



universität
wien

MASTERARBEIT

Titel der Masterarbeit

Sedimentologische und geochemische Untersuchung
der Tiefbohrung Wattens I (Tirol).

Verfasser

Johannes Steinbrener, Bakk. rer. nat.

angestrebter akademischer Grad

Master of Science (M.Sc.)

Wien, 2011

Matrikel-Nummer:	0340470
Studienrichtung (lt. Studienblatt):	Erdwissenschaften
Studienkennzahl (lt. Studienblatt):	A 066 815
Betreuer:	Ao. Univ. Prof. Dr. Michael Wagreich

„Was wir wissen, ist ein Tropfen. Was wir nicht wissen ein Ozean.“

<< Issac Newton, 1643-1727 >>

Inhaltsverzeichnis

INHALTSVERZEICHNIS.....	5
DANKSAGUNG	9
ZIELSETZUNG DER ARBEIT	11
ZUSAMMENFASSUNG	13
ABSTRACT	15
1. EINLEITUNG.....	17
2. LAGE DER BOHRUNG WATTENS.....	18
3. GEOLOGISCHE EINFÜHRUNG.....	21
3.1. Übertiefte Täler/Becken in den Alpen.....	21
3.2. Das Inntal.....	22
3.3. Geophysik im Inntal	23
3.4. Tektonik.....	25
3.5. Hydrologische Übersicht der Bohrung Wattens.....	26
3.6. Inntal-Tertiär (Paläogen)	26
3.6.1. Häring-Formation.....	27
3.6.2. Angerberg-Formation.....	27
3.6.2.1. Unterangerberg-Formation	28
3.6.2.2. Oberangerberg-Formation	28
3.7. Quartär	29
3.7.1. Glaziale	30
3.7.2. Interglaziale	31
3.8. Sedimente der Gletscher	31
3.8.1. Grundmoräne.....	32
3.8.2. Eisrand.....	32
3.8.3. Kiese der Vorstoßphase, Terrassen, Talverbaue	32
3.9. Sedimente der Abschmelzphase	32
4. SCHWERPUNKTE DER UNTERSUCHUNG.....	33
4.1. Erstellung eines sedimentologischen Bohr-Profiles.....	33
4.1.1. Profilbeschreibung.....	40
4.1.2. Probenbeschreibung	45
4.2. Schwermineralanalyse	45
4.2.1. Proben der Bohrung	46
4.2.2. Vergleichsproben.....	48

4.3. Karbonatgehaltbestimmung.....	49
4.4. Nannofossilien.....	49
4.5. Schlämmanalyse.....	50
4.6. Palynologische Untersuchung und organisches Material.....	50
4.7. Geochemische Analysen.....	50
4.7.1. Glühverlust.....	51
4.7.2. LECO-Messung.....	51
4.7.3. RFA – Röntgenfluoreszenzanalyse.....	51
4.7.4. Probenvorbereitung, Chemische Aufschlüsse.....	52
4.7.5. Flammen-AAS.....	52
4.7.6. ICP-AES.....	52
4.7.7. ICP-MS.....	52
4.8. Röntgendiffraktometrie.....	52
4.8.1. Gesamtgesteinsanalyse.....	53
4.8.2. Tonmineralanalyse.....	53
5. ERGEBNISSE DER UNTERSUCHUNGEN.....	55
5.1. Schwermineralanalyse.....	55
5.1.1. Proben der Bohrung.....	55
5.1.1.1. Beschreibung der vorkommenden Schwerminerale.....	55
5.1.1.2. Schermineralauszählung.....	57
5.1.2. Vergleichsproben.....	61
5.3. Karbonatgehaltbestimmung.....	65
5.4. Nannofossiluntersuchung.....	66
5.5. Schlämmanalyse.....	66
5.6. Palynologische Untersuchung und organisches Material.....	66
5.7. Geochemische Untersuchungen.....	67
5.7.1. Glühverlust.....	71
5.7.2. Leco-Messung.....	71
5.7.3. Aufschlüsse.....	71
5.7.4. Flammen-AAS.....	73
5.7.5. ICP-AES.....	74
5.7.6. ICP-MS.....	75
5.8. Röntgendiffraktometrie.....	76
5.8.1. Gesamtgesteinsanalyse.....	76
5.8.2. Tonmineralogie.....	78
6. AUSWERTUNG UND DISKUSSION DER ERGEBNISSE.....	83
6.1. Schwerminerale.....	83
6.1.1. Einteilung aufgrund der Schwermineralanalyse.....	85
6.1.2. t-Test.....	89
6.1.2.1. Einführung.....	89
6.1.2.2. Anwendung auf die Daten der Schwermineralauswertung.....	89
6.2. Geochemie.....	90
6.3.1. Faktorenanalyse.....	95
6.3.2. Verwitterungsindex.....	98

7. INTERPRETATION DER ERGEBNISSE - SCHLUSSFOLGERUNGEN	101
8. ABBILDUNGSVERZEICHNIS	104
9. TABELLENVERZEICHNIS	106
10. LITERATURLISTE	107
11. DATEN	110
11.1. Daten der Bohrung	110
11.2. Schwermineraldaten	131
11.3. Geochemie-Daten	132
11.3.1. Flammen-AAS	132
11.3.2. ICP-AES	137
11.4. Anhang Faktorenanalyse	139
11.5. Plots der Röntgendiffraktometrie	140
11.5.1. Gesamtmineralanalyse	140
11.5.2. Tonmineralogie	151
Lebenslauf	152

Danksagung

Ich möchte mich vor allem bei meinem Betreuer Ao. Univ. -Prof. Dr. Michael Wagreich (Universität Wien) für die gute Betreuung und für seine Hilfe bei der Realisierung meiner Masterarbeit bedanken. Durch seine wissenschaftliche und persönliche Betreuung war es mir möglich diese Arbeit durchzuführen.

Dank gilt auch meinem zweiten Betreuer an der Geologischen Bundesanstalt, Dr. Jürgen Reitner. Er machte es mir möglich in diesem Fachgebiet der Masterarbeit und die Gegebenheiten vor Ort in Tirol kennenzulernen. Auch stand er mir in wissenschaftlichen Fragen betreffend v.a. dem Quartär immer zur Seite. Bedanken möchte ich mich auch für die finanzielle Unterstützung seitens der Geologischen Bundesanstalt.

Auch bedanken möchte ich dem ganzen Team der Fachabteilung Geochemie an der Geologischen Bundesanstalt unter der Leitung von Dr. Gerhard Hobiger, der mir ermöglichte im Labor der Geochemie meine Proben zu analysieren und in einem Laborbetrieb außerhalb der Universität Einblick zu bekommen. Durch sein Team erzielte ich sehr gute Ergebnisse in den geochemischen Untersuchungen.

Dank gilt auch Frau Dr. Ingeborg Wimmer-Frey und Frau Dr. Ilse Draxler für die Unterstützung bei der Untersuchung der Proben.

Natürlich möchte ich mich auch bei unseren beiden Laborassistenten Dipl.-Ing. Sabine Hruby-Nichtenberger und Dipl.-Ing. Beatrix Bethke für die tatkräftige und mentale Unterstützung bei den Laborarbeiten bedanken.

Bedanken möchte ich mich auch bei Ao. Univ.-Prof. Mag. Dr. Susanne Gier und bei Mag. Dr. Andrea Schicker, die es mir ermöglichten meine Proben auf Tonminerale zu untersuchen und mir dabei große Unterstützung zukommen ließen.

Für die Unterstützung danke ich auch Ass.-Prof. Mag. Dr. Wilfried Körner, der es mir ermöglichte im Zuge der Lehrveranstaltung Instrumentelle Methoden IV Proben von mir geochemisch mit den verschiedensten Methoden zu untersuchen.

Großer Dank gilt auch meinen Zimmerkollegen im Raum 2B475 für eine sehr schöne, produktive und freundschaftliche Zeit. Ganz besonders gilt der Dank Gerald Hofer, der mir bei jeder noch so kleinen wissenschaftlichen Frage zur Seite stand und meist weiterhelfen konnte, aber auch für die netten Unterhaltungen zwischendurch. Natürlich möchte ich auch Lukas Bickel für die gemeinsame Zeit und lustigen Stunden im Zimmer danken.

Danken möchte ich auch all meinen Studienkollegen aus meinem Semester die mich während des Studiums unterstützt und begleitet haben, für die gute Zeit im Hörsaal, auf den Exkursionen und bei den „Listenterminen“. Großer Dank an Jasmin Kaiser, Clemens Porpaczy, Philipp Stadler und auch Dominik Rehm, der leider nach dem Bakkalaureatsabschluss zurück nach München gegangen ist. Bedanken möchte ich mich auch bei allen anderen Studies, die mich in der Zeit von der Uni begleitet haben, unter anderem Bernhard Bretis, Alexander Rath, Christian Schrott und viele weitere.

Ganz besonders Danken möchte ich meiner ganzen Familie für die Unterstützung und das Vertrauen in der Studienzeit als ganz wichtige Stütze zum erfolgreichen Abschluss.

Vielen Dank auch an all meine Freunde, die mich in jeder Hinsicht unterstützt haben und ganz im speziellen dir, Karin für die schöne Zeit die wir bis jetzt miteinander verbracht haben und den Rückhalt den du mir immer gegeben hast.

Zielsetzung der Arbeit

Diese Masterarbeit wurde an der Universität Wien, Department für Geodynamik und Sedimentologie, unter der Leitung von Ao. Univ. Prof. Dr. Michael Wagreich in zusätzlicher Betreuung durch Dr. Jürgen Reitner (Geologische Bundesanstalt) verfasst. Die Arbeit wurde im Rahmen eines Werkvertrages durch die Geologische Bundesanstalt finanziell unterstützt. Ziel der Arbeit ist es die vorhandenen Spülproben der Bohrung Wattens aus dem Jahr 1989, sowie deren Daten zu analysieren, auszuwerten und zu interpretieren. Eine zusätzliche Frage ist eine mögliche zeitliche Eingliederung des Sedimentinhalts und die Verknüpfung der gewonnenen Erkenntnisse mit der Geologie des Inntals. Um diese Fragestellungen zu beantworten, beinhaltet diese Arbeit Probenuntersuchungen der Bohrung Wattens I. Deren Proben wurden für die wissenschaftliche Bearbeitung von der Geologischen Bundesanstalt zu Verfügung gestellt. Die Proben wurden sedimentologisch-, als auch geochemisch untersucht, dabei kamen die unterschiedlichsten Methoden zum Einsatz. Die Ergebnisse wurden miteinander verglichen und statistisch ausgewertet. Aus den vorhandenen Bohrprotokollen wurde ein Bohrprofil erstellt und zusätzlich beschrieben.

Zusammenfassung

Das Inntal wird als ein typisches übertieftes alpines Längstal angesehen. Die Spülbohrung Wattens aus dem Jahr 1989 spielt dabei für das Verständnis des Ausmaßes der Übertiefung eine sehr wichtige Rolle. Von den vorhandenen Daten zeigt das Ergebnis der geophysikalischen Messungen in den Sonic-Logs eine Geschwindigkeit im oberen Bereich der Bohrung um die 2000 m/s, welche bei 350 m Bohrtiefe einen Sprung auf 4000 m/s und darüber macht (Weber et al., 1990). Um abzuklären ob es sich bei dieser Sedimentabfolge ausschließlich um eine quartäre Talverfüllung handelt, wie von Weber et al. (1990b) und van Husen (2000) vermutet, oder, ob im tieferen überkonsolidierten Bereich (Sonic Logs mit 4000 m/s) prä-quartäre Ablagerungen des Inntal-Tertiärs vorliegen, sind sedimentpetrographische, geochemische, und ergänzende palynologische Untersuchungen des Bohrgutes gemacht worden.

Das Bohrprofil setzt sich im tiefen Bereich (900 m bis 475 m u. GOK) vor allem aus Sanden und Kiesen zusammen, die immer wieder durch tonige Lagen unterbrochen werden. Darauf folgt ein Abschnitt (474 m bis 349 m u. GOK) mit einer Wechsellagerung von Sand und Schluff. Der mittlere Teil (262 m bis 348 m) ist ausschließlich von Kies und Sand dominiert. Der nächste Abschnitt (261 m bis 216 m u. GOK) setzt sich hauptsächlich aus verschiedenen Schluffen zusammen. Der oberste Abschnitt (215 m bis 10 m u. GOK) setzt sich vorwiegend aus Kiesen und Sand-Kies Gemischen zusammen und wird von unten nach oben immer gröber (coarsening upward sequenz).

Die Ergebnisse der Schwermineralanalyse zeigen, dass als Hauptkomponenten die Minerale Granat, verschiedene Hornblenden und Staurolith genannt werden können. Weiters kommen die Minerale Zirkon, Epidot, Apatit, Biotit und Chlorit in kleineren Mengen vor. Vereinzelt sind auch Disthen, Sillimanit und Turmalin vorhanden. Die Schwerminerale können aufgrund ihrer unterschiedlichen Zusammensetzung mit Zunahme der Tiefe der Bohrung in drei Abschnitte (SMP6 – SMP347, SMP368A – SMP580, SMP607 – SMP889) unterteilt werden. Im überkonsolidierten Bereich ab ca. 360 m ist ein unterschiedliches Schwermineralspektrum vorhanden, Granat und Staurolith werden weniger, Hornblende, Zirkon und Apatit nehmen zu. Um die Signifikanz der Änderung statistisch zu hinterlegen wurde der t-Test angewandt.

Der Karbonatgehalt einiger feinkörniger Proben aus allen Teilen der Bohrung wurde mittels Müller-Gastner Bombe ermittelt und zeigt einen höheren Gehalt CaCO_3 in den oberen Proben. In den Proben aus dem tiefen Bereich der Bohrung wurden Reste von Nannofossilien gefunden.

Die geochemische Analyse beinhaltet die verschiedensten Methoden welche zur Bestimmung der Haupt- und Nebenelemente dienen. Die Konzentration von SiO_2 , Al_2O_3 , CaO , CO_2 und C_{tot} zeigen in den Ergebnissen einen deutlichen Unterschied mit der Tiefe der Bohrung, dies wird in den erstellten Korrelationsplots noch deutlicher. Um die Resultate statistisch auszuwerten wurde die Faktorenanalyse angewandt. Ebenso wurde der Verwitterungsindex (CIA) wie bei Nesbitt & Young (1982) und McLennon (1993) berechnet. Dieser zeigt, dass die tieferen Proben einen höheren Verwitterungsgrad haben.

In Summe zeigt die Arbeit einen eindeutigen Trend, dass die verschiedenen Bereiche der Bohrung auch eine andere Zusammensetzung haben. Ein konkreter Beleg für die Annahme, dass die tieferen Sedimente dem Inntal-Tertiär entsprechen wurde nicht gefunden, aber es gibt signifikante Anhaltspunkte vor allem aus der Geochemie und Sedimentpetrographie dafür, dass es sich bei den Proben des mittleren und tiefen Abschnitts der Bohrung um Sedimente des Inntal-Tertiärs handelt und nicht um quartäre Sedimente.

Abstract

The Inn-Valley is considered as a typical overdeepened alpine longitudinal valley. The flush drilling Wattens from the year 1989 is playing an important role for the understanding of the degree of overdeepening. Based on existing data, the result of geophysical measurements in the sonic logs show a velocity in the upper section of the drilling about 2000 m/s, and displays a significant increase at 350 m drilling depth to 4000 m/s and above (Weber et al., 1990). We used sedimentpetrological, geochemical and palynological analysis of the drilling samples to clarify if these sediments are only a Quaternary valley fill like Weber et al. (1990b) and van Husen (2000) proposed, or if in the deeper overconsolidated section (sonic logs with 4000 m/s) there exist pre-Quaternary sediments of the Inn-Valley-Tertiary.

The drilling profile is starting in the deepest section (900 m to 475 m) primarily with sand and gravel, interrupted by clayey layers. Above is following a section (474 m to 349 m) with an alternating bedding of sand and silt. The middle section (262 m to 348 m) is exclusive dominated by gravel and sand. The following section (261 m to 216 m) is composed only of silts. The top section (215 m to 10 m) is predominantly assembled by gravel and sand-gravel and is getting from the deepest to the top coarser (coarsening upward sequence).

The results of the heavy mineral analysis show that the main components of minerals can be named with garnet, different hornblende and staurolite. Furthermore there are the heavy minerals zircon, epidote, apatite, biotite, and chlorite in smaller abundances. Kyanite, sillimanite and tourmaline exist isolated in minor amounts. The heavy minerals can be differentiated by their composition with increasing drilling depth in three sections (SMP6 - SMP347, SMP368A – SMP580, SMP607 – SMP889). There is a different heavy mineral spectrum in the overdeepened section starting by about 360 m depth. Garnet and staurolite decrease, hornblende, zircon and apatite increase downsection. To confirm statistically the significance of this changes, a t-test was performed. The content of carbonate from fine grained samples from all sections of the drilling was determined by the “Müller-Gastner” bomb and shows a higher CaCO₃ content in the top samples. In samples of the deepest section of the drilling, remnants from nanofossils were found.

The geochemical analysis includes different methods for designation of main- and secondary elements. The concentration of SiO₂, Al₂O₃, CaO, CO₂ and C_{tot} shows a clear difference with drilling depth, which is getting explicit in the generated correlation plots. To evaluate these results statistically, a factor analysis was performed. Similarly the alteration index (CIA) of Nesbitt & Young (1982) and McLennon (1993) was calculated. It shows a higher alteration degree in the deeper samples.

In summation this paper records a clear trend, that the different sections of the drilling have also a different composition. A definite proof for the assumption that the deeper sediments belong to the Inn-Valley Tertiary wasn't found but there are significant evidences, mainly from the geochemistry and sedimentpetrography, that the samples of the middle and deepest sections of the drilling are probably sediments from the Inn-Valley Tertiary and not Quaternary sediments.

1. Einleitung

Die übertieften Täler der Alpen (Abb.1) sind seit längerer Zeit im Fokus der Quartärforschung. Besonders von Interesse sind deren Bildung und Sedimentinhalt. Für die Übertiefung der schon prä-existenten fluviatil angelegten Täler sind subglaziale Prozesse sehr entscheidend. Da die großen alpinen Täler oft wichtigen Störungszonen, v.a. Seitenverschiebungen folgen (z.B. Inn-, Enns-, Salzach-, Gail- und Drautal), die im Miozän aktiv waren und partiell gegenwärtig noch als aktiv angesehen werden, ist ein Beitrag von endogenen Prozessen an der Übertiefung, d.h. durch Subsidenz in pull-apart Becken, durchaus möglich. Der Schlüssel zur Lösung dieser wichtigen Frage zur Morphogenese der Ostalpen liegt in der detaillierten Analyse der jeweiligen Sedimentfüllungen.

Für das Inntal ist die Bohrung Wattens (östlich von Innsbruck) eine Schlüsselstelle zum Verständnis der Talübertiefung. Diese Spülbohrung wurde im Rahmen einer wasserwirtschaftlichen Untersuchung im Jahr 1989 abgeteuft um den geologischen Aufbau und nutzbare tieferliegende Aquifere im Inntal zu erkunden (Weber et. al., 1990a). Die Tiefbohrung erreichte mit 901 m das (kalkalpine oder kristalline) Grundgebirge nicht.

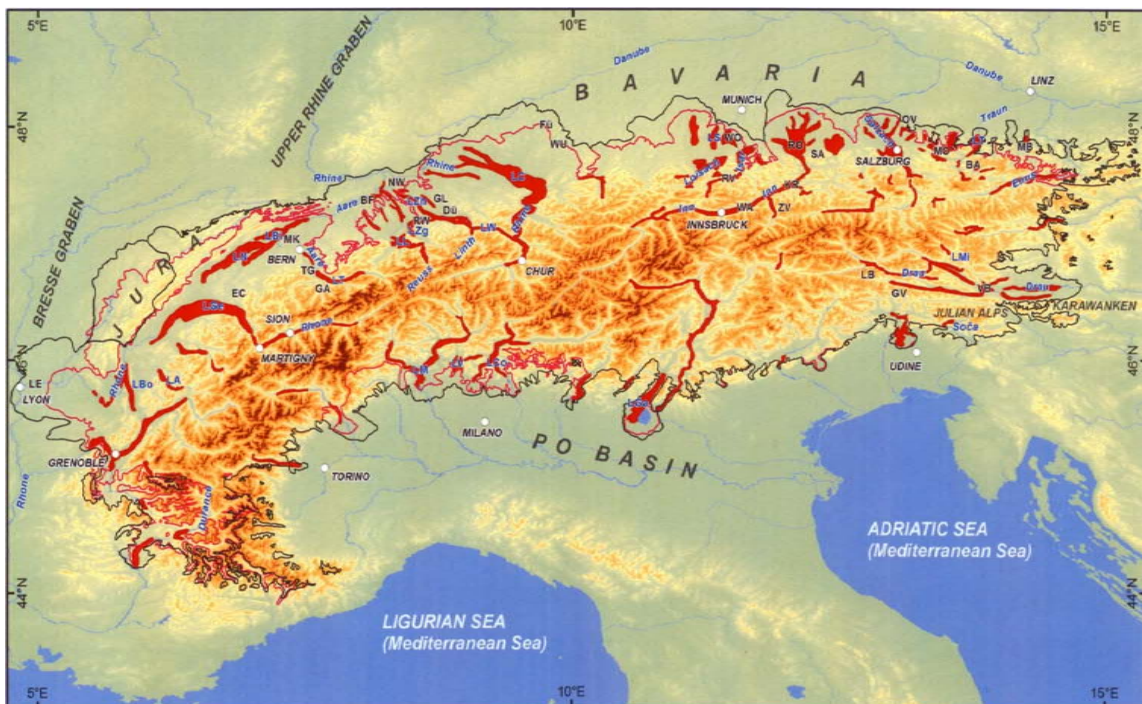


Abb. 1 Karte der alpinen Region mit rot markierten übertieften Tälern und Becken (Preusser et al., 2010).

2. Lage der Bohrung Wattens

Der Ort Wattens liegt im Tiroler Unterinntal, ca. 13 km östlich von Innsbruck flussabwärts. Der Bohrplatz Wattens (Abb.2) liegt rechtsseitig des Inns in den quartären Talfüllungen. Das eiszeitlich ausgeräumte Tal, welches mit Moränen und fluvioglazialen Sedimenten aufgefüllt wurde, wird im südlichen Talrand bei Wattens aus Innsbrucker Quarzphylliten aufgebaut. An der nördlichen Talseite ist die quartäre Inntalterasse den ober- und mitteltriadischen Gesteinen des Karwendelgebirges vorgelagert (Weber et. al. 1990a). Weitere Details sind gut auf der geologischen Karte (Abb.3 bis Abb.5) von Brandner (1980) gut zu erörtern.



Abb. 2 Geographische Lage der Bohrung Wattens (verändert aus Google Maps).

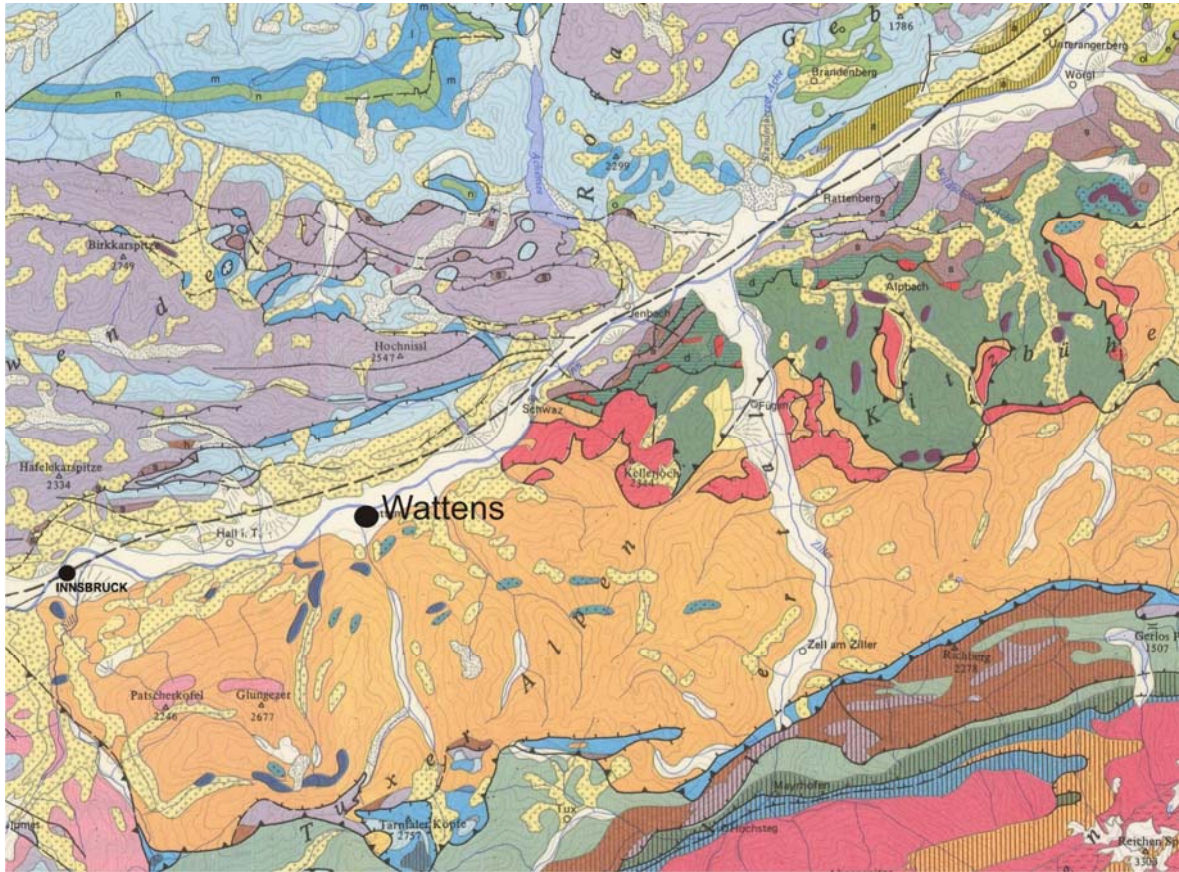


Abb. 3 Geologische Karte der Umgebung Wattens
(Auszug aus der Geologischen Übersichtskarte von Tirol, Brandner 1980).



Abb. 4 Legende 1 der Geologischen Karte (Brandner, 1980).



Abb. 5 Legende 2 der Geologischen Karte (Brandner, 1980).

3. Geologische Einführung

3.1. Übertiefte Täler/Becken in den Alpen

Die Veränderung und Umgestaltung der Täler und der Vorländer der Alpen wurde durch die, aus geologischer Sicht, kurzen einschneidenden Ereignisse der Eiszeiten sehr stark geprägt (van Husen, 1986). Es zeigte sich im Laufe der Untersuchungsgeschichte, dass in den Tälern der Alpen eine weitaus größere Zahl an Bereichen als übertiefte Becken vorliegt, als früher angenommen wurde (van Husen, 1981). Die Existenz von übertiefen inneralpinen Tälern ist heute aufgrund der Erkenntnisse durch Geologie, Tiefbohrungen und Geophysik eine gesicherte Tatsache (Gruber & Weber, 2003).

Übertiefte Täler und Becken sind im Allgemeinen unter der gegenwärtigen Landschaftsoberfläche, die von quartären Eiszeiten beeinflusst ist, gefunden werden (Preusser et al., 2010). Der direkte Angriff des Gletschereises auf den Untergrund erfolgte durch den Fließvorgang, wobei die an der Gletschersohle mittransportierten Gesteinsstücke als Werkzeug dienen (van Husen, 1986). Als primäre Ursachen für die abrasive Wirkung des Gletschereises werden heute von glaziologischer Seite einerseits die Geschwindigkeit des Eises, andererseits die Menge der an der Gletscherbasis mitgeführten Feststoffe angesehen (van Husen, 1981). „Diese wirken je nach Korngröße schabend-kratzend oder schleifend-polierend, was zu der bekannten Erscheinung der Gletscherschliffe führt. (...) Ebenso zeigt sich eine enge Relation zwischen den übertiefen Becken und der räumlichen Entwicklung der Eisströme. So finden sich in den Bereichen, wo öfter und über längere Zeit aktive Gletscherzungen existierten, auch deutlich übertiefte Becken. Übertiefte Täler/Becken sind während allen Gletscherphasen geformt worden, da die Zungenbereiche der Gletscher mehr oder weniger im gleichen Bereich ausgebildet waren (van Husen, 2000). Die besonders aktive Erosion im Zungenbereich eines Gletschers ist wahrscheinlich hauptsächlich auf die zunehmende Anreicherung des Schuttes (das Eis schmilzt hier bereits ab) und die hohe Fließgeschwindigkeit zurückzuführen“ (van Husen, 1986).

Übertiefungen in inneralpinen Tälern sind normalerweise verbunden mit spezifischen Gegebenheiten in den vorangegangenen Eisströmen (Preusser et al., 2010). Die Ausprägung und Morphologie der verdeckten Eintiefungen ist meistens das Ergebnis von mehr als einem glazialen Zyklus, wie aus lithostratigraphischer Aufzeichnung und Altersbestimmung ersichtlich ist (Preusser et al., 2010). In den Tälern und Becken gab es die verschiedensten Bedingungen welche zur Übertiefung führten, und es kam zu den unterschiedlichsten Ausbildungsformen. Einen guten Überblick, wie die verschiedensten Ausbildungen von Übertiefungen aussehen können, zeigt die Grafik (Abb.6) von Preusser et al. (2010). Übertiefte Täler in den Alpen orientieren sich vorwiegend an tektonischen Störungszonen und weichen Lithologien. Im Alpenvorland sind übertiefte Bereiche als gestreckte verschüttete Täler zu finden, welche der Hauptorientierung früherer Eisströme folgen oder im Bereich von glazialen Zehrungsgebieten der Gletscher liegen (Preusser et al., 2010). Übertiefungen in den inneralpinen Tälern, im Bereich von der Akkumulationszone der Pleistozänen Gletscher, sind normalerweise verbunden mit speziellen Gegebenheiten der früheren Eisströme. Das Inntal gehört zur Gruppe der übertiefen Längstäler wie auch das Enns- oder Salzachtal (Preusser et al., 2010).

Übertiefte Talsohlen und deren Sedimentfüllungen sind wichtig für die angewandten Geowissenschaften zum Beispiel Geotechnik des Tiefbaus und Tunnelbaus, Grundwasser-Ressourcen - Management, und Lagerung von radioaktiven Abfall (Preusser et al., 2010).

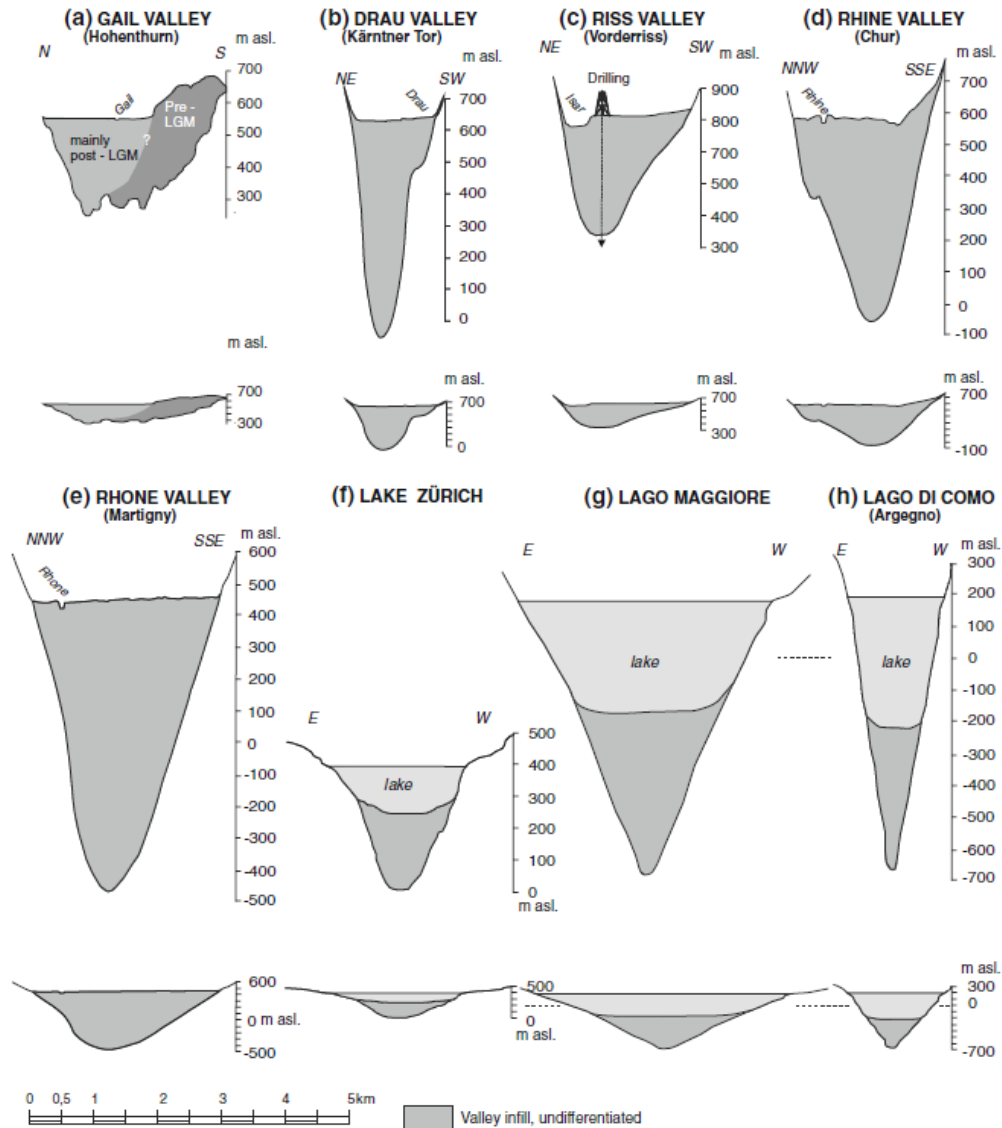


Abb. 6 Typische Querschnitte von überfüllten alpinen Tälern mit 5-facher vertikaler Überhöhung und Skalierung (Preusser et al., 2010).

3.2. Das Inntal

Der Paläo-Inn ist das größte und älteste Entwässerungssystem der Ostalpen. Seine Entwicklungsgeschichte kann basierend auf Fächerablagerungen des Molasse-Vorlandbeckens bis in das mittlere Oligozän zurückverfolgt werden. Seine frühe submarine Entwicklung im Unteroligozän und die proximale Fazies im Oberoligozän sind im intramontanen Becken des Inntal-Tertiärs überliefert (Butte & Kuhlemann, 2003).

Während der Hauptvereisung des Inntals (Abb.7) spielt die Menge an Kristallingeröllen eine wichtige Rolle, da die Eisfüllung bedeutend mehr war als in vergleichbaren Tälern im Norden der Alpen (van Husen, 2000). Der Inn bildet in großen Abschnitten Tirols die Grenze zwischen den Kalkalpen im Norden und der Grauwackenzone bzw. den Zentralalpen im Süden.



Abb. 7 Quartäre Eisströme des Inn-, Lech-, Isar- und Loisachtals; A: Gletscherausdehnung während der Würm-Vereisung, B: Prozentsatz an Kristallingeröllen, C: Eisausdehnung im Inntal, F: Füssen, Fe: Fernpass, I: Innsbruck, L: Landeck, R: Rosenheim, S: Seefeld, W: Wattens (Van Husen, 2000).

3.3. Geophysik im Inntal

Eine beträchtliche Talübertiefung kann auf Grund der wenigen Bohrungen, aber auch durch geophysikalische Untersuchungen untermauert, als gesichert angenommen werden (Weber et al., 1990). Erste geophysikalische Hinweise wurden von Aric und Steinhauser (1976) im Inntalprofil von Thaur gegeben, wo reflexions- und refraktionsseismische Messungen und Gravimetrie zum Einsatz kamen. Durch die gravimetrische Störkörperberechnung und Modellierung konnte am nördlichen Talrand eine ca. 1 km breite und maximal 700 m tiefe, asymmetrische Muldenzone nachgewiesen werden (Gruber & Weber, 2003). Die Lage des präquartären Untergrundes konnte in ca. 350 bis 390 m Tiefe durch Vergleich mit dem Refraktor (Geschwindigkeit 4000 m/s) im Großteil des Profils eindeutig festgelegt werden (Gruber & Weber, 2003). Im Inntal östlich von Innsbruck wurden geophysikalische Untersuchungen gemacht und das Ergebnis zeigt eine Tiefe des Festgesteins von 1000 m welches die Spülbohrung Wattens zeigt (Weber et al., 1990). Von Interesse ist auch der wesentliche Geschwindigkeitssprung in den Sonic logs der Bohrung auf über 4000 m s^{-1} ab 350 m Bohrtiefe (Weber et al., 1990).

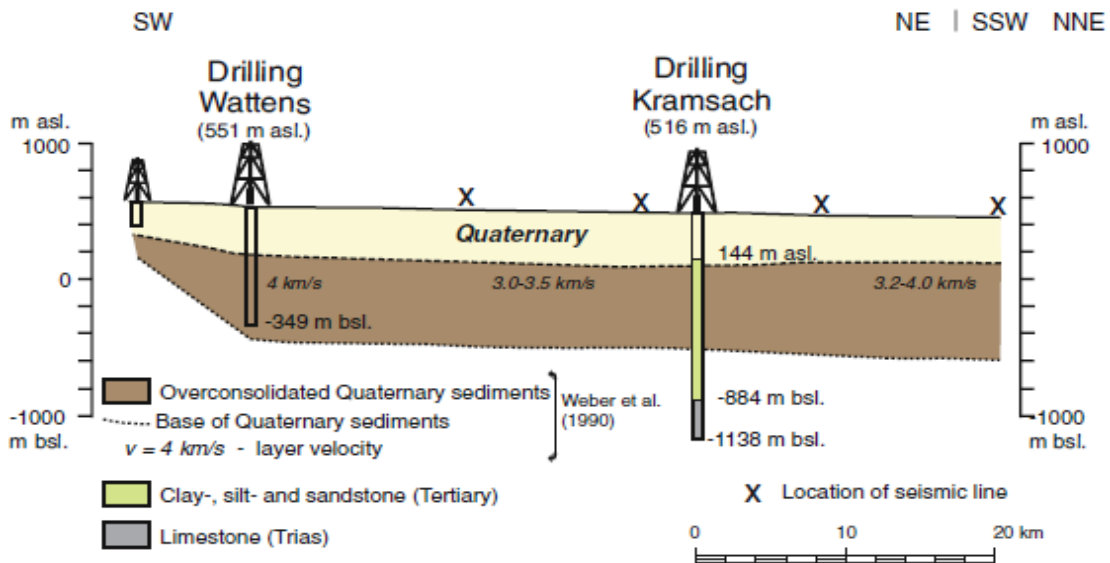


Abb. 8 Längsschnitt des Inn­tals westlich von Innsbruck (Preusser et al., 2010).

Das Ergebnis der sonic-log Messung (Abb.9) der Bohrung Wattens ergab nach dem technischen Endbericht (Weber et. al., 1990) folgende Werte:

103 bis 350 m: minimale Geschwindigkeiten von 1200 m/s, 1800 m/s zwischen 103 und 128 m, 178 und 244 m, 2400 m/s zwischen 244 und 264 m, 277 und 296 m, 313 und 322 m und 329 und 332 m. Bei 350 m starker Anstieg der Geschwindigkeit auf ca. 4000 m/s, die bis zur Endteufe weiter langsam zunimmt wobei kleine Minima zwischen 452 und 457 m, bei 551 m, 710 m und 852 m festgestellt werden. Ein rasches auf und ab des Geschwindigkeitswertes zwischen 757 und 770 m, 815 und 830 m und ab 851 m deuten auf dünne Schichten unterschiedlicher Lithologie hin.

In Übereinstimmung mit einer gleichbleibenden Reflexion im Bereich zwischen 300 und 400 m im Inn­tal, wurde das tiefere Paket als „über-konsolidierte“ quartäre Sedimente (Abb.8) interpretiert (Weber et al., 1990). Eine weitere, spätere Bohrung (Kramsach) zeigt allerdings die Basis des Quartärs in einer Tiefe von 372 m, wobei die tertiären Sedimente eine Tiefe bis zu 1400 m Tiefe erreichen (Preusser et al., 2010).

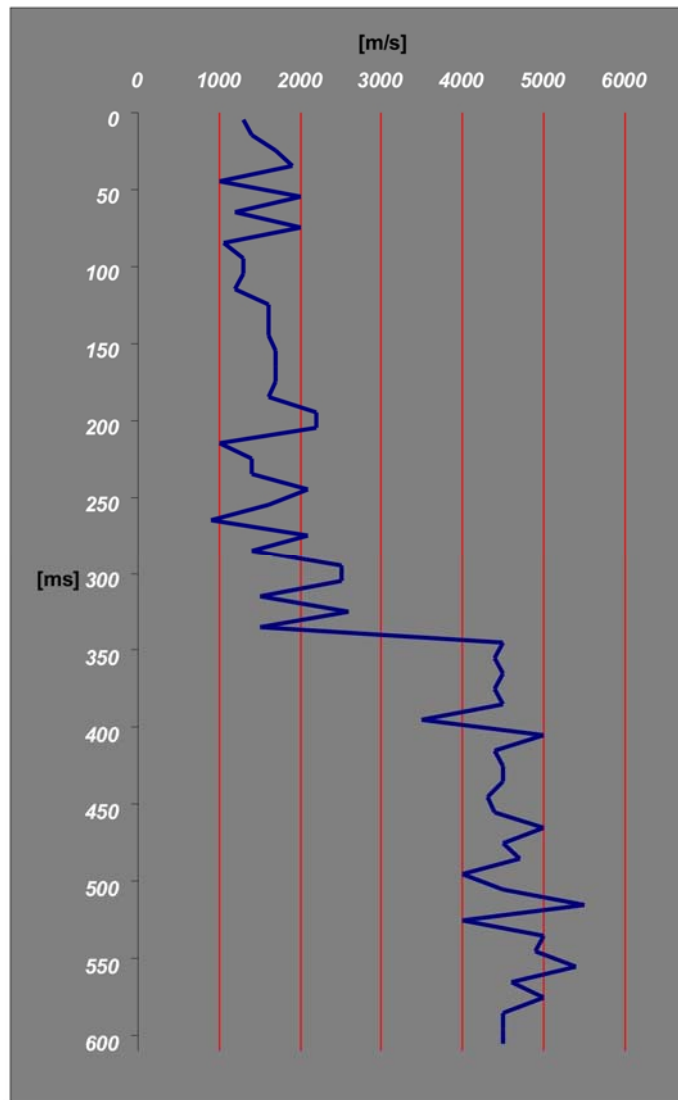


Abb. 9 Sonic-Log, erstellt aufgrund der Daten im technischen Endbericht (Weber et. al., 1990)

3.4. Tektonik

Eine prägende tektonische Bedeutung hat im Inntal die Inntalstörung, welche zwischen Innsbruck und Kufstein verläuft. Es handelt sich dabei um eine i.w. sinistrale Störung mit einem Versatz von mindestens 40 km. Das gesamte Ausmaß der Bewegung kann aufgrund der tektonischen Komplikationen westlich von Innsbruck, wo das Stubai Kristallin in einer späteren Nachbewegung der Inntal-Störung (Abb.10) aufgeschoben wurde, nicht ermittelt werden (Egger, 1997). Die Inntalstörung ist kinematisch verbunden mit der Brennerstörung (Ortner, 2003b), verläuft entlang den Nördlichen Kalkalpen und der Rhenodanubischen Flyschzone und ist verbunden mit der basalen alpinen Kruste (Ortner et. al., 2004).

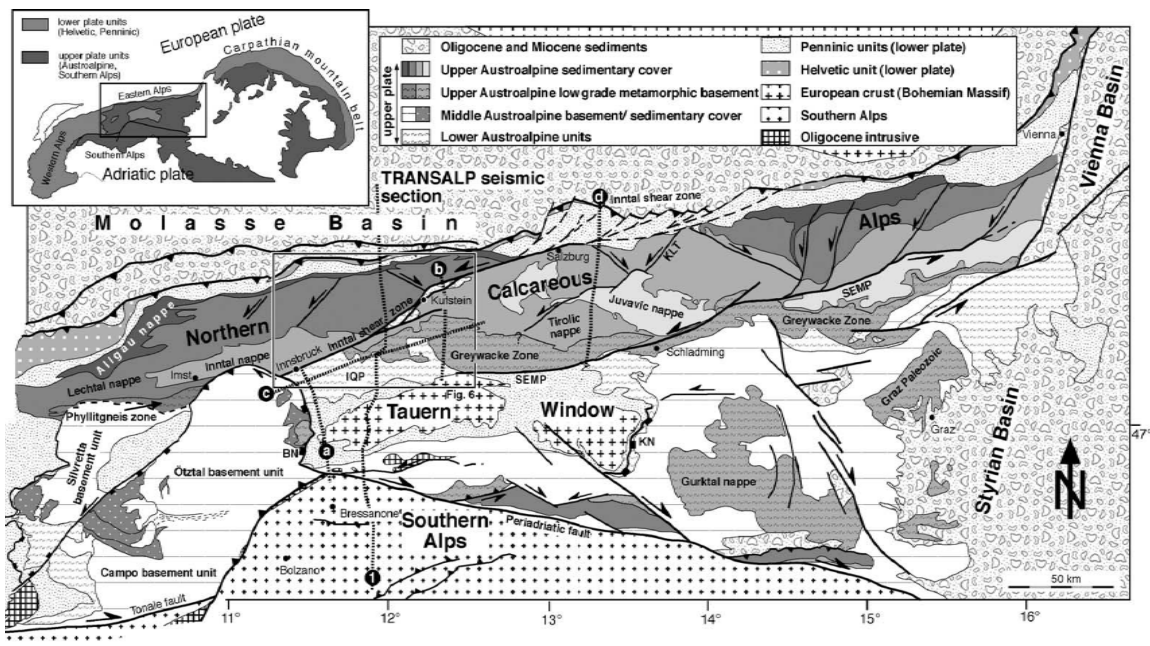


Abb. 10 Geologische Skizze der Alpen (Ortner et al., 2004).

3.5. Hydrologische Übersicht der Bohrung Wattens

Die hydrogeologische Untersuchung der Bohrung Wattens erfolgte im Rahmen des Projekts „Tiefenwasser im unteren Inntal“ (Weber et al., 1990). Einige hydrogeologische Parameter wurden durch einen Pumpversuch festgestellt. Die Brunnencharakteristik zeigt bei allen Pumpstufen einen Quasistationärszustand, die Transmissivität beträgt $T = 6,3 \cdot 10^{-3} \text{ m}^2/\text{s}$. Für die Durchlässigkeitsberechnung mussten mehrere Faktoren berücksichtigt werden, da unterschiedliche Lithologie vorherrschend ist, angenommen wurden eine Aquifermächtigkeit von 48 m der eine Durchlässigkeit von $k_f = 1,3 \cdot 10^{-4} \text{ m/s}$ ergibt. Ziel der chemischen Untersuchung war, die unter dem seichtliegenden Grundwasserkörper liegenden Wasserkörper zu untersuchen (Weber et al., 1990). Getrennte Probennahme der einzelnen Horizonte war technisch nicht möglich, die Beprobung erfolgte während dem Pumpversuch. Das Wasser der Tiefbohrung Wattens wurde als $\text{Ca-Mg-HCO}_3\text{-SO}_4$ -Wasser angesprochen und ist hinsichtlich Kalzit und Dolomit übersättigt, die Gesamtmineralisierung beträgt etwa 8 mval/l (Weber et al., 1990). Das seichtliegende Grundwasser der Bohrung weist ein deutlich höher mineralisiertes Wasser auf (14,5 mval/l). Für das Tiefenwasser wird ein Alter von 5400 Jahre (+/- 180 J.) angenommen. Geringe ^{18}O Gehalte sprechen für ein hoch gelegenes Einzugsgebiet (1200 -1900 m Seehöhe). Die Grundwasserneubildung erfolgt über die Talflanken (Weber et al., 1990).

3.6. Inntal-Tertiär (Paläogen)

Eine erste intensive geologische Erforschung des Inntal-Tertiärs startete O. Ampferer (u.a. 1922). Dessen Vorstellung war, dass das Unterinntaler Tertiär in einer großen muldenförmigen Wanne sedimentiert wurde, die von Kramsach bis Reith i.W. reicht. Das Tertiär hätte sich ursprünglich in voller Breite aus der Häringer Bucht ins Becken von Kössen-Reith i.W. erstreckt. Erst durch den Einschub der Kaisergebirgsdecke wären die beiden Tertiär-Gebiete getrennt worden (Ampferer, 1922). Zahlreiche Störungen zerlegen das Tertiär im Inntal (Abb.11) in eine Reihe selbstständiger Schollen, wobei den

begrenzenden Störungsflächen ganz allgemein SW-NO streichen eigen ist (Heißel, 1955). Die heutige Vorstellung des Inntal-Tertiärs deutet auf ein störungsgebundenes Becken, das durch einen „Pull-apart“-Mechanismus oder durch sinistrale Transtension abgesenkt wurde (Ortner, 1996; Ortner & Sachsenhofer, 1996; Frisch et al., 2000).

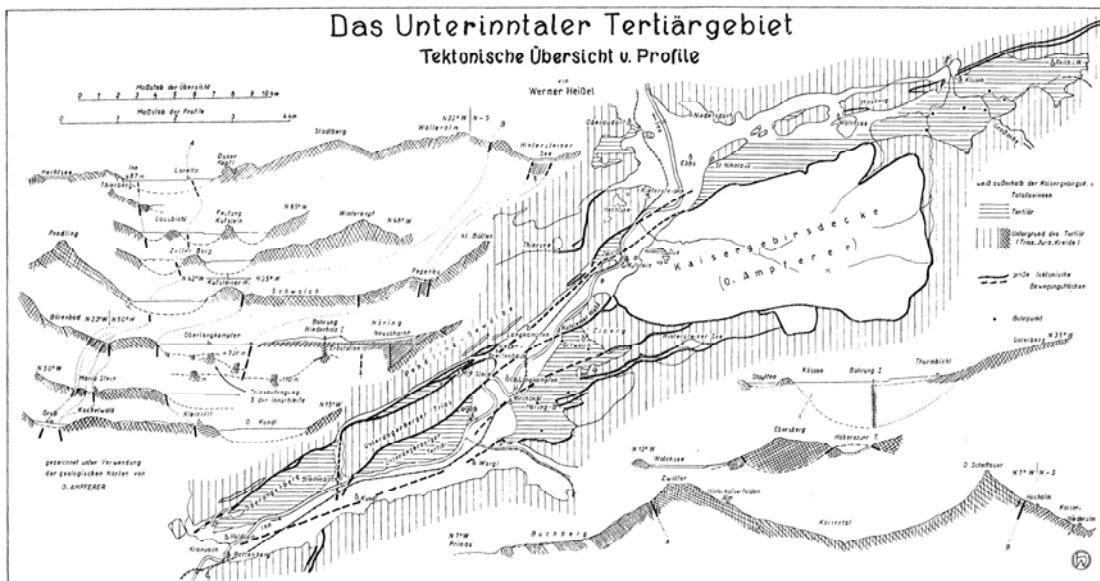


Abb. 11 Zur Geologie des Unterinntaler Tertiärgebietes (Heißel, 1955).

3.6.1. Häring-Formation

Der tektonische Bau im Raume von Häring-Schwoich: Das Tertiär transgrediert mit seinen ältesten Schichtgliedern und dem Kohleflöz von Häring vielfach relativ ungestört über den triadischen Untergrund. Eine Untergliederung bringen nur die schräg vom Rande her eingreifenden Triasrücken (Heißel, 1955). Im Unterinntaltertiär engeren Sinnes (Raum Häring und Angerberg) setzt die Sedimentation im Unteroligozän mit marinen Abfolgen diskordant über den permotriadischen Serien des Tirolikums ein. Der Sedimentationsraum erfuhr durch tektonische Subsidenzereignisse und eustatischen Meeresspiegelanstieg eine rasche Eintiefung. Dadurch werden über Sedimenten eines flachen randmarinen Environments (Häringer Basisserie mit Kohlen) sowie vermittelnden Feinklastika eines restriktiven Schelfareals (Bitumenmergel) die pelagischen Zementmergel der Häringer Schichten abgelagert (Stingl & Krois, 1991).

3.6.2. Angerberg-Formation

„Im Oberoligozän erfolgt die Einschüttung der Angerberger Schichten vom Süden und Südwesten, wie Strömungsmarken beweisen. Dabei zeigen extratriporate Pollenformen starke Abtragung von Kreideablagerungen der Gosau an. Nannofossilien beweisen starke Umlagerung von eozänen Sedimenten. Die Schwerminerale weisen auf abgetragenes metamorphes Altkristallin hin (evtl. Öztaler Kristallin). Tauerneinfluß ist nicht angedeutet“ (Schnabel & Draxler, 1976).

3.6.2.1. Unterangerberg-Formation

Südlich der Trias-Scholle des Unterangerberges (Abb.12) liegt eine größere Einheit Tertiär. Sie wird von Unterangerberger Schichten aufgebaut. Eine Unterlagerung durch ältere Tertiär-Schichten (Häringer Schichten) ist nirgends sichtbar, in der Tiefe aber wahrscheinlich (Heißel, 1955). Im unteren Oligozän zeigt die turbiditisch entwickelte Unterangerberg-Formation mit Silten, Sandsteinen und Feinkonglomeraten das Vorrücken eines submarinen Fächers an (Hagn, 1989; Krois, 1992; Ortner & Sachsenhofer, 1996; Ortner & Stingl, 2001; Butte & Kuhlemann, 2003). „Die Schüttung klastischen Materials in den Unterangerberger Schichten erfolgte mit allmählich sich steigender Intensität, was sich in der Vergrößerung der Komponenten (Geländebeobachtung) als auch in der allmählichen Steigerung des Schwermineralgehaltes vom Liegenden ins Hangende deutlich ersehen lässt. Der Schwermineralgehalt der Unterangerberger Schichten ist durch den dominierenden Granatgehalt neben viel Stauolith, wenig Zirkon, Turmalin, Rutil und Apatit ausgezeichnet, daneben tritt wenig Epidot und Chloritoid und Disthen hervor. Hornblende und Chromit fehlt“ (Schnabel & Draxler, 1976).

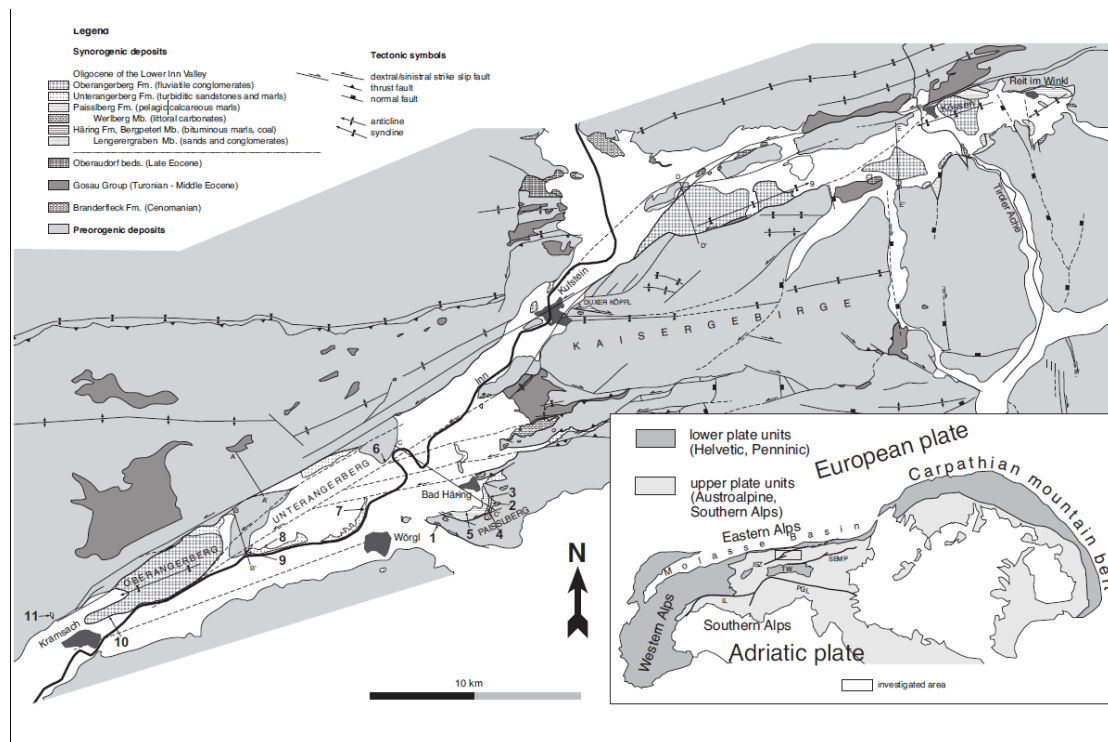


Abb. 12 Geologische Karte: Oberangerberg, Unterangerberg, Kaisergebirge (Ortner & Stingl, 2003).

3.6.2.2. Oberangerberg-Formation

Die westliche große Einheit im Unterinntaler Tertiärgebiet baut den Oberangerberg (Abb.13) auf. Die sie aufbauenden Oberangerberger Schichten gehören den höchsten (jüngsten) Teilen der ganzen Tertiärabfolge des Unterinntals an. Gegen die nördlich anschließende Trias wird das Oberangerberger Tertiär in seiner ganzen Erstreckung durch bedeutende Störungen abgetrennt (Heißel, 1955). Das Schwermineralspektrum der Oberangerberger Schichten ist ähnlich dem Spektrum der Unterangerberger Schichten, der Epidotgehalt ist erhöht, der Disthengehalt etwas geringer. Chloritoid ist regelmäßig in

geringen Mengen vorhanden. Bei den Epidoten handelt es sich vorwiegend um den farblosen Klinozoisit (Schnabel & Draxler, 1976).

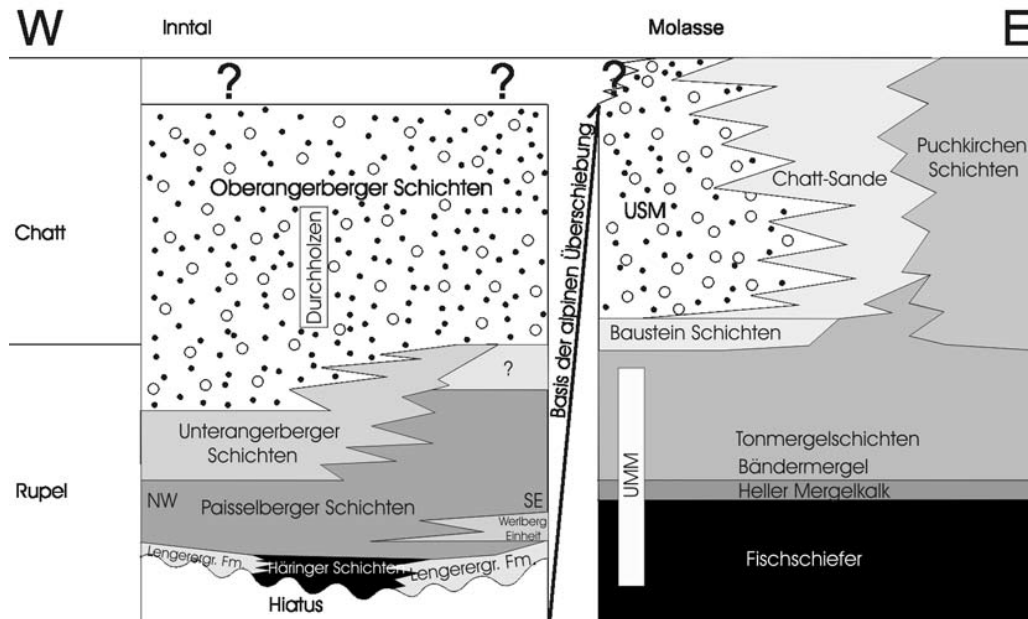


Abb. 13 Lithostratigraphische Darstellung der Oberangerberg - Formation des Oligozän im Inntal und der Molasse (Butte & Kuhlemann, 2003)

3.7. Quartär

Das Quartär ist charakterisiert durch eine weit verbreitete Vergletscherung in mittleren und nördlichen Breitengraden (Head et. al., 2007). Als chronostratigrafische Einheit ist das Quartär heftig diskutiert und debattiert worden. Vorgeschlagen und akzeptiert von der Internationalen Union für Quartärforschung und der Internationalen Kommission für Stratigraphie ist das Quartär als eigenständige Periode nun mit einem Beginn bei 2,6 Millionen Jahre (Abb.14) festzulegen (Head et. al., 2007, Gibbard et. al., 2005, Gibbard et. al., 2007, Ehlers & Gibbard, 2008). Zwischen 2,8 und 2,4 Millionen Jahren findet ein tiefgründiger Wechsel im globalen Klimasystem statt (Head et. al., 2007). Die Basis des Gelesian ist definiert durch einen GSSP (Global Boundary Stratotype Section and Point) bei Monte San Nicola in Sizilien mit einem Alter von 2,588 Mio. Jahren (Head et. al., 2007).

Die quartären Ablagerungen des Inntals reichen altersmäßig von Mindel/Riß-Interglazial bis zu postglazialen Bildungen. Es ist anzunehmen, dass die Terrassensedimente sich in den Talbereich nicht fortsetzen, der von der würmeiszeitlichen Vergletscherung ausgeformt wurde. Eine ruhige Sedimentation dürfte in den Stauseen erfolgt sein, die durch Schuttströme aus den Seitentälern gebildet wurden.

Era	Period & Subperiod	Epoch & Subepoch	Age	Age (Ma)	GSSP	
Cenozoic	Quaternary	Holocene				
		Pleistocene	Late	'Tarantian'	0.012	
			M	'Ionian'	0.126	
			Early	'Calabrian'	0.781	
			Gelasian	1.806		
	T	Ng	Pliocene			
			Piacenzian	2.588		
			Zanclean	3.600		
				5.332	← Vrica, Calabria ← Monte San Nicola, Sicily	

Abb. 14 Stratigraphische Tabelle zum Beginn der Quartär
(Head et. al., 2007, Gibbard et. al., 2009)

3.7.1. Glaziale

Die Kaltzeiten sind durch große Volumina von Sedimenten und hohe Sedimentationsraten charakterisiert. Während dieser Bedingungen sind höher gelegene Schuttfächer nur mit Gras bedeckt, was zu einer Erhöhung des Schutteintrags in die Bäche und Flüsse führt und Grund für viele Muren ist (van Husen, 2000). Der hohe Schutteintrag bildet schnell alluviale Schwemmfächer aus, welche die Talbasis schnell verfüllen. Folglich wurden die Haupttäler blockiert und der Eisstrom Gradient kam aus dem Gleichgewicht. Zwischen den Schuttfächern bildeten sich zeitweise oder dauerhaft überflutete Bereiche mit geschichteten feinen Sedimenten (z.B. Baumkirchen, van Husen, 2000) wie Ton, Silt und Sand. Diese Vorgänge sind jedoch beschränkt auf die zentralen Abschnitte der Täler wo die umliegenden Berge hoch sind. Die Sedimentationsrate ist abhängig von der Entwicklung der Schuttfächer, dem Schutteintrag und der klimatischen Situation (van Husen, 2000).

In Österreich sind vier große Vergletscherungen gut dokumentiert: Günz, Mindel, Riß, Würm. Deren jüngste, das Würm-Glazial (115.000 bis 10.000 Jahre vor heute, Abb.15), hat die heutige Landschaft maßgeblich geformt (Krenmayr et. al., 2002). Der Hauptvorstoß der letzten Vereisung begann um etwa 25 000 bis 24 000 vor heute und erreichte sein Maximum 20 000 vor heute (van Husen, 2004). Während dieser Zeit waren die großen alpinen Täler, wie das Inn- und Salzachtal, mit mehr als 1000 m mächtigen Eisströmen erfüllt, deren Zungen weit in das Alpenvorland sowie in das südwestliche Innviertel vorstießen (Krenmayr et. al., 2002). Gegenwärtig umfasst die Eisbedeckung rund 10 % der festländischen Oberfläche (15 Mill. km²). Während der Höhepunkte pleistozäner Kaltzeiten vergrößerte sich die Eisbedeckung um das Dreifache (Faupl, 2000).

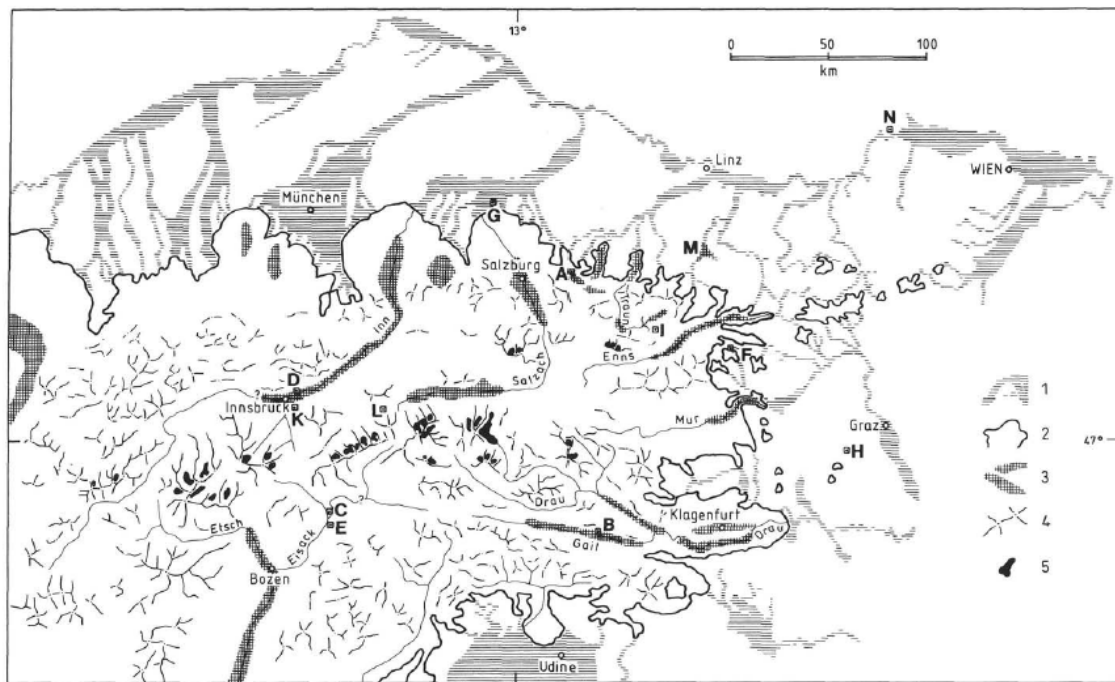


Abb. 15 Karte der östlichen Alpen während des Würm: 1: Niederterrasse, 2: Maximale Ausdehnung des Gletschers, 3: übertiefte Teile der Täler, 4: Nunataks, 5: Glaziale Ausdehnung des Holozän; Lokalitäten: A: Mondsee, B: Nieselach, C: Schabs, D: Baumkirchen, E: Albeins, F: Hohentauern, G: Duttendorf, H: Neurath, I: Mitterndorf, K: Lans, L: Gerios, M: übertieferter Raum Molln (van Husen, 2000).

3.7.2. Interglaziale

Während den Warmzeiten war die Vegetation verstärkt und auch auf den Schutthängen mehr entwickelt, was zu einem niedrigeren Eintrag des Ablagerungsmaterials führte. Großflächige Überflutungsebenen mit Mäandern und Altwasserseen entstanden. Unter diesen klimatischen Bedingungen, ähnlich wie heute vor der Regulierung der Flüsse, füllten Pflanzenreste Altwasserseen und bildeten organische Schichten (van Husen, 2000). In den wärmeren Perioden wurde der Hangschutt vermindert, was zu einer Einschneidung des Hauptflusses durch Erosion führte, um ein ausgeglichenes Ablaufprofil ins Vorland vorzubauen. Dieser Prozess ist vermutlich mehr von der Dauer der Klimaänderung, als von vorangängiger Sedimentablagerung abhängig (van Husen, 2000). Während des finalen klimatischen Abfalls wurden die Täler mit groben Kiesen (Vorstoßschotter), in manchen Bereichen in sehr hohe Erhebungen gefüllt, als ein Resultat der fortschreitenden Sedimentfracht des Hauptflusses (van Husen 1983a, b). Die Vorstoßschotter erstrecken sich seitlich zu den Terrassen im Vorland, welche zur gleichen Zeit als dicke Schotterkörper entlang der Flüsse abgelagert wurden. In den nicht glazialen Bereiche, Verlagerung von periglazialer Aktivität oder in Auswaschungszonen, findet eine Ablagerung statt, welche zur gleichen Zeit endete als die Gebirgsvergletscherung ihre größte Ausdehnung fand und der klimatische Rückgang einen Höchststand erreichte (van Husen, 2000).

3.8. Sedimente der Gletscher

Neben den Positionen des Transportes und der Ablagerung spielen auch die Mechanismen der Ablagerung eine wichtige Rolle, die sich bei der Ausbildung der Sedimente in Struktur und Textur ausdrücken. Durch deren Analyse ist es möglich, innerhalb eines größeren

Sedimentkomplexes, der eine charakteristische Form aufweist, eine differenziertere Aussage über den Komplex zu treffen (van Husen, 1981).

3.8.1. Grundmoräne

„Die Position der Platznahme der Sedimente zum aktiven Eiskörper hat eine direkte Auswirkung auf deren Lagerungsdichte. So zeigen alle Moränenmaterialien, die unter dem Eis zur Ablagerung kamen – und nicht durch besondere Umstände des Ablagerungsmechanismus ihrer Feinteile beraubt wurden – durch den hohen Überlagerungsdruck des Eises und der damit verbundenen Auspressung des Wassergehaltes eine hohe Konsolidierung. Diese ist der heutigen Position entsprechend eine Überkonsolidierung, da durch den hohen Anteil an Feinmaterial eine spätere Wasseraufnahme und damit ein Ausgleich des Porenwasserunterdruckes nicht möglich ist. Daraus resultieren – trotz des stark inhomogenen Aufbaues – ein Verhalten dieser Materialien wie ein massiges Gestein und eine sehr ausgeprägte Empfindlichkeit gegen Wiederbefeuchtung nach vorheriger Austrocknung, die sich stark im Erosionsverhalten dieser Sedimente auswirken“ (van Husen, 1981).

3.8.2. Eisrand

Alle anderen Moränenmaterialien, die entweder am Eisrand direkt oder nach dem Abschmelzen von der Eisoberfläche weg sedimentiert wurden (Oberflächenmoräne), zeigen nur noch eine lockere Lagerung und großes Porenvolumen. Unter diesen Ablagerungsbedingungen spielt das frei verfügbare Wasser (Schmelz- und Niederschlagswasser) eine dominierende Rolle, sodass Prozesse der Umlagerung (flow) vor und bei der Sedimentation sehr häufig werden (van Husen, 1981).

3.8.3. Kiese der Vorstoßphase, Terrassen, Talverbaue

Im Bereich von Gebirgsgletschern finden sich oft mächtige, meist grobe Kiesablagerungen. Diese fluviatilen Sedimente, nicht selten mit Übergang in die hangenden, hoch verdichteten Moränenablagerungen der letzten Eiszeit, finden sich z.B. in größerer Ausdehnung erhalten im Inntal, Ennstal und im Gailtal und sind an diesen Stellen immer als unmittelbar der Vereisung vorausgehende Sedimentation aufzufassen. Die deutlich ausgeprägten klimafaziellen Kies-Aufschüttungen finden in den an die jeweiligen Endmoränen anschließenden Terrassen ihre Fortsetzung (van Husen, 1981).

3.9. Sedimente der Abschmelzphase

Mit Beginn der Abschmelzphase der Gletscherzungen und Eisstromnetze der Eiszeiten und spätglazialen Stände änderten sich auch die Hauptsedimentationsprozesse. Durch die höheren Temperaturen kam es während der sommerlichen Schmelzperioden nicht nur zu einem stark über dem jährlichen Niederschlagsangebot liegenden Wasserabfluss (plus Gletscherspende), sondern auch zur vermehrten Freisetzung der Schuttmassen aus dem Eis und dem immer tiefer auftauenden Dauerfrostboden (van Husen, 1981).

4. Schwerpunkte der Untersuchung

4.1. Erstellung eines sedimentologischen Bohr-Profiles

Das Bohrprofil (Abb.16), sowie die nachfolgenden Grafiken (Abb.17 bis Abb.22) wurden auf Basis des unveröffentlichten technischen Endberichts der Forschungsgesellschaft Joanneum (Weber et. al., 1990a) und der dazugehörigen Bohrberichte und Bohrdaten erstellt. Die Bezeichnungen der verschiedenen Sedimente sowie deren Abkürzungen stammen ebenfalls aus dem vorher erwähnten Bericht.

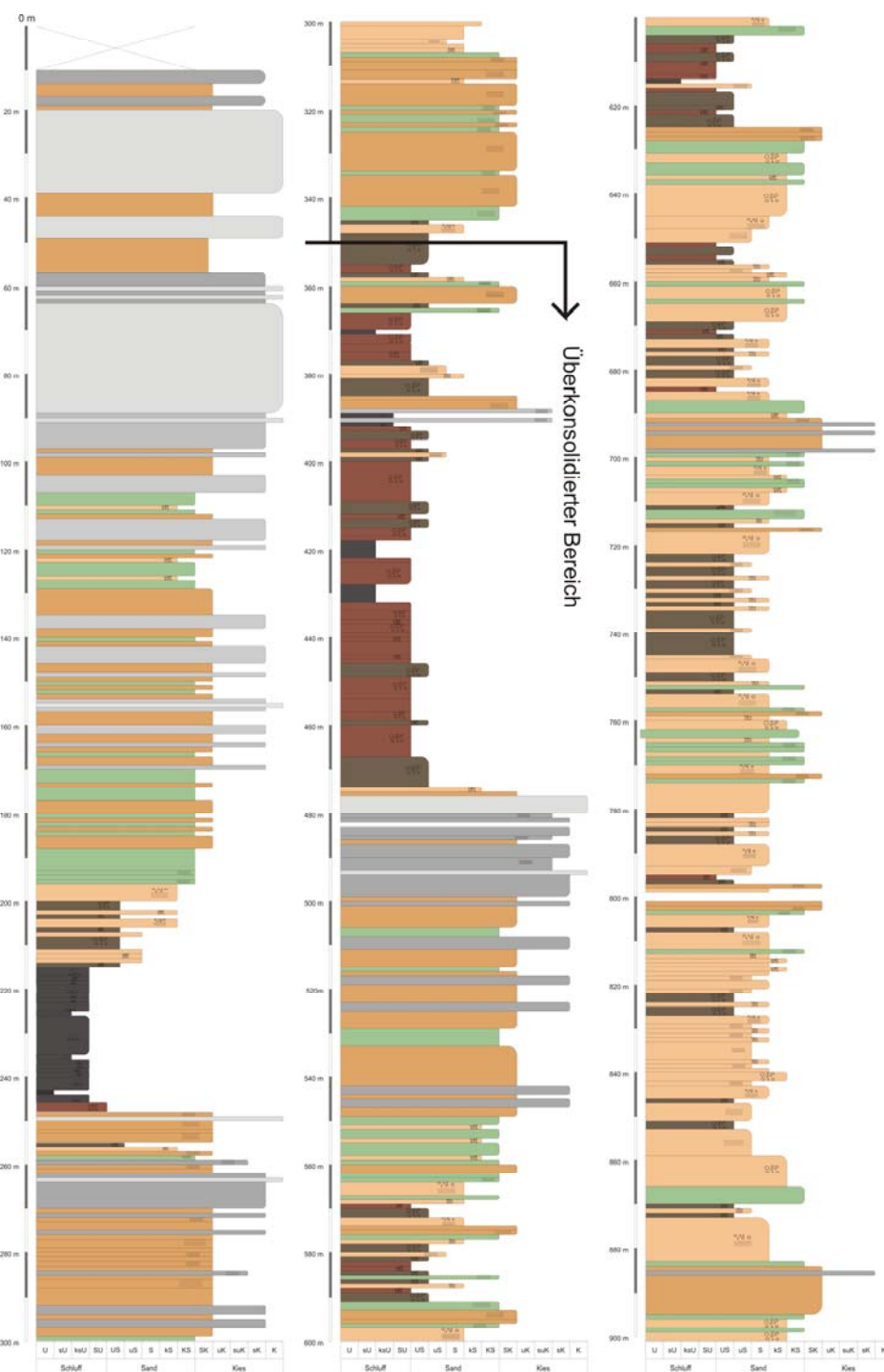


Abb. 16 Übersicht des Bohrprofils Wattens mit eingezeichnetem überkonsolidiertem Bereich bei 350 m (Legende in den Folgegrafiken).



Abb. 17 Bohrprofil 0 m bis 150 m.

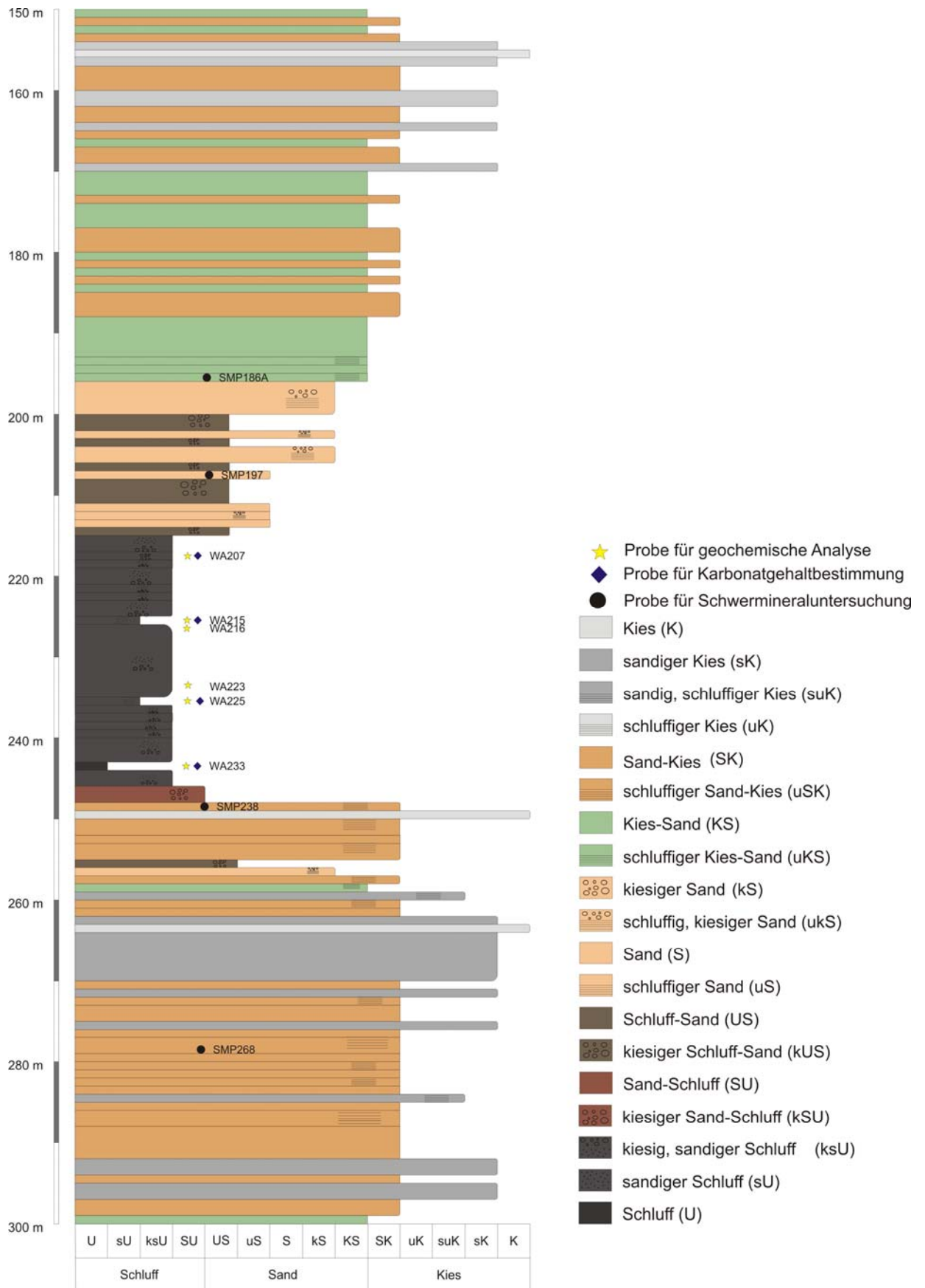


Abb. 18 Bohrprofil 150 m bis 300 m.

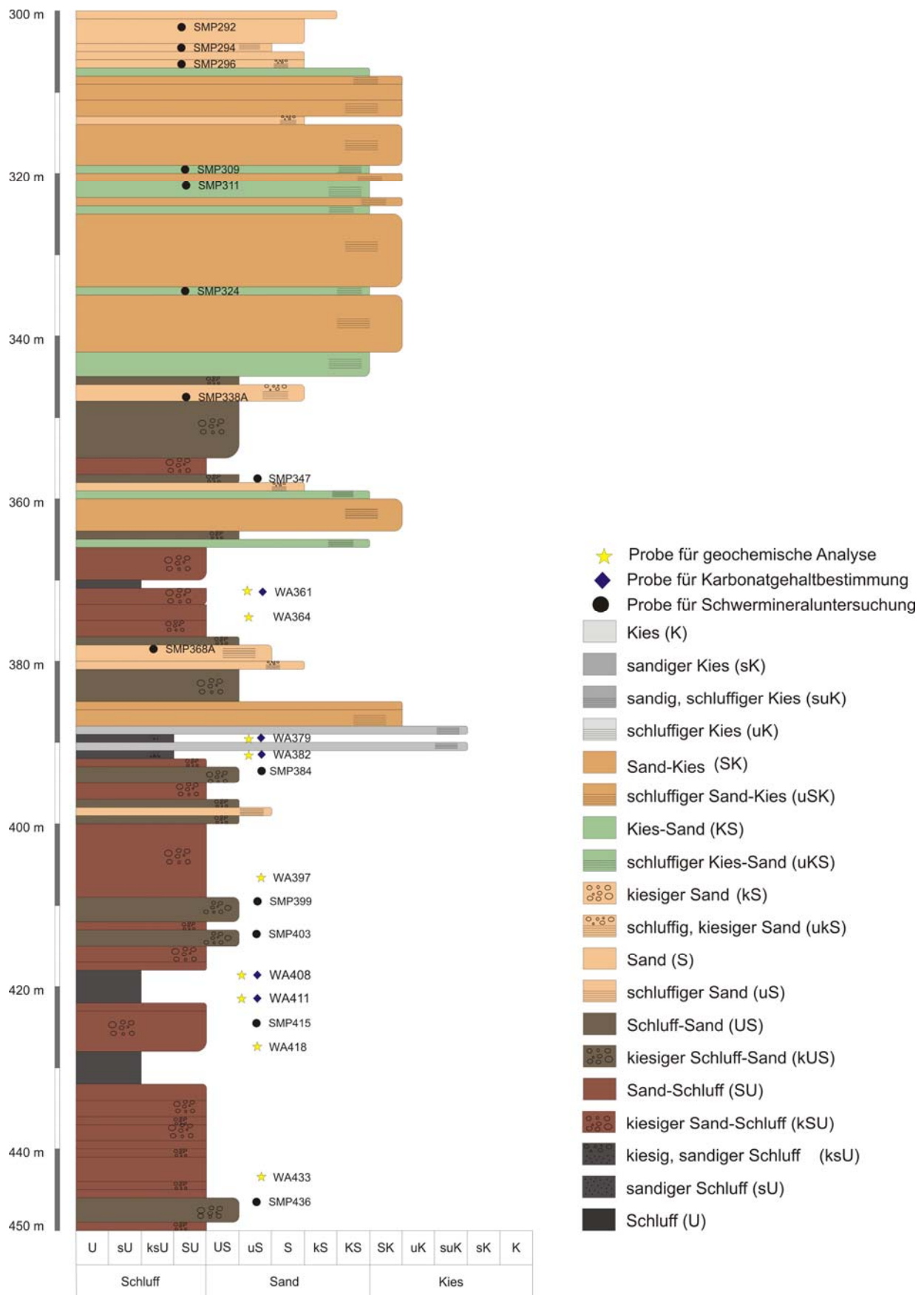


Abb. 19 Bohrprofil 300 m bis 450 m.

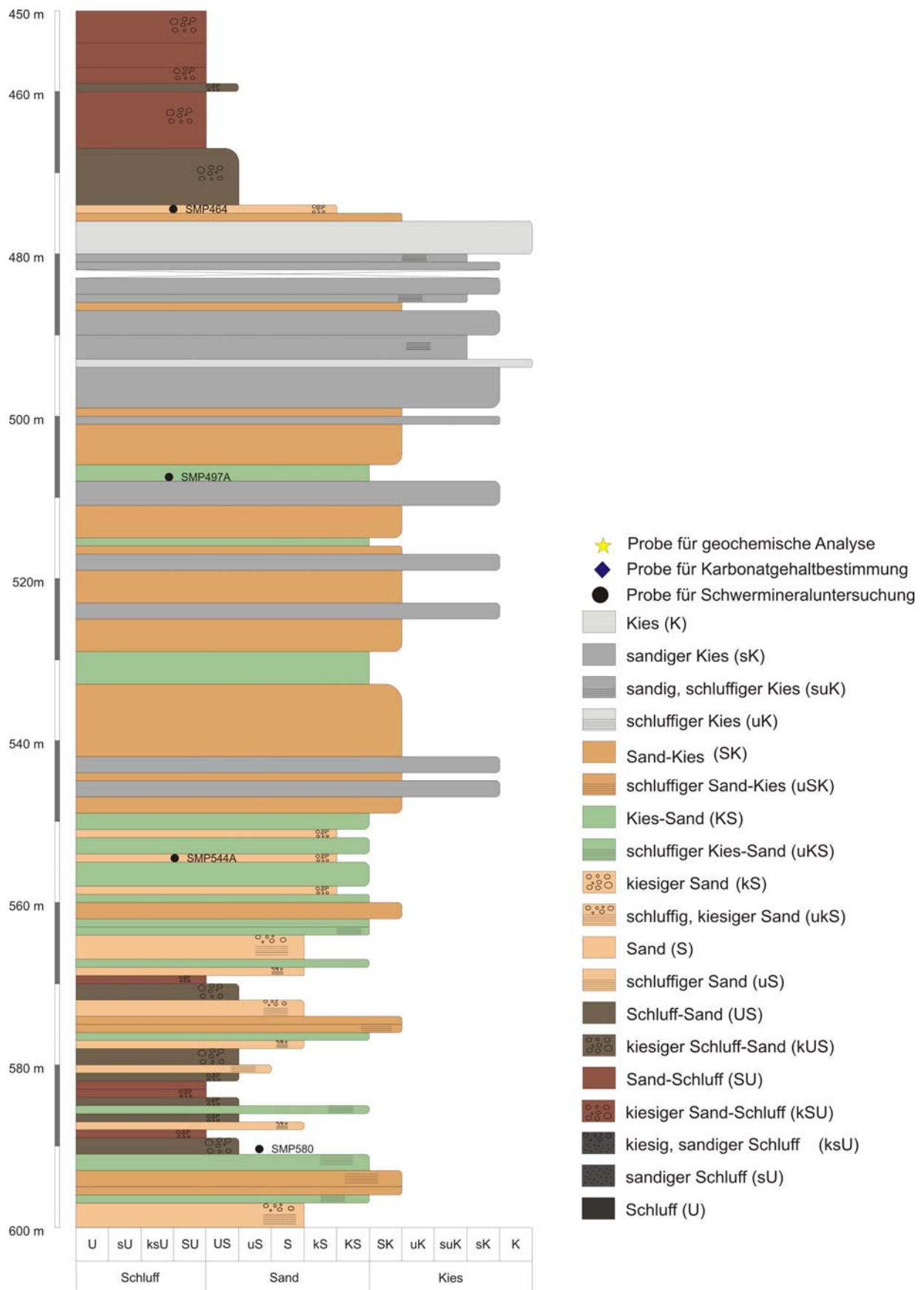


Abb. 20 Bohrprofil 450 m bis 600 m.

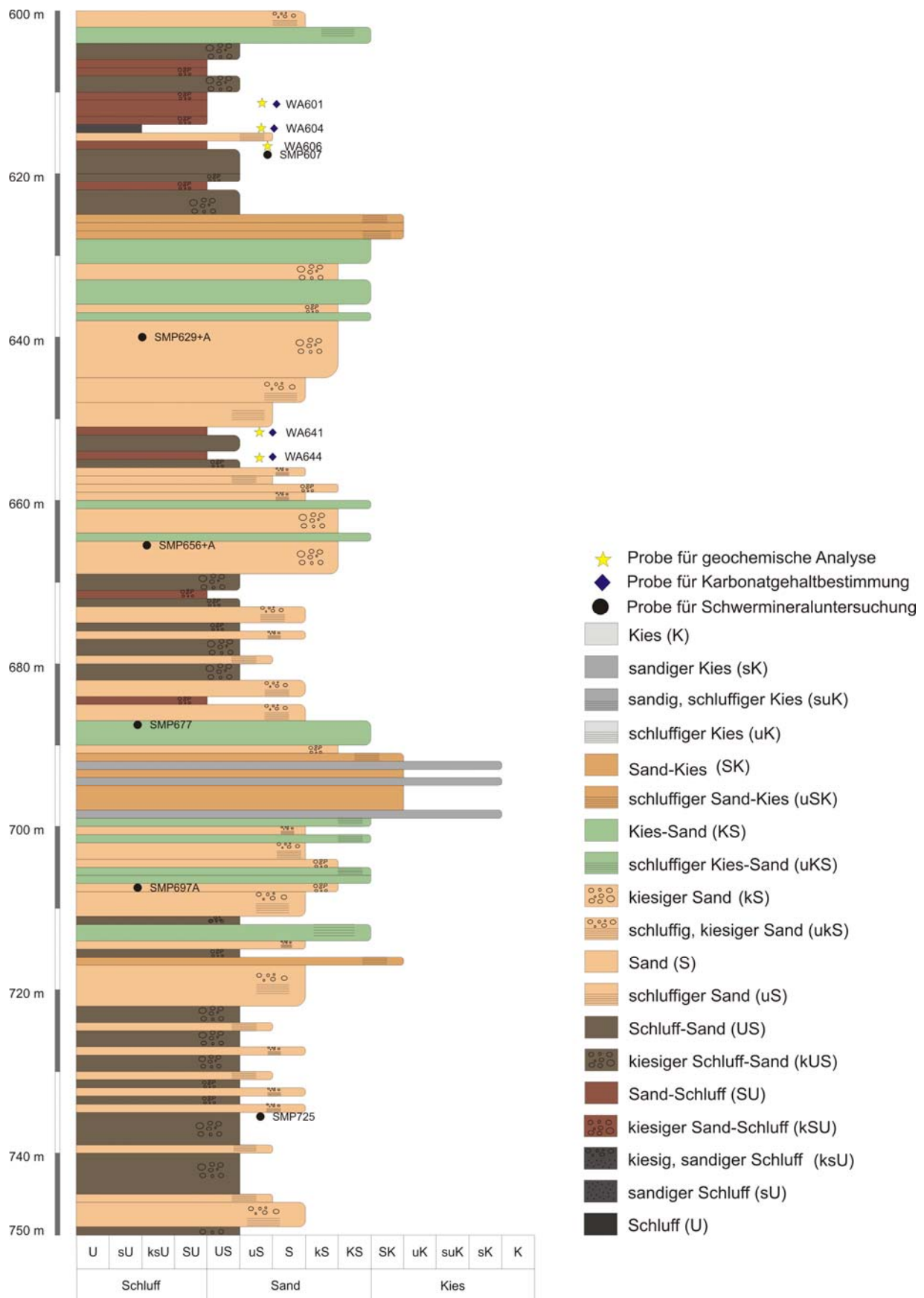


Abb. 21 Bohrprofil 600 m bis 750 m.

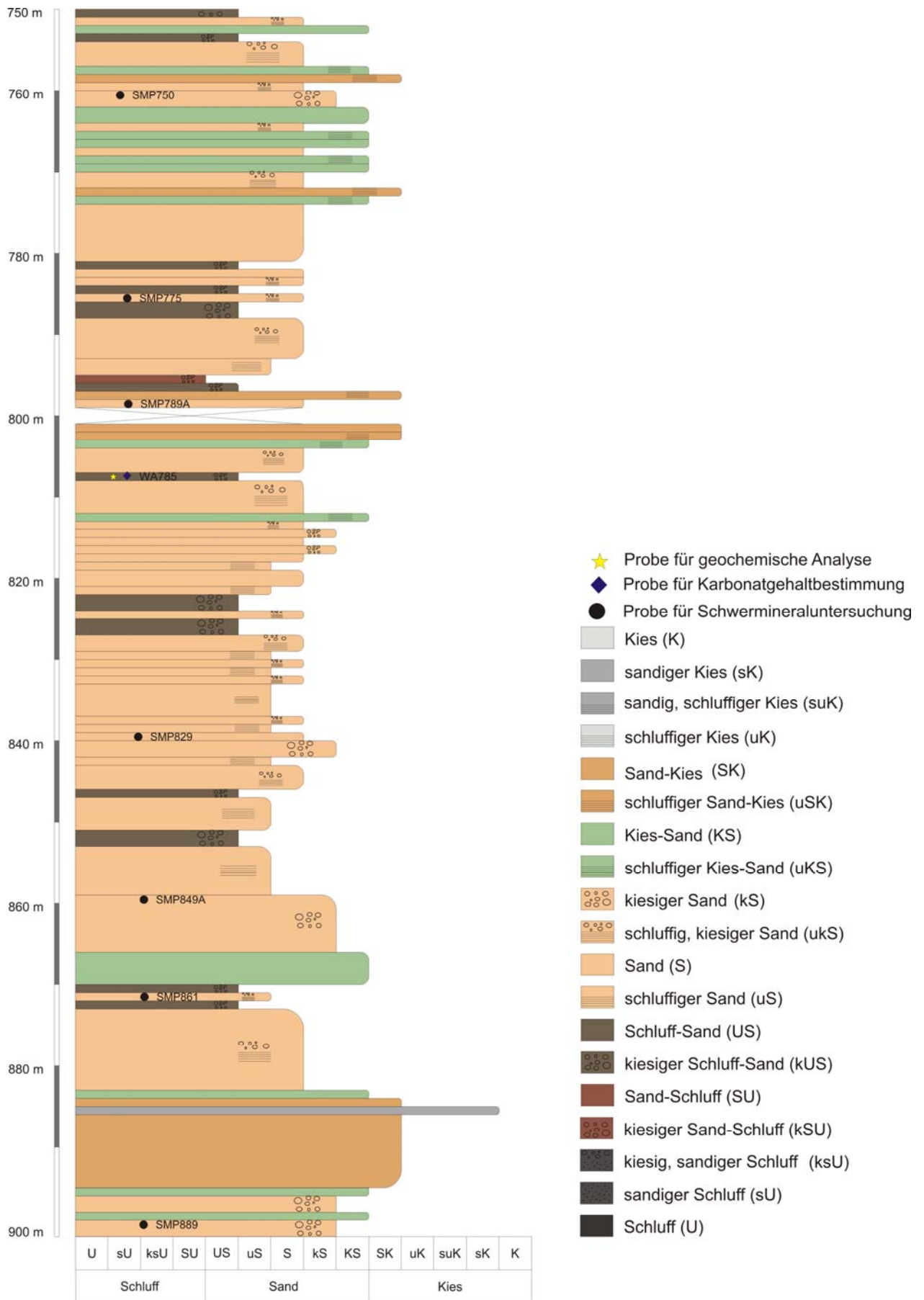


Abb. 22 Bohrprofil 750 m bis 900 m.

4.1.1. Profilbeschreibung

Das Bohrprofil (Abb.24) kann grundsätzlich sedimentologisch in fünf große Abschnitte unterteilt werden. Der oberste Abschnitt (10 m bis 215 m) setzt sich vorwiegend aus Kies und Sand-Kieszyklen zusammen und wird von unten nach oben immer gröber (coarsening upward). Der nächste Abschnitt (215 m bis 261 m) setzt sich hauptsächlich aus verschiedenen Schluffen zusammen. Der mittlere Teil (261 m bis 348 m) ist ausschließlich von Kies und Sand dominiert. Darauf folgt ein Abschnitt (348 m bis 474 m) mit einer Wechsellagerung von Sand und Schluff. Der tiefste Abschnitt (474 m bis 900 m) setzt sich aus verschiedenen Kiesen und Sande zusammen, die nach oben hin gröber werdende Zyklen aufweisen (coarsening upward).

1.Abschnitt:

0-10 m: Dieser Abschnitt fehlt im Profil, da keine Proben vorhanden sind weil mit der Beprobung der Bohrung erst ab dem 10. Meter begonnen wurde.

10-19 m: In diesem Bereich kommen hauptsächlich sandige Kiese und Sand-Kies Gemische vor. Die Komponenten setzen sich aus Karbonaten (40 %), Glimmerschiefer (30 %), Quarziten (10 %), Phylliten (10 %), Amphiboliten (< 5 %) und Gneisen (< 5 %) zusammen.

19-39 m: In diesem Abschnitt kommt ausschließlich Kies vor, der eine gute Sortierung aufweist. Komponentenzusammensetzung ist gleich dem Abschnitt darüber.

39-64 m: Es folgt eine Wechsellagerung von sandigem Kies und einem Sand-Kies Gemisch, zur Basis hin wird das Material immer gröber, damit verbunden ist das Auftreten von reinen Kieslagen. Die Komponenten sind wie folgt zusammengesetzt: Karbonate (~ 40 %), Kristallin (~ 60 %).

64-95 m: An der Basis dieses Abschnitts befindet sich sandiger Kies, der restliche Teil setzt sich vor allem aus Kies zusammen. Komponentenzusammensetzung: Karbonate (60 %), Kristallin (40 %).

95-107 m: In diesem Abschnitt dominiert die Wechsellagerung von sandigem Kies und einem Sand-Kies Gemisch wobei der Schluffanteil ansteigt und eine schlechte Sortierung vorherrscht. Komponentenzusammensetzung ist gleich dem Abschnitt darüber.

107-193 m: Wechsellagerung von Kies-Sand, Sand-Kies Gemischen und sandigem Kies, im Bereich von 108 bis 112 m ist ein vorwiegend sandiger Bereich, der eine gute Sortierung vorweist. Ab dem 175. Profilmeter folgt eine Zunahme des schluffigen Anteils (<10 %). Komponentenzusammensetzung: Karbonate (10 %), Kristallin (90 %).

193-215 m: In diesem Bereich dominieren verschiedene Sande, der obere Abschnitt ist noch kiesiger, der mittlere Abschnitt vorwiegend sandig und die Basis ist schluffiger (bis zu 25 %). Die Sortierung ist eher schlecht. Komponentenzusammensetzung: 70 % Kristallin, 30 % Karbonate.

2. Abschnitt:

215-244 m: Wechsellagerung von sandigen und kiesigen Schluffen, sehr schlechte Sortierung. Komponentenzusammensetzung wie im Bereich darüber

244-261 m: In diesem Abschnitt treten alle Komponenten als Hauptkomponenten (> 25 %) auf, es handelt sich um eine Wechsellagerung von Kies, Sanden und Schluffen. Aufgrund des hohen Schluffanteils ist die Sortierung sehr schlecht. Komponentenzusammensetzung: 80 % Kristallin, 20 % Karbonate.

3. Abschnitt:

261-299 m: Abfolge von verschiedenen Kies, der Schluffanteil liegt unter 10%, Sortierung noch immer schlecht, Komponentenzusammensetzung wie im oberen Bereich.

299-313 m: Abschnitt mit verschiedenen Sanden und schluffigem Sand-Kies, die Sortierung verschlechtert sich mit Zunahme der Tiefe. Komponentenzusammensetzung: Kristallin >> Karbonat

313-348 m: Als Hauptkomponenten treten in diesem Bereich Sand und Kies auf, die jeweils ein verschiedenes Mischungsverhältnis haben. Der schluffige Anteil liegt unter 25%, welcher auch für die schlechte Sortierung verantwortlich ist. Komponentenzusammensetzung: 90 % Kristallin, 10 % Karbonat.

4. Abschnitt:

348-474 m: Wechsellagerung von Sanden und Schluffen, die nur selten von Kies unterbrochen sind. Die Sortierung ist Großteils sehr schlecht bis auf folgende Ausnahmen: 378-380 m, 385-388 m, 418-422 m und 428-432 m. Besondere Änderung zeigt sich in der Komponentenzusammensetzung des Abschnitts 399-474 m in dem fast ausschließlich Quarz-Phyllit Komponenten auftreten.

5. Abschnitt:

474-563 m: Wechsellagerung von verschiedenen Kies und Kies-Sand Gemischen. Die Sortierung ist vom schluffigen Anteil abhängig, der unter 10% bleibt. Komponentenzusammensetzung ändert sich schlagartig bei 474 m: 50 % Kristallin, 50 % Karbonat.

563-625 m: Sehr oft wechselnder Bereich von Kies, Sanden und Schluffen, Sortierung ist schlecht, Komponentenzusammensetzung wie im Bereich darüber.

625-645 m: Abfolge von Sanden mit sehr guter Sortierung, Komponentenzusammensetzung: Karbonate (20 %), Phyllite (50 %), Quarzite (20 %), Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite und Sandsteingerölle (10 %).

645-883 m: Abschnitt von verschiedenen Sanden, die nur selten von Kies und sehr selten von Schluffen unterbrochen werden. Komponentenzusammensetzung: Karbonate (5 bis 20 %), Kristallin (bis 95 %)

883-900 m: Ausschließlich Sande und Kiese mit guter Sortierung. Nur am Top kleiner Schluffanteil (< 10 %). Komponentenzusammensetzung: Karbonate (30 – 40 %), Kristallin (60 – 70 %).

Die in der Profilbeschreibung angegebene Komponentenzusammensetzung (Abb.23) in den jeweiligen Abschnitten variiert von einem sehr geringen Karbonatanteil mit ca. 10 % und einem hohen Kristallinanteil von bis zu 90 % zu einem ausgeglichenen Verhältnis von höchstens ca. 60 % Karbonat und ca. 40 % Kristallin. Der höchste Karbonatanteil ist in dem Abschnitt zwischen 64 m und 107 m Bohrtiefe, der höchste Anteil von Kristallinen Komponenten ist im tieferen Abschnitt 645 m bis 883 m zu finden. Ein starker Wechsel findet im Bereich bei einer Bohrtiefe von 107 m statt. Der Karbonatanteil wechselt abrupt von knapp 60 % auf 10 % und bleibt dann im weiteren Verlauf mit der Tiefe immer im Bereich zwischen 10 % und 30 %. Eine weitere Änderung in der Zusammensetzung ist im Abschnitt von 474 m bis 625 m Bohrtiefe in dem der Karbonatanteil auf bis zu 50 % ansteigt. Ab 625 m wechselt der Karbonatanteil auf ca. 20 % und sinkt dann bis auf 10 %, gegen Ende des Bohrung steigt er dann wieder auf ca. 35 % an. Als Datenbasis für die Komponentenbeschreibung wurde der technische Endbericht (Weber et. al., 1990a) herangezogen.

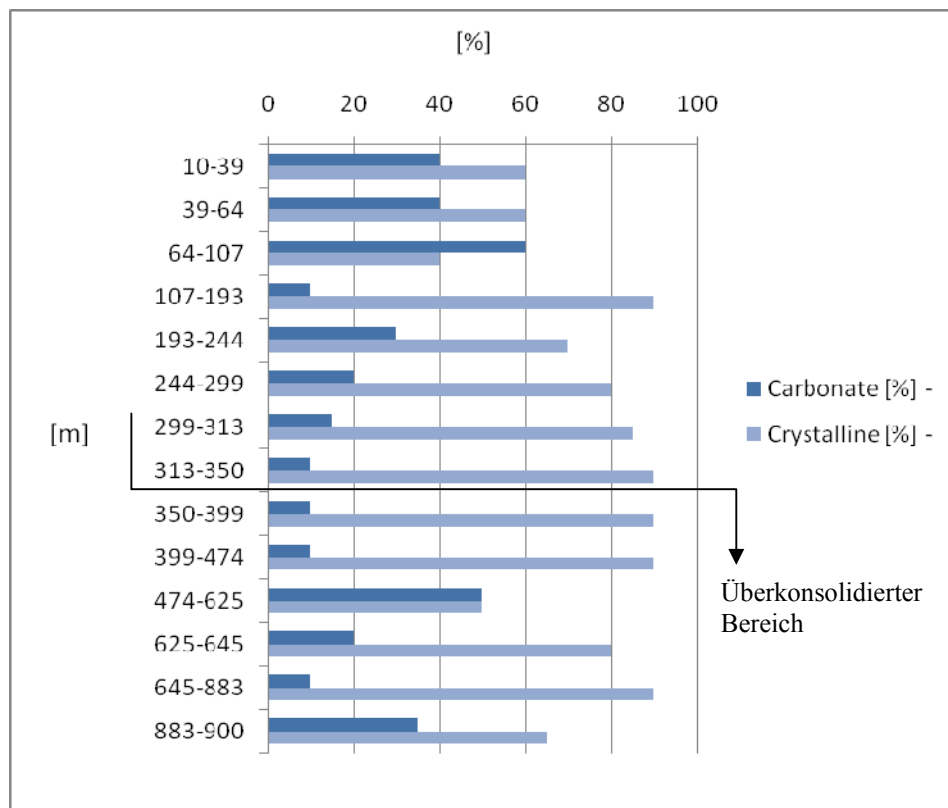


Abb. 23 Durchschnitts-Komponentenzusammensetzung der Probenabschnitte bestehend aus mehreren Proben.

Komponentenzusammensetzung im Detail:

11 – 56 m: Kalke & Dolomite 40 %, Glimmerschiefer 30 %, Quarzite 10 %, Phyllite 10 %, Amphibolite < 5% und Gneise < 5 %.

57 – 81m: Kalke & Dolomite 40 %, Glimmerschiefer, Phyllite und Gneise ~ 50 %, Quarzite 10 %, Amphibolite < 2%.

82 – 139 m: Kalke & Dolomite 60 %, Glimmerschiefer & Phyllite 20 %, Quarzite 10 %, Gneise < 5 %, Amphibolite < 2%.

140 - 268 m: Kalke & Dolomite 10 %, Phyllite 40 %, Quarzite 20 %, Glimmerschiefer 20 %, Gneise < 2 %, Amphibolite < 5%.

269 – 350 m: Kalke & Dolomite 20 %, Quarzite 25 %, Phyllite, Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite.

351 – 401 m: Kalke & Dolomite 20 %, Quarzite 25 %, Phyllite, Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite.

402 – 435 m: Kalke & Dolomite (sehr wenig), Phyllite 60 %, Quarzite 30 %, Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite.

436 – 473 m: hauptsächlich Phyllite und Quarzite, wenig Glimmerschiefer und Karbonat.

474 – 624 m: Kalke & Dolomite 50 %, Kristallin 50 %: Quarzite, Glimmerschiefer, Phyllite, Gneise, Amphibolite. Ab 524 m sind zusätzlich Sandsteingerölle und Amphibolitgerölle mit Granat vorhanden.

625 – 644 m: Kalke & Dolomite 20 %, Phyllite 50 %, Quarzite 20 %, Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite und Sandsteingerölle 10%.

645 – 657 m: Kalke & Dolomite, Phyllite 80 %, Quarzite, Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite, Sandsteingerölle.

658 – 691 m: Kalke & Dolomite 20 %, Phyllite & Quarzite 80 %, Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite.

692 – 698 m: Kalke & Dolomite 30 %, Phyllite & Quarzite 70 %, Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite.

699 – 790 m: Kalke & Dolomite 5 -15 %, Phyllite & Quarzite 70 – 80 %, Glimmerschiefer, Gneise, Amphibolite.

791 – 795 m: Kalke & Dolomite > 5 %, Phyllite & Quarzite 80 – 90 %, Glimmerschiefer, Gneise und Amphibolite 5 %.

796 – 815 m: Kalke & Dolomite 10 - 15 %, Phyllite & Quarzite 75 – 80 %, Glimmerschiefer, Gneise und Amphibolite 10 %.

816 – 859 m: Kalke & Dolomite ~ 5 %, Phyllite & Quarzite 80 - 90 %, Glimmerschiefer.

860 – 869 m: Kalke & Dolomite 5 - 10 %, Phyllite & Quarzite 80 %, Glimmerschiefer, Amphibolit.

870 – 883 m: Kalke & Dolomite, Phyllite & Quarzite 75 %, Glimmerschiefer, Amphibolit.

884 – 895 m: Kalke & Dolomite 30 – 40 %, Phyllite & Quarzite 40 - 50 %, Glimmerschiefer & Amphibolit 10 %.

896 – 900 m: Kalke & Dolomite, Phyllite & Quarzite, Glimmerschiefer & Amphibolit.

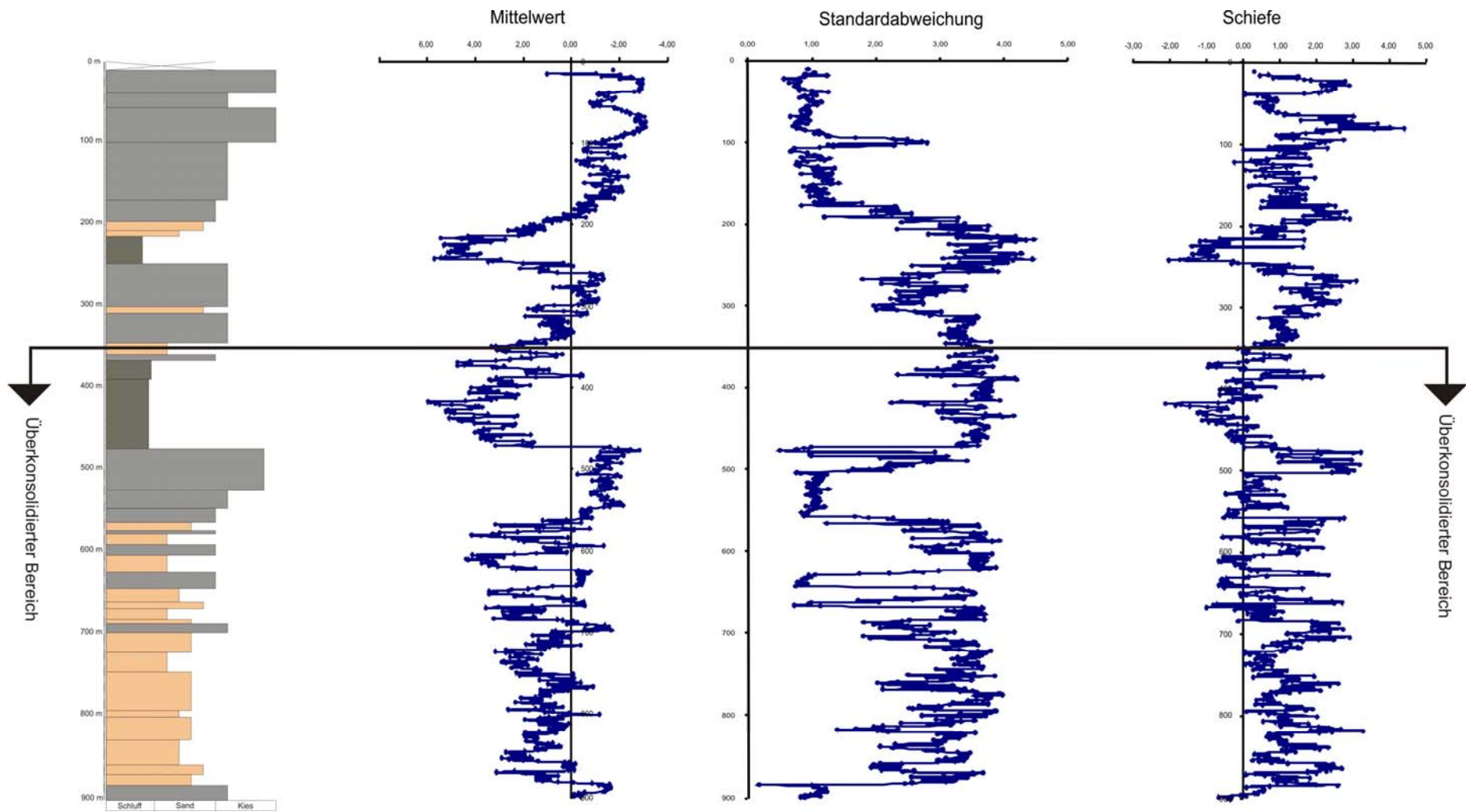


Abb. 24 Korngrößen-Profilübersicht mit Darstellung der Mittelwerte, Standardabweichung und Schiefe der Proben, Datenbasis technischer Endbericht (Weber et. al., 1990a).

4.1.2. Probenbeschreibung

Die Proben der Bohrung Wattens I (Abb.25 und Abb.26) wurden während den Bohrarbeiten in einem Tiefenabstand von jeweils 1 m genommen und die Spülung (vorwiegend Bentonit und ab und zu Antisol – hochviskoses anionisches Polymere) ausgewaschen. Die Bestimmung der Korngröße erfolgte durch Siebung direkt an der Bohrstelle. Bedingt durch die Art des Vortriebes mittels Rollmeißel lag die Obergrenze der ausgetragenen Cuttings bei 10 bis 12 mm (Weber et. al., 1990a).



Abb. 25 Beispielprobe WA007 sandiger Kies.



Abb. 26 Beispielprobe WA657 kiesiger Sand.

4.2. Schwermineralanalyse

Als Schwerminerale werden alle Minerale bezeichnet, deren spezifisches Gewicht größer ist als $2,89 \text{ g/cm}^3$. Von dieser Regel werden die wasserlöslichen Minerale und meistens auch die Karbonate ausgenommen. Grundsätzlich würde sich jedes Sediment für eine Schwermineralanalyse eignen, jedoch sind Schwerminerale eine typische Komponente der Sandfraktion und daher ist diese Korngröße zu bevorzugen. Der Schwermineralgehalt in Sedimenten schwankt, abgesehen vom Liefergebiet, nach Art und Menge in Abhängigkeit von der Korngröße der Sedimente, aber auch in scheinbar gleichartigen Ablagerungen gibt es große Unterschiede (Boenigk, 1983).

Die Proben wurden mit einer Maschenweite von 0,9 mm, 0,4 mm und 0,063 mm nass gesiebt. Danach wurden sie in den Trockenschrank gegeben und für 24 Stunden bei 60°C getrocknet. Zur Schwere-trennung wurde die Siebfraction von 0,063 mm bis 0,4 mm verwendet. Die Abtrennung erfolgte durch einfache Sedimentation in einem Scheidetrichter mit der Schwereflüssigkeit Tetrabromäthan ($\text{C}_2\text{H}_2\text{Br}_4$) mit einem spezifischen Gewicht von $2,94 \text{ g/cm}^3$. Die schweren Minerale setzen sich am Boden ab und die leichten schwimmen an der Oberfläche der Schwereflüssigkeit. Durch Rühren mit einem Glasstab wurde eine gleichmäßige Suspension von Sediment in Tetrabromäthan erzeugt. Die Schwerefraktion wurde als erstes in

einen Filter abgelassen und danach die Leichtfraktion in einen separaten Filter. Beide Fraktionen wurden mit Aceton gespült und durchgewaschen und anschließend getrocknet.

Die gewaschenen und getrockneten Schwerminerale wurden durch vorsichtiges Klopfen gegen das Filterpapier von diesem gelöst und auf das Einbettungsmittel Kanadabalsam auf einem Objektträger gestreut. Die Schwerminerale wurden mit einem Zahnstocher mit dem Kanadabalsam vermischt und danach mit einem Deckglas abgedeckt.

4.2.1. Proben der Bohrung

Die Schwermineralproben der Bohrung Wattens wurden aufgrund der Korngröße ausgewählt. Es wurde darauf geachtet, dass die Sandfraktion einen möglichst hohen Anteil hat. Es wurden insgesamt 40 Proben ausgewählt.

Probennummer	Tiefe [m]	Kies (in %)	Sand (in %)	Silt, Ton (in %)	Klassifizierung	Sortierung	Mittelwert	Standardabw.	Schiefe
SMP 6	16	53,70	46,30	0,00	Sand-Kies	MS	0,99	1,06	0,46
SMP 41	51	53,00	47,00	0,00	Sand-Kies	MS	-0,80	1,15	0,65
SMP 100 A	110	24,64	75,33	0,03	kiesiger Sand	MWS	-0,54	0,72	1,13
SMP 130	140	40,19	59,75	0,06	Kies-Sand	MS	-0,80	0,85	0,35
SMP 186 A	196	24,81	63,81	11,38	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,41	2,55	1,85
SMP 197	207	8,17	80,54	11,29	schluffiger Sand	VPS	1,10	2,34	1,64
SMP 238	248	42,98	39,23	17,79	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,31	3,31	1,26
SMP 268	278	42,22	38,92	18,86	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,71	3,35	1,04
SMP 292	302	5,67	84,33	10,00	Sand	VPS	1,40	2,13	1,53
SMP 294	304	5,08	82,45	12,47	schluffiger Sand	VPS	1,77	2,27	1,23
SMP 296	306	10,49	78,69	10,82	kiesig-schluffiger Sand	VPS	1,41	2,34	1,13
SMP 309	319	31,00	52,20	16,80	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,79	3,11	1,12
SMP 311	321	34,64	42,53	22,83	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,17	3,46	0,82
SMP 324	334	39,49	44,68	15,83	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,68	3,15	1,08
SMP 338 A	348	13,27	57,08	29,65	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,20	3,34	0,54
SMP 347	357	21,35	40,05	38,60	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,70	3,68	0,09
SMP 368 A	378	8,33	71,56	20,11	schluffiger Sand	EPS	1,33	2,96	1,25
SMP 384	394	18,61	42,65	38,74	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,54	3,72	0,23
SMP 399	409	18,08	49,64	32,28	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,20	3,52	0,48
SMP 403	413	18,14	48,20	33,66	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,30	3,58	0,37
SMP 415	425	14,66	33,28	52,06	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,69	3,70	-0,42
SMP 436	446	16,12	48,90	34,98	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,29	3,61	0,41
SMP 464	474	17,17	82,75	0,08	kiesiger Sand	MS	-1,64	1,00	1,27
SMP 497 A	507	36,82	63,18	0,00	Kies-Sand	MS	-0,30	1,24	0,13
SMP 520	530	39,17	60,83	0,00	Kies-Sand	MS	-0,85	0,99	-0,44
SMP 544 A	554	24,77	75,23	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,44	0,85	-0,18
SMP 580	590	14,37	56,72	28,91	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,93	3,36	0,72
SMP 607	617	6,30	47,55	46,15	Schluff-Sand	EPS	3,36	3,49	-0,03
SMP 629+A	639	22,00	78,00	0,00	kiesiger Sand	MWS	-0,39	0,79	-0,31
SMP 656+A	666	22,36	77,64	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,43	0,97	-0,79
SMP 677	687	26,22	69,08	4,70	Kies-Sand	PS	-0,12	1,82	2,64
SMP 697 A	707	21,59	72,86	5,55	kiesiger Sand	PS	0,01	1,92	2,50
SMP 725	735	11,36	59,25	29,39	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,15	3,32	0,60
SMP 750	760	22,55	67,77	9,68	kiesiger Sand	VPS	0,33	2,35	2,07
SMP 775	785	16,47	61,12	22,41	kiesig-schluffiger Sand	EPS	1,31	3,21	1,00
SMP 789 A	799	40,14	33,41	26,45	Schluff-Sand-Kies	EPS	0,04	3,33	1,24
SMP 829	839	9,19	82,97	7,84	Sand	VPS	0,48	2,07	2,34
SMP 849 A	859	13,91	78,61	7,48	kiesiger Sand	VPS	0,23	2,08	2,47
SMP 861	871	6,65	50,40	42,95	schluffiger Sand	EPS	3,10	3,52	0,08
SMP 889	899	13,41	86,59	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,17	0,84	-0,41

Tab. 1 Proben für die Schwermineralanalyse der Bohrung Wattens mit zusätzlicher Angabe der Korngrößenauflteilung und Bezeichnung.

4.2.2. Vergleichsproben

Vergleichsproben aus Aufschlüssen des Inntal-Tertiärs wurden im Zuge einer Kurzexkursion gemeinsam mit Dr. Jürgen Reitner am 01. und 02. Juli 2010 in der Umgebung von Wattens (Abb.) genommen. Beprobt wurden Aufschlüsse der Unterangerberg-Formation (Abb.27 – Abb.30) und der Oberangerberg-Formation (Abb.31 und Abb.32).



Abb. 27 Probenahme UAF1



Abb. 28 Probenahme UAF2

Koordinaten: X(m) 353173,008 Y(m) 262169,944



**Abb. 29 Aufschluss der Unterangerberg-Formation, Proben UAF1 und UAF2
Lokalität: Bachmündung nahe Inn,
Gemeinde Angerberg**



**Abb. 30 Aufschluss der Unterangerberg-Formation, Probe UAF3, Lokalität:
nahe Wörgl-Autobahnbrücke, Innufer
Koordinaten: X(m) 35885,400 Y(m) 26104,959**



Abb. 31 Aufschluss der Oberangerberg-Formation, Lokalität: Kramsach Bauernmuseum, Proben OAF1 und OAF3. Koordinaten: X(m) 344045,479 Y(m) 259275,849



Abb. 32 Aufschluss der Oberangerberg-Formation, Lokalität: „Moos“, Proben OAF6 und OAF7. Koordinaten: X(m) 343065,939 Y(m) 259765,619

4.3. Karbonatgehaltbestimmung

Die Karbonatbestimmung wurde bei einigen Proben zur Übersicht mit der „Müller-Gastner-Bombe“ durchgeführt. Für die Bestimmung wurden Proben der feinen Abschnitte des Bohrprofils ausgewählt. Es erfolgte eine Einwaage von 1 g der gepulverten Probe in einem Probetiegel. Das Auflösen des Karbonats wurde durch eine 15%ige Salzsäure (10 ml) hervorgerufen. Der Höchstwert wurde abgelesen und mit dem Wert aus der Eichkurve verglichen.

4.4. Nannofossilien

Die Untersuchung der Proben auf Nannofossilien wurde von Ao. Univ.- Prof. Dr. Michael Wagreich durchgeführt. Proben wurden standardmäßig für smear-slides aufbereitet.

4.5. Schlämmanalyse

Proben wurden mit verdünntem Wasserstoffperoxid aufgeschlämmt und in mehrere Siebfraktionen zerlegt (0,9 mm, 0,6 mm, 0,3 mm, 0,16 mm, 0,063 mm). Unter dem Binokular wurden die Proben auf Fossilreste durchgemustert.

4.6. Palynologische Untersuchung und organisches Material

Die Proben der feineren Bereiche der Bohrung wurden von Dr. Ilse Draxler an der Geologischen Bundesanstalt palynologisch untersucht. Alle Proben wurden mit der palynologischen Standardmethode mit Flußsäure und Salzsäure aufbereitet. Ebenso mit der palynologischen Standardmethode wurden Proben zur Charakterisierung des organischen Materials bzw. zur Reifegraduntersuchung von Vitrit aufbereitet um das organische Material zu konzentrieren. Die Proben wurden von Frau Dr. Doris Reischenbacher (MU Leoben) analysiert.

4.7. Geochemische Analysen

Die Geochemische Untersuchung wurde im Labor der Geologischen Bundesanstalt in der Fachabteilung Geochemie unter Leitung von Dr. Gerhard Hobiger durchgeführt, wobei drei Methoden zum Einsatz kamen: Glühverlust, Leco-Messung und Röntgenfluorezenzanalyse. Zusätzliche geochemische Methoden wurden im Rahmen der Lehrveranstaltung Instrumentelle Methoden IV unter der Leitung von Ass.-Prof. Mag. Dr. Wilfried Körner durchgeführt. Für die Geochemischen Analysen war es notwendig die Proben (Tab.) analysenfein zu mahlen um die Methoden erfolgreich durchführen zu können.

Probennummer	Bohrtiefe [m]	Kies (in %)	Sand (in %)	Silt,Ton (in %)	Klassifizierung	Mittelwert	Standard-abw.	Schiefe
WA207	217	11,62	8,44	79,94	kiesiger Schluff	5,41	3,28	1,69
WA215	225	8,57	17,63	73,80	sandiger Schluff	5,23	3,15	-1,40
WA216	226	10,86	13,35	75,79	kiesig, sandiger Schluff	5,30	3,28	1,66
WA223	233	10,15	19,26	70,59	kiesig, sandiger Schluff	4,97	3,34	-1,20
WA225	235	9,83	18,23	71,94	sandiger Schluff	5,12	3,26	-1,39
WA233	243	9,09	8,09	82,82	Schluff	5,67	3,06	-2,04
WA361	371	11,21	32,88	55,91	kiesiger Sand-Schluff	4,16	3,46	-0,62
WA364	374	6,56	29,93	63,51	Sand-Schluff	4,72	3,23	-0,95
WA379	389	28,42	20,91	50,67	sandiger Kies-Schluff	3,09	4,17	-0,26
WA382	392	15,28	35,04	49,68	kiesiger Sand-Schluff	3,32	3,81	-0,18
WA397	407	12,44	27,70	59,86	kiesiger Sand-Schluff	4,22	3,56	-0,64
WA408	418	2,56	15,09	82,35	sandiger Schluff	5,95	2,41	-2,13
WA411	421	3,25	22,61	74,14	sandiger Schluff	5,46	2,76	-1,46
WA418	428	6,01	23,67	70,32	sandiger Schluff	5,12	3,04	-1,18
WA433	443	5,53	32,80	61,67	Sand-Schluff	4,55	3,26	-0,73
WA601	611	8,03	30,07	61,90	Sand-Schluff	4,35	3,49	-0,67
WA604	614	7,97	42,98	49,05	sandiger Schluff	3,54	3,57	-0,21
WA606	616	3,87	44,89	51,24	Sand-Schluff	3,70	3,48	-0,20
WA641	651	6,38	46,11	47,51	Sand-Schluff	3,41	3,52	-0,07
WA644	654	6,28	46,53	47,19	Sand-Schluff	3,40	3,52	-0,06
WA785	795	20,56	38,24	41,20	kiesiger Sand-Schluff	2,60	3,87	0,11

Tab. 2 Proben für die Geochemische Analyse mit detaillierter Beschreibung.

4.7.1. Glühverlust

Der abgestufte Glühverlust dient zur Bestimmung der CO₂ – Spezies. Um den Glühverlust zu bestimmen wurden die vorher eingewogenen Proben von 3 g für 24 Stunden in einen Trockenschrank bei 100°C getrocknet. Nach dem Trockenvorgang wurden die Proben abgewogen und danach in einen Muffelofen zum Erhitzen auf 550°C gegeben. Diese Temperatur wurde für 2,5 Stunden gehalten, anschließend konnten die Proben langsam im Ofen und später auch in einem Exsikkator abkühlen. Zur Bestimmung des organischen Gehalts wurden die Proben nun abgewogen und die Differenz zu dem Einwaagegewicht ergibt den Anteil an organischem Material. Die Proben wurden erneut in den Muffelofen gegeben und bis auf 1000°C für 2 Stunden erhitzt. Die abgekühlten Proben wurden anschließend wieder gewogen und der restliche Gewichtsverlust lässt auf den Karbonatgehalt schließen.

4.7.2. LECO-Messung

Für die Bestimmung des Gehalts von organischen und anorganischen Kohlenstoff sowie dem Gesamtschwefel wurde ein LECO Kohlenstoff- und Schwefelanalysator verwendet. Die gewogene Probe von 150 mg wird in einem Hochfrequenz-Induktionsofen mit einem Gemisch aus Wolframlegierung, Reineisen- sowie Zinnspänen als Verbrennungsbeschleuniger bei zirka 1100°C verbrannt. Der Schwefelanteil wird in einer sogenannten Schwefelzelle aufgefangen und gemessen. Der Kohlenstoff wird in Form von CO₂ in eine Infrarotzelle geleitet. Die Gase CO₂ und SO₃ verursachen eine Schwächung der Infrarotstrahlung die gemessen und mit Hilfe der Einwaage sowie Kalibrierungsfaktoren in den Kohlenstoff- und Schwefelgehalt umgerechnet wird.

Da das LECO-Gerät nur den Gesamtkohlenstoff messen kann und den organischen nicht von dem anorganischen Kohlenstoff unterscheidet, war es notwendig alle Proben zusätzlich vor der Messung zu entkarbonisieren. Für diesen Vorgang wurde das Probenmaterial in Porzellantiegel eingewogen und anschließend mit HCl aufgefüllt. Das Auffüllen der Tiegel mit HCl wurde dreimal wiederholt, weiters wurden die Tiegel 10-mal mit destilliertem Wasser durchgespült und am Schluss für 12 Stunden in den Trockenschrank gegeben. Schließlich erfolgte dann die Messung am LECO-Gerät nach der Beigabe der Verbrennungsbeschleuniger (siehe oben).

Um ein besseres Gesamtergebnis zu bekommen, wurde jede Probe zweimal eingewogen und gemessen.

4.7.3. RFA – Röntgenfluoreszenzanalyse

Die RFA ist eine ideale Meßmethode für die Erfassung der Gehalte an Haupt- und Nebenelementen wie Si, Al, Mg, Ca, Fe, K, Na, Ti, S und P in silikatischen Gesteinen sowie auch an Spurenelementen wie die Metalle Pb, Zn, Cd, Cr und Mn.

Das Meßprinzip dieser Technik besteht darin, dass bei dem Beschuss einer Gesteinsprobe mit hochenergetischen Röntgenstrahlen sekundäre Strahlung erzeugt wird, deren Wellenlänge und Intensitäten von den getroffenen Elementen abhängt. Intensitätsmessungen der charakteristischen Strahlung eines bestimmten Elements ergeben einen Wert, der dessen Konzentration in der Probe entspricht. Zunächst misst man die Emission von Standards, um eine Eichkurve herzustellen, mit der dann die Messwerte der unbekanntenen Proben verglichen werden. Die primären Röntgenstrahlen kommen aus einer Röntgenröhre mit einem Target, das meist aus Rhodium besteht; die sekundären, emittierten Röntgenstrahlen durchdringen ein Killimatorsystem. Die verschiedenen Wellenlängen werden anschließend mit Hilfe von LiF oder PET-Kristallen durch Röntgenbeugung aufgespalten. Die Strahlen gelangen nun zu einem Zählersystem, dessen Durchflussproportionalzählrohr die leichten und dessen

Szintillationszähler die schweren Elemente erfasst (Tucker, 1996).

Für die Proben der RFA wurden mit 4 g der Probe Pulverpräparate mit sehr hohem Druck in Form von Linsen gepresst die vorher mit 0,9 g Höchstwachs C gemischt wurden.

4.7.4. Probenvorbereitung, Chemische Aufschlüsse

Um diverse Proben mit instrumentellen analytischen Methoden untersuchen zu können, muss eine wesentliche Voraussetzung erfüllt sein: die Probe muss im flüssigen Zustand vorliegen. Das bedeutet, jede feste Probe muss einer Probenvorbereitung unterzogen werden, wobei der wesentliche Schritt zur „Verflüssigung“ ein geeigneter Aufschluss ist.

Die Proben müssen getrocknet und analysenfein zermahlen werden, dies geschieht in den dafür vorgesehenen Gerätschaften wie Trockenapparat und Gesteinsmühle. Wichtig ist, dass der Aufschluss auf die jeweils nachfolgende Analyse-Technik abgestimmt wird. Für die Proben der Bohrung Wattens wurde der Säureaufschluss mittels der nichtoxidierenden HF-Säure gewählt.

4.7.5. Flammen-AAS

Prinzip: Die Probe wird durch Zufuhr von thermischer Energie in den gasförmig, atomaren Grund-Zustand überführt. Aus diesem Grund-Zustand (E0) werden die Atome der Probe unter Absorption von Licht-Quanten in den angeregten Zustand (E1) gebracht. Dabei wird eine bestimmte Lichtmenge absorbiert, die der Anzahl der Atome in der Probe genau proportional ist. Dieser Absorptionsvorgang der Probe schwächt die Licht-Intensität der externen Lichtquelle und ist daher ein quantitativer Maßstab für die in der Probe vorhandene Atomspezies. Grundlage der quantitativen Auswertung ist das Lambert-Beer-Gesetz: $E = \text{konst} * c$; Schwächung der Licht-Intensität (= Extinktion „E“), in Abhängigkeit von Konzentration („c“) und Schichtdicke.

4.7.6. ICP-AES

Aufbau ist prinzipiell gleich wie bei der Flammen-Anregung, hat aber durch wesentlich höhere Anregungstemperatur viel höhere Anforderungen. *Prinzip:* Die Anregung erfolgt im Plasma, welches in einer Hochfrequenz-Spule durch „induktive Kopplung“ erzeugt wird. Die Anregungstemperatur liegt zwischen 6.000 und 10.000°C, daher sind praktisch alle Elemente analysierbar und auch simultan messbar. Die Nachweisgrenze liegt bei 0,1 bis 1,0 ppb und ist somit sehr gut.

4.7.7. ICP-MS

Prinzip: Die Probe wird in den gasförmigen Zustand überführt, somit liegen einzelne Moleküle und Atome vor. Es folgt die Ionisierung der Probe durch eine Ionisierungsquelle. Die ionisierten Teilchen werden ins Hoch-Vakuum überführt und anschließend kommt es zur Beschleunigung dieser Teilchen. Danach folgt die Auftrennung der Ionen in einem Magnetfeld in dem Verhältnis Masse/Ladung.

4.8. Röntgendiffraktometrie

Die Röntgendiffraktometrie nützt die Beugung der Röntgenstrahlen und ist eine grundlegende Methode zur Mineralbestimmung, insbesondere zur Tonmineraluntersuchung. Der Vorteil liegt in dem teilweise vollautomatischen Ablauf der Messung und es können in kürzester Zeit sehr genaue Ergebnisse erzielt werden. *Funktionsweise:* Die Röntgenstrahlen durchlaufen einen

Kollimator, der ein subparalleles Strahlenbündel erzeugt. Dessen Grad an Divergenz wird durch die Größe des Schlitzes bestimmt. Folglich trifft der divergierende Röntgenstrahl auf die Probe, die sich im Strahlenbündel dreht. Die Mineralflächen beugen den Röntgenstrahl nach der Braggschen Gleichung zum Empfangsschlitz und Kollimator und danach in einen Streuschlitz. Diese sorgen am Ende des Strahlengangs für die Sicherheit, dass nur gebeugte Strahlen beim Detektor ankommen. Das Signal am Detektor wird verstärkt und der elektronischen Verwertung zugeführt (Tucker, 1996).

4.8.1. Gesamtgesteinsanalyse

Die Gesamtgesteinsanalyse ist die grundlegendste Form für die Anwendung der Röntgendiffraktometrie. Um gute Ergebnisse zu erzielen muss der Korndurchmesser auf ca. 5 – 10 μm gebracht werden. Bei der Zerkleinerung ist darauf zu achten, dass die Kristalle nicht zerschneiden oder beschädigt werden (Tucker, 1996). Das Zermahlen der Proben erfolgte auf einer mechanischen Mühle. Die feingemahlten Proben wurden in eine Hohlform platziert und leicht gepresst um eine ideale Oberfläche zu bekommen. Danach erfolgt die Messung im Röntgendiffraktometer. Es wurden insgesamt 21 Proben der Bohrung Wattens mit dieser Methode an der Geologischen Bundesanstalt unter Anleitung von Frau Dr. Inge Wimmer-Frey analysiert und gemessen.

4.8.2. Tonmineralanalyse

Für die Bestimmung von Tonmineralen in Ton-, Sand- und Kalksteinen ist die Röntgendiffraktometrie einer der besten Methoden. Für Fragen zur Herkunft der Gesteine oder für Überlegungen zu ihrer Versenkungsgeschichte ist die Kenntnis der Tonmineralogie von großer Bedeutung. Für diese Analyse ist es notwendig, die Tonfraktion ($< 2 \mu\text{m}$) abzutrennen und getrennt zu analysieren (Tucker, 1996). Um den Anteil von organischem Material zu entfernen sind die Proben mit Wasserstoffperoxid (H_2O_2) behandelt worden. Anschließend erfolgte die Auflösung des Gesteinsverbandes durch eine Ultraschallbehandlung. Der nächste Schritt war das Einfüllen des Probenmaterials in den Atterberg-Zylinder und deren Auffüllung mit destilliertem Wasser bis zur 30 cm Wassersäule-Marke und die Durchmischung durch leichtes hin und her schütteln. Zur Absetzung der gröberen Sedimente blieb der Atterberg-Zylinder 24 Stunden und 33 Minuten unberührt stehen, danach erfolgte das Ablassen der in Schwebelage befindlichen $2 \mu\text{m}$ Fraktion in eine mit Kunststoffolie ausgelegte Schale. Diese kommt nun bei 60°C in den Trockenschrank bis das Wasser vollständig verdunstet ist und nur noch Probenmaterial auf der Folie vorzufinden ist.

10 mg des abgetrennten Probenmaterials der $2 \mu\text{m}$ Fraktion sind mit 1 ml destilliertem Wasser vermischt und nach einminütiger Dispergierung mit dem Ultraschallstab auf den Objektträger aufgetragen worden. Danach erfolgte der Trockenvorgang über Nacht und anschließend die Messung im XRD. Nach diesen ersten Messungen wurden die Proben auch mit Ethylenglycol versetzt gemessen, um die Bestimmung der Minerale zu erleichtern, da die quellfähigen Tonminerale aufgeweitet werden.

Um noch mehr Details aus der Tonmineralfraktion zu bekommen, wurden 50 mg einiger Proben mit MgCl_2 bzw. KCl gesättigt. Diese Gemische wurden dann über Nacht in den Schüttelapparat gegeben. Die Probenbehältnisse wurden zuerst bei 1500 Umdrehungen pro Minute für 5 Minuten und anschließend bei 4000 Umdrehungen pro Minute mit destilliertem Wasser für 8 Minuten in der Zentrifuge geschleudert. Nach Entleerung des Behältnisses wurden 6 ml dest. Wasser hinzugegeben und für 1 Minute mit dem Ultraschallstab dispergiert. Folglich wurden 1 ml auf dem Objektträger aufgetragen und über Nacht getrocknet. Danach erfolgte die Messung im Röntgendiffraktometer.

5. Ergebnisse der Untersuchungen

5.1. Schwermineralanalyse

5.1.1. Proben der Bohrung

Das Schwermineralspektrum der Bohrung Wattens I beschränkt sich auf die Minerale Granat, Hornblende, Staurolith, Zirkon, Epidot, Apatit, Rutil, Turmalin, Disthen, Sillimanit, Biotit und Chlorit. Die Minerale Granat, Hornblende, Staurolith, Zirkon, Biotit und Chlorit bilden dabei den Hauptanteil. In kleineren Mengen kommen die Minerale Epidot und Apatit vor. Disthen, Rutil, Turmalin und Sillimanit kommen nur vereinzelt vor. Die opaken Minerale (Abb.) haben einen Anteil von 22% bis hin zu 57% der Schwermineralfraktion. Biotit und Chlorit (Abb.) haben zusammen zwischen 5% und 20%.

5.1.1.1. Beschreibung der vorkommenden Schwerminerale

Grundsätzlich kann man folgende Gruppierung der Minerale (Boenigk, 1983) nach der Verwitterungsempfindlichkeit vornehmen (für neutrale bis schwach saure Bedingungen):

- (1) extrem stabil: Zirkon, Turmalin, Rutil, Anastas, Brookit, Topas, Spinell, Korund
- (2) stabil: Disthen, Andalusit, Sillimanit
- (3) mäßig stabil: Monazit, Glimmer (Biotit)
- (4) instabil: Pyroxen, Hornblende, Granat, Olivin
- (5) sehr instabil: Olivin, Apatit, Karbonat, Zinkblende

Kurze Charakterisierung der vorkommenden Schwerminerale:

- a) Granat: Die Körner sind unregelmäßig bis rundlich geformt, isotrop und häufig mit Lösungsgruben oder konkaven Formen mit Einschlüssen. Es gibt keine bis nur schwache Färbung. Pleochroismus ist keiner vorhanden.

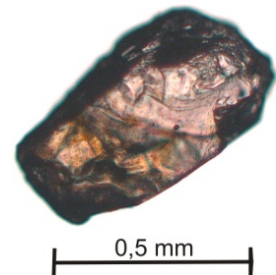


Abb. 33 Granat der Probe SMP292.

- b) Hornblenden: Die Gruppe der Hornblenden gehört zu den Amphibolen und man kann zwischen grünen, braunen und Alkalihornblenden unterscheiden. In dieser Arbeit werden sie jedoch als eine Gruppe geführt. Die Farben reichen von grün bis braun. Der Pleochroismus ist deutlich bis kräftig. Die Spaltbarkeit ist sehr gut nach (110) und ca. 56° dazu. Der Bruch ist unregelmäßig bis muschelrig. Es gibt sehr häufig Einschlüsse von Erzen, Rutil, Apatit.

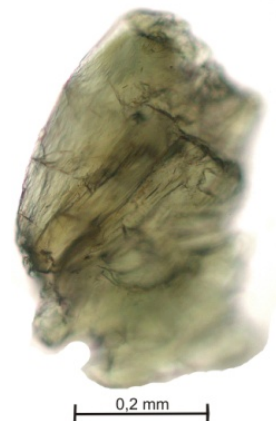


Abb. 34 Hornblende der Probe SMP186A.

- c) Staurolith: Die Körner haben eine goldgelbe Farbe und sind relativ groß und unregelmäßig geformt. Die Doppelbrechung ist niedrig, der Pleochroismus ist stark von gelb bis rötlich-gelb.



Abb. 35 Staurolith der Probe SMP100A.

- d) Zirkon: Die Körner sind großteils farblos und haben eine säulenartige Form oder sind elliptisch gerundet. Pleochroismus ist kaum vorhanden.

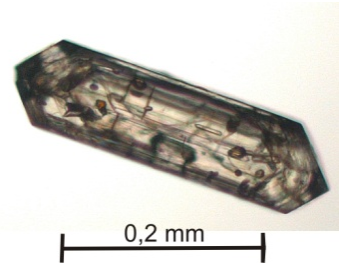


Abb. 36 Zirkon der Probe SMP238.

- e) Epidot-Gruppe: Das Erscheinungsbild zeigt prismatisch, unregelmäßig geformte farblose bis grünlich gelbe Körner mit hoher Lichtbrechung. Der Pleochroismus ist deutlich, die Spaltbarkeit gut und der Bruch unregelmäßig.

- f) Apatit: Die normale Erscheinung zeigt farblose Körner die prismatisch oder gerundet sind. Pleochroismus gibt es fast keinen, wenn nur ganz schwach. Spaltbarkeit ist selten sichtbar, der Bruch ist muscheliger bis uneben. Durch die vielen Einschlüsse kann der Apatit grau bis schwarz sein.



Abb. 37 Apatit der Probe SMP497A.

- g) Rutil: Die prismatische, säulige aber auch zum Teil gut gerundete Form mit sehr hoher Licht- und Doppelbrechung und die charakteristische intensive braunrote, gelbe Farbe sind die entscheidenden Merkmale. Der Pleochroismus ist deutlich von rotbraun nach braun oder gelb.

- h) Turmalin: Die Körner sind gut gerundet oder prismatisch. Meist herrscht eine starke Färbung vor die von braun über grün bis ins bläuliche geht. Der Pleochroismus ist stark, Spaltbarkeit gibt es keine, der Bruch ist muscheliger.

- i) Disthen: Tritt meist in größeren Körnern auf und ist farblos, der Pleochroismus ist schwach, das Relief ist hoch und die Spaltbarkeit ist rechtwinkelig. Die Auslöschung liegt in der Regel bei 30° .

- j) Sillimanit: Die Körner sind farblos, prismatisch und haben eine gerade Auslöschung. Pleochroismus gibt es keinen, der Bruch ist unregelmäßig und die Spaltbarkeit ist sehr

gut nach (010). Es gibt häufig Einschlüsse von Biotit und Erz.

- k) Biotit: Das normale Erscheinungsbild zeigt braune, gelbbraune und grünliche Plättchen mit unregelmäßigem Umriss. Der Pleochroismus ist sehr stark und reicht von gelbbraun bis dunkelgrün. Es gibt sehr häufig Einschlüsse von Erzen, Zirkon, Rutil, Apatit und noch anderen Mineralen.

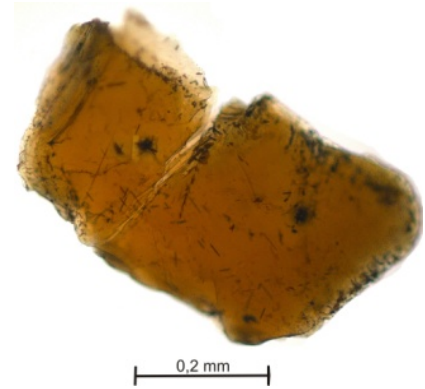


Abb. 38 Biotit der Probe SMP292.

5.1.1.2. Schermineralauszählung

Die Schwermineralstreupräparate wurden unter einem Mikroskop optisch bestimmt und ausgezählt. Es wurde darauf geachtet, dass mindestens eine Summe von 100 Schwermineralen zustande kommt. Die folgende Tabelle (Tab.) zeigt das prozentuale Ergebnis der Auszählung und ist gegliedert in zwei Teile, der linke Teil zeigt den Gesamtmineralgehalt der Probe, dieser beinhaltet die opaken Minerale, Biotit & Chlorit und die relevanten Schwerminerale. Der rechte Teil zeigt die prozentuale Verteilung der relevanten Schwerminerale.

<u>Kürzel:</u>	<u>Bezeichnung:</u>	
opake	opake Minerale	} zusammen 100 %
Bi+Cl	Biotit & Chlorit	
rel.SM	relevante Schwerminerale	
Grt	Granat	} relevante Schwerminerale zusammen 100 %
Ho	Hornblende	
St	Staurolith	
Zi	Zirkon	
Ep	Epidot	
Ap	Apatit	
Ru	Rutil	
Tu	Turmalin	
Di	Disthen	
Si	Sillimanit	

Streupräparat	100%			relevanten Schwerminerale [%]									
	opake	Bi+Cl	rel.SM	Grt	Ho	St	Zi	Ep	Ap	Ru	Tu	Di	Si
SMP 6	46	13	42	52	18	22	4	2	1	0	0	0	1
SMP 41	44	16	40	37	18	22	6	2	4	0	5	5	1
SMP 100 A	28	10	62	37	24	21	8	6	1	1	1	1	0
SMP 130	28	20	52	36	27	13	3	3	10	0	3	2	3
SMP 186 A	21	18	61	28	29	16	10	6	6	1	1	2	1
SMP 197	29	20	50	35	27	22	5	1	4	0	2	2	1
SMP 238	33	12	54	32	15	14	18	2	11	0	1	1	5
SMP 268	49	20	32	32	28	20	5	6	7	0	1	0	1
SMP 292	34	12	54	35	25	12	2	1	12	0	6	7	0
SMP 294	41	10	49	40	21	28	1	3	3	0	1	1	1
SMP 296	45	14	41	46	18	28	1	2	2	0	0	1	1
SMP 309	35	13	52	19	36	18	13	2	7	0	2	4	0
SMP 311	29	23	48	36	15	12	8	3	12	4	5	2	3
SMP 324	46	16	38	31	29	14	7	3	8	3	1	1	3
SMP 338 A	26	12	62	36	25	20	10	4	3	1	1	1	0
SMP 347	41	19	40	39	18	18	6	4	6	1	3	3	1
SMP 368 A	32	20	48	22	48	7	8	2	8	1	1	2	0
SMP 384	23	15	63	24	17	30	3	2	12	3	2	2	2
SMP 399	37	8	54	9	27	2	52	1	6	1	0	1	1
SMP 403	36	20	44	16	29	19	10	1	21	1	1	0	1
SMP 415	33	19	48	17	27	19	13	2	16	2	2	1	2
SMP 436	51	14	35	12	33	10	18	7	10	4	1	2	2
SMP 464	22	13	65	22	42	6	6	7	9	1	2	3	3
SMP 497 A	29	21	51	39	36	6	5	1	12	1	1	0	1
SMP 520	43	13	44	25	18	21	8	5	15	2	2	2	1
SMP 544 A	37	15	48	25	44	12	7	4	7	0	1	0	1
SMP 580	38	13	49	14	23	17	19	5	11	1	2	4	4
SMP 607	35	16	49	17	14	11	16	3	30	3	0	3	3
SMP 629+A	35	15	51	17	40	15	8	8	6	2	2	0	1
SMP 656+A	46	10	45	18	19	29	15	4	7	3	4	1	0
SMP 677	44	18	38	23	16	26	7	2	22	1	0	1	1
SMP 697 A	44	17	39	16	36	23	7	3	7	3	0	1	4
SMP 725	54	15	31	11	24	22	22	3	13	1	0	1	2
SMP 750	38	5	56	21	29	17	12	6	9	0	3	1	1
SMP 775	28	15	57	17	17	7	21	2	24	1	1	7	1
SMP 789 A	44	14	42	15	28	23	14	3	9	0	1	1	5
SMP 829	42	15	44	14	28	16	17	4	16	0	1	1	2
SMP 849 A	38	18	44	14	36	20	13	4	9	0	1	0	4
SMP 861	34	19	47	16	33	15	14	2	11	1	2	2	2
SMP 889	46	16	38	16	37	21	10	2	10	0	1	0	2

Tab. 3 Prozentuelles Ergebnis der Schwermineralauszählung.

Schwermineralspektrum mit opaken Mineralen

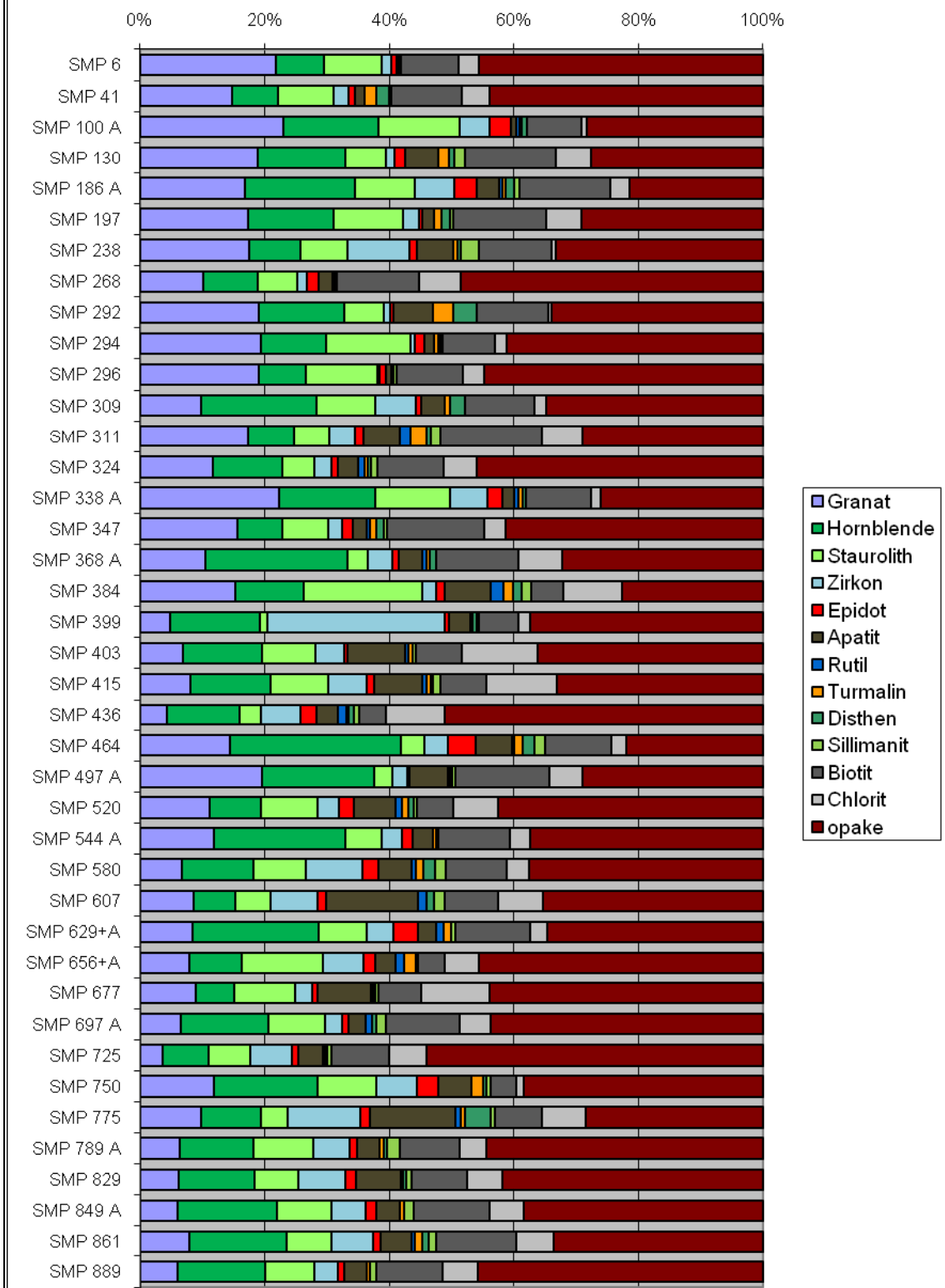


Abb. 39 Schwermineralspektrum mit opaken Mineralen, Biotit und Chlorit.

Schwermineralspektrum

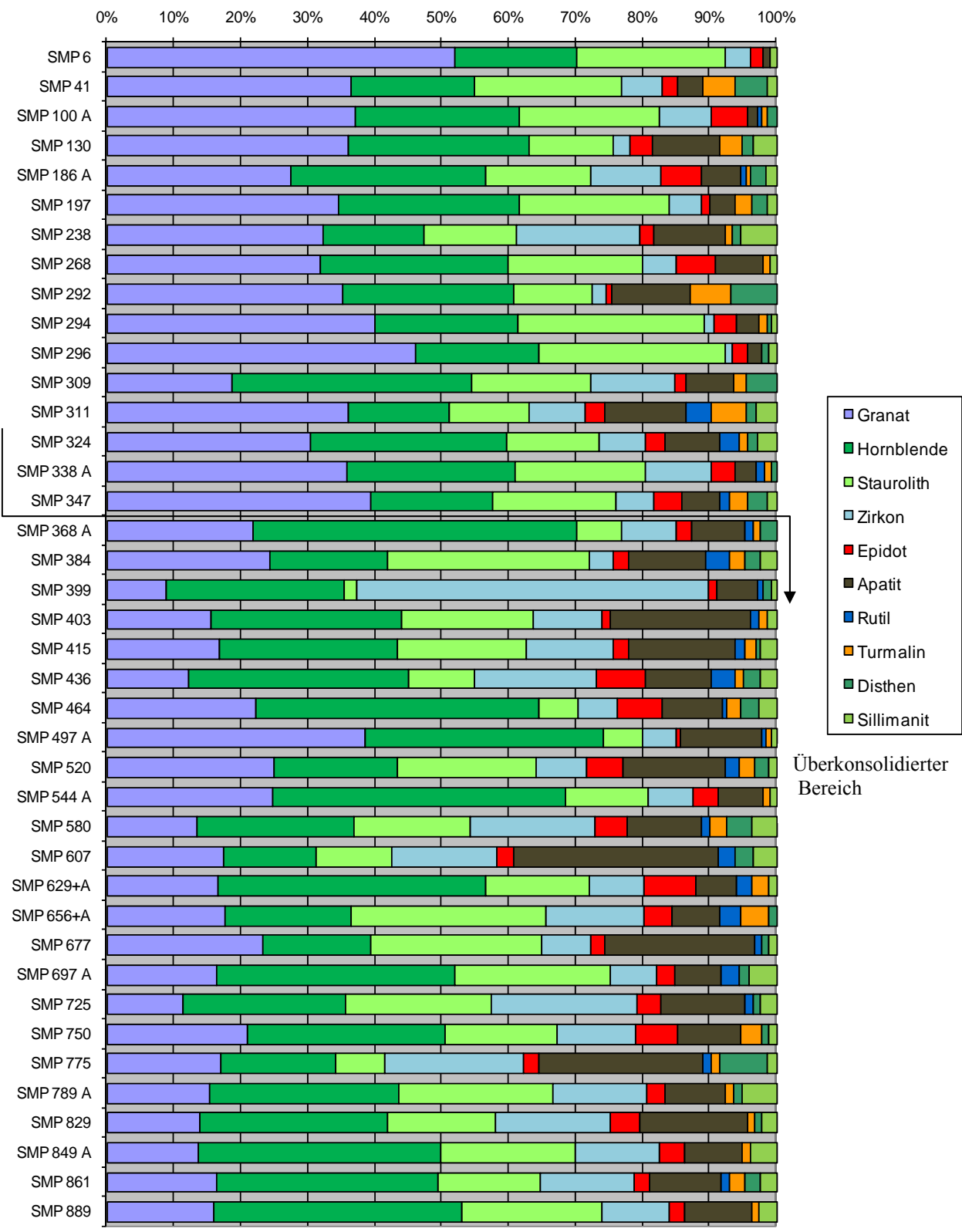


Abb. 40 Schwermineralspektrum der Proben Bohrung Wattens.

5.1.2. Vergleichsproben

Die Ergebnisse der Schwermineralanalyse der Vergleichsproben zeigen eine Verteilung der Schwerminerale von bis zu 60 % an opaken Mineralen (Abb.35). Einen guten Teil machen auch Biotit und Chlorit (Abb.36) aus und der Rest entfällt auf die wirklich relevanten Schwerminerale. Bei den Proben der Oberangerberg-Formation (OAF1 bis OAF7, Abb.37) liegt der Granatgehalt zwischen 60 und 80 %. Hornblende erreicht Werte bis zu 15 %, Staurolith bis zu 12 %. Der Rest entfällt auf die Schwerminerale Zirkon, Epidot, Apatit, Rutil, Turmalin, Disthen und Sillimantit. Die Proben der Unterangerberg-Formation (UAF1 bis UAF3, Abb.) unterscheiden sich von den Proben der Oberangerberg-Formation deutlich im geringeren Granatgehalt (bis zu 40 %) und in den höheren Gehalten an Apatit (bis 20 %), Rutil (bis 15 %) und Turmalin (bis 8 %).

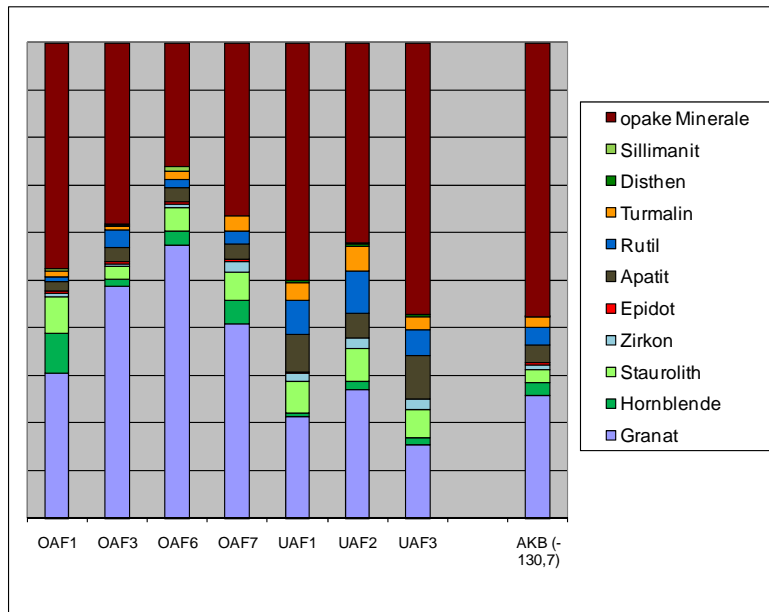


Abb. 41 Schwermineralspektrum der Vergleichsproben mit opaken Mineralen.

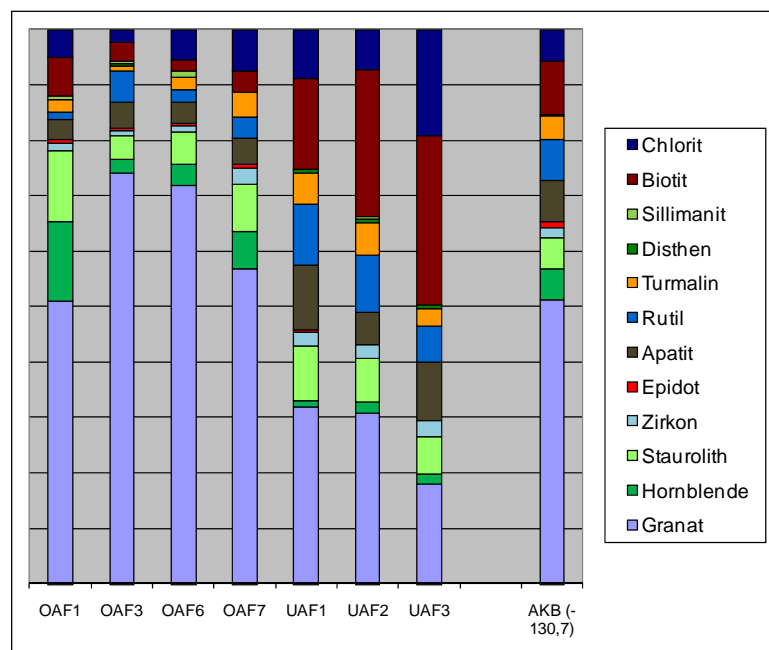


Abb. 42 Schwermineralspektrum der Vergleichsproben mit Bi/Cl.

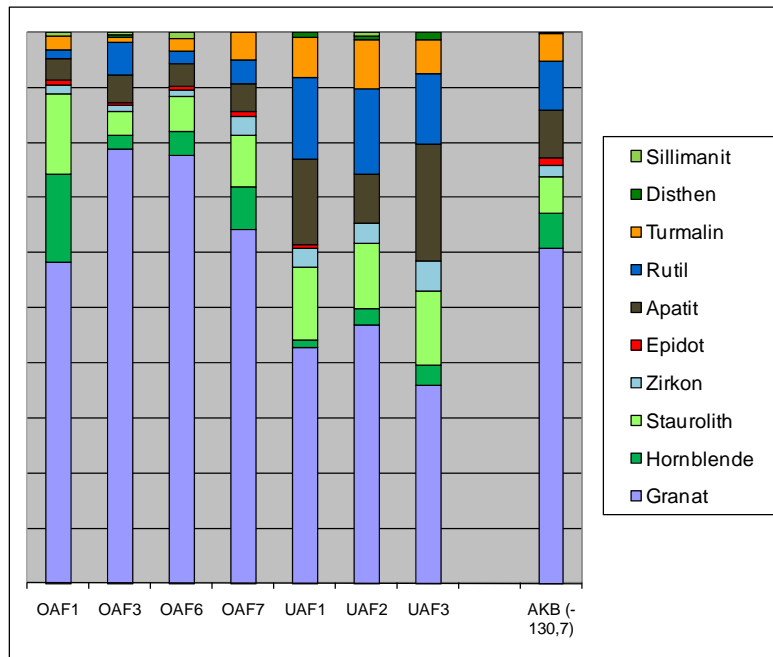


Abb. 43 Schwermineralspektrum der relevanten Schwerminerale der Vergleichsproben.

Verglichen mit den Schwermineraldaten (Abb.38 und Abb.39) aus der Literatur des Inntalertiärs (Oberangerberg- und Unterangerberg-Formation) von Schnabel & Draxler (1976) und Heißel (1955) ergeben die gewonnenen Daten keine direkte Übereinstimmung. Der Granatgehalt ist in den Daten von Schnabel & Draxler deutlich höher und erreicht darin bis zu 90 % bei den Proben der Oberangerberg-Formation und bis zu 75 % in den Proben der Unterangerberg-Formation. Der Grund dafür kann sein, dass der Schwermineralgehalt innerhalb einer Formation variieren kann, es kann aber auch an einem unterschiedlichen Korngrößenspektrum liegen.

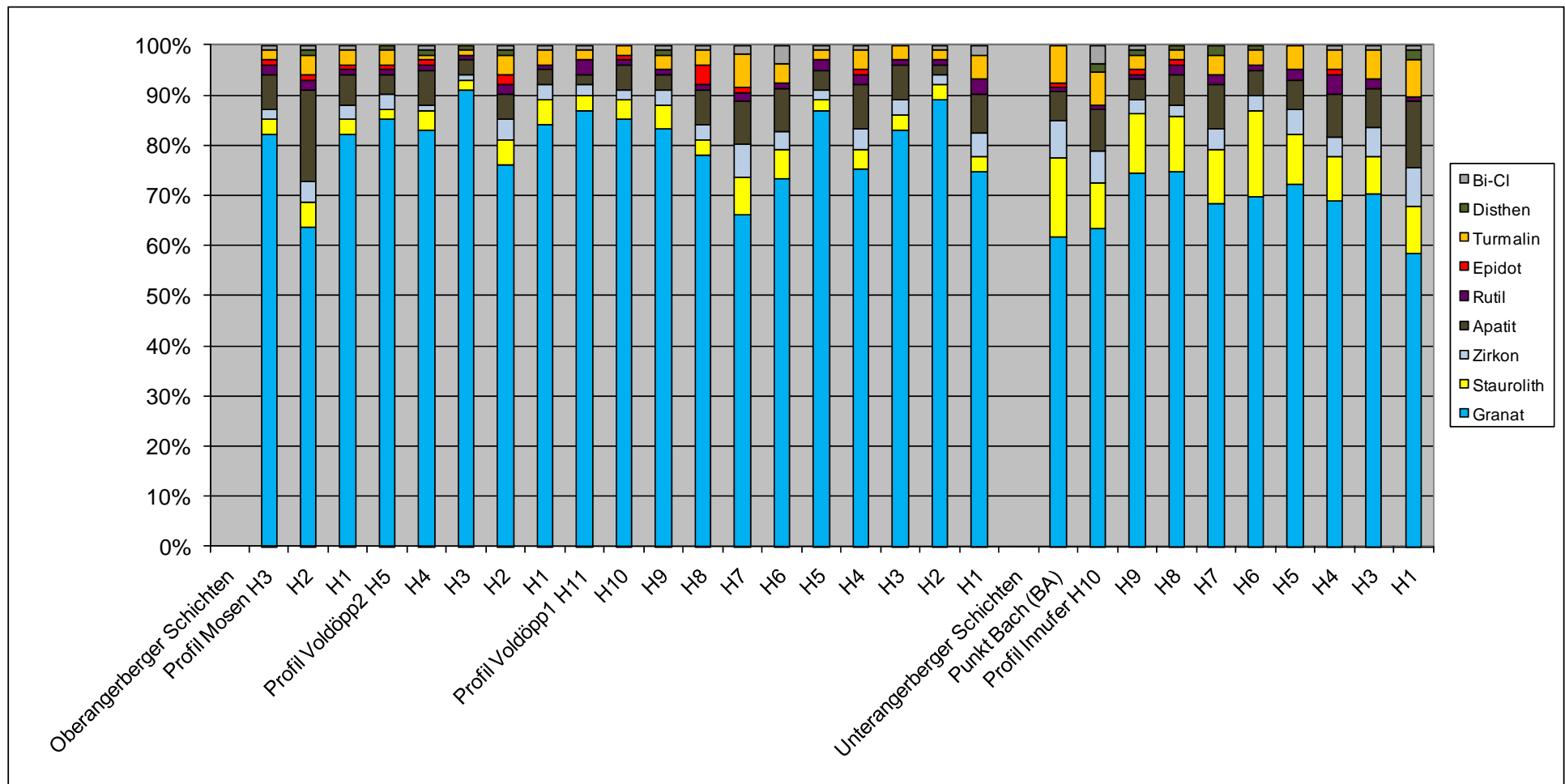


Abb. 44 Schwermineralspektren der Oberangerberg-Formation und der Unterangerberg-Formation (Schnabel & Draxler, 1976).

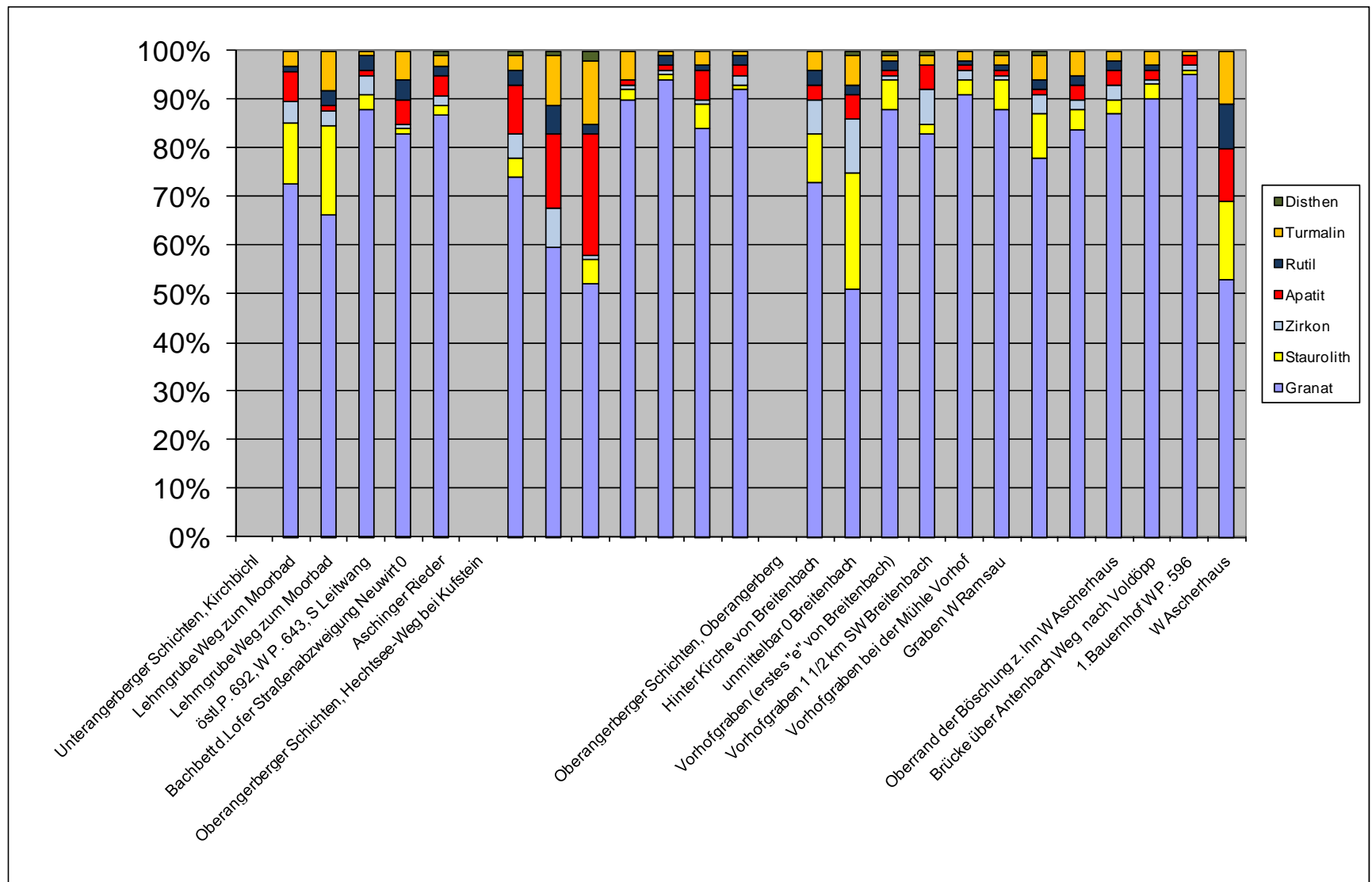


Abb. 45 Schwermineralspektren der Oberangerberg-Formation und der Unterangerberg-Formation (Heißel, 1955).

5.3. Karbonatgehaltbestimmung

Die Bestimmung des Karbonatgehaltes feinkörniger Proben ergab, dass die Proben (WA207, WA215, WA225 und WA233) des oberen Bereiches der Bohrung einen Karbonatgehalt (Abb.40) zwischen 14% und 22% erreichen. Die Proben (WA361, WA379, WA382, WA408, WA411, und WA418) des mittleren Bereichs der Bohrung weisen einen deutlich niedrigeren Karbonatgehalt auf, dieser liegt zwischen 3% und 6%. Die Proben (WA601, WA604, WA641, WA644 und WA785) des tieferen Abschnittes zeigen einen ansteigenden Trend des Karbonatgehalts mit der Tiefe, dieser beginnt bei 9% bis hin zu 15% bei der tiefsten Probe.

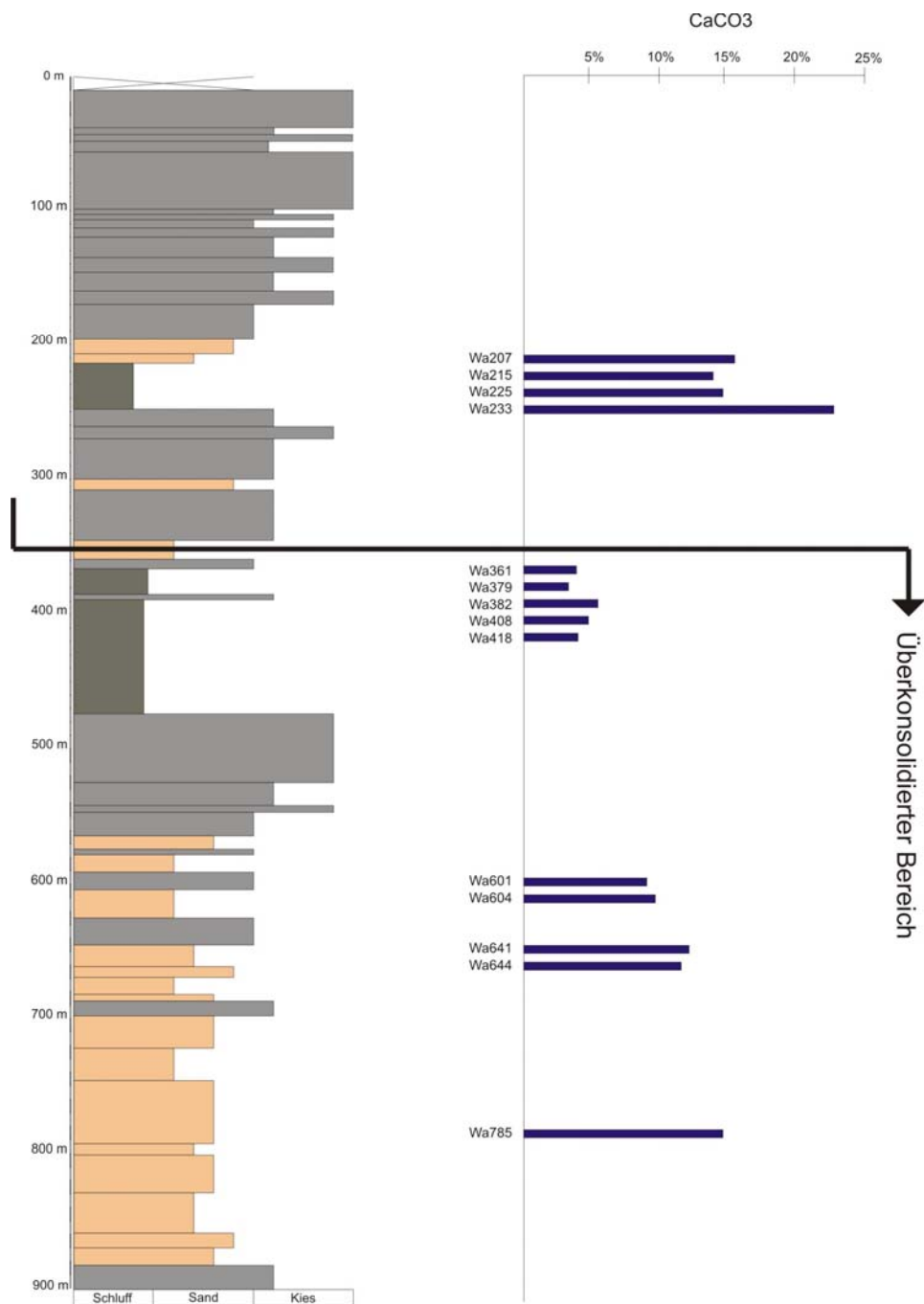


Abb. 46 Vereinfachtes Bohrprofil und Karbonatgehalte der Proben.

5.4. Nannofossiluntersuchung

Die Untersuchung der Proben auf Nannofossilien wurde von Ao. Univ.- Prof. Dr. Michael Wagreich durchgeführt. In den Proben (WA207 bis WA233) des obersten Abschnitts sind keine Nannofossilien gefunden worden, jedoch ist viel Karbonat vorhanden, was auch deutlich das Ergebnis der Karbonatgehaltsbestimmung zeigt. Im mittleren Bereich (WA361 bis WA418) wurden auch keine Nannofossilien nachgewiesen und der Karbonatgehalt ist sehr gering. Im tiefen Abschnitt der Bohrung sind in den Proben (WA601 bis WA785) Überreste von Nannofossilien gefunden worden und speziell in der Probe WA785 sind eventuell Coccolithenteile vorhanden, die jedoch nicht konkret bestimmt werden konnten, und als wahrscheinlich aufgearbeitet interpretiert werden können.

5.5. Schlämmanalyse

Die Untersuchung feinkörniger Proben auf mögliche (Mikro)Fossilreste brachte keinerlei positive Ergebnisse.

5.6. Palynologische Untersuchung und organisches Material

Die erfolgte Untersuchung an den Proben ergab keinen Fund von Pollen, jedoch wurden Kohlepartikel (Abb.42) in allen Proben nachgewiesen. Die Abbildung zeigt ein Beispiel eines Kohlepartikels der Probe WA455 mit einer Teilchengröße von ca. 50 µm.

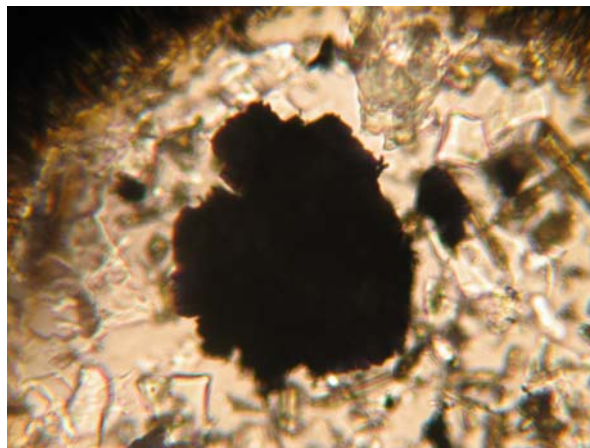


Abb. 47 Kohlepartikel der Probe WA455 (Foto: Ilse Draxler)

Fluorisierende Macerale, vor allem Suberinin fanden sich in allen von D. Reischenbacher untersuchten Proben. Vitrinitreflexion konnte an den Proben WA216, WA361 und WA382 gemessen werden. Die Probe WA216 hat die geringste Reife ($R_r = 0,23$ % bei 5 Messpunkten), die Proben WA361 und WA382 zeigen ähnliche, etwas höhere Reflexionen ($R_r = 0,32$ bzw. $0,34$ %) ohne direkten Hinweis auf Tertiär.

5.7. Geochemische Untersuchungen

In den folgenden Tabellen (Tab.4 – Tab.6) sind die geochemischen Daten der Gesamtgesteinsanalyse von 21 Proben der Bohrung Wattens I und 2 Vergleichsproben abgebildet, welche im Labor der Fachabteilung Geochemie an der Geologischen Bundesanstalt analysiert und erarbeitet wurden. Die Konzentration der wichtigsten Oxide, verschiedener Elemente, der totale Anteil an Kohlenstoff, sowie auch der organische und karbonatische Kohlenstoff wurde gemessen.

Bezeichnung	WA 207	WA 215	WA 216	WA 223	WA 225	WA 233	WA 361	WA 364
SiO₂ (%)	50,6	50,0	51,0	52,0	52,0	50,0	61,0	59,0
TiO₂ (%)	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,6	0,8	0,9
Al₂O₃ (%)	15,7	16,0	16,3	16,5	16,7	15,6	19,1	20,6
FeO (%)	5,5	5,3	5,3	5,3	5,3	5,1	6,6	6,9
MnO (%)	0,09	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,11	0,11
MgO (%)	4,9	4,9	4,8	4,6	4,7	5,4	2,3	2,5
CaO (%)	7,6	7,9	7,6	7,3	7,0	8,9	1,0	0,8
Na₂O (%)	1,0	1,0	0,89	0,85	0,7	0,7	0,7	0,5
K₂O (%)	3,0	3,05	3,07	3,16	3,22	3,0	3,5	3,9
P₂O₅ (%)	0,11	0,11	0,11	0,11	0,10	0,09	0,09	0,1
H₂O^{110° C} (%)	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,1	0,1
H₂O+ (%)	1,7	1,7	1,5	1,7	1,7	0,161	2,23	2,4
CO₂ (%)	7,7	8,1	7,7	7,3	7,1	9,9	1,9	1,7
SO₃ (%)	0,16	0,13	0,27	0,16	0,19	0,12	0,11	0,14
Summe	99,0	99,1	99,5	99,9	99,6	99,8	99,5	99,5

C_{Tot} (%)	2,11	2,20	2,10	1,99	1,94	2,70	0,52	0,47
C_{Org} (%)	0,99	1,08	1,10	0,99	1,07	1,61	0,29	0,28
C_{Carb} (%)	1,12	1,12	1,00	1,00	0,87	1,10	0,23	0,19
C_{Carb,rel} (%)	53,2	51,1	47,8	50,2	44,8	40,6	44,3	41,0

As (ppm)	18	18	20	18	19	20	18	29
Ba (ppm)	1501	1005	2503	1314	1473	949	681	746
Cd (ppm)	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Co (ppm)	13	12	10	14	11	10	9	10
Cr (ppm)	132	83	79	86	96	127	79	83
Cs (ppm)	1	2	4	< 1,5	2	3	2	4
Cu (ppm)	30	28	28	31	28	29	24	26
Nb (ppm)	13	13	13	13	12	12	14	16
Ni (ppm)	48	48	46	50	47	48	49	55
Pb (ppm)	28	27	34	41	30	28	30	22
Rb (ppm)	117	120	116	116	121	114	134	145
Sr (ppm)	209	198	210	189	187	215	92	95
V (ppm)	113	119	129	118	117	117	110	126
Y (ppm)	27	28	28	26	26	26	23	25
Zn (ppm)	97	96	100	106	97	94	108	103
Zr (ppm)	195	189	194	179	177	162	170	174
Summe	2542	1985	3514	2300	2443	1955	1545	1659

Tab. 4 Geochemische Analysenergebnisse der Proben WA207 bis WA364.

Bezeichnung	WA 379	WA 382	WA 397	WA 408	WA 411	WA 418	WA 433	WA 601
SiO ₂ (%)	58,0	59,0	62,0	60,0	58,3	60,6	60,0	56,0
TiO ₂ (%)	0,8	0,8	0,8	0,9	0,9	0,9	0,8	0,8
Al ₂ O ₃ (%)	19,1	18,8	19,0	19,3	19,8	19,37	20,1	19,4
FeO (%)	6,5	6,3	6,3	6,7	6,84	7,3	6,5	6,4
MnO (%)	0,11	0,11	0,11	0,08	0,10	0,08	0,10	0,08
MgO (%)	2,4	2,6	2,4	2,2	2,5	2,4	2,4	2,2
CaO (%)	2,8	2,5	1,0	0,8	1,4	0,6	1,0	3,0
Na ₂ O (%)	0,7	0,7	0,7	0,9	0,9	0,8	0,7	0,8
K ₂ O (%)	3,4	3,3	3,3	3,7	3,68	3,42	3,7	3,4
P ₂ O ₅ (%)	0,07	0,1	0,07	0,08	0,08	0,07	0,07	0,08
H ₂ O ^{110° C} (%)	0,1	0,1	0,1	0,2	0,20	0,2	0,1	0,2
H ₂ O+ (%)	2,3	2,1	1,7	2,41	2,32	2,65	2,06	1,56
CO ₂ (%)	3,4	3,5	2,3	2,3	3,1	1,4	2,3	5,7
SO ₃ (%)	0,093	0,103	0,153	0,13	0,12	0,11	0,12	0,31
Summe	99,8	99,9	99,8	99,6	100,1	99,8	99,9	99,8

C _{Tot} (%)	0,92	0,95	0,62	0,61	0,84	0,38	0,62	1,55
C _{Org} (%)	0,33	0,43	0,23	0,36	0,42	0,18	0,24	0,90
C _{Carb} (%)	0,59	0,52	0,39	0,26	0,41	0,20	0,38	0,65
C _{Carb,rel} (%)	63,9	54,8	62,5	41,6	49,3	52,1	61,1	41,9

As (ppm)	14	14	13	21	21	17	28	28
Ba (ppm)	560	505	631	695	654	683	627	2913
Cd (ppm)	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Co (ppm)	< 5	10	< 5	10	8	12	10	10
Cr (ppm)	77	76	72	148	140	161	84	92
Cs (ppm)	3	2	2	< 1,5	< 1,5	2	2	5
Cu (ppm)	22	26	26	27	28	33	27	24
Nb (ppm)	14	13	12	16	15	16	14	13
Ni (ppm)	55	59	52	53	61	94	51	46
Pb (ppm)	22	44	30	23	63	47	33	30
Rb (ppm)	134	121	115	159	152	145	134	130
Sr (ppm)	125	97	88	92	95	80	92	177
V (ppm)	110	109	101	120	119	121	113	108
Y (ppm)	23	22	21	26	24	26	23	22
Zn (ppm)	130	104	96	108	126	116	103	94
Zr (ppm)	157	142	146	187	166	153	177	145
Summe	1447	1346	1406	1685	1672	1707	1519	3837

Tab. 5 Geochemische Analysenergebnisse der Proben WA379 bis WA601.

Bezeichnung	WA 604	WA 606	WA 641	WA 644	WA 785	BK1	UAF4
SiO ₂ (%)	57,5	59,0	56,0	55,0	52,0	47,4	41,0
TiO ₂ (%)	0,7	0,7	0,7	0,7	0,6	0,8	0,5
Al ₂ O ₃ (%)	17,0	16,8	17,1	17,3	15,2	19,5	10,6
FeO (%)	6,1	5,8	5,6	5,4	5,6	6,9	3,67
MnO (%)	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,10	0,05
MgO (%)	2,3	2,1	2,5	2,5	3,5	4,7	3,0
CaO (%)	4,2	3,9	5,4	6,0	7,6	6,2	17,4
Na ₂ O (%)	0,8	0,7	0,7	0,6	0,8	0,7	0,3
K ₂ O (%)	2,89	2,9	2,9	2,8	2,5	4,38	2,05
P ₂ O ₅ (%)	0,07	0,07	0,06	0,06	0,05	0,08	0,07
H ₂ O ^{110° C} (%)	0,2	0,2	0,2	0,1	0,2	0,2	1,57
H ₂ O+ (%)	1,45	1,26	1,43	1,28	0,60	2,67	0,28
CO ₂ (%)	6,2	5,9	7,1	7,7	9,8	6,7	17,9
SO ₃ (%)	0,25	0,38	0,33	0,33	1,03	0,1	1,52
Summe	99,7	99,8	99,9	99,8	99,5	100,4	99,9

C _{Tot} (%)	1,69	1,61	1,93	2,10	2,68	1,83	4,89
C _{Org} (%)	0,81	0,89	1,10	1,12	1,60	0,73	2,36
C _{Carb} (%)	0,88	0,72	0,83	0,98	1,07	1,10	2,54
C _{Carb,rel} (%)	51,9	44,5	43,0	46,6	40,1	60,0	51,8

As (ppm)	17	16	8	9	14	30	5
Ba (ppm)	2235	3487	2912	2879	9410	729	343
Cd (ppm)	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Co (ppm)	12	13	11	10	10	17	11
Cr (ppm)	128	64	85	77	116	108	100
Cs (ppm)	5	8	6	7	23	4	3
Cu (ppm)	26	26	28	30	29	39	24
Nb (ppm)	12	11	11	10	10	16	10
Ni (ppm)	45	49	40	38	46	61	35
Pb (ppm)	34	31	65	58	70	32	17
Rb (ppm)	115	112	109	99	101	189	105
Sr (ppm)	163	187	181	188	357	166	429
V (ppm)	88	92	99	90	68	163	113
Y (ppm)	20	19	19	17	18	30	21
Zn (ppm)	89	86	94	96	105	139	75
Zr (ppm)	129	125	112	110	107	159	105
Summe	3117	4326	3780	3717	10483	1881	1395

Tab. 6 Geochemische Analysenergebnisse der Proben WA604 bis WA785 und der Vergleichsproben BK1 und UAF4.

Der SiO₂- Gehalt (Abb.41) der Proben WA207 bis WA233 liegt zwischen 50 % und 52%, bei den Proben WA361 bis WA433 liegt der Gehalt von SiO₂ zwischen 58 % und 62 %. Die Proben WA601 bis WA644 liegen zwischen 55 % und 59 %. Die tiefste Probe WA785 hat einen SiO₂- Gehalt von 52 %. Die beiden Vergleichsproben liegen mit 47,4 % bei der Probe BK1 und mit 41,0 % bei der Probe UAF4 unter den Werten von den Proben der Bohrung. Die höchste Konzentration an SiO₂ erreicht die Probe WA397 mit 62,0 %.

Die Konzentrationen von Al₂O₃ (Abb.41) unterscheiden sich bei den Proben WA207 bis WA233 mit Werten zwischen 15,6 % und 16,7 % von den Proben WA361 bis WA433 mit Konzentrationen zwischen 19,0 % und 20,6 % und von den Proben WA601 bis WA644 mit Werten zwischen 16,8 % und 19,4 %. Die tiefste untersuchte Probe WA785 der Bohrung hat eine Al₂O₃ – Konzentration von 15,2 %. Die Vergleichsprobe BK1 liegt mit 19,5 % Al₂O₃ im Bereich der Konzentrationen der Proben WA361 bis WA433. Die zweite Vergleichsprobe UAF4 hat eine Al₂O₃ Konzentration von 10,5 %.

Die Proben WA207 bis WA233 haben eine CaO – Konzentration (Abb.41) zwischen 7,0 % und 8,9 %, WA361 bis WA433 zwischen 0,6 % und 2,8 % und WA601 bis WA644 zwischen 3,0 % und 6,0 %. Die tiefste Probe WA785 hat eine CaO- Konzentration von 7,6 %. Die Vergleichsprobe hat 6,2 % CaO und die Probe UAF4 17,4 % CaO.

Die CO₂-Werte (Abb.41) zeigen in den verschiedenen Bereichen der Bohrung auch Unterschiede, so ist im oberen Bereich bei den Proben WA207 bis WA233 eine Konzentration zwischen 7,1 % und 9,9 % vorherrschend. Die Proben WA361 bis WA433 haben hingegen eine deutlich geringere Konzentration von CO₂ und zwar zwischen 1,4 % und 3,5 %. Die tieferen Proben WA601 bis WA644 haben einen etwas höheren Gehalt an CO₂, dieser liegt zwischen 5,7 % und 7,7 %. Die tiefste untersuchte Probe hat einen nochmals höheren Gehalt CO₂ mit 9,8 %. Die Vergleichsprobe BK1 hat 6,7 % und die Vergleichsprobe UAF4 hat 17,9 %.

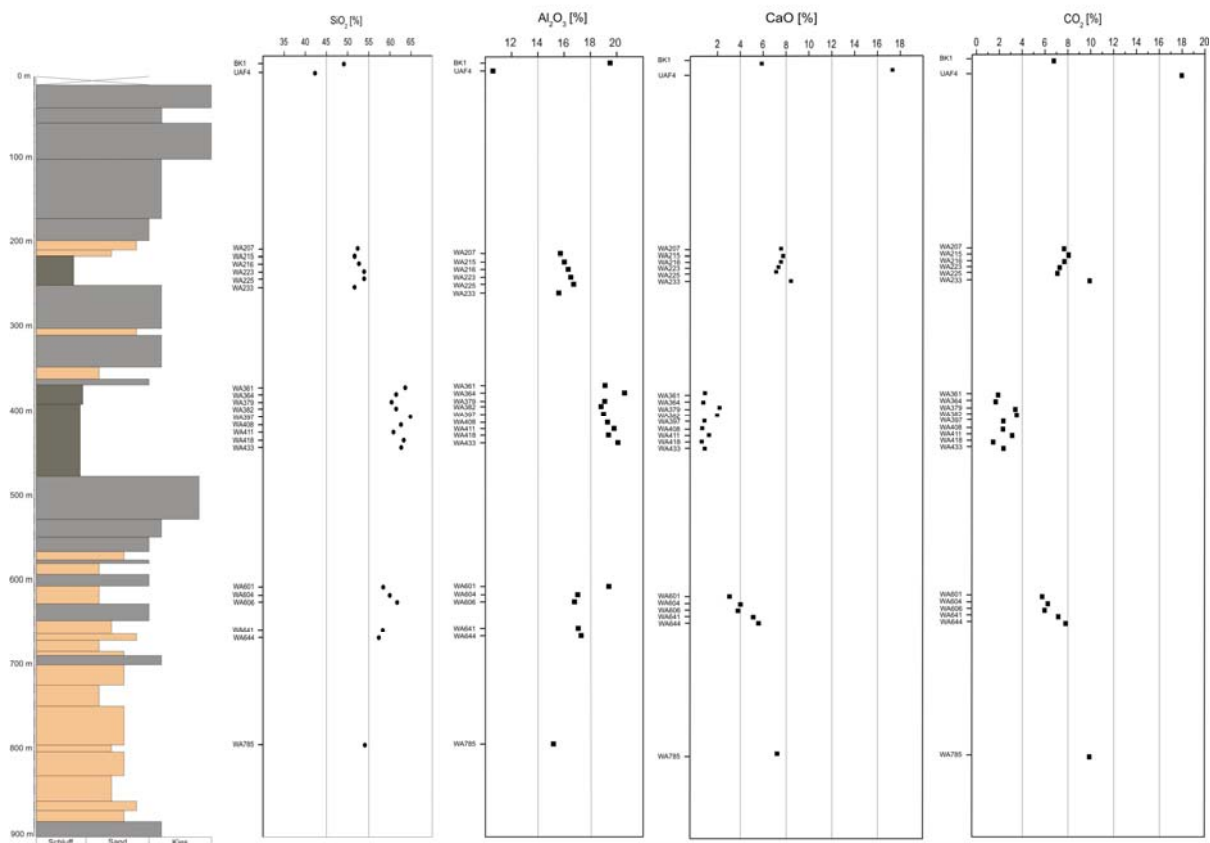


Abb. 48 Profilübersicht mit geochemischen Konzentrationen von SiO₂, Al₂O₃, CaO und CO₂.

Die folgenden geochemischen Ergebnisse wurden im Zuge der Lehrveranstaltung Instrumentelle Methoden IV gemessen und bearbeitet.

5.7.1. Glühverlust

Für jede Probe wurden zwei Glühverluste gemessen. Nach dem Einwiegen in Porzellanschalen wurden die Proben in einem Muffelofen verbracht und erhitzt. Aus den Ergebnissen des neuerlichen Wiegens konnte der Glühverlust berechnet werden.

Probenr.	Schüsselnr.	Leergewicht	Probe	Gesamtgewicht	geglüht	Glühverlust	in %
WA 207	1	32,6718	1,3524	34,0242	33,8923	0,1319	9,75
WA 207	2	34,0070	1,4203	35,4273	35,2894	0,1379	9,71
WA 233	3	26,0160	1,3368	27,3528	27,1910	0,1618	12,10
WA 233	34	28,8374	1,5639	30,4013	30,2145	0,1868	11,94
WA 604	9	32,1536	1,3249	33,4785	33,3713	0,1072	8,09
WA 604	10	27,9666	1,4104	29,3770	29,2638	0,1132	8,03
WA 785	8	33,2660	1,3624	34,6284	34,4705	0,1579	11,59
WA 785	5	33,5002	1,2474	34,7476	34,6032	0,1444	11,58

Tab. 7 Ergebnisse des Glühverlusts (Gewichte in Gramm).

5.7.2. Leco-Messung

Probe Nr	Probe Name	Masse [g]	Kohlenstoff [%C]	Wasser [%H ₂ O]
Sample-8	WA 207	0,0998	2,0071	1,4520
Sample-9	WA 233	0,1174	2,5311	1,3057
Sample-10	WA 604	0,1391	1,6240	1,2730
Sample-11	Wa 785	0,0976	2,5650	0,8721

Tab. 8 Ergebnisse der Leco-Messung.

5.7.3. Aufschlüsse

A) HF-Aufschluss: Um die Proben flüssig aufzuschließen, wurden sie jeweils in ein Platingefäß eingewogen und unter mehrmaliger Zugabe von Fluss-Säure im Wasserbad erhitzt. Im Anschluss erfolgte die Abfüllung in PTFE-Röhrchen und eine Verdünnung von 1/10.

Schüssel Nr.	Proben Nr.	Leergewicht [g]	Probengewicht [g]
8	WA 207	45,6276	0,1007
9	WA 233	45,2762	0,1003
10	WA 604	45,5448	0,1005
11 (1)	WA 785	40,6446	0,1006

Tab. 9 Werte des HF-Aufschlusses

B) Lithium-Borat Aufschluss: Lithium-Borat wurde gemeinsam mit der Probe wiederum in Platintiegel eingewogen um anschließend im Muffelofen verschmolzen zu werden. Die Schmelze wurde anschließend mittels Salpetersäure wieder aufgelöst und die Proben wieder in PTFE-Röhrchen gefüllt. Auch hier erfolgte eine zusätzliche Verdünnung von 1/10.

Schüssel Nr.	Proben Nr.	Leergewicht [g]	Einwaage [g]	Lithium [g]	Tiegel nach F-AAS [g]
8	WA 207	45,6277	0,2511	1,5439	45,6275
9	WA 233	45,2753	0,2512	1,5508	45,2745
10	WA 604	45,5446	0,2504	1,5262	45,5444
11	WA 785	45,4557	0,251	1,5369	45,4553

Tab. 10 Wertetabelle Lithium-Borat Aufschluss

5.7.4. Flammen-AAS

Mittels Flammen-AAS wurden die Elemente Na, K, Cu und Zn aus dem HF-Aufschluss bestimmt. Die Referenzstandards BIR1 /10, GSR1 /10, GSR2 /10, QLO1/10, RGM1 /10, SDC1 /10, SG1A /10 und W2 dienten der Überprüfung der Messung. Ihre Zusammensetzung ist bekannt und durch eine Vielzahl von Messungen belegt. Aufgrund dessen konnte Abweichungen festgestellt und korrigiert werden.

Na				
Probe	Verdünnung	E (MW)	MW [mg/l]	Erg [%Ox]
WA207	1/10	0,498	1,172	1,82
WA233	1/10	0,432	0,994	1,543
WA604	1/10	0,348	0,78	1,211
WA785	1/10	0,309	0,683	1,06
K				
Probe	Verdünnung	E (MW)	MW [mg/l]	Erg [%Ox]
WA207	1/10	0,561	2,057	2,836
WA233	1/10	0,553	2,013	2,775
WA604	1/10	0,542	1,952	2,691
WA785	1/10	0,475	1,62	2,233
Cu				
Probe	Verdünnung	E (MW)	MW [mg/l]	Erg [ppm]
WA207	k	0,006	0,031	31
WA233	k	0,005	0,03	30
WA604	k	0,005	0,025	25
WA785	k	0,005	0,028	28
Zn				
Probe	Verdünnung	E (MW)	MW [mg/l]	Erg [ppm]
WA207	k	0,081	0,078	0,056
WA233	k	0,079	0,075	0,052
WA604	k	0,081	0,078	0,055
WA785	k	0,088	0,085	0,062

Tab. 11 Ergebnisse der Flammen-AAS Messung.

5.7.5. ICP-AES

Es wurden beide Aufschlüsse und die vorhin erwähnten Referenzproben gemessen. Somit konnte wiederum die Korrektheit der Messung überprüft werden.

Probe	Al ₂ O ₃ [%]	Fe ₂ O ₃ [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na ₂ O [%]	K ₂ O [%]	MnO [%]	TiO ₂ [%]	Ba [ppm]	Sr [ppm]	V [ppm]
WA207	14,3	6,56	7,54	4,59	1,7	2,64	0,08	0,64	1526	214,3	118,6
WA233	13,37	5,93	10,29	6,3	1,41	2,53	0,07	0,55	907	209,4	117,4
WA604	14,44	7,56	3,87	2,55	1,16	2,5	0,07	0,23	2407	163,4	93,4
WA785	12,38	6,77	7,35	4,18	1,01	2,09	0,08	0,2	9823	355,5	86,8
WA207 1/10	1,58	0,69	0,7	0,5	0,16	0,29	0,01	0,07	160,9	21,7	7,8
WA233 1/10	1,06	0,44	0,68	0,49	0,09	0,2	0	0,04	68,1	14,7	4,5
WA604 1/10	1,54	0,76	0,28	0,26	0,1	0,26	0,01	0,02	247,2	15,4	2,5
WA785 1/10	1,33	0,7	0,66	0,45	0,08	0,22	0,01	0,02	1050	36,3	6,7

Tab. 12 Ergebnisse der ICP-AES Messung, Messwerte Konz. [%] bzw. [ppm].

5.7.6. ICP-MS

Die Vorgangsweise entsprach derselben wie der ICP-AES. Um die Wiedergabe der Ergebnisse auch hier zu vereinfachen, werden nur die brauchbaren Parameter dargestellt.

		WA207	WA233	WA604	WA785
		[ppm]	[ppm]	[ppm]	[ppm]
1	Li	40,37	39,31	52,45	53,03
2	Be	2,26	2,21	2,08	1,57
3	P	797,08	927,07	664,22	548,12
4	V	104,09	96,06	81,18	69,27
5	Cr	95,16	83,88	97,22	104,56
6	Co	16,10	14,79	21,54	18,63
7	Ni	41,62	40,81	36,67	41,10
8	Cu	29,95	34,68	22,43	32,78
10	Ga	19,53	18,05	19,26	15,80
14	Zr	12,50	29,86	27,72	23,92
15	Nb	13,43	11,51	8,02	4,37
16	Mo	1,26	0,97	1,55	2,78
19	Sn	3,75	3,84	2,29	2,62
20	Sb	1,55	1,61	2,30	3,12
21	Cs	5,79	5,54	6,84	5,91
22	Ba	1671,38	997,32	2559,38	10198,88
26	Tl	0,65	0,58	0,75	0,52
27	Pb	25,26	25,76	34,06	60,18
29	Sc	15,46	13,18	13,13	8,56
30	Y	21,73	19,01	6,77	7,95
32	Ce	74,14	68,50	74,97	59,02
33	Pr	8,20	7,60	8,15	6,34
34	Nd	32,16	29,54	30,94	24,51
35	Sm	6,18	5,75	5,75	4,66
36	Eu	1,35	1,15	1,22	1,51
37	Gd	5,64	5,09	4,42	3,86
38	Tb	0,84	0,75	0,52	0,46
39	Dy	4,11	3,66	1,90	1,86
40	Ho	0,78	0,69	0,28	0,30
41	Er	2,12	1,88	0,66	0,78
42	Tm	0,31	0,27	0,10	0,12
43	Yb	1,85	1,70	0,63	0,76
44	Lu	0,26	0,24	0,11	0,12
45	Th	11,64	11,29	11,73	7,94
46	U	2,56	2,88	1,58	1,53

Tab. 13 Ergebnisse der ICP-AES Messung.

5.8. Röntgendiffraktometrie

5.8.1. Gesamtgesteinsanalyse

Es wurden in den untersuchten Proben folgende Minerale mit Hilfe der Gesamtgesteinsanalyse gefunden: Quarz, Chlorit, Calcit, Dolomit, Plagioklas, Alkali Feldspat, Muskovit, Paragonit, Kaolinit, Pyrit und verschiedene Amphibole. Dominierend in allen Proben ist auf jeden Fall Quarz. Chlorit, Muskovit und Plagioklas kommen auch in allen Proben reichlich vor.

Vergleicht man die Proben des oberen Abschnitts (WA207-G bis WA223-G) mit den Proben des mittleren Abschnitts (WA361-G bis WA418-G) so zeigt sich kein wirklich großer Unterschied in den Zusammensetzungen der Proben. Das einzig auffallende ist der fehlende Calcit-Peak bei 29,4 °2 θ . In den Proben des tieferen Abschnitts (WA601-G bis WA641-G) findet sich im Vergleich zu den darüber liegenden Proben zusätzlich Kaolinit.

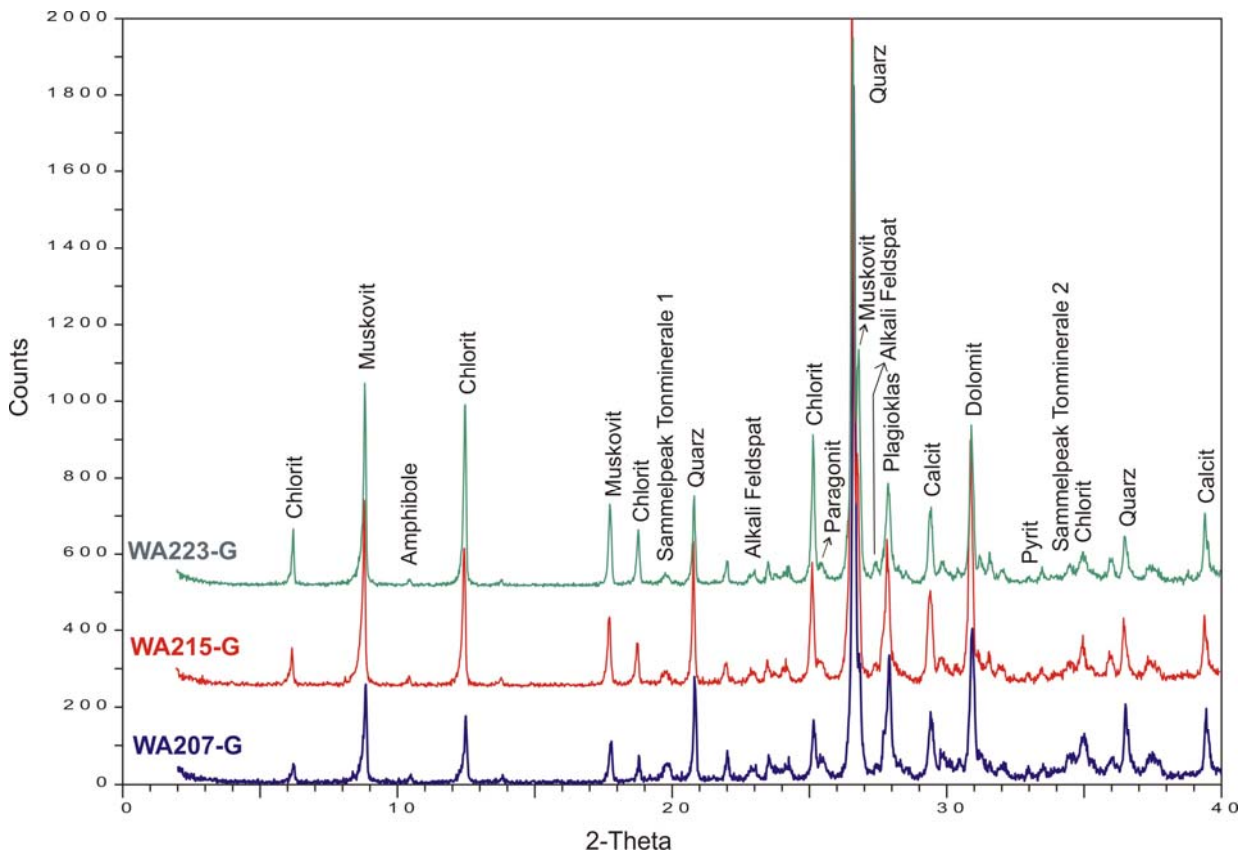


Abb. 49 Röntgendiffraktogramm der Proben WA207-G, WA215-G und WA233-G.

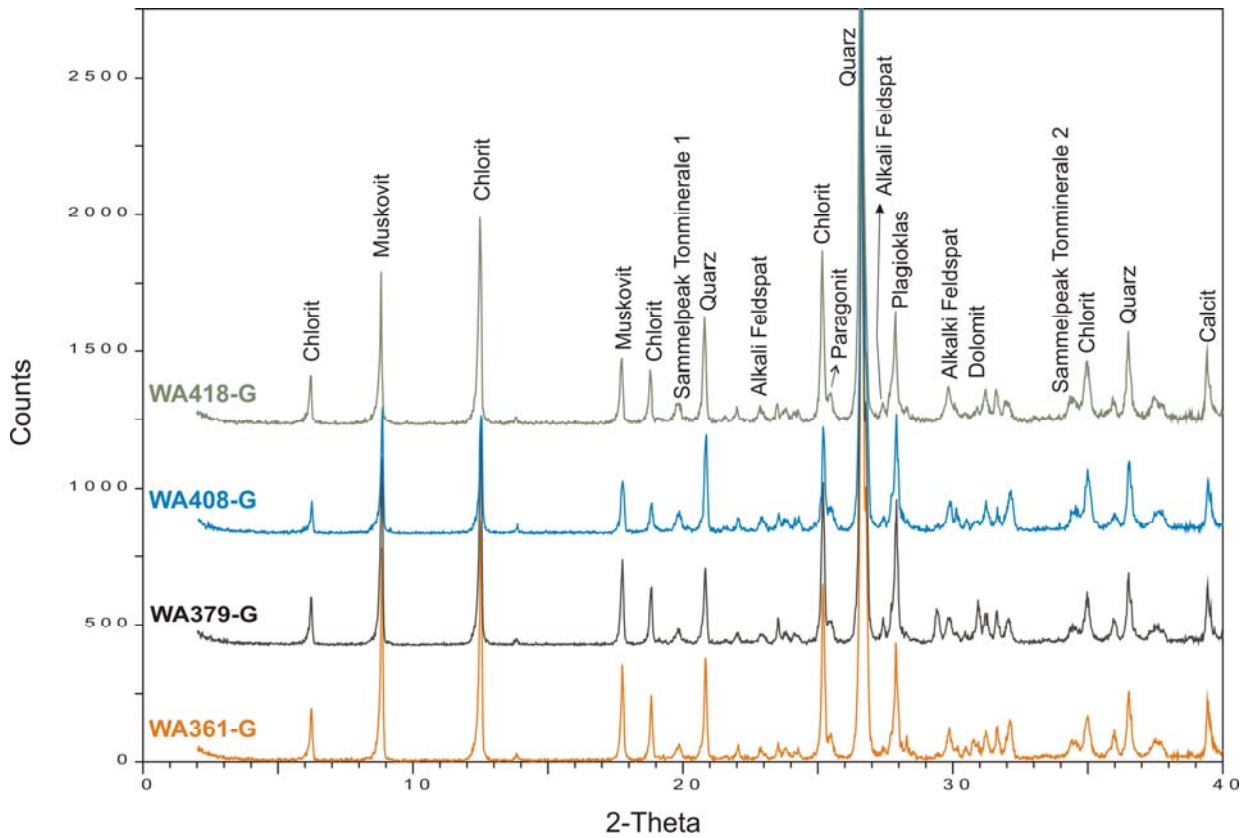


Abb. 50 Röntgendiffraktogramm der Proben WA361-G, WA379-G, WA408-G und WA418-G.

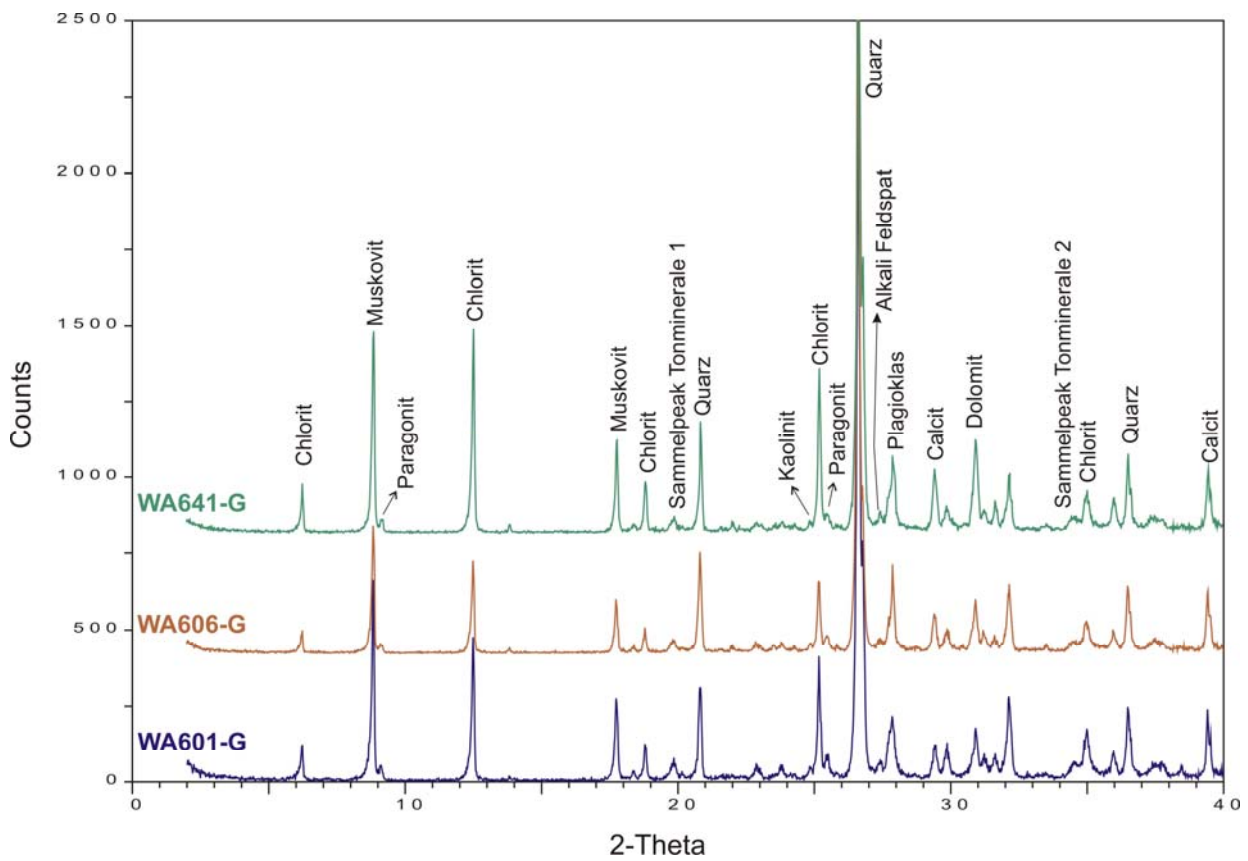


Abb. 51 Röntgendiffraktogramm der Proben 601-G, WA606-G und WA641-G.

5.8.2. Tonmineralogie

Es wurden insgesamt 6 Proben auf Tonminerale untersucht und es wurden folgende Tonminerale beobachtet: Illit, Chlorit, Smektit und Paragonit. In allen Proben kommen die zwei Tonminerale Illit und Chlorit vor und dominieren somit in den Röntgendiffraktogrammen. In den Proben des oberen Abschnitts (WA216 (Abb.52), WA223) sowie in den Proben des mittleren Abschnitts (WA364, WA397 (Abb.53), WA433) der Bohrung sind ausschließlich Illit und Chlorit zu beobachten. Das Röntgendiffraktogramm der Probe WA785 (Abb.54) aus dem tiefsten Bereich der Bohrung zeigt, dass zusätzlich zu den Tonmineralen Illit und Chlorit auch Smektit und Paragonit vorkommen.

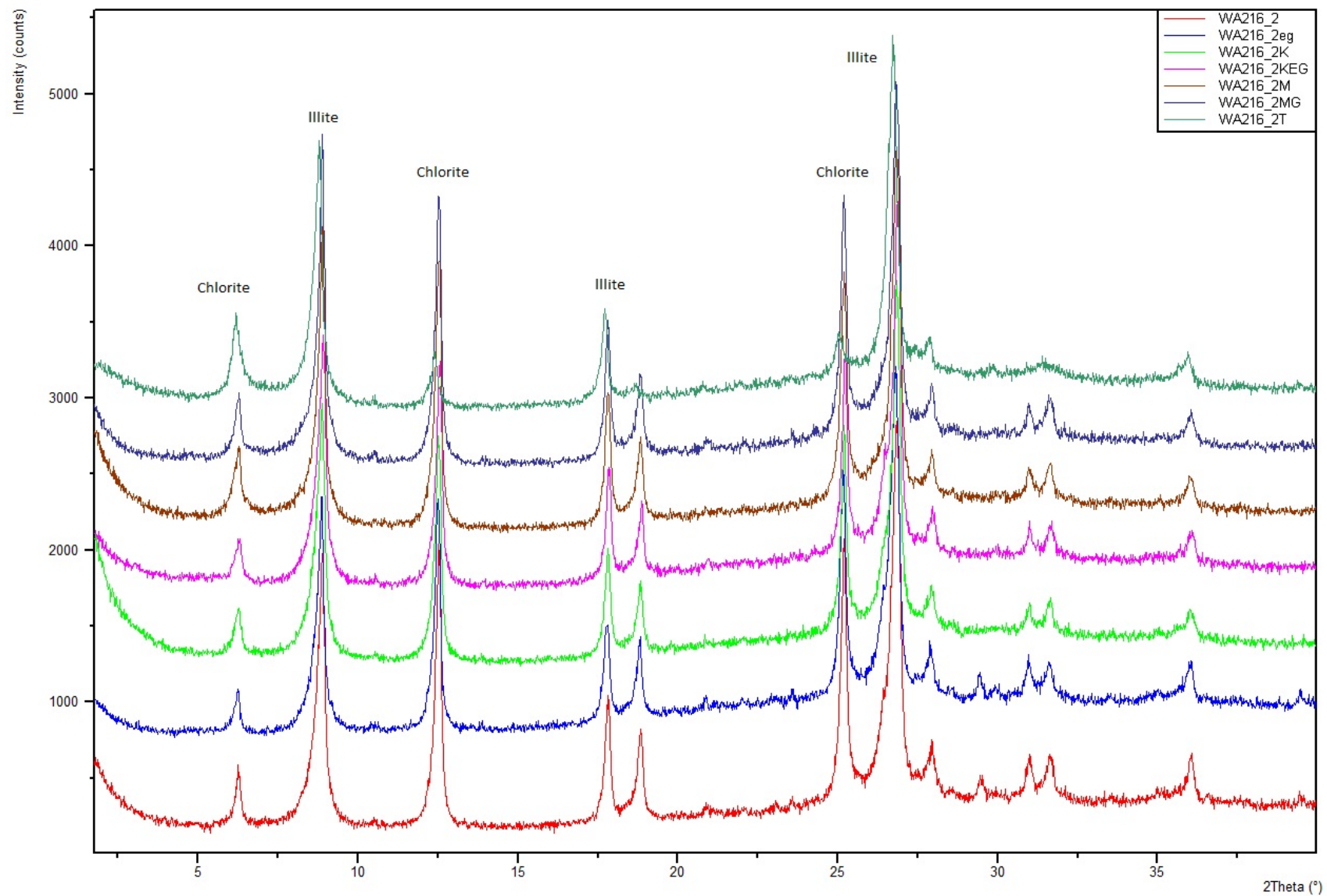


Abb. 52 Röntgendiffraktogramm der Probe WA216 belegt mit Ethylenglycol, Kalium, Kalium und Ethylenglycol, Magnesium, Magnesium mit Ethylenglycol und bis 550 °C getempert.

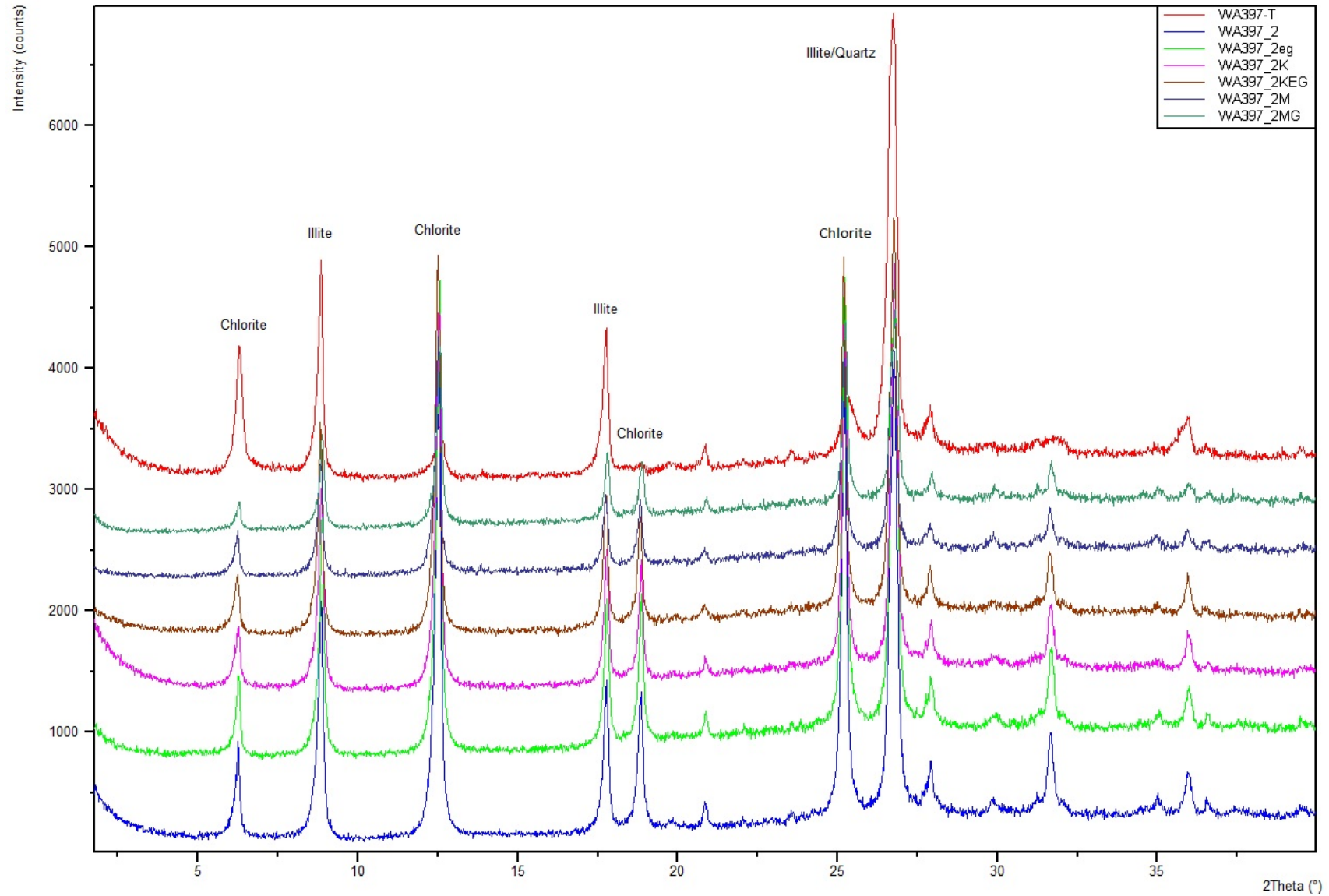


Abb. 53 Röntgendiffraktogramm der Probe WA397 belegt mit Ethylenglycol, Kalium, Kalium und Ethylenglycol, Magnesium, Magnesium mit Ethylenglycol und bis 550 °C getempert.

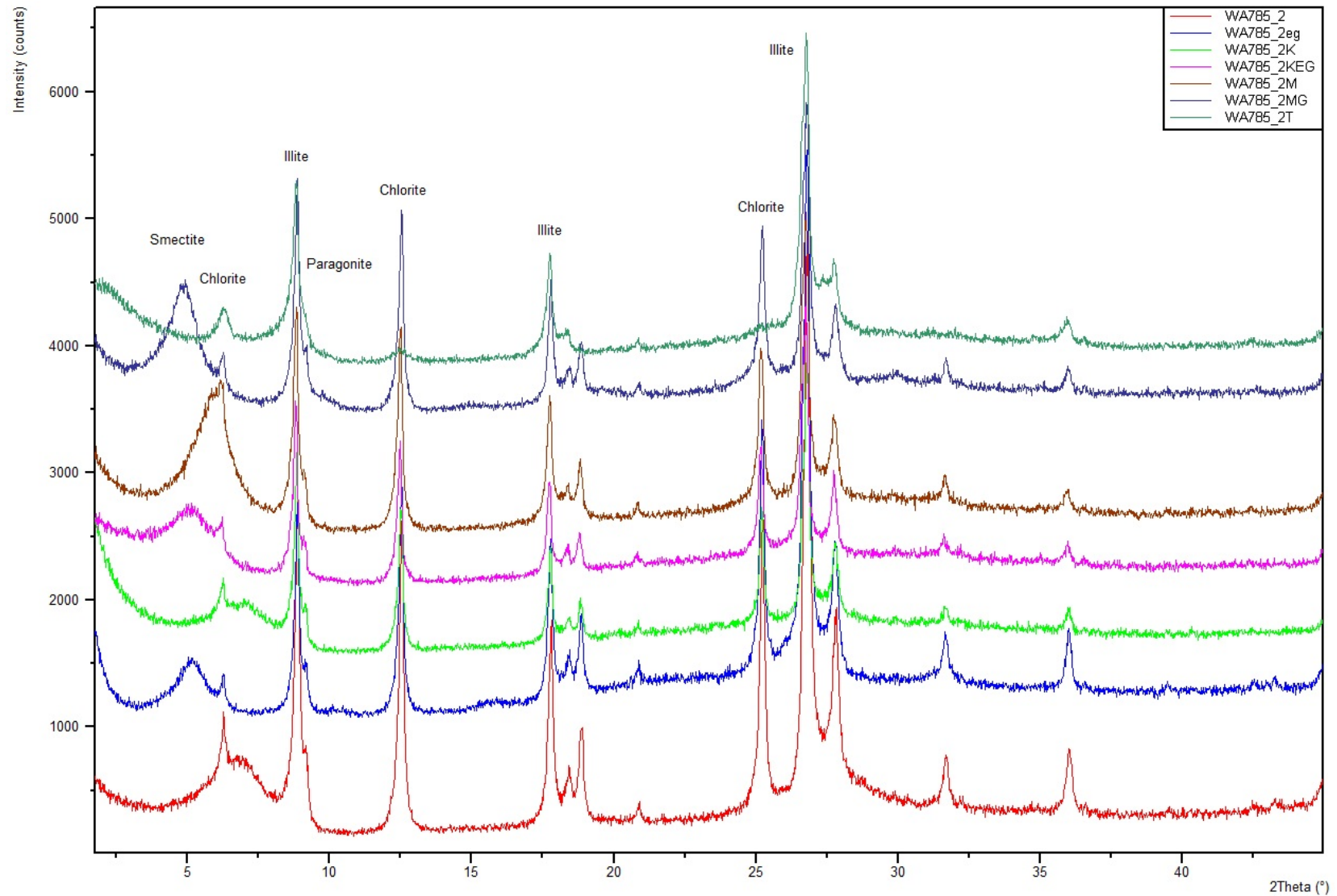


Abb. 54 Röntgendiffraktogramm der Probe WA785 belegt mit Ethylenglycol, Kalium, Kalium und Ethylenglycol, Magnesium, Magnesium mit Ethylenglycol und bis 550 °C getempert.

6. Auswertung und Diskussion der Ergebnisse

6.1. Schwerminerale

Die folgenden Grafiken (Abb. und Abb.) soll die Schmerminerale im Vergleich zu dem Profil zeigen, die einzelnen Schermineralspektren wurden in der Höhe dem Profil angepasst um eine deutliche Darstellung zu erhalten und um die Verteilung der Proben besser zu erkennen.

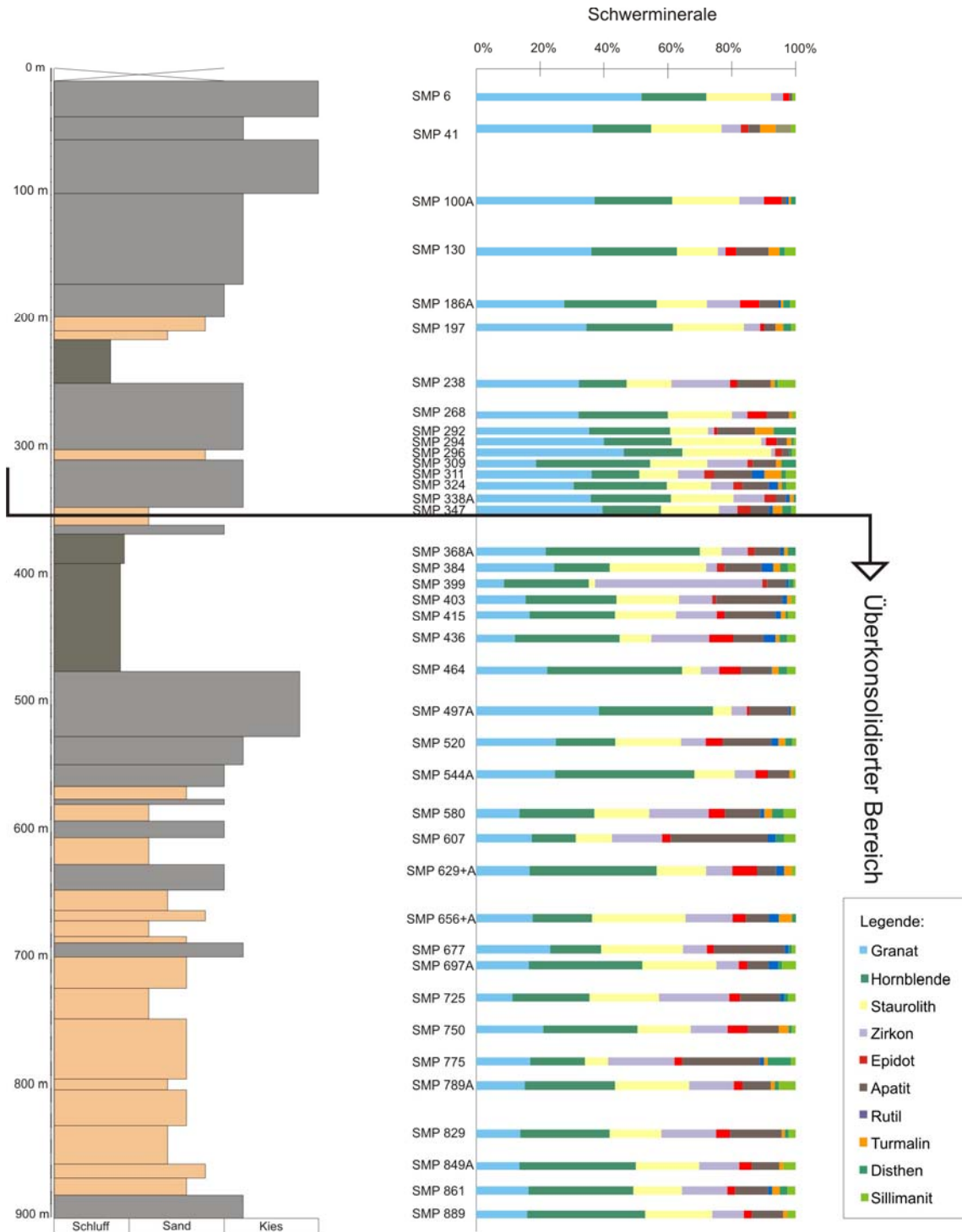


Abb. 55 Profilübersicht mit Ergebnissen der Schwermineralfraktion.



Abb. 56 Profilübersicht mit ausgewählten Schwermineralfraktionen und Mittelwert der Korngröße.

6.1.1. Einteilung aufgrund der Schwermineralanalyse

Die ausgezählten Schwerminerale können aufgrund ihrer unterschiedlichen Zusammensetzung in drei große Abschnitte (Abb.57 und Abb.58) unterteilt werden. Der erste Abschnitt erstreckt sich von der Probe SMP6 bis zur Probe SMP347. Im Bohrprofil entspricht das dem Abschnitt von 0 m bis 360 m. Der mittlere Abschnitt reicht von Probe SMP368A bis zur Probe SMP580, dies entspricht im Bohrprofil den Bereich 360 m bis 600 m. Der unterste Abschnitt erstreckt sich von Probe SMP607 bis zur Probe SMP889. Im Bohrprofil entspricht das dem tieferen Bereich der Bohrung und zwar von 600 m bis 901 m.

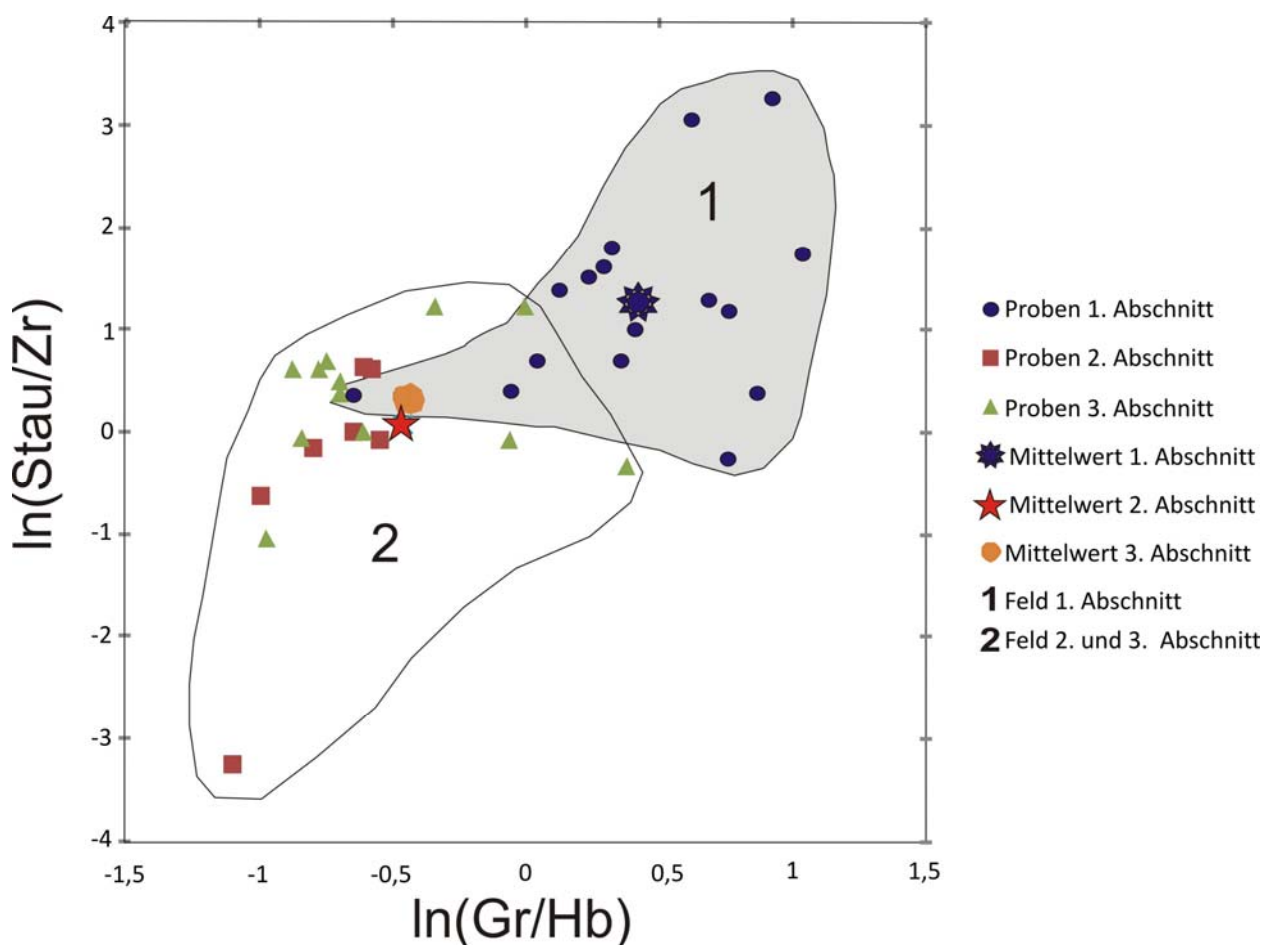


Abb. 57 Logratio-Schwermineraldiagramm (von Eynatten, 1996) zur Darstellung der Beziehungen zwischen Granat/Hornblende und Staurolith/Zirkon mit eingezeichneten Mittelwerten der verschiedenen Abschnitte, Probengruppen verteilen sich auf 2 unterschiedliche Felder mit geringer Überschneidung.

Zur Verdeutlichung der Abschnittsunterschiede wurde ein Logratio-Diagramm (Abb.57), wie von Eynatten (1996) verwendet, erstellt, welches $\ln(\text{Granat}/\text{Hornblende})$ gegen $\ln(\text{Staurolith}/\text{Zirkon})$ plottet. Die Proben des 1. Abschnitts plotten im Feld 1 vorwiegend im positiven Bereich der x- und y-Achse. Die Proben der beiden anderen Abschnitte hingegen plotten im Feld 2 vorwiegend im negativen Feld der y-Achse.

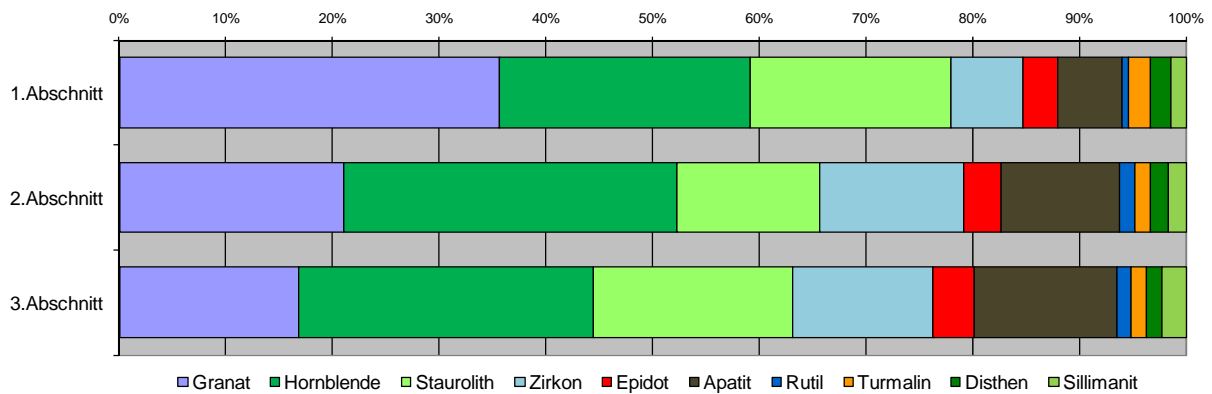


Abb. 58 Übersichtsdigramm der drei Abschnitte des Schwermineralspektrums.

➤ 1. Abschnitt (SMP6 bis SMP347):

Die Hauptkomponenten des obersten Abschnitts (Abb.59) des Schwermineralspektrums sind Granat, Hornblende und Staurolith, die insgesamt mehr als $\frac{3}{4}$ der Schwerminerale ausmachen. Granat hat einen Anteil von 36%, Hornblende 24% und Staurolith 19%. Der restliche Teil des Spektrums setzt sich aus Zirkon (7%), Epidot (3%), Apatit (6%), Rutil (1%), Turmalin (2%), Disthen (2%) und Sillimanit (1%) zusammen.

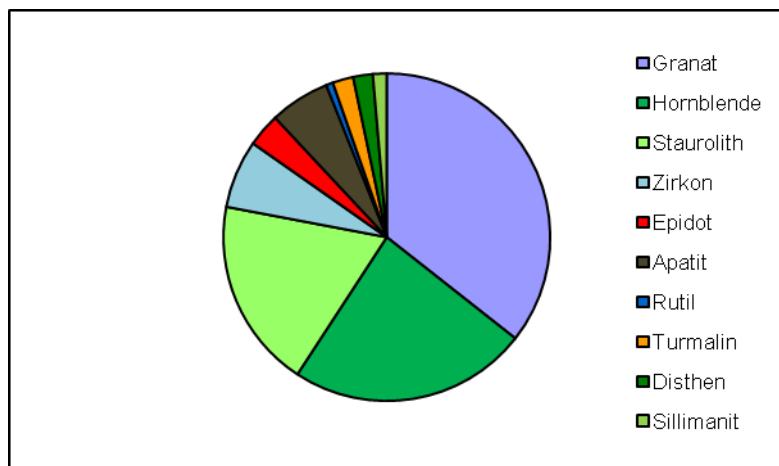


Abb. 59 Schwermineralspektrum des 1. Abschnitts.

➤ 2. Abschnitt (SMP368A bis SMP580):

Der überwiegende Teil des mittleren Abschnittes (Abb.60) besteht aus den Schwermineralien Granat, Hornblende, Staurolith, Zirkon und Apatit. Zusammen kommen diese auf 92% des ganzen Schwermineralspektrums. Der größte Teil stammt davon von den Hornblenden, sie haben einen Anteil von 31% der Gesamtmenge. Granat kommt auf 21%, Staurolith 13%, Zirkon 14% und Apatit 11%. Der übrige Teil wird eingenommen von Epidot (3%), Rutil (1%), Turmalin (1%), Disthen (2%) und Sillimanit (2%). Im Vergleich zum ersten Abschnitt nimmt der Granat- und Staurolithanteil ab und der Anteil von Hornblende und Apatit zu.

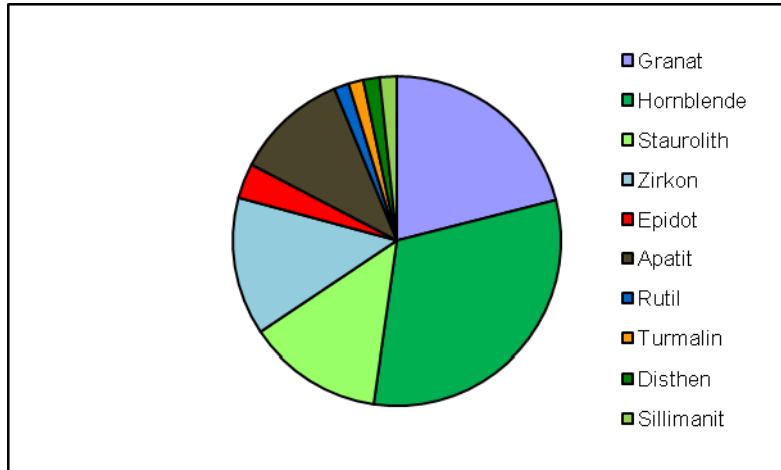


Abb. 60 Schwermineralspektrum des 2.Abschnitts.

➤ 3. Abschnitt (SMP607 bis SMP889):

Der unterste Abschnitt (Abb.61) setzt sich großteils aus den Schwermineralen Granat (17%), Hornblende (28%), Staurolith (19%), Zirkon (13%) und Apatit (13%) zusammen. Die restlichen Minerale sind Epidot (4%), Rutil (1%), Turmalin (1%), Disthen (1%) und Sillimanit (2%).

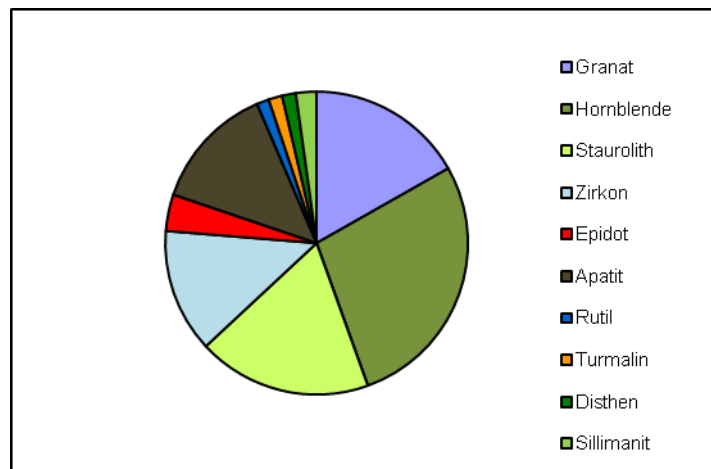


Abb. 61 Schwermineralspektrum des 3.Abschnitts.

Die nachfolgenden Grafiken (Abb.62 bis Abb.64) plotten die Standardabweichung gegen den Mittelwert der verschiedenen Abschnitte der relevanten Schwermineralen. Dieses Diagramm zeigt deutlich dass sich auch in dieser Version die verschiedenen Bereiche deutlich in den Schwermineralen Granat, Hornblende, Staurolith, Zirkon und Apatit unterscheiden.

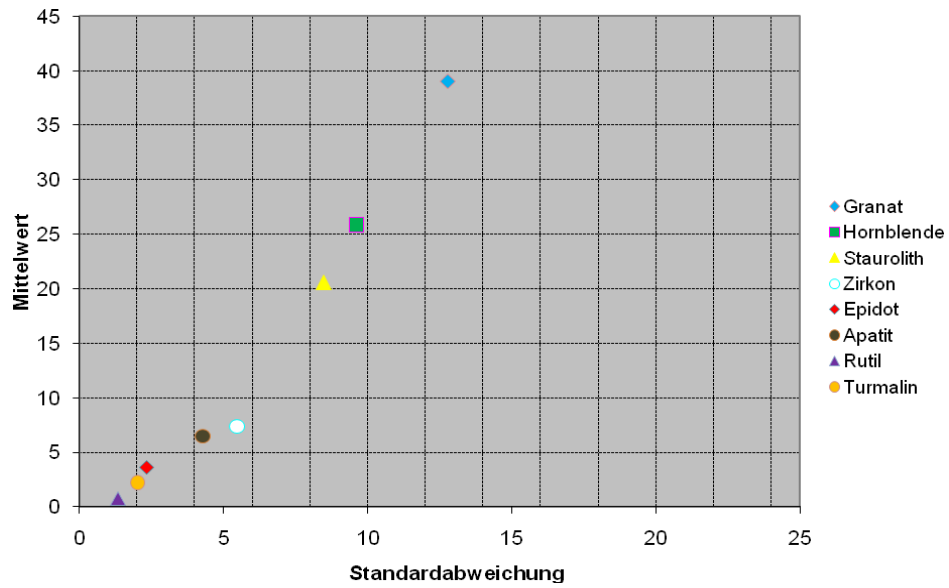


Abb. 62 Standardabweichung gegen Mittelwert des 1. Schwermineralabschnitts.

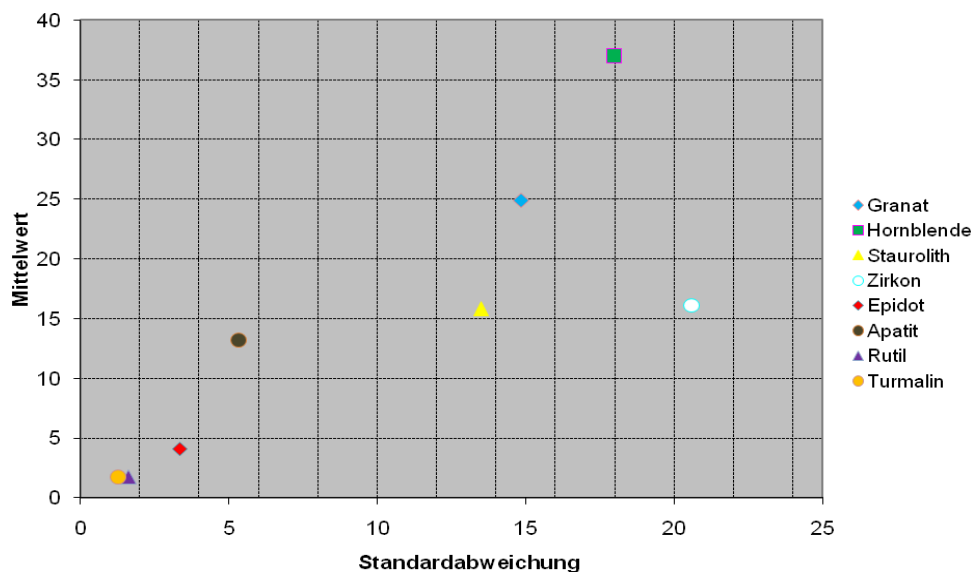


Abb. 63 Standardabweichung gegen Mittelwert des 2. Schwermineralabschnitts.

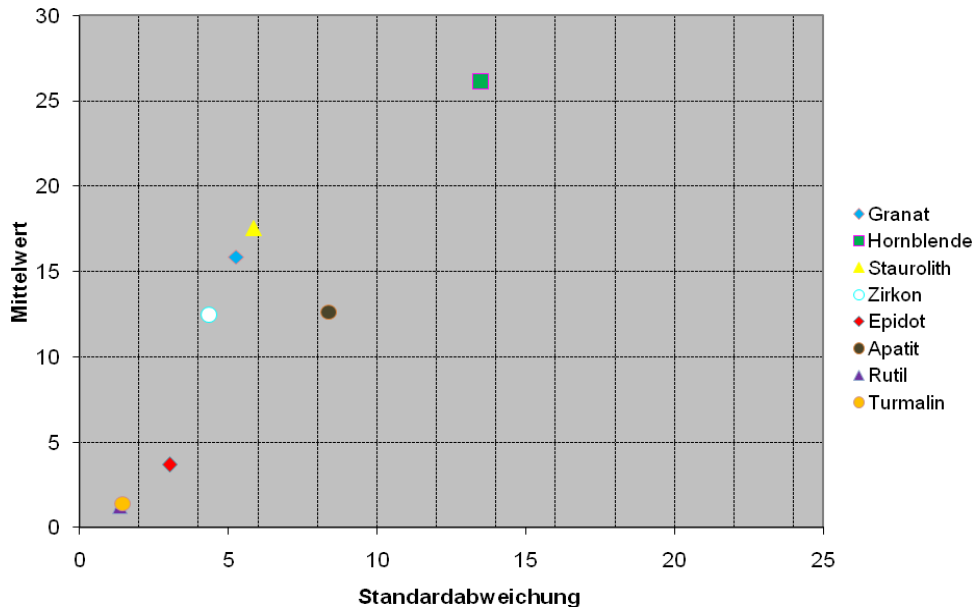


Abb. 64 Standardabweichung gegen Mittelwert des 3. Schwermineralabschnitts.

6.1.2. t-Test

6.1.2.1. Einführung

Der t-Test ist eine Entscheidungsregel auf einer mathematischen Grundlage, mit deren Hilfe ein Unterschied zwischen den empirisch gefundenen Mittelwerten zweier Gruppen näher analysiert werden kann. Er liefert nur für intervallskalierte Daten zuverlässige Informationen. Deshalb gehört er zur Gruppe der parametrischen Verfahren. Der t-Test arbeitet mit den Populationsparametern der Streuung und des arithmetischen Mittels, die mit Hilfe der Stichprobe geschätzt werden. Er liefert eine Entscheidungshilfe dafür, ob ein gefundener Mittelwertunterschied rein zufällig entstanden ist, oder ob es wirklich bedeutsame Unterschiede zwischen den zwei untersuchten Gruppen gibt. Mathematisch gesprochen beurteilt dieses Verfahren, ob sich zwei untersuchte Gruppen systematisch in ihren Mittelwerten unterscheiden oder nicht. Der wichtigste Wert für die Durchführung eines t-Tests ist die Differenz der Gruppenmittelwerte. Diese Differenz bildet den Stichprobenkennwert des t-Tests. (Rasch et. al., 2010)

6.1.2.2. Anwendung auf die Daten der Schwermineralauswertung

Die Anwendung des t-Tests erfolgte auf die Einteilung der Schwerminerale in drei Abschnitte, um statistische Unterschiede zu errechnen. Wendet man den t-Test (Typ 2) auf die gewonnenen Daten der Schwerminerale an, so zeigt das Ergebnis der Berechnung folgende Resultate: Vergleicht man den 1. Abschnitt mit dem 2. Abschnitt so zeigt der Granat mit $\alpha = 0,0118$, Hornblende mit $\alpha = 0,0542$ und Rutil mit $\alpha = 0,0381$ einen signifikanten Unterschied in der Zusammensetzung. 1. und 3. Abschnitt miteinander verglichen zeigen einen signifikanten Unterschied von Granat mit $\alpha = 0,0003$, Hornblende mit $\alpha = 0,0013$ und Epidot mit $\alpha = 0,0242$. Der 2. und 3. Abschnitt zeigt einen signifikanten Unterschied bei Granat mit $\alpha = 0,0008$, Hornblende mit $\alpha = 0,0001$, Zirkon mit $\alpha = 0,0006$ und Epidot mit $\alpha = 0,0133$.

6.2. Geochemie

Um Zusammenhänge der einzelnen Oxide festzustellen wurden verschiedene Korrelationsdiagramme (Abb.65 – Abb.80) erstellt. Aus dem Mittelwert, der Standardabweichung und der Kovarianz (Mittel aus der Summe aller Produkte der Abweichungen) der geochemischen Analysenergebnisse wurde der Pearson'sche Korrelationskoeffizient (r) errechnet. Wenn die Punkte im Korrelationsdiagramm auf einer Linie liegen wird der Korrelationskoeffizient $+1$ (maximaler positiver Zusammenhang) oder -1 (maximaler negativer Zusammenhang). Sind die Punkte aber gleichmäßig verstreut wird der Korrelationskoeffizient 0 und es besteht kein Zusammenhang. Aus den Korrelationsdiagrammen (Abb.66 bis Abb.76) lässt sich ein Trend wiedererkennen, dass die chemische Zusammensetzung in den verschiedenen Tiefen der Bohrung variiert und sich ändert. Die Plots SiO_2 gegen Al_2O_3 (Abb.67), SiO_2 gegen FeO (Abb.68), SiO_2 gegen MnO (Abb.69), SiO_2 gegen MgO (Abb.70), SiO_2 gegen CaO (Abb.71), SiO_2 gegen K_2O (Abb.73), SiO_2 gegen P_2O_5 (Abb.74), sowie SiO_2 gegen SO_3 (Abb.76), zeigen eine deutliche Gruppierung der Proben. Die Proben WA207 bis WA233 des oberen Bereichs der Bohrung differenzieren sich deutlich von den anderen Proben. Bei den Proben WA361 – WA433 und WA601 – WA644 kann man auch eine Gruppierung erkennen. Es ist also ein deutlicher Unterschied in der Zusammensetzung der Geochemie in den verschiedenen Tiefen festzustellen. Die Plots (Abb.77 bis Abb.80) zeigen auch eine deutliche Gruppierung der Proben der unterschiedlichen Bereiche der Bohrung. Diese Grafiken wurden nach Vorbild von Pearce et. al. (2005) erstellt.

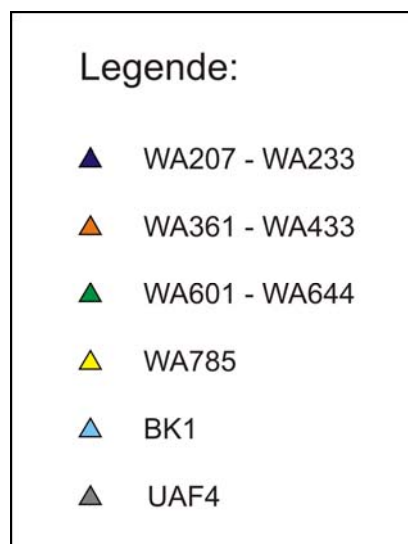


Abb. 65 Legende für Korrelationsplots der Geochemischen Ergebnisse.

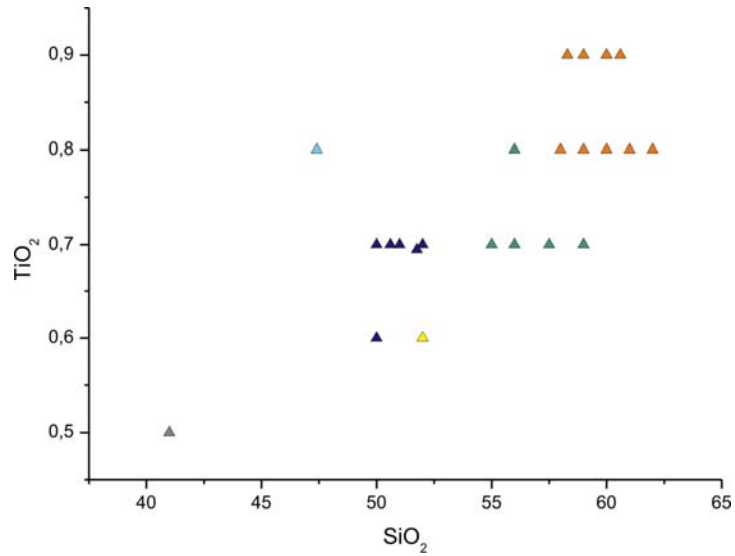


Abb. 66 SiO_2 gegen TiO_2 ; $r = 0,66$; $r^2 = 0,44$

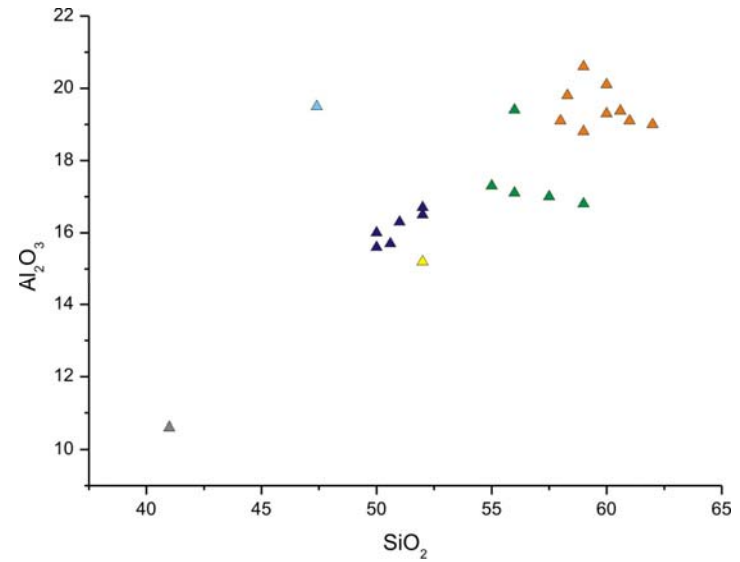


Abb. 67 SiO_2 gegen Al_2O_3 ; $r = 0,79$; $r^2 = 0,63$

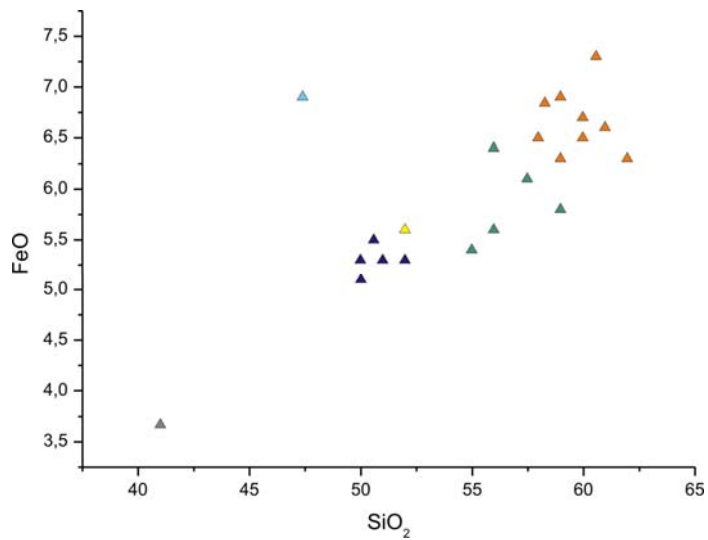


Abb. 68 SiO_2 gegen FeO ; $r = 0,81$; $r^2 = 0,66$

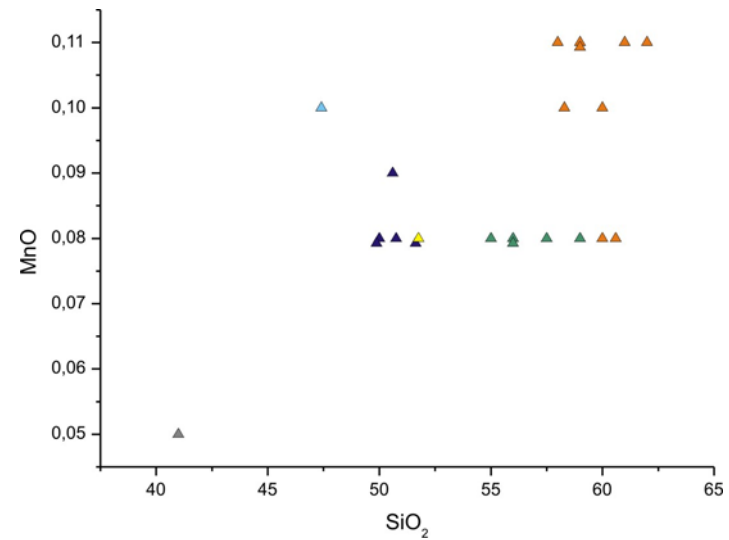


Abb. 69 SiO_2 gegen MnO ; $r = 0,55$; $r^2 = 0,30$

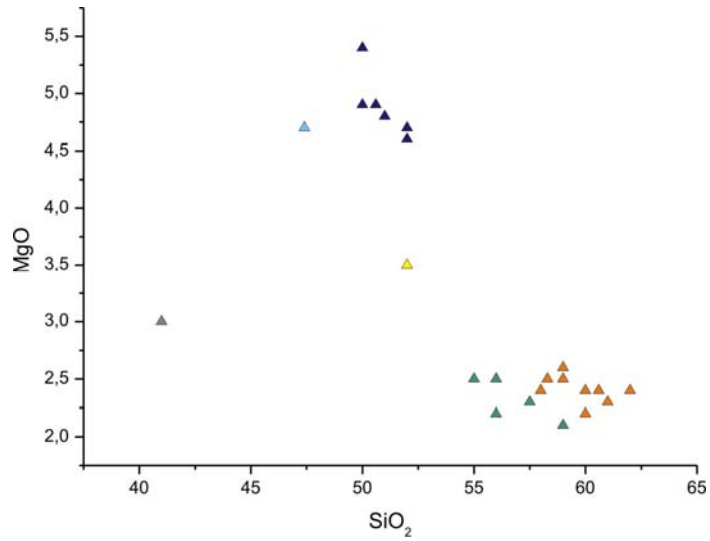


Abb. 70 SiO₂ gegen MgO; $r = -0,86$; $r^2 = 0,73$

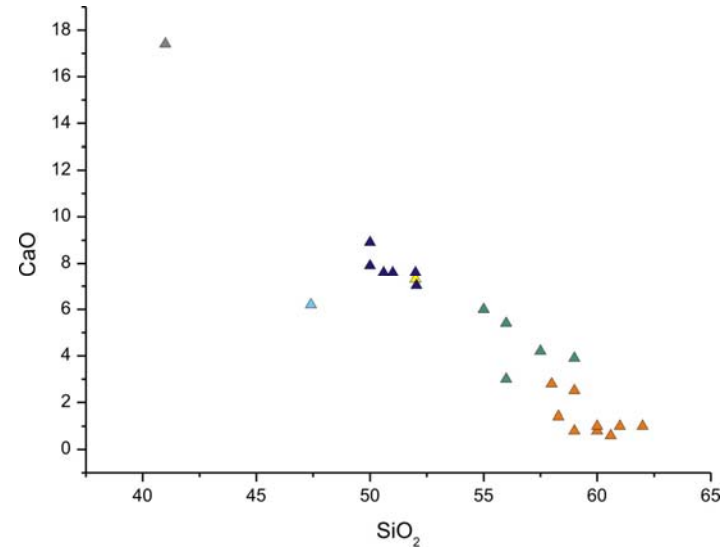


Abb. 71 SiO₂ gegen CaO; $r = -0,91$; $r^2 = 0,83$

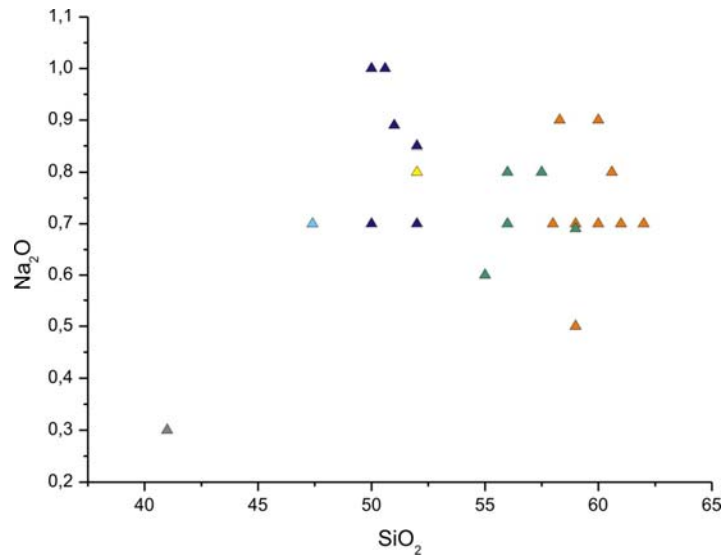


Abb. 72 SiO₂ gegen Na₂O; $r = -0,39$; $r^2 = 0,15$

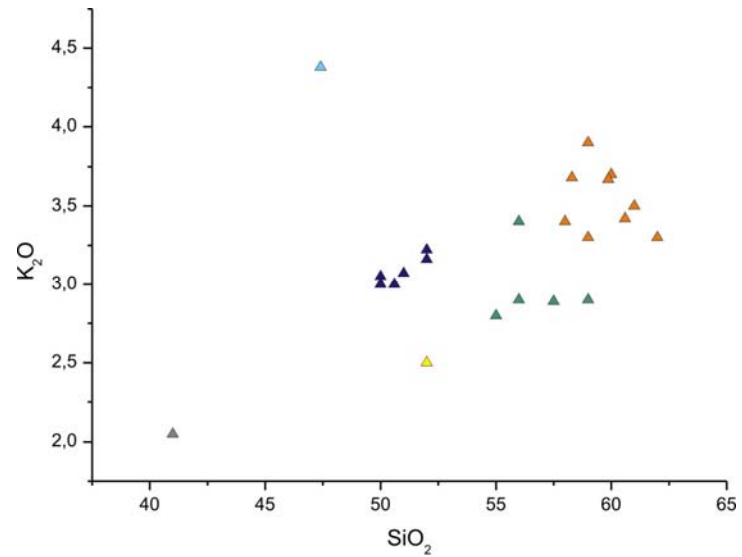


Abb. 73 SiO₂ gegen K₂O; $r = 0,56$; $r^2 = 0,32$

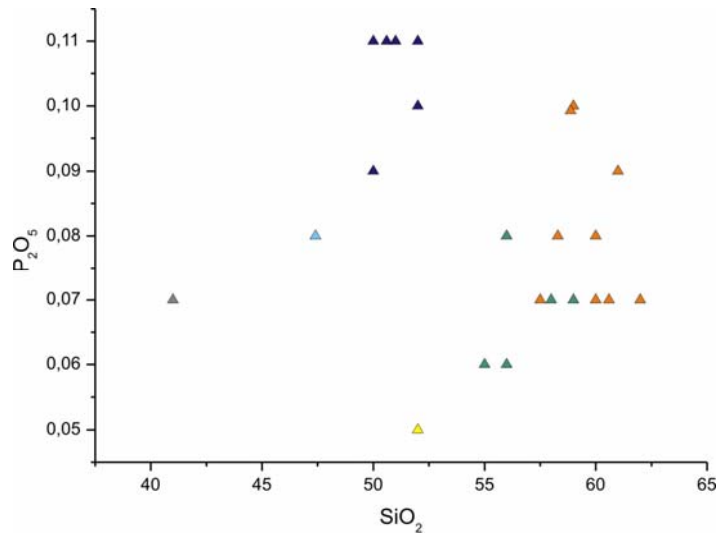


Abb. 74 SiO₂ gegen P₂O₅; $r = -0,54$; $r^2 = 0,29$

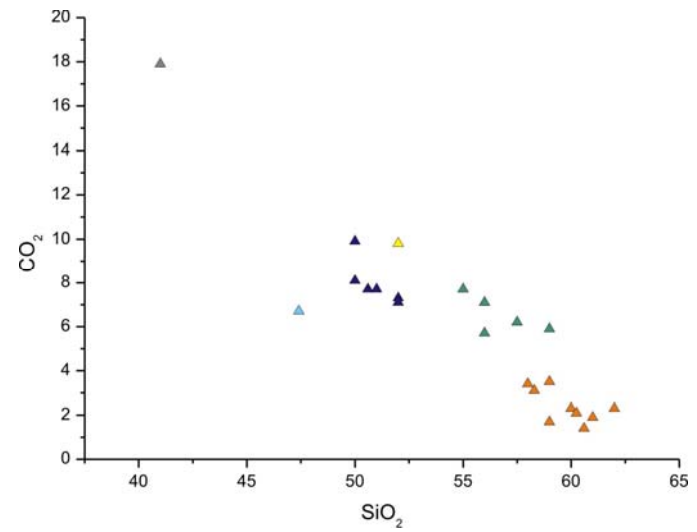


Abb. 75 SiO₂ gegen CO₂; $r = -0,86$; $r^2 = 0,74$

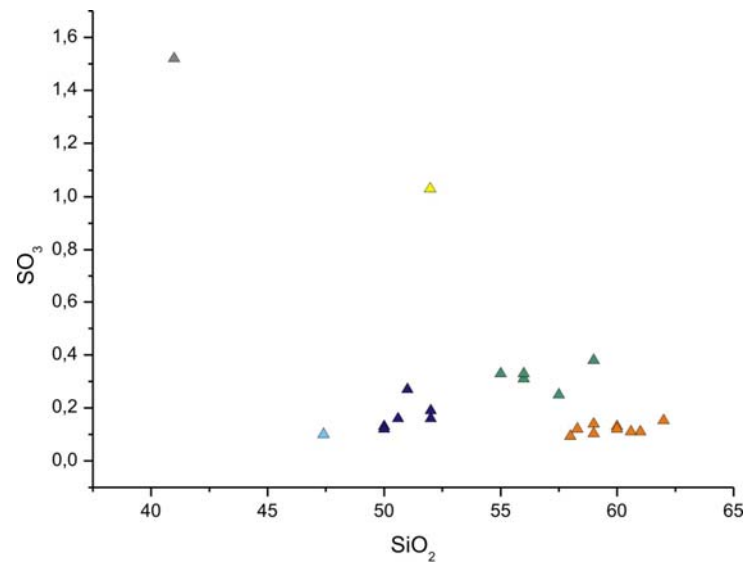


Abb. 76 SiO₂ gegen SO₃; $r = -0,26$; $r^2 = 0,07$

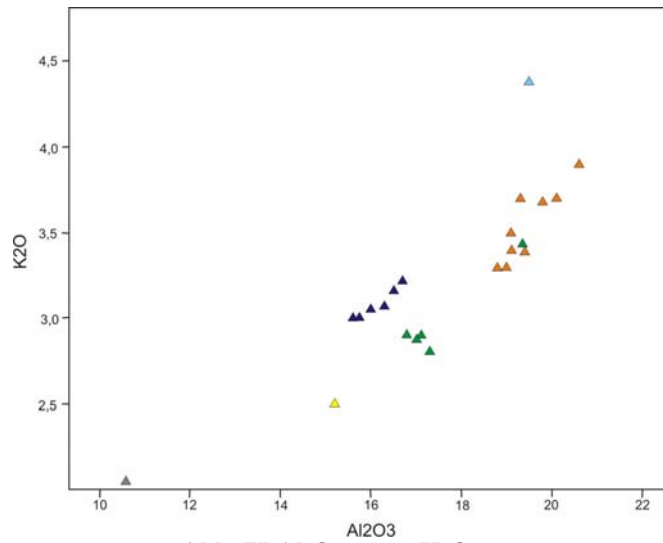


Abb. 77 Al₂O₃ gegen K₂O.

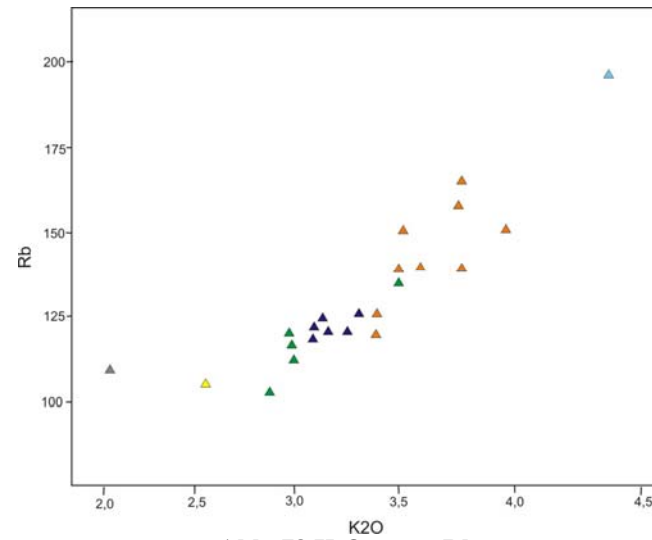


Abb. 78 K₂O gegen Rb.

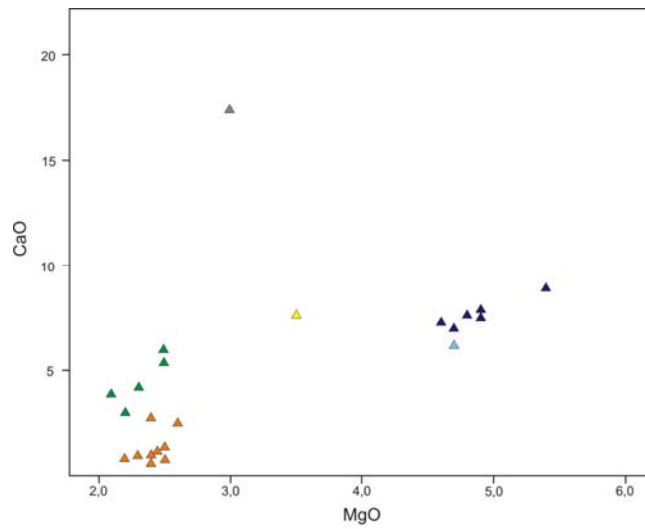


Abb. 79 MgO gegen CaO.

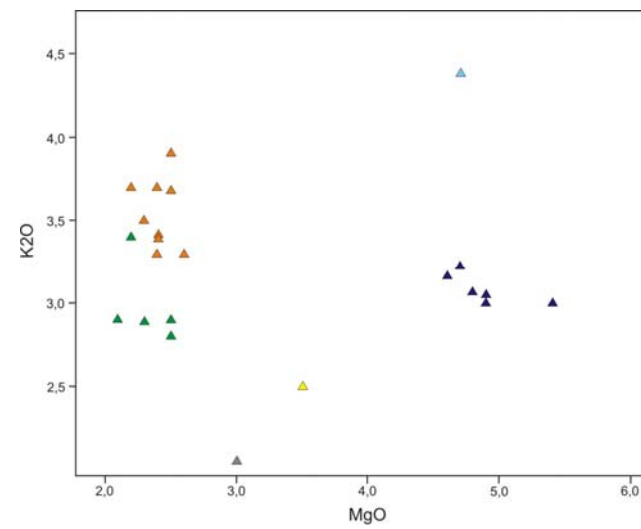


Abb. 80 MgO gegen K₂O.

6.3.1. Faktorenanalyse

Bei der Faktorenanalyse handelt es sich um eine Sammlung von Verfahren, die es erlauben, eine Anzahl von Variablen auf eine kleinere Anzahl von Faktoren oder Komponenten zurückzuführen. Eine Faktorenanalyse vollzieht sich in folgenden Schritten:

- (1) Vorbereitung einer Korrelationsmatrix der Beobachtungsvariablen (Kovarianzmatrix).
- (2) Extraktion der Ursprungsfaktoren.
- (3) Rotation zu endgültigen Lösung und Interpretation der Faktoren.
- (4) Eventuelle Berechnung der Faktorwerte für die Fälle und Speicherung als neue Variable. (Janssen & Laatz, 2007).

Die Faktorenanalyse (Varimax-Rotation) für diese Arbeit wurde mit der Statistiksoftware SPSS durchgeführt. In den folgenden Tabellen (Tab.14 bis Tab.16) sind die grundlegenden Matrizen für die Faktorenanalyse aufgelistet.

Komponente	Anfängliche Eigenwerte			Summen von quadrierten Faktorladungen für Extraktion			Rotierte Summe der quadrierten Ladungen		
	Gesamt	% der Varianz	Kumulierte %	Gesamt	% der Varianz	Kumulierte %	Gesamt	% der Varianz	Kumulierte %
1	13,536	46,676	46,676	13,536	46,676	46,676	12,415	42,810	42,810
2	5,719	19,721	66,397	5,719	19,721	66,397	6,840	23,588	66,397

Tab. 14 Erklärte Gesamtvarianz der Faktorenanalyse.

	Komponente	
	1	2
TiO2	,947	-,158
C_org	-,939	,280
Al2O3	,931	-,266
Sr	-,930	,199
C_tot	-,920	,345
CO2	-,920	,345
K2O	,916	,191
Fe2O3	,912	-,264
Nb	,884	,322
CaO	-,865	,469
SO3	-,828	-,111
Rb	,761	,338
MnO	,747	-,245
SiO2	,686	-,666
Zn	,682	,137
Ni	,671	,063
As	,638	,370
Ba	-,482	-,387
Cs	-,479	-,437
Na2O	,330	,222
Y	,437	,873
MgO	-,253	,814
V	,481	,772
P2O5	,214	,700
Zr	,573	,613
Co	-,166	,529
Cu	,141	,496
Pb	-,116	-,426
Cr	,148	,252

Tab. 15 Komponentenmatrix^a

	Komponente	
	1	2
C_tot	-,983	-,029
CO2	-,983	-,029
CaO	-,979	,107
C_org	-,975	-,096
Al2O3	,963	,107
Fe2O3	,944	,102
TiO2	,936	,213
Sr	-,936	-,168
SiO2	,887	-,357
MnO	,784	,056
K2O	,776	,524
SO3	-,724	-,416
Nb	,696	,632
Ni	,598	,312
Zn	,579	,385
Y	,074	,973
V	,152	,897
Zr	,298	,785
P2O5	-,067	,728
MgO	-,542	,658
Rb	,576	,601
Cs	-,278	-,586
As	,450	,584
Ba	-,300	-,541
Cu	-,057	,513
Pb	,054	-,438
Co	-,354	,427
Na2O	,221	,331
Cr	,041	,289

Tab. 16 rotierte Komponentenmatrix^a

Wenn man die 1. und 2. Komponente gegeneinander plottet (Abb.81), gruppieren sich geochemisch ähnliche Elemente. Die Gruppe der karbonatischen Elemente plottet im negativen Bereich der 1. Komponente, darunter sind die Oxide CO₂ und CaO sowie die Gehalte von C_{tot} und C_{org} und das Element Sr. Zu dieser Gruppe könnte man auch noch das Oxid SO₃ zählen. Auf der gegenüberliegenden Seite, im positiven Feld der 2. Komponente gruppieren sich die Oxide MnO, Fe₂O₃, Al₂O₃, TiO₂ und SiO₂. Dieser Bereich kann v.a. als siliziklastisch-tonig interpretiert werden (Al₂O₃, SiO₂). Für die erste Komponente ergibt sich keine einfache Interpretation, es könnten einerseits verschiedene milieu-/redoxsensitive Elemente (V, Cu, Co) auf Ablagerungsbereiche hinweisen, andererseits Spurenelemente wie Y und Zr mit hohen Werten und Cr mit negativen Werten in Komponente 1 auch auf unterschiedliche Liefergesteine (basisch gegen sauer) hinweisen.

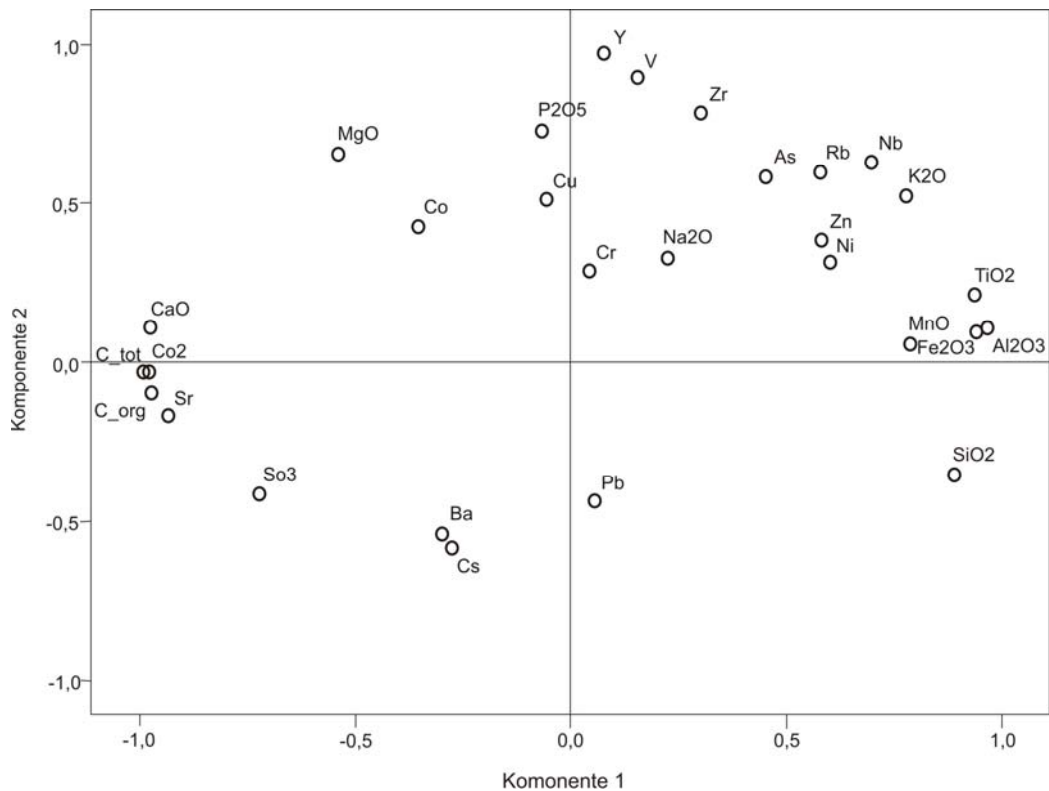


Abb. 81 Verteilung der Elemente der Bohrung Wattens I bei Gegenüberstellung der 1. Komponente mit der 2. Komponente (Komponentendiagramm im rotierten Raum).

Plottet man den 1. und 2. Faktor gegeneinander (Abb.82), so entsteht ein Plot mit verschiedenen Gruppierungen der Proben. Die Proben (WA207 bis WA233) des höher liegenden Abschnitts der Bohrung plotten im negativen Bereich von Faktor 1 und im positiven Bereich von Faktor 2 und zeigen somit einen deutlichen Unterschied zu den restlichen Proben. Die Proben WA361 bis WA 433 plotten rund um den Nullwert von Faktor 2 im positiven Bereich um den Wert 1 von Faktor 1. Die Proben WA601 bis WA644 plotten im negativen Bereich von Faktor 2 um den Nullwert von Faktor 1. Die Probe (WA785) aus dem tiefsten Bereich der Bohrung plottet im negativen Teil von Faktor 1 und Faktor 2. Die beiden Vergleichsproben BK1 und UAF4 gruppieren sich zu keinem Abschnitt der Bohrung.

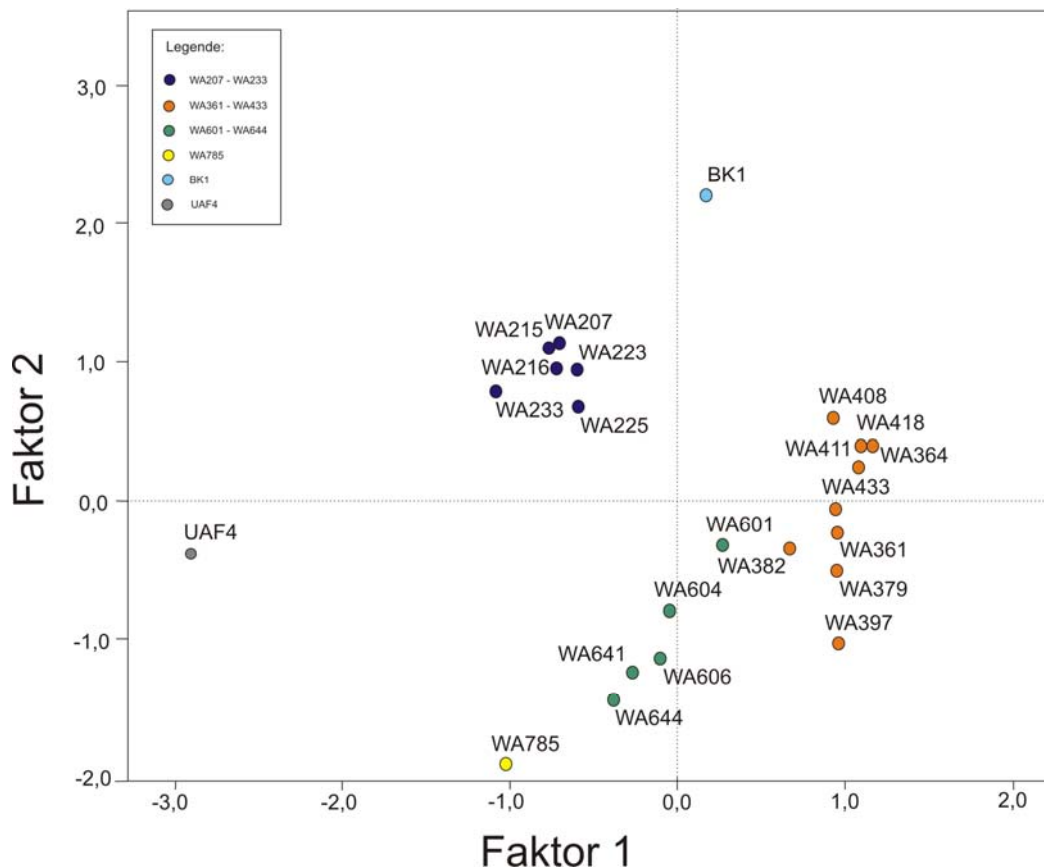


Abb. 82 Verteilung der Proben der Bohrung Wattens I bei Gegenüberstellung des 1. und 2. Faktors.

6.3.2. Verwitterungsindex

Chemische Verwitterung wirkt sich stark auf die Hauptelement- Geochemie und Mineralogie von siliziklastischen Sedimenten aus (Nesbitt & Young, 1982, McLennan, 1993). Quantitative Bestimmungen wie der Chemische Index der Verwitterung (CIA – chemical index of alteration, Nesbitt & Young, 1982) sind nützlich für die Bestimmung des Verwitterungsgrads. Hohe Werte des Index spiegeln einen relativen Rückgang der labilen Kationen (z.B. Ca²⁺, Na⁺, K⁺) wieder, während im Vergleich zu den stabileren (Al³⁺, Ti⁴⁺) während der Verwitterung (Nesbitt & Young, 1982). Hingegen weisen niedrige Indexwerte auf das weitgehende Fehlen von chemischen Verwitterungsprozessen hin und reflektieren kühle und/oder aride Klimabedingungen (Fedo et al., 1995). Die Formel zur Berechnung des Verwitterungsindex $CIA = [Al_2O_3 / (Al_2O_3 + CaO^* + Na_2O + K_2O)] * 100$ von Nesbitt & Young (1982) beinhaltet CaO ohne karbonatischem Anteil. Der Karbonatgehalt wurde nicht weggerechnet sondern wie in McLennan (1993) angegeben, durch Na₂O ersetzt. Somit ergibt der Verwitterungsindex (Abb.83) eine sinnvolle Gruppierung da sich die einzelnen Probenabschnitte voneinander deutlich unterscheiden. Die Proben aus dem tieferen Bereich der Bohrung Wattens haben einen einheitlich höheren Verwitterungsgrad als die Proben des oberen Abschnitts.

Zur Klärung der Verwitterungs- und Sortierungseffekte von Aluminiumsilikaten (Bugge et al., 2011) wurde ein K₂O-Al₂O₃-Na₂O Ternärplot (Nesbitt & Young, 1984, McLennan, 1993, Nesbitt et al., 1996) erstellt.

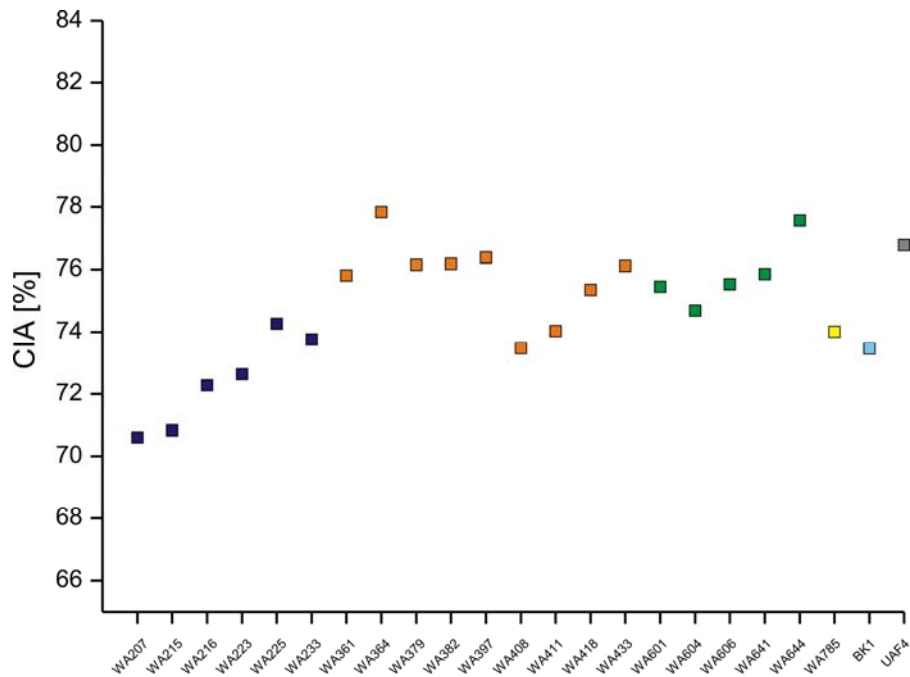


Abb. 83 $CIA = [Al_2O_3 / (Al_2O_3 + CaO + Na_2O + K_2O)] * 100$ (Nesbitt & Young, 1982).

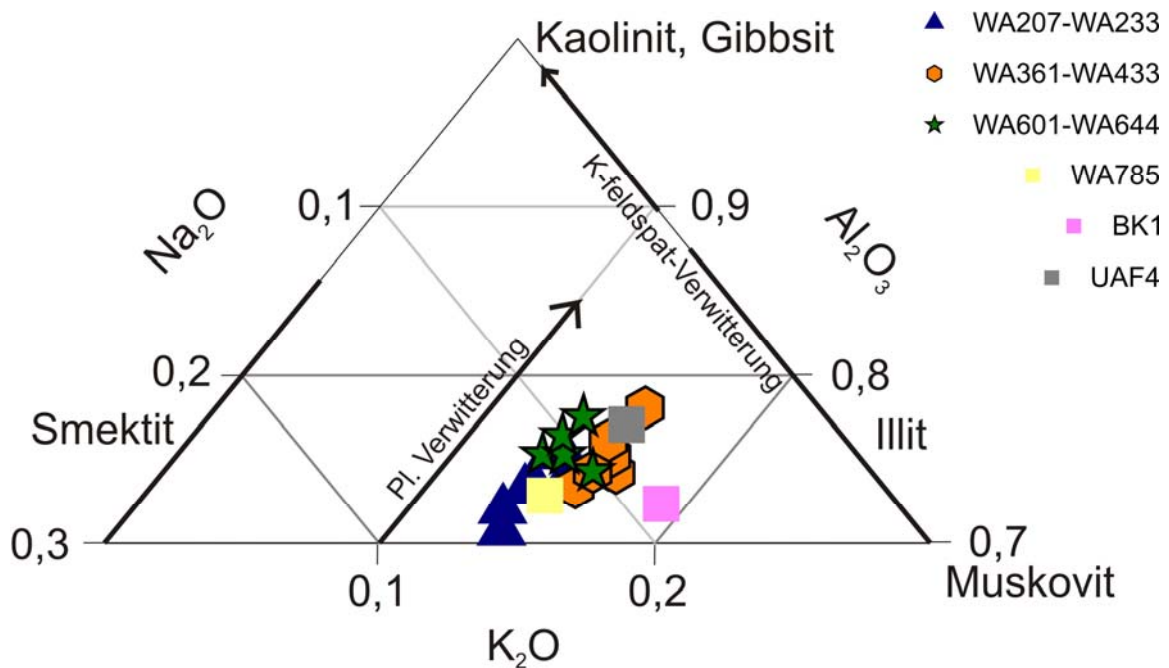


Abb. 84 Dreiecksdiagramm $K_2O / Al_2O_3 / Na_2O$ (verändert nach Buggle et al., 2011) Charakteristische Position von den Mineralen Smektit, Muskovit, Illit, Kaolinit und Gibbsit wie auch die typischen Verwitterungslinien von Plagioklas und Kalifeldspat sind für die Orientierung dargestellt. Man beachte, dass nur der oberste Teil der Grafik dargestellt ist.

Die chemische Variation in Sedimenten kann mit Hilfe der Diskriminanzanalyse (Roser & Korsch, 1988) unter Verwendung der Hauptelementdaten festgestellt werden (Abb.85 und Abb.86). Dabei kann man vier Herkunftsgruppen unterscheiden: saure Magmatite, intermediäre Magmatite, basische Magmatite und quarzreiche Sedimente. Diese werden in Form der Diskriminanzfunktion ausgedrückt.

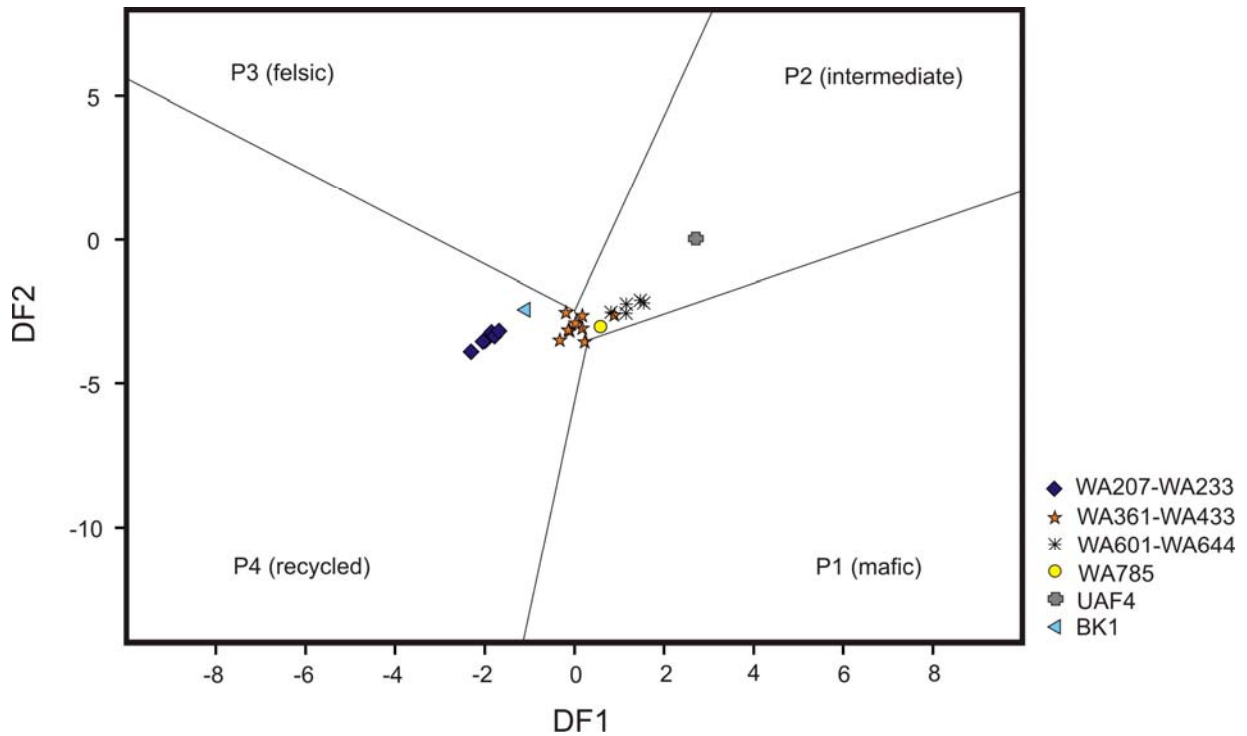


Abb. 85 Klassifikationsplot der Diskriminanzfunktionen DF1 und DF2 nach Roser & Korsch (1988) zur Ermittlung der Herkunft von Sandstein-Tonstein-Assoziationen.

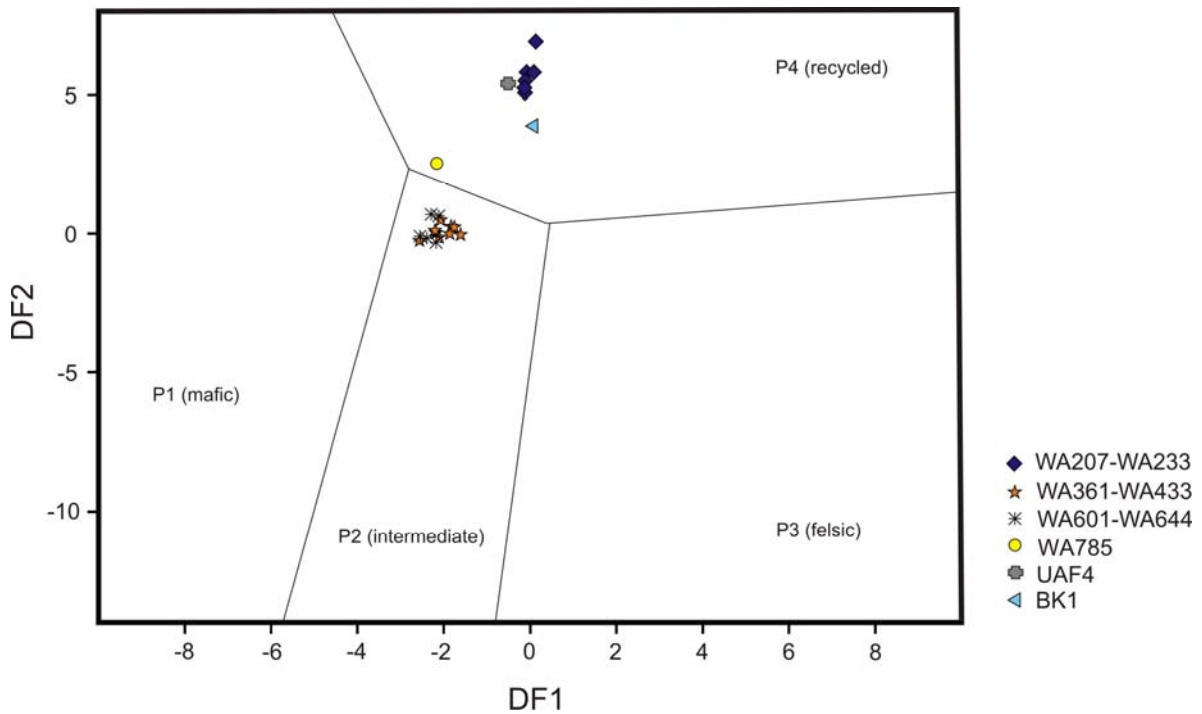


Abb. 86 Diskriminanzfunktionen DF1 und DF2 mit berechnetem Oxid/Al₂O₃-Verhältnis nach Roser & Korsch (1988) zur Ermittlung der Herkunft von Sandstein-Tonstein-Assoziationen.

7. Interpretation der Ergebnisse - Schlussfolgerungen

Aufgrund der vorhandenen Daten des technischen Endberichts (Weber et. al., 1990) wurde ein detailliertes Bohrprofil erstellt und anhand der Daten konnte die Zusammensetzung der Komponenten ermittelt werden. Die Komponenten setzen sich in den verschiedensten Bereichen anders zusammen, wobei der Kristallinanteil dominierend ist. Es kann keine Änderung der Komponentenzusammensetzung im überkonsolidierten Bereich festgestellt werden.

Die Schwermineralanalyse zeigt sehr deutliche Ergebnisse und es steht fest, dass die vorwiegend vorherrschenden Schwerminerale Granat, Hornblende, Staurolith, Zirkon und Apatit wichtige Bedeutung haben. Anhand der Schwerminerale kann eine Änderung der Zusammensetzung mit der Bohrtiefe definitiv festgehalten werden und diese tritt mit dem Übergang in den überkonsolidierten Bereich bei 360 m ein. Granat nimmt hier deutlich ab, Hornblende nimmt gegen die Tiefe zu.

Der Karbonatgehalt deutet ein ähnliches Ergebnis an, denn in den feinkörnigen Proben im oberen Bereich der Bohrung ist ein deutlich höherer Karbonatgehalt vorherrschend als in den darunter liegenden Proben. Es steht auch fest, dass im tiefsten Teil der Bohrung Reste von (aufgearbeiteten) Nannofossilien nachgewiesen wurden. Im organischen Material lässt sich eine geringe Erhöhung im Vitrit-Reifegrad feststellen.

Die geochemischen Ergebnisse verstärken noch zusätzlich deutlich den Trend, dass es sich tatsächlich um Sedimente anderer Herkunft handeln muss, die im mittleren und tiefen Abschnitt der Bohrung vorhanden sind. In vielen Haupt- und Nebenelementen ist eine Änderung in den Gehalten festzustellen, unter anderem ist eine Abnahme des MgO und eine Zunahme des SiO₂ Gehaltes am Übergang zum überkonsolidierten Bereich festzustellen. Dies ist auch durch die statistische Auswertung mit der Faktorenanalyse belegt, wo sich der obere Abschnitt klar vom mittleren und unterem gruppiert. Zur weiteren Bestätigung wurde auch noch der Verwitterungsindex nach Nesbitt & Young (1982) und McLennon (1993) berechnet. Dieser zeigt einen deutlich höheren Verwitterungsgrad der Proben aus dem unteren Bereich der Tiefbohrung.

Die Untersuchung der Gesamtmineralogie einiger Proben aus den feinkörnigen Bereichen mit dem Röntgendiffraktor zeigt sich kein gravierender Unterschied, aber im Vergleich zu den Proben der oberen Abschnitte ist in den Proben des tiefen Abschnitts das Mineral Kaolinit nachgewiesen worden. Die Ergebnisse der Tonmineral-Untersuchung zeigen ähnliche Resultate, es wurden vorwiegend die Tonminerale Illit und Chlorit beobachtet. In der Probe die aus dem tiefen Bereich der Bohrung stammt, wurde zusätzlich Smektit und Paragonit als mögliche diagenetische Bildungen gefunden. Also ist auch in diesen Ergebnissen ein Unterschied in der Zusammensetzung der Gesamtmineralogie und Tonmineralogie zu erkennen.

Somit zeigt sich in allen angewandten Untersuchungen (Abb.87) ein eindeutiger Trend, dass die verschiedenen Abschnitte der Bohrung Wattens auch eine andere Zusammensetzung haben, somit kann daraus geschlossen werden, dass die Annahme wie von Weber et. al. (1990) und van Husen (2000) beschrieben, es sich bei dem überkonsolidierten Bereich um quartäre Sedimente handelt, nicht bestätigt werden sondern es sich dabei sehr wahrscheinlich um Bereiche des Inntal-Tertiärs (Abb.88) handelt.

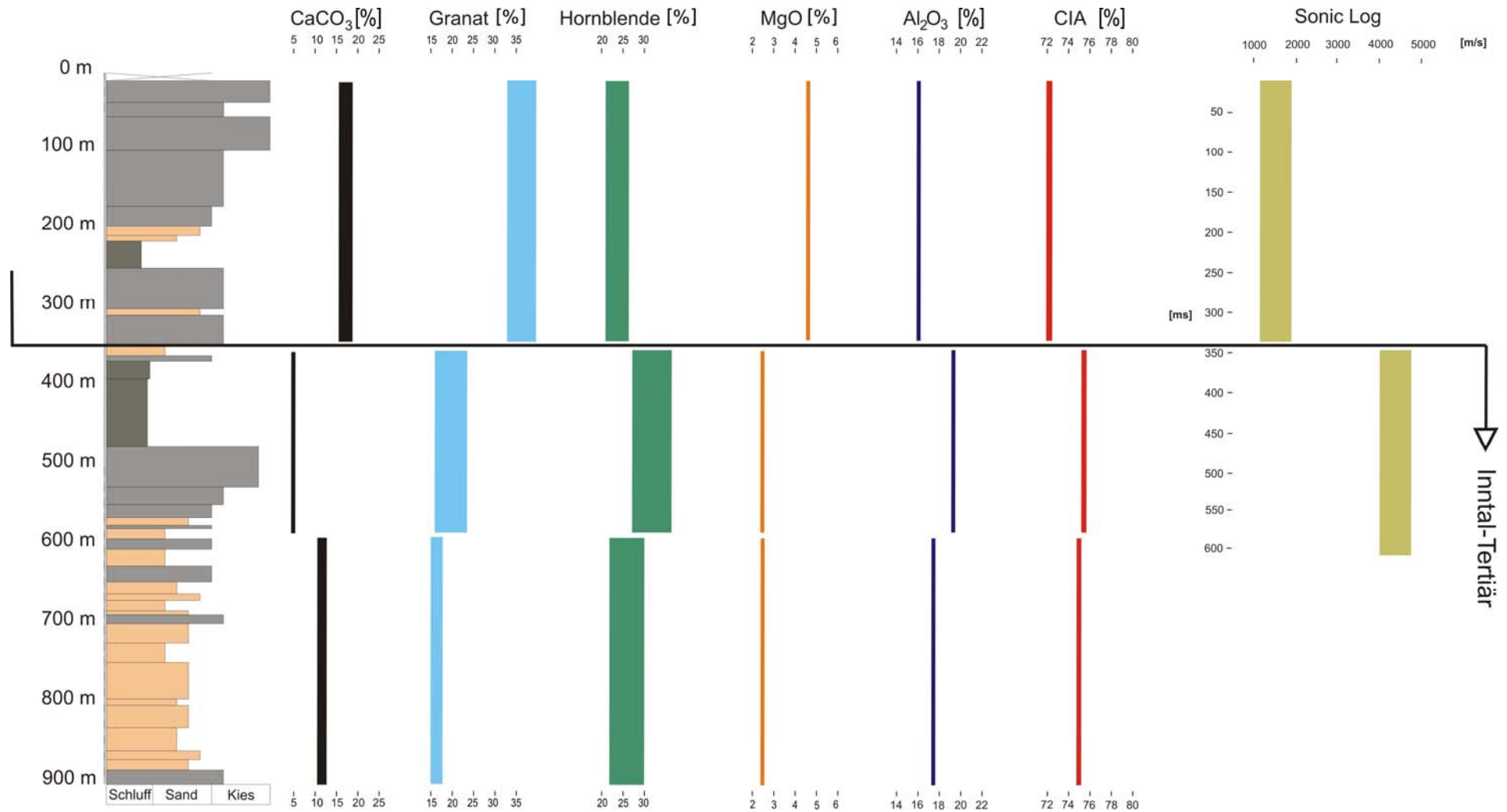


Abb. 87 Übersichtsgrafik der wichtigsten Ergebnisse dargestellt mit Strichen aus den Mittelwerten der einzelnen Abschnitte und der Strichdicke als Standardabweichung der Mittelwerte, mit Profilübersicht, Gehalt an CaCO₃ [%], Granatg [%], Hornblende [%], MgO [%], Al₂O₃ [%], CIA (Verwitterungsindex nach Nebitt & Young, 1982 und McLennon, 1993), Geophysikalische Sonic Log Messwerte [m/s; ms].

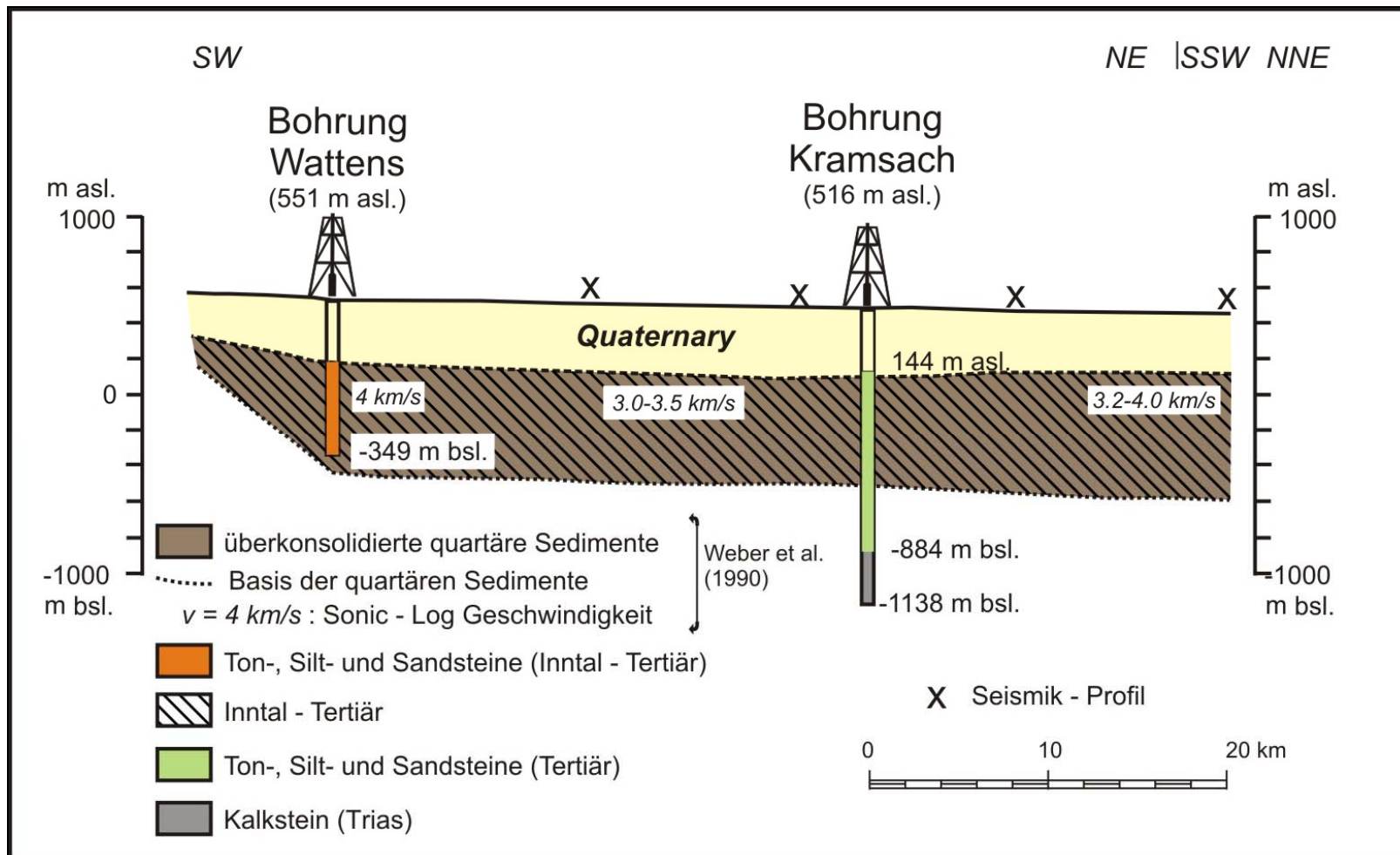


Abb. 88 Interpretation der Grafik aus Preusser et. al. (2010) mit den gewonnenen Daten.

8. Abbildungsverzeichnis

Abb. 1 Karte der alpinen Region mit rot markierten übertieften Tälern und Becken (Preusser et al., 2010).....	17
Abb. 2 Geographische Lage der Bohrung Wattens (verändert aus Google Maps).....	18
Abb. 3 Geologische Karte der Umgebung Wattens (Auszug aus der Geologischen Übersichtskarte von Tirol, Brandner 1980).....	19
Abb. 4 Legende 1 der Geologischen Karte (Brandner, 1980).....	19
Abb. 5 Legende 2 der Geologischen Karte (Brandner, 1980).....	19
Abb. 6 Typische Querschnitte von übertieften alpinen Tälern mit 5-facher vertikaler Überhöhung und Skalierung (Preusser et al., 2010).....	22
Abb. 7 Quartäre Eisströme des Inn-, Lech-, Isar- und Loisachtals; A: Gletscherausdehnung während der Würm-Vereisung, B: Prozentsatz an Kristallingeröllen, D: Eisausdehnung im Inntal, F: Füssen, Fe: Fernpass, I: Innsbruck, L: Landeck, R: Rosenheim, S: Seefeld, W: Wattens (Van Husen, 2000).....	23
Abb. 8 Längsschnitt des Inntals westlich von Innsbruck (Preusser et al., 2010).....	24
Abb. 9 Sonic-Log, erstellt aufgrund der Daten im technischen Endbericht (Weber et. al., 1990).....	25
Abb. 10 Geologische Skizze der Alpen (Ortner et. al., 2004).....	26
Abb. 11 Zur Geologie des Unterinntaler Tertiärgebietes (Heißel, 1955).....	27
Abb. 12 Geologische Karte: Oberangerberg, Unterangerberg, Kaisergebirge (Ortner & Stingl, 2003).....	28
Abb. 13 Lithostratigraphische Darstellung der Oberangerberg - Formation des Oligozän im Inntal und der Molasse (Butte & Kuhleemann, 2003).....	29
Abb. 14 Stratigraphische Tabelle zum Beginn der Quartär (Head et. al., 2007, Gibbard et. al., 2009).....	30
Abb. 15 Karte der östlichen Alpen während des Würm: 1: Niederterasse, 2: Maximale Ausdehnung des Gletschers, 3: übertiefte Teile der Täler, 4: Nunataks, 5: Glaziale Ausdehnung des Holozän; Lokalitäten: A: Mondsee, B: Nieselach, C: Schabs, D: Baumkirchen, E: Albeins, F: Hohentauern, G: Duttendorf, H: Neurath, I: Mitterndorf, K: Lans, L: Gerios, M: übertiefter Raum Molln (van Husen, 2000).....	31
Abb. 16 Übersicht des Bohrprofils Wattens mit eingezeichnetem überkonsolidiertem Bereich bei 350 m (Legende in den Folgegrafiken).....	33
Abb. 17 Bohrprofil 0 m bis 150 m.....	34
Abb. 18 Bohrprofil 150 m bis 300 m.....	35
Abb. 19 Bohrprofil 300 m bis 450 m.....	36
Abb. 20 Bohrprofil 450 m bis 600 m.....	37
Abb. 21 Bohrprofil 600 m bis 750 m.....	38
Abb. 22 Bohrprofil 750 m bis 900 m.....	39
Abb. 23 Durchschnitts-Komponentenzusammensetzung der Probenabschnitte bestehend aus mehreren Proben.....	42
Abb. 24 Korngrößen-Profilübersicht mit Darstellung der Mittelwerte, Standardabweichung und Schiefe der Proben, Datenbasis technischer Endbericht (Weber et. al., 1990a).....	44
Abb. 25 Beispielprobe WA007 sandiger Kies.....	
Abb. 26 Beispielprobe WA657 kiesiger Sand.....	45
Abb. 27 Probenahme UAF1 Abb. 28 Probenahme UAF2.....	48
Abb. 29 Aufschluss der Unterangerberg- Abb. 30 Aufschluss der Unterangerberg-.....	48
Abb. 31 Aufschluss der Oberangerberg-Formation, Lokalität: Kramsach Bauernmuseum, Proben OAF1 und OAF3. Koordinaten: X(m) 344045,479 Y(m) 259275,849.....	49
Abb. 32 Aufschluss der Oberangerberg-Formation, Lokalität: „Moos“, Proben OAF6 und OAF7.....	49

Abb. 33 Granat der Probe SMP292.....	55
Abb. 34 Hornblende der Probe SMP186A.....	55
Abb. 35 Staurolith der Probe SMP100A.....	56
Abb. 36 Zirkon der Probe SMP238.....	56
Abb. 37 Apatit der Probe SMP497A.....	56
Abb. 38 Biotit der Probe SMP292.	57
Abb. 39 Schwermineralspektrum mit opaken Mineralen, Biotit und Chlorit.....	59
Abb. 40 Schwermineralspektrum der Proben Bohrung Wattens.	60
Abb. 41 Schwermineralspektrum der Vergleichsproben mit opaken Mineralen.	61
Abb. 42 Schwermineralspektrum der Vergleichsproben mit Bi/Cl.	61
Abb. 43 Schwermineralspektrum der relevanten Schwerminerale der Vergleichsproben.....	62
Abb. 44 Schwermineralspektren der Oberangerberg-Formation und der Unterangerberg-Formation (Schnabel & Draxler, 1976).	63
Abb. 45 Schwermineralspektren der Oberangerberg-Formation und der Unterangerberg-Formation (Heißel, 1955).	64
Abb. 46 Vereinfachtes Bohrprofil und Karbonatgehalte der Proben.	65
Abb. 47 Kohlepartikel der Probe WA455 (Foto: Ilse Draxler).....	66
Abb. 48 Profilübersicht mit geochemischen Konzentrationen von SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , CaO und CO ₂	70
Abb. 49 Röntgendiffraktogramm der Proben WA207-G, WA215-G und WA233-G.	76
Abb. 50 Röntgendiffraktogramm der Proben WA361-G, WA379-G, WA408-G und , WA418-G.....	77
Abb. 51 Röntgendiffraktogramm der Proben 601-G, WA606-G und WA641-G.....	77
Abb. 52 Röntgendiffraktogramm der Probe WA216 belegt mit Ethylenglycol, Kalium, Kalium und Ethylenglycol, Magnesium, Magnesium mit Ethylenglycol und bis 550 °C getempert.	79
Abb. 53 Röntgendiffraktogramm der Probe WA397 belegt mit Ethylenglycol, Kalium, Kalium und Ethylenglycol, Magnesium, Magnesium mit Ethylenglycol und bis 550 °C getempert.	80
Abb. 54 Röntgendiffraktogramm der Probe WA785 belegt mit Ethylenglycol, Kalium, Kalium und Ethylenglycol, Magnesium, Magnesium mit Ethylenglycol und bis 550 °C getempert.	81
Abb. 55 Profilübersicht mit Ergebnissen der Schwermineralfraktion.	83
Abb. 56 Profilübersicht mit ausgewählten Schwermineralfraktionen und Mittelwert der Korngröße.....	84
Abb. 57 Logratio-Diagramm (Eynatten, 1996) zur Darstellung der Beziehungen zwischen Granat/Hornblende und Staurolith/Zirkon mit eingezeichneten Mittelwerten der verschiedenen Abschnitte, Probengruppen verteilen sich auf 2 unterschiedliche Felder.	85
Abb. 58 Übersichtsdiagramm der drei Abschnitte des Schwermineralspektrums.	86
Abb. 59 Schwermineralspektrum des 1. Abschnitts.	86
Abb. 60 Schwermineralspektrum des 2. Abschnitts.	87
Abb. 61 Schwermineralspektrum des 3. Abschnitts.	87
Abb. 62 Standardabweichung gegen Mittelwert des 1. Schwermineralabschnitts.	88
Abb. 63 Standardabweichung gegen Mittelwert des 2. Schwermineralabschnitts.	88
Abb. 64 Standardabweichung gegen Mittelwert des 3. Schwermineralabschnitts.	89
Abb. 65 Legende für Korrelationsplots der Geochemischen Ergebnisse.....	90
Abb. 66 SiO ₂ gegen TiO ₂ ; r = 0,66; r ² = 0,44	
Abb. 67 SiO ₂ gegen Al ₂ O ₃ ; r = 0,79; r ² = 0,63	
Abb. 68 SiO ₂ gegen FeO; r = 0,81; r ² = 0,66	
Abb. 69 SiO ₂ gegen MnO; r = 0,55; r ² = 0,30.....	91

Abb. 70 SiO ₂ gegen MgO; $r = -0,86$; $r^2 = 0,73$	
Abb. 71 SiO ₂ gegen CaO; $r = -0,91$; $r^2 = 0,83$	
Abb. 72 SiO ₂ gegen Na ₂ O; $r = -0,39$; $r^2 = 0,15$	
Abb. 73 SiO ₂ gegen K ₂ O; $r = 0,56$; $r^2 = 0,32$	92
Abb. 74 SiO ₂ gegen P ₂ O ₅ ; $r = -0,54$; $r^2 = 0,29$	
Abb. 75 SiO ₂ gegen CO ₂ ; $r = -0,86$; $r^2 = 0,74$	
Abb. 76 SiO ₂ gegen SO ₃ ; $r = -0,26$; $r^2 = 0,07$	93
Abb. 77 Al ₂ O ₃ gegen K ₂ O.	
Abb. 78 K ₂ O gegen Rb.	
Abb. 79 MgO gegen CaO.	
Abb. 80 MgO gegen K ₂ O.....	94
Abb. 81 Verteilung der Elemente der Bohrung Wattens I bei Gegenüberstellung der 1. Komponente mit der 2. Komponente (Komponentendiagramm im rotierten Raum).	97
Abb. 82 Verteilung der Proben der Bohrung Wattens I bei Gegenüberstellung des 1. und 2. Faktors.....	98
Abb. 83 CIA=[Al ₂ O ₃ /(Al ₂ O ₃ +CaO*+Na ₂ O+K ₂ O)]*100 (Nesbitt & Young, 1982).....	99
Abb. 84 Dreiecksdiagramm K ₂ O / Al ₂ O ₃ / Na ₂ O.....	99
Abb. 85 Klassifikationsplot der Diskriminanzfunktionen DF1 und DF2 nach Roser & Korsch, 1988 zur Ermittlung der Herkunft von Sandstein-Tonstein-Assoziationen.	100
Abb. 86 Diskriminanzfunktionen DF1 und DF2 mit berechnetem Oxid/Al ₂ O ₃ -Verhältnis nach Roser & Korsch, 1988 zur Ermittlung der Herkunft von Sandstein-Tonstein-Assoziationen.	100
Abb. 87 Übersichtsgrafik der wichtigsten Ergebnisse dargestellt mit Strichen aus den Mittelwerten der einzelnen Abschnitte und der Strichdicke als Standardabweichung der Mittelwerte, mit Profilübersicht, Gehalt an CaCo ₃ [%], Granatg [%], Hornblende [%], MgO [%], Al ₂ O ₃ [%], CIA (Verwitterungsindex nach Nesbitt & Young, 1982 und McLennon, 1993), Geophysikalische Sonic Log Messwerte [m/s; ms].	102
Abb. 88 Interpretation der Grafik aus Preusser et. al. (2010) mit den gewonnenen Daten.	103

9. Tabellenverzeichnis

Tab. 1 Proben für die Schwermineralanalyse der Bohrung Wattens mit zusätzlicher Angabe der KorngröBenaufteilung und Bezeichnung.....	47
Tab. 2 Proben für die Geochemische Analyse mit detaillierter Beschreibung.....	50
Tab. 3 Prozentuelles Ergebnis der Schwermineralauszählung.....	58
Tab. 4 Geochemische Analysenergebnisse der Proben WA207 bis WA364.....	67
Tab. 5 Geochemische Analysenergebnisse der Proben WA379 bis WA601.....	68
Tab. 6 Geochemische Analysenergebnisse der Proben WA604 bis WA785 und der Vergleichsproben BK1 und UAF4.....	69
Tab. 7 Ergebnisse des Glühverlusts (Gewichte in Gramm).....	71
Tab. 8 Ergebnisse der Leco-Messung.	71
Tab. 9 Werte des HF-Aufschlusses	71
Tab. 10 Wertetabelle Lithium-Borat Aufschluss	72
Tab. 11 Ergebnisse der Flammen-AAS Messung.	73
Tab. 12 Ergebnisse der ICP-AES Messung, Messwerte Konz. [%] bzw. [ppm].	74
Tab. 13 Ergebnisse der ICP-AES Messung.	75
Tab. 14 Erklärte Gesamtvarianz der Faktorenanalyse.	95
Tab. 15 Komponentenmatrix ^a	
Tab. 16 rotierte Komponentenmatrix ^a	96

10. Literaturliste

- AMPFERER, O., (1922): Zur Geologie des Unterinntaler Tertiärs. Jahrbuch der Geologischen Bundesanstalt, 72, 1922(b), S. 105-150, Wien.
- BOENIGK, W., (1983): Schwermineralanalyse. Ferdinand Enke Verlag, Stuttgart. 77 Abbildungen, 4 Tafeln, 8 Tabellen, 158 Seiten.
- BUGGLE, B., GLASER, B., HAMBACH, U., GERASIMENKO, N., MARKOVIC, S., (2011): An evaluation of geochemical weathering indices in loess-paleosol studies. Quaternary International, 240, S. 12-21.
- BUTTE, A., J., KUHLEMANN, J., (2003): Zur Sedimentologie und Fazies des Paläo-Inns im Oberoligozän bei Kufstein (Tirol). Jahrbuch der Geologischen Bundesanstalt, Band 143, S. 527-534, Wien.
- EHLERS, J., (2011): Das Eiszeitalter. Spektrum Akademischer Verlag, 363 S., Heidelberg.
- FEDO, C., M., NESBITT, H., W., YOUNG, G., M., (1995): Unraveling the effects of potassium metasomatism in sedimentary rocks and paleosols, with implications for paleoweathering conditions and provenance. Geology, 23 , S. 921-924.
- FRIEDMANN, G., M., (1962): On sorting, sorting coefficients, and the lognormality of the grain-size distribution of sandstones. J. Geol., 70 , S. 737-753.
- GIBBARD, P., L., SMITH, A., G., ZALASIEWICZ, J., A., BARRY, T. L., CANTRILL, D., COE, A. L., COPE, J. C. W., GALE, A. S., GREGORY, F. J., POWELL, J. H., RAWSON, P. F., STONE, P., WATERS, C. N., (2005): What status for the Quaternary? Boreas, Vol. 34, pp. 1-6, Oslo.
- GIBBARD, P., HEAD, M., J., WALKER, M., J.C., AND THE SUBCOMMISSION ON QUATERNARY STRATIGRAPHY (2009): Formal ratification of the Quaternary System/Period and the Pleistocene Series/Epoch with a base at 2.58 Ma. Journal of Quaternary Sciences, Vol. 25, pp. 96-102.
- GRUBER, W., WEBER, F., (2003): Ein Beitrag zur Kenntnis des glazial übertieften Inntals westlich von Innsbruck. Sitzungsberichte Mathematisch-naturwissenschaftliche Klasse Abt. I Biologische Wissenschaften und Erdwissenschaften, S. 3-30.
- HAGN, H., (1989): Über einige bedeutsame Kreide- und Alttertiärgerölle aus der Faltenmolasse des Allgäus. Geologica Bavarica, 94, S. 5- 47, München.
- HEAD, M., J., GIBBARD, P., SALVADOR, A., (2008): The Quaternary: its character and definition. Episodes, Volume 31, No. 2, 234-238.
- JANSSEN, J., LAATZ, W., (2007): Statistische Datenanalyse mit SPSS für Windows – Einen anwendungsorientierte Einführung in das Basissystem und das Modul Exakte Tests. Sechste, neu bearbeitete und erweiterte Auflage. 424 Abbildungen und 193 Tabellen, Springer Verlag Berlin Heidelberg.
- KROIS, P., (1992): Aspekte zur Sedimentologie und Fazies des inneralpinen Tertiärs (Oligozän) im Raum Häring – Angerberg. Unpub. Diss. Innsbruck, S. 1-157, Innsbruck.

MCLENNON, S., M., (1993): Weathering and global denudation. *Journal of Geology*, v.101, S. 295 -303.

NESBITT, H., W., YOUNG, G., M., (1982): Early Proterozoic climates and plate motions inferred from major element chemistry of lutites. *Nature*, Vol. 299, pp 715-717.

NESBITT, H., W., YOUNG, G., M., (1984): Prediction of some weathering trends of plutonic and volcanic rocks based on thermodynamic and kinetic considerations. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 48, 1523-1534..

NESBITT, H., W., YOUNG, G., M., MCLENNON, S., M., KEAYS, R., R., (1996): Effects of chemical weathering and sorting on the petrogenesis of siliclastic sediments, with implications for provenance studies. *The Journal of Geology*, 104, 525-542.

ORTNER, H., SACHSENHOFER, R., F., (1996): Evolution of Lower Inn Valley Tertiary and constraints on the development of the source area. – In: WESSELY, G., LIEBL, W. (Eds.): *Oil and gas in Alpidic thrustbelts and basins of central and eastern Europe*, EAGE Spec. Publ., 5, pp 237-247.

ORTNER, H., STINGL, V., (2001): Facies and basin development of the Oligocene in the Lower Inn Valley, Tyrol/Bavaria. – In: PILLER, W., E., RASSER, M., W. (Eds.): *Paleogene of the Eastern Alps*, Österr. Akad. Wiss., Schriftennr. Erdwiss. Komm., 14, 153-196, 24 Figs. Wien.

KRENMAYR, H., G., HOFMANN, T., MANDL, G., W., PERESSON, H., PESTAL, G., PISTOTNIK, J., REITNER, J., SCHABERT, S., SCHNABEL, W., SCHÖNLAUB, H., P., (2002): *Rocky Austria – Eine bunte Erdschichte von Österreich*. Geologische Bundesanstalt, 2.Auflage, 64 S., Wien.

KROIS, P., STINGL, V., (1991): Faziesanalyse fluviatiler Sedimente – eine Fallstudie in den Oberangerberger Schichten (Oberoligozän, Tirol). *Jahrbuch der Geologischen Bundesanstalt*, Band 134, S. 299-308, Wien.

PREUSSER, F., REITNER, J., M., SCHLÜCHTER, C., (2010): Distribution, geometry, age and origin of overdeepened valleys and basins in the Alps and their foreland. *Swiss J Geosci*, 103, S. 407-426, Bern.

RASCH, B., FRIESE, M., HOFMANN, W., NAUMANN, E. (2010): *Quantitative Methoden 1. Einführung in die Statistik*. Springer-Lehrbuch, 3. erweiterte Auflage, 249 S., 81 Abb.

ROSER, B., P., & KORSCH, R., J. (1988): Provenance signatures of sandstone-mudstone suites determined using discriminant function analysis of major-element data. *Chemical Geology* 67, 119-139.

SCHNABEL, W., DRAXLER, I., (1976): Sedimentologische, palynologische und Nannofossil-Untersuchungen in der Inneralpinen Molasse des Unterinntales unter besonderer Berücksichtigung von Umlagerungsfaktoren. *Neues Jahrbuch für Geologie und Paläontologie Abhandlungen*, Band 151, S. 325-357, Stuttgart.

STINGL, V., (1990): Die Häringer Schichten vom Nordrand des Unterinntaler Tertiär-Beckens (Angerberg, Tirol): Fazies, Sedimentpetrographie und Beckengenetische Aspekte. *Geologische, Paläontologische Mitteilungen*, Band 17, S. 31-38, Innsbruck.

VAN HUSEN, D. (1981): Geologisch-sedimentologische Aspekte im Quartär von Österreich. Mitteilungen der Österreichischen Geologischen Gesellschaft, 74/75, S. 197-230, Wien.

VAN HUSEN, D. (1983a): A model of valley bottom sedimentation during climatic changes in a humid alpine environment – In: EVENSON, SCHLÜCHTER & RABASSA (eds.). Tills and Related Deposits, 345-349, A.A. Balkema, Rotterdam.

VAN HUSEN, D. (1983b): General sediment development in relation to the climatic changes during Würm in the eastern Alps. – In: EVENSON, SCHLÜCHTER & RABASSA (eds.). Tills and Related Deposits, 345-349, A.A. Balkema, Rotterdam.

VAN HUSEN, D. (1986): Bau- und hydrogeologische Bedeutung eiszeitlicher Vorgänge. Mitteilungen der Gesellschaft Geologischer Bergbaustudenten Österreichs 33, S. 23-45, Wien.

VAN HUSEN, D. (2000): Geological Processes during the Quaternary. Mitteilungen der Österreichischen Geologischen Gesellschaft 92, S. 135-156, Wien.

VAN HUSEN, D., MAYR, M., (2007): The Hole of Bad Aussee. An unexpected overdeepened area in NW Steiermark, Austria. Austrian Journal of Earth Sciences, Volume 100, S. 128-136, Vienna.

VON EYNATTEN, H., (1996): Provenanzanalyse kretazischer Siliziklastika aus den Nördlichen Kalkalpen – Petrographie, Mineralchemie und Geochronologie des frühalpisch umgelagerten Detritus. Dissertation, Fachbereich Geowissenschaften, Johannes Gutenberg-Universität, Mainz.

WEBER, F., SCHMID, C., AIGNER, H., NIESNER, E., FRANK, J., POLTNIG, W., SUTTERLÜTTI, V.M., BERNHARD, M., (1990a): Tiefenwässer im unteren Inntal: Endbericht – Geophysikalische Ergebnisse, hydrogeologische Ergebnisse, Geologische und sedimentpetrologische Beschreibung der Bohrungen Wattens I, Wörgel I und Reutte I, Bibl.Geol.Bundesanstalt / Wissenschaftliches Archiv

WEBER, F., SCHMID, C., FIGALA, G. (1990b): Vorläufige Ergebnisse Reflexionsseismischer Messungen im Quartär des Inntals/Tirol. Zeitschrift für Gletscherkunde und Glazialgeologie 26, S. 121-14

11. Daten

11.1. Daten der Bohrung

Die wichtigsten Daten der Bohrung Wattens sind zusammengefasst und sind nachstehend ersichtlich, die Abkürzungen in der Spalte „Sortierung“ (= Maß der Standardabweichung) stammen von G.M. FRIEDMANN (1962) und bedeuten:

Φ : $\ll 0,35$ = VWS: very well sorted

Φ : $0,35 - 0,50$ = WS: well sorted

Φ : $0,50 - 0,80$ = MWS: moderately well sorted

Φ : $0,80 - 1,40$ = MS: moderately sorted

Φ : $1,40 - 2,00$ = PS: poorly sorted

Φ : $2,00 - 2,60$ = VPS: very poorly sorted

Φ : $\gg 2,60$ = EPS: extremely poorly sorted

Proben numer	Profil- meter	Kies (in %)	Sand (in %)	Silt,Ton (in %)	Klassifizierung	Sortier- ung	Mittel- wert	Standard abw.	Schiefe
1	11	76,20	23,80	0,00	sandiger Kies	MS	-1,77	0,95	0,31
2	12			0,00	sandiger Kies				
3	13			0,00	sandiger Kies				
4	14			0,00	Sand-Kies				
5	15	58,90	41,10	0,00	Sand-Kies	MS	-1,05	1,04	0,70
6	16	53,70	46,30	0,00	Sand-Kies	MS	0,99	1,06	0,46
7	17	88,90	11,10	0,00	sandiger Kies	MS	-2,07	0,91	1,52
8	18	80,60	19,40	0,00	sandiger Kies	MS	-1,77	0,99	1,04
9	19	66,00	34,00	0,00	Sand-Kies	MS	-1,31	1,25	0,83
10	20	91,40	8,60	0,00	Kies	MS	-2,51	0,89	1,49
11	21	91,90	8,10	0,00	Kies	MS	-2,59	0,89	1,69
12	22	94,10	5,90	0,00	Kies	MS	-2,07	0,82	1,87
13	23	98,50	1,50	0,00	Kies	MWS	-3,01	0,57	2,81
14	24	96,40	3,60	0,00	Kies	MWS	-2,94	0,73	2,78
15	25	95,20	4,80	0,00	Kies	MWS	-2,85	0,81	2,37
16	26	95,08	4,92	0,00	Kies	MS	-2,86	0,83	2,69
17	27	94,25	4,75	0,00	Kies	MS	-2,81	0,82	2,15
18	28	97,12	2,88	0,00	Kies	MWS	-3,01	0,66	2,92
19	29	96,22	3,78	0,00	Kies	MWS	-2,92	0,76	2,17
20	30	95,94	4,06	0,00	Kies	MWS	-2,93	0,77	2,51
21	31	95,96	4,04	0,00	Kies	MWS	-2,95	0,77	2,55
22	32	96,14	3,86	0,00	Kies	MWS	-2,96	0,75	2,55
23	33	95,43	4,57	0,00	Kies	MWS	-2,95	0,79	2,45
24	34	95,04	4,96	0,00	Kies	MS	-2,92	0,82	2,29
25	35	95,46	4,54	0,00	Kies	MS	-2,94	0,81	2,34
26	36	94,20	5,80	0,00	Kies	MS	-2,82	0,89	2,16
27	37	95,45	4,55	0,00	Kies	MS	-2,88	0,82	2,09
28	38	91,00	9,00	0,00	Kies	MS	-2,65	1,01	1,68
29	39	68,22	31,78	0,00	Sand-Kies	MS	-1,60	1,26	0,06
30	40	63,86	36,14	0,00	Sand-Kies	MS	-1,19	1,05	0,41

31	41	63,73	36,27	0,00	Sand-Kies	MS	-1,15	1,01	0,68
32	42	63,08	36,92	0,00	Sand-Kies	MS	-1,19	1,04	0,57
33	43	72,30	27,70	0,00	Sand-Kies	MS	-1,42	1,08	0,75
34	44	78,21	21,79	0,00	sandiger Kies	MS	-1,57	0,90	0,91
35	45	85,74	14,26	0,00	sandiger Kies	MS	-1,88	0,86	0,70
36	46	85,07	14,93	0,00	sandiger Kies	MS	-1,78	0,82	0,75
37	47	81,98	18,02	0,00	sandiger Kies	MS	-1,79	0,94	0,94
38	48	80,47	19,53	0,00	sandiger Kies	MS	-1,72	1,02	0,93
39	49	68,21	31,79	0,00	Sand-Kies	MS	-1,31	0,96	0,36
40	50	61,56	38,44	0,00	Sand-Kies	MS	-1,11	0,98	0,45
41	51	53,00	47,00	0,00	Sand-Kies	MS	-0,80	1,15	0,65
42	52	56,38	43,62	0,00	Sand-Kies	MS	-0,89	1,16	0,68
43	53	63,02	36,98	0,00	Sand-Kies	MS	-1,09	1,04	0,83
44	54	65,60	34,40	0,00	Sand-Kies	MS	-1,23	1,06	0,56
45	55	64,01	35,99	0,00	Sand-Kies	MS	-1,22	1,09	0,63
46	56	57,39	42,61	0,00	Sand-Kies	MS	-0,96	0,95	0,73
47	57	83,90	16,10	0,00	sandiger Kies	MS	-1,85	0,92	0,72
48	58	82,60	17,40	0,00	sandiger Kies	MS	-1,81	0,95	0,81
49	59	85,40	14,60	0,00	sandiger Kies	MS	-1,97	0,94	0,70
50	60	90,35	9,65	0,00	Kies	MS	-2,13	0,88	0,75
51	61	88,49	11,51	0,00	sandiger Kies	MS	-2,13	0,96	0,97
52	62	92,99	7,01	0,00	Kies	MS	-2,34	0,84	0,94
53	63	90,00	10,00	0,00	sandiger Kies	MS	-2,32	0,97	1,16
54	64	92,54	7,46	0,00	Kies	MS	-2,50	0,97	1,52
55	65	91,34	8,66	0,00	Kies	MS	-2,49	0,98	1,14
56	66	95,69	4,27	0,04	Kies	MS	-2,83	0,95	3,04
57	67	95,73	4,23	0,04	Kies	MS	-2,91	0,87	2,72
58	68	96,05	3,95	0,00	Kies	MS	-2,86	0,85	2,12
59	69	97,96	2,04	0,00	Kies	MWS	-3,08	0,68	2,80
60	70	95,19	4,81	0,00	Kies	MS	-2,82	0,93	2,27
61	71	96,12	3,88	0,00	Kies	MS	-2,71	0,85	1,59
62	72	96,82	3,18	0,00	Kies	MS	-2,90	0,84	2,98
63	73	96,40	3,60	0,00	Kies	MS	-2,90	0,83	2,62
64	74	94,94	5,06	0,00	Kies	MS	-2,72	0,98	2,31
65	75	96,59	3,41	0,00	Kies	MWS	-3,13	0,79	3,71
66	76	96,80	3,20	0,00	Kies	MWS	-3,02	0,77	2,67
67	77	96,93	3,07	0,00	Kies	MS	-2,95	0,80	3,09
68	78	95,83	4,17	0,00	Kies	MS	-2,99	0,93	3,41
69	79	96,81	3,19	0,00	Kies	MWS	-2,99	0,78	2,66
70	80	97,65	2,35	0,00	Kies	MWS	-3,07	0,74	4,03
71	81	97,77	2,23	0,00	Kies	MWS	-3,15	0,72	4,44
72	82	97,05	2,95	0,00	Kies	MWS	-3,06	0,79	3,61
73	83	96,20	3,80	0,00	Kies	MWS	-2,81	0,83	2,03
74	84	96,02	3,98	0,00	Kies	MWS	-2,94	0,78	2,66
75	85	94,62	5,38	0,00	Kies	MS	-2,81	0,89	2,12
76	86	94,11	5,89	0,00	Kies	MS	-2,89	0,91	2,19
77	87	90,65	9,35	0,00	Kies	MS	-2,64	1,11	1,73

78	88	90,35	9,65	0,00	Kies	MS	-2,64	1,06	1,37
79	89	84,07	15,93	0,00	sandiger Kies	MS	-2,25	1,17	0,93
80	90	91,16	8,84	0,00	Kies	MS	-2,64	1,05	1,52
81	91	84,39	15,61	0,00	sandiger Kies	MS	-2,21	1,12	1,00
82	92	80,33	19,58	0,09	sandiger Kies	MS	-2,09	1,27	1,25
83	93	81,72	18,26	0,02	sandiger Kies	MS	-2,20	1,24	1,05
84	94	79,16	20,70	0,14	sandiger Kies	MS	-1,97	1,28	1,40
85	95	78,74	19,49	1,77	sandiger Kies	PS	-1,86	1,69	2,77
86	96	73,57	22,28	4,15	sandiger Kies	VPS	-1,62	2,27	2,38
87	97	68,04	26,21	5,75	Sand-Kies	VPS	-1,33	2,50	2,10
88	98	71,27	24,13	4,60	sandiger Kies	VPS	-1,48	2,32	2,26
89	99	68,98	25,01	6,01	Sand-Kies	VPS	-1,39	2,57	2,10
90	100	63,52	29,02	7,46	Sand-Kies	EPS	-1,02	2,73	1,82
91	101	60,65	30,97	8,38	Sand-Kies	EPS	-0,78	2,80	1,72
92	102	64,76	30,13	5,11	Sand-Kies	VPS	-1,29	2,48	1,92
93	103	77,75	22,25	0,00	sandiger Kies	MS	-2,08	1,27	0,73
94	104	76,11	23,84	0,05	sandiger Kies	MS	-1,95	1,35	1,05
95	105	72,80	22,92	4,28	sandiger Kies	VPS	-1,61	2,29	2,32
96	106	77,04	22,74	0,22	sandiger Kies	MS	-1,85	1,34	1,46
97	107	37,68	62,26	0,06	Kies-Sand	MS	-0,73	1,13	0,02
98	108	26,82	73,15	0,03	Kies-Sand	MWS	-0,58	0,74	1,00
99	109	31,28	68,65	0,07	Kies-Sand	MWS	-0,66	0,74	1,49
100	110	24,64	75,33	0,03	kiesiger Sand	MWS	-0,54	0,72	1,13
101	111	34,61	65,36	0,03	Kies-Sand	MWS	-0,69	0,69	1,52
102	112	50,27	49,70	0,03	Sand-Kies	MWS	-0,87	0,68	1,71
103	113	81,76	18,21	0,03	sandiger Kies	MWS	-1,55	0,94	1,12
104	114	81,76	18,22	0,02	sandiger Kies	MS	-1,79	0,94	1,12
105	115	88,38	11,62	0,00	sandiger Kies	MS	-1,92	0,94	0,96
106	116	83,88	16,12	0,00	sandiger Kies	MS	-1,88	1,05	1,02
107	117	84,76	15,16	0,08	sandiger Kies	MS	-2,27	1,11	1,82
108	118	74,75	25,22	0,03	Sand-Kies	MS	-1,78	1,15	0,65
109	119	89,52	10,48	0,00	sandiger Kies	MS	-2,02	0,85	0,69
110	120	40,60	59,24	0,16	Kies-Sand	MS	-0,74	1,29	0,23
111	121	65,42	34,53	0,05	Sand-Kies	MS	-1,32	1,14	0,66
112	122	17,92	81,87	0,21	kiesiger Sand	MS	-0,25	1,21	-0,23
113	123	25,98	73,91	0,11	Kies-Sand	MS	-0,56	0,89	0,49
114	124	30,54	69,35	0,11	Kies-Sand	MS	-0,66	0,94	0,38
115	125	38,21	61,70	0,09	Kies-Sand	MWS	-0,76	0,78	0,84
116	126	21,07	78,73	0,20	kiesiger Sand	MS	-0,43	0,82	1,86
117	127	33,76	66,15	0,09	Kies-Sand	MWS	-0,62	0,78	1,33
118	128	40,48	59,45	0,07	Kies-Sand	MWS	-0,72	0,77	1,20
119	129	54,71	45,27	0,02	Sand-Kies	MS	-0,94	0,82	0,80
120	130	66,31	33,65	0,04	Sand-Kies	MS	-1,43	1,10	0,51
121	131	69,13	30,83	0,04	Sand-Kies	MS	-1,48	1,03	0,62
122	132	56,90	43,08	0,02	Sand-Kies	MS	-1,50	1,36	0,08
123	133	54,11	45,82	0,07	Sand-Kies	MS	-1,31	1,32	0,21
124	134	64,03	35,88	0,09	Sand-Kies	MS	-1,38	1,17	0,56

125	135	83,26	16,65	0,09	sandiger Kies	MS	-1,78	1,05	1,24
126	136	83,99	15,93	0,08	sandiger Kies	MS	-2,00	1,13	1,53
127	137	84,71	15,20	0,09	sandiger Kies	MS	-1,97	1,07	1,38
128	138	73,40	26,52	0,08	Sand-Kies	MS	-1,67	1,17	0,87
129	139	64,10	35,71	0,19	Sand-Kies	MS	-1,50	1,32	0,73
130	140	40,19	59,75	0,06	Kies-Sand	MS	-0,80	0,85	0,35
131	141	64,95	34,97	0,08	Sand-Kies	MS	-1,63	1,30	0,61
132	142	87,55	12,36	0,09	sandiger Kies	MS	-2,40	1,07	1,98
133	143	78,39	21,54	0,07	sandiger Kies	MS	-1,94	1,12	1,15
134	144	81,88	18,00	0,12	sandiger Kies	MS	-1,94	1,19	1,55
135	145	80,13	19,79	0,08	sandiger Kies	MS	-1,99	1,23	1,38
136	146	66,08	33,67	0,25	Sand-Kies	MS	-1,41	1,27	1,26
137	147	68,22	31,40	0,38	Sand-Kies	MS	-1,49	1,32	1,41
138	148	77,57	22,27	0,16	sandiger Kies	MS	-1,74	1,19	1,47
139	149	74,29	25,45	0,26	Sand-Kies	MS	-1,68	1,27	1,48
140	150	34,04	65,69	0,27	Kies-Sand	MS	-0,58	1,28	0,47
141	151	55,48	44,41	0,11	Sand-Kies	DS	-1,31	1,43	0,24
142	152	43,95	55,89	0,16	Kies-Sand	MS	-0,93	1,31	0,16
143	153	60,55	39,25	0,20	Sand-Kies	MS	-1,06	1,03	1,55
144	154	86,31	13,57	0,12	sandiger Kies	MS	-1,05	1,00	1,76
145	155	89,99	9,96	0,05	Kies	MS	-2,11	0,88	1,35
146	156	87,66	12,28	0,06	sandiger Kies	MS	-2,02	0,96	1,64
147	157	74,77	25,19	0,04	Sand-Kies	MS	-1,67	1,08	0,92
148	158	71,66	28,23	0,11	Sand-Kies	MS	-1,61	1,21	1,08
149	159	67,58	32,28	0,14	Sand-Kies	MS	-1,35	1,13	1,18
150	160	88,97	11,00	0,03	sandiger Kies	MS	-2,16	0,98	1,05
151	161	86,79	13,15	0,06	sandiger Kies	MS	-2,00	0,95	1,55
152	162	71,76	28,00	0,24	Sand-Kies	MS	-1,42	1,17	1,72
153	163	66,18	33,52	0,30	Sand-Kies	MS	-1,26	1,25	1,57
154	164	77,12	22,76	0,12	sandiger Kies	MS	-1,64	1,16	1,32
155	165	72,86	27,08	0,06	Sand-Kies	MS	-1,63	1,10	0,74
156	166	41,49	58,28	0,23	Kies-Sand	MS	-0,65	1,06	1,51
157	167	65,16	34,78	0,06	Sand-Kies	MS	-1,25	0,98	0,82
158	168	74,90	24,83	0,27	Sand-Kies	MS	-1,57	1,16	1,71
159	169	80,29	19,62	0,09	sandiger Kies	MS	-1,83	1,12	1,29
160	170	39,89	59,91	0,20	Kies-Sand	MS	-0,77	1,24	0,54
161	171	48,84	50,52	0,64	Kies-Sand	MS	-0,91	1,35	1,53
162	172	44,04	55,57	0,39	Kies-Sand	MS	-0,84	1,27	0,93
163	173	50,54	49,18	0,28	Sand-Kies	MS	-0,94	1,17	1,18
164	174	44,54	55,33	0,13	Kies-Sand	MS	-0,84	1,05	0,71
165	175	38,38	58,26	3,36	Kies-Sand	PS	-0,39	1,79	2,34
166	176	32,79	65,12	2,09	Kies-Sand	PS	-0,31	1,50	2,55
167	177	54,35	43,93	1,72	Sand-Kies	PS	-0,68	1,63	2,06
168	178	57,45	42,55	0,00	Sand-Kies	MS	-1,06	0,85	0,49
169	179	51,19	43,02	5,79	Sand-Kies	VPS	-0,54	2,31	1,94
170	180	45,30	47,99	6,71	Kies-Sand	VPS	-0,38	2,21	2,20
171	181	53,00	40,01	6,99	Sand-Kies	VPS	-0,37	2,33	2,20

172	182	38,82	55,36	5,82	Kies-Sand	VPS	-0,17	2,16	2,03
173	183	67,85	27,77	4,38	Sand-Kies	VPS	-1,04	2,01	2,83
174	184	49,56	43,63	6,81	Kies-Sand	VPS	-0,35	2,35	2,03
175	185	58,89	37,14	3,97	Sand-Kies	PS	-0,77	1,93	2,66
176	186	57,05	36,58	6,37	Sand-Kies	VPS	-0,47	2,36	2,04
177	187	50,60	43,19	6,21	Sand-Kies	VPS	-0,39	2,20	2,38
178	188	36,23	53,93	9,84	Kies-Sand	VPS	0,27	2,56	1,67
179	189	27,02	64,60	8,38	Kies-Sand	VPS	0,15	2,26	2,24
180	190	26,69	67,57	5,74	Kies-Sand	VPS	-0,07	2,01	2,40
181	191	34,02	60,44	5,54	Kies-Sand	PS	-0,22	1,94	2,78
182	192	37,64	61,24	1,12	Kies-Sand	MS	-0,63	1,21	2,93
183	193	34,44	44,38	21,18	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,97	3,29	1,12
184	194	38,10	52,32	9,58	Kies-Sand	VPS	0,09	2,48	1,97
185	195	31,91	53,88	14,21	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,55	2,82	1,57
186	196	24,81	63,81	11,38	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,41	2,55	1,85
187	197	29,44	48,84	21,72	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,11	3,27	1,07
188	198	13,66	75,26	11,08	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,78	2,41	1,74
189	199	24,81	63,81	11,38	schluffig, kiesiger Sand	EPS			
190	200	19,70	54,34	25,96	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,54	3,39	0,23
191	201	18,51	54,30	27,19	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,68	3,38	0,80
192	202	17,17	63,06	19,77	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,27	3,01	1,17
193	203	27,36	39,57	33,07	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,96	3,76	0,48
194	204	25,46	54,51	20,03	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,11	3,13	1,14
195	205	20,91	59,76	19,33	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,24	3,02	1,13
196	206	23,33	41,86	34,81	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,24	3,64	0,40
197	207	8,17	80,54	11,29	schluffiger Sand	VPS	1,10	2,34	1,64
198	208	17,68	41,67	40,65	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,61	3,73	0,25
199	209	17,55	55,29	27,16	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,69	3,37	0,81
200	210	17,87	56,76	25,37	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,53	3,30	0,92
201	211	8,58	60,61	30,81	schluffiger Sand	EPS	2,17	3,34	0,63
202	212	13,98	63,00	23,02	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,62	3,14	0,90
203	213	7,22	73,17	19,61	schluffiger Sand	EPS	1,61	2,83	1,14
204	214	14,05	54,18	31,77	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,16	3,45	0,55
205	215	20,45	14,97	64,58	sandig, kiesiger Schluff	EPS	4,27	3,90	0,87
206	216	24,99	16,31	58,70	sandig, kiesiger Schluff	EPS	3,71	4,18	-0,63
207	217	11,62	8,44	79,94	kiesiger Schluff	EPS	5,41	3,28	1,69
208	218	16,40	14,75	68,85	sandig, kiesiger Schluff	EPS	4,55	3,79	-1,03
209	219	37,56	11,31	51,13	sandiger Kies-Schluff	EPS	2,73	4,47	-1,18

210	220	29,82	14,83	55,35	sandiger Kies-Schluff	EPS	3,24	4,34	-0,39
211	221	20,32	14,62	65,06	sandig, kiesiger Schluff	EPS	4,18	3,99	-0,79
212	222	25,72	19,46	54,82	sandiger Kies-Schluff	EPS	3,34	4,18	-0,38
213	223	19,88	18,83	61,29	sandig, kiesiger Schluff	EPS	4,00	3,93	-0,66
214	224	21,04	13,96	65,00	sandig, kiesiger Schluff	EPS	4,23	3,95	-0,83
215	225	8,57	17,63	73,80	sandiger Schluff	EPS	5,23	3,15	-1,40
216	226	10,86	13,35	75,79	kiesig, sandiger Schluff	EPS	5,30	3,28	1,66
217	227	15,21	18,42	66,37	kiesig, sandiger Schluff	EPS	4,51	3,71	-0,97
218	228	19,23	15,27	65,50	sandig, kiesiger Schluff	EPS	4,33	3,94	-0,96
219	229	11,91	19,32	68,77	kiesig, sandiger Schluff	EPS	4,80	3,50	-1,17
220	230	16,56	20,02	63,42	kiesig, sandiger Schluff	EPS	4,29	3,78	-0,82
221	231	13,97	21,82	64,21	kiesig, sandiger Schluff	EPS	4,45	3,62	-0,87
222	232	14,03	17,85	68,12	kiesig, sandiger Schluff	EPS	4,68	3,63	-1,13
223	233	10,15	19,26	70,59	kiesig, sandiger Schluff	EPS	4,97	3,34	-1,20
224	234	16,98	17,37	65,65	kiesig, sandiger Schluff	EPS	4,44	3,74	-0,92
225	235	9,83	18,23	71,94	sandiger Schluff	EPS	5,12	3,26	-1,39
226	236	10,03	17,55	72,42	kiesig, sandiger Schluff	EPS	5,05	3,37	-1,37
227	237	26,05	12,78	61,17	sandiger Kies-Schluff	EPS	3,77	4,27	-0,69
228	238	19,94	14,71	65,35	sandig, kiesiger Schluff	EPS	4,26	3,95	-0,88
229	239	25,04	12,60	62,36	sandiger Kies-Schluff	EPS	3,91	4,18	-0,74
230	240	21,55	11,26	67,19	sandig, kiesiger Schluff	EPS	4,30	4,05	-0,94
231	241	12,08	11,42	76,50	sandig, kiesiger Schluff	EPS	5,20	3,40	-1,49
232	242	10,47	10,56	78,97	kiesig, sandiger Schluff	EPS	5,41	3,25	-1,73
233	243	9,09	8,09	82,82	Schluff	EPS	5,67	3,06	-2,04
234	244	33,13	14,05	52,82	sandiger Kies-Schluff	EPS	2,92	4,45	-0,26
235	245	25,86	20,13	54,01	sandiger Kies-Schluff	EPS	3,27	4,14	-0,29
236	246	16,13	34,07	49,80	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,24	3,85	-0,13
237	247	18,66	28,05	53,29	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,43	3,95	-0,31
238	248	42,98	39,23	17,79	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,31	3,31	1,26
239	249	31,90	30,62	37,48	Sand-Kies-Schluff	EPS	1,98	4,05	0,30
240	250	45,54	29,65	24,81	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,90	3,84	0,72
241	251	47,22	37,87	14,91	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,09	3,14	1,41
242	252	46,10	44,44	9,46	Sand-Kies	VPS	-0,11	2,57	1,90
243	253	33,56	41,93	24,51	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,22	3,48	0,88

244	254	36,89	37,90	25,21	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,21	3,66	0,69
245	255	22,88	46,25	30,87	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,11	3,53	0,44
246	256	29,19	53,11	17,70	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,95	3,07	1,17
247	257	39,32	34,20	26,48	schluffiger Sand-Kies	EPS	1,10	3,81	0,67
248	258	35,05	38,99	25,96	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,22	3,67	0,71
249	259	41,77	29,26	28,97	schluffig, sandiger Kies	EPS	1,28	3,91	0,58
250	260	47,49	32,95	19,56	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,54	3,45	1,09
251	261	70,31	20,86	8,83	Sand-Kies	EPS	-0,82	2,67	2,19
252	262	78,83	14,75	6,42	sandiger Kies	VPS	-1,28	2,43	2,57
253	263	82,64	9,20	8,16	Kies	EPS	-1,35	2,70	2,43
254	264	73,78	16,20	10,02	sandiger Kies	EPS	-0,87	2,88	2,00
255	265	71,79	18,65	9,56	sandiger Kies	EPS	-0,84	2,84	1,97
256	266	74,38	17,93	7,69	sandiger Kies	EPS	-1,06	2,68	2,23
257	267	75,80	17,01	7,19	sandiger Kies	VPS	-1,08	2,52	2,40
258	268	74,33	3,07	22,60	sandiger Kies	PS	-1,37	1,80	3,12
259	269	78,03	17,30	4,67	sandiger Kies	VPS	-1,33	2,10	2,93
260	270	67,47	25,23	7,30	Sand-Kies	VPS	-0,83	2,49	2,25
261	271				sandiger Kies				
262	272	60,27	28,10	11,63	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,37	2,93	1,75
263	273	62,85	30,40	6,75	Sand-Kies	VPS	-0,77	2,39	2,28
264	274	69,92	25,46	4,62	Sand-Kies	VPS	-1,14	2,10	2,71
265	275	70,34	23,16	6,50	sandiger Kies	VPS	-1,06	2,41	2,40
266	276	64,76	27,61	7,63	Sand-Kies	VPS	-0,75	2,52	2,18
267	277	49,03	33,07	17,90	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,44	3,41	1,08
268	278	42,22	38,92	18,86	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,71	3,35	1,04
269	279	57,97	32,09	9,94	Sand-Kies	EPS	-0,45	2,79	1,82
270	280	54,14	32,81	13,05	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,16	3,08	1,56
271	281	60,01	30,17	9,82	Sand-Kies	EPS	-0,51	2,75	1,90
272	282	57,50	26,62	15,88	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,11	3,38	1,32
273	283	64,45	29,65	5,90	Sand-Kies	VPS	-1,02	2,33	2,33
274	284	63,99	23,49	12,52	schluffig, sandiger Kies	EPS	-0,36	3,08	1,66
275	285	59,11	32,06	8,83	Sand-Kies	EPS	-0,56	2,69	1,89
276	286	58,65	30,04	11,31	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,39	2,93	1,71
277	287	58,69	29,59	11,72	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,31	2,94	1,68
278	288	63,56	30,27	6,17	Sand-Kies	VPS	-0,79	2,38	2,18
279	289	59,31	33,00	7,69	Sand-Kies	VPS	-0,58	2,46	2,19
280	290	63,92	27,34	8,74	Sand-Kies	EPS	-0,67	2,73	1,88
281	291	66,80	25,85	7,35	Sand-Kies	VPS	-0,77	2,51	2,17
282	292	76,07	18,45	5,48	sandiger Kies	VPS	-1,15	2,24	2,67
283	293	72,01	22,01	5,98	sandiger Kies	VPS	-1,03	2,35	2,44
284	294	57,90	34,74	7,36	Sand-Kies	VPS	-0,49	2,38	2,26
285	295	71,48	19,54	8,98	sandiger Kies	EPS	-0,75	2,72	2,08
286	296	76,66	16,50	6,84	sandiger Kies	VPS	-1,09	2,44	2,56
287	297	62,46	29,38	8,16	Sand-Kies	VPS	-0,56	2,51	2,20
288	298	64,62	25,54	9,84	Sand-Kies	EPS	-0,52	2,74	1,99

289	299	45,25	50,22	4,53	Kies-Sand	VPS	-0,32	2,27	1,40
290	300	16,29	79,72	3,99	kiesiger Sand	PS	0,68	1,97	0,91
291	301	8,36	82,65	8,99	Sand	VPS	1,33	2,15	1,34
292	302	5,67	84,33	10,00	Sand	VPS	1,40	2,13	1,53
293	303	7,69	82,48	9,83	Sand	VPS	1,18	2,21	1,56
294	304	5,08	82,45	12,47	schluffiger Sand	VPS	1,77	2,27	1,23
295	305	3,04	87,78	9,18	Sand	VPS	1,55	2,02	1,56
296	306	10,49	78,69	10,82	kiesig, schluffiger Sand	VPS	1,41	2,34	1,13
297	307	36,91	54,47	8,62	Kies-Sand	EPS	0,28	2,61	1,25
298	308	60,33	27,19	12,48	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,26	3,02	1,63
299	309	65,02	26,22	8,76	Sand-Kies	EPS	-0,67	2,64	2,07
300	310	62,50	28,27	9,23	Sand-Kies	EPS	-0,68	2,76	1,90
301	311	63,07	26,44	10,49	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,51	2,89	1,77
302	312	57,52	32,33	10,15	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,42	2,85	1,70
303	313	29,76	41,67	28,57	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,89	3,58	0,45
304	314	43,10	40,46	16,44	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,64	3,27	1,01
305	315	43,87	32,88	23,25	schluffiger Sand-Kies	EPS	1,06	3,60	0,77
306	316	44,51	39,52	15,97	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,44	3,27	1,09
307	317	47,64	36,94	15,42	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,30	3,24	1,18
308	318	39,91	38,86	21,23	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,91	3,52	0,82
309	319	31,00	52,20	16,80	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,79	3,11	1,12
310	320	54,83	26,59	18,58	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,11	3,53	1,11
311	321	34,64	42,53	22,83	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,17	3,46	0,82
312	322	38,30	39,13	22,57	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,02	3,52	0,84
313	323	48,84	33,68	17,48	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,38	3,45	1,10
314	324	35,24	41,82	22,94	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,29	3,42	0,79
315	325	49,91	31,63	18,46	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,52	3,37	1,12
316	326	52,18	31,20	16,62	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,33	3,29	1,23
317	327	44,53	35,68	19,79	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,77	3,41	0,99
318	328	52,20	31,51	16,29	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,26	3,29	1,24
319	329	58,55	27,32	14,13	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,01	3,15	1,44
320	330	45,29	37,48	17,23	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,53	3,24	1,20
321	331	50,83	32,16	17,01	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,37	3,32	1,17
322	332	45,93	34,73	19,34	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,66	3,38	1,08
323	333	58,48	27,77	13,75	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,12	3,17	1,45
324	334	39,49	44,68	15,83	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,68	3,15	1,08
325	335	40,64	40,45	18,91	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,76	3,37	0,96
326	336	49,31	37,42	13,27	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,06	3,01	1,49
327	337	50,68	34,64	14,68	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,15	3,12	1,41
328	338	45,65	38,96	15,39	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,47	3,15	1,22
329	339	44,75	35,37	19,88	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,76	3,41	1,00
330	340	49,79	35,50	14,71	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,23	3,16	1,36
331	341	48,30	33,36	18,34	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,53	3,33	1,18
332	342	40,04	40,23	19,73	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,81	3,38	0,99
333	343	32,79	43,15	24,06	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,48	3,50	0,63

334	344	33,78	41,90	24,32	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,40	3,48	0,74
335	345	26,73	38,75	34,52	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,11	3,80	0,33
336	346	27,57	51,63	20,80	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,13	3,29	0,94
337	347	27,79	54,09	18,12	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,02	3,10	1,09
338	348	13,27	57,08	29,65	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,20	3,34	0,54
339	349	20,41	50,53	29,06	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,00	3,47	0,49
340	350	10,47	49,09	40,44	kiesiger Schluff-Sand	EPS	3,11	3,43	0,04
341	351	12,88	41,99	45,13	kiesiger Schluff-Sand	EPS	3,32	3,56	-0,14
342	352	19,77	45,31	34,92	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,66	3,61	0,13
343	353	19,67	43,14	37,19	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,59	3,65	0,16
344	354	21,51	41,08	37,41	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,57	3,70	0,14
345	355	15,58	39,48	44,94	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,07	3,70	0,00
346	356	22,41	35,48	42,11	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,84	3,80	0,00
347	357	21,35	40,05	38,60	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,70	3,68	0,09
348	358	29,74	41,87	28,39	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,70	3,61	0,58
349	359	36,54	37,16	26,30	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,44	3,53	0,75
350	360	49,37	33,51	17,12	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,35	3,25	1,30
351	361	44,73	36,04	19,23	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,59	3,38	1,09
352	362	44,77	35,85	19,38	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,63	3,36	1,13
353	363	37,32	36,05	26,63	Schluff-Sand-Kies	EPS	0,58	3,15	1,20
354	364	30,21	34,75	35,04	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,05	3,88	0,30
355	365	31,35	38,71	29,94	schluffiger Kies-Sand	EPS	1,64	3,73	0,56
356	366	26,78	33,58	39,64	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,53	3,88	0,09
357	367	26,89	34,86	38,25	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,54	3,80	0,12
358	368	19,68	35,68	44,64	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,12	3,76	-0,13
359	369	13,29	27,08	59,63	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,20	3,61	-0,68
360	370	9,69	24,95	65,36	sandiger Schluff	EPS	4,73	3,31	-0,92
361	371	11,21	32,88	55,91	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,16	3,46	-0,62
362	372	10,79	28,91	60,30	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,41	3,42	-0,77
363	373	8,86	30,95	60,19	Sand-Schluff	EPS	4,41	3,37	-0,72
364	374	6,56	29,93	63,51	Sand-Schluff	EPS	4,72	3,23	-0,95
365	375	20,15	36,98	42,87	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,77	3,83	0,07
366	376	12,70	40,60	46,70	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,24	3,67	-0,07
367	377	10,94	45,90	43,16	kiesiger Schluff-Sand	EPS	3,07	3,59	0,04
368	378	8,33	71,56	20,11	schluffiger Sand	EPS	1,33	2,96	1,25
369	379	7,55	77,83	14,62	schluffiger Sand	EPS	0,91	2,64	1,67
370	380	16,31	63,77	19,92	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,14	3,06	1,23
371	381	19,12	50,71	30,17	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,84	3,54	0,64
372	382	21,59	52,15	26,26	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,47	3,52	0,74
373	383	28,26	40,52	31,22	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,82	3,68	0,54
374	384	27,56	41,84	30,60	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,83	3,66	0,52
375	385	47,67	45,03	7,30	Sand-Kies	VPS	-0,43	2,35	2,18
376	386	58,56	31,16	10,28	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,50	2,80	1,86
377	387	57,69	30,18	12,13	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,39	3,03	1,64

378	388	40,60	28,01	31,39	sandiger Schluff-Kies	EPS	1,45	4,01	0,48
379	389	28,42	20,91	50,67	sandiger Kies-Schluff	EPS	3,09	4,17	-0,26
380	390	25,78	29,33	44,89	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,89	3,97	-0,10
381	391	26,83	18,35	54,82	sandiger Kies-Schluff	EPS	3,40	4,20	-0,45
382	392	15,28	35,04	49,68	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,32	3,81	-0,18
383	393	19,13	42,54	38,33	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,46	3,75	0,24
384	394	18,61	42,65	38,74	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,54	3,72	0,23
385	395	20,25	38,91	40,84	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,73	3,79	0,05
386	396	14,52	42,62	42,86	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,98	3,68	0,03
387	397	20,76	41,83	37,41	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,43	3,71	0,29
388	398	9,77	64,83	25,40	schluffiger Sand	EPS	1,69	3,24	0,90
389	399	22,89	40,78	36,33	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,23	3,80	0,30
390	400	14,63	32,72	52,65	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,61	3,75	-0,34
391	401	12,68	27,73	59,59	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,15	3,63	-0,63
392	402	16,71	34,84	48,45	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,35	3,73	-0,20
393	403	13,78	31,17	55,05	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,85	3,66	-0,44
394	404	18,09	32,31	49,60	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,36	3,79	-0,21
395	405	18,66	35,90	45,44	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,03	3,82	-0,07
396	406	15,13	33,63	51,24	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,56	3,72	-0,30
397	407	12,44	27,70	59,86	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,22	3,56	-0,64
398	408	22,49	38,75	38,76	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,64	3,75	0,10
399	409	18,08	49,64	32,28	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,20	3,52	0,48
400	410	19,21	41,83	38,96	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,67	3,70	0,15
401	411	21,58	42,65	35,77	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,46	3,68	0,22
402	412	16,19	32,04	51,77	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,49	3,78	-0,26
403	413	18,14	48,20	33,66	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,30	3,58	0,37
404	414	13,69	43,25	43,06	kiesiger Schluff-Sand	EPS	3,08	3,63	-0,02
405	415	10,58	34,92	54,50	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,79	3,66	-0,38
406	416	18,08	31,21	50,71	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,31	3,94	-0,28
407	417	6,98	32,16	60,86	Sand-Schluff	EPS	4,39	3,41	-0,68
408	418	2,56	15,09	82,35	sandiger Schluff	VPS	5,95	2,41	-2,13
409	419	1,15	22,10	76,75	sandiger Schluff	VPS	5,83	2,25	-1,69
410	420	5,17	16,40	78,43	sandiger Schluff	EPS	5,64	2,79	-1,86
411	421	3,25	22,61	74,14	sandiger Schluff	EPS	5,46	2,76	-1,46
412	422	2,79	29,73	67,48	Sand-Schluff	EPS	4,96	3,06	-0,97
413	423	11,12	33,80	55,08	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,84	3,66	-0,44
414	424	12,49	30,97	56,54	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,98	3,62	-0,51
415	425	14,66	33,28	52,06	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,69	3,70	-0,42
416	426	13,93	26,22	59,85	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,23	3,59	-0,70
417	427	12,82	27,70	59,48	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,17	3,58	-0,61
418	428	6,01	23,67	70,32	sandiger Schluff	EPS	5,12	3,04	-1,18
419	429	4,93	23,77	71,30	sandiger Schluff	EPS	5,21	2,97	-1,24
420	430	7,84	24,83	67,33	sandiger Schluff	EPS	4,84	3,27	-1,01
421	431	4,14	24,65	71,21	sandiger Schluff	EPS	5,20	2,98	-1,23
422	432	4,51	26,79	68,70	Sand-Schluff	EPS	5,03	3,05	-1,07
423	433	6,87	26,49	66,64	Sand-Schluff	EPS	4,86	3,19	-0,99
424	434	16,19	34,79	49,02	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,45	3,71	-0,26

425	435	21,52	26,77	51,71	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,45	3,94	-0,39
426	436	34,00	25,93	40,07	Sand-Kies-Schluff	EPS	2,22	4,15	0,13
427	437	28,07	33,08	38,85	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,36	3,98	0,11
428	438	13,90	28,39	57,71	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,03	3,67	-0,59
429	439	5,25	25,89	68,86	Sand-Schluff	EPS	5,06	3,05	-1,11
430	440	14,39	28,30	57,31	kiesiger Sand-Schluff	EPS	4,17	3,55	-0,70
431	441	7,99	28,29	63,72	Sand-Schluff	EPS	4,67	3,31	-0,94
432	442	8,96	36,46	54,58	Sand-Schluff	EPS	4,05	3,45	-0,50
433	443	5,53	32,80	61,67	Sand-Schluff	EPS	4,55	3,26	-0,73
434	444	10,91	42,68	46,41	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,42	3,54	-0,14
435	445	7,43	37,05	55,52	Sand-Schluff	EPS	4,02	3,48	-0,43
436	446	16,12	48,90	34,98	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,29	3,61	0,41
437	447	16,03	47,21	36,76	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,49	3,65	0,24
438	448	18,70	44,00	37,30	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,41	3,71	0,30
439	449	19,59	38,35	42,06	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,80	3,75	0,09
440	450	18,87	38,97	42,16	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,83	3,75	0,09
441	451	16,69	41,62	41,69	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,82	3,70	0,12
442	452	12,17	35,54	52,29	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,63	3,69	-0,31
443	453	11,75	40,71	47,54	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,41	3,61	-0,17
444	454	9,82	36,62	53,56	Sand-Schluff	EPS	3,83	3,56	-0,37
445	455	9,85	37,60	52,55	Sand-Schluff	EPS	3,75	3,58	-0,33
446	456	8,22	36,37	55,41	Sand-Schluff	EPS	3,99	3,50	-0,43
447	457	10,01	38,53	51,46	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,66	3,60	-0,29
448	458	11,62	35,16	53,22	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,73	3,66	-0,39
449	459	17,79	56,10	26,11	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,66	3,37	0,76
450	460	10,97	38,27	50,76	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,61	3,60	-0,26
451	461	16,72	40,71	42,57	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,91	3,72	0,04
452	462	16,46	34,82	48,72	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,39	3,73	-0,25
453	463	10,15	38,63	51,22	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,74	3,51	-0,29
454	464	13,88	40,52	45,60	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,25	3,61	-0,07
455	465	13,36	37,28	49,36	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,52	3,61	-0,22
456	466	8,73	44,97	46,30	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,30	3,56	-0,03
457	467	22,10	45,82	32,08	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,00	3,60	0,51
458	468	19,45	54,64	25,91	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,54	3,36	0,88
459	469	16,05	58,37	25,58	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,61	3,30	0,89
460	470	19,39	53,74	26,87	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,62	3,40	0,81
461	471	13,17	61,21	25,62	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,64	3,28	0,89
462	472	9,07	46,04	44,89	kiesiger Schluff-Sand	EPS	3,14	3,60	0,04
463	473	17,17	56,23	26,60	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,59	3,34	0,87
464	474	17,17	82,75	0,08	kiesiger Sand	MS	-1,64	1,00	1,27
465	475	72,75	27,23	0,02	Sand-Kies	MS	-1,39	0,89	0,80
466	476	91,72	8,26	0,02	Kies	MWS	-1,99	0,77	1,32
467	477	95,64	4,36	0,00	Kies	MWS	-2,50	0,79	2,06
468	478	99,52	0,48	0,00	Kies	MWS	-2,87	0,51	3,24
469	479	94,02	5,85	0,13	Kies	MWS	-2,42	0,96	3,04
470	480	80,17	10,12	9,71	schluffig-sandiger Kies	EPS	-1,25	2,92	2,15
471	481	86,85	13,13	0,02	sandiger Kies	MS	-2,15	0,99	0,98

472	482								
473	483	87,25	12,75		sandiger Kies	MS	-2,20	0,98	0,95
474	484	86,91	13,09		sandiger Kies	MS	-2,21	1,00	1,08
475	485	76,81	12,07	11,12	schluffig-sandiger Kies	EPS	-1,19	3,11	1,95
476	486	70,69	20,83	8,48	Sand-Kies	EPS	-1,14	2,77	2,07
477	487	81,86	14,53	3,61	sandiger Kies	VPS	-1,95	2,07	2,98
478	488	80,09	12,06	7,85	sandiger Kies	EPS	-1,65	2,78	2,35
479	489	82,39	9,44	8,17	sandiger Kies	EPS	-1,58	2,78	2,39
480	490	72,37	13,50	14,13	sandig-schluffiger Kies	EPS	-0,85	3,42	1,00
481	491	81,80	9,67	8,53	sandig-schluffiger Kies	EPS	-1,47	2,80	2,33
482	492	82,09	8,91	9,00	sandig-schluffiger Kies	EPS	-1,46	2,87	2,29
483	493	88,04	7,48	4,48	Kies	VPS	-2,11	2,24	3,22
484	494	75,36	19,92	4,72	sandiger Kies	VPS	-1,49	2,22	2,60
485	495	78,90	16,47	4,63	sandiger Kies	VPS	-1,61	2,20	2,75
486	496	69,49	23,22	7,29	sandiger Kies	VPS	-1,11	2,58	2,17
487	497	75,89	18,65	5,46	sandiger Kies	VPS	-1,42	2,31	2,58
488	498	78,45	16,59	4,96	sandiger Kies	VPS	-1,35	2,15	2,86
489	499	70,14	24,98	4,88	Sand-Kies	VPS	-1,32	2,18	2,65
490	500	75,76	22,13	2,11	sandiger Kies	PS	-1,67	1,65	3,05
491	501	65,42	31,00	3,58	Sand-Kies	PS	-1,21	1,90	2,79
492	502	62,46	31,89	5,65	Sand-Kies	VPS	-1,01	2,24	2,46
493	503	60,77	37,06	2,17	Sand-Kies	PS	-1,16	1,58	2,89
494	504	59,83	40,17	0,00	Sand-Kies	MWS	-1,08	0,78	0,03
495	505	57,18	42,82	0,00	Sand-Kies	MWS	-1,02	0,77	0,24
496	506	42,28	57,72	0,00	Kies-Sand	MS	-0,83	0,84	0,09
497	507	36,82	63,18	0,00	Kies-Sand	MS	-0,30	1,24	0,13
498	508	77,29	22,66	0,05	sandiger Kies	MS	-1,94	1,18	0,91
499	509	75,63	24,35	0,02	sandiger Kies	MS	-1,88	1,18	0,78
500	510	82,37	17,61	0,02	sandiger Kies	MS	-2,08	1,10	1,00
501	511	67,21	32,73	0,06	Sand-Kies	MS	-1,56	1,17	0,50
502	512	60,15	39,79	0,06	Sand-Kies	MS	-1,24	1,05	0,45
503	513	60,00	39,97	0,03	Sand-Kies	MS	-1,23	1,04	0,31
504	514	67,86	32,11	0,03	Sand-Kies	MS	-1,59	1,15	0,42
505	515	42,23	57,70	0,07	Kies-Sand	MS	-0,89	1,07	0,06
506	516	54,90	44,98	0,12	Sand-Kies	MS	-1,19	1,13	0,40
507	517	78,65	21,33	0,02	sandiger Kies	MS	-1,74	0,95	0,52
508	518	76,06	23,94	0,00	sandiger Kies	MS	-1,66	0,98	0,47
509	519	70,96	29,04	0,00	Sand-Kies	MS	-1,54	1,00	0,42
510	520	64,48	35,52	0,00	Sand-Kies	MS	-1,45	1,09	0,19
511	521	60,28	39,72	0,00	Sand-Kies	MS	-1,30	1,04	0,09
512	522	59,89	40,11	0,00	Sand-Kies	MS	-1,21	0,94	0,14
513	523	75,88	24,12	0,00	sandiger Kies	MS	-1,69	1,01	0,59
514	524	82,18	17,82	0,00	sandiger Kies	MS	-1,91	0,99	0,71
515	525	72,50	27,50	0,00	Sand-Kies	MS	-1,55	1,27	0,91
516	526	65,58	34,42	0,00	Sand-Kies	MS	-1,44	1,06	0,21
517	527	60,30	39,70	0,00	Sand-Kies	MS	-1,29	1,03	-0,01
518	528	53,43	46,57	0,00	Sand-Kies	MS	-1,11	1,03	-0,07

519	529	41,72	58,28	0,00	Kies-Sand	MS	-0,98	1,14	-0,48
520	530	39,17	60,83	0,00	Kies-Sand	MS	-0,85	0,99	-0,44
521	531	48,06	51,91	0,03	Kies-Sand	MS	-1,00	1,05	1,12
522	532	44,08	55,92	0,00	Kies-Sand	MS	-0,85	0,93	-0,05
523	533	59,33	40,67	0,00	Sand-Kies	MS	-1,28	1,04	-0,07
524	534	56,76	43,24	0,00	Sand-Kies	MS	-1,19	0,99	-0,05
525	535	66,42	33,58	0,00	Sand-Kies	MS	-1,53	1,09	0,16
526	536	65,43	34,57	0,00	Sand-Kies	MS	-1,51	1,11	0,09
527	537	63,75	36,25	0,00	Sand-Kies	MS	-1,44	1,08	0,08
528	538	63,98	36,02	0,00	Sand-Kies	MS	-1,43	1,07	0,10
529	539	59,72	40,28	0,00	Sand-Kies	MS	-1,28	1,04	-0,01
530	540	73,27	26,73	0,00	Sand-Kies	MS	-1,79	1,13	0,43
531	541	71,60	28,40	0,00	Sand-Kies	MS	-1,69	1,12	0,39
532	542	83,09	16,91	0,00	sandiger Kies	MS	-2,06	1,03	1,05
533	543	83,30	16,70	0,00	sandiger Kies	MS	-1,96	1,06	0,94
534	544	63,65	36,35	0,00	Sand-Kies	MS	-1,44	1,09	0,14
535	545	83,09	16,91	0,00	sandiger Kies	MS	-2,08	1,03	1,12
536	546	88,47	11,53	0,00	sandiger Kies	MS	-2,20	0,92	1,23
537	547	68,14	31,77	0,09	Sand-Kies	MS	-1,65	1,21	0,71
538	548	58,52	41,48	0,00	Sand-Kies	MS	-1,39	1,16	0,05
539	549	36,41	63,54	0,05	Kies-Sand	MS	-0,83	1,08	-0,38
540	550	35,22	64,72	0,06	Kies-Sand	MS	-0,75	1,02	-0,22
541	551	22,14	77,76	0,10	kiesiger Sand	MS	-0,48	0,97	-0,17
542	552	39,49	60,48	0,03	Kies-Sand	MS	-0,79	0,97	-0,14
543	553	39,63	60,37		Kies-Sand	MS	-0,83	0,96	-0,40
544	554	24,77	75,23		kiesiger Sand	MS	-0,44	0,85	-0,18
545	555	29,30	70,70		Kies-Sand	MS	-0,55	0,92	-0,43
546	556	34,06	65,94		Kies-Sand	MS	-0,67	0,93	-0,37
547	557	35,63	64,37		Kies-Sand	MS	-0,71	0,91	-0,28
548	558	24,31	75,69		kiesiger Sand	MS	-0,46	0,89	-0,52
549	559	36,91	59,79	3,30	Kies-Sand	PS	-0,50	1,68	2,79
550	560	51,32	44,60	4,08	Sand-Kies	PS	-0,71	1,89	2,66
551	561	55,92	38,42	5,66	Sand-Kies	VPS	-0,88	2,27	2,23
552	562	43,38	50,56	6,06	Kies-Sand	VPS	-0,45	2,20	2,19
553	563	35,26	52,06	12,68	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,18	2,85	1,54
554	564	19,19	61,26	19,55	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,15	3,05	1,17
555	565	24,72	56,56	18,72	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,85	3,13	1,21
556	566	23,57	61,98	14,45	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,62	2,76	1,64
557	567	27,52	71,33	1,15	Kies-Sand	MS	-0,44	1,24	2,16
558	568	23,98	64,83	11,19	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,34	2,54	1,85
559	569	10,80	44,56	44,64	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,13	3,59	0,05
560	570	11,14	56,05	32,81	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,32	3,42	0,49
561	571	11,77	46,40	41,83	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,89	3,61	0,16
562	572	19,35	61,40	19,25	schluffig, kiesiger	EPS	1,12	3,05	1,16

Sand									
563	573	11,34	66,34	22,32	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,42	3,16	0,97
564	574	59,81	32,34	7,85	Sand-Kies	VPS	-0,79	2,57	2,06
565	575	45,55	34,46	19,99	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,14	2,74	1,78
566	576	36,36	54,51	9,13	Kies-Sand	VPS	-0,08	2,45	2,06
567	577	14,20	64,63	21,17	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,28	3,09	1,14
568	578	13,08	53,53	33,39	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,20	3,53	0,48
569	579	11,85	44,54	43,61	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,96	3,71	0,15
570	580	5,71	49,67	44,62	schluffiger Sand	EPS	3,25	3,49	0,05
571	581	10,41	47,14	42,45	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,98	3,60	0,10
572	582	7,99	34,52	57,49	Sand-Schluff	EPS	4,13	3,50	-0,55
573	583	10,14	37,28	52,58	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,73	3,60	-0,32
574	584	14,18	45,53	40,29	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,75	3,65	0,17
575	585	35,74	53,41	10,85	schluffiger Kies-Sand	VPS	0,12	2,58	1,94
576	586	19,81	43,02	37,17	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,41	3,70	0,29
577	587	28,26	44,59	27,15	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,40	3,62	0,69
578	588	28,34	34,27	37,39	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,17	3,93	0,25
579	589	27,02	39,40	33,58	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,95	3,82	0,37
580	590	14,37	56,72	28,91	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,93	3,36	0,72
581	591	38,43	41,18	20,39	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,63	3,43	1,07
582	592	35,89	46,63	17,48	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,51	3,18	1,29
583	593	45,67	37,96	16,37	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,06	3,33	1,26
584	594	48,59	39,09	12,32	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,23	2,99	1,57
585	595	68,69	24,86	6,45	Sand-Kies	VPS	-1,39	2,56	2,19
586	596	41,04	48,12	10,84	schluffiger Kies-Sand	EPS	-0,12	2,72	1,78
587	597	17,30	63,04	19,66	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,12	3,04	1,25
588	598	28,60	56,58	14,82	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,50	2,95	1,38
589	599	27,94	57,80	14,26	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,42	2,92	1,40
590	600	23,87	55,56	20,57	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,03	3,25	1,02
591	601	21,08	64,25	14,67	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,68	2,79	1,53
592	602	37,86	42,97	19,17	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,49	3,44	1,05
593	603	36,59	51,10	12,31	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,16	2,85	1,49
594	604	27,90	42,98	29,12	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,43	3,81	0,55
595	605	18,42	44,91	36,67	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,34	3,70	0,32
596	606	8,05	34,47	57,48	Sand-Schluff	EPS	4,11	3,50	-0,53
597	607	10,90	34,21	54,89	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,88	3,64	-0,49
598	608	11,88	48,14	39,98	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,80	3,57	0,20
599	609	15,59	42,60	41,81	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,78	3,74	0,09
600	610	10,57	35,66	53,77	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,74	3,67	-0,38
601	611	8,03	30,07	61,90	Sand-Schluff	EPS	4,35	3,49	-0,67
602	612	7,29	32,35	60,36	Sand-Schluff	EPS	4,27	3,49	-0,60

603	613	13,06	41,68	45,26	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,25	3,72	-0,24
604	614	7,97	42,98	49,05	sandiger Schluff	EPS	3,54	3,57	-0,21
605	615	8,13	47,37	44,50	schluffiger Sand	EPS	3,13	3,58	0,05
606	616	3,87	44,89	51,24	Sand-Schluff	EPS	3,70	3,48	-0,20
607	617	6,30	47,55	46,15	Schluff-Sand	EPS	3,36	3,49	-0,03
608	618	9,51	45,69	44,80	Schluff-Sand	EPS	3,07	3,67	0,01
609	619	4,70	48,55	46,75	Schluff-Sand	EPS	3,39	3,52	-0,05
610	620	10,77	45,34	43,89	kiesiger Schluff-Sand	EPS	3,06	3,64	0,03
611	621	22,81	38,25	38,94	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,40	3,88	0,17
612	622	24,92	48,16	26,92	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,46	3,54	0,74
613	623	18,83	42,62	38,55	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,44	3,78	0,22
614	624	14,06	51,19	34,75	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,27	3,61	0,40
615	625	46,77	41,52	11,71	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,33	2,99	1,53
616	626	53,83	38,54	7,63	Sand-Kies	EPS	-0,84	2,60	1,93
617	627	45,10	44,66	10,24	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,26	2,74	1,72
618	628	40,04	59,71	0,25	Kies-Sand	VPS	-0,32	2,22	2,07
619	629	43,34	53,68	2,98	Kies-Sand	PS	-0,74	1,75	2,34
620	630	30,76	68,97	0,27	Kies-Sand	MS	-0,57	1,06	0,66
621	631	18,43	81,47	0,10	kiesiger Sand	MS	-0,31	0,96	0,17
622	632	20,34	79,52	0,14	kiesiger Sand	MS	-0,41	0,97	0,08
623	633	28,72	71,28	0,00	Kies-Sand	MS	-0,55	1,00	-0,45
624	634	28,45	71,55	0,00	Kies-Sand	MS	-0,55	0,90	-0,56
625	635	25,07	74,93	0,00	Kies-Sand	MS	-0,46	0,93	-0,60
626	636	21,70	78,30	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,34	0,87	-0,42
627	637	27,35	72,65	0,00	Kies-Sand	MS	-0,54	0,86	-0,58
628	638	24,91	75,09	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,48	0,85	-0,54
629	639	22,00	78,00	0,00	kiesiger Sand	MWS	-0,39	0,79	-0,31
630	640	21,64	78,36	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,39	0,88	-0,63
631	641	24,38	75,62	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,48	0,94	-0,67
632	642	20,65	79,30	0,05	kiesiger Sand	MS	-0,35	0,84	0,13
633	643	23,86	76,14	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,45	0,85	-0,52
634	644	14,82	85,18	0,00	kiesiger Sand	MWS	-0,25	0,76	-0,51
635	645	13,90	72,69	13,41	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,75	2,62	1,63
636	646	11,74	69,24	19,02	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,32	2,91	1,20
637	647	16,41	59,44	24,15	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,40	3,35	0,83
638	648	7,83	66,47	25,70	schluffiger Sand	EPS	1,78	3,20	0,86
639	649	4,77	61,02	34,21	schluffiger Sand	EPS	2,46	3,38	0,51
640	650	7,52	56,48	36,00	schluffiger Sand	EPS	2,59	3,45	0,37
641	651	6,38	46,11	47,51	Sand-Schluff	EPS	3,41	3,52	-0,07
642	652	6,72	48,10	45,18	Schluff-Sand	EPS	3,23	3,54	0,03
643	653	6,13	50,55	43,32	Schluff-Sand	EPS	3,08	3,54	0,10
644	654	6,28	46,53	47,19	Sand-Schluff	EPS	3,40	3,52	-0,06
645	655	11,63	60,75	27,62	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,94	3,28	0,72
646	656	11,67	65,60	22,73	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,59	3,10	0,96

647	657	9,91	59,08	31,01	schluffiger Sand	EPS	2,32	3,39	0,50
648	658	15,85	75,13	9,02	kiesiger Sand	VPS	0,35	2,32	1,86
649	659	29,63	49,88	20,49	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,96	3,37	0,91
650	660	37,76	53,07	9,17	Kies-Sand	VPS	-0,17	2,58	1,74
651	661	17,65	78,27	4,08	kiesiger Sand	PS	-0,05	1,73	2,45
652	662	22,90	71,80	5,30	kiesiger Sand	PS	-0,10	1,88	2,73
653	663	14,88	77,64	7,48	kiesiger Sand	VPS	0,27	2,05	2,52
654	664	27,07	72,93		Kies-Sand	MS	-0,56	1,00	-0,72
655	665	23,10	76,90		kiesiger Sand	MS	-0,46	0,96	-0,81
656	666	22,36	77,64		kiesiger Sand	MS	-0,43	0,97	-0,79
657	667	14,44	85,46	0,10	kiesiger Sand	MWS	-0,24	0,74	0,87
658	668	15,17	84,83		kiesiger Sand	MS	-0,58	1,14	-0,99
659	669	16,43	57,54	26,03	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,59	3,39	0,75
660	670	10,99	45,16	43,85	kiesiger Schluff-Sand	EPS	3,00	3,65	0,10
661	671	10,81	37,99	51,20	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,54	3,67	-0,22
662	672	11,88	55,19	32,93	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,18	3,50	0,53
663	673	20,58	59,83	19,59	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,10	3,12	1,09
664	674	20,46	59,43	20,11	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,13	3,23	0,89
665	675	11,87	46,79	41,34	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,83	3,64	0,14
666	676	20,97	56,06	22,97	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,23	3,36	0,86
667	677	15,00	54,03	30,97	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,02	3,50	0,55
668	678	17,06	45,50	37,44	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,45	3,70	0,25
669	679	8,91	61,35	29,74	schluffiger Sand	EPS	2,13	3,29	0,67
670	680	10,50	50,04	39,46	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,77	3,54	0,25
671	681	10,18	53,03	36,79	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,56	3,51	0,35
672	682	11,51	66,61	21,88	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,57	3,03	1,04
673	683	18,45	57,13	24,42	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,46	3,34	0,81
674	684	12,58	40,47	46,95	kiesiger Sand-Schluff	EPS	3,20	3,70	-0,13
675	685	15,86	71,95	12,19	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,55	2,53	1,89
676	686	19,80	69,76	10,44	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,34	2,42	2,05
677	687	26,22	69,08	4,70	Kies-Sand	PS	-0,12	1,82	2,64
678	688	38,04	54,41	7,55	Kies-Sand	VPS	-0,28	2,36	2,03
679	689	33,62	57,91	8,47	Kies-Sand	VPS	-0,06	2,40	1,98
680	690	19,92	74,01	6,07	kiesiger Sand	PS	0,14	1,98	2,36
681	691	63,04	26,89	10,07	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,71	2,84	1,90
682	692	70,15	23,87	5,98	sandiger Kies	VPS	-1,44	2,50	2,24
683	693	61,86	33,16	4,98	Sand-Kies	VPS	-1,08	2,20	2,34
684	694	74,91	21,13	3,96	sandiger Kies	VPS	-1,60	2,08	2,76
685	695	65,83	27,07	7,10	Sand-Kies	VPS	-1,15	2,57	2,15
686	696	56,57	33,47	9,96	Sand-Kies	EPS	-0,59	2,77	1,91
687	697	64,99	27,80	7,21	Sand-Kies	EPS	-1,13	2,60	2,09

688	698	78,26	14,55	7,19	sandiger Kies	EPS	-1,70	2,70	2,38
689	699	33,63	47,87	18,50	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,62	3,23	1,23
690	700	26,32	55,47	18,21	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,77	3,12	1,21
691	701	34,18	52,34	13,48	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,28	2,89	1,51
692	702	21,45	61,98	16,57	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,79	2,90	1,46
693	703	26,12	62,72	11,16	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,33	2,59	1,75
694	704	18,75	76,05	5,20	kiesiger Sand	PS	1,58	1,81	2,93
695	705	31,55	58,15	10,30	schluffiger Kies-Sand	VPS	0,09	2,58	1,82
696	706	30,05	60,41	9,54	Kies-Sand	VPS	0,09	2,42	2,08
697	707	21,59	72,86	5,55	kiesiger Sand	PS	0,01	1,92	2,50
698	708	25,37	56,46	18,17	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,82	3,08	1,29
699	709	26,13	58,78	15,09	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,55	2,84	1,64
700	710	20,93	54,45	24,62	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,35	3,35	0,96
701	711	24,40	49,12	26,48	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,35	3,54	0,81
702	712	35,15	47,85	17,00	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,37	3,20	1,31
703	713	38,38	40,07	21,55	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,69	3,55	0,96
704	714	14,73	60,88	24,39	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,55	3,24	0,94
705	715	19,46	50,27	30,27	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,86	3,59	0,56
706	716	55,93	30,20	13,87	schluffiger Sand-Kies	EPS	-0,42	3,24	1,50
707	717	26,74	59,31	13,95	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,49	2,79	1,58
708	718	24,76	55,59	19,65	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,88	3,17	1,20
709	719	15,36	63,50	21,14	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,35	3,08	1,10
710	720	17,29	62,10	20,61	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,19	3,10	1,16
711	721	21,11	56,81	22,08	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,07	3,30	1,06
712	722	15,78	43,00	41,22	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,70	3,79	0,08
713	723	11,85	52,01	36,14	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,38	3,59	0,42
714	724	9,34	48,53	42,13	schluffiger Sand	EPS	3,13	3,49	0,05
715	725	15,62	43,43	40,95	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,70	3,72	0,19
716	726	15,12	54,03	30,85	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,95	3,51	0,62
717	727	27,79	47,58	24,63	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,23	3,47	0,88
718	728	15,03	48,75	36,22	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,30	3,65	0,40
719	729	17,44	49,94	32,62	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,10	3,61	0,43
720	730	7,20	62,81	29,99	schluffiger Sand	EPS	2,21	3,28	0,63
721	731	11,15	52,38	36,47	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,51	3,55	0,35
722	732	13,28	62,86	23,86	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,76	3,20	0,76
723	733	17,61	56,87	25,52	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,58	3,40	0,73

724	734	18,96	58,66	22,38	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,38	3,29	0,82
725	735	11,36	59,25	29,39	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,15	3,32	0,60
726	736	12,11	47,89	40,00	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,79	3,59	0,20
727	737	15,64	44,12	40,24	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,88	3,59	0,08
728	738	11,26	50,64	38,10	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,71	3,54	0,24
729	739	9,60	63,86	26,54	schluffiger Sand	EPS	1,86	3,23	0,81
730	740	12,96	53,38	33,66	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,27	3,51	0,47
731	741	22,33	47,50	30,17	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,79	3,62	0,56
732	742	16,25	47,44	36,31	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,33	3,67	0,36
733	743	18,87	48,10	33,03	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,04	3,63	0,48
734	744	13,49	49,36	37,15	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,45	3,65	0,29
735	745	8,25	70,96	20,79	schluffiger Sand	EPS	1,44	2,95	1,20
736	746	16,76	58,74	24,50	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,50	3,29	0,89
737	747	18,89	59,27	21,84	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,27	3,20	1,00
738	748	15,34	63,16	21,50	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,28	3,14	1,06
739	749	18,41	56,23	25,36	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,54	3,35	0,84
740	750	12,97	53,36	33,67	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,26	3,53	0,43
741	751	18,15	60,73	21,12	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,30	3,16	1,05
742	752	38,14	52,56	9,30	Kies-Sand	VPS	-0,11	2,51	1,96
743	753	22,56	41,64	35,80	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,12	3,86	0,28
744	754	15,16	67,46	17,38	kiesig, schluffiger Sand	EPS	0,91	2,91	1,45
745	755	16,82	67,67	15,51	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,79	2,80	1,54
746	756	24,75	57,76	17,49	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,72	3,11	1,21
747	757	43,11	44,21	12,68	schluffiger Kies-Sand	EPS	-0,13	3,08	1,35
748	758	43,82	37,86	18,32	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,24	3,50	1,08
749	759	18,87	60,50	20,63	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,29	3,04	1,18
750	760	22,55	67,77	9,68	kiesiger Sand	VPS	0,33	2,35	2,07
751	761	22,26	71,13	6,61	kiesiger Sand	VPS	-0,04	2,04	2,62
752	762	45,14	45,65	9,21	Kies-Sand	EPS	-0,43	2,74	1,64
753	763	25,33	67,78	6,89	Kies-Sand	VPS	-0,06	2,12	2,38
754	764	23,81	56,36	19,83	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,95	3,20	1,10
755	765	32,72	54,47	12,81	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,21	2,81	1,64
756	766	32,43	58,49	9,08	Kies-Sand	VPS	0,00	2,45	1,94
757	767	64,08	24,41	11,51	sandiger Kies-Schluff	EPS	-0,93	3,18	1,66
758	768	34,19	45,49	20,32	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,72	3,39	1,06
759	769	46,00	49,23	4,77	Kies-Sand	VPS	-0,69	2,12	2,13
760	770	28,82	56,01	15,17	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,50	2,89	1,56
761	771	23,15	51,96	24,89	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,26	3,51	0,78

762	772	47,29	36,14	16,57	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,12	3,32	1,28
763	773	39,13	39,20	21,67	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,68	3,58	0,93
764	774	37,40	33,77	28,83	Schluff-Sand-Kies	EPS	1,23	3,93	0,57
765	775	37,98	36,49	25,53	Schluff-Sand-Kies	EPS	0,99	3,75	0,76
766	776	43,42	28,67	27,91	Schluff-Sand-Kies	EPS	0,98	3,98	0,65
767	777	27,48	47,10	25,42	Schluff-Sand-Kies	EPS	1,27	3,55	0,78
768	778	42,80	32,20	25,00	Schluff-Sand-Kies	EPS	0,85	3,79	0,79
769	779	33,19	39,73	27,08	Schluff-Sand-Kies	EPS	1,19	3,79	0,63
770	780	26,96	44,67	28,37	Schluff-Sand-Kies	EPS	1,48	3,72	0,57
771	781	22,51	43,15	34,34	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,06	3,76	0,38
772	782	29,03	45,37	25,60	Schluff-Sand-Kies	EPS	1,27	3,58	0,74
773	783	25,05	51,18	23,77	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,20	3,44	0,87
774	784	18,26	54,32	27,42	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,62	3,49	0,68
775	785	16,47	61,12	22,41	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,31	3,21	1,00
776	786	17,21	47,06	35,73	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,30	3,67	0,35
777	787	27,30	43,15	29,55	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,55	3,75	0,54
778	788	27,83	54,52	17,65	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,65	3,16	1,19
779	789	16,14	70,32	13,54	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,67	2,68	1,61
780	790	19,90	63,18	16,92	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,82	2,99	1,25
781	791	14,11	65,87	20,02	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,20	3,02	1,24
782	792	19,36	69,37	11,27	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,33	2,53	1,92
783	793	9,17	76,94	13,89	schluffiger Sand	VPS	0,88	2,58	1,73
784	794	8,71	70,75	20,54	schluffiger Sand	EPS	1,48	2,93	1,16
785	795	20,56	38,24	41,20	kiesiger Sand-Schluff	EPS	2,60	3,87	0,11
786	796	32,15	35,26	32,59	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,73	3,87	0,46
787	797	45,08	31,46	23,46	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,72	3,71	0,88
788	798	40,14	33,41	26,45	Schluff-Sand-Kies	EPS	1,06	3,80	0,70
789	799					EPS	0,04	3,33	1,24
790	800					EPS	0,34	3,30	1,16
791	801	65,49	26,76	7,75	Sand-Kies	EPS	-1,22	2,73	2,04
792	802	47,00	32,15	20,85	schluffiger Sand-Kies	EPS	0,30	3,71	0,98
793	803	33,88	48,99	17,13	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,50	3,20	1,21
794	804	23,29	58,05	18,66	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,91	3,13	1,13
795	805	16,32	61,92	21,76	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,27	3,16	1,08
796	806	26,40	59,90	13,70	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,34	2,95	1,32
797	807	13,75	55,97	30,28	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,90	3,54	0,56
798	808	18,19	57,59	24,22	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,39	3,33	0,90
799	809	27,19	55,13	17,68	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,62	3,17	1,19

800	810	15,02	74,43	10,55	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,59	2,40	1,80
801	811	17,92	60,39	21,69	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,24	3,20	1,02
802	812	33,47	54,46	12,07	schluffiger Kies-Sand	EPS	0,08	2,84	1,52
803	813	16,50	61,73	21,77	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,28	3,17	1,05
804	814	20,95	72,19	6,86	kiesiger Sand	VPS	0,14	2,12	2,09
805	815	4,11	88,15	7,74	Sand	PS	0,75	1,97	2,36
806	816	15,96	77,31	6,73	kiesiger Sand	VPS	0,22	2,01	2,41
807	817	4,99	89,93	5,08	Sand	PS	0,49	1,70	2,70
808	818	7,38	81,27	11,35	schluffiger Sand	VPS	0,89	2,35	1,86
809	819	5,80	91,02	3,18	Sand	PS	0,30	1,41	3,30
810	820	5,98	86,18	7,84	Sand	VPS	0,49	2,04	2,45
811	821	5,38	84,57	10,05	schluffiger Sand	VPS	0,84	2,19	2,10
812	822	25,17	49,17	25,66	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,32	3,55	0,73
813	823	11,96	59,88	28,16	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,89	3,32	0,75
814	824	21,28	62,78	15,94	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,62	2,97	1,34
815	825	12,11	59,57	28,32	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,90	3,36	0,69
816	826	14,56	56,70	28,74	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,93	3,38	0,67
817	827	11,20	65,79	23,01	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,59	3,10	1,00
818	828	12,37	64,86	22,77	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,50	3,14	0,99
819	829	9,93	62,49	27,58	schluffiger Sand	EPS	1,89	3,30	0,75
820	830	10,87	67,87	21,26	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,38	3,08	1,07
821	831	7,89	71,77	20,34	schluffiger Sand	EPS	1,49	2,91	1,19
822	832	11,70	66,49	21,81	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,46	3,09	0,98
823	833	8,43	71,05	20,52	schluffiger Sand	EPS	1,46	2,96	1,13
824	834	4,42	72,12	23,46	schluffiger Sand	EPS	1,84	2,97	1,02
825	835	9,76	68,73	21,51	schluffiger Sand	EPS	1,46	3,03	1,10
826	836	7,90	81,35	10,75	schluffiger Sand	VPS	0,74	2,31	1,99
827	837	14,58	69,09	16,33	kiesig, schluffiger Sand	EPS	0,94	2,84	1,38
828	838	9,79	70,19	20,02	schluffiger Sand	EPS	1,36	2,96	1,18
829	839	9,19	82,97	7,84	Sand	VPS	0,48	2,07	2,34
830	840	16,00	74,04	9,96	kiesiger Sand	VPS	0,48	2,35	1,98
831	841	14,62	75,99	9,39	kiesiger Sand	VPS	0,43	2,27	2,12
832	842	9,80	68,53	21,67	schluffiger Sand	EPS	1,47	3,04	1,08
833	843	12,23	68,32	19,45	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,18	3,05	1,10
834	844	10,49	72,95	16,56	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,05	2,78	1,45
835	845	10,97	68,85	20,18	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,36	2,96	1,20
836	846	10,64	62,22	27,14	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,92	3,28	0,70
837	847	7,26	55,06	37,68	schluffiger Sand	EPS	2,69	3,47	0,32

838	848	5,57	60,43	34,00	schluffiger Sand	EPS	2,55	3,33	0,45
839	849	7,87	62,66	29,47	schluffiger Sand	EPS	2,05	3,33	0,66
840	850	7,73	57,68	34,59	schluffiger Sand	EPS	2,45	3,43	0,44
841	851	10,32	61,03	28,65	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,92	3,33	0,74
842	852	11,38	60,11	28,51	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,94	3,31	0,76
843	853	9,58	66,87	23,55	schluffiger Sand	EPS	1,69	3,10	0,97
844	854	6,09	55,64	38,27	schluffiger Sand	EPS	2,86	3,40	0,27
845	855	6,06	71,86	22,08	schluffiger Sand	EPS	1,63	2,98	1,10
846	856	6,35	58,44	35,21	schluffiger Sand	EPS	2,57	3,37	0,45
847	857	8,03	64,08	27,89	schluffiger Sand	EPS	1,97	3,24	0,79
848	858	9,46	70,15	20,39	schluffiger Sand	EPS	1,36	2,96	1,24
849	859	13,91	78,61	7,48	kiesiger Sand	VPS	0,23	2,08	2,47
850	860	15,00	77,00	8,00	kiesiger Sand	VPS	0,06	2,41	2,02
851	861	15,00	77,00	8,00	kiesiger Sand	PS	-0,21	1,98	2,50
852	862	16,91	74,96	8,13	kiesiger Sand	VPS	0,29	2,15	2,34
853	863	20,65	69,52	9,83	kiesiger Sand	VPS	0,25	2,38	2,13
854	864	14,54	79,16	6,30	kiesiger Sand	PS	0,14	1,93	2,72
855	865	15,32	76,88	7,80	kiesiger Sand	VPS	0,31	2,10	2,42
856	866	28,88	62,54	8,58	Kies-Sand	VPS	0,05	2,33	2,13
857	867	30,13	63,61	6,26	Kies-Sand	VPS	-0,11	2,09	2,30
858	868	37,24	53,23	9,53	Kies-Sand	EPS	-0,15	2,60	1,78
859	869	29,53	61,11	9,36	Kies-Sand	VPS	0,08	2,43	2,02
860	870	18,19	45,72	36,09	kiesiger Schluff-Sand	EPS	2,34	3,67	0,34
861	871	6,65	50,40	42,95	schluffiger Sand	EPS	3,10	3,52	0,08
862	872	22,40	48,01	29,59	kiesiger Schluff-Sand	EPS	1,84	3,53	0,60
863	873	27,97	50,23	21,80	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,15	3,29	0,97
864	874	21,94	58,63	19,43	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,10	3,07	1,17
865	875	19,79	68,07	12,14	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,52	2,56	1,83
866	876	25,50	49,27	25,23	schluffig, kiesiger Sand	EPS	1,42	3,42	0,83
867	877	19,33	57,76	22,91	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,39	3,22	0,97
868	878	19,25	65,92	14,83	schluffig, kiesiger Sand	EPS	0,86	2,75	1,48
869	879	20,01	56,63	23,36	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,42	3,25	0,92
870	880	17,52	59,54	22,94	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,42	3,21	0,96
871	881	19,58	60,12	20,30	kiesig, schluffiger Sand	EPS	1,15	3,10	1,16
872	882	20,79	67,06	12,15	schluffig, kiesiger Sand	VPS	0,53	2,57	1,80
873	883	39,81	51,34	8,85	Kies-Sand	VPS	-0,12	2,46	2,01
874	884	57,29	39,06	3,65	Sand-Kies	PS	-0,89	0,19	2,61
875	885	76,57	23,43	0,00	sandiger Kies	MS	-1,63	1,01	0,75
876	886	54,75	45,25	0,00	Sand-Kies	MS	-1,17	1,06	0,10

877	887	67,55	32,45	0,00	Sand-Kies	MS	-1,41	1,04	0,55
878	888	68,08	31,92	0,00	Sand-Kies	MS	-1,55	1,11	0,57
879	889	69,64	30,36	0,00	Sand-Kies	MS	-1,68	1,22	0,58
880	890	70,07	29,93	0,00	Sand-Kies	MS	-1,60	1,16	0,54
881	891	70,43	29,57	0,00	Sand-Kies	MS	-1,57	1,13	0,56
882	892	65,39	34,61	0,00	Sand-Kies	MS	-1,48	1,16	0,44
883	893	64,23	35,77	0,00	Sand-Kies	MS	-1,47	1,24	0,32
884	894	64,33	35,67	0,00	Sand-Kies	MS	-1,36	1,11	0,40
885	895	31,64	68,31	0,05	Kies-Sand	MS	-0,58	1,07	-0,07
886	896	20,44	79,43	0,13	kiesiger Sand	MS	-0,32	0,99	0,09
887	897	13,22	86,60	0,18	kiesiger Sand	MS	-0,15	0,91	-0,30
888	898	25,41	74,59	0,00	Kies-Sand	MS	-0,46	1,14	-0,67
889	899	13,41	86,59	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,17	0,84	-0,41
890	900	23,22	76,78	0,00	kiesiger Sand	MS	-0,42	0,90	-0,33

11.2. Schwermineraldaten

Folgende Tabelle zeigt die Ergebnisse der ausgezählten Schwerminerale

Streupräparat	Grt	Ho	St	Zi	Ep	Ap	Ru	Tu	Di	Si	andere
SMP 6	54	19	23	4	2	1	0	0	0	1	2
SMP 41	30	15	18	5	2	3	0	4	4	1	4
SMP 100 A	53	35	30	11	8	2	1	1	2	0	6
SMP 130	43	32	15	3	4	12	0	4	2	4	4
SMP 186 A	37	39	21	14	8	8	1	1	3	2	2
SMP 197	28	22	18	4	1	3	0	2	2	1	3
SMP 238	30	14	13	17	2	10	0	1	1	5	2
SMP 268	32	28	20	5	6	7	0	1	0	1	4
SMP 292	36	26	12	2	1	12	0	6	7	0	4
SMP 294	60	32	42	2	5	5	0	2	1	1	3
SMP 296	43	17	26	1	2	2	0	0	1	1	2
SMP 309	21	40	20	14	2	8	0	2	5	0	1
SMP 311	48	20	16	11	4	16	5	7	2	4	4
SMP 324	22	21	10	5	2	6	2	1	1	2	5
SMP 338 A	59	41	32	16	6	5	2	2	1	0	1
SMP 347	28	13	13	4	3	4	1	2	2	1	3
SMP 368 A	19	42	6	7	2	7	1	1	2	0	0
SMP 384	42	30	52	6	4	20	6	4	4	4	14
SMP 399	13	39	3	77	2	9	1	0	2	1	5
SMP 403	12	22	15	8	1	16	1	1	0	1	6
SMP 415	22	35	25	17	3	21	2	2	1	3	5
SMP 436	10	27	8	15	6	8	3	1	2	2	5
SMP 464	42	80	11	11	13	17	1	4	5	5	5
SMP 497 A	54	50	8	7	1	17	1	1	0	1	4
SMP 520	23	17	19	7	5	14	2	2	2	1	8
SMP 544 A	26	46	13	7	4	7	0	1	0	1	7
SMP 580	11	19	14	15	4	9	1	2	3	3	4
SMP 607	20	16	13	18	3	35	3	0	3	4	4
SMP 629+A	28	67	26	14	13	10	4	4	0	2	12

SMP 656+A	17	18	28	14	4	7	3	4	1	0	7
SMP 677	22	15	24	7	2	21	1	0	1	1	6
SMP 697 A	12	26	17	5	2	5	2	0	1	3	4
SMP 725	10	21	19	19	3	11	1	0	1	2	5
SMP 750	20	28	16	11	6	9	0	3	1	1	6
SMP 775	14	14	6	17	2	20	1	1	6	1	3
SMP 789 A	12	22	18	11	2	7	0	1	1	4	4
SMP 829	13	26	15	16	4	15	0	1	1	2	4
SMP 849 A	11	29	16	10	3	7	0	1	0	3	1
SMP 861	14	28	13	12	2	9	1	2	2	2	5
SMP 889	13	30	17	8	2	8	0	1	0	2	4

11.3. Geochemie-Daten

11.3.1. Flammen-AAS

A) Na

	Probe	Verdünnung	E (MW)	MW [mg/l]	Sollwert [mg/l]	Abweicg D	Abweicg [%]	Drift- D	Korr f	Erg driftkorr	Abweicg D	Abweicg [%]	Ref- D	Korr f	Erg korr	Verdünn- f	Oxid- f	Erg [%Ox]	Ref [%Ox]
1	Std 0		-0,001	0,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	1,0	1,350	0,000	
2	Std 0,5		0,235	0,5	0,500	0,000	0,000	0,000	1,000	0,500	0,000	0,000	0,000	1,000	0,500	1,0	1,350	0,675	
3	Std 1,0		0,437	1,0	1,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,000	1,0	1,350	1,350	
4	Std 2,0		0,752	2,0	2,000	0,000	0,000	0,000	1,000	2,000	0,000	0,000	0,000	1,000	2,000	1,0	1,350	2,700	
5	Std 3,0		1,037	3,0	3,000	0,000	0,000	0,000	1,000	3,000	0,000	0,000	0,000	1,000	3,000	1,0	1,350	4,050	
6	Std 4,0		1,263	4,0	4,000	0,000	0,000	0,000	1,000	4,000	0,000	0,000	0,000	1,000	4,000	1,0	1,350	5,400	
7	Std 5,0		1,491	5,0	5,000	0,000	0,000	0,000	1,000	5,000	0,000	0,000	0,000	1,000	5,000	1,0	1,350	6,750	
8	BIR1 /10	1/10	0,471	1,097	1,300	-0,203	-15,615	0,000	1,000	1,097	-0,203	-15,615	0,000	1,150	1,262	10,0	1,350	1,703	1,75
9	GSR1 /10	1/10	0,778	2,015	2,320	-0,305	-13,147	0,000	1,000	2,015	-0,305	-13,147	0,000	1,150	2,317	10,0	1,350	3,128	3,13
10	GSR2 /10	1/10	0,927	2,534	2,860	-0,326	-11,399	0,000	1,000	2,534	-0,326	-11,399	0,000	1,150	2,914	10,0	1,350	3,934	3,86
11	QLO1 /10	1/10	0,976	2,721	3,110	-0,389	-12,508	0,000	1,000	2,721	-0,389	-12,508	0,000	1,150	3,129	10,0	1,350	4,224	4,20
12	RGM1 /10	1/10		2,666	3,050	-0,384	-12,590	0,000	1,000	2,666	-0,384	-12,590	0,000	1,150	3,066	10,0	1,350	4,139	4,07
13	SDC1 /10	1/10	0,527	1,252	1,560	-0,308	-19,744	0,000	1,000	1,252	-0,308	-19,744	0,000	1,150	1,440	10,0	1,350	1,944	2,05
14	SG1A /10	1/10	1,202	3,668	4,040	-0,372	-9,208	0,000	1,000	3,668	-0,372	-9,208	0,000	1,150	4,218	10,0	1,350	5,695	5,46
15	W2	1/10	0,578	1,395	1,590	-0,195	-12,264	0,000	1,000	1,395	-0,195	-12,264	0,000	1,150	1,604	10,0	1,350	2,166	2,14
21	Std 0		0,007	0,015	0,000	0,015	#DIV/0!	0,000	1,000	0,015	0,015	#DIV/0!	0,000	1,000	0,015	1,0	1,350	0,020	
22	Std 1		0,226	0,489	0,500	-0,011	-2,200	0,000	1,000	0,489	-0,011	-2,200	0,000	1,000	0,489	1,0	1,350	0,660	
23	Std 2		0,427	0,981	1,000	-0,019	-1,900	0,000	1,000	0,981	-0,019	-1,900	0,000	1,000	0,981	1,0	1,350	1,324	
24	Std 3		0,727	1,848	2,000	-0,152	-7,600	0,000	1,000	1,848	-0,152	-7,600	0,000	1,000	1,848	1,0	1,350	2,495	
25	Std 4		1,023	2,904	3,000	-0,096	-3,200	0,000	1,000	2,904	-0,096	-3,200	0,000	1,000	2,904	1,0	1,350	3,920	
26	Std 5		1,255	3,919	4,000	-0,081	-2,025	0,000	1,000	3,919	-0,081	-2,025	0,000	1,000	3,919	1,0	1,350	5,291	
27	Std 6		1,478	5,116	5,000	0,116	2,320	0,000	1,000	5,116	0,116	2,320	0,000	1,000	5,116	1,0	1,350	6,907	
32	WA207	1/10	0,498	1,172				0,000	1,000	1,172	1,172	#DIV/0!	0,000	1,150	1,348	10,0	1,350	1,820	
33	WA233	1/10	0,432	0,994				0,000	1,000	0,994	0,994	#DIV/0!	0,000	1,150	1,143	10,0	1,350	1,543	
34	WA604	1/10	0,348	0,780				0,000	1,000	0,780	0,780	#DIV/0!	0,000	1,150	0,897	10,0	1,350	1,211	
35	WA785	1/10	0,309	0,683				0,000	1,000	0,683	0,683	#DIV/0!	0,000	1,150	0,785	10,0	1,350	1,060	
36	Std 0		0,014	0,029	0,000	0,029	#DIV/0!	0,000	1,000	0,029	0,029	#DIV/0!	0,000	1,000	0,029	1,0	1,350	0,039	
37	Std 1		0,234	0,506	0,500	0,006	1,200	0,000	1,000	0,506	0,006	1,200	0,000	1,000	0,506	1,0	1,350	0,683	
38	Std 2		0,433	0,996	1,000	-0,004	-0,400	0,000	1,000	0,996	-0,004	-0,400	0,000	1,000	0,996	1,0	1,350	1,345	
39	Std 3		0,756	1,941	2,000	-0,059	-2,950	0,000	1,000	1,941	-0,059	-2,950	0,000	1,000	1,941	1,0	1,350	2,620	
40	Std 4		1,033	2,943	3,000	-0,057	-1,900	0,000	1,000	2,943	-0,057	-1,900	0,000	1,000	2,943	1,0	1,350	3,973	
41	Std 5		1,033	3,938	4,000	-0,062	-1,550	0,000	1,000	3,938	-0,062	-1,550	0,000	1,000	3,938	1,0	1,350	5,316	
42	Std 6		1,259	5,126	5,000	0,126	2,520	0,000	1,000	5,126	0,126	2,520	0,000	1,000	5,126	1,0	1,350	6,920	

B) K

	Probe	Verdünnung	E (MW)	MW [mg/l]	Sollwert [mg/l]	Abweichg D	Abweichg [%]	Drift- D	Korr f	Erg driftkorr	Abweichg D	Abweichg [%]	Ref- D	Korr f	Erg korr	Verdünn- f	Oxid- f	Erg [%Ox]	Ref [%Ox]
1	Std 0		0,000	0,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	1,0	1,205	0,000	
2	Std 0,5		0,181	0,5	0,500	0,000	0,000	0,000	1,000	0,500	0,000	0,000	0,000	1,000	0,500	1,0	1,205	0,603	
3	Std 1,0		0,229	1,0	1,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,000	1,0	1,205	1,205	
4	Std 2,0		0,551	2,0	2,000	0,000	0,000	0,000	1,000	2,000	0,000	0,000	0,000	1,000	2,000	1,0	1,205	2,410	
5	Std 3,0		0,718	3,0	3,000	0,000	0,000	0,000	1,000	3,000	0,000	0,000	0,000	1,000	3,000	1,0	1,205	3,615	
6	Std 4,0		0,829	4,0	4,000	0,000	0,000	0,000	1,000	4,000	0,000	0,000	0,000	1,000	4,000	1,0	1,205	4,820	
7	Std 5,0		0,924	5,0	5,000	0,000	0,000	0,000	1,000	5,000	0,000	0,000	0,000	1,000	5,000	1,0	1,205	6,025	
8	BIR1 /10	1/10	0,014	0,036	0,022	0,014	63,636	0,000	1,010	0,036	0,014	65,273	0,000	1,100	0,040	10,0	1,205	0,048	0,027
9	GSR1 /10	1/10	0,802	3,724	4,160	-0,436	-10,481	0,000	1,010	3,761	-0,399	-9,586	0,000	1,100	4,137	10,0	1,205	4,986	5,01
10	GSR2 /10	1/10	0,414	1,343	1,570	-0,227	-14,459	0,000	1,010	1,356	-0,214	-13,603	0,000	1,100	1,492	10,0	1,205	1,798	1,89
11	QLO1 /10	1/10	0,674	2,739	2,990	-0,251	-8,395	0,000	1,010	2,766	-0,224	-7,479	0,000	1,100	3,043	10,0	1,205	3,667	3,60
12	RGM1 /10	1/10	0,752	3,305	3,610	-0,305	-8,449	0,000	1,010	3,338	-0,272	-7,533	0,000	1,100	3,672	10,0	1,205	4,425	4,30
13	SDC1 /10	1/10	0,616	2,372	2,700	-0,328	-12,148	0,000	1,010	2,396	-0,304	-11,270	0,000	1,100	2,635	10,0	1,205	3,176	3,28
14	SG1A /10	1/10	0,733	3,163	3,440	-0,277	-8,052	0,000	1,010	3,195	-0,245	-7,133	0,000	1,100	3,514	10,0	1,205	4,234	4,14
15	W2	1/10	0,168	0,458	0,520	-0,062	-11,923	0,000	1,010	0,463	-0,057	-11,042	0,000	1,100	0,509	10,0	1,205	0,613	0,627
19	Std 0		0,003	0,008	0,000	0,008	#DIV/0!	0,000	1,020	0,008	0,008	#DIV/0!	0,000	1,000	0,008	1,0	1,205	0,010	
20	Std 1		0,180	0,496	0,500	-0,004	-0,800	0,000	1,020	0,506	0,006	1,184	0,000	1,000	0,506	1,0	1,205	0,610	
21	Std 2		0,327	0,997	1,000	-0,003	-0,300	0,000	1,020	1,017	0,017	1,694	0,000	1,000	1,017	1,0	1,205	1,225	
22	Std 3		0,547	1,982	2,000	-0,018	-0,900	0,000	1,020	2,022	0,022	1,082	0,000	1,000	2,022	1,0	1,205	2,436	
23	Std 4		0,709	2,983	3,000	-0,017	-0,567	0,000	1,020	3,043	0,043	1,422	0,000	1,000	3,043	1,0	1,205	3,666	
24	Std 5		0,819	3,870	4,000	-0,130	-3,250	0,000	1,030	3,986	-0,014	-0,347	0,000	1,000	3,986	1,0	1,205	4,803	
25	Std 6		0,917	4,872	5,000	-0,128	-2,560	0,000	1,030	5,018	0,018	0,363	0,000	1,000	5,018	1,0	1,205	6,047	
32	WA207	1/10	0,561	2,057		2,057	#DIV/0!	0,000	1,040	2,139	2,139	#DIV/0!	0,000	1,100	2,353	10,0	1,205	2,836	
33	WA233	1/10	0,553	2,013		2,013	#DIV/0!	0,000	1,040	2,094	2,094	#DIV/0!	0,000	1,100	2,303	10,0	1,205	2,775	
34	WA604	1/10	0,542	1,952		1,952	#DIV/0!	0,000	1,040	2,030	2,030	#DIV/0!	0,000	1,100	2,233	10,0	1,205	2,691	
35	WA785	1/10	0,475	1,620		1,620	#DIV/0!	0,000	1,040	1,685	1,685	#DIV/0!	0,000	1,100	1,853	10,0	1,205	2,233	
36	Std 0		0,006	0,014	0,000	0,014	#DIV/0!	0,000	1,040	0,015	0,015	#DIV/0!	0,000	1,000	0,015	1,0	1,205	0,018	
37	Std 1		0,184	0,506	0,500	0,006	1,200	0,000	1,040	0,526	0,026	5,248	0,000	1,000	0,526	1,0	1,205	0,634	
38	Std 2		0,329	1,002	1,000	0,002	0,200	0,000	1,040	1,042	0,042	4,208	0,000	1,000	1,042	1,0	1,205	1,256	
39	Std 3		0,548	1,984	2,000	-0,016	-0,800	0,000	1,040	2,063	0,063	3,168	0,000	1,000	2,063	1,0	1,205	2,486	
40	Std 4		0,684	2,805	3,000	-0,195	-6,500	0,000	1,050	2,945	-0,055	-1,825	0,000	1,000	2,945	1,0	1,205	3,549	
41	Std 5		0,822	3,898	4,000	-0,102	-2,550	0,000	1,050	4,093	0,093	2,323	0,000	1,000	4,093	1,0	1,205	4,932	
42	Std 6		0,893	4,607	5,000	-0,393	-7,860	0,000	1,050	4,837	-0,163	-3,253	0,000	1,000	4,837	1,0	1,205	5,829	

EW = 100 mg / 100 ml

1,0 % = 10 mg/l

1,0 mg/l = 0,10%

MW (Abweich) = -9,66

Korr-f = **10,31**

C) Cu

	Probe	Verdünnung	E (MW)	MW [mg/l]	Sollwert [mg/l]	Abweichg D	Abweichg [%]	Drift- D	Korr f	Erg driftkorr	Abweichg D	Abweichg [%]	Ref- D	Korr f	Erg korr	Verdünn- f	Oxid- f	Erg [ppm]	Ref [ppm]
1	Std 0		0	0,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	1,0	1,000	0,000	
2	STD 0,01		0,002	0,010	0,010	0,000	0,000	0,000	1,000	0,010	0,000	0,000	0,000	1,000	0,010	1,0	1,000	0,010	
3	STD 0,02		0,004	0,020	0,020	0,000	0,000	0,000	1,000	0,020	0,000	0,000	0,000	1,000	0,020	1,0	1,000	0,020	
4	STD 0,05		0,009	0,050	0,050	0,000	0,000	0,000	1,000	0,050	0,000	0,000	0,000	1,000	0,050	1,0	1,000	0,050	
5	STD 0,1		0,018	0,100	0,100	0,000	0,000	0,000	1,000	0,100	0,000	0,000	0,000	1,000	0,100	1,0	1,000	0,100	
6	STD 0,2		0,037	0,200	0,200	0,000	0,000	0,000	1,000	0,200	0,000	0,000	0,000	1,000	0,200	1,0	1,000	0,200	
7	STD 0,5		0,089	0,500	0,500	0,000	0,000	0,000	1,000	0,500	0,000	0,000	0,000	1,000	0,500	1,0	1,000	0,500	
8	STD 1		0,175	1,000	1,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,000	1,0	1,000	1,000	
9	STD 2		0,343	2,000	2,000	0,000	0,000	0,000	1,000	2,000	0,000	0,000	0,000	1,000	2,000	1,0	1,000	2,000	
10	GSR 1	k	0,003	0,016	0,003	0,013	400,000	0,000	1,000	0,016	0,013	400,000	0,000	1,000	0,016	1,0	1,000	16,0	3,2
11	RGM1	k	0,003	0,015	0,012	0,003	29,310	0,000	1,000	0,015	0,003	29,310	0,000	1,000	0,015	1,0	1,000	15,0	11,6
12	SG3	k	0,002	0,011	0,012	-0,001	-8,333	0,000	1,000	0,011	-0,001	-8,333	0,000	1,000	0,011	1,0	1,000	11,0	12,0
13	QLO1	k	0,005	0,03	0,029	0,001	3,448	0,000	1,000	0,030	0,001	3,448	0,000	1,000	0,030	1,0	1,000	30,0	29,0
14	SDC1	k	0,006	0,032	0,030	0,002	6,667	0,000	1,000	0,032	0,002	6,667	0,000	1,000	0,032	1,0	1,000	32,0	30,0
15	SG1A	k	0,006	0,035	0,031	0,004	12,903	0,000	1,000	0,035	0,004	12,903	0,000	1,000	0,035	1,0	1,000	35,0	31,0
16	GSR2	k	0,01	0,054	0,055	-0,001	-2,527	0,000	1,000	0,054	-0,001	-2,527	0,000	1,000	0,054	1,0	1,000	54,0	55,4
17	AGV1	k	0,013	0,073	0,060	0,013	21,667	0,000	1,000	0,073	0,013	21,667	0,000	1,000	0,073	1,0	1,000	73,0	60,0
18	W2	k	0,019	0,105	0,103	0,002	1,942	0,000	1,000	0,105	0,002	1,942	0,000	1,000	0,105	1,0	1,000	105,0	103,0
19	BIR1	k	0,021	0,118	0,126	-0,008	-6,349	0,000	1,000	0,118	-0,008	-6,349	0,000	1,000	0,118	1,0	1,000	118,0	126,0
20	Std 0	k	0,000	0,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	1,0	1,000	0,000	
21	STD 0,01	k	0,002	0,013	0,010	0,003	30,000	0,000	1,000	0,013	0,003	30,000	0,000	1,000	0,013	1,0	1,000	0,013	Flamme aus
22	STD 0,02	k	0,010	0,053	0,020	0,033	165,000	0,000	1,000	0,053	0,033	165,000	0,000	1,000	0,053	1,0	1,000	0,053	
23	STD 0,05	k	0,008	0,045	0,050	-0,005	-10,000	0,000	1,000	0,045	-0,005	-10,000	0,000	1,000	0,045	1,0	1,000	0,045	
24	STD 0,1	k	0,017	0,093	0,100	-0,007	-7,000	0,000	1,000	0,093	-0,007	-7,000	0,000	1,000	0,093	1,0	1,000	0,093	
25	STD 0,2	k	0,035	0,198	0,200	-0,002	-1,000	0,000	1,000	0,198	-0,002	-1,000	0,000	1,000	0,198	1,0	1,000	0,198	
26	STD 0,5	k	0,087	0,489	0,500	-0,011	-2,200	0,000	1,000	0,489	-0,011	-2,200	0,000	1,000	0,489	1,0	1,000	0,489	
27	STD 1	k	0,171	0,972	1,000	-0,028	-2,800	0,000	1,000	0,972	-0,028	-2,800	0,000	1,000	0,972	1,0	1,000	0,972	
28	STD 2	k	0,337	1,962	2,000	-0,038	-1,900	0,000	1,000	1,962	-0,038	-1,900	0,000	1,000	1,962	1,0	1,000	1,962	
36	WA207	k	0,006	0,031		0,031	#DIV/0!	0,000	1,000	0,031	0,031	#DIV/0!	0,000	1,000	0,031	1,0	1,000	31,0	
37	WA233	k	0,005	0,030		0,030	#DIV/0!	0,000	1,000	0,030	0,030	#DIV/0!	0,000	1,000	0,030	1,0	1,000	30,0	
38	WA604	k	0,005	0,025		0,025	#DIV/0!	0,000	1,000	0,025	0,025	#DIV/0!	0,000	1,000	0,025	1,0	1,000	25,0	
39	WA785	k	0,005	0,028		0,028	#DIV/0!	0,000	1,000	0,028	0,028	#DIV/0!	0,000	1,000	0,028	1,0	1,000	28,0	

EW = 100 mg / 100 ml 1 ppm = 0,001 mg/l
1 mg/l = 1000 ppm

D) Zn

	Probe	Verdünnung	E (MW)	MW [mg/l]	Sollwert [mg/l]	Abweichg D	Abweichg [%]	Drift- D	Korr f	Erg driftkorr	Abweichg D	Abweichg [%]	Ref- D	Korr f	Erg korr	Verdünn- f	Oxid- f	Erg [ppm]
1	Std 0		0,000	0	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	0,000	#DIV/0!	0,000	1,000	0,000	1,0	1,000	0,000
2	Std 0,01		0,021	0,01	0,010	0,000	0,000	0,000	1,000	0,010	0,000	0,000	0,000	1,000	0,010	1,0	1,000	0,010
3	Std 0,02		0,027	0,02	0,020	0,000	0,000	0,000	1,000	0,020	0,000	0,000	0,000	1,000	0,020	1,0	1,000	0,020
4	Std 0,05		0,043	0,05	0,050	0,000	0,000	0,000	1,000	0,050	0,000	0,000	0,000	1,000	0,050	1,0	1,000	0,050
5	Std 0,1		0,068	0,1	0,100	0,000	0,000	0,000	1,000	0,100	0,000	0,000	0,000	1,000	0,100	1,0	1,000	0,100
6	Std 0,2		0,118	0,2	0,200	0,000	0,000	0,000	1,000	0,200	0,000	0,000	0,000	1,000	0,200	1,0	1,000	0,200
7	Std 0,5		0,257	0,5	0,500	0,000	0,000	0,000	1,000	0,500	0,000	0,000	0,000	1,000	0,500	1,0	1,000	0,500
8	Std 1		0,440	1	1,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,000	1,0	1,000	1,000
9	Std 2		0,707	2	2,000	0,000	0,000	0,000	1,000	2,000	0,000	0,000	0,000	1,000	2,000	1,0	1,000	2,000
10	GSR 1	k	0,139	0,144	0,028	0,116	414,286	-0,010	1,000	0,134	0,106	378,571	0,000	1,000	0,134	1,0	1,000	0,134
11	RGM 1	k	0,036	0,032	0,032	0,000	0,000	-0,010	1,000	0,022	-0,010	-31,250	0,000	1,000	0,022	1,0	1,000	0,022
12	QLO1	k	0,052	0,048	0,061	-0,013	-21,311	-0,011	1,000	0,037	-0,024	-39,344	0,000	1,000	0,037	1,0	1,000	0,037
13	BIR 1	k	0,075	0,071	0,071	0,000	0,000	-0,011	1,000	0,060	-0,011	-15,493	0,000	1,000	0,060	1,0	1,000	0,060
14	GSR 2	k	0,053	0,049	0,071	-0,022	-30,986	-0,012	1,000	0,037	-0,034	-47,887	0,000	1,000	0,037	1,0	1,000	0,037
15	W 2	k	0,155	0,165	0,077	0,088	114,286	-0,012	1,000	0,153	0,076	98,701	0,000	1,000	0,153	1,0	1,000	0,153
16	AGV 1	k	0,086	0,083	0,088	-0,005	-5,682	-0,013	1,000	0,070	-0,018	-20,455	0,000	1,000	0,070	1,0	1,000	0,070
17	SDC 1	k	0,086	0,083	0,103	-0,020	-19,417	-0,013	1,000	0,070	-0,033	-32,039	0,000	1,000	0,070	1,0	1,000	0,070
18	SG 3	k	0,093	0,091	0,140	-0,049	-35,000	-0,014	1,000	0,077	-0,063	-45,000	0,000	1,000	0,077	1,0	1,000	0,077
19	SG 1A	k	0,178	0,197	0,270	-0,073	-27,037	-0,014	1,000	0,183	-0,087	-32,222	0,000	1,000	0,183	1,0	1,000	0,183
20	Std 0		0,018	0,016	0,000	0,016	#DIV/0!	-0,015	1,000	0,001	0,001	#DIV/0!	0,000	1,000	0,001	1,0	1,000	0,001
21	Std 0,01		0,031	0,028	0,010	0,018	180,000	-0,015	1,000	0,013	0,003	30,000	0,000	1,000	0,013	1,0	1,000	0,013
22	Std 0,02		0,037	0,033	0,020	0,013	65,000	-0,016	1,000	0,017	-0,003	-15,000	0,000	1,000	0,017	1,0	1,000	0,017
23	Std 0,05		0,052	0,047	0,050	-0,003	-6,000	-0,016	1,000	0,031	-0,019	-38,000	0,000	1,000	0,031	1,0	1,000	0,031
24	Std 0,1		0,077	0,073	0,100	-0,027	-27,000	-0,017	1,000	0,056	-0,044	-44,000	0,000	1,000	0,056	1,0	1,000	0,056
25	Std 0,2		0,127	0,13	0,200	-0,070	-35,000	-0,017	1,000	0,113	-0,087	-43,500	0,000	1,000	0,113	1,0	1,000	0,113
26	Std 0,5		0,265	0,342	0,500	-0,158	-31,600	-0,018	1,000	0,324	-0,176	-35,200	0,000	1,000	0,324	1,0	1,000	0,324
27	Std 1		0,451	0,897	1,000	-0,103	-10,300	-0,018	1,000	0,879	-0,121	-12,100	0,000	1,000	0,879	1,0	1,000	0,879
28	Std 2		0,723	error	2,000	#WERT!	#WERT!	-0,019	1,000	#WERT!	#WERT!	#WERT!	0,000	1,000	#WERT!	1,0	1,000	#WERT!
36	WA207	k	0,081	0,078		0,078	#DIV/0!	-0,022	1,000	0,056	0,056	#DIV/0!	0,000	1,000	0,056	1,0	1,000	0,056
37	WA233	k	0,079	0,075		0,075	#DIV/0!	-0,023	1,000	0,052	0,052	#DIV/0!	0,000	1,000	0,052	1,0	1,000	0,052
38	WA604	k	0,081	0,078		0,078	#DIV/0!	-0,023	1,000	0,055	0,055	#DIV/0!	0,000	1,000	0,055	1,0	1,000	0,055
39	WA785	k	0,088	0,085		0,085	#DIV/0!	-0,023	1,000	0,062	0,062	#DIV/0!	0,000	1,000	0,062	1,0	1,000	0,062
42	Std 0		0,032	0,029	0,000	0,029	#DIV/0!	-0,024	1,000	0,005	0,005	#DIV/0!	0,000	1,000	0,005	1,0	1,000	0,005
43	Std 0,01		0,042	0,038	0,010	0,028	280,000	-0,025	1,000	0,013	0,003	30,000	0,000	1,000	0,013	1,0	1,000	0,013
44	Std 0,02		0,048	0,044	0,020	0,024	120,000	-0,025	1,000	0,019	-0,001	-5,000	0,000	1,000	0,019	1,0	1,000	0,019
45	Std 0,05		0,065	0,06	0,050	0,010	20,000	-0,025	1,000	0,035	-0,015	-30,000	0,000	1,000	0,035	1,0	1,000	0,035
46	Std 0,1		0,090	0,088	0,100	-0,012	-12,000	-0,025	1,000	0,063	-0,037	-37,000	0,000	1,000	0,063	1,0	1,000	0,063
47	Std 0,2		0,139	0,145	0,200	-0,055	-27,500	-0,026	1,000	0,119	-0,081	-40,500	0,000	1,000	0,119	1,0	1,000	0,119
48	Std 0,5		0,280	0,372	0,500	-0,128	-25,600	-0,026	1,000	0,346	-0,154	-30,800	0,000	1,000	0,346	1,0	1,000	0,346

49	Std 1		0,467	0,977	1,000	-0,023	-2,300	-0,026	1,000	0,951	-0,049	-4,900	0,000	1,000	0,951	1,0	1,000	0,951
50	Std 2		0,740	error	2,000	#WERT!	#WERT!	-0,026	1,000	#WERT!	#WERT!	#WERT!	0,000	1,000	#WERT!	1,0	1,000	#WERT!

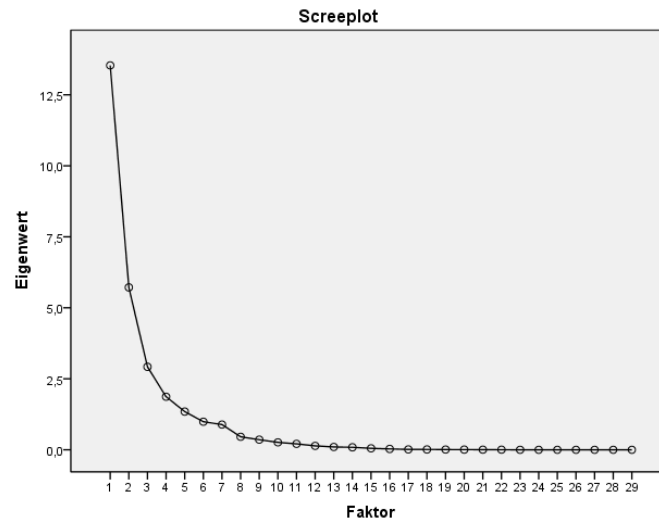
11.3.2. ICP-AES

Messwerte Konz ([%Ox] bzw [ppm]):

		Al	Fe	Ca	Mg	Na	K	Mn	Ti	P	Ba	Rb	Sr	V	Zr
		A-396.2	A-238.2	A-317.9	A-285.2	A-589.6	A-766.5	A-257.6	A-334.9	A-213.6	A-233.5	A-780,0	A-407.8	A-290.9	R-343.8
8	WA207	14,30	6,56	7,54	4,59	1,70	2,64	0,08	0,64	0,18	1526,0	58,3	214,3	118,6	4,3
9	WA233	13,37	5,93	10,29	6,30	1,41	2,53	0,07	0,55	0,23	907,0	-47,5	209,4	117,4	64,6
10	WA604	14,44	7,56	3,87	2,55	1,16	2,50	0,07	0,23	0,12	2407,0	121,7	163,4	93,4	18,1
11	WA785	12,38	6,77	7,35	4,18	1,01	2,09	0,08	0,20	0,09	9823,0	169,7	355,5	86,8	7,7
12	H12	6,08	2,65	41,64	0,78	0,02	0,66	0,10	0,30	0,01	75,9	-15,3	80,3	38,5	23,4
13	H13	0,73	0,82	37,46	13,66	0,12	0,22	0,04	0,03	-0,09	15,4	-449,9	178,8	47,1	6,5
14	BIR1	15,64	12,49	13,77	9,80	1,71	0,02	0,16	0,99	-0,68	3,3	-137,5	96,2	366,8	8,5
15	GSR1	13,78	2,45	1,56	0,41	3,01	4,83	0,06	0,30	0,11	313,9	275,2	100,8	20,4	27,2
16	GSR2	16,56	5,48	5,39	1,76	3,72	1,70	0,07	0,54	0,34	953,2	-90,9	755,1	99,1	29,1
17	SG1A	14,19	2,50	0,00	0,01	5,33	3,92	0,19	0,07	-0,16	5,4	1100,0	4,3	0,5	142,0
18	W2	15,65	12,30	11,33	6,69	2,12	0,58	0,16	1,13	-0,26	159,5	297,4	177,3	306,9	31,8
19	Std 0	-0,03	-0,01	-0,12	-0,02	-0,02	-0,01	0,00	0,00	-0,08	0,3	4,0	-2,0	-4,4	-2,3
20	Std 1	-0,01	-0,02	-0,06	-0,01	-0,02	0,00	0,00	0,00	-0,09	-0,1	16,7	-0,9	-5,7	-1,1
21	Std 2	0,14	0,10	0,50	0,09	0,04	0,05	0,01	0,02	-0,03	8,5	-183,6	9,1	5,7	8,0
22	Std 3	1,61	1,23	5,84	1,09	0,56	0,50	0,14	0,18	0,42	107,1	-26,2	107,0	101,7	101,7
23	Std 4	15,06	11,28	54,74	9,82	5,36	4,78	1,27	1,65	1,49	997,9	833,6	990,0	997,9	985,6
31	WA207 1/10	1,58	0,69	0,70	0,50	0,16	0,29	0,01	0,07	-0,05	160,9	-178,8	21,7	7,8	-0,9
32	WA233 1/10	1,06	0,44	0,68	0,49	0,09	0,20	0,00	0,04	-0,05	68,1	-278,1	14,7	4,5	-1,3
33	WA604 1/10	1,54	0,76	0,28	0,26	0,10	0,26	0,01	0,02	-0,06	247,2	-185,1	15,4	2,5	-0,6
34	WA785 1/10	1,33	0,70	0,66	0,45	0,08	0,22	0,01	0,02	-0,10	1050,0	-274,3	36,3	6,7	3,7
37	Bir1/10	1,69	1,38	1,43	1,08	0,17	0,01	0,02	0,11	-0,17	-1,3	-145,7	8,9	34,5	-0,2
38	GSR1/10	1,42	0,23	0,05	0,02	0,29	0,48	0,00	0,03	-0,05	32,5	-36,7	8,7	-3,4	0,9
39	GSR2/10	1,71	0,55	0,46	0,17	0,37	0,17	0,00	0,05	-0,01	96,3	-202,9	77,2	4,6	1,0
40	SG1A/10	1,44	0,23	-0,11	-0,02	0,53	0,40	0,02	0,01	-0,10	-0,4	-9,4	-1,3	-3,4	12,8
41	W2/10	1,60	1,27	1,07	0,69	0,20	0,06	0,01	0,11	-0,11	14,0	-285,0	16,8	24,9	1,8
42	Std 0	-0,02	-0,03	-0,12	-0,02	-0,03	0,00	0,00	0,00	-0,09	-0,2	-103,6	-2,0	-4,4	-1,9
43	Std 1	-0,01	-0,02	-0,06	-0,01	-0,02	0,01	0,00	0,00	-0,07	-2,8	13,0	-0,9	-6,1	-1,8
44	Std 2	0,14	0,10	0,50	0,09	0,03	0,05	0,01	0,02	-0,02	9,5	-11,4	9,2	3,8	7,6
45	Std 3	1,61	1,20	5,66	1,08	0,55	0,49	0,13	0,17	0,40	106,5	97,6	105,4	102,4	101,1
46	Std 4	15,31	11,13	53,05	9,99	5,36	4,79	1,24	1,64	1,87	986,6	1319,0	998,0	980,2	981,1

		Be A- 313.1	Co A- 228.6	Cr A- 267.7	Cu A-327.4	Ga A-417.2	Ge A-209.4	Li A-670.8	Mo A-202.0	Nb A- 309.4	Ni A- 231.6	Pb A-220.4	Sn A-189.9	Zn A- 206.2	Rh
8	WA207	-6,59	29,87	146,70	73,25	56,16	-142,50	62,72	-2,94	14,40	77,32	97,68	-72,88	204,90	109,70
9	WA233	-6,76	39,27	161,10	90,23	63,85	-89,23	79,55	-11,74	15,88	92,20	105,50	-139,40	244,30	110,60
10	WA604	-3,08	35,59	149,80	56,12	21,58	32,51	91,44	-7,77	10,94	67,54	129,50	-68,03	204,40	108,60
11	WA785	-2,79	25,12	215,60	84,08	25,41	-149,50	113,80	0,31	6,17	106,70	412,70	-99,92	294,50	109,30
14	BIR1	-14,20	134,90	777,30	307,50	112,20	-331,80	2,45	-4,94	35,78	449,30	-61,36	-233,00	299,40	111,30
15	GSR1	9,69	10,79	-3,32	58,91	29,62	-103,70	290,80	6,65	41,48	45,75	118,90	41,53	730,00	108,90
16	GSR2	-7,34	28,91	43,65	142,10	47,40	-50,68	26,69	-5,07	15,46	25,85	-40,57	-112,40	153,40	108,80
17	SG1A	2,76	-4,39	2,29	52,93	2,37	79,24	504,40	-10,08	108,40	0,08	529,10	27,35	468,20	109,30
18	W2	-14,68	115,90	167,90	265,20	120,60	-255,10	13,19	-5,41	47,61	212,80	-33,64	-192,90	722,30	110,10
19	Std 0	-3,84	-2,93	-6,04	-10,02	-3,35	74,33	-4,29	-5,21	-4,23	-9,16	-30,98	23,37	-2,53	99,15
20	Std 1	-3,34	-4,96	-5,43	-10,02	-3,87	-44,44	-4,05	-4,99	-4,39	-6,29	-38,11	-5,63	-5,99	99,95
21	Std 2	-0,72	-2,97	-2,99	-8,87	-2,22	-53,08	-2,03	-3,01	1,53	-0,83	-11,37	-31,79	-2,84	102,00
22	Std 3	23,44	30,46	29,87	31,50	24,63	63,91	22,47	42,33	22,43	35,27	46,14	-49,47	31,67	106,30
23	Std 4	116,50	124,50	119,00	127,80	117,40	200,80	123,30	133,90	117,20	125,10	199,60	168,30	125,30	113,30
31	WA207 1/10	-3,77	3,05	20,06	-3,23	4,06	70,04	8,43	-6,09	-0,40	6,75	-18,78	-72,32	31,17	104,70
32	WA233 1/10	-3,75	0,00	10,09	-2,45	-0,09	-40,17	4,84	-7,65	-0,78	0,48	-34,79	-31,13	20,40	103,50
33	WA604 1/10	-3,36	2,37	21,34	-4,99	-1,63	-82,15	9,24	-10,26	0,29	7,54	19,24	-70,11	27,00	102,80
34	WA785 1/10	-3,04	-0,98	20,34	12,89	-2,78	-110,90	8,90	-5,86	0,58	4,43	7,40	-68,38	30,39	103,30
37	Bir1/10	-4,81	12,27	111,20	38,15	11,42	11,47	-3,78	-5,81	6,14	60,43	-5,96	-91,86	38,54	102,90
38	GSR1/10	-1,84	-1,63	-5,07	-5,37	-0,49	-18,60	30,25	-7,82	3,03	1,84	-26,91	7,74	96,69	103,90
39	GSR2/10	-4,20	0,35	1,88	10,79	2,18	-60,82	0,14	-4,42	0,56	-3,46	-29,25	-55,72	20,71	105,70
40	SG1A/10	-2,30	-2,81	-3,18	3,82	-3,96	11,05	94,99	-4,37	22,01	-4,21	175,60	29,93	126,00	104,90
41	W2/10	-4,81	12,23	20,44	29,73	11,45	-100,10	-2,46	-4,42	5,45	25,43	-17,15	-47,93	106,60	105,70
42	Std 0	-3,65	-5,31	-7,01	-14,42	-4,81	6,24	-4,74	-11,12	-3,52	-5,11	-79,97	9,59	-6,27	102,70
43	Std 1	-3,51	-5,93	-4,64	-12,50	-3,65	-20,18	-4,49	-8,85	-3,88	-5,31	-14,65	-21,37	-7,47	100,10
44	Std 2	-0,92	-3,91	-2,77	-10,86	-0,89	69,87	-2,35	0,19	-0,35	-4,88	-12,18	-60,64	-2,84	100,20
45	Std 3	22,49	27,58	28,56	32,30	24,84	66,90	21,85	42,32	22,05	29,40	32,43	-53,24	28,70	105,10
46	Std 4	130,10	145,40	144,60	161,40	134,60	347,30	151,60	173,20	140,80	148,10	213,00	202,60	147,40	111,80

11.4. Anhang Faktorenanalyse



Extraktionsmethode: Hauptkomponentenanalyse

Rotationsmethode: Varimax mit Kaiser-Normalisierung

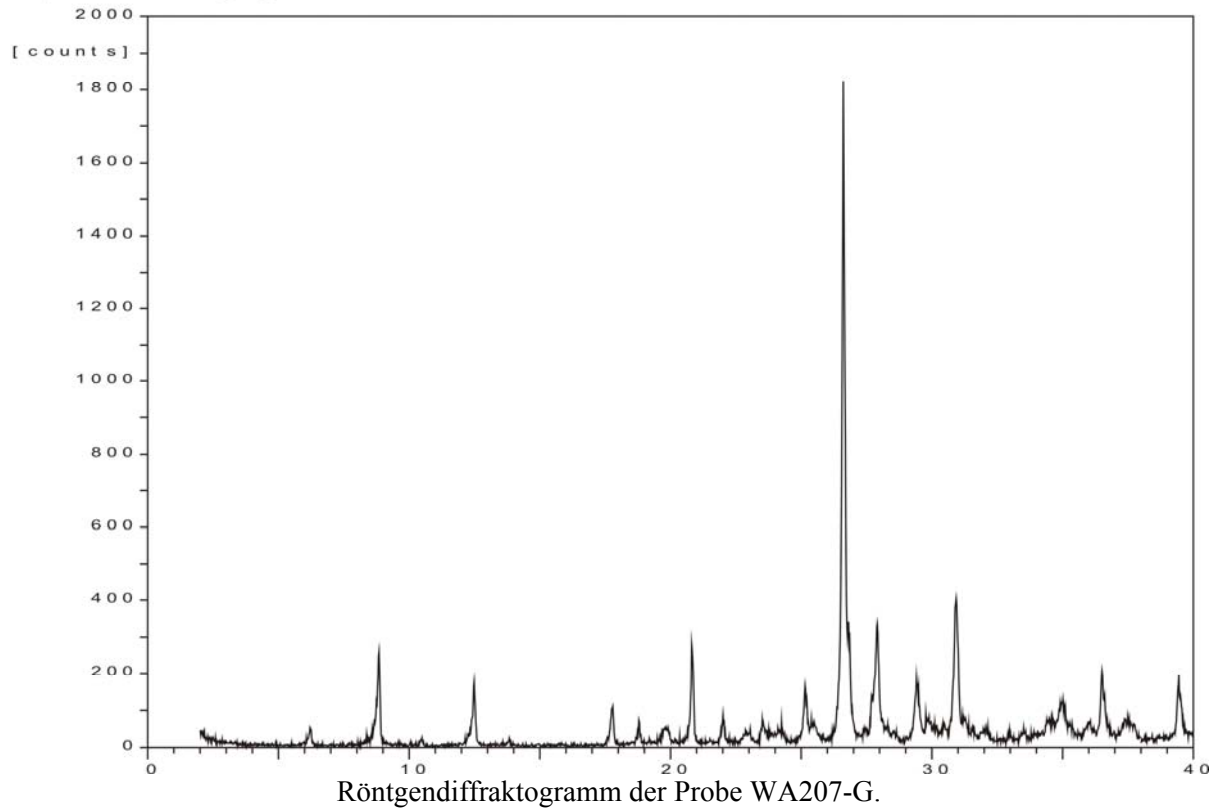
Komponente	1	2
1	,926	,379
2	-,379	,926

Komponententransformationsmatrix

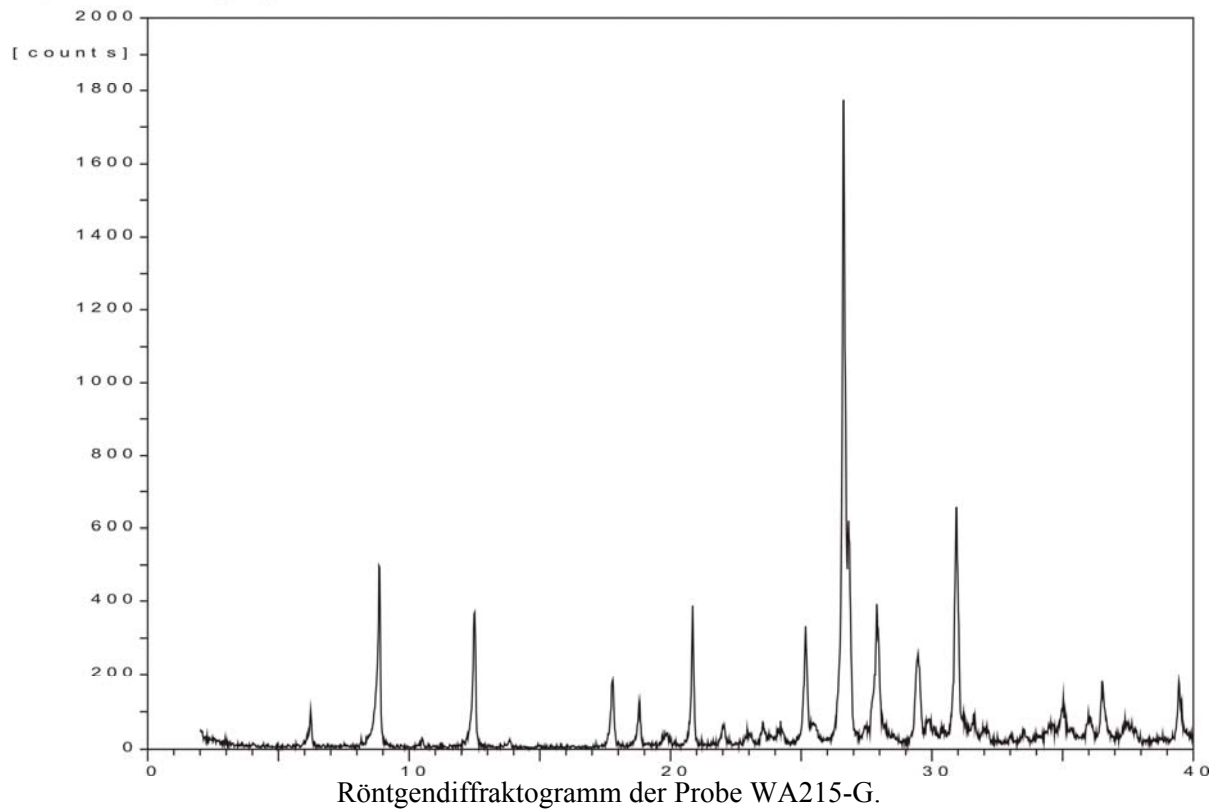
11.5. Plots der Röntgendiffraktometrie

11.5.1. Gesamtmineralanalyse

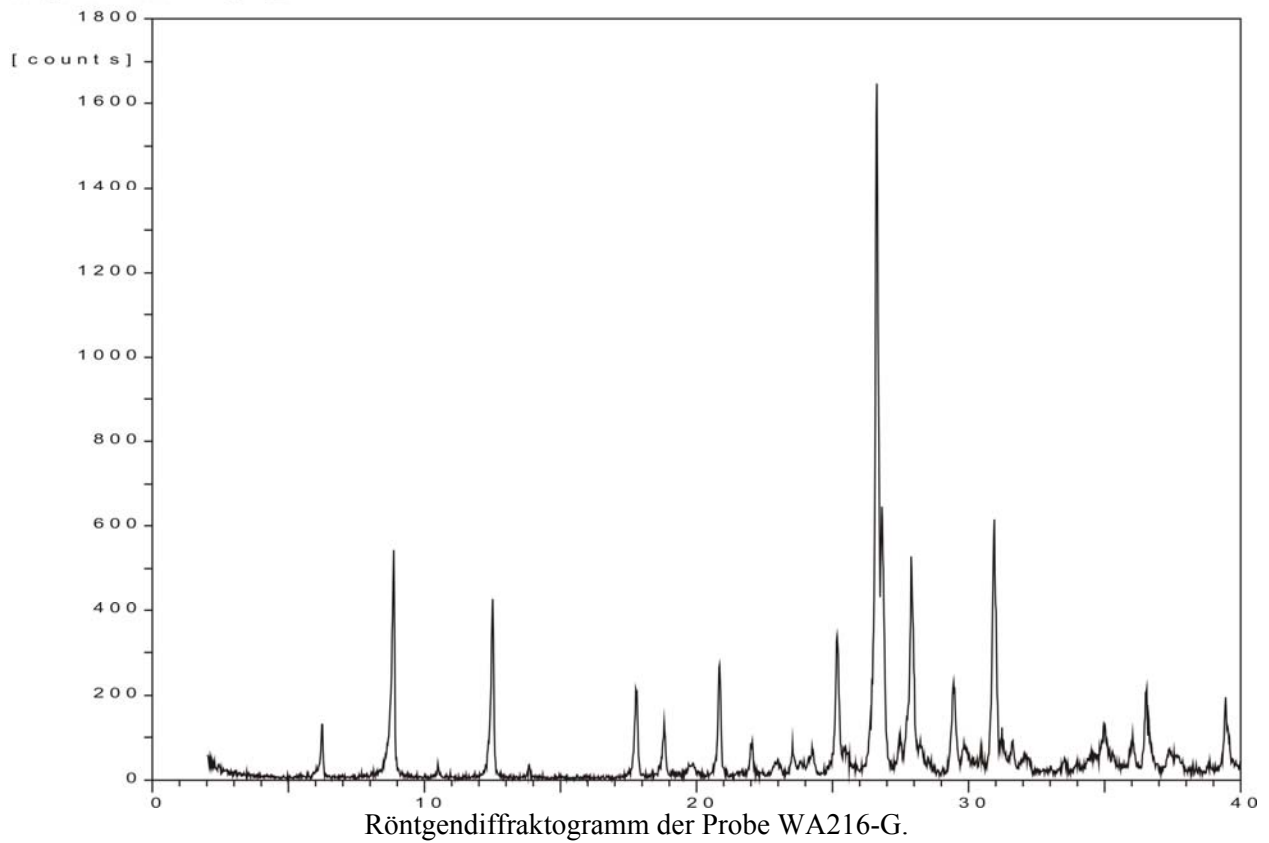
Sample identification: WA_207_G



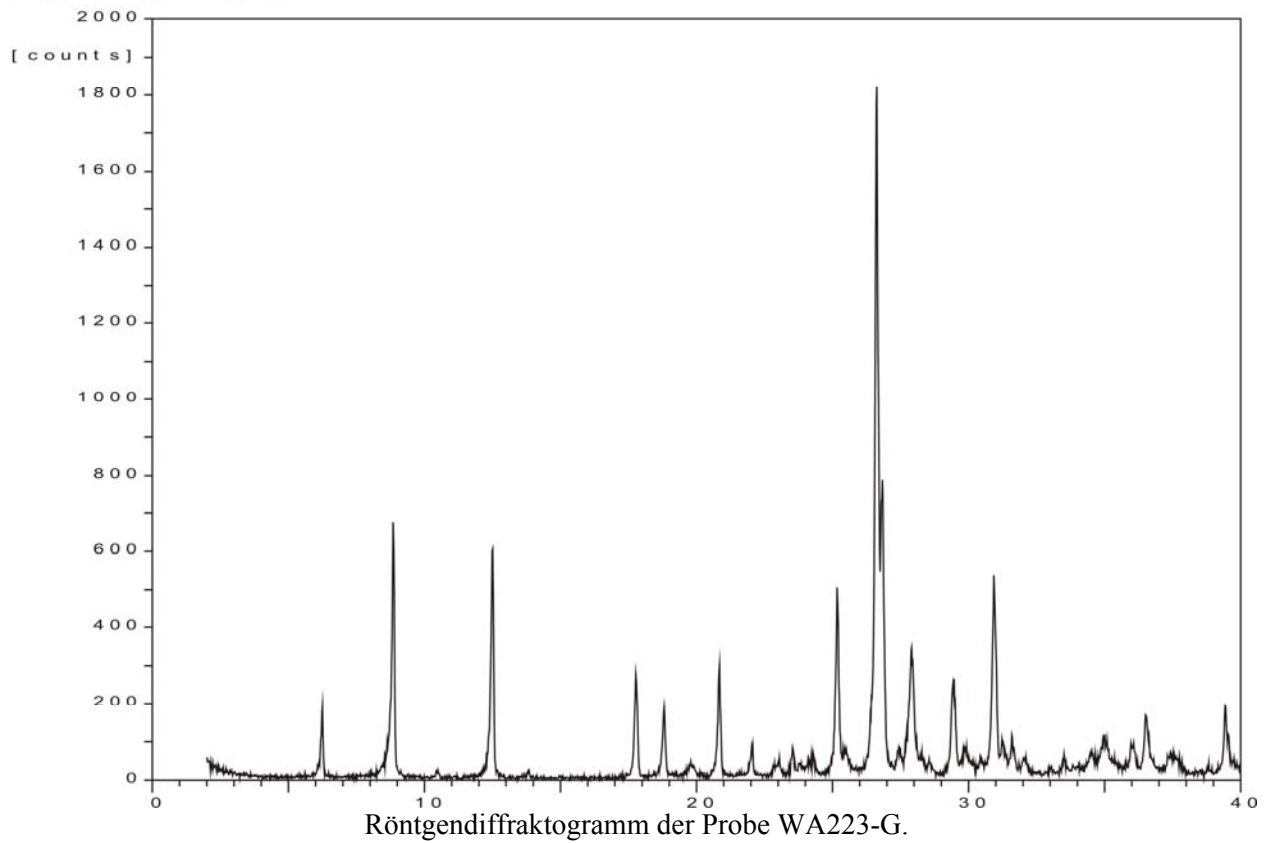
Sample identification: WA_215_G



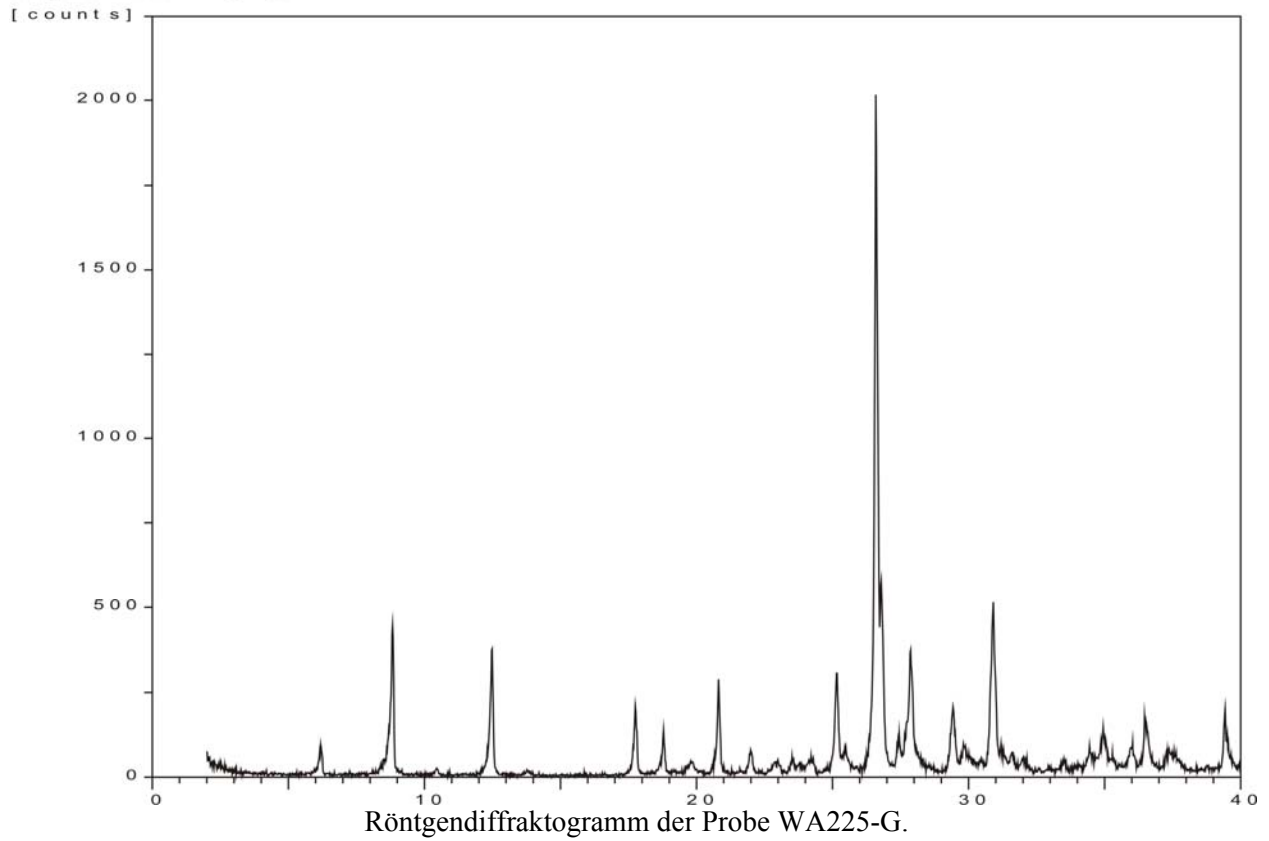
Sample identification: WA_216_G



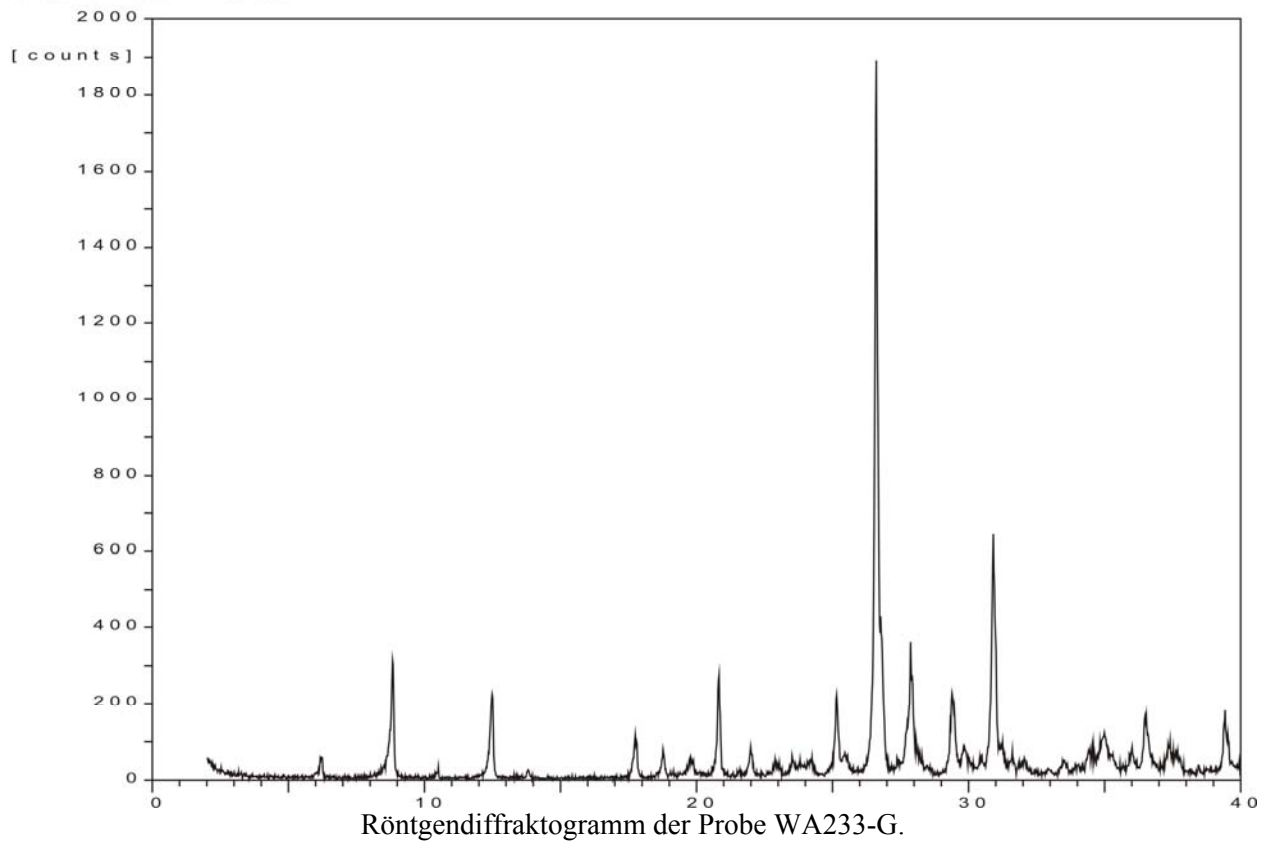
Sample identification: WA_223_G



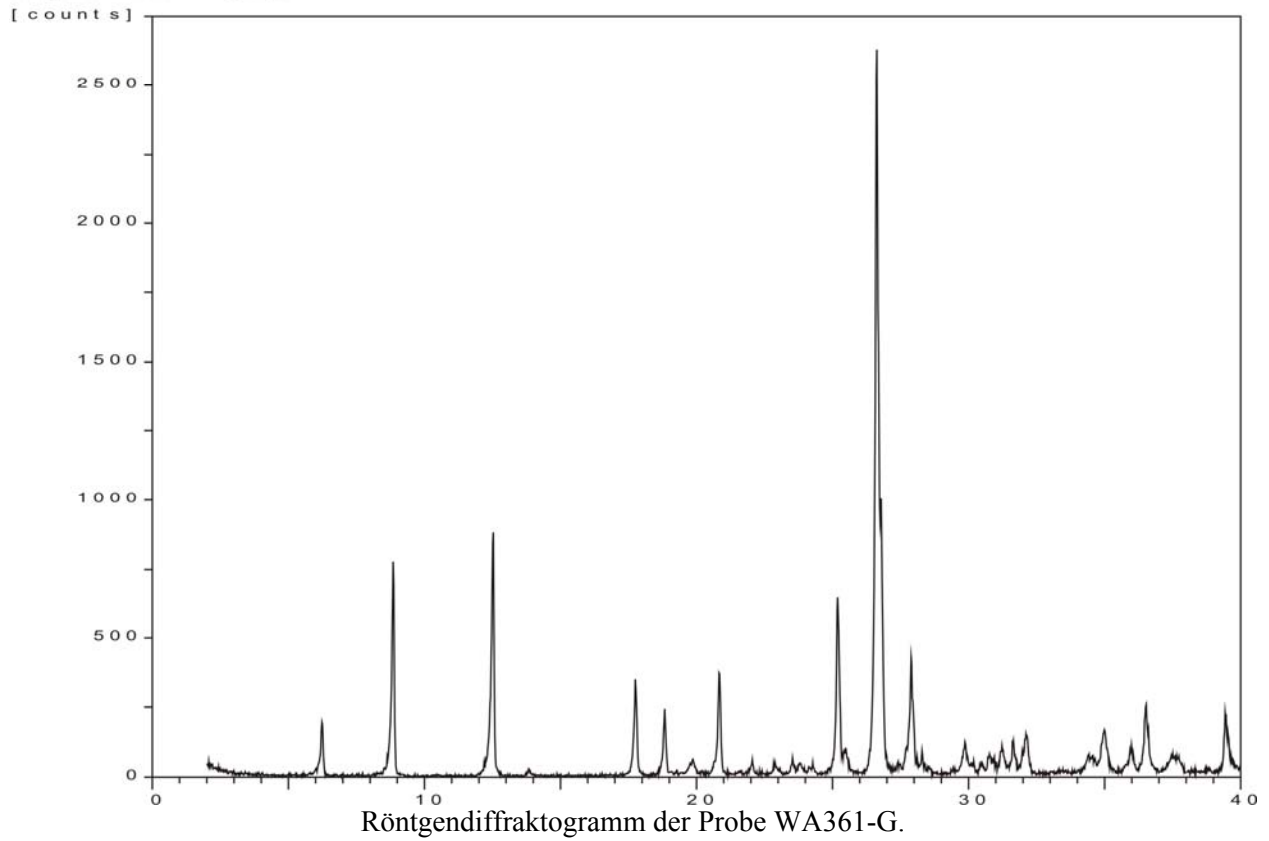
Sample identification: WA_225_G



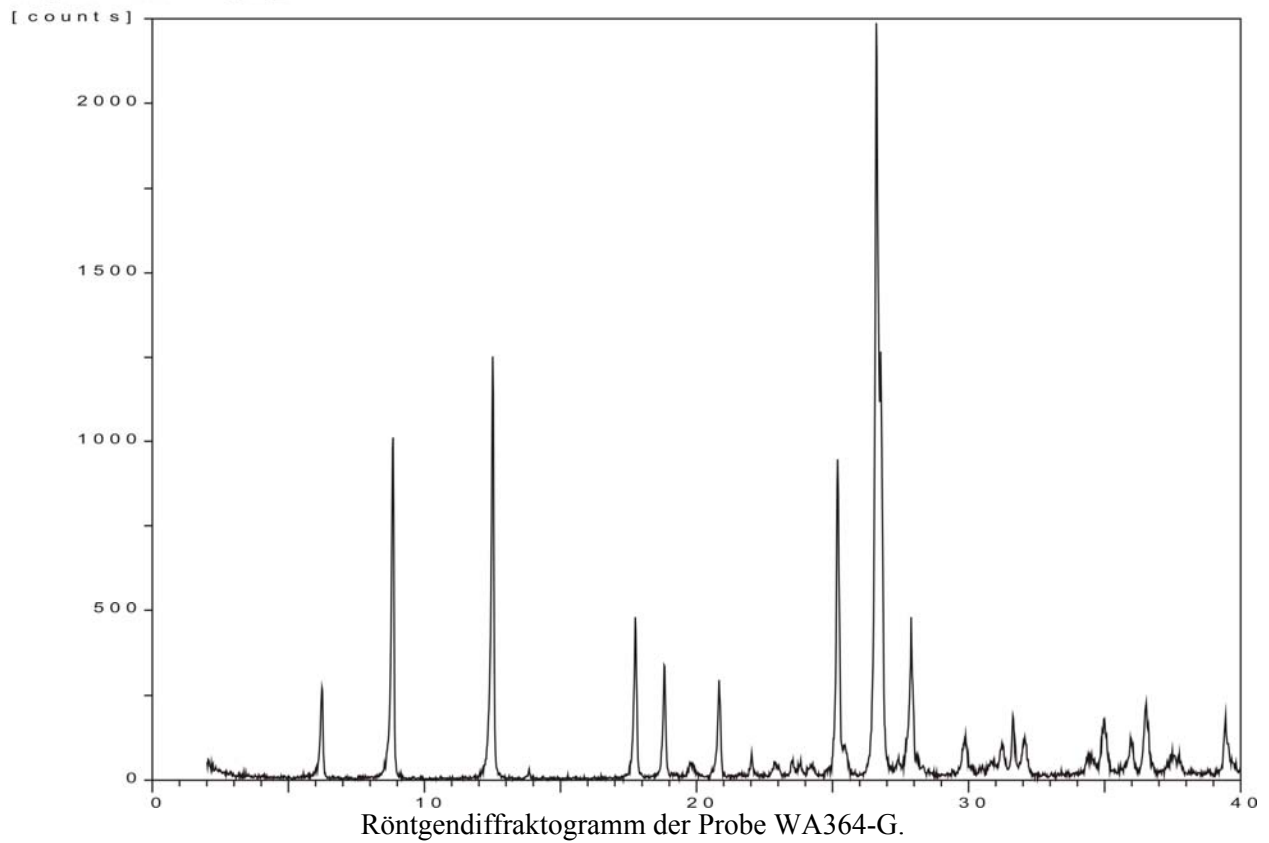
Sample identification: WA_233_G



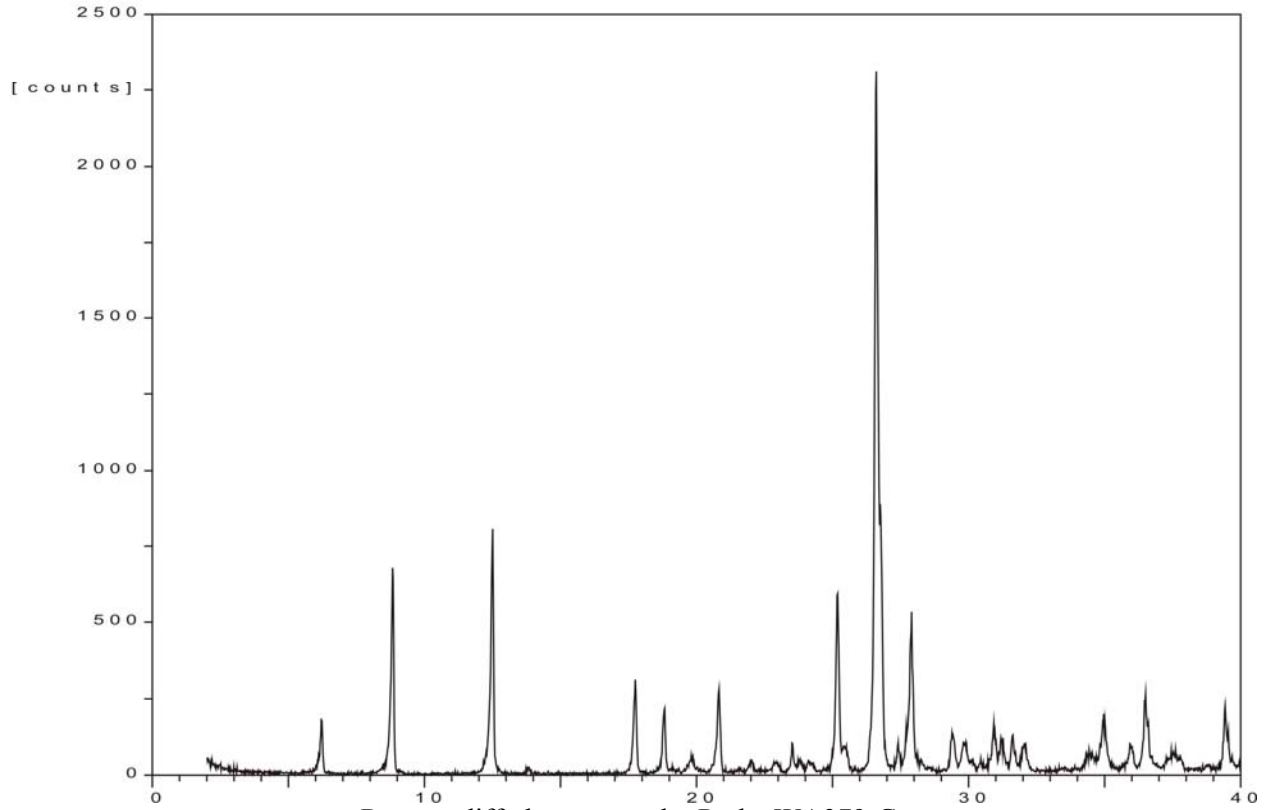
Sample identification: WA_361_G



Sample identification: WA_364_G

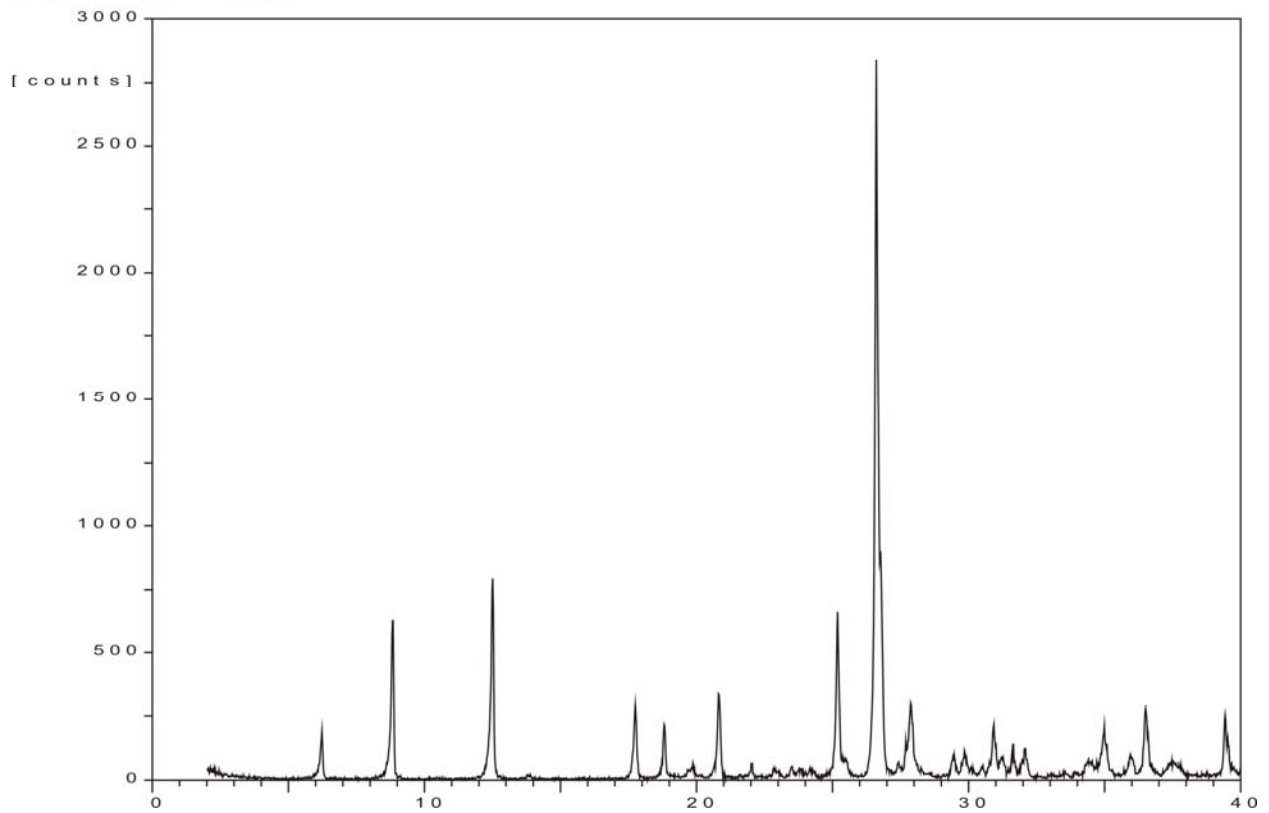


Sample identification: WA_379_G



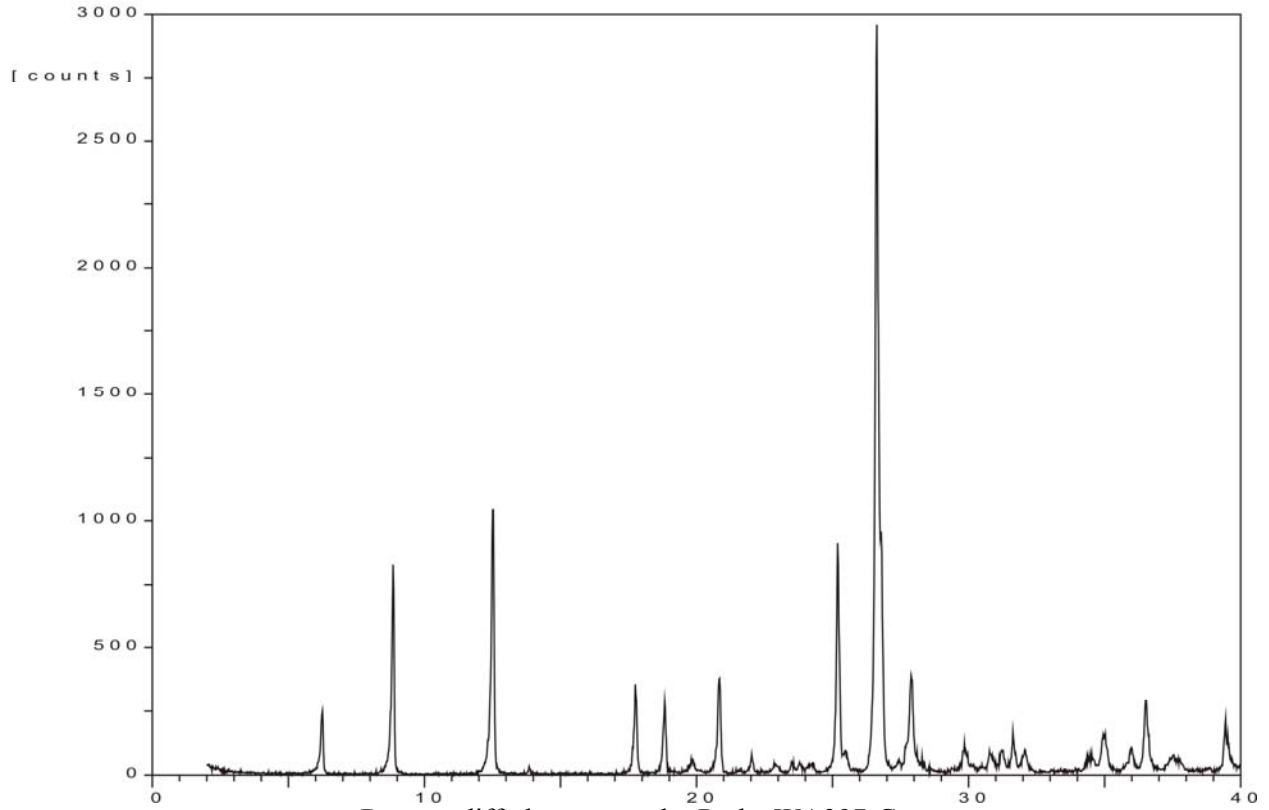
Röntgendiffraktogramm der Probe WA379-G.

Sample identification: WA_382_G



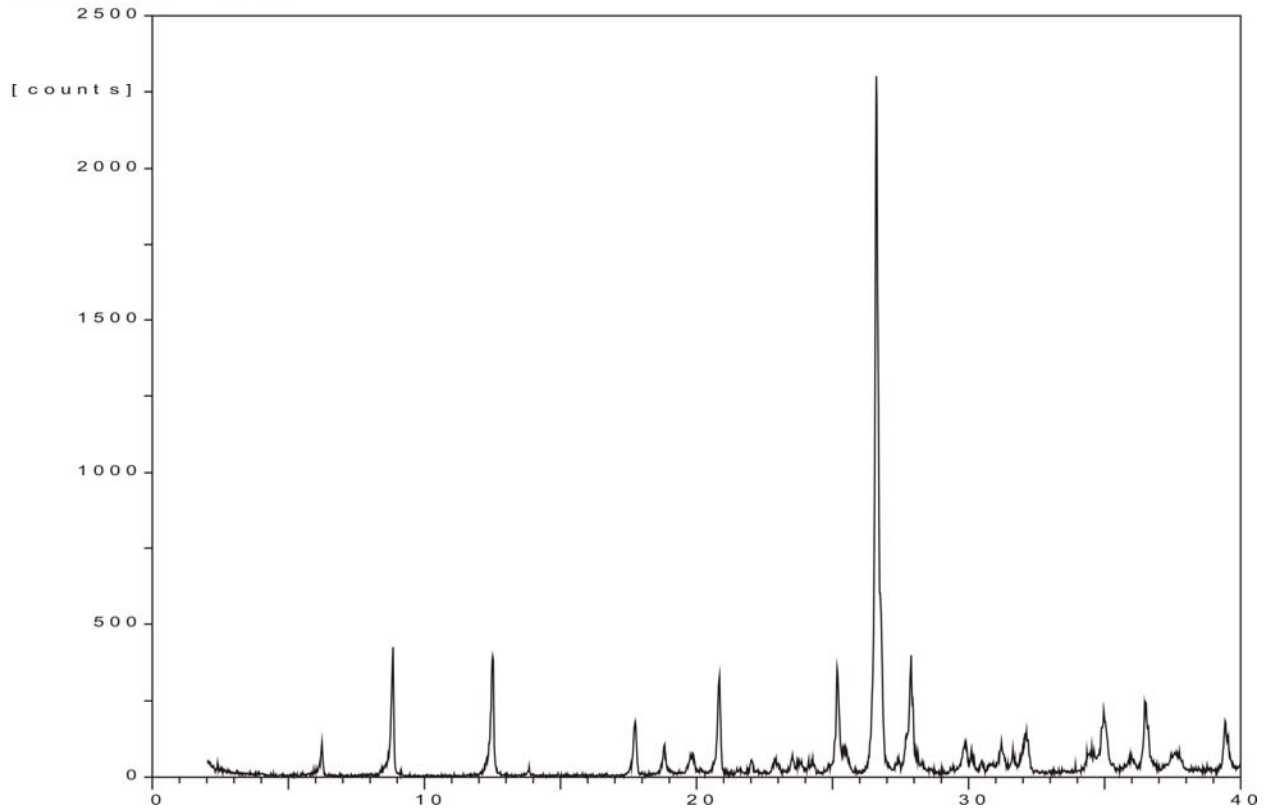
Röntgendiffraktogramm der Probe WA382-G.

Sample identification: WA_397_G



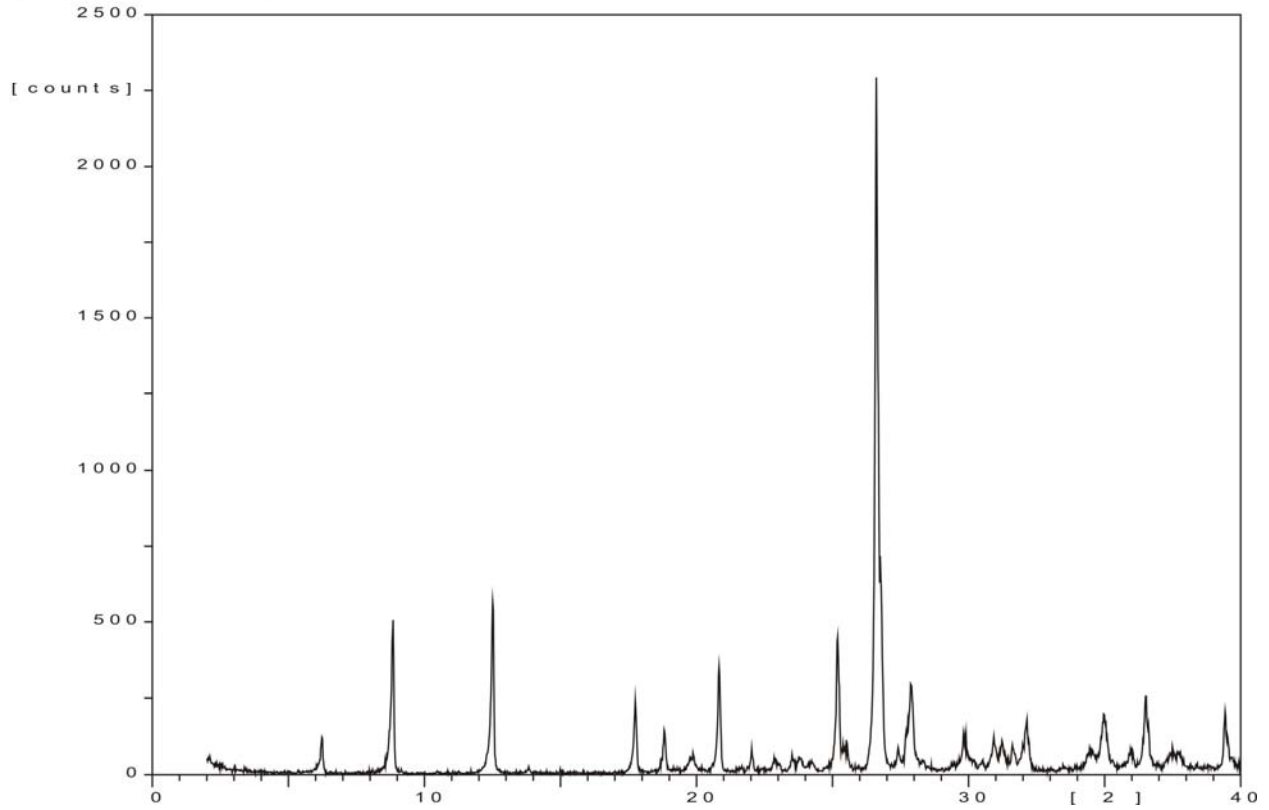
Röntgendiffraktogramm der Probe WA397-G.

Sample identification: WA_408_G



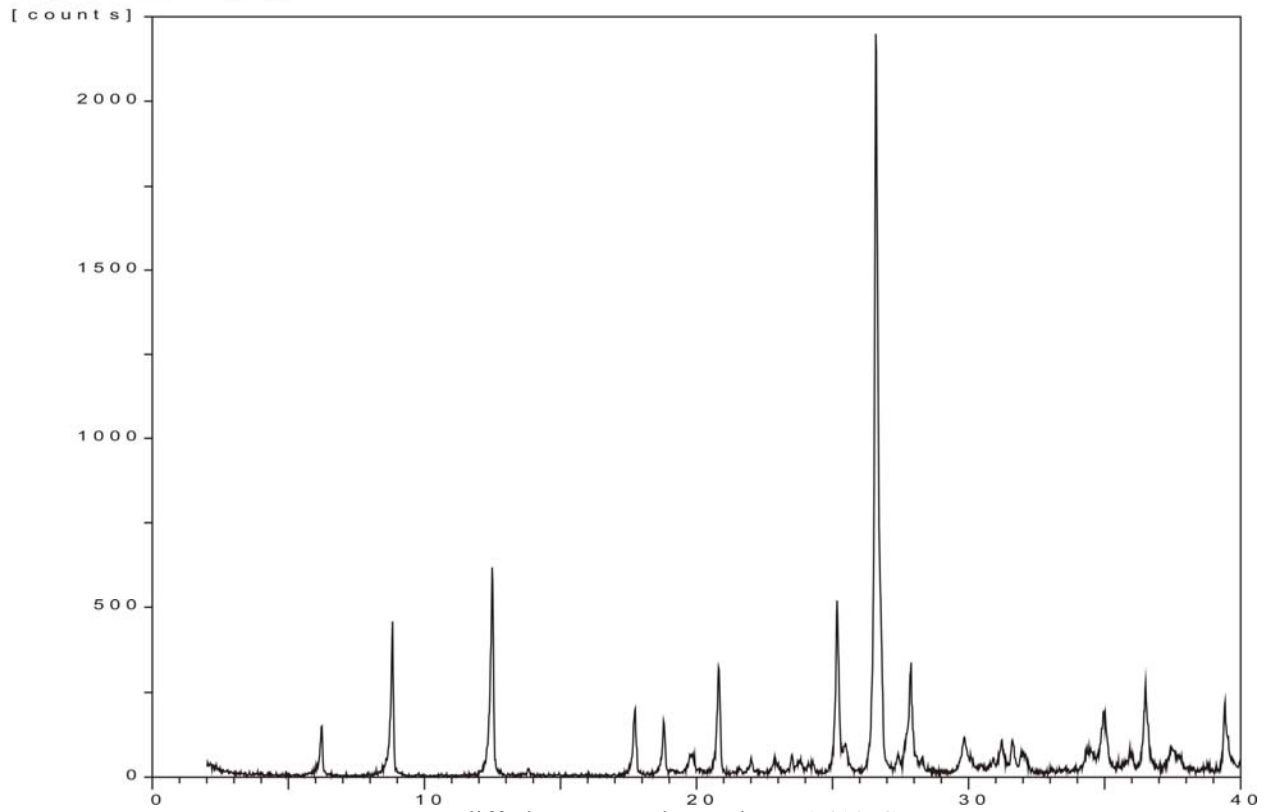
Röntgendiffraktogramm der Probe 408-G.

Sample identification: WA_411_G



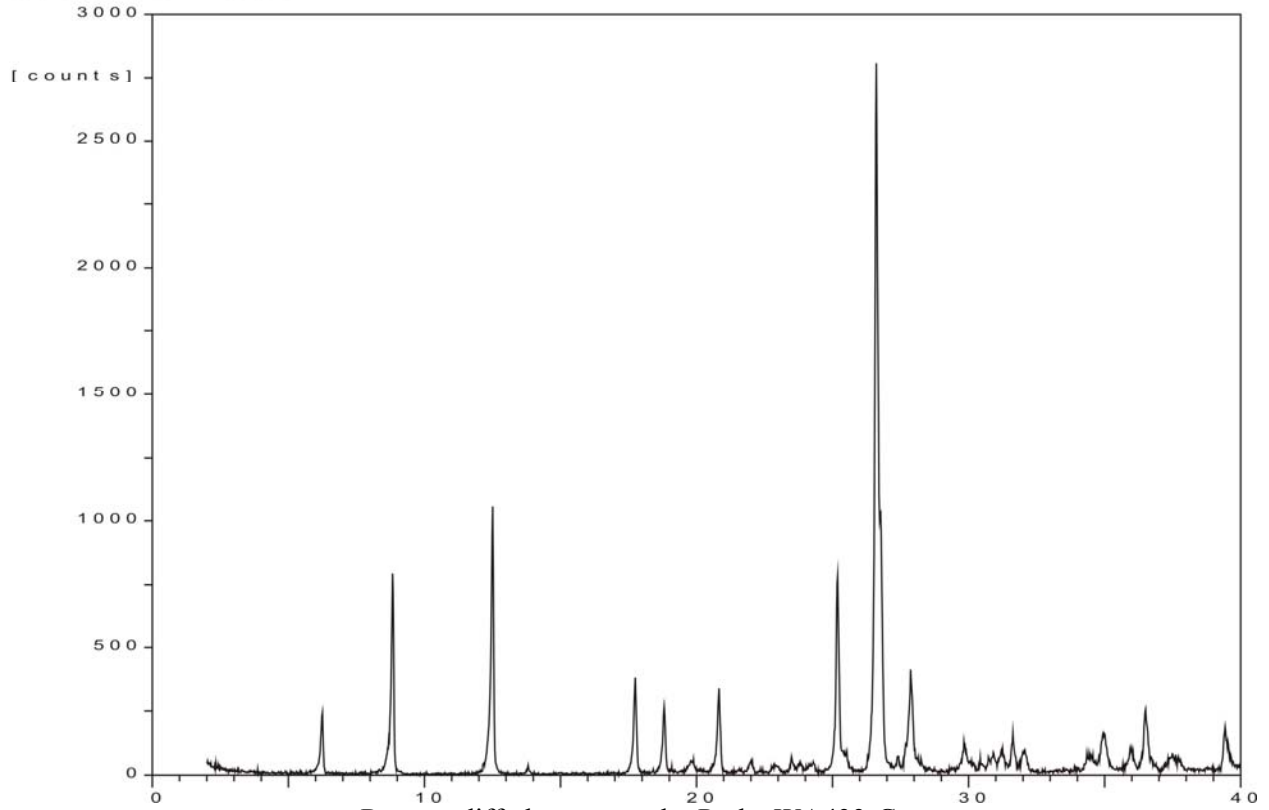
Röntgendiffraktogramm der Probe WA411-G.

Sample identification: WA_418_G



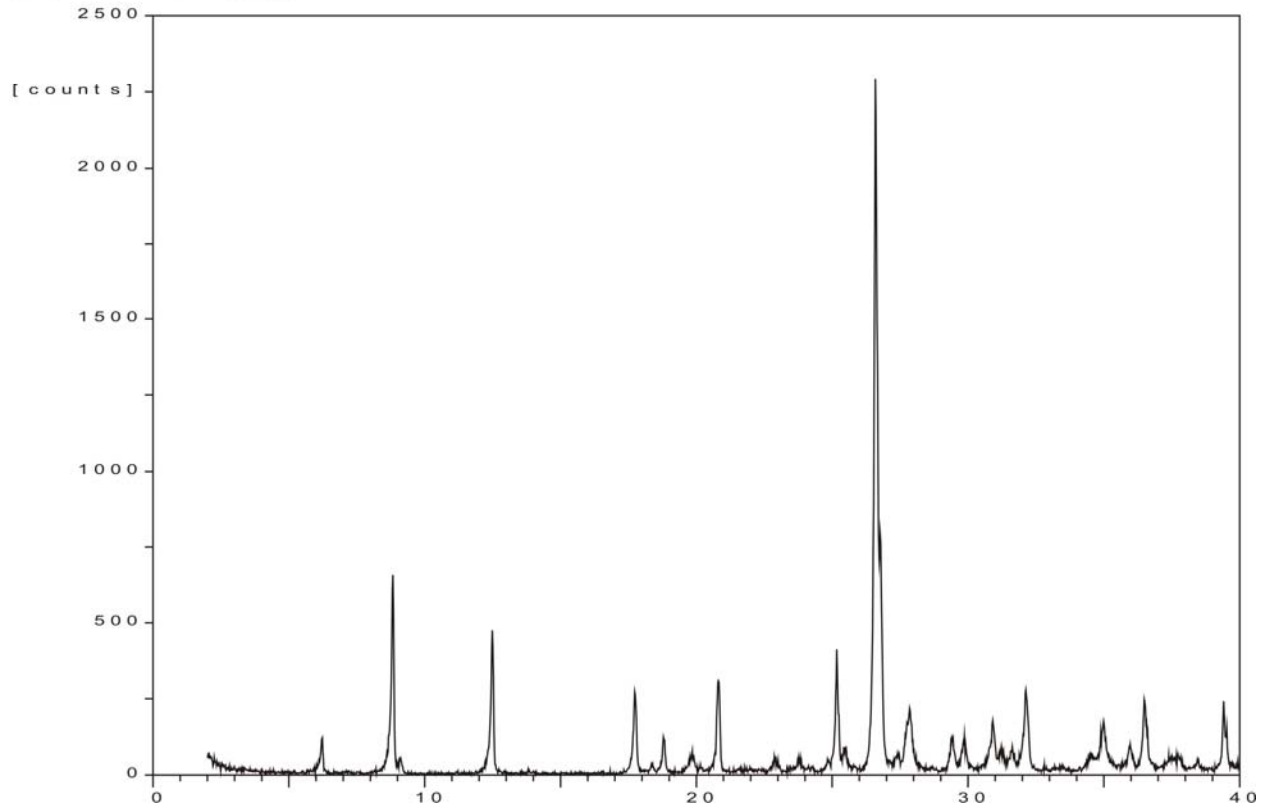
Röntgendiffraktogramm der Probe WA418-G.

Sample identification: WA_433_G



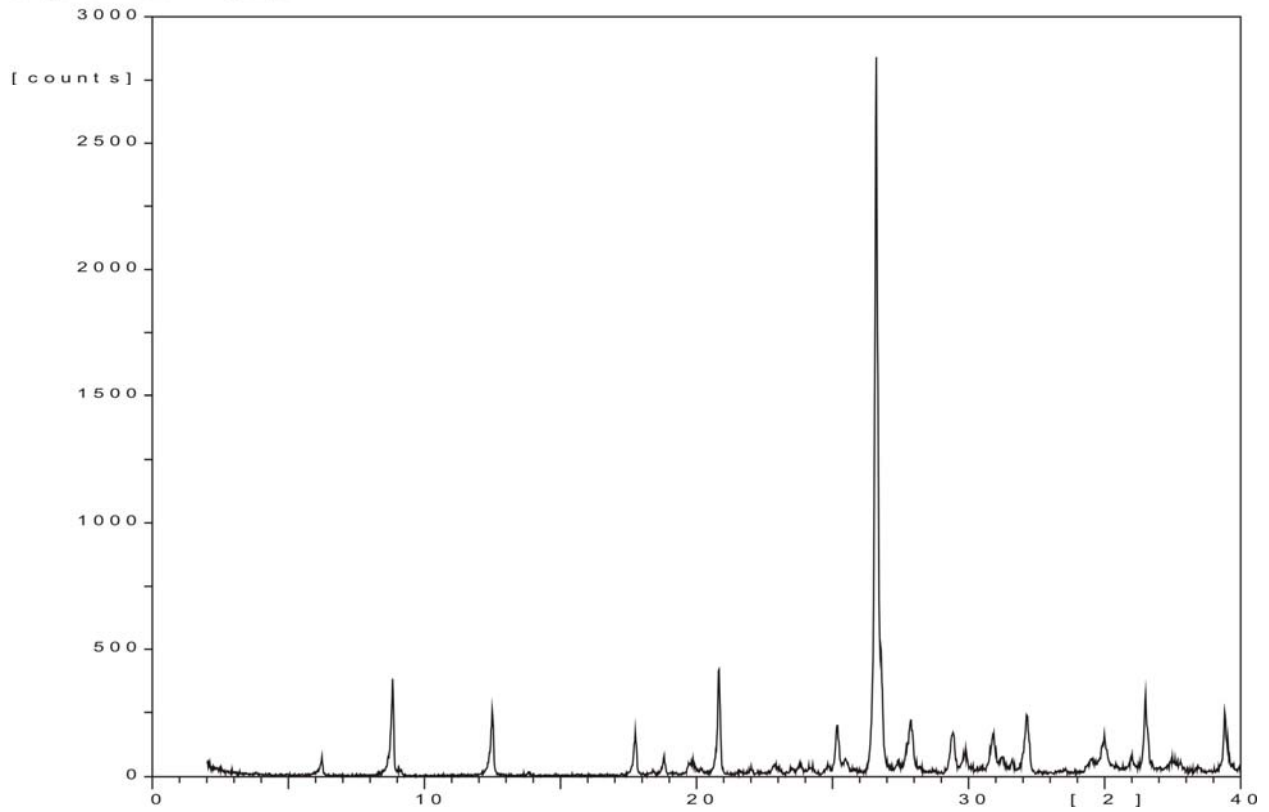
Röntgendiffraktogramm der Probe WA433-G.

Sample identification: WA_601_G



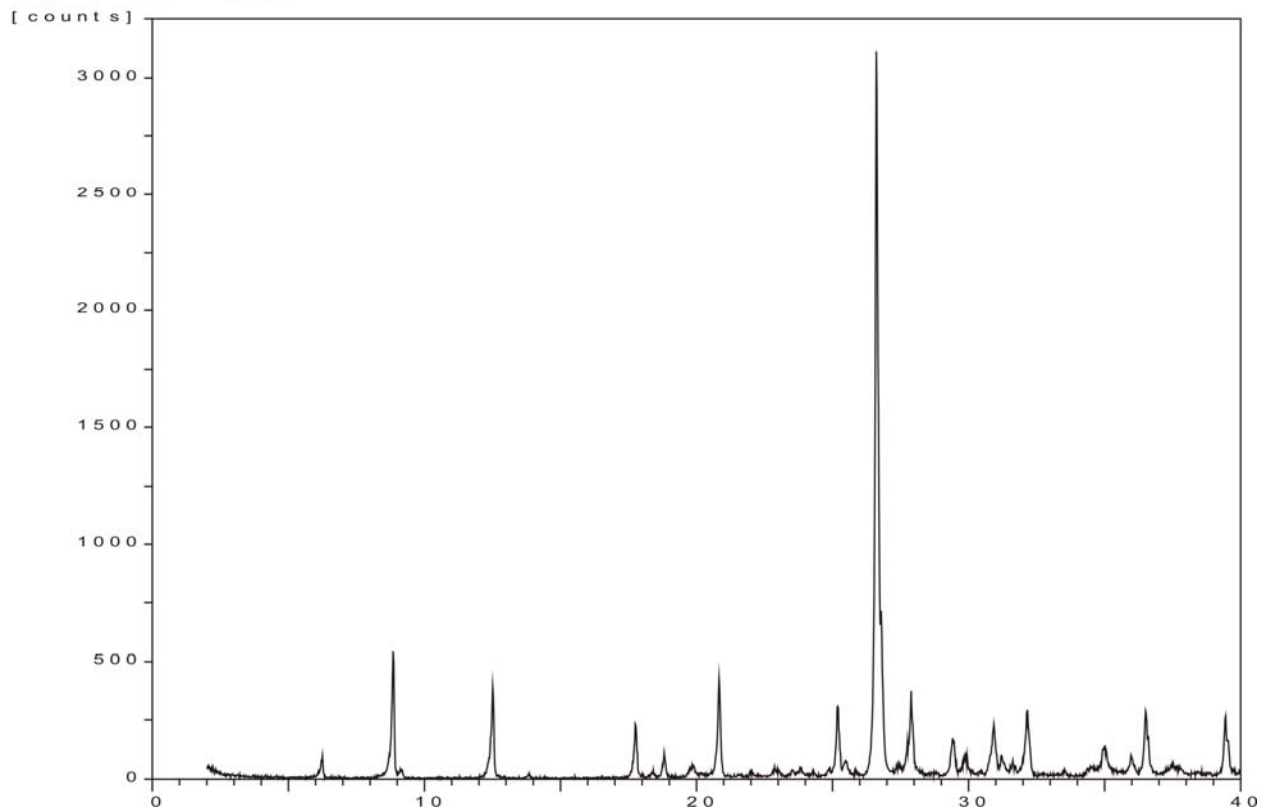
Röntgendiffraktogramm der Probe WA601-G.

Sample identification: WA_604_G



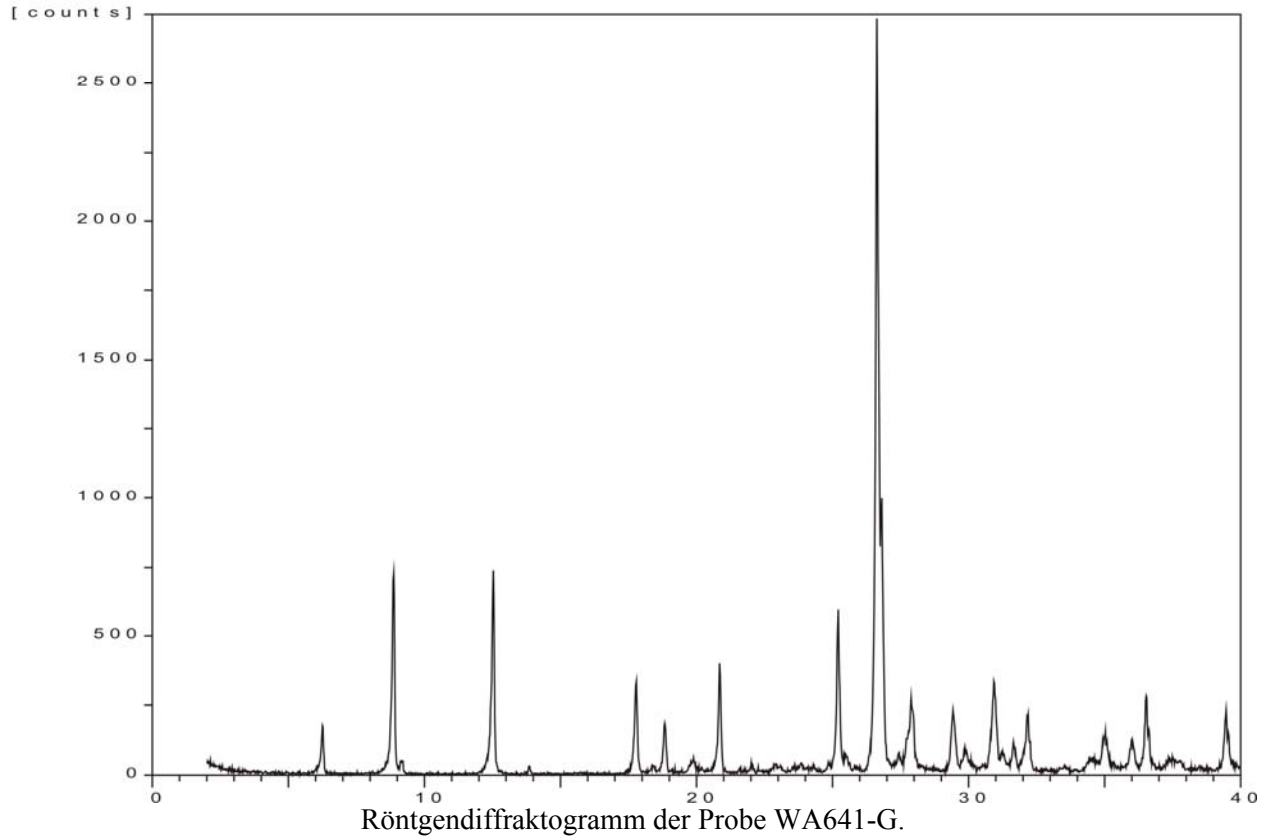
Röntgendiffraktogramm der Probe WA604-G.

Sample identification: WA_606_G

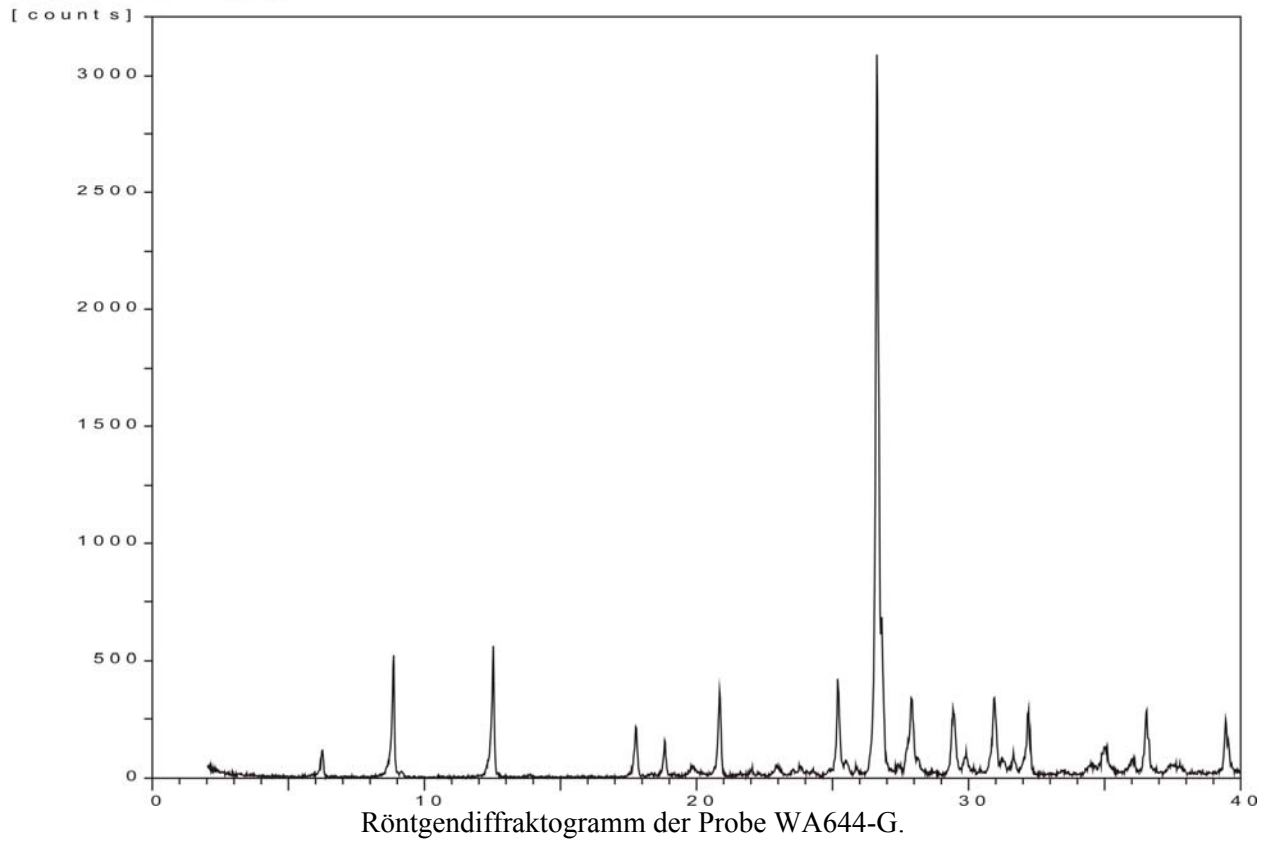


Röntgendiffraktogramm der Probe WA606-G.

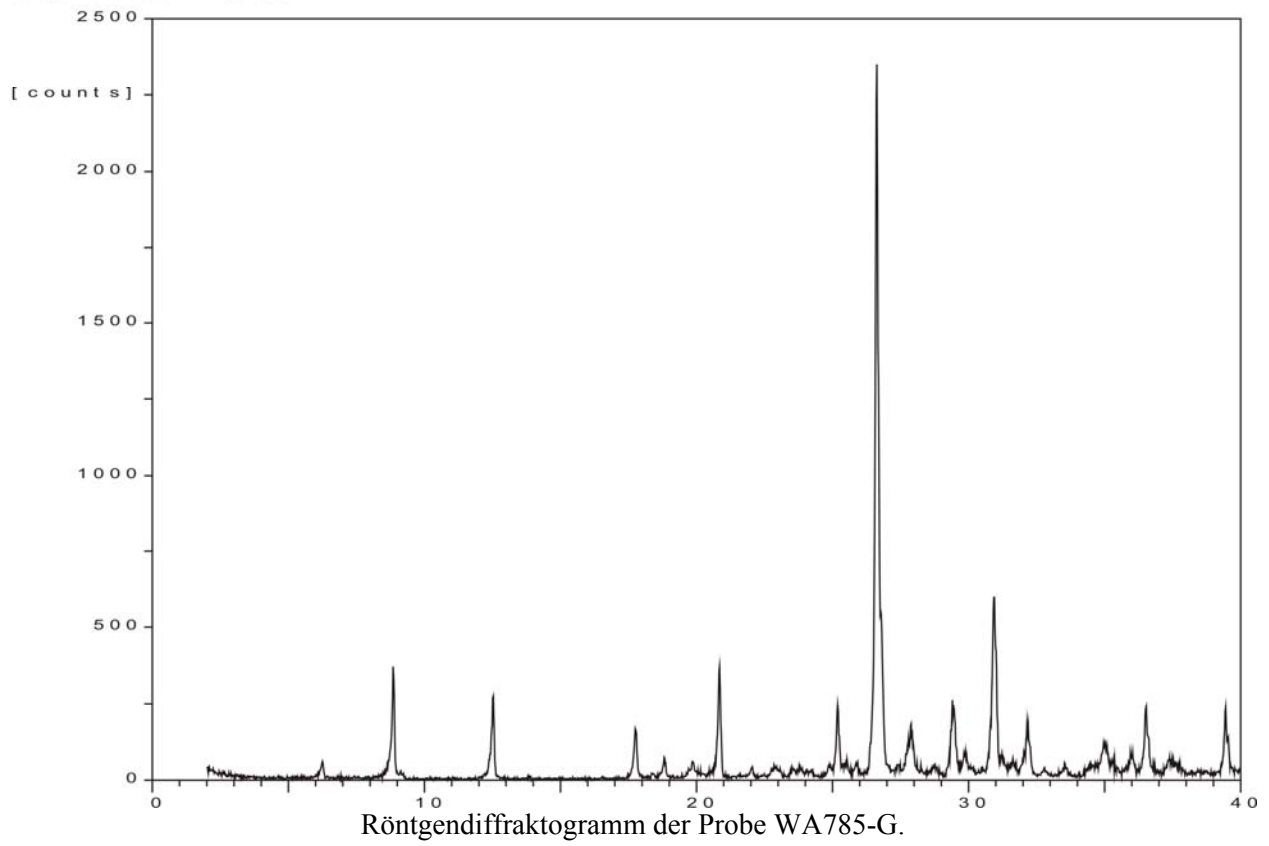
Sample identification: WA_641_G



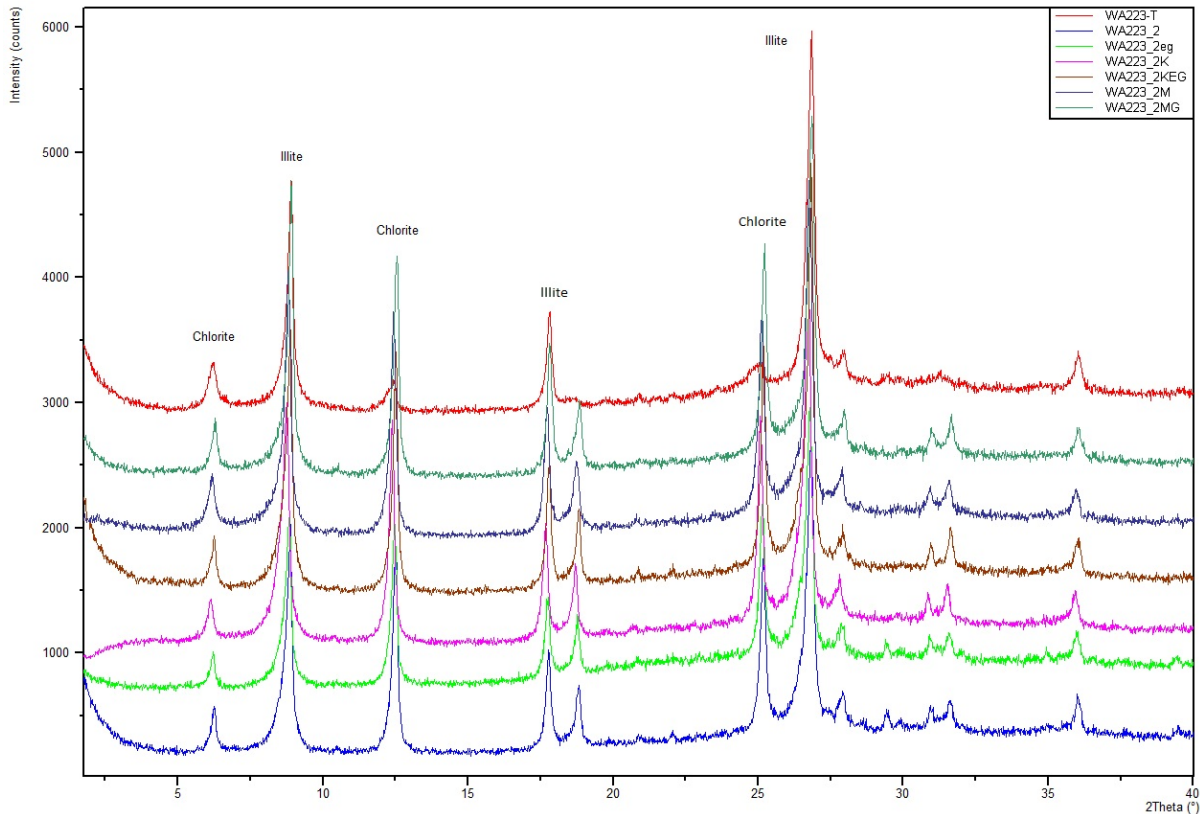
Sample identification: WA_644_G



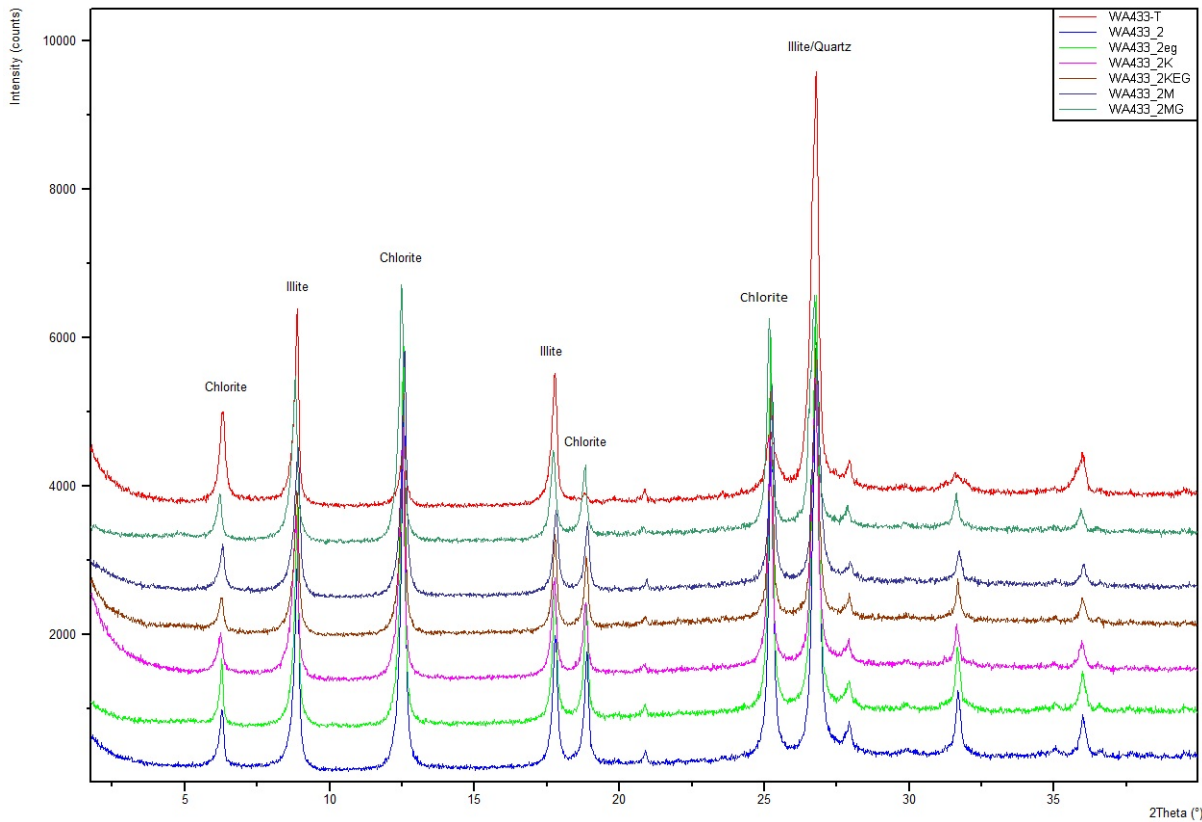
Sample identification: WA_785_G



11.5.2. Tonmineralogie



Röntgendiffraktogramm der Probe WA223 belegt mit Ethylenglycol, Kalium, Kalium und Ethylenglycol, Magnesium, Magnesium mit Ethylenglycol und bis 550 °C getempert.



Röntgendiffraktogramm der Probe WA433 belegt mit Ethylenglycol, Kalium, Kalium und Ethylenglycol, Magnesium, Magnesium mit Ethylenglycol und bis 550 °C getempert.

Johannes Steinbrener

geboren am 15.07.1985
Geburtsort: Schärding am Inn
Staatsbürgerschaft: Österreich
Telefonnummer: 0664 99 05 39 6
E-Mail: j.steinbrener@gmx.at

Lebenslauf

Ausbildung:

- 06.2003: Abschluss der Reifeprüfung des BG/BRG Schärding
- 10.2003: Beginn des Studiums Landschaftsarchitektur, BOKU Wien
- 02.2004: einjähriger Zivildienst im Alten- und Pflegeheim Schärding
- 10.2005: Beginn des Bakkalaureatstudiums Erdwissenschaften, Universität Wien
- 03.2009: Abschluss des Bakkalaureatstudiums
Bakkalaureatsarbeit mit dem Thema:
Die Fazies der Mergelkalke der Nierental - Formation im Profil Groisbach (NÖ),
Betreuer: Michael Wagreich
- 04.2009: Beginn des Masterstudiums Erdwissenschaften, Universität Wien

Berufliche Tätigkeiten:

- Seit Juli 2003 ständige Mitarbeit im Familienunternehmen Buchbinderei Steinbrener
- 2008 – 2011 Student Assistant, EGU General Assembly, Wien
- Juni 2010 bis November 2010 Werkvertrag der Geologischen Bundesanstalt zur Untersuchung der Bohrung Wattens
- WS 2010 Tutor in der Lehrveranstaltung Quantifizierung geologischer Prozesse
- Seit Februar 2011 Angestellter der Gutsverwaltung Katzenberg (Organisation)

Zusätzliche Kurse:

- Führerschein: B, E zu B und F
- BWL – Grundkurs auf der WU Wien (summer school, 2005)
- Ausbildung zum Sprengbefugten gem. § 6 der Verordnung BGBl Nr. 441/1975