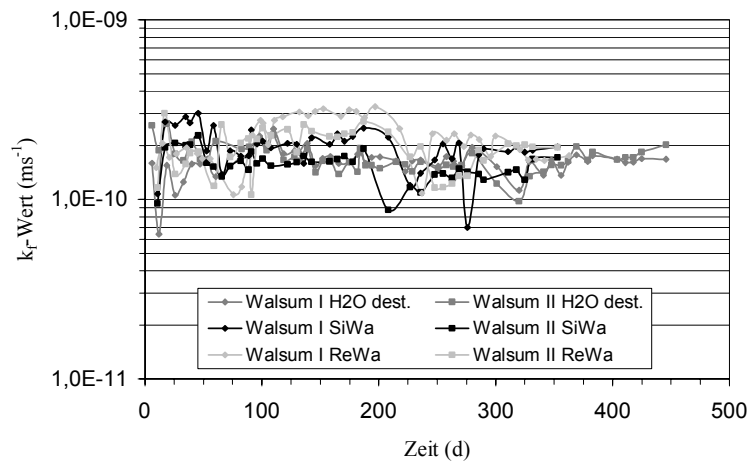


Abb. 4-92: Entwicklung der hydraulischen Durchlässigkeit in Abhängigkeit der Versuchsdauer und verschiedener Perkolationsmedien (WALSUM)

#### 4.8.2 Durchlässigkeitsbeiwerte in Abhängigkeit der Vergütung

Wie bereits für die Untersuchung der Konsistenzen wurden alle Vergütungsoptionen (Tonmehl, Ca-Bentonit, Flugaschen) der Ausgangsmaterialien Berge0 und Berge300 in Triaxialzellen eingebaut und die hydraulische Durchlässigkeit nach DIN 18130 getestet. Die Herstellung der Probenkörper erfolgte mittels mechanischem Einkneten (Fleischwolf) des Vergütungsstoffes und gegebenenfalls der Kohle (Berge300) in feuchtes Berge0-Material und anschließender Verdichtung mit einfacher Proctorenergie. Die Probenhöhen betragen etwa 2 – 4 cm.

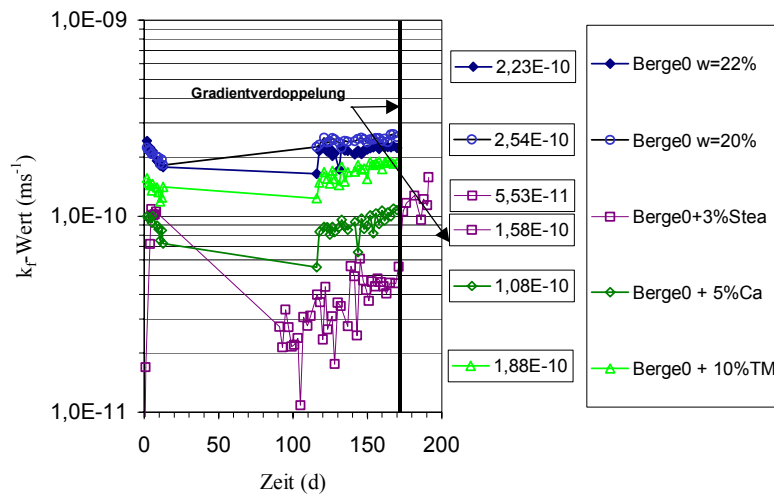


Abb. 4-93: Hydraulische Durchlässigkeit unterschiedlich vergüteter Berge0-Proben

Die 0-Probe mit zwei Gewichtsprozent höherem Einbau-Wassergehalt war geringfügig undurchlässiger. Ein Anzeichen für die bessere Einregelung der Tonmineral bei gleicher Verdichtungsleistung (MITCHELL et al. 1965).

Die Zumischung von 10% Tonmehl verbesserte die hydraulische Durchlässigkeit des Berge0-Materials nicht so nachhaltig, dass die Anforderung nach LWA-Runderlass Nr. 18 für Baustoffe der mineralischen Dichtungsschicht erfüllt worden wäre (Abb. 4-93).

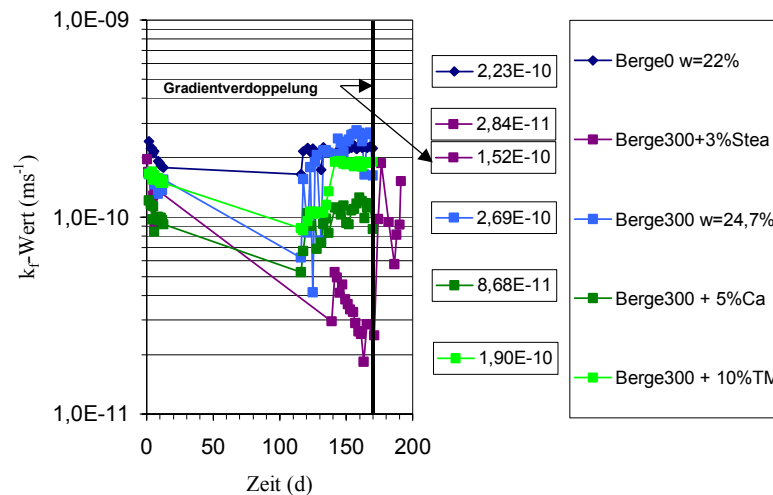


Abb. 4-94: Hydraulische Durchlässigkeit unterschiedlich vergüteter Berge300-Proben

Nach einer Versuchsdauer von 12 Tagen wurden die Durchströmungsversuche abgebrochen (Abb. 4-93, Abb. 4-94). Das Probenmaterial verblieb umschlossen von einer Gummimanschette in den Triaxialzellen. Nach einer Standzeit von etwa 70 – 90 Tagen wurden die Versuche erneut angefahren. Dass es während der Standzeit zu einer Abnahme der Wassergehalte der Proben gekommen sein muss, zeigen die geringeren Durchlässigkeiten nach Wiederaufahren der Versuche. Die  $k_f$ -Werte in diesem Zeitraum beschreiben die Aufsättigung des Probenmaterials (Abb. 4-93), die mit Ausnahme der Probe Berge0 + 3% Steament in weniger als 10 Tagen abgeschlossen war und wonach sich die  $k_f$ -Werte wieder auf ein konstantes Niveau einregelten.

Die Durchlässigkeiten nach der Wiederaufsättigung waren mit Ausnahme des steamentvergüteten Materials anschließend höher als vor dem Abbruch der ersten Perkolationsphase. Die Probe Berge0 mit 22 % Wassergehalt zeigte wiederum einen geringeren  $k_f$ -Wert als gleiches Material mit 20% Einbauwassergehalt. Der Trend zu abnehmenden Durchlässigkeiten, wie er während den ersten 10 Versuchstagen beobachtet wurde, stellte sich nach der Wiederaufnahme der Versuche nicht mehr ein (Abb. 4-93 und Abb. 4-94). Das Zulassungskriterium der LWA-Richtlinie Nr. 18 für die hydraulische

---

Durchlässigkeit nach DIN 18 130 erfüllten nach 180 Tagen einzig die aschevergüteten Flotationsberge Berge0 + 3% Steament (Abb. 4-93) und Berge300 + 3% Steament (Abb. 4-94).

Nach der Verdoppelung des hydraulischen Gradienten von 30 auf 60 und der damit verbundenen Durchströmung auch kleinerer Poren, waren die hydraulischen Durchlässigkeiten durchgängig größer  $1,0 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$ .

Alle Ergebnisse der Untersuchung zum Einfluss höherer Kohlegehalte (B300) auf die hydraulische Durchlässigkeit lassen erkennen, dass mit der Erhöhung des Schluffkornanteils (Kohlezugabe) die Durchlässigkeiten geringfügig zunahmen (Abb. 4-94).

#### 4.8.3 Durchlässigkeitsbeiwerte in Abhängigkeit der beprobten Pressenbereiche

Der Bergwerkversuch wurde einerseits genutzt, um die technische Machbarkeit einer Bergwerkvergütung in der Aufbereitung selbst zu testen, andererseits stand hierbei „ungestörtes“, ohne mechanische Einwirkungen vergütetes und mit dem Ausgangswassergehalt versehenes Probenmaterial zur Verfügung, an dem die Entwicklung der Durchlässigkeitsbeiwerte beobachtet und mit den im Labor erzielten Werten vergüteter Proben verglichen werden konnte. Die Flotationsberge wurden als Filterkuchen vom Förderband entnommen und mit Filterkuchenhöhe vor Ort in Triaxialzellen eingebaut. Der Einbauwassergehalt (Tab. 4-29) entsprach den bereits bekannten Werten aus dem Bergwerkversuch (Abb. 2-3). Zur besseren Vergleichbarkeit wurde nur Probenmaterial aus der Pressenmitte (Abb. 2-3) und gleicher Entnahmepunkte untersucht.

Tab. 4-29: Einbauwassergehalte der in Pressenmitte für die Durchströmungsversuche entnommenen Proben

Probe	w (Gew.-%)	Probe	w (Gew.-%)	Probe	w (Gew.-%)
<b>OMR</b>	24,48	<b>5MR</b>	22,84	<b>10MR</b>	23,77
<b>OMZ</b>	25,09	<b>5MZ</b>	26,22	<b>10MZ</b>	24,38
<b>OME</b>	24,62	<b>5ME</b>	23,42	<b>10ME</b>	25,46

In Abhängigkeit der Verdichtungsleistung ist die Durchlässigkeit der aus dem zentralen Teil des Filterkuchens entnommenen Probe 0MZ am höchsten (Abb. 4-95). Dies gilt unabhängig vom aufgebrauchten Gradienten, der nach einer Perkolationsdauer von etwa 100 Tagen

erhöht wurde, um die Messgenauigkeit der geringer durchlässigen Proben zu verbessern.

Die Gradientenerhöhung von 25 auf 75 führte zur unmittelbaren Zunahme der Durchlässigkeit der Proben 0MR und 0ME auf das Niveau der Probe 0MZ (Abb. 4-95). Die in der Ecke des Filterkuchens entnommene Probe (0ME) behielt die höhere Durchlässigkeit nach der Gradientenerhöhung bei, die randlich entnommene Probe (0MR) sank nach drei Wochen wieder auf Durchlässigkeiten  $< 1 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$ .

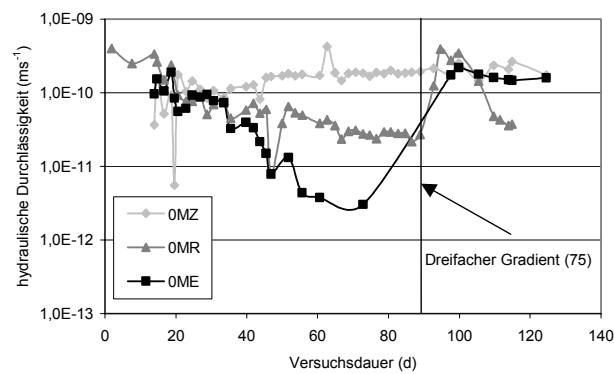


Abb. 4-95: Hydraulische Durchlässigkeit der unvergüteten Proben in Abhängigkeit der Probenahmepunkte

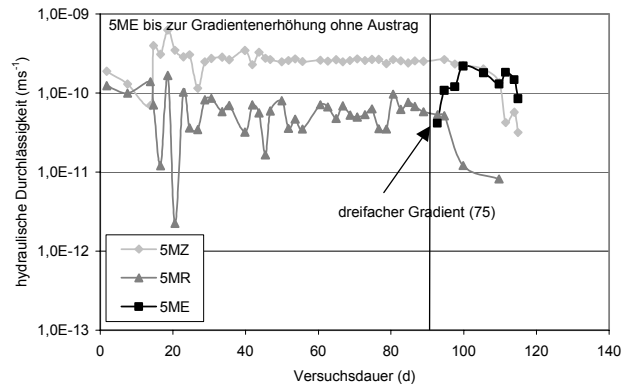


Abb. 4-96: Hydraulische Durchlässigkeit der mit 3,7 Gew.-% Steamt vergüteten Proben in Abhängigkeit der Probenahmepunkte

Die Durchlässigkeitsreihenfolge der mit 3,7% Steament vergüteten Flotationsberge war ebenfalls  $5MZ > 5MR > 5ME$  (Abb. 4-96). Ein Eluataustrag für die Probe 5ME wurde erst nach der Gradientenerhöhung erzielt. Mit zunehmender Durchströmungsdauer verschob sich die Durchlässigkeitsreihenfolge zu Gunsten der randlich entnommenen Probe 5MR (Abb. 4-96).

Auch für die 7,4 %ige Vergütung ist die Durchlässigkeit im Zentrum des Filterkuchens am höchsten (Abb. 4-97). Die  $k_f$ -Werte der Rand- und Eck-Proben stiegen erst nach Erhöhung des Gradienten.

Die Ergebnisse belegen ein weiteres Mal anschaulich den Zusammenhang zwischen hydraulischer Durchlässigkeit, Verdichtungsgrad und Einbauwassergehalt. Die Einzelversuche zeigen aber auch, dass eine 7,4%ige Steament-Vergütung ausreichend ist, um die hydraulische Durchlässigkeit auch für hohe Einbauwassergehalte deutlich zu reduzieren.

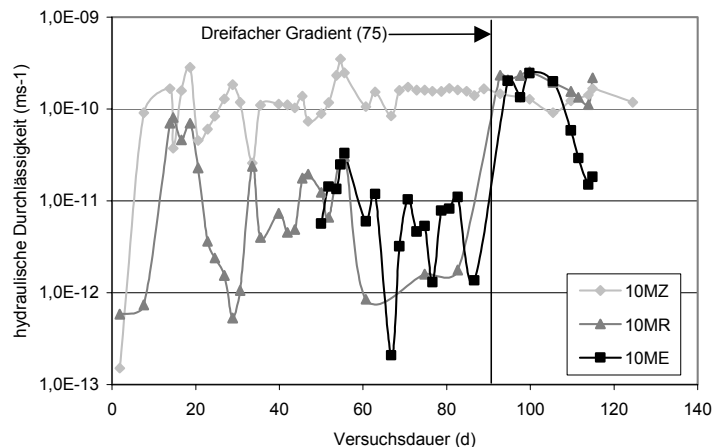


Abb. 4-97: Hydraulische Durchlässigkeit der mit 7,4 Gew.-% Steament vergüteten Proben in Abhängigkeit der Probenahmepunkte

#### 4.8.4 Durchlässigkeit in Abhängigkeit der Proctordichte

Von allen Materialien des Bergwerkversuchs (0; 3,7; und 7,4% Steament-Beimischung) wurden Verdichtungsversuche nach DIN 18 127 durchgeführt und die gewonnenen Proctorproben anschließend auf die hydraulische Durchlässigkeit in Abhängigkeit des Verdichtungswassergerhaltes überprüft.

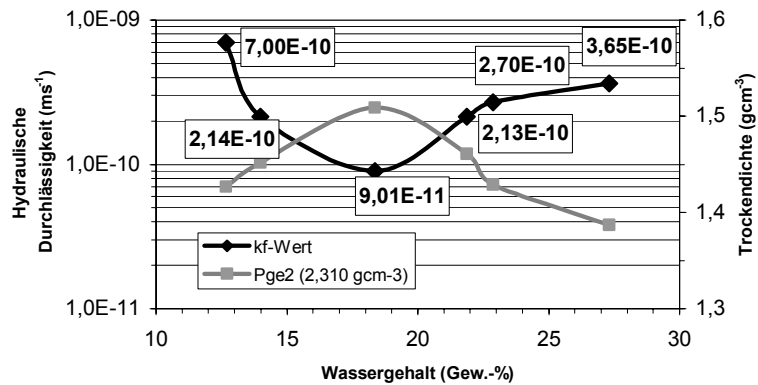


Abb. 4-98: Hydraulische Durchlässigkeit in Abhängigkeit von Proctordichte und Wassergehalt für die Mischung aller in den Eingangsuntersuchungen verwendeten PROSPER-HANIEL-Flotationsbergen (Pge)

Im Falle des unvergüteten Materials (0-Versuch) wurden für Flotationsberge die bereits aus den Voruntersuchungen bekannten Zusammenhänge zwischen optimalem Wassergehalt, optimaler Verdichtung und optimaler hydraulischer Durchlässigkeit bestätigt (Abb. 4-99, Abb. 4-98).

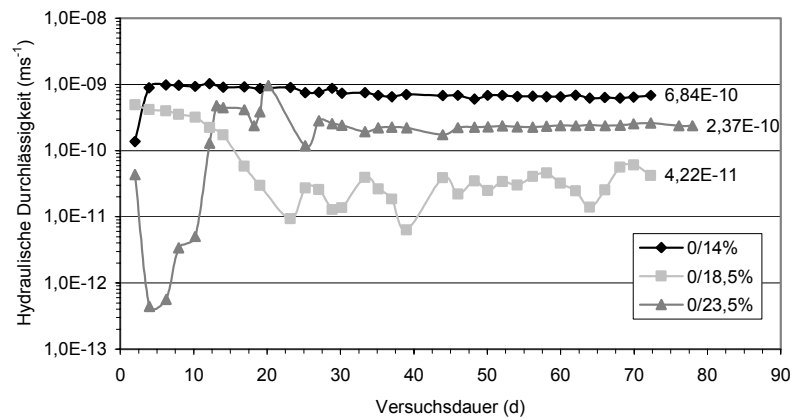


Abb. 4-99: Durchlässigkeit in Abhängigkeit der im Proctorversuch erzielten Verdichtung für unvergütete Flotationsberge

Die Flotationsberge wären demnach mit Wassergehalten von etwa 17 bis 22 Gewichtsprozent (Abb. 4-99) als Oberflächenabdichtung einzubauen, müsste man eine Durchlässigkeit von  $\leq 1 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  erreichen. In den Voruntersuchungen mit einer Mischung aus Flotationsbergen (Pge) war der Bereich optimaler Wassergehalte mit 17,5 bis 19,5 Gewichtsprozent noch weiter eingegrenzt (Abb. 4-98).

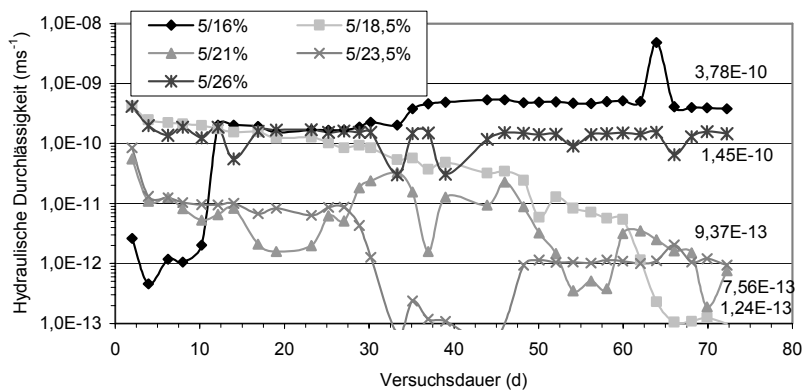


Abb. 4-100: Durchlässigkeit in Abhängigkeit der im Proctorversuch erzielten Verdichtung für 3,7 % Steament vergütete Flotationsberge

Beide Vergütungen führten dazu, dass Flotationsberge auch unabhängig vom  $w_{\text{opt}}$  die Anforderung der LWA Richtlinie Nr. 18 an die hydraulische Durchlässigkeit erfüllten.

Zwar sind die sehr trockenen (14 und 16 Gew.-% Wasser) und feuchten Proben (26 Gew.-% Wasser) weiterhin zur Erreichung der in der LUA-Richtlinie geforderten Durchlässigkeiten ausgeschlossen, doch Wassergehalte von 23,5 Gewichtsprozent erbrachten sowohl für die 3,7 %ige, als auch für die 7,4 %ige Steamentvergütung ein Durchlässigkeitsminimum (Abb. 4-102).

Der negative Einfluss der Lufttrocknung während der Homogenisierung des Materials ist mit zunehmender Vergütung nicht mehr zu erkennen. Zwar ist das Durchlässigkeitsminimum noch immer im Bereich von 18 - 19 Gew.-% Wasser ( $w_{\text{opt}}$ ), der Bereich gut geeigneter Einbauwassergehalte lässt sich jedoch mit der Zugabe von Steament auf eine Spannbreite von bis zu 12% Wasser vergrößern (Abb. 4-102). Tonminerale, mittels Vergütung nicht mehr an einen Kohlenukleus gebunden, regeln sich besser ein und reduzieren den hydraulisch wirksamen Porenraum.



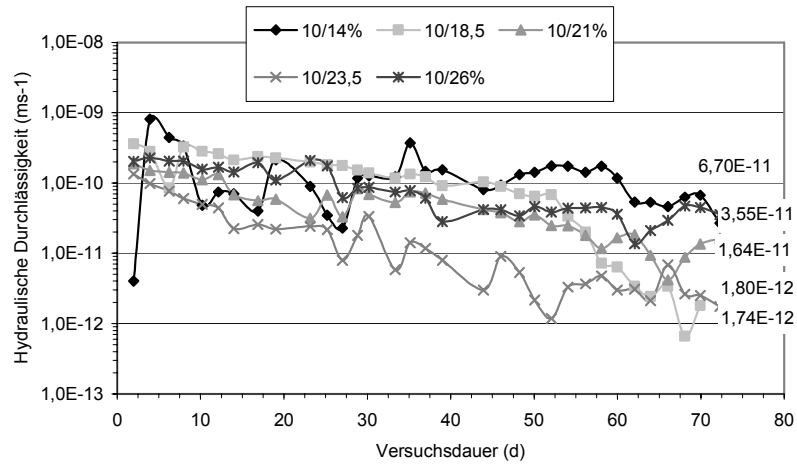


Abb. 4-101: Durchlässigkeit in Abhängigkeit der im Proctorversuch erzielten Verdichtung für eine 3,7 %ige Steamtvergiftung

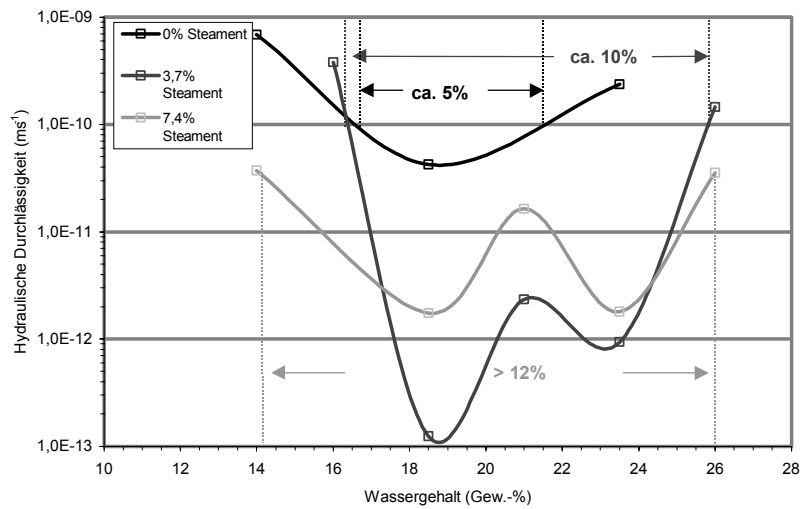


Abb. 4-102: Hydraulische Durchlässigkeit gegen Wassergehalt aller betrachteten Proben des Bergwerkversuchs

Die Durchlässigkeiten der 3,7 %igen Steamtvergiftung sanken im Wassergehaltsbereich 17 bis 24,5 Gewichtsprozent auf Werte kleiner

---

$1 \cdot 10^{-11} \text{ ms}^{-1}$  (Abb. 4-100). Entsprechend dem Berechnungsverfahren des DIBt müsste zur Erreichung gleicher Verweilzeiten mit unvergüteten Flotationsbergen eine etwa 5 m mächtige mineralische Dichtungsschicht gebaut werden.

## 5 DISKUSSION

Flotationsberge sind aufgrund der Genese der Ausgangsgesteine, dem Ablagerungsmilieu und den späteren Aufbereitungsbedingungen ein spezifisches Gemisch aus Ton, Quarz, Kohle, einer Anzahl von Nebenbestandteilen und Spurenelementen. Mit ansteigendem Aufschlussgrad in der Aufbereitung nimmt der Tonanteil in den Flotationsbergen zu. Auf die Nebengemengteile Karbonate und Pyrit hat der Zerkleinerungsgrad keinen Einfluss (Abb. 4-2). Das für die Abschätzung der Pufferkapazität wichtige Verhältnis dieser Minerale (Gew.-%) beträgt etwa 2,5:1. Während die Karbonate der Flotationsberge PROSPER-HANIEL zu etwa 70 % calzitdominiert sind, weisen die WALSUM-Proben einen höheren dolomitischen Anteil auf. Dolomit kann mit sideritischen und ankeritischen Karbonatphasen assoziiert sein. Der für die Abschätzung der Pufferkapazität wichtige Gesamtkarbonatgehalt berücksichtigt diese Phasen aufgrund der schlechteren Reaktionskinetik jedoch nur untergeordnet (KLOSA 1994). Die geforderte Pufferkapazität (Kapitel 3.4) wurde von 95 % aller untersuchten Proben (60) erfüllt. Nur eine Probe unterschreitet den Grenzwert der Pufferkapazität um mehr als 10 %. Eine ausreichende Pufferung von Pyritoxidationsprodukten kann somit angenommen werden. Entsprechend verlief der Versuch mittels Austrocknung- und Aufsättigungszyklen eine nachhaltige Pyritverwitterung einzuleiten negativ. Mangelnde Sauerstoffdiffusion führte ausschließlich an unmittelbarer Oberfläche der Probenkörper zu Oxidationserscheinungen. Der Boden pH sank dabei nicht unter 7,5. Hinzu tritt die Sauerstoffadsorption der in den Flotationsbergen enthaltenen Restkohle (LIOTTA et al. 1983, ISAACS & LIOTTA 1987), die eine potenzielle Pyritoxidation verzögern würde. Boden pH-Werte zwischen 7 und 8 auch nach Ende der Langzeitversuche – 1 Jahr Durchströmung mit zwei unterschiedlichen Sickerwässern – waren der Grund, warum keine Schwermetallmobilisierung während der Langzeitperkolationsversuche beobachtet werden konnte. Die Konzentrationen von Cadmium, Zink, Chrom, Kupfer und Blei in den Perkolationseluat lagen z.T. deutlich unter den für Trinkwasser zulässigen Grenzwerten (TVO) oder unterschritten diese nach einer ausgetragenen Eluatmenge, die etwa dem zweifachen Porenvolumen entsprach. Die Feststoffkonzentrationen von Blei, Chrom und Kupfer in Flotationsbergen waren im Mittel kleiner als der Zuordnungswert LAGA Z. 1.1 (Tab. 4-4). Cadmium und Zink überschritten diesen Grenzwert im Mittel um etwa 20 %, was teilweise die Durchörterung von Störungzonen beim Auffahren neuer Strecken

---

und die Zentralisierung der Aufbereitungen zurückzuführen ist (PILGER & STADLER 1971). Im normalen Kohleförderbetrieb ist nach den Untersuchungen von KLINGER (1994) nicht damit zu rechnen. Unflotierte Restkohle ist in den untersuchten Flotationsbergen mit 18,5 bis 28 Gewichtsprozent enthalten. Die Spannweite ist hierbei für das Material der Aufbereitung WALSUM aufgrund einer gleichmäßigeren Flotationsleistung geringer und beträgt weniger als 3 %. Die Kohlegehalte können mittels korrigierter TOC-Messwerte berechnet werden. Der Zusammenhang leitet sich aus allen Ergebnissen der Kohlenstoffanalysen während und nach den Langzeitversuchen (Abb. 3-1) und den Nullproben ab. Der  $AOC_{KST}$ -Gehalt beträgt nach dem Messverfahren von KOWALCZYK, SCHIRMER & TRUPPAT (1995) im Mittel etwa 18 % am TOC-Gehalt (Abb. 4-33). Die Korrelation trifft auf Flotationsberge beider Aufbereitungsstandorte zu, ist für die Bergematerialien der Aufbereitung WALSUM aufgrund der konstanteren Aufbereitungsbedingungen in der Zeitreihenbetrachtung ausgeprägter. Die Ergebnisse stimmen mit einem berechneten AOC-Gesamtgehalt ( $AOC_{ges}$ ) überein, der aus den Elementaranalysen von Ruhrkohle und Ruhrkoks abgeleitet wurde (Kapitel 3.2.2). Alle Korrelationsberechnungen waren nur möglich, weil sich die Kohle in den Langzeitversuchen chemisch inert verhielt. Die Bestimmung eines biologisch abbaubaren organischen Kohlenstoffgehaltes oder die Bezeichnung flüchtiger Anteil der Kohle – ein Begriff aus der Verkokung – ist im Zusammenhang mit Flotationsbergen irre führend. Eine An- oder Abreicherung unterschiedlicher Kohlenstoffkomponenten (total carbon – TC, total inorganic carbon – TIC, total organic carbon – TOC) wurde nicht festgestellt und Messwertschwankungen sind auf natürliche Inhomogenitäten des Probenmaterials und auf das Berechnungsverfahren des  $AOC_{KST}$ -Gehaltes zurückzuführen. Mehrere nacheinander auszuführende Differenzbildungen sorgen für eine hohe Fehlerfortpflanzung. Zugleich wird mit dem Verfahren nach KOWALCZYK et al. (1995) nur ein Summenparameter erfasst, aus dem nicht auf einen potenziellen Schadstoffgehalt zurückgeschlossen werden kann. Wollte man dies erreichen, kann auf eine detaillierte Untersuchung des Pyrolyseverhaltens von Kohle und Bergematerial (GHETTI 1986, JÜNTGEN 1984, GLASS & LARSEN 1994, DAVIES ET AL. 1986, LAZARO ET AL. 1996) nicht verzichtet werden. Nur dann sind Aussagen über die Wechselwirkungen von Sauerstoff (KAJI ET AL. 1986) und dessen Gehaltsänderung mit zunehmender Kohlealteration (KELEMEN & KWIATEK 1995) möglich. Unter der Voraussetzung, dass auch zu Beginn des biologischen Abbaus keine Veränderungen im

Kohlenstoffgesamtgehalt, wohl aber in den hydrophilen Eigenschaften (WALKER et al. 1988) von Kohlen festzustellen sind, müsste das Untersuchungsverfahren entsprechend den Untersuchungen von OSIPOWICZ et al. (1994) weiter verfeinert werden. Nach den Ergebnissen von WEITZACKER & GARDELLA (1996), die Kohlen verschiedener Vorbehandlung (roh, gemahlen und agglomeriert) nach 17-monatiger Lagerzeit unter Wasser-, Luft- und Stickstoffatmosphäre untersuchten, können wesentliche Veränderungen der Kohlenoberflächencharakteristik jedoch ausgeschlossen werden. Möchte man entsprechend den Anregungen von LEPOM & HENSCHERL (1993) einen Grenzwert auf TOC-Basis einführen, der im Falle der Flotationsberge den Restkohleanteil und dessen flüchtige Bestandteile berücksichtigt und sich an den technischen Anleitungen Abfall und Siedlungsabfall orientiert, ist die Berechnung des  $AOC_{ges}$  aus dem TOC genauer und deshalb der Methode von KOWALCZYK, SCHIRMER & TRUPPAT (1995) –  $AOC_{KST}$  – vorzuziehen. Schließt man den Glühverlust bei  $815^{\circ}C$  ( $GV_{815}$ ) in die Betrachtung mit ein, wird ein  $AOC_{ges}$ -Gehalt von 5,3 Gew.-% nicht überschritten ( $AOC_{KST} \approx 3,9$ ), wenn man den minimalen Aschegehalte (DIN 51 719) auf 70 % fest schreibt – ein Grenzwert, der auch in der Kohleaufbereitung problemlos überprüft und damit eine Auslieferung nicht geeigneter Deponiebaustoffe unterbunden werden kann.

Eine weitere Anforderung an die Eignung von Flotationsbergen sind die nach TA Siedlungsabfall vorgeschriebenen Plastizitäten. Die Eingangsuntersuchungen belegten, dass mit Wassergehalten von  $\leq 23$  Gew.-% Flotationsberge beider betrachteten Aufbereitungsstandorte ausreichend entwässert sind, um das geforderten Konsistenzkriterium ( $0,75 \leq I_C \leq 1$ ) zu erreichen. Die Inhomogenität der Wassergehalte der Filterkuchen sind Folge der eingesetzten Entwässerungstechnik und können nach Versuchen in der Aufbereitung auch nicht mit längeren Presszeiten oder mittels Nachpressen von Luftdruck befriedigend homogenisiert werden. Ausschließlich die Umstellung der Entwässerung auf Membrantechnik erbrächte die gewünschten Ergebnisse gleichmäßig verteilter Wassergehalte in der Größenordnung  $\leq 23$  Gew.-% (Abb. 2-5).

Dass die plastischen Eigenschaften der Flotationsberge trotz eines Tonmineralgehaltes von 40 – 65 Gew.-% (Abb. 4-2) relativ gering sind, lässt sich nur teilweise mit dem Restkohlegehalt erklären. Die zum Teil hydrophoben Eigenschaften der Macerale unflotierter Restkohle (WALKER ET AL. 1988) werden erst plastizitätsbestimmend, wenn diese das Gesamtvolumen dominieren (Aschegehalte  $\leq 60$  %, Tab. 4-11). Den größten Einfluß auf die Plastizität frischer Berge haben die zur

---

Flockung der Suspension eingesetzten anionischen Polymere. Polymere sind das Bindeglied zwischen Kohle- und Tonpartikel, wobei an den Flächen bevorzugt die austauschbaren Kationen der Tonminerale als „Kupplung“ zu den Polymeren dienen und die Adsorption an den Kanten als Ligandenaustausch vollzogen wird. Die Folge ist eine schalenartige Umlagerung der Kohle durch die Tone (Abb. 4-62, b). „Loops“, „chains“ und „trains“ (LYKLEMA 1976, THENG 1982, BALAZS et al. 1998) belegen die Tonminerale und verschlechtern das plastische Verhalten der Flotationsberge. Flotationsberge der Aufbereitung WALSUM weisen trotz höherer Tonmineralgehalte geringere Plastizitätszahlen auf (Abb. 4-2), da zum Ladungsausgleich mehr Flockungsmittel eingesetzt werden müssen. Die Zugabe von Tonmineralen, deren Oberflächen nicht von Polymeren maskiert sind und die Zugabe von Ladungsträgern, die anstelle der in der Elektrolytlösung bereits enthaltenen austauschbaren Kationen den Ladungsausgleich herbeiführen, verbessern die plastischen Eigenschaften von Flotationsbergen (Tab. 4-18, Tab. 4-20, Tab. 4-21) nachhaltig. Der CaO-Gehalt ist hierbei der bestimmende Faktor der zuzumischenden Flugaschenmenge. Sind die austauschbaren Kationen calciumdominiert, kann eine höhere Anzahl hydrolysierter Polymere von den Tonmineraloberflächen adsorbiert werden (THENG 1982). Entsprechend werden bei Zumischung von freiem Kalk Ladungen abgesättigt und die Polymere - ähnlich der Zugabe von Phosphaten (DODSON & SOMASUNDARAN 1984) - teilweise von den Tetraederflächen desorbiert. Die mit der Zumischung der Aschen verbundene Erhöhung des Boden-pH beschleunigt die Desorption (THENG 1979). Die Polymeradsorption der Tonmineralkanten bleibt hiervon unberührt (ROBERTS et al. 1974), so dass die Tonminerale fächerförmig um die Kohlepartikel angeordnet sind (Abb. 4-67). Begünstigt wird durch die Aschezugabe der Ladungsausgleich zwischen den Tonmineralen. (HOFMANN 1962), so dass sich im Idealfall Kartenhausstrukturen ausbilden, was für Illit und Kaolinit mit einer Plastizitätszunahme verbunden ist (LAGALY 1993). Die Gefügeänderungen spiegeln sich in der Erhöhung des Meso- und Mikroporenanteils von Flotationsbergen wider, welche nach der Flugaschebeimischung gemessen wurden (Abb. 4-84). 2 % CaO-reiche Aschen der Steinkohlenwirbelschichtfeuerung reichten aus, um das Konsistenzkriterium der LWA-Richtlinie Nr. 18 (1993) zu erfüllen. Vergleichbare Ergebnisse wurden von Trockenfeuerungsaschen erst mit Zumischungsraten von 5 % bis 10 % erzielt. Die teilweise erfolgte Polymerdesorption führte zu höheren Feldkapazitäten und permanenten Welkepunkten – Flotationsberge

glichen ihren bodenphysikalischen Charakter dem reiner Tone an (Abb. 4-78). Gleiche Ergebnisse berichteten KALRA et al. (1998) und empfahlen, Flugaschen als Bodenverbesserer einzusetzen. Theoretisch führt die nachträgliche Verdünnung der Porenlösung aufgrund des Austrages von Schwermetall-, Kali- und Erdalkalitionen während der Perkolation nicht zur Desorption der Polymere (THENG 1979), so dass die Konsistenzahlerhöhung während der Langzeitversuche mit dem Verdrängen der Natrium- durch Calcium-Ionen als Bindeglied zwischen Polymer und Tonmineraloberfläche zu erklären ist. Den Anhaltspunkt hierfür geben die Kationenaustauschkapazitäten des calciumdominierten Ausgangsmaterials und die KAK nach Abschluß der Langzeitperkolation, welche natriumdominiert war.

Der Einfluss der unflotierten Restkohle wirkt sich besonders auf die Scherparameter aus. Allgemein gilt, dass mit steigendem Kohlegehalt der Scherwinkel ansteigt und die Kohäsion abnimmt. Die Scherparameter der Ausgangsproben unterscheiden sich nicht von denen der Langzeitperkulationsproben. Material aus dem Top, der Mitte und der Basis von 6 Perkulationszellen, die mit unterschiedlichem Sickerwasser beaufschlagt waren, zeigten fast identische Scherparameter. Eindeutig positiv wirkten sich alle Vergütungen auf die Kohäsion von Flotationsbergen aus. Schon eine 24-stündige Konsolidierung der in Suspension vergüteten Bergematerialien (Wassergehalte 28 – 32 Gew.-%) bewirkte einen deutlichen Anstieg der Kohäsion bis etwa  $24 \text{ kNm}^{-2}$ . Hierbei waren die Aschevergütungen den Tonmehl- und Bentonitvergütungen überlegen. Die besten Ergebnisse wurden mit der Zumischung von 2 % Wirbelschichtasche (SWW) erzielt. Alle Ausgangsmaterialien, mit Ausnahme die Probe P135 erreichten die geforderte Kohäsion (Tab. 4-25). P135, mit einem Aschegehalt von etwa 65 % zeichnete den in den Vergütungsversuchen festgestellten Trend zwischen zunehmendem Kohlegehalt und zunehmendem Scherwinkel bei gleichzeitig abnehmender Kohäsion am deutlichsten nach. Die CU-Versuche, zur Verifizierung der Rahmenscherversuche eingesetzt, erbrachten für beide Scherparameter – Kohäsion und Scherwinkel – etwas geringere Werte, die wiederum mit Ausnahme der Probe P135 die geforderte Kohäsion von  $c' \geq 10 \text{ kNm}^{-2}$  ausnahmslos erfüllten. Ein Verschlechterung der Scherparameter nach einjähriger Perkolation wurde für kein Sickerwasser festgestellt. Einzig für die Probe P135 mit einem Ton-Kohle-Verhältnis  $< 1$  konnte eine deutliche Kohäsionsabnahme festgestellt werden.

---

Ein letzter und entscheidender Faktor für den Einsatz von Flotationsbergen als mineralische Dichtungsschicht ist die hydraulische Durchlässigkeit. Nach der in NRW gültigen Richtlinie soll der  $k_f$ -Wert  $1 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  nicht überschreiten. Aus der Gesamtbetrachtung aller Durchlässigkeitsversuche nach DIN 18 130 lassen sich folgende Feststellungen die hydraulische Durchlässigkeit betreffend ableiten. Der Einsatz unterschiedlicher Perkolationsmedien (synthetisches Sickerwasser, natürliches örtliches Niederschlagswasser und destilliertes Wasser) hatten keinen Einfluß auf den Durchlässigkeitsbeiwert der Flotationsberge. Damit wäre zu rechnen gewesen, wenn die Kohleverwitterung eingesetzt hätte (MAGESAN et al. 1999). Die Durchlässigkeiten nahmen während der Langzeitversuche geringfügig von etwa  $2 - 3 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  auf  $1 - 2 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  ab – ein Anzeichen für die beginnende Umorientierung der Tonminerale aufgrund der zunehmenden Calciumbelegung. Die Einbauwassergehalte der unhomogenisierten Proben (Perkolationsversuche) hatten im Gegensatz zu den von MITCHELL (1976) und JABRO (1996) berichteten Ergebnissen keinen Einfluß auf die hydraulische Durchlässigkeit. Erst nach Lufttrocknung, Wassergehaltseinstellung, Homogenisierung und Proctorverdichtung konnte ein Zusammenhang zwischen initialem Wassergehalt und hydraulischer Durchlässigkeit festgestellt werden, so dass davon ausgegangen werden muss, dass das durch Sedimentation und Entwässerung geprägte Gefüge (BOURGEAIS & LYMAN 1997) durch einen Homogenisierungsprozeß nachteilig gestört wird. Die gute Übereinstimmung der Parallelversuche lassen erwarten, dass die Durchlässigkeit auf Feldbedingungen (BENSON et al. 1997) annähernd übertragen werden kann. Zur Abschätzung der ungesättigten hydraulischen Durchlässigkeiten können die Saugspannungskurven entsprechend den Ansätzen von GENUCHTEN VAN (1980) oder BROOKS & COREY (1964) ausgewertet werden (CHIU et al. 1998). Die Überlagerung der mineralischen Dichtungsschicht mit einem 1,5 m mächtigen rekultivierungsfähigem Boden, die damit verbundene Erniedrigung der hydraulischen Durchlässigkeit (TRAST et al. 1995) und die veränderte Wasserbilanz (Khire et al. 1997) sind dann ebenfalls zu berücksichtigen. Eine Homogenisierung wirkt sich nur im Zusammenhang mit der Zumischung von Aschen positiv aus. Die hydraulischen Durchlässigkeiten der im Bergwerkversuch mit Steamment vergüteten Proben sind bei hohen Wassergehalten (10MZ) weiterhin grenzwertig – nach Lufttrocknung und Proctorverdichtung jedoch über den gesamten betrachteten Wassergehaltsbereich von 14 – 26 Gew.-% kleiner  $10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  (Abb. 4-102). Eine Vergütung mit



Chargenmischtechnik ist demzufolge einer Vergütung in der Aufbereitung Vorrang einzuräumen. Mit einer 10 %igen Tonmehlvergütung bleiben Flotationsberge hinsichtlich einer geforderten hydraulischen Durchlässigkeit von  $\leq 1 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$  grenzwertig (Abb. 4-93, Abb. 4-94). Alternativen zur detailliert untersuchten Steinkohlenflugasche Steament sind die Aschen der Wirbelschichtfeuerung und Braunkohlenflugaschen, die neben höheren CaO-Gehalten (Abbindeigenschaften) auch geringere Korngrößen aufweisen. Die Ergebnisse zur Plastizität, der Porosität und der Durchlässigkeit finden ihre Bestätigung in den rasterelektronenmikroskopischen Aufnahmen (Kap. 4.6). Amorphe Flugaschepartikel werden in den Meso- und Makroporen der Flotationsberge eingelagert und wirken somit durchflussreduzierend – ein Prozess, der die geringen Durchlässigkeiten der mit Steament vergüteten Proben erklärt. Neugebildete Calcium-Silikat-Hydratphasen (Braunkohlen- und Wirbelschichtaschen) stabilisieren außerdem das Gefüge der Flotationsberge und sorgen im Austrocknungsfalle für Volumenkonstanz (Tab. 4-22). Mit Wirbelschichtaschen (z.B. SWW) werden beide sehr positiven Eigenschaften (Durchlässigkeit und Formstabilität) am besten verwirklicht. Bezug nehmend auf die Arbeiten von GÖDDE (1997) und CZILWA (1997) ist eindeutig von Tonvergütungen abzuraten. Die hydraulischen Durchlässigkeiten werden nur geringfügig verbessert und das Austrocknungsverhalten, ein oft angeführtes Argument gegen eine mineralische Oberflächenabdichtung (z.B. STOFFREGEN et al. 1999, SCHNEIDER et al. 1998) – ein unschätzbare Vorteil der Flotationsberge gegenüber herkömmlichen mineralischen Barrieren – eindeutig verschlechtert. Erst bei hohen Kohlegehalten (Aschegehalte nach DIN 51 719 von etwa 60 %) ist eine Tonzugabe ratsam, möchte man den Aschegehalt nicht begrenzen. Von Bentonitvergütungen ist aufgrund der hohen Schrumpfungsbeträge ganz abzusehen. Die Ergebnisse von MELCHIOR (1998) zur dauerhaften Wirksamkeit von Bentonitmatten unterstützen diese Einschätzung.

---

## 6 FAZIT

Hinsichtlich des Einsatzes von Flotationsbergen als mineralische Oberflächenabdichtung für Deponien sind aufgrund der bereits vorliegenden Untersuchungen vieler Autoren und den hier z.T. neu erarbeiteten Ergebnissen folgende Feststellungen zu treffen:

1. Die „natürliche“ mineralogische Zusammensetzung von Flotationsbergen bietet aufgrund eines Gesamtkarbonatgehaltes von etwa 5,5 Gew.-% eine ausreichende Pufferwirkung gegen eine eventuell einsetzende Pyritverwitterung. Die Abschätzung der Pufferwirkung ist nach den vorliegenden Untersuchungen aus den SCHEIBLER-Werten möglich. Nach den Ergebnissen von SCHNEIDER (1990) ist der Wasser- und Luftzutritt jedoch soweit reduziert, dass selbst in oberflächennahen und ungesättigten Verhältnissen nicht mit einer Pyritverwitterung in Flotationsbergematerialien zu rechnen ist. Pyrit wirkt außerdem nach den Erfahrungen in der Haldenrekultivierung (STALLJANN 1983) dem Pflanzenwachstum entgegen (FOTH 1990) und könnte sich somit als natürlicher Schutz vor Durchwurzelung der mineralischen Dichtungsschicht erweisen.
2. Der Kohlenanteil kann als chemisch inert bezeichnet werden und lässt sich in der Eigen- und Fremdüberwachung hinreichend genau mit dem Aschegehalt nach DIN 51 719 eingrenzen. Der AOC-Gehalt nach KOWALCZYK, SCHIRMER & TRUPPAT (1995) kann aus dem TOC errechnet werden. Die Bezeichnung biologisch abbaubarer organischer Kohlenstoff ( $AOC_{KST}$ ) ist irreführend. Die AOC-Bestimmungsmethode ist ein Pyrolyseverfahren, das die unter Temperatureinwirkung „flüchtigen Bestandteile“ der Kohle (DIN 51 720) selektiv erfasst. Aus den vorliegenden Ergebnissen ergeben sich keine Hinweise auf eine einsetzende biologische Abbaubarkeit unflotierter Restkohle der Flotationsberge. Nur so lässt sich ein linearer Zusammenhang zwischen  $AOC_{KST}$  und dem rechnerisch ermitteltem Kohlenstoff, der während der Pyrolyse nach DIN 51 720 ausgetrieben wird ( $AOC_{ges}$ ) über die Zeitreihenuntersuchung nach 3, 6 und 12 Monaten erklären.
3. Für eine ausreichende bautechnische Eignung (Scherparameter) sollten die Aschegehalte 70 Gew.-% nicht unterschreiten. Zum Erhalt der sehr hohen Volumenkonstanz im Austrocknungsfalle aufgrund der gerüstbildenden Eigenschaften von Kohle und Quarz sollten die Aschegehalte jedoch auch nicht weiter erhöht werden. Die Suffusions- und Erosionsstabilität, sowie das nach LWA-Richtlinie Nr.18 geforderte Verformungsverhalten, um Schäden an

- der mineralischen Dichtungsschicht durch Setzungen weitestgehend ausschließen zu können (LEHNERS et al. 1997), ist uneingeschränkt gegeben (BENNER ET AL. 1996).
4. Durchflussreduzierend wirkt sich eine Flugaschenzumischung aus. Die Zumischung von Steinkohlenflugasche zeigte aufgrund des kugelförmigen amorphen Anteils sehr gute Ergebnisse. Zusätzlich formstabilisierend wirken sich Wirbelschicht- und Braunkohleflugaschen aus, die zugleich schon bei geringen Zumischungsraten eine deutliche Konsistenzverbesserung und über die CaO-Gehalte auch eine zusätzliche Pufferwirkung ausüben. Die veränderte Saugspannungsscharakteristik minimiert im Gegensatz zu Tonvergütungen außerdem die Gefahr der Austrocknung der Dichtungsschicht aufgrund geringer Wassergehaltsvariationen (DONATH 1998). Tonvergütungen wirken sich im allgemeinen konterkarierend auf die Formstabilität aus.
  5. Flotationsberge sind nach den Erfahrungen mit dem Probefeld Huckarde und dem Testfeld Lohberg gut zu verarbeiten und weniger witterungsanfällig als herkömmliche natürliche Tone.
  6. Die Durchlässigkeiten nach DIN 18 130 betragen unvergütet und unabhängig vom gewählten Wassergehalt  $1 - 2 \cdot 10^{-10} \text{ ms}^{-1}$ , so dass bei unvergütetem Einbau an eine Erhöhung der Schichtmächtigkeit der mineralischen Dichtungsschicht nach DIBT (1995) zu denken ist. Eine solche Erhöhung führt nicht nur zur geforderten Verweilszeit, sondern u.U. auch zu geringerer hydraulischer Durchlässigkeit (BENSON et al. 1999).
  7. Die Konsistenzen unvergüteter Flotationsberge sind grenzwertig, nahmen jedoch während der Perkolation zu und können sich aufgrund kleiner Plastizitätszahlen im Deponiebau positiv auswirken. So führt HOLZLÖHNER (1998) die Selbstheilungskräfte der mineralischen Dichtungsschicht ausschließlich auf das Wiederplastischwerden zurückführt, das bei geringer Plastizität früher einsetzt.
  8. Das schnell abklingende Elutionsverhalten und die anschließende Einhaltung der Grenzwerte nach TVO lassen den Einsatz von Flotationsbergen auch als technische Barriere (SCHÜRING 1996) sinnvoll erscheinen.

Die der Arbeit zugrunde liegende Datendichte unterstreicht die homogene mineralogische Zusammensetzung von Flotationsbergen unterschiedlicher Aufbereitungsstandorte. Die bodenchemischen und – physikalischen Eigenschaften haben geringe Schwankungsbreiten, wenn es gelingt den Restkohlegehalt zu begrenzen. Mit einem

---

minimalen Aschegehalt von 70 Gew.-% sind Flotationsberge eine echte Alternative für natürliche Tone als mineralische Dichtungsschicht im Deponiebau und wenig anfällig gegen zwei der häufigst genannten Probleme aller Regelabdichtungen nach TA Abfall und TA Siedlungsabfall - Schrumpfung und Durchwurzelung und die damit verbundene Durchlässigkeitserhöhung. Entsprechend sollten Flotationsberge als Sekundärrohstoff für Dichtungsschichten betrachtet werden, der hilft natürliche Ressourcen zu schonen und die Ziele der Kreislaufwirtschaft umzusetzen.

---

## 7 LITERATUR

- ACAR, Y., OLIVERI, I. (1989). „Pore fluid effects on the fabric and hydraulic conductivity of laboratory-compacted clay.“- Transportation Research Board, Transp. Res. Record, **1219**: 144-159; Washington D.C..
- ACZEL, T., & GORBATY, M.L., & MAA, P.S., & SCHLOSBERG, R.H. (1976): Studies on the organic Structures of Coals.- In: Preprints of the 1976 coal chemistry workshop, Menlo Park; Calif. Aug. 1976 CONF 760885: 165-173.
- ADAMS-VIOLA, M., & BOTSARIS, G.D., & GLAZMAN, YU.M. (1988): Colloids and Surfaces, **3**.- In: BOTSARIS, G.D., & GLAZMAN, YU.M. [Hrsg.]: Interfacial Phenomena in Coal Technology.- Surfactant science series, **32**; New York (M. Dekker).
- AUGUST, H., & HOLZLÖHNER, U., & MEGGYES, T. [Hrsg.] (1998): Optimierung von Deponieabdichtungssystemen; Berlin (Springer).
- BACHMANN, J., & BARTH, A., & BOHNE, H., & CURTIUS, M., & DOEDENS, H., & FELDE VON, D., & SCHLÜTER, U. (1997): TA Siedlungsabfall: Möglichkeiten der Rekultivierung von Hausmülldeponien mit Gehölzen.- Müll und Abfall, **6**: 342-352.
- BAILEY, S.W. (1988): Introduction.- In: BAILEY, S.W. [Hrsg.]: Hydrous Phyllosilicates – Reviews in Mineralogy, **19**; Chelsea (BookCrafters).
- BALAZS, A.C., & SINGH, C., & ZHULINA, E. (1998): Modeling the Interactions between Polymers and Clay Surfaces through Self-Consistent Field Theory.- *Macromolecules*, **31**: 8370-8381.
- BEN-HUR, M. & FARIS, J. & MALIK, M. & LETEY, J. (1989): Polymers as Soil Conditioners under Consecutive Irrigation and Irrigation and Rainfall.- *Soil Sci. Soc. Am. J.*, **53**: 1173-1177.
- BEN-HUR, M., & MALIK, M., & LETEY, J., & MINGELGRIN, C. (1992): ADSORPTION OF POLYMERS ON CLAYS AS AFFECTED BY CLAY CHARGE AND STRUCTURE; POLYMER PROPERTIES; AND WATER QUALITY.- *Soil Sci.*, **158** (5): 349-356.

- 
- BENNER, L.H., & SCHERBECK, R., & VOMBERG, S., & FRIEG, C., & FICHTNER, A. (1996): Bodenmechanische Eignung von Bergematerial als mineralische Dichtungsschicht im Deponiebau unter besonderer Berücksichtigung als – Deponieaufstandsfläche – Deponiebasisabdichtung – Deponieoberflächenabdichtung.- Unveröffentlichter DMT-Bericht, Teil I: Laborversuche; Essen.
- BENSON, C.H., & ZHAI, H., & WANG, X. (1994): Estimating Hydraulic Conductivity of Compacted Clay Liners.- J. Geotechnical Engineering, **120** (2): 366-387.
- BENSON, C.H., & GUNTER, J.A., & BOUTWELL, G.P., & TRAUTWEIN, S.J., & BERZANSKIS, P.H. (1997): Comparison of four Methods to Assess Hydraulic Conductivity.- J. Geotechnical Geoenvironmental Engineering, **123** (10): 929-937.
- BENSON, C.H., & DANIEL, D.E., & BOUTWELL, G.P. (1999): Field Performance of Compacted Clay Liners.- J. Geotechnical Geoenvironmental Engineering, **125** (5): 390-403.
- BERK VAN, W. (1987): Hydrochemische Stoffumsetzung in einem Grundwasserleiter; beeinflusst durch eine Steinkohlebergehalde.- Landesamt für Wasser und Abfall Nordrhein-Westfalen; Düsseldorf.
- BERKOWITZ, N. (1989): Atmospheric Oxidation of Coal.- In: KLEIN, R., & WELLEK, R. [Hrsg.]: Sample Selection, Aging, and Reactivity of Coal; New York (J. Wiley & Sons).
- BEYER, W. (1964). „Zur Bestimmung der Wasserdurchlässigkeit von Kiesen und Sanden aus der Kornverteilung.- Wasserwirtschaft – Wassertechnik (WWT): 165-169; Berlin-Ost.
- BJORKLUND, R.B., & ARWIN, H., & JÄRNSTRÖM, L. (1994): Adsorption of anionic and cationic polymers on porous and non-porous calcium carbonate surfaces.- Applied Surface Science, **75**: 197-203.
- BLOCKHAUS, F., & SÉQUARIS, J.-M., & NARRES, H.D., & SCHWUGER, M.J. (1996): Interaction of a water-soluble polymeric detergent additive (polycarboxylate) with clay minerals from soil.- Progr. Colloid Polym. Sci., **101**: 23-29.

- BOGENSCHNEIDER, B., & WILCZUCH, H. (1980): Moderne betriebssichere Flotationsbergeentwässerung mit großen Kammerfilterpressen.- Glückauf, **116** (22): 1166-1170.
- BOLT, G.H. (1957): Determination of the charge density of silica soils.- J. Phys. Chem., **61**: 1166-1169.
- BOTSARIS, G.D., & GLAZMAN, YU.M. (1988): Stability and Rheology of Coal Slurries.- In: BOTSARIS, G.D., & GLAZMAN, YU.M. [Hrsg.]: Interfacial Phenomena in Coal Technology.- Surfactant science series, **32**; New York (M. Dekker).
- BOURGEOIS, F.S. & LYMAN, G.F. (1997): Morphological analysis and modelling of fine coal filter cake microstructure.- Chemical Engineering Sci., **52** (7): 1151-1162.
- BROOKS, R.H., & COREY, A.T. (1964): Hydraulic properties of porous media.- Colorado State University, Ford Collins, Hydrology Papers, **3**; (Colo).
- BURGER, K., & STADLER, G., & WOLF, M. (1971): Kaolin-Kohlentonsteine-Vorkommen in den Sprockhöveler Schichten (Namur C) des Ruhrkarbons.- Geol. Mitt., **3**: 153-178; Aachen.
- CARRAHER JR., C.E., & SWIFT, G., & BOWMAN, C.N. (1997): Reactions on Polymers.- Polymer News, **22**: 180-186.
- CASASSA, E.Z., & TOOR, E.W., & ATLAS, H. (1986): Comparison of a Nonionic Surfactant and an Anionic Dispersant as Coal-Water Additives.- Paper presented at the A.I.Ch.E. Spring National Meeting; New Orleans.
- CHHABRA, R., & PLEYSIER, J. & CREMERS, A. (1975): The measurement of the cation exchange capacity and exchangeable cations in soil: a new method.- Proc. Int. Clay. Conf.: 439-449; Illinois.
- CHIU, T-F., & SHACKELFORD, C.D. (1998): Unsaturated Hydraulic Conductivity of Compacted Sand-Kaolin Mixtures.- J. Geotechnical Geoenvironmental Engineering, **124** (2): 160-171.
- CZILWA, S. (1997): Charakterisierung und Bewertung des Austrocknungsverhaltens von Dichtungsmaterialien für Deponieoberflächenabdichtungen.- Diplomarbeit am Institut f. Ingenieur u. Hydrogeologie, RWTH Aachen; Aachen (unveröffentlicht).

- 
- CZURDA, K.A. (1995): Bindige mineralische Barrieren.- Schr. Angew. Geol. K'he, **37**; Karlsruhe (Eigenverlag).
- CZURDA, K.A., & OBERDORFER, D., & WEILER, D. (1997): Einsatzmöglichkeiten von Flotationsbergen der Bergwerke Prosper-Haniel und Walsum für Oberflächenabdichtungen im Deponiebau und der Altlastensanierung unter besonderer Berücksichtigung der Pyritverwitterung.- 2. Zwischenbericht: Folgeuntersuchungen (Ausgangsmaterialien) vom 14.10.97, Lehrstuhl f. Ang. Geol., Universität Karlsruhe; Karlsruhe (unveröffentlicht).
- DANIEL, D. (1987). „Earthen liners for land disposal facilities“ - Geotechnical practice for waste disposal '87.- GSP, **13**: 21-39; New York.
- DANIELSON, R.E., & SUTHERLAND, P.L. (1986): Porosity.- In: Methods of soil analysis, I. (2<sup>nd</sup> ed.), Agronomy, **9**:443-461.
- D'APPOLONIA, D. (1980). „Soil-bentonit slurry trench cutoffs.“- J. Geotech. Engrg. Div., ASCE, **106** (4): 399-417.
- DAVIDSON, R.M. (1979): Molecular structure of coal.- IEA-Coal Research, National Coal Board; London.
- DAVIES, C., & PORTER, A.I., & REES, G.J. (1986): Pyrolysis of South Wales coals.- Fuel, **65**: 752-756.
- DEUTSCHE GESELLSCHAFT FÜR ERD- UND GRUNDBAU [Hrsg.], (1993) / Arbeitskreis „Geotechnik der Deponien und Altlasten“ (GDA); Berlin (Ernst).
- DEUTSCHES INSTITUT FÜR BAUTECHNIK [DIBt] (1995): Grundsätze für den Eignungsnachweis von Dichtungselementen in Deponieabdichtungssystemen: 81 S.; Berlin.
- DEWHURST, D.N., & CLENNELL, M.B., & BROWN, K.M., & WESTERBROOK, G.K. (1996): Fabric and hydraulic conductivity of sheared clays.- Geotechnique, **46** (4): 761-768.
- DOBROV, I.V., & PUTILOV, A.V. (1995): The Use of Functional Materials on Polyacrylamide as Flocculants for Water Purification and Preparation.- Russian Chemical Industry, **27** (4): 1-6.
- DODSON, P.J., & SOMASUNDARAN, P. (1984): Desorption of Polyacrylamide and Hydrolized Polyacrylamide from Kaolinite Surface.- J. Colloid Interf. Sci., **97**: 481-487.



- DÖLLING, M. (1995): Bindungsformen und Mobilität ausgewählter Schwermetalle in Abhängigkeit des Verwitterungsgrades aufgehaldeter Ton-, Silt- und Sandsteine (Berge) des Oberkarbons.- Diss. Universität Essen: 176 S.; Essen.
- DONATH, H.-J. (1998): Gefährdung der Langzeitsicherheit einer Kombinations-Oberflächenabdichtung als Folge geringer Wassergehaltsvariationen in der mineralischen Komponente.- N. Jb. Geol. Paläont. Abh., **208**: 287-312.
- DRESCHER, J. (1997): Deponiebau: 294 S; Berlin (Ernst).
- DÜLLMANN, H. (1989): „Qualitätssicherung und Qualitätskontrolle“ – ein wesentliches Element des Sicherungskonzeptes von Deponien.- Mitt. Ing.- u. Hydrogeol. Aachen, **32**: 415-444; Aachen.
- DZINOMWA, G.P.T., & WOOD, C.J., & HILL, D.J.T. (1997): Fine Coal Dewatering Using pH- and Temperatur-sensitive Superadsorbent Polymers.- Polymers for Advanced Technologies, **8**: 767-772.
- EHRIG, H.-J., & HAGEDORN, S. (1996): Einfluß der Oberflächenabdichtung auf Menge und Qualität des Sickerwassers.- EP, **6**: 49-55.
- ENGELMANN, B. (1995): In: EGLOFFSTEIN, TH., & BURKHARDT, G. [Hrsg.]: Oberflächenabdichtungen für Deponien und Altlasten – Abdichtung oder Abdeckung?.- Schr. Angew. Geol. K'he., **35**; Karlsruhe (Eigenverlag).
- EVERETT, D.H. (1992): Grundzüge der Kolloidwissenschaft: 248 S.; Darmstadt (Steinkopff).
- FAKOUSSA, R.M. (1981): Kohle als Substrat für Mikroorganismen: Untersuchungen zur mikrobiellen Umsetzung nativer Steinkohle.- Inaugural-Dissertation, Institut für Mikrobiologie, Universität Bonn; Bonn.
- FOTH, H.D. (1990): Fundamentals of Soil Science.– 8<sup>th</sup> ed.; Toronto (J. Wiley & Sons).
- FRIEDRICH, G. (1997): Sulfidbildung und Sulfidersetzung und ihre Bedeutung für den Spurenelementhaushalt in Abraum und Grundwasser des Niederrheinischen Braunkohlereviere.- In: Tagungsband der 7. Aachener Umwelttage der Fakultät

---

Bergbau, Hüttenwesen und Geowissenschaften der RWTH Aachen: „Oberflächennahe umweltrelevante Prozesse“, **IV.3**: 1-26; Aachen.

- FRYER, J.F., & SZLADOW, A.J. (1973): Storage of coal samples.- Alberta Research Council Info. Series, **66**.
- FURIMSKY, E., & MACPHEE, J.A., & VANCEA, L., & CIAVAGLIA, L.A., & NANDI, B.A. (1983): Effect of Oxidation on the Chemical Nature and Distribution of Low-Temperature Pyrolysis Products from Bituminous Coal.- Fuel, **62**: 395-400.
- GAVALAS, G.R. (1982): Coal Pyrolysis.- Coal Science and Technology **4**; Amsterdam (Elsevier).
- GENUCHTEN VAN, M.TH. (1980): A Closed-form Equation for Predicting the Hydraulic Conductivity of Unsaturated Soils.- Soil Sci. Soc. Am. J., **44**: 892-898.
- GESETZ ZUR VERMEIDUNG VON RÜCKSTÄNDEN; VERWERTUNG VON SEKUNDÄRRÖHSTOFFEN UND BESEITIGUNG VON ABFÄLLEN (1994): Bundesratdrucksache 654/94 vom 24.06.1994.
- GHETTI, P. (1985): DTG combustion behaviour of coal.- Fuel, **65**: 636-639.
- GHODRATI, M., & SIMS, J.T., & VASILAS, B.L., & HENDRICKS, S.E. (1995): ENHANCING THE BENEFITS OF FLY ASH AS A SOIL AMENDMENT BY PRE-LEACHING.- Soil Science, **159** (4): 244-252.
- GHOSH, A., & SUBBARAO, C. (1998): Hydraulic Conductivity and Leachate Characteristics of Stabilized Fly Ash.- J. Environmental Engineering, **124** (9): 812-820.
- GJEMS, O. (1967): Studies on clay minerals and clay mineral formation in soil profiles in Scandinavia.- Meddelelser fra Det Norske Skog forsoksvesen **81** (XXI): 337-350.
- GLASS, A.S., & LARSEN, J.W. (1994): Coal Surface Properties. Specific and Nonspecific Interaction for Polar Molecules and Surface Tensions for Hydrocarbons at the Surface of Illinois No. 6 Coal.- Energy & Fuels, **8**: 629-636.
- GÖDDE, M. (1997): Vergütete Flotationsberge als mineralische Dichtungsmasse in Deponieoberflächenabdichtungssystemen.-

- Unveröffentlichte Diplomarbeit am Institut f. Ingenieur -u. Hydrogeologie RWTH Aachen; Aachen.
- GOUY, G. (1910): Sur la constitution de la charge électrique.- *Ann. Phys.*, **4** (9): 457-468.
- GREENLAND, D.J. (1971): INTERACTIONS BETWEEN HUMIC AND FULVIC ACIDS AND CLAYS.- *Soil Sci.*, **111** (1): 34-41.
- GREENLAND, D.J. (1972): Interactions between organic polymers and inorganic soil particles. In: *Proceedings Symposium on the Fundamentals of Soil Conditioning.*- M.DeBoodt [Hrsg.]. State University of Ghent, Faculty of Agricultural Sciences.
- GRIM, R.E., & BRAY, R.H., & BRADLEY, W.F. (1937): The mica in argillaceous sediments.- *Am. Mineral.* **22**: 813-829.
- HAMMERMEISTER, A.M. (1998): Fly ash influence on near-surface temperature of a clay loam soil.- *Ca. J. Soil Sci.*, **78** (2): 345-350.
- HARPALANI, S., & CHEN, G. (1995): Estimation of changes in fracture porosity of coal with gas emission.- *Fuel*, **74** (10): 1491-1498.
- HARTGE, K.H., HORN, R. (1991): Einführung in die Bodenphysik.- 303 S., 19 Tab.; Stuttgart (Enke).
- HASENPATT, R. (1981): Petrologisch-geochemische Untersuchungen an Nebengesteinen der Ruhrkohle unter besonderer Berücksichtigung seines Verhaltens bei Auslaugtests unter Laborbedingungen.- Diplomarbeit (unveröffentlicht), Institut für Mineralogie und Lagerstättenlehre der RWTH Aachen; Aachen.
- HAUS, R. (1993): Mikrogefügeänderungen toniger Böden nach Kohlenwasserstoffkontamination und Tensideinsatz – Porenverteilung, Durchlässigkeit und Sorption.- *Schr. Angew. Geol. K'he*, **25**: 193 S.; Karlsruhe.
- HAYATSU, R., & WINAS, R.E., & SCOTT, R.G., & MOORE, L.P., & STUDIER, M.H. (1978): Trapped organic compounds and aromatic units in coal. – *Fuel*, **57**: 541-548.
- HAZEN, A. (1893). „Some special properties of sands and gravels with special reference to their use in filtration.“- *Ann. Rep. Mass. State Bd. Health*, **24**: 541-556; Boston.

- 
- HINDEL, R, & FLEIGE, H. (1991): Schwermetallverteilung in Bodenprofilen aus verschiedenen Ausgangsgesteinen und Unterscheidungskriterien zur Abgrenzung lithogener, pedogener und anthropogener Anteile.- In: Endbericht: Arbeitsblock I im Rahmen des Forschungsprojektes: Schwermetalle in Böden der Bundesrepublik Deutschland – geogene und anthropogene Anteile.- Forschungsbericht **107**, 01 001, UBA-FB 91-020; Berlin.
- HOFMANN, U. (1962): Die Tonminerale und die Plastizität des Tons.- *Keramische Zeitschrift*, **14** (1): 14-19.
- HOLWEG, K. (1997): Einsatz von Waschbergen des Steinkohlenbergbaus im Erd-, Deponie- und Wasserbau.- *Glückauf*, **133** (9): 537-541.
- HOLZLÖHNER, U. (1996): Rechnerische Abschätzung der Austrocknungsgefährdung von mineralischen Abdichtungssystemen. - In: CZURDA, K, & STIEF, K [Hrsg.]: Oberflächenabdichtung oder Oberflächenabdeckung? Regelwerke oder alternative Systeme?, VDI-Seminar.- *Schr. Angew. Geol. Reihe*, **45**; Karlsruhe (Eigenverlag).
- HOLZLÖHNER, U. (1998): Mechanische Beanspruchung von mineralischen Abdichtungsschichten, Setzungsschäden.- In: AUGUST, H., & HOLZLÖHNER, U., & MEGGYES, T. [Hrsg.]: Optimierung von Deponieabdichtungssystemen; Berlin (Springer).
- HSU-CHOU, R.S., & NASCIMENTO, H.C.G., & YEN, T.F. (1989): Microbial Action on Coal.- In: KLEIN, R., & WELLES, R. [Hrsg.]: Sample Selection, Aging, and Reactivity of Coal; New York (J. Wiley & Sons).
- HUSSAIN, S.A., & DEMIRCI, S., & ÖZBAYOĞLU, G. (1996): Zeta Potential Measurement on Three Clays from Turkey and Effects of Clays on Coal Flotation.- *J. Coll. Interf. Sci.*, **184**: 535-541.
- HUSSAIN, I., & OLSON, K.R., & JONES, R.L. (1998): EROSION PATTERNS ON CULTIVATED AND UNCULTIVATED HILLSLOPES DETERMINED BY SOIL FLY ASH CONTENTS.- *Soil Science*, **163** (9): 726-738.

- INTERNATIONAL UNION OF PURE AND APPLIED CHEMISTRY [IUPAC] (1972): Manuel of Symbols and Terminology for Physico Chemical Quantities and Units; London (Butterworth).
- ISAACS, J.J., & LIOTTA, R. (1987): Oxidative Weathering of Powder River Basin Coal.- *Energy and Fuels*, **1**: 349-351.
- JABRO, J.D. (1996): VARIABILITY OF FIELD-SATURATED HYDRAULIC CONDUCTIVITY IN A HAGERSTOWN SOIL AFFECTED BY INITIAL WATER CONTENT.- *Soil Science*, **161** (11): 735-739.
- JASMUND, K., & LAGALY, G. (HRSG.): *Tonminerale und Tone*; Darmstadt (Steinkopff).
- JÜNTGEN, H. (1984): Review of the kinetics of pyrolysis and hydrolysis in relation to the chemical constitution of coal.- *Fuel* **63**: 731-737.
- KAISER, M., & JUNG, R.G., & HOBERG, H. (1995): Specific Application of Flocculants in Closed Wash Water Circuits for Gravel and Sand Processing.- *Aufbereitungs-Technik*, **36** (1): 5-11.
- KAJI, R., & MURANAKA, Y., & OTSUKA, K., & HISHINUMA, Y. (1986): Water adsorption by coals: effects of pore structure and surface oxygen.- *Fuel*, **65**: 288-291.
- KALRA, N., & JAIN, M.C., & JOSHI, H.C., & CHOUDHARY, R., & HARIT, R.C., & VATSA, B.K., & SHARMA, S.K., & KUMAR, V. (1998): FLYASH AS A SOIL CONDITIONER AND FERTILIZER.- *Bioresource Technology*, **64**: 163-167.
- KELEMEN, S.R., & KWIA TEK, P.J. (1995): Quantification of Organic Oxygen Species on the Surface of Fresh and Reacted Argonne Premium Coal.- *Energy & Fuels*, **9**: 841-848.
- KELLER, D.V., & STELMA JR., G.J., & CHI, Y.M. (1979): Surface Phenomena in the Dewatering of Coal.- EPA Report 600/7-79-008, January 1979.
- KENNEY, T., & VEEN VAN, M., & SWALLOW, M., & SUNGAILA, M. (1992). „Hydraulic conductivity of compacted bentonite-sand-mixtures.“- *Can. Geotechn. J.*, **29** (3): 364-374.
- KERTH, M. (1991): *Die Pyritverwitterung im Steinkohlenbergematerial und ihre umweltgeologischen Folgen*.- Diss. Univ. Essen: 182 S.; Essen.

- 
- KHIRE, M.V., & BENSON, C.H., & BOSSCHER, P.J. (1997): Water Balance Modeling of Earthen Final Covers.- J. Geotechnical Geoenvironmental Engineering, **123** (8): 744-754.
- KJELLANDER, R., & MARCELJA, S., & QUIRK, J.P. (1988): Attractive Double-Layer Interactions between Calcium Clay Particles.- J. Coll. Interf. Sci., **126** (1): 194-211.
- KLINGER, C. (1994): Mobilisationsverhalten von anorganischen Schadstoffen in der Umgebung von untertägigen Versatzbereichen am Beispiel von Reststoffen aus Müllverbrennungsanlagen im Steinkohlengebirge des Ruhrkarbons.- DMT-Berichte aus Forschung und Entwicklung, **23**: 173 S.; Bochum.
- KLOSA, D. (1994): Eine rechnergestützte Methode zur Bestimmung des Gesamtkarbonatgehaltes in Sedimenten und Böden.- Z. angew. Geol., **40** (1): 18 - 21; Hannover.
- KÖLLER VON, H. (1995): Kreislaufwirtschafts- und Abfallgesetz, Textausgabe mit Erläuterungen.- Abfallwirtschaft in Forschung und Praxis, **77**: 279 S.; Berlin (Erich Schmidt).
- KÖLLING, M. (1990): Modellierung geochemischer Prozesse in Sickerwasser und Grundwasser. - Beispiel: Die Pyritverwitterung und das Problem saurer Grubenwässer.- Ber. FB Geowissenschaften Univ. Bremen, **8**: 135 S.; Bremen.
- KOLDER, W. (1989): Die Bedeutung der Wasserwirtschaft im Bereich des Steinkohlebergbaus am Beispiel des Ruhrbergbaus.- Mitteilungen Institut für Wasserbau und Wasserwirtschaft, Rheinisch-Westfälische Technische Hochschule (RWTH) Aachen, **74**; Aachen.
- KOSMAN, J.J., & ROWELL, R.L. (1982): Colloids and Surfaces, **4**: 245.- In: BOTSARIS, G.D., & GLAZMAN, YU.M. [Hrsg.] (1988): Interfacial Phenomena in Coal Technology.- Surfactant science series, **32**; New York (M. Dekker).
- KOWALCZYK, U., & SCHIRMER, U., & TRUPPAT, R. (1995): Differenzierung zwischen dem gesamten organischen Kohlenstoff (TOC) und dem abbaubaren organischen Kohlenstoff (AOC) in Rostaschen von Verbrennungsanlagen für Hausmüll und hausmüllähnliche Abfälle.- VGB Kraftwerkstechnik, **75** (11): 961-967; Essen.

- KRAUß, H. (2000): Quecksilberporosimetrie toniger Sedimente und Einfluß der Porengröße auf die Elektroosmose.- Diplomarbeit Teil I am Lehrstuhl Angew. Geol, Universität Karlsruhe; Karlsruhe (unveröffentlicht).
- KRETSCHMAR, A. (1983): Kulturtechnisch-Bodenkundliches Praktikum.- 466 S.; Kiel.
- KREVELEN VAN, D.W. (1993): Coal; Typology – Physics – Chemistry – Constitution, 3. ed.; Amsterdam (Elsevier).
- LAGA-INFORMATIONSSCHRIFT ABFALLARTEN (1991) Länderarbeitsgemeinschaft Abfall (LAGA), (Hrsg.). - 3., völlig Neubearb. und wesentlich erw. Aufl., Abfallwirtschaft in Forschung und Praxis **41**: 196 S.; Berlin (Erich Schmidt).
- LAGALY, G. (1992): Stabilität kolloidaler Dispersionen – Theoretische Grundlagen und experimentelle Ergebnisse, 6. Aufl., 160 S.; Kiel.
- LAGALY, G. (1993): Praktische Verwendung und Einsatzmöglichkeiten von Tonen. - In: JASMUND, K., & LAGALY, G. [Hrsg.]: Tonminerale und Tone; Darmstadt (Steinkopff).
- LAGALY, G., KÖSTER, H.M. (1993): Tone und Tonminerale. - In: JASMUND, K., & LAGALY, G. [Hrsg.]: Tonminerale und Tone; Darmstadt (Steinkopff).
- LAMBE, T. (1954): „The permeability of compacted fine-grained soils.“- Spec. Tech. Publ. American Society of Testing and Material (ASTM), **163**: 56-67; Philadelphia.
- LANDESAMT FÜR WASSER UND ABFALL [LWA] (1993): Mineralische Deponieabdichtungen.- Abfallwirtschaft NRW, **18**; Düsseldorf.
- LANG, H.D., & RABIEN, A., & STRUVE, W., & WIEGEL, E. (1976): Richtlinien für die Verfasser geowissenschaftlicher Veröffentlichungen.- 36 S.; Stuttgart (Schweitzerbart).
- LASKOWSKI, J., & KITCHNER, J.A. (1969): The hydrophilic-hydrophobic transition on silica.- J. Coll. Interf. Sci., **29**: 670-679.
- LASKOWSKI, J.S., & PARFITT, G.D. (1989): Electrokinetics of Coal-Water Suspensions. In: BOTSARIS, G.D., & GLAZMAN, YU.M. [Hrsg.] (1989): Interfacial Phenomena in Coal Technology; New York (M. Dekker).

- 
- LAZARO, M.J., & IBARRA, J.V., & MOLINER, R., & ANDRES DE, A.G., & THOMAS, K.M. (1996): The release of nitrogen during the combustion of coal chars: the role of volatile matter and surface area.- *Fuel*, **75** (8): 1014-1024.
- LEHNERS, CH., & LHOTZKY, K., & ERNST, H. (1997): Verformungen von Deponiekörpern.- *Müll und Abfall*, **7**: 415-425.
- LEPOM, P., & HENSCHER, P. (1993): Verfahren zur Charakterisierung des biologisch abbaubaren Anteils der organischen Substanz.- *Müll und Abfall*, **7**: 530-537.
- LEUCHS, W. (1996): Konsequenzen für die nordrhein-westfälischen Regelungen zur Güteüberwachung und Verwertung im öffentlichen Erd- und Straßenbau.- Tagungsband: „Waschberge und Umwelt“, **3**; Essen.
- LEUCHS, W. (1997): Verfahren zur Bestimmung der Pufferkapazität nach Dr. Wolfgang Leuchs, Landesumweltamt NRW (persönliche Mitteilung der Ruhranalytik, Dr. Madsack).
- LIESER, U., & ONASCH, K.J. (1998): Schäden an Oberflächenabdichtungssystemen bei sanierten Altlasten am Beispiel einer Haldenabdeckung.- *AJ*, **1-2**: 36-39.
- LIOTTA, R., & BRONS, G., & ISAACS, J.J. (1983): Oxidative Weathering of Illinois No. 6 Coal.- *Fuel*, **62**: 781-791.
- LUDWIG, S. (1993): Frostgefährdung toniger Deponiebarrieren-Gefrierverhalten, bodenmechanische Eigenschaften, Mikrogefüge.- *Schr. Angew. Geol. K'he*, **26**: 225 S.; Karlsruhe (Eigenverlag).
- LYKLEMA, J. (1976): INFERENCE OF POLYMER ADSORPTION FROM ELECTRICAL DOUBLE LAYER MEASUREMENT.- *Pure & Appl. Chem.*, **46**: 149-156.
- MAGESAN, G.N., & WILLIAMSON, J.C., & SPARLING, G.P., & SCHIPPER, L.A., & LLOYD-JONES, A.RH. (1999): Hydraulic conductivity in soils irrigated with wastewaters of differing strengths: Field and laboratory studies.- *Aust. J. Soil Res.*, **37**: 391-402.
- MAHAJAN, O.P. (1989): Adsorption and Pore Structure and Coal-Water Interaction.- In: KLEIN, R., & WELLEK R. [Hrsg.] (1989): *Sample Selection, Aging, and Reactivity of Coal*; New York (J. Wiley & Sons).



- MATSI, T., & KERAMIDAS, V.Z. (1999): Fly ash application on two acid soils and its effect on soil salinity, pH, B, P and on ryegrass growth and composition.- *Environmental Pollution*, **104**: 107-112.
- MATTHESS, G., & OETTING, R., & SCHULZ, M. (1979): Einfluß von Berge- und Schlackenmaterialien im Straßenbau auf das Grundwasser.- Untersuchungsauftrag des Ministeriums für Wirtschaft, Mittelstand und Verkehr des Landes Nordrhein-Westfalen: 208 S.; Düsseldorf.
- MELCHIOR, S. (1993): Wasserhaushalt und Wirksamkeit mehrschichtiger Abdecksysteme für Deponien und Altlasten.- Institut für Bodenkunde Hamburg, **22**; Hamburg.
- MELCHIOR, S. (1998): In-situ-Untersuchungen zur Wirksamkeit von Oberflächenabdichtungen (Mineralische Dichtung, Kunststoffdichtungsbahn, Bentonitmatte, Kapillarsperre).- In: STEGMANN, R, & RETTENBERGER, G. [Hrsg.]: Entwicklungstendenzen in der Deponietechnik.- *Hamburger Berichte*, **12**: 179-196; (Economica).
- MESRI, G., & OLSON, R. (1971): „Mechanisms controlling the permeability of clays.“- *Clays and Clay Minerals*, **19**: 151 –158.
- MICHAELS, A.S. (1954): Aggregation of suspensions by polyelectrolytes.- *Industrial and Engineering Chemistry*, **46**: 1485-1490.
- MICHAELS, A.S. & MORELOS, O. (1955): Polyelectrolyte adsorption by kaolinite.- *Industrial and Engineering Chemistry*, **47**: 1801-1809.
- MISHRA, K.P., & GUPTA, K.D., & TRIPATHI, P.S.M., & SINGH, N.N. (1996): Effect of Variation of Particle Size and Agitation on the Flocculation of Coals by Polymeric Flocculants.- *J. Indian Chem. Soc.*, **73**: 223-225.
- MITCHELL, J. (1976). *Fundamentals of soil behavior*; New York (John Wiley).
- MITCHELL, J., & HOPPER, D., & CAMPANELLA, R. (1965). „Permeability of compacted clay.“- *J. Soil Mech. And Found Div., ASCE*, **91** (4): 41-65.
- MORTENSEN, J.L. (1962): Adsorption of hydrolysed polyacrylonitrile on kaolinite.- In: SWINEFORD, A. [Hrsg.]: *Clays and Clay Minerals*,

- 
- Proc. 9<sup>th</sup> Natl. Conf., West Lafayette, Indiana 1960: 530-545; New York (Pergamon).
- MÜLLER-VONMOOS, M., & HONOLD, P., & KAHR, G. (1985): Das Scherverhalten reiner Tone.- Mitt. Inst. Grundbau Bodenmech. ETH-Zürich, **128**; Zürich.
- MURTY, M.V.S., & ALEEM, M.I.H., & KERMODE, R.I., & BHATTACHARYYA, D. (1994): Biotreatment of Coals and Coal-Related Compounds by Hydrogen-Utilizing Microorganisms.- J. Chem. Tech. Biotechnol., **60**: 359-367.
- NAGEL, R., & VÖLKER, M. (1999): DEPONIE - Input-Output-Frachten einer Sonderabfalldeponie (Teil 1).- Entsorgungs Praxis, **17** (2): 22-23.
- NAPPER, D.H. (1983): Polymeric Stabilization of Colloidal Dispersions; New York (Academic Press).
- NELSON, C.R. (1979): Ph.D. Thesis.- Pennsylvania State University (University Park).
- NELSON, C.R. (1989): Coal Weathering: Chemical Processes and Pathways. - In: NELSON, C.R. [Hrsg.]: Chemistry of Coal Weathering; Amsterdam (Elsevier).
- NIENHAUS, U. (1996): Anforderungen an Deponieabdichtungsmaterialien.- In: Tagungsband: „Waschberge und Umwelt“, Beitr. **9**; Essen.
- NIENHAUS, U. (1997): Einsatz von Flotationsbergen in Oberflächenabdichtungssystemen.- Umwelt, **27** (3): 31-34; Düsseldorf.
- OETTING, R. (1980): Hydrogeochemische Laboruntersuchung an Bergematerialien und einer Hochofenschlacke.- Schriftenreihe des Vereins für Wasser-, Boden- und Lufthygiene, **50**: 162 S.; Kiel.
- OELERT, H.H. (1969): Zur Molekularstruktur von Steinkohlen.- Brennstoff-Chemie, **50**: 178-182.
- OELERT, H.H. (1971): Die chemische Struktur der Kohle – wissenschaftliche Befunde und technische Aspekte.- Nachr. Chem. Techn., **19**: 165-167.

- OLPHEN VAN, H. (1963): Clay colloid chemistry; New York (Interscience).
- OSIPOWICZ, B., & JABLONSKI, L., & SIEWINSKI, A., & JASIENKO, S., & RYMKIEWICZ, A. (1994): BIODEGRADATION OF HARD COAL AND ITS ORGANIC EXTRACT BY SELECTED MICROORGANISMS.- Fuel, **73** (12): 1858-1862.
- OWEN, M.J. (1989): Enhancement of Mechanical Dewatering of Fine Coal by Surface-Aktive Additives. - In: BOTSARIS, G.D., & GLAZMAN, YU.M. [Hrsg.]: Interfacial Phenomena in Coal Technology; New York (M. Dekker).
- PFEIFFER, S. (1997): Umweltgeochemische Bedeutung der Bildung und Oxidation von Pyrit in Gewässersedimenten.- Bayreuther Forum Ökologie, **47**; Bayreuth.
- PILGER, A., & STADLER, G. (1971): Das Rhein-Ruhr Revier. Blei-Zink-Vererzungen.- Fortschr. Geol. Rheinld. Westf., **19**: 57-60; Krefeld.
- PREIN, A. (1993): Sauerstoffzufuhr als limitierender Faktor für die Pyritverwitterung in Abraumkippen.- Mitt. Inst. Wasserwirtsch., Hydrologie und landwirtsch. Wasserbau Univ. Hannover, **79**; Hannover.
- PROBSTEIN, R.F. (1994): Physicochemical Hydrodynamics – An Introduction.- 2<sup>nd</sup>. ed.; New York (Wiley & Sons).
- RADMACHER, W., & SCHMITZ, W. (1965): Prüfung fester Brennstoffe. Bestimmung der chemischen Zusammensetzung fester Brennstoffasche.- Brennstoff-Chemie, **46**: 21-27.
- RAND, B., & MELTON, I.E. (1977): Particle interaction in aqueous kaolinite suspensions.- J. Coll. Interf. Sci., **60**: 308-320.
- REERING, W., & KÖLLING, G. (1968): Das chemische Bild der Steinkohle.- Bild Wissenschaft, **12**: 1072-1081.
- RICHTER, D. (1996): Ruhrgebiet und Bergisches Land.- zwischen Ruhr und Wupper.- Sammlung geologischer Führer, 3. Aufl.: 225 S.; Stuttgart (Bornträger).
- ROBERTS, K., & KOWALEWSKA, J., & FRIBERG, S. (1974): The influence of interactions between hydrolyzed aluminium ions and polyacrylamides on the sedimentation of kaolin suspensions.- J. Colloid Interf. Sci., **48**: 361-367.

- 
- RUBERTO, R.G., & CRONAUER, D.C. (1978): - In: LARSEN, J.W. [Hrsg.]: Organic Chemistry of Coal.- ACS Symposium Series **71**; Washington D.C..
- RUEHRWEHN, R.A., & WARD, D.W. (1952): Mechanism of clay aggregation by polyelectrolytes.- Soil Sci., **73**: 485-492.
- RUHRKOHLENHANDBUCH (1986): Anhaltszahlen, Erfahrungswerte u. prakt. Hinweise für industrielle Verbraucher.- 6., Neubearb. Aufl.: 404 S; Essen (Verlag Glückauf).
- SAINI, G.R., & MCLEAN, A.A. (1966): Adsorption-flocculation reactions of a soil polysaccharide with kaolinite.- Soil Sci. Soc. Am. Proc., **30**: 697-699.
- SASTRY, N.V., & SEQUARIS, J.-M., & SCHWUGER, M.J. (1995): Adsorption of Polyacrylic Acid and Sodium Dodecylbenzenesulfonate on Kaolinite.- J. Colloid Interf. Sci., **171**: 224-223.
- SCHEFFER, F., & SCHACHTSCHABEL, P. (1989): Lehrbuch der Bodenkunde.- 12. Aufl., 491 S., 220 Abb., 102 Tab.; Stuttgart (Enke)
- SCHETTER, G., & DAMSCH, G., & SCHAD, H., & ERTEL, TH. (1996): Mineralische Oberflächenabdichtung als zentrales Element zur Sanierung und Deponieabschluss einer alten Hausmülldeponie.- Müll und Abfall, **28** (4): 242-249.
- SCHMIDT, R., & SCHÖPEL, M. (1984): Die Abgänge des Steinkohlenbergbaus. Verwitterungs- und Lösungsvorgänge im Bergematerial, dargestellt an Lysimeteruntersuchungen.- Mitt. Westf. Berggewerkschaftskasse, **54**: 338 S.; Bochum.
- SCHNEIDER, H.E., & HANKE, W., & MEYER, W. (1998): Die Kennzeichnung der Trockenrißanfälligkeit mineralischer Deponieabdichtungen.- N. Jb. Geol. Paläont. Abh., **208**: 327-342.
- SCHNEIDER, S. (1990): Haldenrekultivierung - Bodenkundliche Untersuchungen zur Rekultivierung von Bergehalden.- Haldenökologische Untersuchungsreihe **4**: 135 S.; Essen (Kommunalverband Ruhrgebiet).

- SCHOFIELD, R.K. (1935): Pore-size distribution as revealed by the dependence of suction (pF) on moisture content.- Trans. 1<sup>st</sup> Comm. Int. Soc. Soil Sci. Am.: 38-45.
- SCHÜRING, J. (1996): Die Verwendung von Steinkohlebergematerialien im Deponiebau im Hinblick auf die Pyritverwitterung und die Eignung als geochemische Barriere.- Berichte Fachbereich Geowissenschaften, Univ. Bremen, **75**: 110 S.; Bremen.
- SCHULZ, M. (1979): Hydrogeochemische Felduntersuchung zum Auslaageverhalten verschiedener Bergematerialien des Nordrhein-Westfälischen Steinkohlengebietes und einer Hochofenschlacke.- Diss. Univ. Kiel: 150 S.; Kiel.
- SCHWEISFURTH, M. (1996): Die Verwendung von Steinkohlenbergematerial im Deponiebau im Hinblick auf das geochemische Verhalten gegenüber organischen Prüfflüssigkeiten und die Eignung als geochemische Barriere.- Diss. Univ. Essen: 149 S.; Essen.
- SEELHEIM, F. (1880): „Methode zur Bestimmung der Durchlässigkeit des Bodens.“- Z. anal. Chemie, **19**: 387-418; Wiesbaden (Kreidel).
- SHAKOOR, A., & COOK, B. (1990). The effect of stone content, size, and shape on the engineering properties of a compacted silty clay.“- Bull. of Assoc. of Engrg. Geologists, **27** (2): 245-253.
- SHELLEY, T., & DANIEL, D. (1993): „Effect of gravel on hydraulic conductivity of compacted soil liners.“- J. Geotech. Engrg., ASCE, **119** (1): 54-68.
- SINGER, P.C., & STUMM, W. (1970): Acid mine drainage: the rate determining step.- Science **167**: 1121-1123.
- SINGH, B.P. (1997): The Influence of Surface Phenomena on the Dewatering of Fine Clean Coal.- Filtration and Separation, **34** (2): 159-164.
- SINGH, B.P., & BESRA, L. (1997): The Effect of Flocculants and Surfactants on the Filtration Dewatering of Iron Ore Fines.- Separation Science and Technology, **32** (13): 2201-2219.
- SOMMERAUER, A., & SUSSMANN, D.L., & STUMM, W. (1968): The role of complex formation in the flocculation of negatively charged sols with anionic polyelectrolytes.- Kolloid Z., **225**: 147-154.

- 
- SONDI, I., & MILAT, O., & PRAVDIC, V. (1997): Electrokinetic Potentials of Clay Surfaces Modified by Polymers.- J. Colloid Interf. Sci., **189**: 66-73.
- SONG, S., & TRASS, O. (1997): Floc Flotation of Prince coal with simultaneous grinding and hydrophobic flocculation in a Szego mill.- Fuel, **9**: 839-844.
- SPITZER, Z. (1981): Mercury Porosimetry and its Application to the Analysis of Coal Pore Structure.- Powder Technology, **29**: 177-186.
- SPOSITO, G. (1984): The Surface Chemistry of Soils: 234 S.; Oxford (Clarendon Press).
- SRIDHARAN, A., & SATYAMURTY, P.V. (1996): Potential-Distance Relationships of Clay-Water Systems considering the Stern Theory.- Clay and Clay Min., **44** (4): 479-484.
- SRODON, J., & EBERL, D.D. (1984): Illite. In: BAILEY, S.W. [Hrsg.]: Micas – Reviews in Mineralogy, **13**; Chelsea (BookCrafters).
- STADLER, G. (1962): Zusammenfassende Bemerkungen zur Genese der Kaolin-Kohlentonsteine.- Fortschr. Geol. Rheinl. u. Westf., **3**: 641-642.
- STALLJANN, E. (1983): Standortfaktoren zur Begründung von Bergbahnen des Steinkohlenbergbaus.- Dissertation Universität Münster, 143 S., 39 Abb., 11 Tab., 6 Taf.; Münster.
- STEGER, H.F., & DEJARDINS, L.E. (1978): Oxidation of sulphide minerals, IV Pyrite, chalcopyrite and pyrrhotite.- Chem. Geol. **23**: 225-237.
- STERN, O. (1924): Zur Theorie der elektrolytischen Doppelschicht.- Z. Elektrochem., **30**: 508-516.
- STOFFREGEN, H., & DÖLL, P., & WESSOLEK, G., & MELCHIOR, S., & VIELHABER, B., & HOLZLÖHNER, U., & HORN, R., & BAUMGARTL, TH., & GRÄSLE, W., & BOHNE, K., & SCHMIDT, M. (1999): Reißgefährdung von Kombinationsabdichtungen durch temperaturabhängige Austrocknung.- Müll und Abfall, **1**: 29-35.
- STUMM, W., & MORGAN, J.J. (1970): Aquatic chemistry.- An introduction emphasizing chemical equilibria in natural waters, 583 S.; New York (Wiley-Interscience).

- STUTZMANN, TH., & SIFFERT, B. (1977): CONTRIBUTION TO THE ADSORPTION MECHANISM OF ACETEMIDE AND POLYACRYLAMIDE ON THE CLAYS.- *Clays and Clay Minerals*, **25**: 392-406.
- SWIFT, G. (1994): Water-soluble polymers.- *Polymer Degradation and Stability*, **45**: 215-231.
- TA ABFALL (1993): Gesamtfassung der zweiten allgemeinen Verwaltungsvorschrift zum Abfallgesetz. Technische Anleitung zur Lagerung, chemisch/physikalischen, biologischen Behandlung, Verbrennung und Ablagerung von besonders überwachungsbedürftigen Abfällen in der ab 1. April 1991 geltenden Fassung. 2. Aufl.; München (Rehm).
- TA SIEDLUNGSABFALL (1993): Dritte allgemeine Verwaltungsvorschrift zum Abfallgesetz (TA Siedlungsabfall) - Technische Anleitung zur Verwertung, Behandlung und sonstigen Entsorgung von Siedlungsabfällen. Vom 14. Mai 1993. Bundesanzeiger vom 29. Mai 1993, Nr. 99a.
- TAUBER, C. (1988): Spurenelemente in Flugaschen: Kohle – Kraftwerk – Umwelt; Köln (Verl. TÜV Rheinland).
- TEICHMÜLLER, M., & TEICHMÜLLER, R. (1971): Inkohlung. - In: TEICHMÜLLER, M., & TEICHMÜLLER, R. (Hrsg.): Die Karbon-Ablagerungen in der Bundesrepublik Deutschland – Eine Übersicht.- *Fortschritte in der Geologie von Rheinland und Westfalen*, **19**: 47-56; Krefeld.
- THENG, B.K.G. (1979): Formation and properties of clay-polymer complexes; Amsterdam (Elsevier).
- THENG, B.K.G. (1982): CLAY-POLYMER INTERACTIONS: SUMMARY AND PERSPECTIVES.- *Clays Clay Miner.*, **30**: 1-10.
- TERZAGHI, K. (1925). „Simplified soil tests of subgrades and their physical significance.“- *Public Roads*, (Oct.): 31-35.
- TIDESWELL, F.V., & WHEELER, R.V. (1920): The Oxidation of the Ingredients of Banded Bituminous Coal. Studies in the Composition of Coal.- *J. Chem. Soc.*, **117**: 794-801.
- TRAST, J.M., & BENSON, C.H. (1995): Estimating Field Hydraulic Conductivity of Compacted Clay.- *J. Geotechnical Engineering*, **121** (10): 736-739.

- 
- VAHRMANN, M. (1972): The smaller molecules – an overlooked component of coal.- *Chemistry in Britain*, **8**: 16-24.
- VELDE, B. (1995): *Origin and Mineralogy of Clays – Clays and the Environment*; Berlin (Springer).
- VERWEY, E.J.W., & OVERBEEK, J.T.G. (1948): *Theory of the stability of lyophobic colloids*; New York (Elsevier).
- VINCENT, B. (1973): The van der Waals attraction between colloid particles having adsorbed layers. II. Calculations of interaction curves.- *J. Colloid Interf. Sci.*, **42**: 270-285.
- VINCENT, B. (1974): The effect of adsorbed polymers on dispersions stability.- *Advances in Colloid and Interf. Sci.*, **4**: 193-277.
- WACHOWSKA, H.M., & NANDI, B.N., & MONTGOMERY, D.S. (1974): Oxidation Studies on Coking Coal Related to Weathering. 4) Oxygen Linkages Influencing the Dilatometric Properties and the Effect of Cleavage of Ether Linkages.- *Fuel* **53**: 212-219.
- WALKER, J.D., & AUSTIN, H.F., & COLWELL, R.R. (1975): Utilization of mixed hydrocarbon substrate by petroleum-degrading microorganisms.- *J. Gen. Appl. Microbiol.*, **21**: 27-39.
- WALKER JR., P.L., & VERMA, S.K., & RIVERA-UTRILLA, J., & DAVIS, A. (1988): Densities, porosities and surface areas of coal macerals as measured by their interaction with gases, vapours and liquids.- *Fuel*, **67**: 1615-1623.
- WASHBURN, E.W. (1921): Note on a method of determining the distribution of pore sizes in porous media.- *Nat. Acad. Sci. Proc.*, **7**: 115.
- WEILER, D., & OBERDORFER, D., & ALDENKORTT, D. (1998): Flotationsberge - ein alternatives Material für die mineralische Dichtungsschicht in Deponieoberflächenabdichtungssystemen?.- In: *Schr. Angew. Geol. K'he*, **50**: 301-314; Karlsruhe (Eigenverlag).
- WEITZACKER, C., & GARDELLA JR, J.A. (1996): Quantitative Electron Spectroscopic Analysis of the Surface Chemistry of Bituminous Coal.- *Energy & Fuels*, **10**: 141-148.
- WIGGERING, H. (1984): *Mechanismen bei der Verwitterung aufgehaldeter Sedimente (Berge) des Oberkarbons*.- Diss. Univ. Essen: 230 S.; Essen.



- WIGGERING, H. [Hrsg.] (1991): Bergehalden des Steinkohlenbergbaus: Beanspruchung und Veränderung eines industriellen Ballungsraumes: 246 S.; Braunschweig (Vieweg).
- WINMILL, T.F. (1915): The Adsorption of Oxygen by Coal. Part VIII – The effect on the adsorption of the size of coal-particles and the percentages of oxygen in the air. - Trans. Inst. M. E., **101**: 493-499.
- WISOTZKY, F. (1995): Untersuchungen zur Pyritoxidation in Sedimenten des Rheinischen Braunkohlereviere und deren Auswirkungen auf die Chemie des Grundwassers.- Landesumweltamt Nordrhein-Westfalen, 1995, 153 S.; Essen.
- WONG, J.W.C., & SU, D.C. (1997): REUTILIZATION OF COAL FLY-ASH AND SEWAGE SLUDGE AS AN ARTIFICIAL SOIL-MIX: EFFECTS OF PREINCUBATION ON SOIL PHYSICO-CHEMICAL PROPERTIES.- Bioresource Technology, **59**: 97-102.
- YARIV, S., & RUSSELL, J., & FARMER, V.C. (1966): Infra-red study of the adsorption of benzoic acid and nitrobenzene on montmorillonite.- Israel J. Chem, **4**: 201-213.
- ZEIEN, H., & BRÜMMER, G.W. (1991): Chemische Extraktionen zur Bestimmung der Bindungsformen von Schwermetallen in Böden.- In: SAUERBECK, D. & LÜBBEN, S. [Hrsg.]: Auswirkungen von Siedlungsabfällen auf Böden, Bodenorganismen und Pflanzen.- Berichte aus der ökologischen Forschung, **6**: 62-91; Jülich.

- 
- DIN 18 121 T1 (1976): Baugrund; Untersuchung von Bodenproben: Wassergehalt – Bestimmung durch Ofentrocknung.
- DIN 18 122 T1 (1976): Baugrund; Untersuchung von Bodenproben: Zustandsgrenzen (Konsistenzgrenzen). Teil 1: Bestimmung der Fließ- und Ausrollgrenze.
- DIN 18 123 (1983): Baugrund; Untersuchung von Bodenproben: Bestimmung der Korngrößenverteilung.
- DIN 18 124 T1 (1973): Baugrund; Untersuchung von Bodenproben: Bestimmung der Korndichte mit dem Kapillarpknometer
- DIN 18 127 (1976): Baugrund; Untersuchung von Bodenproben: Proctorversuch.
- DIN 18 128 (Entwurf 1988): Baugrund; Versuche und Versuchsgeräte: Bestimmung des Glühverlustes.
- DIN 18 129 (Entwurf 1989): Baugrund; Versuche und Versuchsgeräte: Kalkgehaltsbestimmung.
- DIN 18 130 (1983): Baugrund; Untersuchung von Bodenproben: Bestimmung des Wasserdurchlässigkeitsbeiwertes; Laborversuche.
- DIN 18 137 T1 (Entwurf 1985): Baugrund; Untersuchung von Bodenproben: Bestimmung der Scherfestigkeit, Begriffe und grundsätzliche Versuchsbedingungen.
- DIN 23 003: Internationales Klassifikationssystem für Steinkohlen (April 1976).
- DIN 51 719: Bestimmung des Aschegehaltes.
- DIN 51 720: Prüfung fester Brennstoffe: Bestimmung des Gehaltes an Flüchtigen Bestandteilen und der Ausbeute an Tiegelkoks (Oktober 1967).
- DIN 51 729: Bestimmung der chemischen Zusammensetzung von Brennstoffasche.
- DIN 66 133 (1991): Bestimmung der Porenvolumenverteilung und der spezifischen Oberfläche von Feststoffen durch Quecksilberintrusion.

SCHRIFTENREIHE  
DES LEHRSTUHLES FÜR ANGEWANDTE GEOLOGIE

- Band 1** **WOHNLICH, S. (1987):** Auswirkungen nachträglicher Grundwasserschutzmaßnahmen auf den Wasserhaushalt von Deponien unter besonderer Berücksichtigung von Oberflächenabdichtungen.- 269 S., **vergriffen.**
- Band 2** **HÖTZL, H.; BRAUNS, J.; CZURDA, K. A.; SENG, H.J.; SMYKATZ-KLOSS, W.; CROCOLL, R.; KEPPLER, F. & MAZUR, W. (1987):** Vorstudie für ein Pilotprojekt zur Sanierung von Altlasten (Sondermülldeponie).- 198 S., vergriffen.
- Band 3** **BARTL, U. (1988):** Retentions- und Desorptionsverhalten von Radionukliden an tonigen Barrieregesteinen.- 103 S., **vergriffen.**
- Band 4** **CZURDA, K. A. & WAGNER, J.-F. (Hrsg., 1988):** Tone in der Umwelttechnik.- Jahrestagung 1988 der Deutschen Ton- und Tonmineralgruppe in Karlsruhe.- 321 S., **vergriffen.**
- Band 5** **SCHMIDT, B. (1989):** Leichtflüchtige Chlorkohlenwasserstoffe (LCKW) im Untergrund (Literaturstudie).- 116 S., **vergriffen.**
- Band 6** **BRAND, K. (1989):** Untersuchungen über die Festlegung und Remobilisierung der Schwermetalle Blei, Cadmium, Kupfer und Zink bei der Uferfiltration.- 243 S.
- Band 7** **SCHABABERLE, R. (1989):** Stofftransport und Gefügeänderungen beim partiellen Gefrieren von Ton-Barrieren.- 214 S., **vergriffen.**
- Band 8** **DONIE, C. (1990):** Parameter, Prozesse und Modelle bei Bergzerreißungs- und Talzuschuberscheinungen im Helvetikum Vorarlbergs.- 143 S.
- Band 9** **BOCK, P.; HÖTZL, H. & NAHOLD, M. (Schriftleitung, 1990):** Untergrundsanie rung mittels Bodenluftabsaugung und In-Situ-Strippen.- 408 S., **vergriffen.**

- Band 10 BECKER, A. & PALADINI, S. (1990):** In-situ-Spannungen in Nord- und Mitteleuropa.- 63 S.
- Band 11 FRANK, K. (1991):** TONGESTEINE. Retention von Schwermetallen und die Einflußnahme künstlicher Komplexbildner.- 249 S.
- Band 12 WALZENBACH, J. (1991):** Mineralöle in Locker- und Festgesteinen. Untersuchungen zur Durchlässigkeit, Saugspannung und Kapillarität.- S. 1-152.
- SCHWILLE, F. & WEBER, D. (1991):** Modellversuche zur Schwerkraftausbreitung schwerer organischer Dämpfe in der luftthaltigen Zone (engl.).- S. 153-211.
- Band 13 REICHERT, B. (1991):** Anwendung natürlicher und künstlicher Tracer zur Abschätzung des Gefährdungspotentials bei der Wassergewinnung durch Uferfiltration.- 226 S.
- Band 14 ROHN, J. (1991):** Geotechnische Untersuchungen an einer Großhangbewegung bei Bad Goisern/Oberösterreich.- 193 S., **vergriffen**
- Band 15 WOHLICH, S. (1991):** Kapillarsperren. Versuche und Modellberechnungen.- 127 S.
- Band 16 SCHWEIZER, R. (1991):** Höhenänderungen von Nivellementpunkten im südlichen Oberrheingraben.- 180 S.
- Band 17 JENTSCH, G. (1992):** Bilanzierung des Stoff- und Schadstoffeintrages in das Grundwasser unter besonderer Berücksichtigung der ungesättigten Zone, "Böckinger Wiesen" (Baden-Württemberg).- 254 S.
- Band 18 BOHLEBER, A. (1992):** Quantifizierung von Bodenwasserbewegungen unter kombiniertem Einsatz von Neutronen- und Gamma-Gamma-Sonde.- 174 S.
- Band 19 FISCHER, H.-J. (1992):** Radonmessungen als Ergänzung des gängigen Untersuchungs- und Bewertungsschemas zur Ausweisung von Deponiestandorten in geklüftetem, geringdurchlässigem Gestein.- 206 S.

- Band 20** **ARTHEN, A. (1992):** Untersuchungen zum Verhalten der Schwermetalle Blei, Cadmium, Kupfer und Zink unter wechselnden Ex- und Infiltrationsbedingungen bei der Uferfiltration.- 203 S.
- Band 21** **SCHNIEPP, A. (1992):** Herkunft und Genese der mineralisierten Wässer des Lias alpha 2 im Raum Göppingen.- 215 S.
- Band 22** **WAGNER, J.-F. (1992):** Verlagerung und Festlegung von Schwermetallen in tonigen Deponieabdichtungen. Ein Vergleich von Labor- und Geländestudien.- 246 S.
- Band 23** **HIMMELSBACH, Th. (1993):** Untersuchungen zum Wasser- und Stofftransportverhalten von Störungszonen im Grundgebirge (Albtalgranit, Südschwarzwald).- 238 S.
- Band 24** **ZEIGER, F.-G. (1993):** Beständigkeit von tonigen Deponieabdichtungen im Kontakt mit Deponiesickerwasser und organischen Prüf-flüssigkeiten.- 152 S.
- Band 25** **HAUS, R. (1993):** Mikrogefügeänderungen toniger Böden nach Kohlenwasserstoffkontamination und Tensideinsatz – Porenverteilung, Durchlässigkeit und Sorption- .- 193 S.
- Band 26** **LUDWIG, S. (1993):** Frostgefährdung toniger Deponiebarrieren - Gefrierverhalten, bodenmechanische Eigenschaften, Mikrogefüge.- 226 S.
- Band 27** **MICHENFELDER, A. (1993):** Labor- und Geländeuntersuchungen zum Transportverhalten und Rückhaltevermögen landwirtschaftlich genutzter Böden gegenüber Schwermetallen und Pflanzenschutzmitteln.- 203 S, **vergriffen.**
- Band 28** **VEULLIET, E.J. (1994):** Simulation der Schadstoffmigration im geklüfteten Grundgebirge.- 192 S, **vergriffen.**
- Band 29** **BECKMANN, G. (1994):** Hydrogeologie der Region Andernach. Untersuchungen zur Bewertung, Erweiterungen und Schutz der kommunalen Trinkwasserversorgung.- 170 S.
- Band 30** **BURKHARDT, G. & EGLOFFSTEIN, Th. (Hrsg. 1994):** Alternative Dichtungsmaterialien im Deponiebau und in der Altlastensanie- rung (VDI- Seminar).- 309 S.

- Band 31 WEFER-ROEHL, A. (1994):** Polyzyklische aromatische Kohlenwasserstoffe (PAK) in feinkörnigen Sedimenten: Adsorption und mikrobieller Abbau.- 156 S.
- Band 32 NAHOLD, M. (1996):** Zur Sanierung von CKW-Kontaminationen in komplexen Grundwasserleitern.- 301 S.
- Band 33 SASS, I. (1994):** Brunnen und Filter für die Sanierung von Untergrundkontaminationen.- 162 S.
- Band 34 BURKHARDT, G. & EGLOFFSTEIN, T. (Hrsg. 1994):** Oberflächenabdichtungssysteme für Deponien und Altlasten (VDI- Seminar).- 443 S.
- Band 35 CZURDA, K. & OELTZSCHNER, H. (Hrsg. 1995):** Deponiestandorte mit Risikofaktoren-Gleichwertigkeit von Dichtungssystemen für Ertüchtigung und Systemverbesserung (VDI-Seminar).- 314 S.
- Band 36 HANSTEIN, P. (1995):** Modellrechnungen der Grundwasserströmung unter Berücksichtigung komplexer geologischer Verhältnisse am Beispiel der Sonderabfalldeponie Malsch. - 114 S.
- Band 37 EGLOFFSTEIN T. & BURKHARDT, G. (Hrsg. 1994):** Oberflächenabdichtungen für Deponien und Altlasten - Abdichtung oder Abdeckung ? (VDI-Seminar).- 428 S.
- Band 38 EISWIRTH, M. (1995):** Charakterisierung und Simulation des Schadstofftransports aus Abwasserkanälen und Mülldeponien.- 258 S.
- Band 39 LINNENBERG, W. (Hrsg. 1995):** EDV-gestützte Darstellung und Auswertung von Pumpversuchen (BDG-Seminar).-314 S.
- Band 40 STACHEDER, M. (1996):** Die Time Domain Reflectometry in der Geotechnik. - 174 S.
- Band 41 BURKHARDT, G. & EGLOFFSTEIN, T. (Hrsg. 1996):** Alternative Dichtungsmaterialien im Deponiebau und in der Altlastensicherung (VDI- Seminar).

- Band 42 UPMEIER, M. (1996):** Optimierung mineralischer Deponieabdichtungen durch natürliche Zeolithe und Aktivkohle.-162 S.
- Band 43 HUSMANN, M. (1996)** Inhomogener Sickerwassertransport in der ungesättigten Zone des Weiherbach-Gebietes.- 157 S.
- Band 44 CZURDA, K. & SZABÓ, I. (Hrsg. 1996):** Das Multibarrierensystem in der Deponietechnik (MBS-Seminar in Budapest, Ungarn).
- Band 45 CZURDA, K. & STIEF, K. (Hrsg. 1996):** Oberflächenabdichtung oder Oberflächenabdeckung? Regelwerke oder alternative Systeme?.
- Band 46 ROEHL, K. E. (1997):** Experimentelle Untersuchungen zu Retardation und Bindungsformen von Schwermetallen in tonigen Deponiebarrieren.- 197 S.
- Band 47 ZISCHAK, R. (1997):** Alternatives Oberflächenabdichtungssystem „Verstärkte mineralische Abdichtung mit untenliegender Kapillarsperre“ - Wasserbilanz und Gleichwertigkeit -.- 179 S.
- Band 48 XIANG, W. (1997):** Der Einfluß der Kationenbelegung auf die Bodenmechanischen und rheologischen Eigenschaften von Tonen am Beispiel einer ostalpinen Großhangbewegung. - 190 S.
- Band 49 BRAUNS, J., EISWIRTH, M., HÖTZL, H. & KAST, K. (1997):** Abdichtung von Baugruben durch Weichgelsohlen - Fragen zur Beeinflussung der Grundwasserqualität - Verifikation anhand einer Demonstrationsbaugrube. - 123 S.
- Band 50 CZURDA, K., EISWIRTH, M. & HÖTZL, H (Schriftleiter 1998):** Natürliche und anthropogene Umweltgefährdungen – Forschungsergebnisse aus dem Lehrstuhl für Angewandte Geologie. - 335 S.
- Band 51 WERNER, A. (1998):** Hydraulische Charakterisierung von Karstsystemen mit künstlichen Tracern. - 169 S.
- Band 52 BREH, W. (1998):** Erkundung und Sanierung kontaminierter geringmächtiger Grundwasserleiter. - 165 S.
- Band 53 ACKERMANN, M. (1998):** Hydrogeologische Systemanalyse und Grundwasserhaushalt des Weiherbach - Einzugsgebietes. - 145 S.

- Band 54 CZURDA, K. & SZABÓ, I. (Hrsg. 1998):** Abfallentsorgung und Altlastensanierung (MBS-Seminar in Budapest, Ungarn). - 200 S.
- Band 55 SCHÄFER, W. (1999):** Modellierung des reaktiven Transports organischer Schadstoffe im Grundwasser. - 214 S.
- Band 56 GIURGEA, V. (1999):** Hydrogeologische und geotechnische Voraussetzungen für die Anlage von Standorten zur Lagerung radioaktiver Reststoffe unter Berücksichtigung des CONSOLID-Systems. - 202 S.
- Band 57 SCHNEIDER, U. (1999):** Untersuchungen zur Kinematik von Massenbewegungen im Modellgebiet Ebnit (Vorarlberg Helvetikum). - 149 S.
- Band 58 SWOBODA, F. D. (1999):** Aquifersysteme im Gipskeuper und Schilfsandstein am südwestlichen Stromberg, untersucht beim Bau des Freudensteintunnels (DB-Neubaustrecke Mannheim – Stuttgart, Baden-Württemberg). – 331 S.
- Band 59 BUFLER, R. (1999):** Die Entwicklung der Grundwasserleiter und die Genese der Grundwässer der Küstenebene von Dumai / Ost-Sumatra (Indonesien). - 187 S.
- Band 60 OHLENBUSCH, R. (2001):** Numerische Modellrechnung zur Ausbreitung von Inhaltsstoffen aus Weichgelinjektionssohlen. - 188 S.
- Band 61 SCHNELL, K. (2001):** Hydrochemische Prozesse bei Weichgelinjektionen. Stoffbilanzierung, potentielle Langzeitfolgen und Grundwassergefährdungspotenziale. – 204 S.

Erhältlich beim Herausgeber. Bereits vergriffene Schriften können über Universitätsbibliotheken oder Fernleihe bestellt werden.

Die jeweils aktuelle Liste aller bereits erschienenen Bände der AGK Schriftenreihe können Sie unserer Homepage im Internet entnehmen:

**[www.agk.uni-karlsruhe.de](http://www.agk.uni-karlsruhe.de)**